

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

На правах рукописи

Потемкин Вадим Андреевич



**ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ СЕПАРАЦИИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ НАПРАВЛЕННОГО
РЕГУЛИРОВАНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СУСПЕНЗИИ**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

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

Санкт-Петербург - 2021

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1. ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД	12
1.1. Золото, как таковое	12
1.2. Типы золотосодержащих руд.....	13
1.2.1. Аллювиальные.....	13
1.2.2. Оксидные руды.....	13
1.2.3. Легкообогатимые руды.....	14
1.2.4. Руды, склонные к прег-роббингу	14
1.2.5. Упорные руды	15
1.3. Подходы к переработке упорных золотосодержащих руд	15
1.3.1. Окисление под давлением	16
1.3.2. Биовыщелачивание	17
1.3.3. Окислительный обжиг	18
1.4. Технологии золотоизвлекательных фабрик мира.....	19
1.4.1. Завод Форт Нокс	20
1.4.2. Рудник Обуаси (Гана).....	22
1.4.3. Рудник Телфер (Австралия).....	23
1.4.4. Олимпиадинское месторождение.....	25
1.4.5. Месторождение Благодатное	27
1.5. Методы моделирования и цифровизация в области обогащении минерального сырья.....	28
1.5.1. Программное обеспечение JKSimFloat	30
1.5.2. Программное обеспечение JKSimMet.....	32
1.5.3. Программное обеспечение HSC Chemistry, Outotec	33
1.5.4. Программное обеспечение Rocky DEM.....	34
1.5.5. Программное обеспечение Ansys	36
1.5.6. Применение цифровых двойников.....	37
1.5.7. Моделирование в области флотационного обогащения	38

1.5.8. Моделирование в области гравитационного обогащения.....	41
1.6. Выводы по главе 1.....	41
ГЛАВА 2. МЕТОДОЛОГИЯ И ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	43
2.1. Способы переработки золотосодержащих руд	43
2.1.1. Гравитационные методы обогащения.....	43
2.1.2. Флотация.....	44
2.1.3. Цианирование	48
2.2. Классификация руд по упорности.....	50
2.3. Методология исследования.....	52
2.3.1. Оценка элементного состава проб исходного материала и продуктов обогащения	54
2.3.2. Методика определения гранулометрического состава	54
2.3.3. Методика проведения экспериментов по измельчению	55
2.4. Руды, содержащие крупное золото	56
2.4.1. Определение гравитационно-извлекаемого золота в материалах.....	59
2.4.2. Оценка конечной скорости падения минеральных сростков.....	60
2.5. Углеродистые руды.....	62
2.5.1. Методика проведения эксперимента по дешламации на гидроциклоне	63
2.5.2. Методика проведения эксперимента по углеродистой флотации.....	64
2.5.3. Моделирование реологических параметров минеральной пульпы	65
2.5.4. Методика численного моделирования многофазных течений.....	68
2.6. Выводы по главе 2.....	70
ГЛАВА 3. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МНОГОФАЗНЫХ ТЕЧЕНИЙ И РЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ.....	72
3.1. Моделирование турбулентных потоков	72
3.1.1. Выбор модели турбулентности.....	73
3.2. Моделирование многофазных течений.....	74
3.3. Выбор многофазной модели	78
3.3.1. Подход Эйлера-Эйлера.....	78
3.3.2. Подход Эйлера-Лагранжа	79

3.4. Модели многофазного потока и модели турбулентности для гидроциклона..	80
3.4.1. Модель Volume of Fluid.....	82
3.5. Моделирование реологических параметров.....	84
3.6. Выводы по главе 3.....	90
ГЛАВА 4. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РУД АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ.....	92
4.1. Руды, содержащие крупное золото	92
4.1.1. Подготовка пробы и первичные исследования	92
4.1.2. GRG-тест.....	95
4.1.3. Оценка конечной скорости падения минеральных сростков.....	97
4.1.4. Принципиальная схема обогащения руд, содержащих крупное золото.....	103
4.2. Углеродистые руды.....	105
4.2.1. Определение наиболее эффективного метода обезуглероживания	105
4.2.2. Оценка реологических параметров минеральной пульпы.....	109
4.2.3. Численное моделирование процесса классификации в гидроциклоне.....	111
4.2.4. Принципиальная схема обогащения углеродистых руд	116
4.3. Блочная схема обогащения руд Арктической зоны.....	117
4.4. Выводы по главе 4.....	118
ГЛАВА 5. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РЕШЕНИЙ.....	120
5.1. Обзор мирового рынка золота	120
5.2. Мировые запасы золота.....	122
5.3. Комплексность переработки золотосодержащих руд	123
5.4. Выводы по главе 5.....	124
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	125
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	127
ПРИЛОЖЕНИЕ А Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2019612243.....	140
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2020618724.....	141

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Россия, равно как и остальные мировые державы, стоит перед проблемой снижения качества минерального сырья как разрабатываемых, так и готовящихся к разработке месторождений. В этой связи руды, характеризующиеся низким содержанием компонентов, тонкой вкрапленностью полезного компонента и осложнённым составом выходят на первый план. В числе источников такого сырья находятся месторождения Арктической зоны, такие как Майское и Нежданинское.

Становится ясно, что проблема переработки таких руд как никогда актуальна, ввиду складывающейся мировой обстановки. Важным является тот факт, что концентраты, производимые обогатительными фабриками, являются сырьём для гидрометаллургической переработки. В то же время, опираясь на отечественный и мировой опыт, можно утверждать, что руды с относительно высоким содержанием углерода или свободного золота не могут быть подвергнуты стандартным схемам переработки, ввиду угрозы потери ценного компонента – золота. Отсюда вытекает важная и актуальная задача современной промышленности – разработка таких схем и подходов обогащения, которые позволят как минимизировать содержание вредных компонентов, так и повысить извлечение ценных.

Значительный прогресс, достигнутый учёными многих стран в направлении переработки упорных руд, не отменяет того факта, что при эксплуатации подобного рода месторождений предприятия несут потери как на этапе обогащения, так и в дальнейшем при металлургической переработке. Это определяет возникающую необходимость расширения классификации упорных руд по факторам упорности, разработку новых и модернизацию стандартных схем обогащения, применение современных методов численного и математического моделирования.

Степень разработанности темы исследования. Многие отечественные учёные посвятили долгие годы проблеме изучения упорных золотосодержащих руд. Наиболее известные среди них Плаксин И.Н., Абрамов А.А.,

Лодейщиков В.В., Чантурия В.А. Среди зарубежных представителей научной среды выделяются следующие имена: Годэн А.М., О'Connor С., J.J. Cilliers.

Характерной чертой современного развития сферы переработки минерального сырья является цифровизация по всей цепочке производственного цикла. В этой связи нельзя не отметить тот факт, что широкий спектр работ посвящён вопросам применения численного моделирования, относительно различных процессов обогащения полезных ископаемых. Особо можно выделить научные коллективы Имперского Колледжа Лондона и Горного Института КНГ РАН, работы которых посвящены моделированию флотационных процессов.

Таким образом, разработка эффективных технологий переработки золотосодержащих руд Арктической зоны с целью повышения комплексности сырья и качества концентратов является актуальной задачей и имеет научную и практическую значимость в современных экономических условиях.

Цель исследования. Обоснование и разработка технологических решений, обеспечивающих повышение эффективности переработки упорных золотосодержащих руд за счёт учёта реологических особенностей минеральной суспензии с использованием методом математического моделирования.

Идея исследования. Для повышения комплексности использования показателей обогащения золотосодержащего сырья Арктической зоны необходимо учитывать реологические свойства минеральных суспензий, а также факторы упорности, посредством применения современных методов численного моделирования и объектно-ориентированного программирования.

Задачи исследования:

1. Анализ отечественных и зарубежных источников литературы на предмет методов переработки упорных руд и их технологических особенностей.
2. Разработка методики оценки процесса сепарации углеродистых руд с учётом реологических особенностей минеральной суспензии с применением численного моделирования.
3. Разработка технологической схемы обогащения золотосодержащих руд Арктической зоны, в зависимости от факторов упорности, с использованием

методов объектно-ориентированного программирования и математического моделирования.

4. Экономическое обоснование разработанных методик и технологий.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования являлись упорные золотосодержащие руды Арктической зоны двух типов: содержащие свободное золото и содержащие углеродистое вещество. Предметом исследования являлись процессы переработки данного типа сырья.

Методология и методы исследований. Комплекс экспериментальных исследований проводился на базе лабораторий Санкт-Петербургского горного университета. В числе использованного оборудования применялся дифракционный анализатор крупности Malvern Mastersizer 2000 Hydro S с целью анализа гранулометрического состава продуктов и исходного сырья. Рентгенофлуоресцентный спектрометр EDX-7000 фирмы Shimadzu использовался для анализа исходных проб и продуктов обогащения. Также в ходе экспериментальных исследований была использована установка с гидроциклоном, оснащённая зумпфом, манометром, насосом и устройством отбора проб, с целью изучения влияния реологических параметров пульпы на процесс классификации. В числе рудоподготовительного оборудования использовались шаровые мельницы и вибрационные сита.

Помимо вышеперечисленного, с целью проведения флотационных исследований использовались механические флотомшины НПК «Механобр-техника», Россия, пневмомеханическая флотационная машина Laarmann, Нидерланды. Статистическая обработка экспериментальных данных осуществлялась посредством программного обеспечения STATISTICA 10.0 и Microsoft Office Excel.

Численное моделирование осуществлялось в программном обеспечении Ansys Fluent, для построения трёхмерных геометрических моделей было использовано ПО Ansys SpaceClaim. Для разработки программного обеспечения для математического моделирования применялся язык объектно-ориентированного программирования Python 3.8.

Научная новизна:

1. Разработан алгоритм оценки обогатимости золотосодержащего сырья гравитационными методами на основе интерпретации данных численного и математического моделирования.

2. Уточнена классификация золотосодержащего сырья, а именно расширена категория «А», к которой относятся легко цианируемые руды.

3. Разработан алгоритм вычисления эмпирических коэффициентов реологического уравнения минеральной пульпы, модифицирующего уравнение движения Навье-Стокса.

Основные защищаемые положения:

1. Разработанный критерий обогатимости на основе данных моделирования по разделению полиминеральных смесей позволяет выявить границы применимости гравитационных методов обогащения и определить дополнительный фактор упорности с учетом данных минералогического и вещественного состава руд для обоснования эффективной технологической схемы переработки.

2. Методика оценки процесса сепарации углеродистого золотосодержащего сырья на основе математического и численного моделирования позволяет учесть реологические особенности минеральной пульпы с целью повышения комплексности переработки минерального сырья.

Теоретическая и практическая значимость работы:

Экспериментально подтверждена методика оценки процесса сепарации углеродистого золотосодержащего сырья на основе интерпретации данных численного моделирования. Выявлен дополнительный фактор классификации золотосодержащего сырья – наличие крупного золота. Разработана программа для ЭВМ для расчёта эмпирических коэффициентов реологического уравнения минеральной суспензии (№2020618724 от 04.08.2020 г.). Разработана программа для ЭВМ для расчёта скорости осаждения минеральных сростков и классификации их методом опорных векторов (№2019612243 от 13.02.2019 г.). Результаты исследований могут быть использованы в учебном процессе Санкт-Петербургского горного университета при проведении занятий по дисциплинам «Основы

обогащения полезных ископаемых», «Технология переработки руд цветных металлов».

Связь темы диссертации с научно-техническими программами, отраслевыми планами министерств и т.д. Диссертационная работа выполнена в соответствии с федеральной целевой программой «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технического комплекса России» на 2014-2020 годы, утвержденной Постановлением Правительства Российской Федерации № 426 от 21 мая 2013 года, № 14.574.21.0168 от 26.09.2017 г., уникальный идентификатор RFMEFI57417X0168.

Степень обоснованности и достоверности научных положений, выводов и рекомендаций, содержащихся в диссертации, обеспечивается комплексом экспериментально-теоретических исследований, проведённых с использованием современных подходов и высокоточного оборудования.

Апробация работы

Результаты теоретических и экспериментальных исследований докладывались на научно-практических конференциях и форумах как российского, так и международного уровня:

1. XV Международный форум-конкурс студентов и молодых учёных «Актуальные проблемы недропользования», Санкт-Петербург, 13-17 мая 2019 года. Тема доклада: «Using simulation for substantiation of effective technological solutions for gold suspensions beneficiation».

2. XVII Всероссийская конференция-конкурс студентов и аспирантов, Санкт-Петербург, 27-29 марта 2019 года. Тема доклада: «Применение методов численного моделирования для обоснования эффективных технологических решений в обогащении золотосодержащего сырья».

3. Всероссийская конференция-школа молодых учёных и специалистов «Развитие технологий добычи и обогащения месторождений полезных ископаемых» в рамках IX международной конференции «Горнодобывающая промышленность Баренцева Евро-Арктического региона: взгляд в будущее», 12-13

ноября 2019 года. Тема доклада: «Разработка и обоснование критерия обогатимости золотосодержащего сырья гравитационными методами».

4. Конференция молодых специалистов в области переработки минерального сырья в рамках XXIX Международного конгресса по обогащению полезных ископаемых (XXIX International Mineral Processing Congress 2018), Москва, 18 сентября 2018. Тема доклада: «Оценка эффективности флотационной сепарации методом интерпретации данных моделирования».

5. *69 BHT - Freiburger Universitätsforum 2018 «Future Materials – Safe Resources Supply – Circular Economy». Topic of report: «Justification of effective simulation techniques for separation processes».*

69 ежегодный Фрайбергский Университетский форум «Материалы будущего - Безопасное снабжение ресурсами - Циркулярная экономика», Фрайберг, Германия, 6-9 июня 2018. Тема доклада: «Обоснование эффективных методов моделирования процессов сепарации».

6. *58 Studencka Konferencja Górniczych Kół Naukowych Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. Topic of report: «Application of Ansys Fluent software for modelling of rheological properties of mineral slurries».*

58-я Студенческая конференция научных групп горного дела Краковской горно-металлургической академии, Краков, Польша, 1-9 декабря 2017 года. Тема доклада: «Применение программного обеспечения Ansys Fluent для моделирования реологических свойств минеральных суспензий».

7. Международная научно-практическая конференция «50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли» (Москва, ИПКОН РАН), 13-16 ноября 2017. Тема доклада: «Исследование и моделирование реологических характеристик минеральных суспензий».

Публикации. Основные результаты исследований опубликованы в 7 работах, в том числе 2 входят в перечень ведущих рецензируемых изданий, рекомендованных ВАК Минобрнауки; 3 опубликованы в изданиях, включенных в международную базу данных Scopus; получено 2 свидетельства на программы для ЭВМ.

Личный вклад автора в получении научных результатов заключается в изучении отечественных и зарубежных источников по проблеме исследования; постановке целей и реализации соответствующих задач исследования; формулировке и обосновании защищаемых положений; разработке методики определения дополнительного критерия упорности золотосодержащих руд; проведении комплекса экспериментальных исследований; разработке методики оценки процесса сепарации минерального сырья с учётом реологических параметров пульпы; обработке экспериментальных данных, полученных с использованием лабораторного оборудования; реализации разработанных ранее математических моделей в виде программного обеспечения; экономическом обосновании разработанных методик.

Структура диссертации. Диссертация состоит из введения, пяти глав с выводами по каждой из них, заключения и библиографического списка. Содержит 141 страницу машинописного текста, 72 рисунка, 15 таблиц, список литературы из 118 наименований и 2 приложения на 2 страницах.

Благодарности. Автор глубоко признателен научному руководителю доктору технических наук, профессору Татьяне Николаевне Александровой и коллективу кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета за оказанную поддержку и научное консультирование на протяжении всей работы.

Автор также признателен своему коллеге Читалову Леониду Сергеевичу за многолетнее и плодотворное сотрудничество; главному учёному секретарю Горного Университета Хлопониной Вере Сергеевне и всему её коллективу за неоценимую помощь и терпение в подготовке сопутствующих документов; а также Лавровой Анастасии Владимировне за поддержку и понимание.

ГЛАВА 1. ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

1.1. Золото, как таковое

Открытие таких драгоценных металлов, как золото и серебро, привело к тому, что эти металлы быстро стали доминировать в качестве основного средства законного платежного средства для большинства цивилизаций на протяжении последних пяти тысячелетий, пока не началось развитие бумажной валюты. Следы золотой валюты в форме слитков могут быть датированы эпохой древних египтян – 3000 г. до н.э. Золото остаётся одним из самых драгоценных металлов в XXI столетии (около 1800 долларов США за унцию в 2020 г.), в настоящее время добывается во всём мире, и будет добываться в будущем.

Золото имеет 79 номер в периодической таблице элементов Менделеева; оно классифицируется как переходный металл и имеет гранецентрированную кубическую кристаллическую структуру. Золото имеет высокий удельный вес – $19,3 \text{ г/см}^3$ при $20 \text{ }^\circ\text{C}$. Золото является самым пластичным и ковким металлом в мире. Основными областями применения данного металла являются ювелирные изделия, электроника (печатные платы), стоматология (золотые зубы, золотые пломбы), монеты.

Золото является благородным металлом, так как при температуре окружающей среды оно не подвергается окислению в воздушной или кислородной среде.

Золотые месторождения обычно встречаются в гидротермальных жилах, которые образуются из остатков магматических пород, подверженных геологическим воздействиям. Гипотермальные отложения подразделяются на три категории: эпиптермальные – с температурой от $50 \text{ }^\circ\text{C}$ до $200 \text{ }^\circ\text{C}$; мезотермальные – с температурой от $200 \text{ }^\circ\text{C}$ до $300 \text{ }^\circ\text{C}$; и гипотермальные – с температурой от $300 \text{ }^\circ\text{C}$ до $500 \text{ }^\circ\text{C}$. По мере того, как жидкость поднимается сквозь приповерхностные породы, минералы начинают осаждаться внутри трещин породы. Далее расплавленная магматическая порода течет и начинает охлаждаться,

присутствующие силикаты имеют тенденцию осаждаться первыми из раствора. Это приводит к увеличению концентрации металлов в расплавленном растворе, а расплавленный магнезит проникает через трещины в пласте при попытке подняться на поверхность. Золото является одним из последних элементов, которые осаждаются из магнезиальной жидкости, таким образом, она имеет тенденцию быть найдены мелких неустойчивых жилах, рассеянных по всей поверхности пород [81]. Золото связано с несколькими типами минералов, в основном сульфидами, карбонатами и силикатами.

1.2. Типы золотосодержащих руд

Существует множество категорий золотоносных руд, наиболее распространенные из которых перечислены ниже. В зависимости от конкретного типа руды, должен быть выбран подходящий процесс переработки, учитывающий множество факторов. К типичным золотоносным рудам относятся: аллювиальные, оксидные, легко обогатимые, гравитационные и упорные.

1.2.1. Аллювиальные

Аллювиальные золотосодержащие руды являются сильно выветренным/окисленным материалом, таким как пески и сланцы; транспортируется гидравлически, а затем осаждается с течением времени под действием воды. Обычно золото находят частично или полностью освобожденным, что делает его довольно легким для извлечения. Сульфиды присутствуют только в следовых количествах из-за высокой степени выветривания, и поэтому не являются проблемой при металлургической обработке этого типа руды.

1.2.2. Оксидные руды

Оксиды похожи на аллювиальные в том, что они также подвергались окислительным условиям в течение длительных периодов времени. Основное отличие состоит в том, что, в то время как россыпи находятся ниже по потоку от самого месторождения, оксиды находятся внутри самого месторождения, верхние слои которого обычно имеют трещины. Зона трещин часто имеет более низкое содержание, чем зона оксида без трещин под ней. Оба типа оксидных зон часто

содержат очень мало углеродистого вещества из-за выветривания. Выщелачивание часто является наиболее эффективным методом извлечения золота из руды этого типа. Флотационные методы не позволяют получить высокую степени извлечения в основном из-за окисления изначально присутствующих сульфидов. Оксидная зона без трещин требует более тонкого измельчения.

1.2.3. Легкообогатимые руды

Легкообогатимые руды определяются как руды, которые легко поддаются цианированию с небольшой предварительной подготовкой или без неё. Контрольным показателем, который соответствует данному типу сырья, является извлечение золота 95% в результате 48-часового цианирования при степени измельчения $P_{80} = 75$ мкм. Фактическое извлечение может быть ниже, поскольку экономика требует более грубого измельчения. Обычно свободно измельчаемые руды состоят из силикатов и карбонатов, также могут быть обнаружены сульфиды в меньших количествах (1-10%), включающие:

- пирит (FeS_2)
- халькопирит ($CuFeS_2$)
- галенит (PbS)
- сфалерит (ZnS)
- арсенопирит ($FeAsS$).

Следует отметить, что, как правило, золото слабо связано с этими сульфидами и может быть легко выделено путем измельчения.

Главным методом переработки данного типа руд является флотация. Иногда хвосты флотации могут быть подвергнуты цианированию для удаления оставшегося золота.

1.2.4. Руды, склонные к прег-роббингу

Руды, склонные к прег-роббингу, имеют высокую концентрацию углеродистого вещества, что препятствует извлечению цианированием. В процессе цианирования золото растворяется цианидом с образованием комплексов ($Au(CN)_2^-$). Однако ионы цианида золота имеют склонность адсорбироваться на углеродистом веществе, таким образом преждевременно выходя их из раствора и

потенциально теряясь в процессе цианирования. Углеродистое вещество принимает следующие формы: углеводороды, гуминовые кислоты и активированный элементарный углерод. Руда классифицируется как слабоуглеродистая, если содержание в ней активного углерода менее 1% углерода по массе, или как высокоуглеродистая, если содержание активного угля превышает 1%.

Прег-роббинг может быть серьезной проблемой и может сделать экономику проекта нерентабельной, если не могут быть реализованы подходящие контрмеры для повышения извлечения золота. Флотация не является подходящим решением, так как углеродистый материал флотируется вместе с золотосодержащими минералами. В то же время цианирование может быть более эффективным.

Например, на золотом руднике Пенджом (Малайзия), известном одной из худших в мире по качеству рудой, благодаря содержанию органического углерода 0,2-1,5%, удалось спасти производство золота за счет использования технологии RIL, благодаря чему извлечение золота достигает 90% [62].

1.2.5. Упорные руды

В упорных рудах золото тесно связано с сульфидными минералами, особенно с пиритом и арсенопиритом. Данный тип руды характеризуется тем, что тонкая вкрапленность золота в минералы-носители (также золото может быть встроено в кристаллическую решётку минерала) не позволяет раствору при выщелачивании достичь его [5]. Измельчение до более мелкого гранулометрического состава, которое обычно помогает повысить извлечение, обычно не влияет на упорные руды. Сульфиды обычно могут быть разрушены с помощью процессов предварительной обработки, которые подпадают под общую классификацию обжига, выщелачивания под давлением и биоокисления [81].

1.3. Подходы к переработке упорных золотосодержащих руд

Известно, что использование традиционных технологий для переработки упорных золотосодержащих руд зачастую ведёт к снижению инвестиционной привлекательности объектов, сдерживая их освоение [13]. В то же время, качество

минерального сырья неизбежно снижается, в связи с чем бедные и забалансовые руды всё больше вовлекаются в переработку.

Многолетний опыт отечественных и зарубежных обогатителей позволил разработать множество различных методов и процессов, направленных на переработку упорных золотосодержащих руд.

1.3.1. Окисление под давлением

В гидрометаллургических процессах извлечения металлов из руд или вторичных материалов (т.е. концентратов) существуют три основные процедуры [104]:

- растворение в выщелачивающем растворе;
- очистка выщелачивающего раствора;
- последующее извлечение ценного минерала из очищенного раствора.

Помимо обозначенных выше трех основных процедур, в гидрометаллургии существуют процессы, которые используются в качестве предварительной обработки, например при окислении под давлением упорных золотосодержащих руд.

Под «окислением под давлением» понимается окисление сульфидов, таких как пирит (FeS_2), при повышенной температуре и давлении. Окисление высвобождает инкапсулированные зерна золота из сульфидов и делает остатки окисления руды или концентрата более пригодными для извлечения золота путем цианирования на последующей стадии выщелачивания. Поэтому окисление под давлением золотой руды является этапом предварительного выщелачивания для повышения извлечения золота.

Несмотря на то, что окисление под давлением золотой руды и концентратов не позволяет напрямую извлекать золото, оно является существенным шагом в этом направлении, и, соответственно, является частью гидрометаллургии.

Окисление под давлением обычно проводят при температурах от 190 до 230 °С и избыточном давлении кислорода от 350 до 700 кПа. В этих условиях сульфидная сера окисляется до сульфатов и бисульфатов, а железо растворяется до двухвалентного или трёхвалентного железа. Трёхвалентное железо может

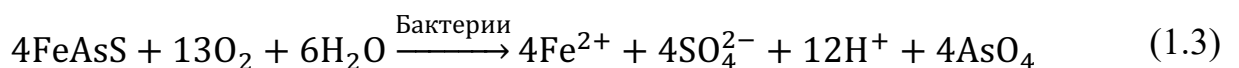
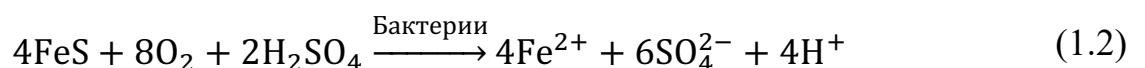
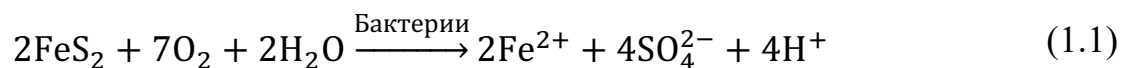
гидролизироваться и осаждаться в виде гематита, основного сульфата железа или ярозита, а также возможно образование элементарной серы в качестве продукта окисления. Чтобы избежать образования элементарной серы, которая является вредной для цианирования из-за чрезмерного расхода цианида, необходимы высокие температуры [94].

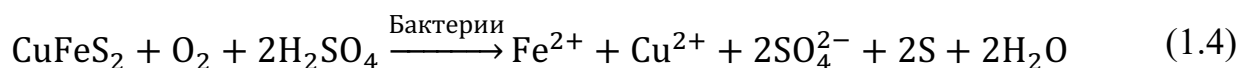
1.3.2. Биовыщелачивание

Применение бактериального окисления (биовыщелачивания) для предварительной обработки упорных сульфидных золотых концентратов в настоящее время считается апробированным коммерческим методом. Преимущества этого метода по сравнению с обжигом или окислением под давлением заключаются в том, что этот метод относительно проще в эксплуатации и контроле, дешевле, поскольку не требует высоких затрат энергии или дорогих автоклавов, и более безопасен для окружающей среды [48].

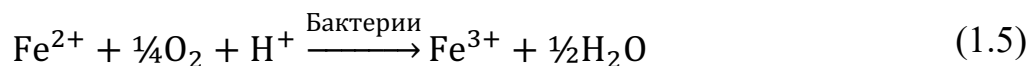
В методе биовыщелачивания бактерии используются для окисления сульфидных минералов, чтобы высвободить частицы золота из сульфидной матрицы, что делает их легко доступными для стадии цианирования. Механизмы окисления могут прямыми и косвенными [83].

Прямой механизм включает физический контакт между бактериями и сульфидными минералами, такими как пирит (FeS_2), пирротин и другие сульфиды железа (II) (FeS), арсенопирит (4FeAsS) и халькопирит (CuFeS_2), которые затем вступают в реакцию с растворенным кислородом, чтобы преобразовать сульфидную серу в сульфатную элементарную серу в соответствии с уравнениями (1.1), (1.2), (1.3) и (1.4):

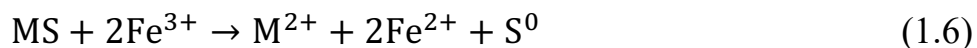




Косвенный механизм включает окислительно-восстановительный цикл ионов двухвалентного и трехвалентного железа на границе раздела минерал-раствор во время процесса BIOX в соответствии со следующей реакцией (уравнение (1.5)) [97]:



Ион железа, образующийся в результате реакции (1.5), играет важную роль в последующем окислении сульфида металла (II) в его двухвалентные ионы и элементарную серу в соответствии с реакцией (1.6):



Некоторые микроорганизмы, такие как гетеротрофные бактерии и грибы, способны пассивировать поверхность углеродистых веществ или разлагать их. В механизме пассивации поверхность углеродсодержащих веществ покрывается внеклеточным полимерным веществом, продуцируемым микроорганизмом.

1.3.3. Окислительный обжиг

Обжиг руд и концентратов можно определить как нагревание материала для того, чтобы вызвать реакцию, и удаление летучих веществ без образования плавления. Окислительный обжиг широко используется для предварительной обработки материалов, содержащих основные и драгоценные металлы, и для окисления сульфидов железа с образованием диоксида серы для фиксации при производстве извести или серной кислоты. Процесс осуществляется в диапазоне 450-820 °С и наиболее часто при 550 °С.

Для извлечения золота из упорных руд и концентратов обжиг широко используется на протяжении десятилетий. Во время процесса обжига физические, химические и минералогические свойства составляющих руды изменяются до степени, определяемой условиями обжига (например, температурой, давлением,

составом сырья и т.д.). Наиболее подходящим для цианирования продуктом обжига является тот, в котором:

- золото высвобождается и агломерируется;
- отсутствуют такие соединения, как цианиды и золотосодержащие материалы (например, свинец, сурьма), которые потребляют реагенты и снижают извлечение золота на последующей стадии цианирования.

Современные обжиговые машины работают по принципу псевдоожиженного слоя, когда воздух или смесь кислорода и воздуха проходит через слой загружаемого материала с непрерывной подачей. Обжиг выполняется с использованием одно- или двухступенчатой конфигурации в зависимости от типа руды.

В последние годы предпочтение отдается другим процессам, таким как биоокисление или окисление под давлением, чтобы избежать необходимости извлекать диоксид серы и оксид мышьяка из дымовых газов [45].

1.4. Технологии золотоизвлекательных фабрик мира

Понятие мирового рынка золота подразумевает такие аспекты системы циркуляции этого металла как производство, транспортировка, потребление. С точки зрения производства с большим отрывом от других стран лидирует Китай, на долю которого в 2015 году пришлось порядка 15% от всей мировой добычи. Несмотря на данный факт, с точки зрения запасов он значительно уступает таким странам как Австралия и Россия.

На эти страны в совокупности с США, Перу, Канадой и другими приходится около 63% мировой добычи золота. Темпы роста золотодобычи в России за прошедшие десять лет росли довольно быстро (в 1,5 раза), равно как и в Канаде, Бразилии, Колумбии и Китае. Такие страны как США и Перу, напротив, показывали снижение уровня добычи (рисунок 1.1 [51]).

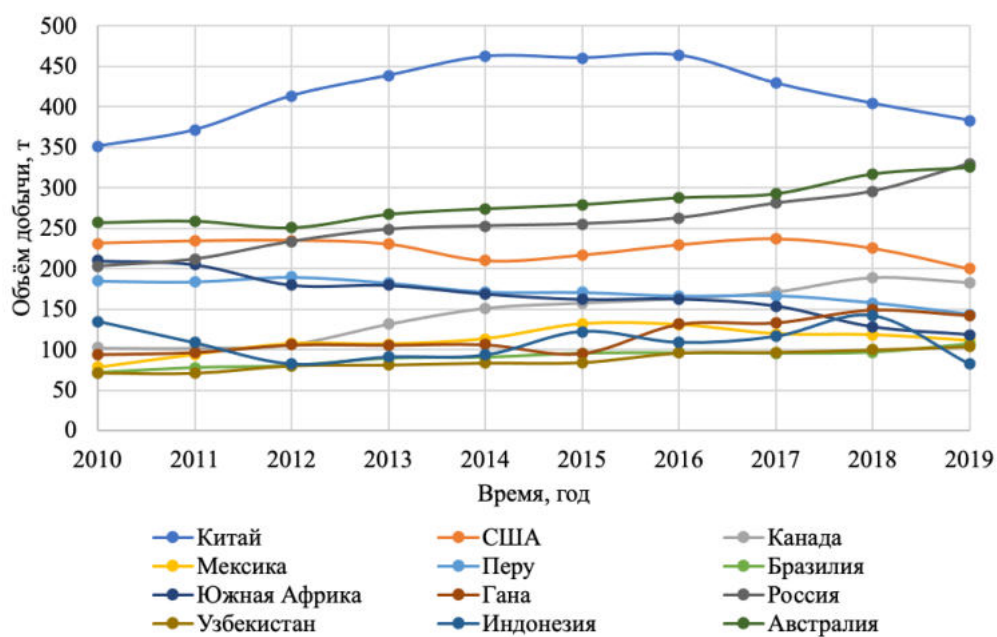


Рисунок 1.1 – Динамика золотодобычи в мире [51]

1.4.1. Завод Форт Нокс

Рудник Форт Нокс (рисунок 1.2 [118]) расположен в дренажной зоне Фиш-Крик горнодобывающего района Фэрбенкс, в 40 км к северо-востоку от Фэрбенкса, Аляска. Золоторудное месторождение Форт Нокс расположено на многофазном гранитном теле с увеличенной экспозиционной поверхностью. В настоящее время месторождение имеет размеры 1070 м с востока на запад и 610 м с севера на юг и простирается до глубины более 300 м. Доказанные и вероятные запасы золота на руднике Форт Нокс составляют 125 т золота в 147 т руды со средним содержанием металла 0,85 г/т, с возможностью повторного использования в расширенном объеме. Золото содержится в кварцевых жилах и прожилках, содержащих равномерно распределенное золото, как правило, размером менее 100 мкм. [76]



Рисунок 1.2 – Рудник Форт Нокс [118]

Промышленная добыча на руднике Форт Нокс началась в первом квартале 1997 года. Производительность фабрики составляет 36000 т/день, 365 дней в году с коэффициентом готовности около 94%. Отработанная руда, добываемая открытым способом, дробится до -200 мм в первичной гирационной дробилке рядом с карьером, а затем транспортируется на расстояние 0,9 км в отвал крупнозернистых руд на площадке фабрики. Крупная руда повторно забирается из запаса и транспортируется на 10-метровую фабрику SAG с внутренним диаметром 4,5 метра (15-футовую).

Разгрузка мельницы SAG крупностью +12,5 мм измельчается в 2-метровой конусной дробилке, а затем возвращается на мельницу SAG. Продукт мельницы полусамомельчения крупностью -12,5-мм подаётся на два шаровых мельницы замкнутого цикла с внутренним диаметром 6 м, 9 м, работающих в параллельном режиме. Конечный продукт из измельчающего контура примерно на 65 % проходит через 0,150 мм.[76]

Часть разгрузочного материала мельницы просеивается и подается в пятиступенчатый гравитационный восстановительный контур, состоящий из двух ступеней концентраторов Ричерта, батареи спиральных концентраторов и двух этапов концентрационных столов. Примерно 20% от общего объема производства золота извлекается с помощью гравитационного контура. Хвосты гравитационного контура возвращаются в контур измельчения.

Слив гидроциклона цикла измельчения подается через высокопроизводительный сгуститель, а пески перекачиваются в выщелачивающий контур, где инициируется процесс цианирования. Суспензия выщелачивающего контура перерабатывается обычным углеродистым циклом, работающим при концентрации 10 г/л суспензии. Хвосты углеродистого цикла переходят в контур разрушения цианидов SO_2 /воздуха, после чего они сбрасываются в хвостохранилище.

Стоит отметить, что реальное извлечение на фабрике достигает 89%, несмотря на тот факт, что руда, перерабатываемая на данном предприятии, имеет невысокое содержание золота. В данном случае важную роль играет то, что руда

легкообогатимая, а значит не требует большого количества извести и цианида, а также значительных энергозатрат на помол.

1.4.2. Рудник Обуаси (Гана)

Рудник Обуаси (рисунок 1.3 [114]) имеет площадь около 633 км² с рельефом, который варьируется от мягко волнистого до отчетливо холмистого и горного. В настоящее время компания занимается только подземной добычей полезных ископаемых. Через территорию пролегают два основных хребта. Главный, хребет Сансу-Муинси, проходит в центре с юго-запада на северо-восток по линии от Обуаси до Сансу и состоит из ряда низких пиков, обычно около 500 м над уровнем моря, разделенных круто расчлененными долинами и склонами 30-60% и более.

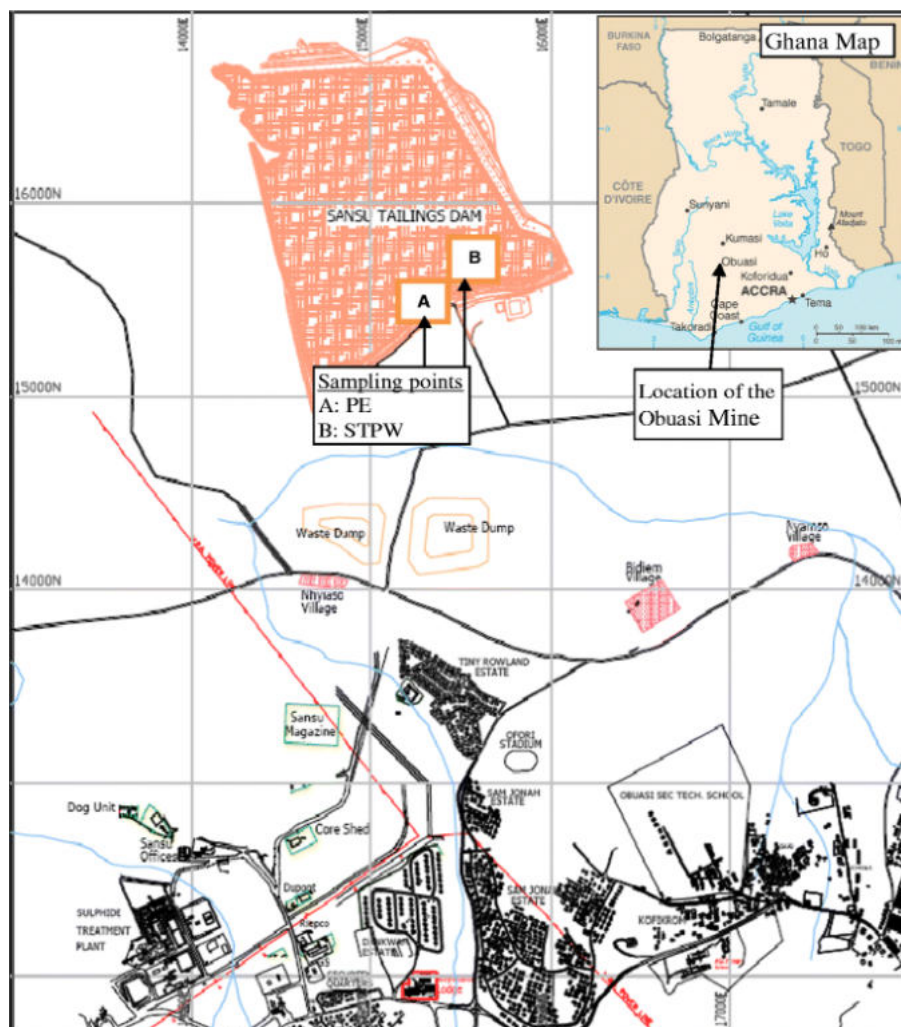


Рисунок 1.3 – Рудник Обуаси [114]

На месторождениях Обуаси добываются два типа золотоносных руд – кварцевые жилы и сульфидные руды (арсенопирит). Кварцевый жильный тип руды

состоит в основном из кварца со свободным золотом в сочетании с меньшим количеством различных металлов. Арсенопирит (FeAsS) ассоциируется с золотом, железом, цинком, свинцом и медью. [114]

Эта золотая руда, как правило, не является упорной и характеризуется включением золота в кристаллическую решетку сульфидных минералов. Процентный состав для Fe, As и S соответственно составляет 34.3, 46.0 и 19.7 %. [114]

Горно-обогащительная фабрика рудника Обуаси расположена примерно в 6 км к юго-западу от хвостохранилища Сансу. Завод перерабатывает более 470000 тонн руды в месяц. Этапы переработки состоят из дробления, измельчения, флотации и биоокисления флотоконцентратов. В процессе биологического окисления используются бактерии для воздействия на ферментативные и химические изменения сульфидных минералов, концентрирующихся в процессе флотации. Бактерии окисляют минералы и делают их поддающимися традиционному выщелачиванию цианидами и адсорбции активированным углем. В конце процесса адсорбции активированным углём насыщенный золотом уголь удаляется и промывается перед или десорбцией цианистого золота при высокой температуре и pH.

Завод по извлечению золота с помощью бактерий (называемый "BIOX") является крупнейшим в мире с проектной производительностью концентрата 960 тонн в сутки. Образующиеся при этом ионы тяжелых металлов и сточные воды, насыщенные цианидом (т.е. технологические стоки), затем перекачиваются в хвостохранилище Сансу для хранения.

1.4.3. Рудник Телфер (Австралия)

Рудник Телфер – это золотой, медный и серебряный рудник, расположенный в Телфере на земле народа Марту, в Большой Песчаной пустыне Западной Австралии. Он принадлежит Ньюкрест Майнинг, крупнейшему производителю золота, котирующемуся на Австралийской фондовой бирже.

Шахта была открыта компанией "Ньюмонт Майнинг" в 1972 году. В 2019 финансовом году на руднике Телфер было добыто 14,1 тонн золота, 15025 тонн

меди и 6,6 тонн серебра. По состоянию на 31 декабря 2018 года минеральные ресурсы составляли 200 тонн золота и 0,59 млн. тонн меди, а запасы руды на 31 декабря 2018 года составили 62 тонны золота и 0,20 миллиона тонн меди. На уровне 2019 года это соответствует запасам руды на 4,4 года добычи золота и 13,3 года добычи меди. [115]

Рудник Телфер эксплуатирует как подземные, так и открытые шахты. Подземная руда содержит преимущественно халькопирит с относительно большим количеством пиритового белокальцита, который является основным медным минералом в карьерной руде. Золото наиболее ассоциируется с медными минералами и пиритом. На обогатительной фабрике имеются две параллельные технологические линии. Больше половины сырья для линии 1 поступает из подземного рудника, а оставшаяся руда – из карьера. Подземная руда имеет более высокое содержание и составляет более 80% меди и 70% золота в сырье линии 1.

В дополнение к flash-флотации и гравитационной концентрации золота в цикле измельчения, основной контур флотации состоит из двух отдельных секций. Каждая секция имеет свой собственный контур основной и перечистой флотации. В зависимости от режима флотации эти две секции могут использоваться для извлечения медных минералов и пирита последовательно либо совместно. В то время как медный концентрат является конечным продуктом, пиритовый концентрат при производстве подвергается дальнейшему выщелачиванию в схеме CIL для извлечения золота. Рисунок 1.4 [115] представляет собой принципиальную схему переработки линии 1.

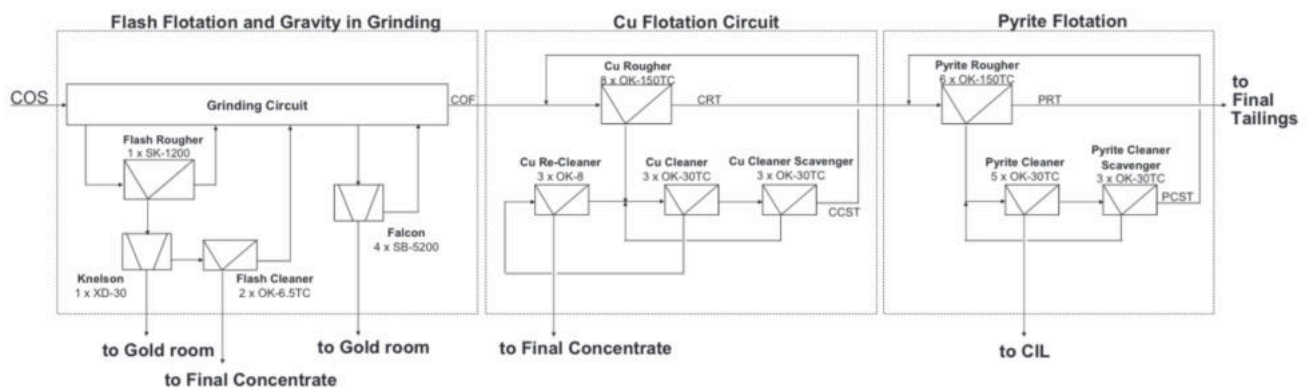


Рисунок 1.4 – Схема цепи аппаратов линии 1 рудника Телфер [115]

Так как основная экономическая выгода рудника приходится на производство золота, операционный фокус направлен на максимизацию его извлечения. Для достижения этой цели используется следующая стратегия:

- Нацеленность на размер крупность продукта измельчения, оптимальный для извлечения меди.
- Работа главного контура флотации в последовательном режиме.
- Нацеливание на минимальное содержание продаваемого медного концентрата.
- Выщелачивание пиритового концентрата для извлечения золота.

1.4.4. Олимпиадинское месторождение

Месторождение Олимпиадинское расположено в Красноярском крае, в пределах Верхне-Энашимского золоторудного узла. Наиболее важными минералами для данного месторождения являются следующие: золото, арсенопирит, пирротин, антимонит, кварц, мусковит, кальцит, сидерит, титановые минералы.

Данный тип руды может быть достаточно сложным для обогащения. Бактериальное окисление было выбрано в качестве подходящей экономичной и экологически чистой предварительной обработки флотоконцентратов для извлечения золота.

Золотоизвлекающая фабрика по переработке руд Олимпиадинского месторождения была введена в эксплуатацию в конце 2001 года. Проектная производительность фабрики по переработке руды составляет 3 млн. тонн в год [21]. В настоящее время ПАО "Полюс" занимает одно из лидирующих мест по добыче золота в Российской Федерации.

Переработка упорных руд осуществляется на ЗИФ-2 по технологии флотационирования с использованием уникальной для суровых климатических условий Севера технологии BIONORD® для переработки концентратов (рисунок 1.5 [102]). На действующей золотоизвлекающей фабрике первичные руды дробятся в один этап, измельчаются в два этапа с классификацией измельченной руды до 85% крупности $-0,074$ мм и перерабатываются в флотоконцентраты. Хвосты флотации

подвергаются цианированию и сорбционному выщелачиванию (выщелачиванию и адсорбции). Поток флотационного концентрата после биоокисления и нейтрализации также направляется на цианирование.

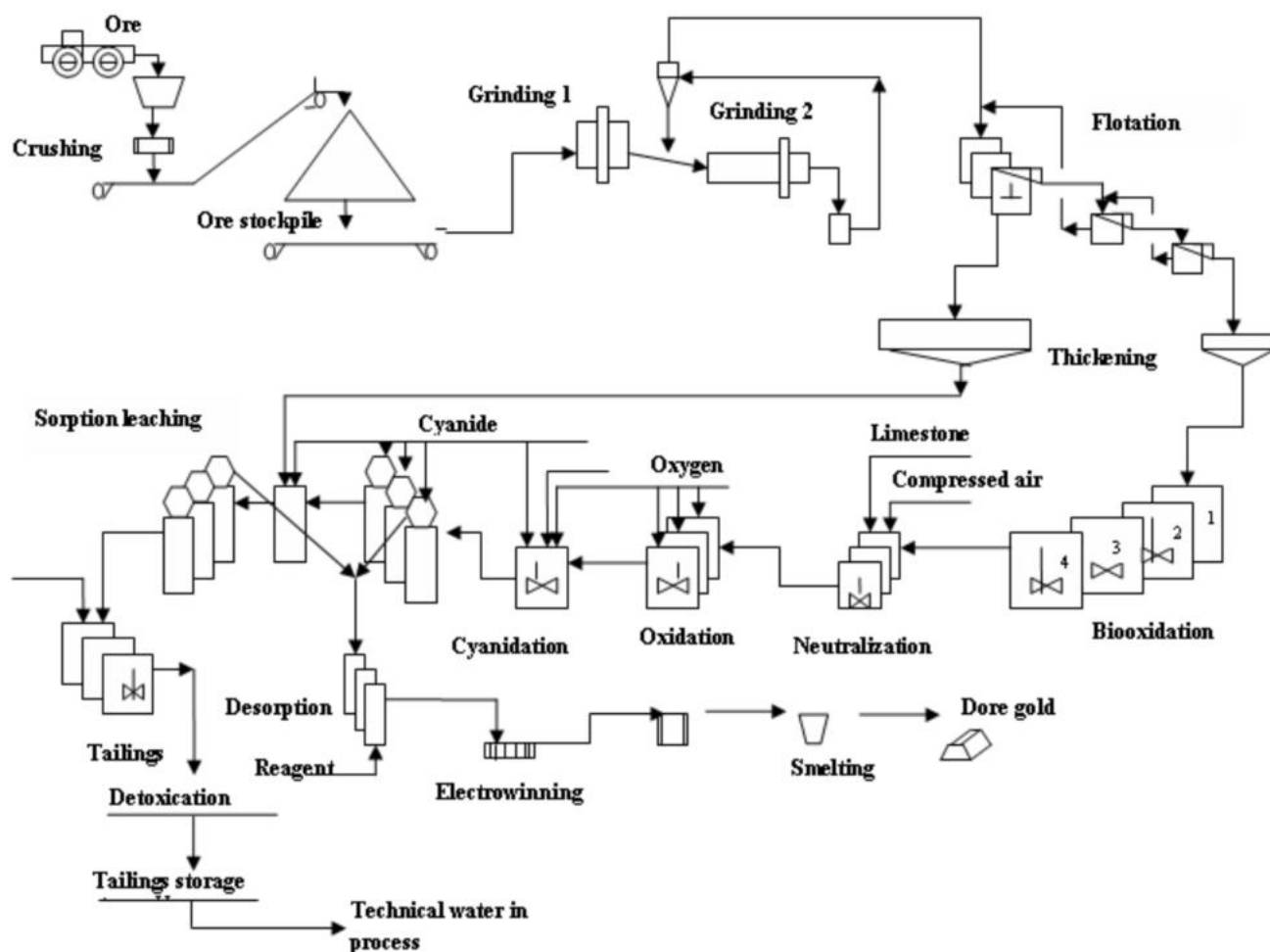


Рисунок 1.5 – Технологическая схема процесса BIONORD® [102]

В июле 2007 года была введена в эксплуатацию ЗИФ-3. В настоящее время на ЗИФ-2 работают пять линий, каждая из которых оснащена шестью реакторами объемом 500 м^3 , а на ЗИФ-3 – три линии, каждая из которых оснащена шестью реакторами объемом 1000 м^3 . Общая производительность первичных сульфидных руд на заводах Олимпиадинского месторождения сейчас достигает 8 млн. тонн в год. Время процесса составляет 120-150 ч при плотности пульпы 150-200 г/л и рабочей температуре $39\text{-}40^\circ\text{C}$.

Процесс основан на уникальном соотношении сульфидных минералов в руде Олимпиадинского месторождения. В основном золото присутствует в виде мелкодисперсных и субмикроскопических форм в тесной связи с сульфидными

минералами, обычно это пирит (FeS_2), пирротин (FeS), арсенопирит (FeAsS) и антимонит (Sb_2S_3). Следует особо отметить, что руда содержит высокий уровень карбоната и большое количество пирротина. Это предъявляет особые требования к процессу производства концентратов для биоокисления [102].

1.4.5. Месторождение Благодатное

Благодатное месторождение, принадлежащее ПАО «Полюс» расположено в Красноярском крае (Восточная Сибирь), разрабатывается открытым способом. Обогащительная фабрика состоит из линий дробления, измельчения, гравитационного обогащения, флотации и выщелачивания. Перерабатывающая фабрика была введена в эксплуатацию в июле 2010 года и имеет перерабатывающую мощность 6 млн. тонн руды в год, что делает ее крупнейшей фабрикой по переработке руды в золотодобывающей отрасли России. Измельчающий контур состоит из первичной конусной дробилки и двух одинаковых измельчающих линий с 4-мегаваттной мельницей полусамозмельчения, за которой следует 4-мегаваттная шаровая мельница в замкнутом контуре с циклонами. Грохот Derrick обрабатывает часть песков циклона, направляя материал крупностью -3 мм на концентраторы Knelson. Слив циклона поступает во флотационный контур, состоящий из двух параллельных линий, каждая из которых имеет четыре основных флотомашин и две перечистных. Упрощенные технологические схемы для контуров флотации и измельчения приведены на рисунке 1.6 [105] и рисунке 1.7 [105] соответственно.

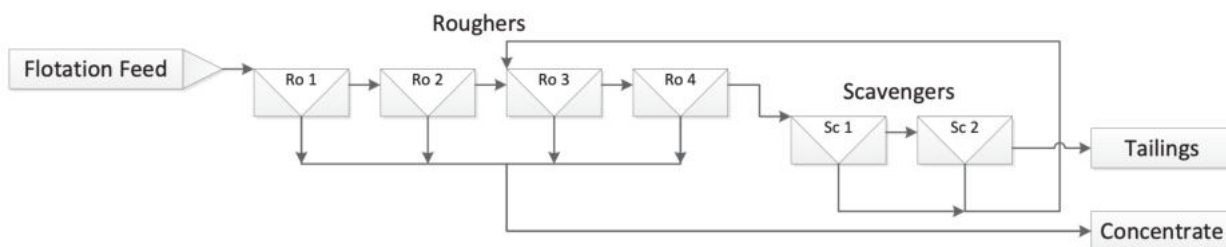


Рисунок 1.6 – Упрощённая схема процесса флотационного обогащения [105]

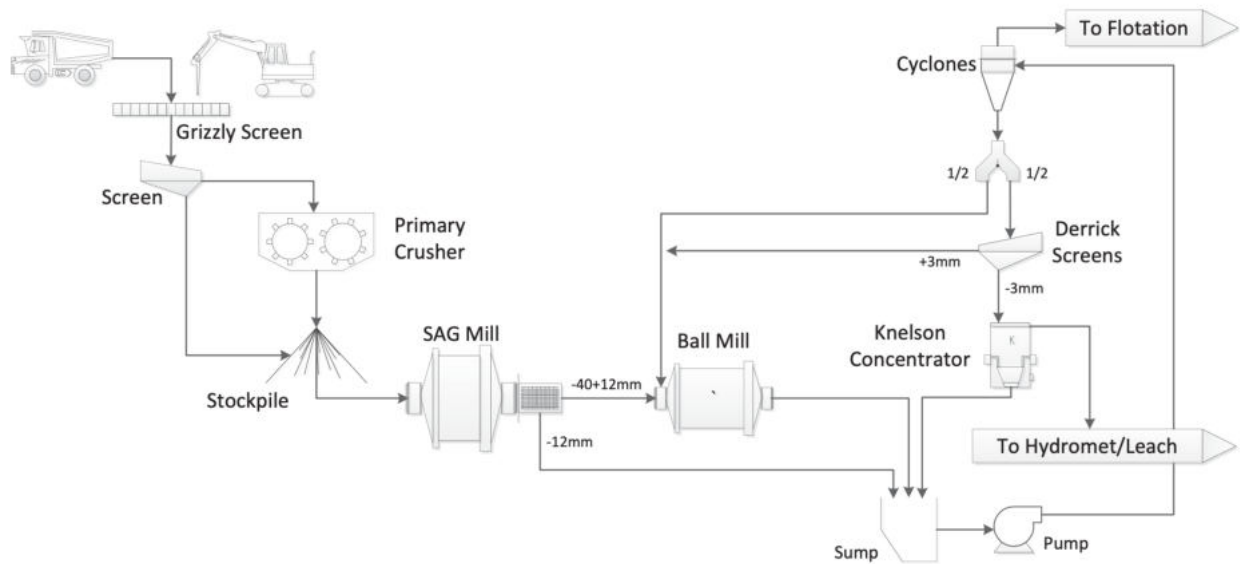


Рисунок 1.7 – Упрощённая схема процесса дезинтеграции [105]

В середине 2016 года добыча на Благодатном месторождении была ограничена для достижения планового уровня содержания флотационных хвостов. В связи с этим Полюс Золото привлекло компанию Hatch для реализации проекта по интеграции и оптимизации добычи на месторождении Благодатное. Целью проекта было повышение производительности, извлечения металлов и общей эффективности при одновременном снижении операционных затрат [105].

1.5. Методы моделирования и цифровизация в области обогащения минерального сырья

Характерной чертой современного развития сферы переработки минерального сырья является цифровизация по всей цепочке производственного цикла. Внедрение цифровизации позволяет принимать решения на любой стадии разработки в цифровом и интеллектуальном пространстве, что в свою очередь позволяет устанавливать связь независимо от местоположения, находясь в любой точки мира.

Важнейшими технологическими аспектами, в рамках которых происходит цифровизация и интеллектуализация в области переработки минерального сырья в среднесрочной и долгосрочной перспективе, являются:

- интеллектуальные системы поиска, разведки, разработки месторождений, добычи, транспорта и переработки минерального сырья различного генезиса, в том

числе создание актуальных баз данных, позволяющих моментально получить и проанализировать информацию;

– создание методов пространственной индексации векторных данных, позволяющих ускорить совместную обработку данных и увеличить скорость поиска объектов в векторном файле;

– разработка подходов к оценке состояния различных объектов добычи и переработки минерального сырья с применением технологии дистанционного зондирования Земли;

– инновационные технологии в области обогащения минерального сырья, в том числе моделирование процессов флотационного, гравитационного и др. методов обогащения;

– разработка программного обеспечения, позволяющего оценить различные параметры процессов на стадии обогатительного и металлургического передела, что в дальнейшем позволит повысить извлечение ценных компонентов, и смоделировать технологические схемы, в том числе нейросетевое моделирование, дающее возможность обработать большие массивы различных данных с целью разработки систем искусственного интеллекта.

Внедрение цифровизации в область переработки минерального сырья позволит провести эффективную модернизацию промышленности, более глубоко изучить особенности технологических процессов.

Одним из этапов цифровизации является моделирование технологических процессов, которое осуществляется в специализированных программных пакетах, основные из которых будут рассмотрены ниже.

В последние годы достигнут значительный прогресс в области вычислительных мощностей и технологий программирования, что позволяет более детально моделировать более сложные процессы. Это привело к более глубокому пониманию этих сложных процессов, включая схемы обогащения полезных ископаемых.

В частности, флотация – сложнейший процесс, некоторые части которого до сих пор не до конца изучены. Это связано со сложной природой физических

деталей флотации, а также с внутренними циркуляционными контурами, которые необходимы для эффективной работы процесса.

Одним из способов расширения знаний о флотации и о поведении сложных флотационных процессов является использование методов моделирования. Для этой цели существуют коммерческие продукты, такие как Outotec HSC Chemistry и JKSimFloat, которые часто используются в качестве подспорья при проектировании флотационных фабрик. Из-за сложности процесса флотации минералов чрезвычайно сложно разработать автономную модель, которая была бы очень точной и могла бы точно описать реальный процесс [70]. Последние достижения в области вычислений позволили разработать динамические онлайн симуляторы, которые можно запускать параллельно с реальным процессом, и адаптировать параметры симуляции таким образом, чтобы можно было значительно повысить их точность.

1.5.1. Программное обеспечение JKSimFloat

Данное программное обеспечение используется на производстве и в консалтинге с целью эффективного моделирования процессов флотации на обогатительных фабриках.

JKSimFloat (рисунок 1.9) включает методологию моделирования, разработанную в рамках проекта AMIRA International P9 под названием "Оптимизация минеральных процессов путем моделирования и имитационного моделирования", спонсорами которого являются многие ведущие мировые компании по переработке минерального сырья и поставщики для отрасли. Это совместный исследовательский проект с участием Исследовательского центра минерального сырья Джулиуса Крутшнита (JKMRC) в Австралии (с 1952 г.), Кейптаунского университета (UCT) в Южной Африке (с 1997 г.), Университета Макгилла в Канаде (с 2001 г.) и других университетов в последние годы. Эта методология использует данные, полученные на флотационной установке, и включает в себя различные полуэмпирические модели подпроцессов для представления данных для моделирования [100].

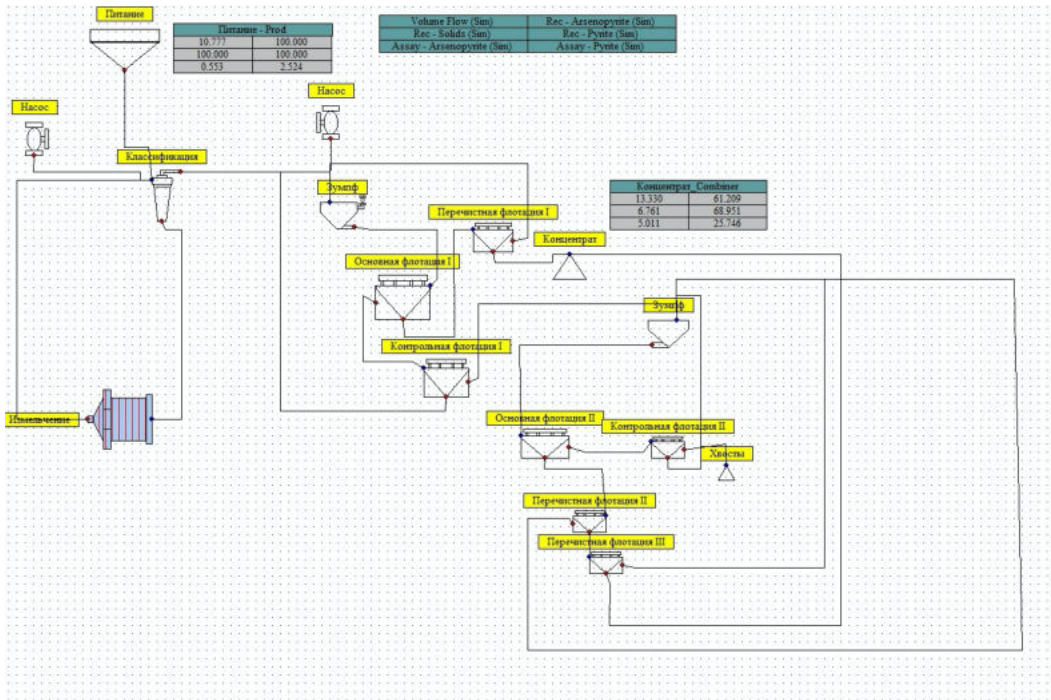


Рисунок 1.8 – Интерфейс ПО JKSImFloat

Модели, используемые в JKSImFloat, делят процесс флотации на параметры, обусловленные параметрами машины, такие как гидродинамика и характеристики пены; и параметры руды, например, флотуемость. Моделирование в данном программном пакете базируется на математическом отображении процесса флотации как уравнения кинетики первого порядка (уравнения Белоглазова в отечественной литературе). Ниже показана базовая модель (формула (2.1)) для прогнозирования извлечения определенной группы частиц из флотационных ячеек (R_i) в JKSImFloat:

$$R_i = \frac{P_i \cdot S_b \cdot R_f \cdot \tau \cdot (1 - R_w) + ENT \cdot R_w}{(1 + P_i \cdot S_b \cdot R_f \cdot \tau)(1 - R_w) + ENT \cdot R_w} \quad (1.7)$$

где P_i – флотуемость i -го компонента, безразмерная величина; S_b – удельная интенсивность аэрации, характеризующая степень диспергации пульпы газообразной фазой; R_i – выход пенного продукта в процессе флотации; τ – время пребывания пульпы в камере, мин; R_w – извлечение воды, ENT – степень уноса.

Методология, использованная для получения вышеуказанных параметров, подробно описана в работе [37].

1.5.2. Программное обеспечение JKSimMet

Программный пакет JKSimMet (рисунок 1.9) разрабатывался последние 35 лет с учетом результатов различных исследовательских проектов, проведенных в Исследовательском центре минеральных ресурсов имени Юлиуса Крутшнита (JKMRC), входящем в состав Института устойчивого развития минеральных ресурсов при Квинслендском университете. Это программа, которая позволяет пользователю работать с массовым балансом, применять различные модели с целью симуляции процессов, протекающих в контуре дробления, измельчения и классификации.

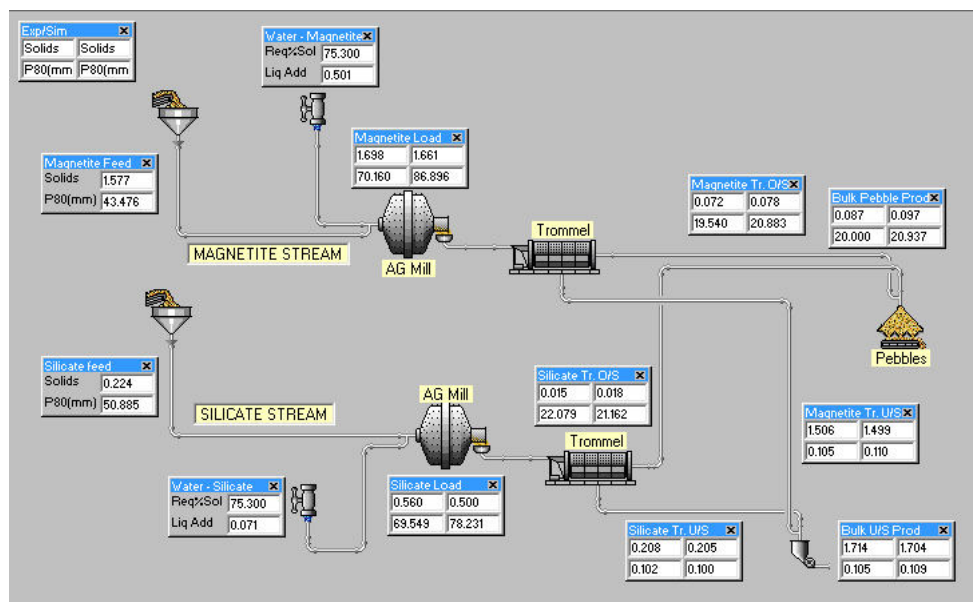


Рисунок 1.9 – Интерфейс ПО JKSimMet

Зарождение многих моделей измельчения и классификации, имеющих сегодня в JKSimMet, началось с первого воплощения проекта AMIRA P9 в 1962 году, за которым последовало основание и эволюция в 1970 году Центра изучения минеральных ресурсов Юлиуса Крутшнита (JKMRC).

Модели шаровой мельницы, дробилки и стержневой мельницы появились в 1970-х годах на основе работ Уайтена и Линча, а в 1980-х годах – на основе моделей гидроциклонов Линча и Рао [78]. Модели разрушения частиц и методы измерения были разработаны Нараянан и Уитеном [98, 117].

К началу 1980-х годов модели, разработанные JKMRC, были собраны и интегрированы в единую систему симуляторов, которая была предшественницей

JKSimMet. Первая коммерческая версия JKSimMet была представлена в 1986 году, что совпало с созданием JKTech, коммерческого подразделения JKMRC.

Модели измельчения JKSimMet делят процесс измельчения на параметры машины, такие как скорость разрушения, и параметры руды. Модели мельницы JKSimMet принадлежат к общему семейству моделей, известных как "модели общего баланса", и все они имеют общую базовую модель, которая включает в себя решение устойчивого баланса вокруг каждого отдельного размера частиц, найденного в потоках сырья, загрузки и продукта мельницы, как показано в уравнении (1.8):

$$f_i - r_i \cdot \sum_{j=1}^i a_{ij} r_j s_j - d_i s_i = 0 \quad (1.8)$$

где f_i – доля i -й крупности в питании мельницы; r_i – скорость дробления; s_i – доля i -й фракции в загрузке мельницы; d_i – скорость разгрузки i -й крупности.

1.5.3. Программное обеспечение HSC Chemistry, Outotec

Программное обеспечение для химических реакций и равновесия компании Outotec HSC Chemistry – это всемирно признанное термодинамическое программное обеспечение с универсальным модулем моделирования технологических схем. Программа HSC предназначена для различных видов химических реакций и расчетов равновесия, а также для моделирования процессов.

HSC Chemistry предлагает мощные методы расчета для изучения влияния различных переменных на химическую систему. Например, если пользователь задает параметры сырья, а также условия химического процесса, то в результате программа выдаст количество продукта. Кроме того, HSC значительно проще, чем любой ручной метод, производит расчеты массо- и теплопереноса для различных процессов.

Название программы основано на том, что вычислительные модули автоматически используют одну и ту же обширную термодинамическую базу данных, содержащую данные об энтальпии (H), энтропии (S) и теплоемкости (C) для более чем 29 000 химических соединений.

Модуль HSC-Sim (рисунок 1.10) расширяет возможности применения химии HSC для целого процесса, состоящего из нескольких технологических блоков и потоков.

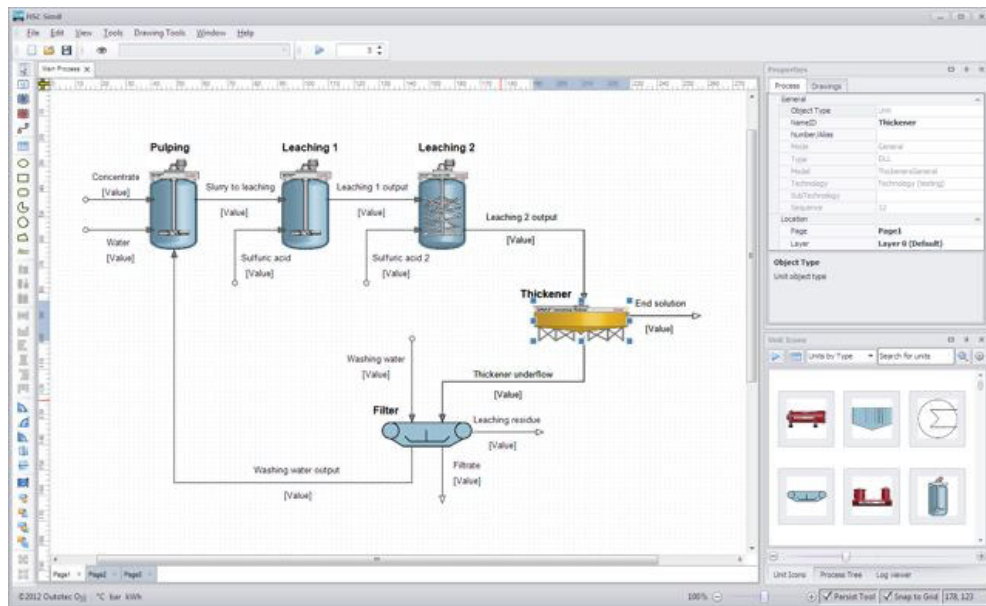


Рисунок 1.10 – ПО HSC Chemistry (модуль Sim)

Модуль HSC-Sim содержит инструменты, позволяющие пользователям строить свои модели, используя три различных подхода к моделированию: частицы, реакция и распределение. Модули частиц используют расчет инертных частиц в воде с гранулометрическим распределением. Реакционные установки содержат и рассчитывают определяемые пользователем фазы и химические реакции. В модуле распределения частицы делятся на элементы, а расчет производится по распределению элементов. Единицы могут использоваться как вместе, так и по отдельности, а расчеты могут производиться на основе Excel- или DLL.

1.5.4. Программное обеспечение Rocky DEM

Программное обеспечение Rocky DEM предназначено для моделирования сыпучих сред методом дискретных элементов (DEM). Метод дискретных элементов (DEM) – численный метод прогнозирования поведения сыпучего материала, который представляет собой набор твердых частиц. Некоторые примеры сыпучих потоков включают перемещение через перерабатывающее оборудование, руду, проходящую через горные машины.

Поток сыпучего материала может быть довольно сложным, демонстрируя совокупность поведений жидкого и твёрдого тел.

DEM является бессеточным методом и не решает уравнение неразрывности. Следовательно, не требуется никакого закона, определяющего напряженно-деформированное состояние материала. Вместо этого, напряженно-деформированное соотношение может быть получено как выходная характеристика DEM модели. Общий алгоритм построения DEM модели показан на рисунке 1.11.



Рисунок 1.11 – Схематический алгоритм DEM программы, где F – сила, m – масса, t – время, v – скорость и x – положение.

Уравнения движения для каждой отдельной частицы численно интегрированы со временем. Для этого процесса необходимо знать суммарную силу, действующую на частицу. Суммарная сила является результатом усилий контакта (между частицами и границей) и сил тела. Типичными силами тела являются сила тяжести (вес), жидкость и другие силы, такие как электростатические, электромагнитные и т.д.

1.5.5. Программное обеспечение Ansys

Ansys – среда конечно-элементного анализа, разрабатываемая уже на протяжении более чем 30 лет. Благодаря наличию большого количества модулей, предназначенных для различных целей, является весьма популярной среди инженеров. Данное ПО предназначено для решения многих задач, в числе которых:

- линейные и нелинейные, стационарные и нестационарные задачи механики деформируемого твёрдого тела;
- задачи механики конструкций;
- задачи газогидродинамики, теплопередачи и теплообмена;
- электродинамики, акустики, а также механики связанных полей.

При этом, среда Workbench позволяет проводить связанные и параметрические расчёты.

Метод конечных элементов (МКЭ), или конечно-элементный анализ (КЭА), основан на идее построения сложного объекта из простых блоков, или, разделения сложного объекта на более мелкие и управляемые части. С математической точки зрения, это просто использование предельной концепции, т.е. приближение или представление гладкого объекта с конечным количеством простых элементов и увеличение количества таких элементов с целью повышения точности этого представления [50].

Для проведения КЭА требуются следующие действия:

- разделить САД/геометрическую модель на части для создания "сетки" (набора элементов с узлами);
- описать поведение физических величин на каждом элементе;

- соединить (собрать) элементы в узлах, чтобы сформировать приближительную систему уравнений для всей модели;
- применить нагрузки и граничные условия (например, для предотвращения перемещения модели);
- решить систему уравнений с неизвестными в узлах (например, перемещения);
- рассчитать желаемые физические величины (например, деформации и напряжения) в элементах или узлах.

1.5.6. Применение цифровых двойников

Цифровой двойник в качестве термина был впервые представлен НАСА в 2010 году и использовался для описания модели с тремя общими компонентами: надежной средой моделирования, моделями высокой точности и двусторонней связью с физическим процессом в реальном времени. Модели используются в различных целях, таких как оптимизация, виртуальные приборы и мониторинг состояния.

При переработке минерального сырья основной целью модели является оптимизация, которая повышает эффективность работы за счет повышения эффективности и снижения эксплуатационных расходов [86].

Цифровой двойник рассматривается как оптимальная модель завода, а неэффективность реального завода определяется путем выявления отклонений между выходами оптимальной модели и выходами реального предприятия. Отклонения, в свою очередь, инициируют действия в системе управления, которые пытаются подтолкнуть установку к более оптимальной производительности [89].

Помимо контроля производства, полученные результаты могут быть использованы при принятии решений в течение более коротких периодов времени, таких как смена или более длительные периоды, когда принимаются более масштабные решения, такие как планы технического обслуживания. Модель также может быть использована для тестирования установки в аномальных ситуациях или для обучения операторов без риска потери прибыли.

1.5.7. Моделирование в области флотационного обогащения

Моделирование процесса флотационного обогащения с математической и физической точки зрения является сложной задачей ввиду того, что процесс происходит на границе разделения фаз жидкость – твёрдое – газ. Одним из направлений создания моделей процесса является прогнозирование и имитация изменения свойств и их отдельных частей данных фаз в процессе флотации.

Большое количество современных исследований по данной тематике посвящено исследованию свойств и характеристик пены в процессе флотации. Данное явление обусловлено тем, что процессы, происходящие в пене, сильно влияют на качество получаемых продуктов. В свою очередь главной характеристикой несущей способности пены и её устойчивости является размер пузырьков. Геометрические размеры пузырька обусловлены внутренним давлением газа, которое позволяет удерживать границу раздела жидкое-газ и предотвращает схлопывание пузырьков или их коалесценцию.

Для определения распределения значений диаметров пузырьков были предложены два метода: фотографический и метод, основанный на определении электропроводимости. Фотографический метод основан на программном определении размеров пузырьков путём распознавания границ разделения фаз. Второй метод состоит в измерении проводимости пенной фазы, в этом случае различное распределение пузырьков по диаметру будет изменять значение потенциала электрического поля в разных частях фазы.

Отдельным направлением цифровизации процессов гравитационного и флотационного обогащения является внедрение технологий на основе искусственного интеллекта. Общими преимуществами внедрения данных технологий является как возможность без вмешательства человека регулировать производственные процессы, также производить прогнозирование изменения параметров работы оборудования в различных ситуациях [11].

Снижение издержек на этапах промышленных испытаний и введения в эксплуатацию достижимо с применением различных методов физического и имитационного моделирования. Под физическим моделированием понимают

изучение определённого объекта или явления на их моделях, имеющих такую же физическую природу. Для проверки правильности и границ применимости теоретических результатов для исследуемого явления при моделировании должны соблюдаться условие физического подобия модели и оригинала, а также пропорциональность значений переменных величин, характеризующих исследуемый процесс. Под имитационным моделированием подразумевают имитацию процесса функционирования и структуры исследуемого объекта в виде входных и выходных параметров на ЭВМ. В этом типе моделирования отсутствует необходимость детального описания отдельных частей объекта, а имитируемые процессы представляют собой совокупность всех реальных явлений [6, 27].

В практике моделирования и решения задач оптимизации обогатительных процессов широкое распространение получил метод «чёрного ящика». Суть метода состоит в установлении структуры динамических звеньев процессов на фабриках в виде математической зависимости между качеством и количеством входящего и выходящего продукта и показателями технологического режима [19].

Известны исследования в области моделирования процессов флотационного обогащения с позиции определения кинетических параметров процесса [41, 71, 88]. Модели флотационного процесса, основанные на кинетике, показывают свою универсальность, ввиду применения данных моделей для флотации любого типа руд.

Другим направлением оценки эффективности является применение термодинамических методов моделирования. Данные методы основаны на оценке термодинамической возможности существования продуктов сорбции собирателей на поверхности минералов [1, 2].

Известен подход к моделированию флотационных процессов, предложенный профессором Имперского Колледжа Лондона Я.Я. Силлерсом, предназначенный для оценки эффективности сульфидной флотации, состоящий в анализе структуры пены [64, 84, 101]. Совместный анализ видеоизображений и прямой отбор проб поверхности пены были использованы для исследования взаимосвязи между

структурными особенностями пены, и эффективностью работы флотационной машины.

Также наблюдается повсеместная тенденция исследования применения технологии машинного зрения как для контроля флотационных процессов, так и для гравитационных методов обогащения. Сущность данной технологии состоит в применении высокоскоростной съёмки процесса и графического анализа получаемых изображений с применением технологии искусственного интеллекта.

Так внедрено компьютерное управление расходом воздуха во флотомашинах на основе показаний видеокамер FrothMaster, контролирующих скорость схода пенных продуктов. Компьютерное управление реализовано во всех операциях флотационного цикла. В результате внедрения данной технологии обеспечено стабильное повышение уровня извлечения меди в 2013 году до 88-90 % [26].

В работе [29] представлены исследования по цифровизации в области адаптивного управления уровнем пульпы в последовательных каскадах флотомашины, что представляет интерес для промышленного применения. Данная программа осуществляет корректировку количества подаваемых в данную операцию реагентов и технологического воздуха с учетом анализа количественных характеристик продукта питания.

В работе [109] представлены результаты исследования моделирования с учетом гидродинамики процесса применительно к флотационному обогащению. Кинетическое моделирование процесса было рассмотрено для трех основных типов флотационных машин: механической, колонной и пневмомеханической. Особое внимание в процессе моделирования уделялось взаимодействию пузырька и частицы. Используются четыре режима течения: заполнение камеры водой, загрузка пульпы, перемешивание и рециркуляция.

Серия работ [39, 40, 99] посвящена моделированию флотационного процесса относительно размерности класса высвобождения минерала. Исследования, представленные в работе [99] проведены для непрерывного цикла флотационного обогащения с халькопиритом. Показано, что разработанный метод обеспечивает

основу для равномерного распределения баланса масс, позволяя оценить эффективность флотации с учетом размерности класса высвобождения минерала.

1.5.8. Моделирование в области гравитационного обогащения

Гравитационные сепараторы типа Knelson и Falcon широко используются в обогащении золотосодержащих руд и россыпей. В работе [74] представлены результаты моделирования концентратора Falcon с использованием механики жидкости, одним из практических моментов в этой работе является вывод функции разделения Falcon из результатов моделирования потока жидкости.

Работы [58–60] посвящены исследованию применения цифровизации для сепараторов типа Knelson. В работах рассмотрены такие вопросы как двух- и мультикомпонентное моделирование процессов разделения сырья и моделирование с позиции сохранения массы. Модели разделения учитывают основные силы (сила сопротивления жидкости, центробежная сила, и подъемная сила в жидкости), действующие на частицы внутри концентратора, которые являются функциями свойств материала, а также параметров рабочих условий.

1.6. Выводы по главе 1

Как показал данный обзор, в мире наблюдается повсеместное истощение месторождений легкообогатимых золотосодержащих руд. Данная проблема становится главной причиной того, что в переработку вовлекаются бедные, забалансовые, а также упорные руды. В числе таких руд – месторождения арктической зоны, разработка которых либо уже начата, либо стартует в скором времени, как например в случае Нежданинского месторождения.

Это обуславливает развитие существующих и появление альтернативных технологий, позволяющих золотоизвлекательным фабрикам удерживать показатели извлечения золота на приемлемом уровне, разрабатывая бедные месторождения.

Последние 10 лет наблюдается бурное развитие компьютерной техники, вычислительных методов, цифровизации, в частности в области обогащения минерального сырья. Это является своего рода катализатором развития технологии

и методик работы с минеральным сырьём соответствующего качества, поскольку применение численного эксперимента позволяет значительно сократить время на разработку и внедрение новых технологий.

Открытия и достижения, сделанные отечественными и зарубежными учёными, позволяют наметить новый вектор развития флотационного обогащения с учётом современных тенденций промышленности к цифровизации (рисунок 1.12).

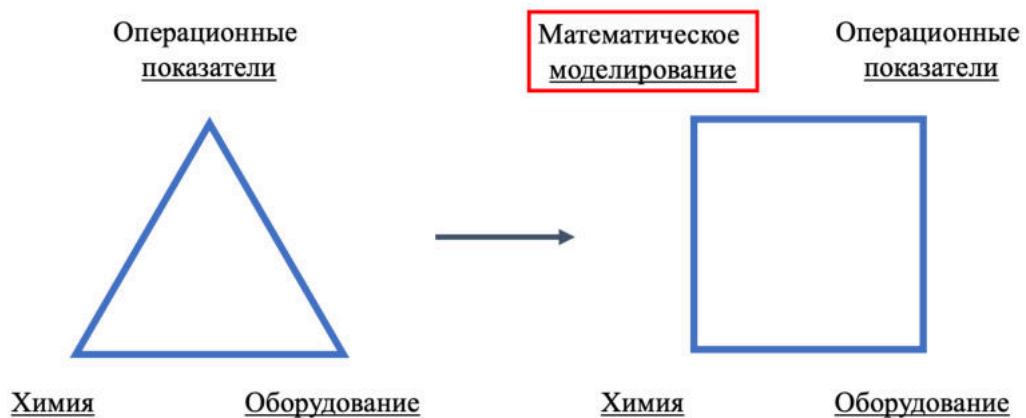


Рисунок 1.12 – Вектор развития теории и практики флотационного обогащения

Таким образом можно сделать вывод о том, что разработка новых методов и подходов в переработке упорных золотосодержащих руд арктической зоны с применением современных методов численного моделирования, цифровизации и программирования является актуальной задачей, отвечающей тенденциям развития науки и техники не только в России, но и во всём мире.

ГЛАВА 2. МЕТОДОЛОГИЯ И ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ

2.1. Способы переработки золотосодержащих руд

Существует множество процессов, направленных на извлечение золота, и выбор того или иного процесса (или их комбинации) делается исходя из балансом между многочисленными факторами, такими как: экономические показатели, тип руды, экологические ограничения, параметры технологической воды, целевая загрузка мельницы, срок службы рудника и т.д. Наиболее популярными процессами извлечения золота с течением времени были гравитация, цианирование и флотация [111].

2.1.1. Гравитационные методы обогащения

Гравитационное извлечение является старейшим из существующих методов извлечения золота [111]. Высокий удельный вес золота делает золотоносные минералы весьма плотными по сравнению с другими минералами, что позволяет механически разделять их под действием гравитационных сил. На протяжении веков было разработано множество гравитационных устройств: от простых инструментов, таких как лотки, шлюзы и концентрационные столы, до более сложных устройств, таких как спиральные концентраторы, отсадочные машины и центробежные концентраторы.

Благодаря разработке новых гравитационных методов обогащения металлов, таких как золото, серебро и металлы платиновой группы, эффективность извлечения золота, основанная на разнице плотности, значительно возросла за последние двадцать пять лет. К ним относятся гравитационные концентраторы Knelson, Falcon и Knudsen, а также гравитационные сепараторы Mozley [63].

В то время как гравитационный сепаратор Mozley используется для извлечения золота с 1980-х годов, Knelson и Falcon разрабатываются и используются только с 1990-х годов и в основном используются в золотодобывающей промышленности в качестве устройств гравитационного обогащения, благодаря своей способности извлекать грубое и чистое золото как из россыпных, так и из коренных месторождений [111]. В работе [51] было проведено

сравнение концентраторов Falcon и Knelson с тяжелосредной сепарацией (ТСС). Согласно данному исследованию, извлечение золота гравитационным методом было несколько лучше, чем ТСС. Суммарное извлечение золота гравитацией варьировалось в пределах от 17 до 44% [51].

Многие учёные и коммерческие организации провели ряд исследований по различным типам руд с использованием гравитационных сепараторов. В работе [82] были изучены аллювиальные золотосодержащие пески из Байо Каука и Эль-Багре (Колумбия) с помощью концентратора Knelson. По итогу трёхэтапного исследования было достигнуто извлечение более 98% золота. На руднике Golden Giant в Канаде хвосты, СІР хвосты, подвергались обработке с помощью концентратора Knelson. В результате из хвостов с содержанием 0,4-0,5 г/т Au были получены концентраты с содержанием 3–8% масс. Концентрат с Knelson был обработан на концентрационном столе для получения финального концентрата с содержанием Au 75-80% масс. [66].

Работа [73] посвящена изучению гибридного процесса флотационно-гравитационной концентрации, в котором концентратор Knelson использовался для отчистки крупнозернистых сульфидных частиц золота в качестве промпродукта. В процессе концентрат Knelson рециркулировался в измельчающем контуре для уменьшения размера частиц и улучшения выделения перед флотацией. Полупромышленные, а также промышленные испытания показали, что концентратор Knelson эффективно извлекает золото из хвостов флотации. Промышленные испытания доказали, что перечистка и флотация гравитационного концентрата обеспечили значительное увеличение извлечения Au. На заключительном этапе был получен флотационный концентрат с содержанием 60 г/т золота с извлечением 92%.

2.1.2. Флотация

Флотация, несомненно, является наиболее важной и универсальной техникой разделения минералов, и ее использование и применение постоянно расширяется, чтобы обрабатывать большие количества материалов и охватывать новые области. Флотация позволяет обогащать бедные и забалансовые руды, которые в противном

случае считались бы нерентабельными. В прежней практике хвосты гравитационного обогащения имели более высокое содержание полезного компонента, чем руда, обрабатываемая на многих современных флотационных фабриках.

Первоначально флотация использовалась для переработки сульфидных минералов меди, свинца и цинка. В настоящее время флотация находит применение за пределами горнодобывающей промышленности, например, переработка переработанной бумажной массы [65] и обезвоживание сточных вод нефтеперерабатывающих заводов [87].

На протяжении многих лет флотация применяется для извлечения золота. Флотируемость частиц золота зависит от регуляторов и коллекторов, влияние которых на извлечение золота из различных типов руд изучалось различными учёными. Когда природное золото обладает естественной флотируемостью, может применяться бесколлекторная флотация – только с использованием пенообразователя.

В работе [67], посвящённой изучению бесколлекторной флотации золота из халькопирита, сообщается, что значения рН и окислительно-восстановительный потенциал должны тщательно контролироваться, чтобы процесс разделения был успешным.

Авторы работы [35] установили, что ионы железа в виде гидратированных оксидов и гуминовой кислоты выступают в качестве физических барьеров между пузырьками воздуха и поверхностями золота во время флотации.

Другое исследование [113] по селективному извлечению золота посвящено исследованию различных типов коллекторов для выделения теллуридов золота из пиритов. В результате было обнаружено, что теллуриды легко флотируются при естественных значениях рН. Добавление ксантата и меркаптобензотиазола улучшило извлечение и повысило содержание золота в концентрате.

Ксантат и дитиофосфат могут присоединяться к поверхностям золота аналогичным образом путем хемосорбции во время флотации; поэтому эти виды реагентов могут использоваться как по отдельности, так и совместно. Два месяца

промышленных испытаний на Люмейском заводе (Гуанси, Китай) показали, что 90.8% восстановления может быть достигнуто с содержанием 81,1 г/т Au из сырья с содержанием 2,9 г/т Au при pH 8-8.5, где в качестве коллекторов использовались третичный додецилмеркаптан и бутилксантат натрия [49].

Авторы работы [112] изучали золотосодержащую руду, происходящую из области Барри на северо-западе Квебека, Канада. Кальцинированная сода использовалась в измельчительном контуре в качестве регулятора pH при однократной дозировке. Коллектор, используемый при флотационных опытах, представлял собой смесь амилксантата калия и изопропилксантата натрия. По окончании флотационных исследований было установлено, что извлечение золота увеличивается с 91,8 % до 95,8 % по мере уменьшения размера частиц с 205 мкм до 53 мкм.

Флотация предоставляет ряд технологических альтернатив для золотых руд, содержащих легко флотируемые минералы:

- флотация свободного золота и сульфидов золота с целью получения золотосодержащего концентрата с последующим цианированием, измельчением и цианированием;
- флотация свободных сульфидов золота с целью получения хвоста без сульфидов для цианирования;
- флотация углеродистых материалов, карбонатов или других материалов, которые могут помешать переработке;
- дифференциальная флотация, то есть отделение золота, пирита с содержанием золота и арсенопирита.

Свободное металлическое золото может быть извлечено весьма эффективно путем флотации, хотя чаще всего оно извлекается вместе с сульфидными минералами, где золото тесно связано с сульфидными в виде мелких нераскрытых зерен (твердые растворы или включения) или с гидрофобными сульфидными. Наиболее известными сульфидными, содержащими золото, в меньшей степени являются пирит, арсенопирит и пирротин [57].

Поскольку оксиды и силикаты являются основными сопутствующими минералами пустой породы, для максимизации извлечения золота следует использовать мощный коллектор, не заботясь при этом о сульфидах для совместного извлечения. Такой тип флотации встречается редко, но был предложен для руд с низким содержанием золота, где золото слишком мелкое, чтобы извлекаться гравитационными концентрациями. Таким образом, условия могут быть скорректированы исключительно для извлечения золота, независимо от селективности в отношении сульфидного минерала [63].

В целом вектор развития флотационного обогащения в России и в мире можно охарактеризовать с помощью иллюстрации, приведённой ниже. На данном рисунке приведены взаимосвязанные компоненты процесса флотационного обогащения: операционные показатели (расход питания, минералогия, грансостав, плотность, температура и т.д.), параметры оборудования (агитация, сопутствующее оборудование, геометрия флотационной камеры) и химия.



Рисунок 2.1 – Вектор развития флотационного обогащения

Значительное влияние на развитие теории и практики флотации с позиции химии оказали работы многих отечественных учёных, в числе которых В.А. Чантурия [1, 15, 30, 31], Т.Н. Матвеева [31] и В.А. Игнаткина [7, 12].

Направление, связанное с оборудованием, активно развивалось такими представителями отечественной школы как Ю.Б. Рубинштейн [27, 28].

2.1.3. Цианирование

Цианирование – процесс окисления золота в щелочном растворе цианида до образования высокорастворимого комплекса цианида золота, который затем может быть отделен. Типичным выщелачивающим реагентом, используемым при цианировании, является цианистый натрий (NaCN), лучше всего работающий в диапазоне рН от 10,5 до 12. Впервые этот процесс был применен в коммерческих целях в 1889 году, а самый ранний запатентованный процесс цианирования был известен как Мерилл-Кроу (цементация золота цинковой пылью): золотосодержащие минералы, после измельчения до соответствующей степени раскрытия, помещались в резервуар вместе с выщелачивающим раствором в течение длительного времени пребывания (до 72 часов). Этот процесс также известен как выщелачивание, и по его завершении раствор цианида золота может быть отделен от пустой породы.

В семидесятых и восьмидесятых годах открытия в области применения активированного угля послужили толчком к развитию процессов СІР (carbon-in-pulp) и СІЛ (carbon in leach), более эффективных методов извлечения растворенного (комплексного) золота, чем Мерилл Кроу. Частицы активированного угля имеют очень высокую площадь поверхности благодаря своей пористости; многочисленные микро- и макропоры во всех частицах обеспечивают множество мест адсорбции ионов цианида золота.

СІР – это противоточный процесс, при котором золото сначала выщелачивается из массы в раствор, а затем контактирует с активированным углем. Активированный уголь действует как губка на цианид золота и другие сложные ионы в растворе. Твердые частицы углерода (намного большие, чем размер частиц руды) могут смешиваться со смесью растворов руды и цианидов. Комплекс цианистого золота адсорбируется на углероде до тех пор, пока не достигнет равновесия с золотом в растворе. Так как углеродные частицы намного больше, чем частицы руды, то крупный углерод может быть отделен из пульпы путем грохочения. Насыщенный углерод затем удаляется и промывается перед тем, как подвергнуться десорбции цианистого золота при высокой температуре и рН.

Этанол также может использоваться для десорбции золота из активированного угля, но соображения безопасности замедлили его принятие в золотодобывающей промышленности.

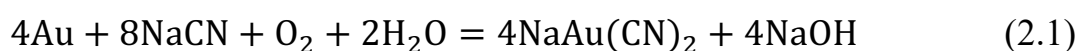
Несмотря на то, что цианирование позволяет достичь более высокого уровня извлечения, чем флотация (для неупорных руд), иногда более 95%, а циклы с активированным углем по своей сути более эффективны, чем Merrill Crowe, использование гравитационного извлечения, предваряющего цианирование, обычно приводит к более высокому общему уровню извлечения от 0,1% до 5%, учитывая низкие капитальные и эксплуатационные затраты гравитационного обогащения.

Выщелачивание – традиционный гидрометаллургический процесс, который включает в себя селективное выщелачивание золота (Au) из вмещающих руд с использованием цианида, ступенчатым окислительно-комплексобразовательным способом [44]. Фундаментальный электрохимический характер процесса выщелачивания хорошо известен и описан во многих работах, например в [46]. Примечательно, что синергетические и антагонистические взаимодействия, которые неизменно возникают между различными минералогическими и электрохимическими факторами, как правило, увеличивают сложность основных механизмов выщелачивания, что делает надежный прогноз поведения и производительности выщелачивания золота трудным.

Предыдущие исследования показали, что эффективность выщелачивания золота в основном определяется:

- наличием золотосодержащих выщелачивающих участков;
- минералогией/химией конкретной породы;
- степенью реакционной способности выщелачивателя (цианида, кислорода и щелочи);
- переменными параметрами процесса (например, скорость перемешивания, размер частиц, минералогия руды, температура и время) [43].

Реакция выщелачивания может быть в общем виде описана уравнением (2.1):



В попытке удовлетворить экологические и экономические требования были разработаны экологически безопасное биовыщелачивание золотых руд и биологическая обработка шахтных стоков [56]. Однако в связи с текущим быстрым снижением содержания золота и истощением легко поддающихся обработке золотых руд горнодобывающая промышленность становится все более зависимой от сложных, низкосортных, упорных золотых руд [34]. Следовательно, трудноразрешимые проблемы обработки, связанные со сложностью минералогии и химическим составом золотых руд, а также применяемых технологических параметров, сохраняются. Изменения в характеристиках руды часто требуют соответствующих модификаций параметров процесса для увеличения добычи золота. Это одна из основных проблем, с которыми сталкивается золотоперерабатывающая промышленность при извлечении золота из сложных упорных руд.

2.2. Классификация руд по упорности

В разное время различными учёными были предложены классификации золотосодержащих руд. Первая научно обоснованная типизация была предложена в 1931 году группой канадских учёных. В её развитие внесли свой вклад такие видные деятели науки, как Б.В. Невский и С.В. Королёв, И.Н. Плаксин, В.Я. Мостович и И.К. Скобеев, а также Ф.В. Мак Квистон и В.В. Шумейкер. Более обобщённую классификацию, составленную на основе работ предшественников, сделал В.И. Зеленев, однако его подход отличался чрезвычайно громоздкостью.

Наиболее подробной и комплексно описывающей типизацию золотосодержащих руд является классификация Иргиредмета, которая основана на отношении руды к процессу цианирования [14]. Согласно данной классификации, разделительным критерием при типизации руд является коэффициент извлечения золота и серебра на стадии цианистого выщелачивания (формула (2.2)), который определяется, в свою очередь, коэффициентами физической и химической депрессии, а также сорбционной активности руды.

$$K_e^u = [1 - (K_\phi + K_x + K_c)] \quad (2.2)$$

где K_ϕ , K_x и K_c – соответственно коэффициенты физической, химической депрессии и сорбционной активности, каждый из которых указывает на причину упорности, а в совокупности – характеризуют степень упорности.

Согласно данной классификации (рисунок 2.2 [14]), золотосодержащие руды подразделяются на две группы: простые и упорные.

Простые – легкоцианируемые руды, к основным разновидностям которых относятся кварцевые, сульфидные и окисленные, что определяется преобладанием тех или иных минералов. Упорные – трудноцианируемые руды, включающие в себя три других типа – «Б», «В» и «Г», в зависимости от того, какие конкретные компоненты являются причиной упорности данного типа руды.

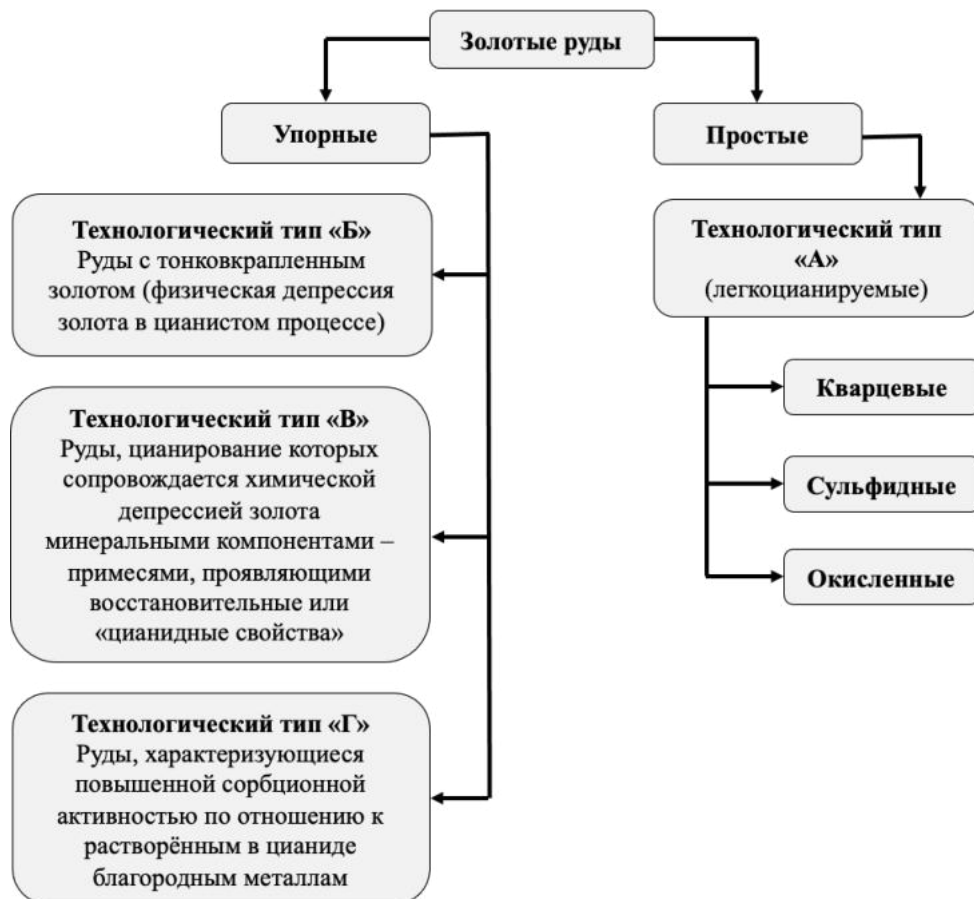


Рисунок 2.2 – Классификация золотых руд по степени их упорности [14]

В работе [4] показано, что классификация по технологическому типу «Г» может быть расширена. Углеродистые руды типа Г ($\Gamma_{\text{угл}}$) дополнительно

подразделяются на руды, содержащие кероген ($G_{\text{угл}(к)}$) и содержащие кероген и битум ($G_{\text{угл}(к+б)}$) [4].

2.3. Методология исследования

Данная работа представляет собой комплекс экспериментально-теоретических исследований, предполагающий использование следующего оборудования:

- дифракционный анализатор крупности Malvern Mastersizer 2000 Hydro S с целью анализа гранулометрического состава продуктов и исходного сырья;
- рентгенофлуоресцентной спектрометр EDX-7000 фирмы Shimadzu для анализа исходных проб и продуктов обогащения;
- установка с гидроциклоном AKW-Laborant ZLF 50 ch, оснащённая зумпфом, манометром, насосом и устройством отбора проб, с целью изучения влияния реологических параметров пульпы на процесс классификации;
- рудоподготовительное оборудование (шаровые мельницы и вибрационные сита);
- флотационная машина НПК «Механобр-Техника».

Помимо натуральных экспериментов в рамках исследования используются методы численного моделирования, трёхмерного моделирования и обработки данных с использованием следующего программного обеспечения:

- модуль вычислительной гидродинамики Ansys Fluent;
- программа Statistica 10.0;
- объектно-ориентированный язык программирования Python 3.8;
- CAD-пакет Ansys SpaceClaim.

План проведения исследования представлен на рисунке 2.3.

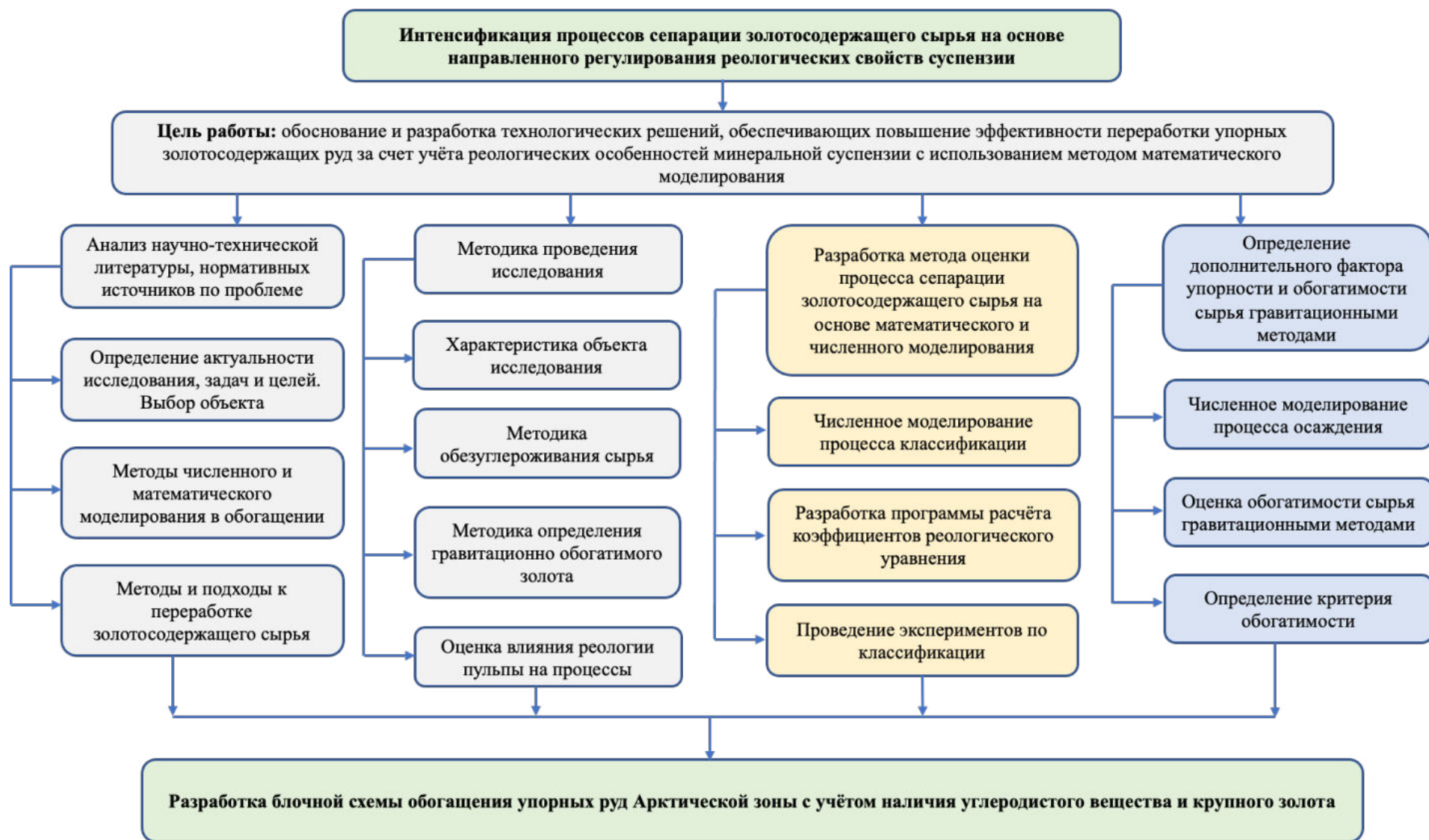


Рисунок 2.3 – Схема проведения исследования

2.3.1. Оценка элементного состава проб исходного материала и продуктов обогащения

На данном этапе в качестве оборудования использовался рентгенофлуоресцентный анализатор компании Shimadzu (Япония) EDX 7000 (рисунок 2.4).



Рисунок 2.4 – РФА Shimadzu EDX 7000

Проведение исследования на данном оборудовании подразумевает отбор представительных проб с последующим их истиранием, после чего пробы загружаются в кюветы из пластмассы, покрытые майларовой плёнкой – материалом на основе полиэтилентерефталата.

2.3.2. Методика определения гранулометрического состава

Исследования гранулометрического состава материала является относительно простым, но крайне важным элементом исследования. В зависимости от физико-механических свойств сырья может применяться как сухой, так и мокрый ситовой анализ с применением вибровстряхивателя (рисунок 2.5).

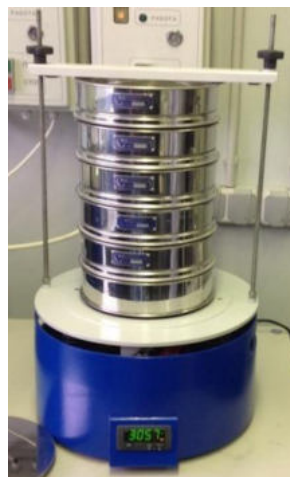


Рисунок 2.5 – Вибровстряхиватель

Принцип работы применяемого в данном исследовании оборудования заключается в том, что формируется набор сит, который устанавливается в порядке убывания размера ячейки сверху вниз с последующим встряхиванием в течении 10-30 минут. После вскрытия сит, посредством технических весов измеряется масса остатка материала на каждом сите с точностью до двух знаков после запятой при том, что сумма масс для всех классов крупности не должна отличаться от массы исходной пробы более чем на 1%.

2.3.3. Методика проведения экспериментов по измельчению

Как уже было отмечено ранее, в качестве операций по подготовке проб к исследованиям применяются процессы измельчения, классификации с использованием грохота либо гидроциклона, операции перемешивания, а также усреднения и квартования (рисунок 2.6) с целью получения представительной пробы.

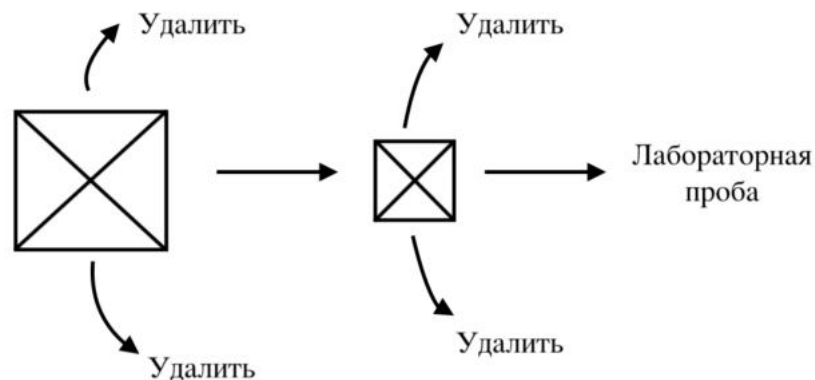


Рисунок 2.6 – Схема квартования пробы

При измельчении используется шаровая мельница, важное значение при использовании которой имеет соотношение масс жидкости (Ж), твёрдого (Т) и мелющей среды (Ш). Диаметр шаров варьируется от 20 до 43 мм, количество при разных размерах также изменяется от 1 до 4. При соотношении $T:Ж:Ш = 1:0,5:6$ измельчение продолжается до 30 минут.

После процесса измельчения пульпа с измельчённым материалом подаётся на флотацию, классификацию в гидроциклоне с дополнительным разжижением, либо отбирается для аналитических исследований.

Кинетика измельчения, исследование которой приводится далее в работе, описывается уравнением В.В. Товарова (2.3) [3]

$$R_i = R_0 e^{-kt^m} \quad (2.3)$$

где R_i – выход соответствующего класса на отметке времени t , %; R_0 – выход соответствующего класса до момента начала процесса измельчения, %; t – продолжительность измельчения, мин; k – константа, определяющая относительную скорость измельчения; m – значение, отражающее изменение k в процессе измельчения.

2.4. Руды, содержащие крупное золото

На рисунке 2.7 приведено изображение объекта исследования – кварцево-сульфидные руды, в составе которых наблюдается наличие крупного золота.



Рисунок 2.7 – Объект исследования – кварцево-сульфидные руды

Источников данного типа руд в рамках исследования были руды Неждановского месторождения, которое расположено на северо-востоке Якутии (рисунок 2.8 [22]).

Следует отметить, что золото в данном типе руды представлено в виде небольших округлых и овальных включений в пирите второй и третьей генераций, совместно с такими минералами как сфалерит и галенит. На рисунке 2.9 представлен вариант нахождения золота в свободной от сростаний форме, ассоциированное с халькопиритом.



Рисунок 2.8 – Нежданинское месторождение [22]

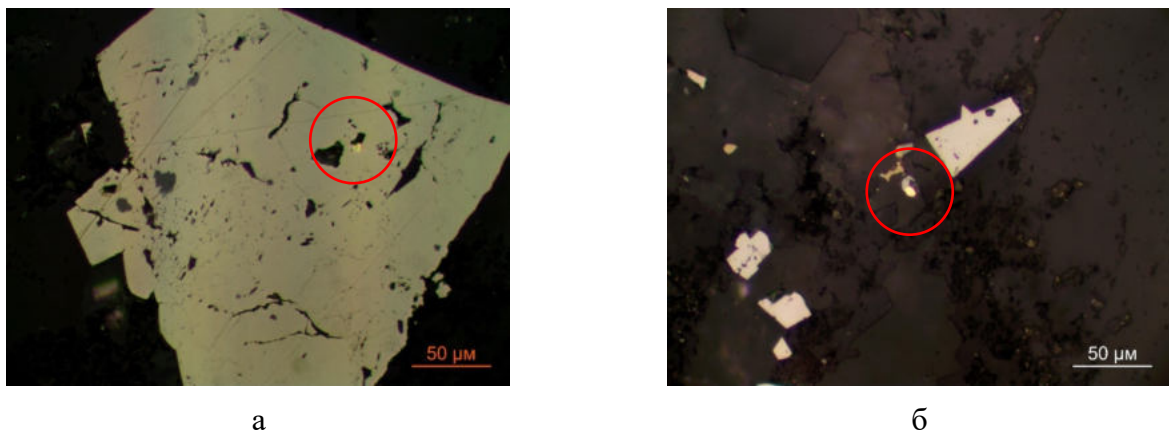


Рисунок 2.9 – Места кристаллизации свободного золота:

а) включения в пирите; б) свободное от пирита золото

Согласно оценке запасов данного месторождения, представленным компанией Полиметалл, содержание золота в руде составляет порядка 5 г/т при тоннаже около 38 миллионов тонн и содержании органического углерода не более 1%.

Макрокомпонентный состав пробы представлен в таблице 2.1, согласно которому наиболее значимым является SiO_2 (64 масс. %). Также следует отметить содержание следующих компонентов:

- Al₂O₃ – 17,24 масс. %;
- Fe₂O₃ – 4,56 масс. %,
- CaO – 0,73 масс. %.
- CO₂, – около 2 масс. %;
- сера – 2,71 масс. %.

Таблица 2.1 – Макрокомпонентный состав пробы Нежданнинского месторождения

Элемент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	п.п.п.	K ₂ O	S _{общ}	CO ₂	MgO	As	CaO
Содержание, %	60,36	17,24	4,56	3,39	2,905	2,83	2,71	1,98	1,3	0,76	0,73

Следует отметить, что основная часть золота находится в самородной форме, в то время как остальная его часть – в твёрдых растворах сульфидных минералов. Более подробное распределение благородного металла по минералам приведено в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Распределение золота по минералам носителям

Минерал	Содержание минерала, масс. %	Содержание Au, г/т	Распределение, %
Пирит	3,89	10,11	4,31
Арсенопирит	2,46	21,40	21,75
Галенит	0,012	0	0
Буланжерит	0,036	0	0
Тетраэдрит	0,025	0	0
Халькопирит	0,0004	0	0
Сфалерит	0,04	0	0
Пирротин	0,004	0	0

Согласно данным минералогического анализа самородное золото в классах крупности +0,071 мм обнаруживается в виде включений и сростаний с другими минералами – зачастую с арсенопиритом, реже сфалеритом, пиритом, пирротинном, а также халькопиритом. Важным является тот факт, что в меньших классах крупности (-0,071 мм) самородное золото свободно от сростаний. Самородное золото образует зерна размерами от 1-2 до 7-10 мкм.

2.4.1. Определение гравитационно-извлекаемого золота в материалах

Тест GRG используется для определения теоретического максимального количества золота, которое может быть извлечено из пробы. Схема испытания состоит из трех последовательных стадий измельчения и извлечения. Постепенное уменьшение класса крупности позволяет определить извлечение драгоценного металла без переизмельчения крупных частиц золота.

Показатель гравитационного извлечения золота (GRG) в пробе руды дает представление о способности пробы руды к гравитационному обогащению. Схема испытания GRG основана на постепенном уменьшении размера частиц, что позволяет извлекать золото по мере его высвобождения, сводя к минимуму переизмельчение. Испытание GRG состоит из последовательных стадий освобождения и извлечения. Испытание GRG включает ситовой анализ концентратов и хвостов последней стадии с анализом каждой фракции. Результаты представляются для общего извлечения золота и значения гравитационно-извлекаемого золота в зависимости от гранулометрического состава.

Испытание основано на обработке пробы массой обычно 50 кг на лабораторном концентраторе Knelson. Используются три стадии, первая из которых включает дробление и измельчение пробы до 100% -850 мкм, а две последующие – измельчение части хвостов предыдущей стадии для дальнейшего выделения золота. На второй стадии обычно измельчают 24 кг при 45-55% -75 мкм, а на третьей – 18-21 кг при 75-80% -75 мкм.

Испытания по методу GRG-теста проводятся при все более низких скоростях подачи и давлении воды в соответствии с более подачей всё более тонкого класса крупности в питании, обычно от 1000 г/мин и 25 кПа для стадии 1 до 400 г/мин и 12 кПа для стадии 3. Эти параметры соответствуют оптимальным, определенным в результате обширных испытаний как с золотыми рудами, так и с синтетическим сырьем [42].

Принципиальная схема проведения теста на определение гравитационно-извлекаемого золота приведена на рисунке 2.10.

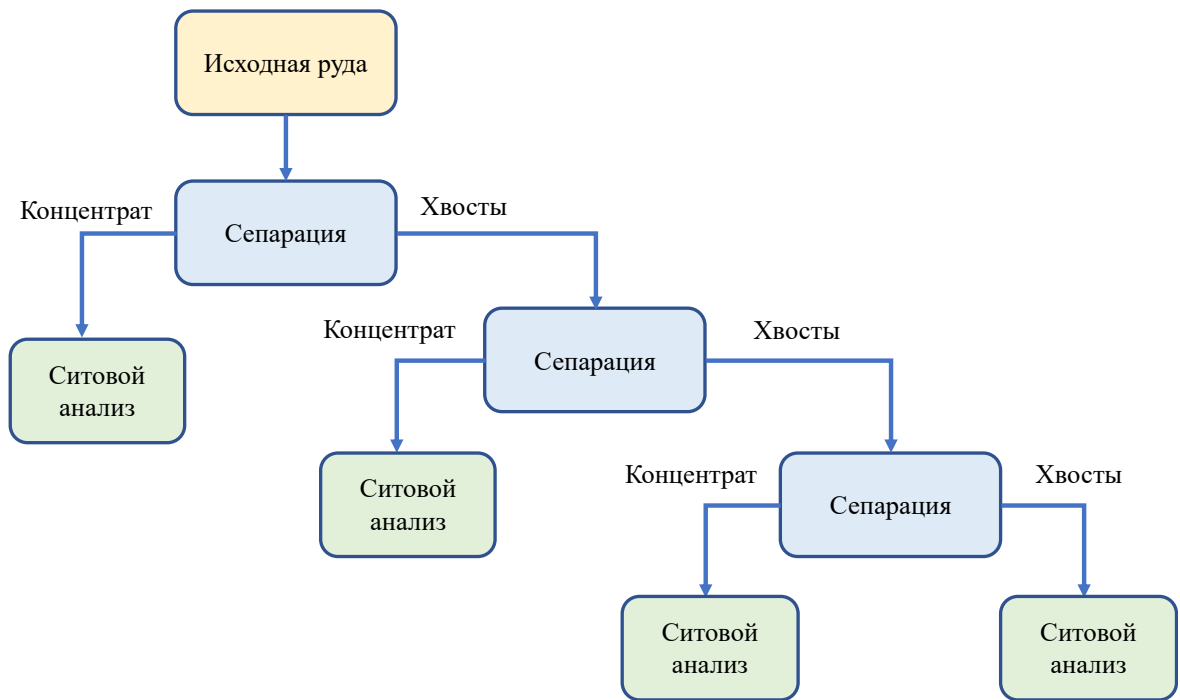


Рисунок 2.10 – Принципиальная схема GRG-теста

Результатом проведения теста по определению гравитационно-извлекаемого золота являются зависимости суммарного извлечения золота от крупности класса для каждой стадии сепарации, на основании которых можно сделать вывод об обоснованности применения гравитационных методов обогащения.

2.4.2. Оценка конечной скорости падения минеральных сростков

Изучение процессов разделения гетерогенных систем, а также взаимодействия составляющих фаз, предполагает решение задачи расчёта скоростей движения тел в дисперсной фазе. Существуют различные методы оценки конечной скорости падения минеральных зёрен [77], среди которых можно отметить формулы Риттингера, Стокса и Аллена, применимость которых обуславливается ограничением по крупности исследуемых частиц [8].

Ввиду того, что данные формулы не учитывают стеснённый характер осаждения, наилучшим решением будет использовать альтернативный подход к решению данной задачи.

Профессор П.В. Лященко разработал универсальный метод, который используется для расчёта скорости осаждения тел любой крупности, плотности и формы [16].

Сущность метода заключается в том, что для известных параметров зерна и среды рассчитывается безразмерный параметр $Re_2\Psi$ по формуле (2.4):

$$Re_2\Psi = \frac{\pi \cdot d^3}{6} \cdot (\delta - \Delta) \cdot g \cdot \frac{\Delta}{\mu^*} \quad (2.4)$$

где d – диаметр частицы, мм; δ – плотность частицы кг/м^3 ; Δ – плотность среды, кг/м^3 , μ – вязкость среды, $\text{н}\cdot\text{с/м}^2$.

По значению $Re_2\Psi$ графоаналитическим методом по диаграмме (рисунок 2.11 [8]) определяется соответствующее ему значение параметра Рейнольдса, после чего вычисляется скорость движения частиц по формуле (2.5):

$$v_0 = \frac{Re \cdot \mu}{d \cdot \rho_{\text{ж}}} \quad (2.5)$$

где d – диаметр частицы, мм; μ – вязкость среды, $\text{н}\cdot\text{с/м}^2$; Re – число Рейнольдса; $\rho_{\text{ж}}$ – плотность жидкости, кг/м^3 .

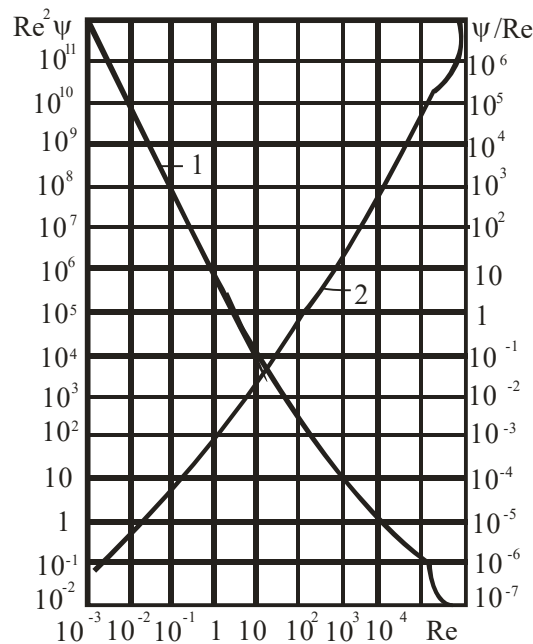


Рисунок 2.11 – Номограмма для определения числа Рейнольдса

Как известно, скорость стеснённого падения ниже скорости свободного, в этой связи для более точной оценки требуется введение поправочного коэффициента (формула (2.6)):

$$v_{\text{СТ}} = \theta \cdot v_0 \quad (2.6)$$

при том, что поправочный коэффициент θ принимает значения от 0,08 до 0,21.

2.5. Углеродистые руды

В данном случае объектом исследования являлись углеродистые руды, которые относятся к особо упорной золотосодержащей разновидности, основную ценность представляет золото. В качестве примера источника данного типа руд были выбраны руды Майского месторождения, которое расположено в Чаунском районе Чукотского автономного округа на северо-востоке России (рисунок 2.12 [23]).



Рисунок 2.12 – Майское месторождение [23]

Такие минералы как пирит, арсенопирит и стибнит являются преобладающими из группы сульфидов. Кварц, гидрослюда, полевой шпат и другие составляют большую часть руды, порядка 90%.

Таблица 2.3 – Макрокомпонентный состав пробы Майского месторождения

Элемент	SiO ₂	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MnO	MgO	п.п.п.	K ₂ O	Na ₂ O	CO ₂	P ₂ O ₅
Содержание, %	65,2	0,74	5,63	12,70	1,72	1,02	1,43	4,77	3,00	1,31	1,98	0,21

Согласно данным о вещественном составе, а также о технологических свойствах данного типа руд можно сделать следующие выводы относительно условий обогащения:

- оптимальным методом обогащения является сульфидная флотация;
- содержание золота составляет порядка 6%;
- золото, извлекаемое в процессе переработки, в большинстве своём связано с сульфидами;
- содержание органического углерода превышает 2%;
- касательно флотационного обогащения следует отметить важность соблюдения крупности флотации $\leq 92\% -71$ мкм;
- составляющими оптимального реагентного режима являются следующие вещества: бутиловый ксантогенат калия + AERO 8045, OPF-597, медный купорос; оптимальным уровнем кислотности пульпы является значение $\text{pH} = 6-7$.

2.5.1. Методика проведения эксперимента по дешламации на гидроциклоне

Вследствие того, что руды второго типа отличаются высоким содержанием органического углерода, было принято решение рассмотреть различные варианты обезуглероживания, в числе которых – дешламация на гидроциклоне.

На рисунке 2.13 представлена принципиальная схема проведения эксперимента по обезуглероживанию с применением гидроциклона.

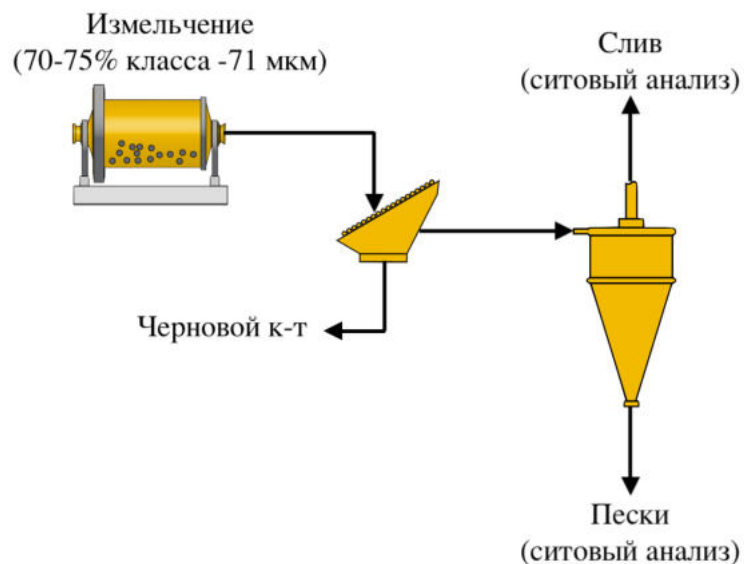


Рисунок 2.13 – Принципиальная схема проведения эксперимента по дешламации

По данной методике исходная навеска руды массой не более 3 кг измельчается до 70% класса крупность $-0,071$ мм, после чего подвергается

гравитационному тесту. Продукты гравитационного этапа поступают в виде пульпы через тангенциальный вход в гидроциклон, где под действием центробежных сил разделяются на два потока – слив и пески. Полученные в результате классификации два продукта подвергаются ситовому анализу для определения степени извлечения углеродистого вещества.

2.5.2. Методика проведения эксперимента по углеродистой флотации

Согласно результатам литературного обзора, одним из эффективных методов обезуглероживания является углеродистая флотация [4, 5, 36]. В этой связи, данный метод также должен быть рассмотрен в качестве подхода к удалению такого вредного компонента как органический углерод.

На рисунке 2.14 представлена схема проведения эксперимента по углеродистой флотации.

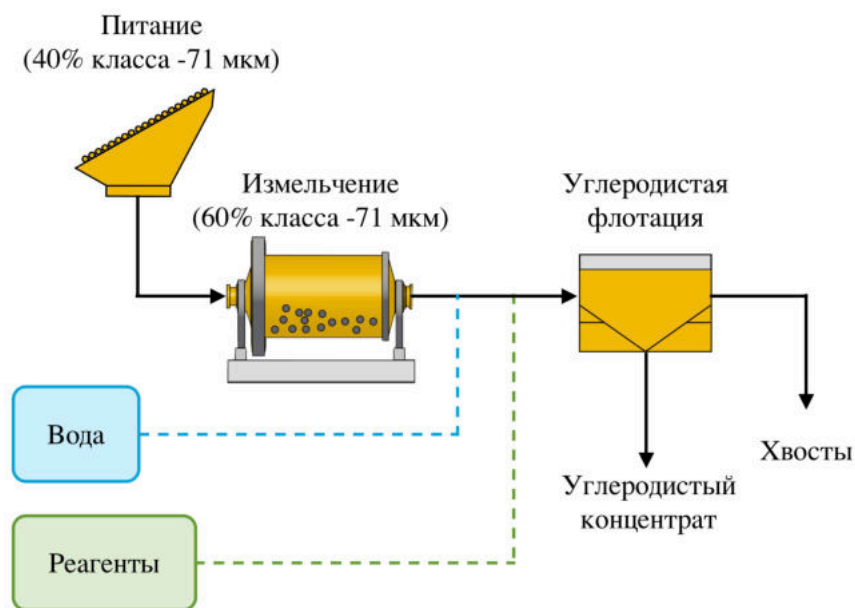


Рисунок 2.14 – Принципиальная схема проведения эксперимента по углеродной флотации

Для проведения эксперимента осуществляется измельчение исходного материала (навески) до содержания 60% класса $-0,071$ мм посредством шаровой мельницы. После чего на лабораторной машине (рисунок 2.15) проводится флотация. Каждый опыт по углеродистой флотации продолжается от 5 до 25 минут с целью определения кинетики извлечения углерода. Углеродистый концентрат,

полученный в результате эксперимента, анализируется на содержание углеродистого вещества посредством рентгенофлюоресцентного анализатора.



Рисунок 2.15 – Лабораторная флотомашина (Laarmann)

Вспениватель Т-92, который используется во время проведения эксперимента, является продуктом дополнительной переработки высококипящих побочных продуктов производства диметилдиоксана.

2.5.3. Моделирование реологических параметров минеральной пульпы

Основными реологическими параметрами, описывающими поведение минеральных суспензий являются напряжение сдвига и скорость сдвига. Соотношение между этими двумя параметрами отражается кривой течения, которая представлена трёхкомпонентной моделью Бингама-Шведова (уравнение (2.7)).

$$\tau = A_1 e^{-\alpha_1 \dot{\gamma}} + A_2 e^{-\alpha_2 \dot{\gamma}} + \mu_T \dot{\gamma} \quad (2.7)$$

Графическая интерпретация уравнения, указанного выше, представлена на рисунке 2.16.

Для вычисления эмпирических коэффициентов реологического уравнения $(\varphi_1, \varphi_2, t_1, t_2)$ необходимо определить две опорные для экспериментальной кривой точки, также известные как характерные точки.

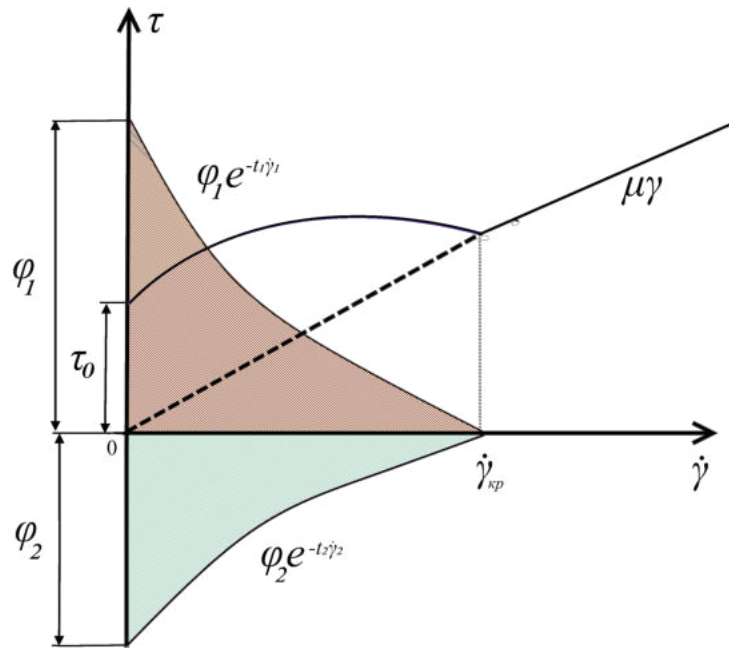


Рисунок 2.16 – Теоретическая кривая течения минеральной суспензии

Первая точка представляет собой момент перехода функции от выпуклого вида к линейному. Имея координаты данной точки, получаем первый коэффициент, согласно уравнению (2.8).

$$\varphi_2 = \frac{\mu - \mu_0 - \varphi_1 t_1}{\tau_0 - t_1} \quad (2.8)$$

где μ – коэффициент, определяющий угол наклона асимптоты; μ_0 – коэффициент определяющий угол наклона касательной в точке $(0; \tau_0)$; τ_0 – величина, соответствующая начальному напряжению сдвига.

Как уже было отмечено ранее, для расчёта коэффициентов реологического уравнения требуется определение двух характерных точек [24]. Второй точкой в данном случае является точка $(\gamma^*; \tau^*)$, находящаяся максимально близко к началу координат.

$$\varphi_1 = \left[\frac{2(\tau^* - \tau_0)}{(\gamma^*)^2} - \frac{2\mu_0}{\gamma^*} \right] \cdot t_1^{-2} \quad (2.9)$$

Коэффициент t_2 при этом будет определяться посредством уравнения (2.10):

$$t_2 = \tau_0 - t_1 \quad (2.10)$$

Таким образом можно заключить, что для расчёта коэффициентов реологического уравнения требуется определить единственную величину t_1 , вычислить которую можно с помощью метода обобщённого приведённого градиента. Следует отметить, что в данном случае минимизации подвергается корреляционное соотношение между экспериментальными и теоретическими (аналитическими) данными. Необходимо добавить, что для успешной реализации указанного выше метода требуется наличие ограничивающих условий, представляющих собой систему неравенств, приведённых ниже.

$$\begin{cases} \varphi_1 > 0 \\ t_2 > 0 \\ t_1^2 \varphi_1 + t_2^2 \varphi_2 > 0 \end{cases} \quad (2.11)$$

Благодаря приведённой системе неравенств выполняется следующий ряд условий: прохождение кривой через начало координат; равенство коэффициента, определяющего угол наклона касательной, значению μ_0 ; равенство коэффициента, определяющего угол наклона асимптоты, значению μ ; выпуклая форма кривой в точке с координатами $(0; \tau_0)$; наличие у кривой одной точки перегиба. Таким образом, приведённые выше вычислительные операции составляют вместе алгоритм расчёта коэффициентов реологического уравнения, представленный на рисунке 2.17.

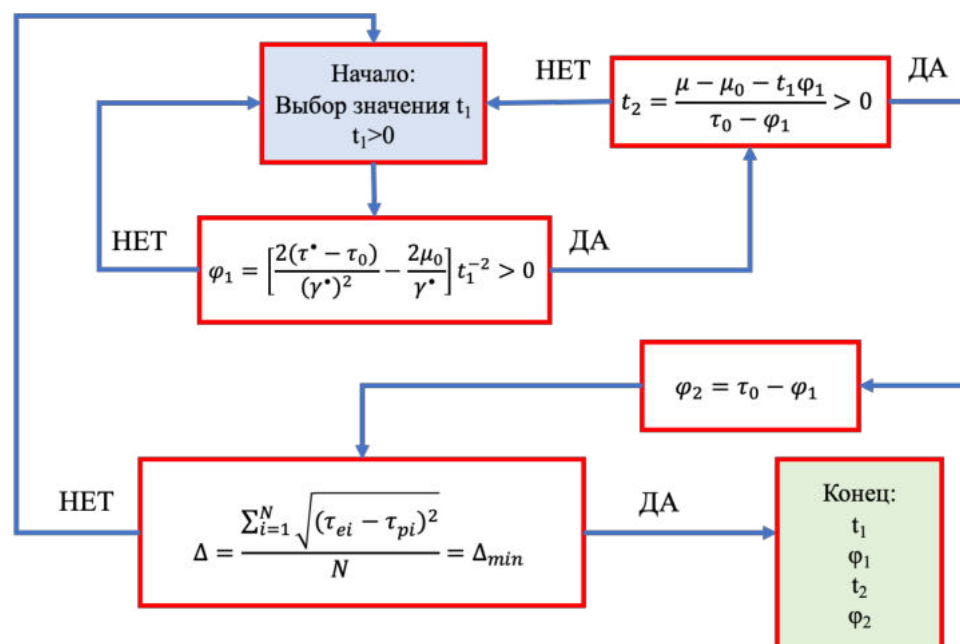


Рисунок 2.17 – Алгоритм расчёта коэффициентов реологического уравнения

2.5.4. Методика численного моделирования многофазных течений

Вычислительная гидродинамика (Computational Fluid Dynamics – CFD или ВГД) или численное моделирование в гидродинамике – это совокупность теоретических, экспериментальных и численных методов, предназначенных для моделирования течения жидкостей и газов, процессов тепло- и массообмена, реагирующих потоков и пр. ВГД позволяет предсказать профили скоростей, с учётом различных конструктивных и технологических параметров [24].

Моделирование гетерогенных сред, в совокупности с применением численного моделирования в гидродинамике, осуществляется в различных программных продуктах, в числе которых Ansys Fluent является широко распространённым «решателем» задач для областей, включающих гидродинамические и обменные процессы.

Вычисления в Ansys Fluent основаны на методе конечных объемов, при этом:

- область течения разделяется на конечное множество контрольных объемов;
- в этом множестве контрольных объемов решаются уравнения сохранения массы, импульса, энергии и т.д.;
- уравнения в частных производных дискретизируются в систему алгебраических уравнений;
- затем производится численное решение этих алгебраических уравнений в расчетной области.

Универсальность данного ПО обуславливает возможность решать задачи расчёта стационарных и переходных течений, сжимаемых и несжимаемых течений, турбулентных и ламинарных потоков, ньютоновских и, главным образом, неньютоновских жидкостей.

Ansys Fluent использует при расчете метод конечных объёмов с расчётом неизвестных значений в центрах ячеек. Особенностью этого метода является совпадение граней контрольного объёма с гранями ячейки исходной сетки.

МКЭ – сеточный метод, при котором модель объекта задаётся системой дифференциальных уравнений в частных производных с заданными краевыми условиями. Другими словами, он оперирует геометрической моделью системы,

разбитой на множество объёмов полигональной расчётной сеткой, точность построения которой напрямую влияет на точность вычислительного эксперимента.

Данный подход делает возможным построение математических моделей, максимально приближенных к натурному эксперименту.

Для описания турбулентных течений вязких жидкостей в программном комплексе Ansys Fluent реализован подход, в основе которого лежит решение уравнений Навье-Стокса.

В программном пакете Ansys Fluent решение поставленной задачи осуществляется в несколько этапов (рисунок 2.18):

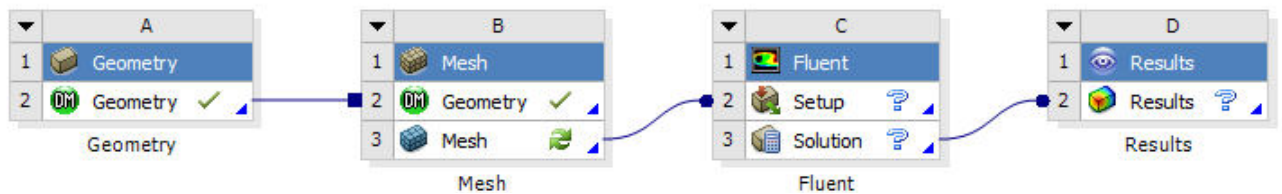


Рисунок 2.18 – Схема процесса моделирования в Ansys Workbench

Первый этап – создание геометрической модели исследуемого объекта с последующей генерацией полигональной сетки в объеме расчётной области в приложении, входящем в состав Ansys Workbench – Ansys Meshing (рисунок 2.19).

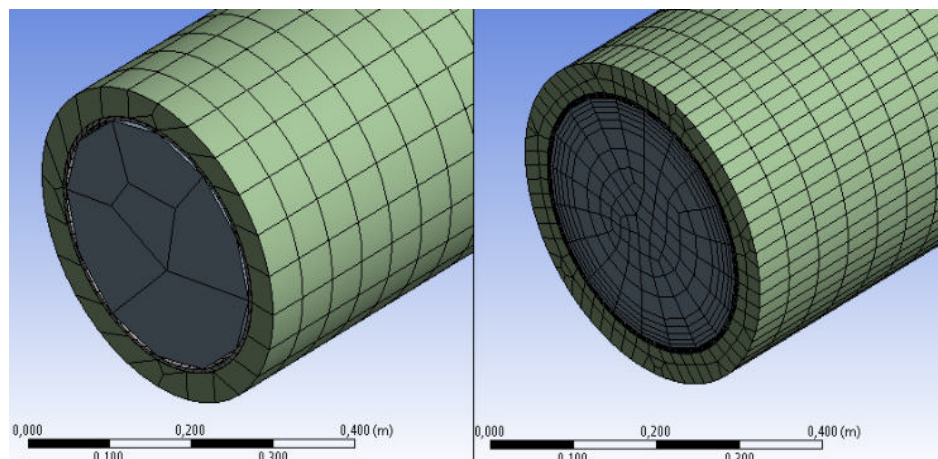


Рисунок 2.19 – Пример построения расчётной сетки [93]

Подход к вопросу создания расчётной сетки предполагает использование специальных функций, что приводит к более точному определению всех характеристик течения в областях с высоким градиентом этих величин. Вопрос

генерации правильной сетки важен, поскольку решатель использует сетку конечных объемов.

После работы с сеточным препроцессором следует этап настройки решателя, в рамках которого инициализируются необходимые граничные условия, соответствующие постановке конкретной задачи. Порядок настройки следующий:

1. Определение общих условий постановки задачи, выбор типа решателя (Pressure Based или Density Based), выбор режима расчёта: Steady или Transient.
2. Выбор модели турбулентности, в зависимости от моделируемого процесса. Определение количества фаз, принимающих участие в расчёте.
3. Определение свойств материалов, участвующих в расчёте.
4. Назначение граничных условий: для входов, выходов, пристеночных условий и внутреннего пространства расчётной области.
5. Выбор методов расчёта градиента величин, давления, момента, турбулентных эффектов и т.д.
6. Выполнение гибридной или стандартной инициализации при выбранных начальных условиях.
7. Запуск расчёта.

По завершении работы решателя осуществляется взаимодействие с модулем пост-обработки, в рамках которого из файлов решения извлекаются необходимые данные и создаются визуализации, графики зависимостей, экспортируются массивы данных.

2.6. Выводы по главе 2

В рамках работы над диссертацией на данном этапе были определены объекты исследования, которыми являются золотосодержащие руды Арктической зоны двух типов. В качестве примера руд, содержащих крупное золото использовался материал Нежданинского месторождения, а в качестве примера углеродистых руд – материал Майского месторождения. Что касается руд Нежданинского месторождения, следует отметить следующее:

– более 60% золота обнаруживается в исходной пробе в самородной форме, в то время как остальная часть приходится на твёрдые растворы в минералах носителях (пирит, арсенопирит и т.д.);

– содержание органического углерода не превышает значения в 1%;

Это предопределяет применение гравитационных методов обогащения с целью выделения самородного золота, минимизируя его потери при дальнейшей переработке. Сопутствующими исследованиями технологических параметров данного типа руд являются оценка уровня гравитационно-извлекаемого золота посредством GRG-теста, оценка скорости падения минеральных сростков в режиме стеснённого осаждения. Углеродистые руды, о которых также идёт речь в диссертации, представлены образцами Майского месторождения. В них, в отличие от предыдущего типа, обнаружено повышенное содержание органического углерода, который негативно влияет на дальнейшие процессы переработки. В этой связи для данного типа руд рекомендуется использование таких методов удаления углерода, как дешламация в гидроциклонах, либо углеродистая флотация.

ГЛАВА 3. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МНОГОФАЗНЫХ ТЕЧЕНИЙ И РЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ

3.1. Моделирование турбулентных потоков

Под турбулентностью подразумевается нестационарность случайного движения, которую можно наблюдать во время течений жидкостей и газов при определённых значениях числа Рейнольдса. Многие физические параметры и явления, представляющие технический и научный интерес, зависят от турбулентности.

Одним из методов моделирования турбулентных течений является применение уравнений Навье-Стокса, усреднённых по Рейнольдсу (RANS).

Альтернативой RANS являются модели масштабируемых решений (Scale-Resolving Simulation – SRS). С помощью SRS-методов, по крайней мере, часть турбулентного спектра разрешается в некоторой части области потока. Наиболее известным из таких методов является модель больших вихрей (Large Eddy Simulation – LES), однако за последние 10 лет появилось много новых гибридов (моделей между RANS и LES). Поскольку все методы SRS требуют моделирования с разрешением по времени с относительно небольшими временными шагами, важно понимать, что эти методы требуют значительно больше вычислительных ресурсов, чем RANS.

Программный комплекс Ansys Fluent предоставляет широкий выбор моделей турбулентности:

- Модель Спэларта-Аллараса (Spalart-Allmaras);
- Стандартная k - ε модель;
- Модель k - ε ренормализованных групп (k - ε RNG);
- Реальная k - ε модель (k - ε Realizable);
- Стандартная k - ω модель;
- Базовая (BSL) k - ω модель;
- Модель сдвиговых напряжений (SST k - ω model)
- Модель Transition k - k_l - ω ;

- Модель Transition SST;
- Модели Рейнольдсовских напряжений (Reynolds Stress Model), в числе которых Linear Pressure-Strain Model, Quadratic pressure-strain model, Stress-Omega RSM, Stress-BSL RSM;
- Модели адаптивных масштабов, которые могут быть использованы в комбинации с SST k- ω , стандартной k- ω , базовой k- ω и т.д.;
- Модель отсоединённых вихрей (DES);
- Модель крупных вихрей (LES).

3.1.1. Выбор модели турбулентности

Следует отметить, что не существует какой-либо универсальной модели турбулентности.

Выбор модели турбулентности будет зависеть от таких факторов, как физика потока, устоявшаяся практика для конкретного класса проблем, требуемый уровень точности, доступные вычислительные ресурсы и количество времени, доступного для моделирования. Чтобы сделать наиболее подходящий выбор модели, необходимо понимать возможности и ограничения различных каждой из них. В таблице 3.1 собраны все модели турбулентности, используемые в программном обеспечении Ansys Fluent. Они проранжированы сверху вниз по возрастанию требований к вычислительным ресурсам, что обуславливает, в свою очередь, возрастание времени на расчёт одной и той же задачи при прочих равных условиях. Таблица 3.1 – Сводная таблица моделей турбулентности

Группа	Модель
Модели с одним уравнением	Spalart-Allmaras
Модели с двумя уравнениями	Standart k- ϵ
	RNG k-r
	Realizable k- ϵ
	Standart k- ω
	BSL k- ω
	SST k- ω

Продолжение таблицы 3.1

Группа	Модель
Модели рейнольдсовых напряжений (RSM)	Linear Pressure Strain
	Quadric Pressure Strain
	Stress-Omega
Transition Models	k-kl- ω Transition Model
	SST Transition Model
DES (моделирование отсоединённых вихрей)	Spalart-Allmaras
	Relizable k-epsilon
	SST k- ω
LES (моделирование крупных вихрей)	Scale-Adaptive Simulation
DNS	Прямое решение базовых уравнений

В связи с тем, что программное обеспечение в данной работе использовалось при моделировании турбулентных течений в гидроциклоне, целесообразным является более подробно рассмотреть лишь те модели, которые потенциально могут быть применены в этом направлении. Как уже было отмечено ранее, устоявшаяся практика для конкретного класса проблем оказывает существенное влияние при выборе конкретной модели турбулентности. В этой связи следующий раздел посвящён небольшому обзору литературных источников по данной тематике.

3.2. Моделирование многофазных течений

Многофазные течения широко распространены во многих промышленных процессах, в числе которых, безусловно, обогащение полезных ископаемых. Такие процессы как классификация в гидроциклоне, флотация, измельчение, агитация, осаждение, сгущение и многие другие в основе своей имеют многофазное течение того или иного рода. Поэтому поиск надежных инструментов анализа для понимания и оптимизации многофазных потоков является приоритетом для инженеров-обогащителей. Основные режимы многофазных течений, используемых при постановке задач моделирования, представлены на рисунке 3.1.

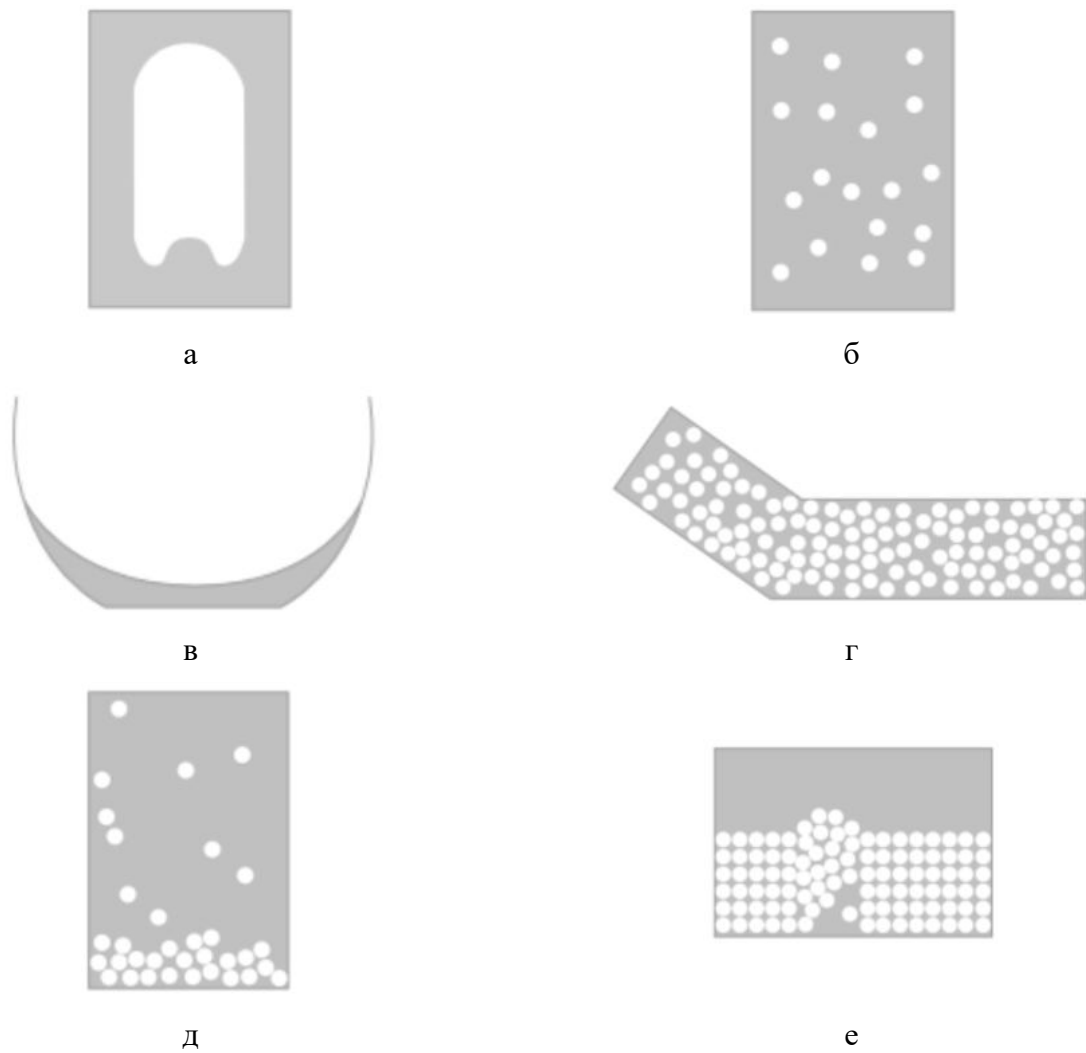


Рисунок 3.1 – Режимы многофазных течений:

а – поршневой поток, б – пузырьковый/капельный поток, в – стратифицированный поток, г – поток суспензии, д – осаждение, е – псевдооживленный слой.

Математическое описание течений осуществляется посредством системы дифференциальных уравнений Навье-Стокса, которые также известны как уравнение движения (3.1) и уравнение неразрывности (3.2):

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla(\rho u) = 0 \quad (3.1)$$

$$\frac{\partial \rho u}{\partial t} + \nabla(\rho u u) = -\nabla p + \nabla \tau + \rho g \quad (3.2)$$

где ρ – плотность, u – мгновенная скорость, p – давление, τ – тензор вязких напряжений и g – гравитация.

Решение основных уравнений без использования каких-либо математических моделей называется прямым численным моделированием (Direct Numerical Simulation – DNS). Прямое численное моделирование занимает очень много времени, поскольку является ресурсозатратным.

Многофазная система определяется как смесь фаз твердого тела, жидкости и газа. Распространенными примерами являются капли воды, падающие в воздухе, пузырьки газа, поднимающиеся в объеме пульпы во время процесса флотации, и твердые частицы, переносимые жидкостью. Многофазные потоки часто классифицируются в соответствии с природой системы:

- диспергированные потоки (частицы или капли в жидкости или газе, пузырьки в жидкости);
- разделенные потоки (кольцевые потоки в вертикальных трубах, стратифицированные потоки в горизонтальных трубах);
- переходные потоки. потоки, которые представляют собой комбинации двух других классов.

Течения со свободной поверхностью можно описать как стратифицированные двухфазные потоки.

Во многих случаях, когда в явлениях потока преобладает одна фаза, а количество другой, несущественной фазы, является небольшим (например, потоки запыленного газа, небольшие пузырьки газа в жидкости), многофазный поток на практике описывается как однофазный поток и все влияние вторичных фаз не учитывается. В данной работе сделан упор на многофазных потоках, в которых вторичные фазы нельзя игнорировать из-за их влияния на гидродинамическое поведение смеси и отчасти из-за их важности для изучаемого процесса. В зависимости от силы связи между фазами предлагаются разные подходы к моделированию. Их можно разделить на модели однородного потока, модели смеси и многофазные модели, а также возможны их комбинации. В большинстве моделей каждая фаза рассматривается как взаимопроникающий континуум с параметром объемной доли, который аналогичен пористости, присваиваемой жидкой фазе в потоке через пористую среду.

Самые простые и наиболее распространенные формулировки гидродинамики смеси относятся к движению центра масс системы. Движение отдельных компонентов рассматривается как диффузия через смесь. Эта модель однородного потока применима в потоках с преобладанием сопротивления, в которых фазы сильно связаны, а их скорости уравниваются в коротких пространственных масштабах. Предполагается, что все фазы движутся с одинаковой скоростью. Скорость смеси определяется из уравнения сохранения движения. Для каждой фазы решается отдельное уравнение неразрывности, чтобы получить ее объемную долю.

В многофазных системах сила тяжести и центробежные силы имеют тенденцию вызывать разницу скоростей, которую необходимо учитывать. Группа моделей была разработана на основе предположения о локальном равновесии. В зависимости от точной формулировки уравнений, используемых для определения разности скоростей, эта модель называется моделью дрейфа-потока, моделью смеси [47], алгебраическая модель скольжения [91], модель суспензии [108], модель диффузии [47] или модель локального равновесия [69].

Модель представляется в виде уравнения неразрывности для каждой фазы и одного уравнения импульса, которое содержит дополнительный член, описывающий влияние разницы скоростей между фазами. Для расчета относительных скоростей требуется модель, основанная на балансе сил для дисперсных фаз.

Форма определяющих уравнений для относительных скоростей варьируется в разных моделях смеси. Основное предположение в этой формулировке состоит в том, что локальное равновесие устанавливается на коротких пространственных масштабах. Из-за требования сильной связи между фазами модель смеси больше подходит для смесей жидкость-частицы, чем для смесей газ-частицы.

В процессах, где фазы слабо связаны и есть области внезапного ускорения, локальное равновесие не устанавливается. Примером может служить восходящий поток газа в псевдооживленном слое. Поскольку восходящий поток газа заставляет твердые частицы ускоряться от нулевой скорости на дне до равновесной скорости

в верхней точке, для описания этого процесса требуется полная многофазная модель. Модель состоит из уравнений неразрывности и импульса для каждой фазы. Фазовые взаимодействия учитываются с точки зрения межфазного переноса.

Во всех многофазных моделях основные трудности возникают из-за границ раздела фаз и связанных с ними разрывов [68]. Формулировка определяющих уравнений представляет наибольшую трудность при разработке многофазной модели для практического применения [53]. В результате применяемые уравнения все еще содержат значительные неопределенности. Таким образом, эмпирическая информация составляет важную часть модели.

Хотя полные многофазные уравнения теоретически более продвинуты, неопределенности в замыкающих соотношениях могут сделать их менее надежными, чем более простая модель смеси. Это еще одно оправдание использования более простых моделей однородного потока и моделей смеси, когда это возможно. Наиболее важным преимуществом модели смеси является значительно меньшее количество вычисляемых переменных по сравнению с полными многофазными моделями.

3.3. Выбор многофазной модели

Выбор многофазной модели обуславливается, в первую очередь, тем, какой режим течения из представленных на рисунке 3.1 наиболее точно отражает картину в реальном аппарате.

Благодаря развитию вычислительной гидродинамики на данный момент имеется два подхода к расчёту многофазных течений: подход Эйлера-Лагранжа и подход Эйлера-Эйлера [103].

3.3.1. Подход Эйлера-Эйлера

В подходе Эйлера-Эйлера под различными фазами подразумеваются взаимопроникающие непрерывные среды [95]. В данном случае имеет место применение такого понятия, как фазовая объёмная доля, поскольку объём одной фазы не может занимать другим.

В программном обеспечении ANSYS Fluent доступны три различные многофазные модели Эйлера-Эйлера: модель объема жидкости (Volume of Fluid – VOF), модель смеси (Mixture Model) и модель Эйлера (Eulerian Model).

Модель объёма жидкости – это метод вычисления координат поверхности раздела между жидкостями. Данный метод применяется в случае расчёта течения двух или более жидкостей, которые являются несмешивающимися. Использование такой модели подразумевает, что для всех исследуемых сред существует один набор базовых уравнений [103].

Модель смеси (Mixture Model) используется в случае постановки задачи с участием двух или более фаз (жидкости или твердых частиц) [103]. Равно как и в случае с моделью объёма жидкости фазы принимаются в качестве взаимопроникающих. Данная модель применяется при моделировании потоков с низким содержанием твёрдого, в связи с тем, что в ней отслеживаются траектории всех частиц.

Модель Эйлера считается самой ресурсоёмкой среди вариантов, представленных программным обеспечением Ansys Fluent. В рамках данного подхода решаются наборы базовых уравнений для каждой отдельно взятой фазы.

3.3.2. Подход Эйлера-Лагранжа

В подходе Эйлера-Лагранжа частицы отслеживаются на уровне отдельной частицы, которая может являться твердым, пузырьком или каплей. Уравнения сохранения решаются для непрерывной фазы, а фаза частицы отслеживается путем решения уравнений движения для каждой частицы (уравнения (3.3), (3.4) и (3.5)).

$$\frac{\partial \alpha_f \rho_f}{\partial t} + \nabla(\alpha_f \rho_f u_f) = S_{mass} \quad (3.3)$$

$$\frac{\partial \alpha_f \rho_f}{\partial t} + \nabla(\alpha_f \rho_f u_f u_f) = \alpha_f \nabla p - \alpha_f \nabla \tau_f - S_p + \alpha_f \rho_f g = 0 \quad (3.4)$$

$$\frac{\partial u_p}{\partial t} = \sum F \quad (3.5)$$

Силы, действующие на частицы, меняются в зависимости от ситуации с потоком. Сила сопротивления обычно включается, равно как другие силы, которые

могут иметь значение: подъемная сила, виртуальная (эффективная) масса. При выполнении численного моделирования важно решить, какие силы включить в правую часть уравнения (3.5). Добавление дополнительных сил к модели увеличивает точность, но также увеличивает сложность. Связь между непрерывной фазой и дисперсной фазой достигается за соответствующих членов уравнения. Они также включены в уравнение для дисперсной фазы, но не показаны здесь явно, так составляют правую часть. Интегрирование уравнения (3.5) дает расположение дисперсной фазы.

Поскольку этот подход к моделированию разрешает информацию на уровне отдельной частицы, это довольно затратно с точки зрения вычислений. Чтобы уменьшить вычислительные затраты, вместо этого можно выбрать отслеживание кластеров частиц. Однако этот подход по-прежнему является сложным с точки зрения вычислений, и поэтому моделирование Эйлера-Лагранжа подходит для разреженного дисперсного потока, то есть потоков с низкой объемной долей дисперсной фазы, значение которой не превышает 10% [107].

3.4. Модели многофазного потока и модели турбулентности для гидроциклона

Как уже было отмечено ранее, на выбор подходящей математической модели влияют несколько факторов: доступные вычислительные ресурсы, ограничение по времени расчёта, сложности модели, наличие допущений и упрощений в конкретной модели, а также опыта других инженеров при решении аналогичных задач.

В работе [55] представлен анализ производительности гидроциклона с использованием программного обеспечения Ansys CFX. На основе моделирования было исследовано влияние объемной доли частиц в потоке питания, среднего диаметра частиц и вязкости жидкой фазы на двухфазный поток, а также эффективность сепарации. Метод Эйлера-Лагранжа был использован в качестве многофазной модели, а модель k-ε RNG в качестве модели турбулентности.

Авторами работы [54] сравниваются различные подходы к моделированию турбулентности: RNG k- ϵ , модель Рейнольдсовских напряжений и модель крупных вихрей. В результате анализа потоков, полученных в процессе моделирования, было обнаружено, что образование некоторых вихрей оказывает значительное влияние на эффективность разделения.

Согласно результатам сравнительного анализа трёх многофазных моделей гидроциклона, авторами работы [96] было выяснено, что использование различных многофазных моделей не приводит к изменению движения частиц. Незначительные различия в эффективности практически незаметны. Модель смеси и модель Эйлера прогнозируют более низкую эффективность разделения по сравнению с моделью Volume of Fluid.

В работе [61] представлено численное исследование многофазного потока в гидроциклонах с различными конфигурациями размера циклона и диаметра песковой насадки. Вихревое течение пульпы было смоделировано с использованием модели напряжений Рейнольдса. Граница раздела между жидкой и газообразной фазами и потоком частиц моделируется с помощью модели смеси. Свойства твердых тел описываются кинетической теорией. В результате моделирования была показана согласованность численной модели и экспериментальных данных.

Авторами работы [85] был рассмотрен вариант применения метода моделирования крупных вихрей и модели Рейнольдсовских напряжений для оценки формы и диаметра воздушного столба, возникающего в процессе работы гидроциклона. В качестве многофазной модели авторами статьи использовалась модель Volume of Fluid. Модель турбулентности LES показала лучшие результаты в плане предсказания поля турбулентности и, таким образом, к более точному предсказанию полей давления и скорости.

Одно- и многофазные режимы моделирования 75 мм гидроциклона были исследованы авторами в работе [72]. Давление насыщения водой использовалось для расчёта воздушного вихря для однофазного моделирования. Сравнивались две модели турбулентности, модель Рейнольдсовских напряжений (RSM) и модель

больших вихрей (LES), обе из которых показали хорошую согласованность. Влияние многофазного подхода на численные прогнозы также было исследовано путем сравнения модели Volume of Fluid и модели смеси (Mixture). Было обнаружено, что модель VOF немного лучше соответствует экспериментальным данным, чем модель смеси. В целом, результаты показали, что выбор многофазного подхода и модели турбулентности при моделировании воздушного ядра может улучшить численные прогнозы.

Таким образом, в результате литературного обзора был выявлен ряд моделей турбулентности и многофазных моделей, работоспособность которых применительно к гидроциклону подтверждается множеством зарубежных учёных, труды которых перечислены выше. Очевидно, что модель многофазности Volume of Fluid является оптимальной с учётом того, что при работе гидроциклона наступает момент стабильной работы, когда имеется чётко определённая граница раздела газ-жидкое, описать которую данная модель и призвана. Сложность потока, возникающего в данном аппарате, является причиной того, что несколько моделей применимы для описания турбулентных пульсаций и вихрей. Наиболее точной будет являться модель крупных вихрей (LES), однако её использование предполагает значительные вычислительные нагрузки. Модель Рейнольдсовских напряжений (RSM) в данном случае будет являться компромиссным вариантом между высокой точностью расчёта и его продолжительностью.

3.4.1. Модель Volume of Fluid

Модель VOF применяется при постановке задачи, в которой требуется расчёт течения несмешивающихся жидкостей, решая один набор уравнений импульса и отслеживая объемную долю каждой из жидкостей по всей области.

Постановка задачи с такой моделью в ANSYS Fluent обычно используется для решения, зависящего от времени, но можно выполнить расчет в стационарном состоянии. Стационарный расчет VOF имеет смысл только тогда, когда решение не зависит от начальных условий и есть четкие границы входа для отдельных фаз.

Для каждой фазы, которая классифицируется в качестве дополнительной, согласно условиям модели, вводится соответствующее значение объёмной доли

фазы в каждом узле расчётной сетки. При этом суммарное значение для всех узлов равно единице.

Оценка пограничного между фазами слоя производится с помощью решения уравнения неразрывности для объемной доли одной (или нескольких) фаз. Для q -й фазы это уравнение имеет следующий вид (уравнение (3.6) [90]):

$$\frac{1}{\rho_q} \left[\frac{\partial}{\partial t} (\alpha_q \rho_q) + \nabla \cdot (\alpha_q \rho_q \vec{V}_q) = S_{a_q} + \sum_{p=1}^n (\dot{m}_{pq} - \dot{m}_{qp}) \right] \quad (3.6)$$

где \dot{m}_{pq} – массоперенос от фазы p к фазе q , а \dot{m}_{qp} – массоперенос от фазы q к фазе p .

Когда используется неявная схема для дискретизации времени (уравнение (3.7) [80]), стандартные конечно-разностные схемы интерполяции *ANSYS Fluent* (третьего порядка – *QUICK*, второго и первого порядка точности, а также модифицированные схемы *HRIC*) применяются для расчёта поверхностных потоков всех ячеек, включая расположенные возле границы раздела фаз.

$$\frac{\alpha_q^{n+1} \rho_q^{n+1} - \alpha_q^n \rho_q^n}{\Delta t} V + \sum_f (\rho_q U_f^{n+1} \alpha_{qf}^{n+1}) = \left[S_{a_q} + \sum_{p=1}^n (\dot{m}_{pq} - \dot{m}_{qp}) \right] V \quad (3.7)$$

Явный подход (уравнение (3.8) [50]) подразумевает применение стандартных схем конечно-разностной интерполяции *ANSYS Fluent*.

$$\frac{\alpha_q^{n+1} \rho_q^{n+1} - \alpha_q^n \rho_q^n}{\Delta t} V + \sum_f (\rho_q U_f^n \alpha_{qf}^n) = \left[S_{a_q} + \sum_{p=1}^n (\dot{m}_{pq} - \dot{m}_{qp}) \right] V \quad (3.8)$$

где n – отражает индекс расчётного момента; α_{qf} – значение q -й доли объёма; V – объём ячейки; U_f – объёмный поток по нормали к поверхности.

Во всей области решается единое уравнение импульса, а результирующее поле скорости распределяется между фазами. Уравнение количества движения (3.9) [50] зависит от объемных долей всех фаз через свойства ρ и u .

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \vec{V}) + \nabla (\rho \vec{V} \vec{V}) = -\nabla p + \nabla [\mu (\nabla \vec{V} + \nabla \vec{V}^T)] + \rho \vec{g} + \vec{F} \quad (3.9)$$

Одно из ограничений приближения общих полей состоит в том, что в случаях, когда между фазами существуют большие различия в скоростях, точность вычисленных скоростей вблизи границы раздела может быть нарушена.

Уравнение (3.9) используется в данной модели в качестве уравнения энергии для всех фаз.

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho E) + \nabla \cdot (\vec{V}(\rho E + p)) = \nabla \cdot (k_{eff} \nabla T) + S_h \quad (3.10)$$

В модели *VOF* энергия (E) и температура (T) рассчитываются как усреднённые по массе переменные (уравнение (3.11)).

$$E = \frac{\sum_{q=1}^n \alpha_q \rho_q E_q}{\sum_{q=1}^n \alpha_q \rho_q} \quad (3.11)$$

3.5. Моделирование реологических параметров

Согласно проведённому литературному обзору, существует ряд реологических моделей, отражающих поведение жидкостей, в зависимости от их свойств. Обобщённо среды, участвующие в моделировании можно представить в виде схемы, приведённой на рисунке 3.2.

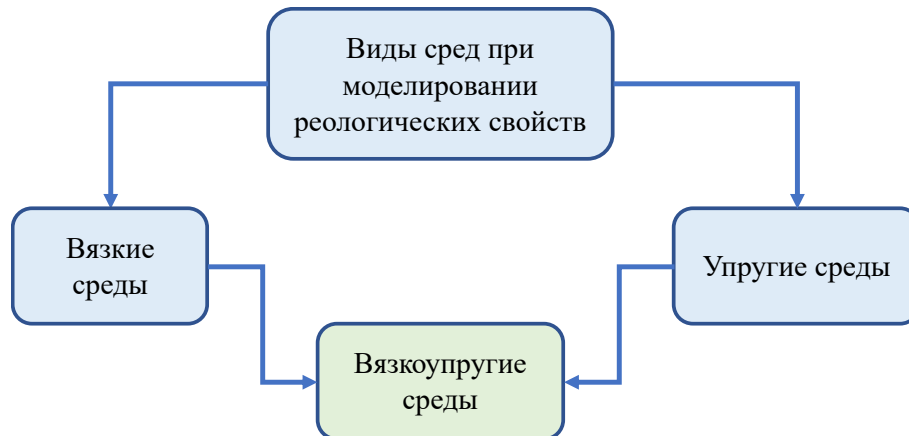


Рисунок 3.2 – Идеализированное представление классификации сред при моделировании

Каждая категория из классификации, приведённой выше, включает в себя множество реологических моделей, каждая из которых может быть удобно представлена в виде так называемой механической модели. Некоторые из таких моделей рассматриваются ниже.

Модель Гука (рисунок 3.3) представляет собой механическую модель упругого тела, которая может быть описана уравнением (3.12).



Рисунок 3.3 – Модель Гука

$$\tau = E\gamma \quad (3.12)$$

где τ – напряжение сдвига; γ – возникающая деформация; E – величина модуля упругости.

Характерным для данной модели является то, что после приложения нагрузки со сжатием пружины, а также последующего снятия нагрузки, пружина возвращается в первоначальное положение, что является непосредственным проявлением упругих свойств.

Идеально вязкое тело может быть представлено моделью Ньютона, приведённой на рисунке 3.4. Соответствующим уравнением, описывающим свойства такой жидкости, является уравнение (3.13). В данном случае механическая интерпретация представляет собой систему из цилиндра с водой и поршня, движению которого препятствует сопротивление жидкости, являющееся в реальности вязкостью.

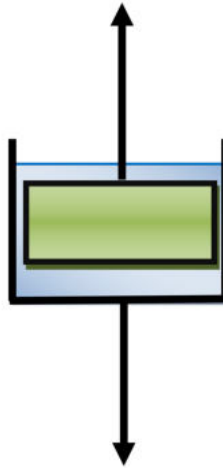


Рисунок 3.4 – Модель вязкого тела (модель Ньютона)

$$\tau = \mu d\gamma / dt = \mu \dot{\gamma} \quad (3.13)$$

где переменная τ соответствует напряжению сдвига; μ – коэффициенту вязкости; $d\gamma/dt$ определяет скорость сдвига.

Известна также модель Сен-Венана, отражающая свойства идеально пластичного тела. Она может быть представлена в виде пары трения скольжения (рисунок 3.5).



Рисунок 3.5 – Модель пластичного тела (Сен-Венана)

Характерным свойством данной модели является то, что система остаётся неподвижной в случае нагрузок, меньших некоторого критического значения, что может быть описано с помощью закона сухого трения (уравнение (3.14)).

$$\tau = \tau_0 \quad (3.14)$$

где τ_0 – величина, являющаяся пределом текучести.

Приведённые выше модели являются базовыми, то есть простейшими, комбинацией которых (параллельным или последовательным соединением) получают более сложные конструкции, приведённые ниже.

Одним из примеров сложной механической модели является так называемое тело Максвелла (рисунок 3.6), которое, в результате приложенной нагрузки, может как деформироваться, так и проявлять текучие свойства. Данная модель является вязкоупругой последовательной комбинацией элементов Гука и Ньютона.

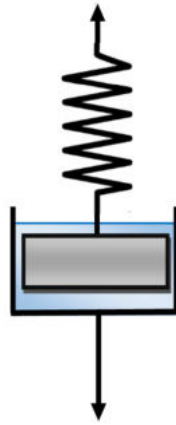


Рисунок 3.6 – Модель тела Максвелла

Модель тела Максвелла описывается реологическим уравнением, представленным ниже:

$$\dot{\gamma} = \frac{\tau}{\mu} + \frac{1}{E} \frac{d\tau}{dt} \quad (3.15)$$

Известна также модель Кельвина-Фойхта-Мейера, являющаяся параллельной комбинацией элементов Гука и Ньютона. Данная модель представляет вязкоупругое тело, которое после приложения и снятия мгновенной нагрузки остаётся неподвижным, проявляя свойства абсолютно твёрдого тела. Возврат пружины к первоначальному положению осуществляется не сразу за счёт сопротивления жидкости, текущей вокруг поршня. Уравнение (3.16) является основным для данной модели.

$$\tau = E\gamma + \mu\dot{\gamma} \quad (3.16)$$

Существуют также трёхкомпонентные модели, комбинирующие в себе элементы Гука, Сен-Венана и Ньютона одновременно. В случае с моделью Бингама (рисунок 3.7), элемент Гука соединён последовательно с параллельной комбинацией элементов Сен-Венана и Ньютона. Такая конструкция обеспечивает подведение, при котором с нарастающим напряжением в первую очередь деформируется пружина. По достижении некоторого критического значения в движение приходит пара трения скольжения. Реологическим уравнением, описывающим поведение такого типа сред является уравнение (3.17).

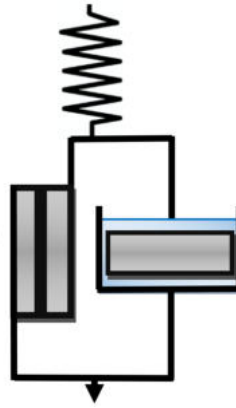


Рисунок 3.7 – Тело Бингама

$$\dot{\gamma} = \frac{\dot{\tau}}{E} + \frac{\tau - \tau_0}{\mu} \quad (3.17)$$

Если в модель Бингама последовательно с элементом Ньютона соединить дополнительный элемент Гука, получится модель Шведова (рисунок 3.8).

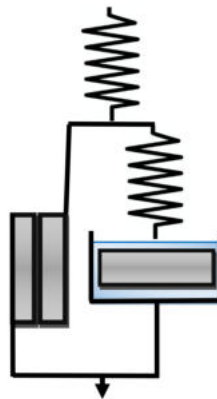


Рисунок 3.8 – Модель Шведова

Формально в данной модели можно наблюдать параллельное соединение моделей Сен-Венана и Максвелла, благодаря чему до достижения некоторого критического напряжения деформация происходит по элементу Гука. В дальнейшем деформации подвергаются прочие элементы системы. Реологическим уравнением данной модели является уравнение (3.18).

$$\dot{\gamma} = \tau \left(\frac{1}{E_H} + \frac{1}{E_M} \right) + \frac{\tau - \tau_0}{\mu} \quad (3.18)$$

где E_H – модуль упругости элемента Ньютона; E_M – модуль упругости элемента Максвелла.

Минеральные суспензии представляют собой неньютоновские жидкости, поведение которых описывается реологическим уравнением Бингама-Шведова (рисунок 3.9) [24, 25, 92]. Особенностью данной зависимости является экстраполяция данных по напряжению сдвига на нулевое значение скорости сдвига.

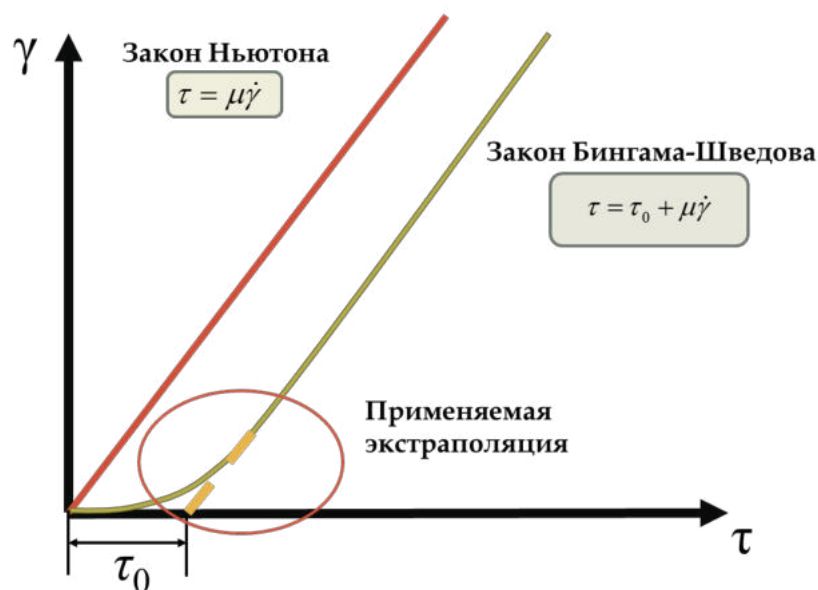


Рисунок 3.9 – Кривая течения неньютоновской жидкости [25]

В этой связи для описания реологических параметров минеральных суспензий на всём диапазоне изменения скорости сдвига предложена трёхкомпонентная реологическая система, отраженная в следующем соотношении:

$$\tau = \tau_{\text{тр.}} + \tau_{\text{проч.}} + \tau_{\text{н}} \quad (3.19)$$

Механическое представление данной модели приведено на рисунке 3.10.

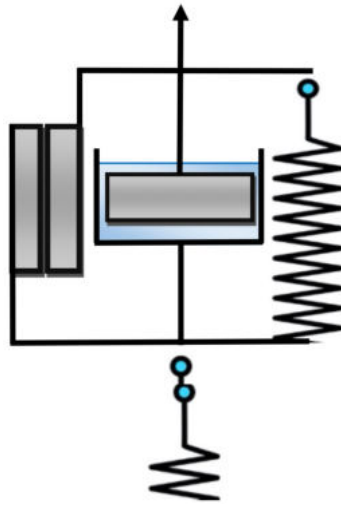


Рисунок 3.10 – Предложенная модель

В первой стадии нарастает напряжение трения, которое не является достаточным по величине, для разрушения каркаса. Однако со временем наблюдается ослабевание связи между частицами, вследствие чего прочность каркаса падает.

На второй стадии структурированный поток под действием напряжения трения начинает диспергироваться и при достижении некой критической скорости каркас разрушается полностью, и поток становится полностью диспергированным. В этот момент внутри потока исчезают напряжения, и его поведение становится подобным ньютоновской жидкости. Таким образом, можно отметить факт проявления тиксотропности в свойствах минеральной суспензии.

3.6. Выводы по главе 3

Методы численного и математического моделирования являются эффективными подходами к разного рода исследованиям, в том числе в области обогащения полезных ископаемых. Причиной всё более широкого применения численных методов является развитие науки и техники, методов математического моделирования и т.д. Многие зарубежные и отечественные учёные занимаются

вопросами применения численных подходов к решению задач промышленности, поскольку этот метод обладает как минимум одним, крайне важным преимуществом: отсутствие необходимости проведения натурального эксперимента.

Проведение натурального эксперимента зачастую является время и финансово затратным мероприятием, в процессе которого не исключается влияние на результаты человеческого фактора. Численное моделирование является более гибкой методикой, позволяющей отладить модель и изучить все её нюансы до того, как конкретный объект займёт своё место в промышленной цепочке.

Применительно к вопросам моделирования реологических свойств минеральных суспензий, в рамках данного исследования используется многокомпонентная модель Бингама-Шведова, описывающая реологические свойства неньютоновской жидкости. Относительно подходов к численному моделированию процесса классификации в гидроциклоне, были выбраны модель Рейнольдсовских напряжений для описания турбулентного потока, а также модель объёма жидкости для описания границы раздела между жидкой и газообразной фазой. В результате проведённого литературного обзора было установлено, что среди прочих моделей выбранные отличаются балансом между точностью расчёта и вычислительной нагрузкой, которая оказывает влияние на продолжительность симуляции.

ГЛАВА 4. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РУД АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ

4.1. Руды, содержащие крупное золото

4.1.1. Подготовка пробы и первичные исследования

Технологические исследования являются отправной точкой на которой базируются дальнейшие научные изыскания, касающиеся объекта исследования. На рисунке 4.1 представлена схема подготовки проб к технологическим исследованиям.

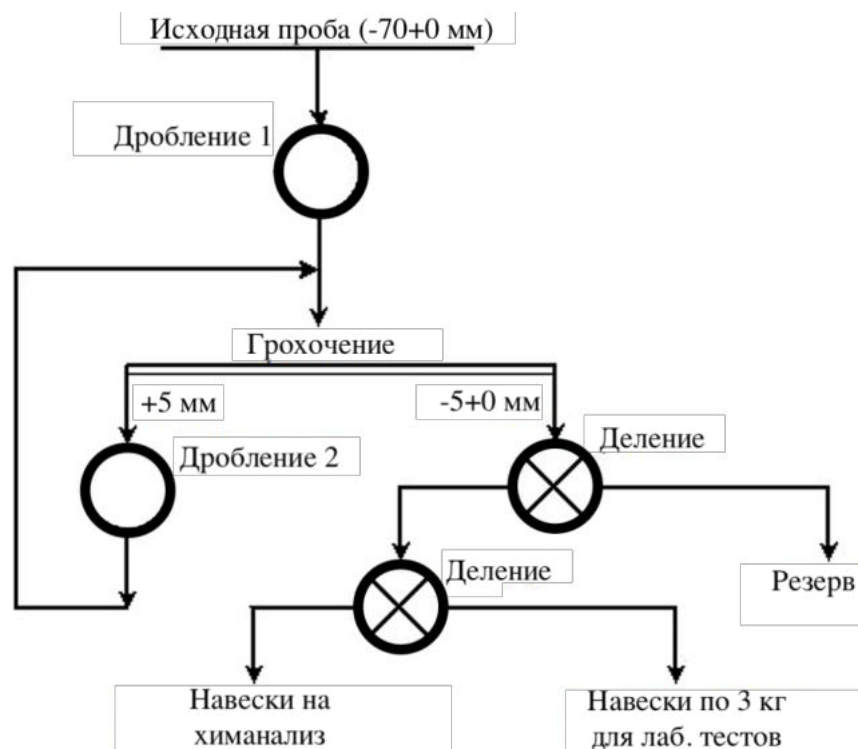


Рисунок 4.1 – Схема подготовки проб

Согласно приведённой выше схеме, подготовка проб к технологическим испытаниям должна включать следующие этапы:

- дробление на щековой дробилке ДЩ 100x200;
- классификация материала с применением грохота по классу 5 мм;
- повторное дробление продукта классификации крупностью выше 5 мм;
- получение представительных проб материала, предназначенных для химанализа;
- получение навесок по 3 кг для дальнейших исследований.

Также немаловажным является изучение кинетики измельчения на дроблёной руде с применением шаровой мельницы 75-мл 300x200 мм, объём которой составляет порядка 15 литров. Технологические параметры процесса измельчения приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Технологические параметры процесса измельчения

Параметр	Значение
Масса навески, кг	3
Скорость вращения мельницы, об/мин	65
Масса шаров, кг	26
Диаметры шаров, мм	40, 25
Содержание твёрдого в мельнице, %	65
Добавочных объём воды, л	1,6
Продолжительность измельчения, мин	6,5-23
Крупность готового класса, мм	0,071

По результатам исследования влияния тонины помола на распределение компонентов можно отметить, что наибольшее количество золота содержится в классах крупности $-5+2$ мм и $-0,125+0,045$ мм, то есть распределение золота по классам не равномерное, содержание постепенно уменьшается одновременно с тем, как растёт тонина помола.

Результаты гранулометрического анализа, представленные ниже (рисунок 4.2), показывают, что золото в пробе распределено неравномерно, с ростом тонины помола доля золота уменьшается. На рисунке 4.3 приведена графическая зависимость между классом крупности и выходом этого класса по минусу.

Таблица 4.2 – Содержание элементов по классам крупности

Крупность класса	Содержание класса	Содержание элементов						
		Au	S $_{\Sigma}$	S _{сульфид}	C $_{\Sigma}$	C _{орг}	Fe _{общ}	As
[мм]	[%]	[г/т]	[масс. %]	[масс. %]	[масс. %]	[масс. %]	[масс. %]	[масс. %]
-5+2	57.67	11.5	2.04	2.02	1.67	1.08	2.89	0.77
-2+1	14.33	4.98	2.21	2.15	1.89	1.23	2.67	0.79
-1+0,5	6.99	5.41	2.33	2.31	1.78	1.22	3.11	0.87

Продолжение таблицы 4.2

Крупность класса	Содержание класса	Содержание элементов						
		Au	S _Σ	S _{сульфид}	C _Σ	C _{орг}	Fe _{общ}	As
-0,5+0,25	5.01	8.43	2.45	2.41	1.95	1.34	3.12	0.89
-0,25+0,125	5.24	9.41	3.31	3.36	2.03	1.35	4.16	1.45
-0,125+0,071	2.64	10.33	4.65	4.63	2.06	1.33	5.12	1.78
-0,071+0,045	1.87	13.98	6.77	5.24	2.05	1.41	4.45	1.66
-0,045+0,025	1.26	7.12	4.46	4.67	2.17	1.61	4.42	1.68
-0,025+0	4.99	3.21	2.02	1.67	3.01	2.56	3.78	1.14

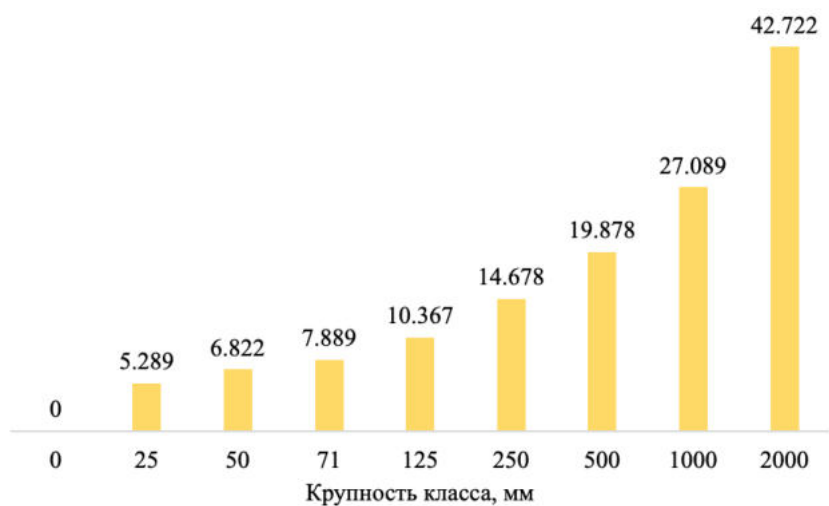


Рисунок 4.2 – Суммарное содержание класса по минусу

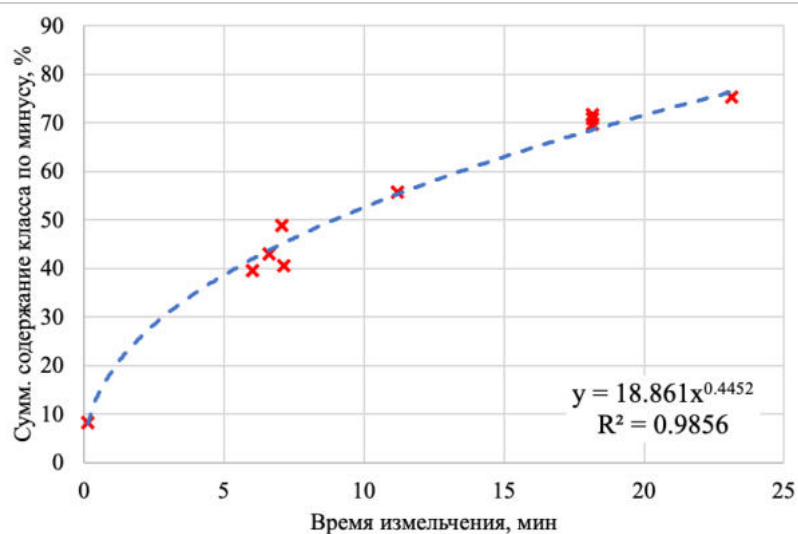


Рисунок 4.3 – Кинетика измельчения

4.1.2. GRG-тест

В следствие того, что в образцах руды Нежданнинского месторождения было обнаружено свободное золото, рекомендуемым методом переработки является гравитационное обогащение в голове схемы. Однако предварительно необходимо определить конкретное количество золота, поддающегося гравитационному извлечению. Для этих целей около 20 лет назад был разработан GRG-тест (Gravity Recoverable Gold Test) [75].

Исследование по методике GRG выполняется в три последовательных этапа, как это показано на рисунке 4.4. На начальном этапе 50 кг навеска руды проходит стадию измельчения, в ходе которой понижается её крупность до 100% -1000 мкм, после чего следует процесс сепарации. Затем хвосты первой стадии отправляются на вторую стадию с измельчением до 45-55% -71 мкм и последующей сепарацией с применением концентратора Knelson. В свою очередь хвосты второго этапа подвергаются дополнительному измельчению до содержания класса -71 мкм 75-80%.

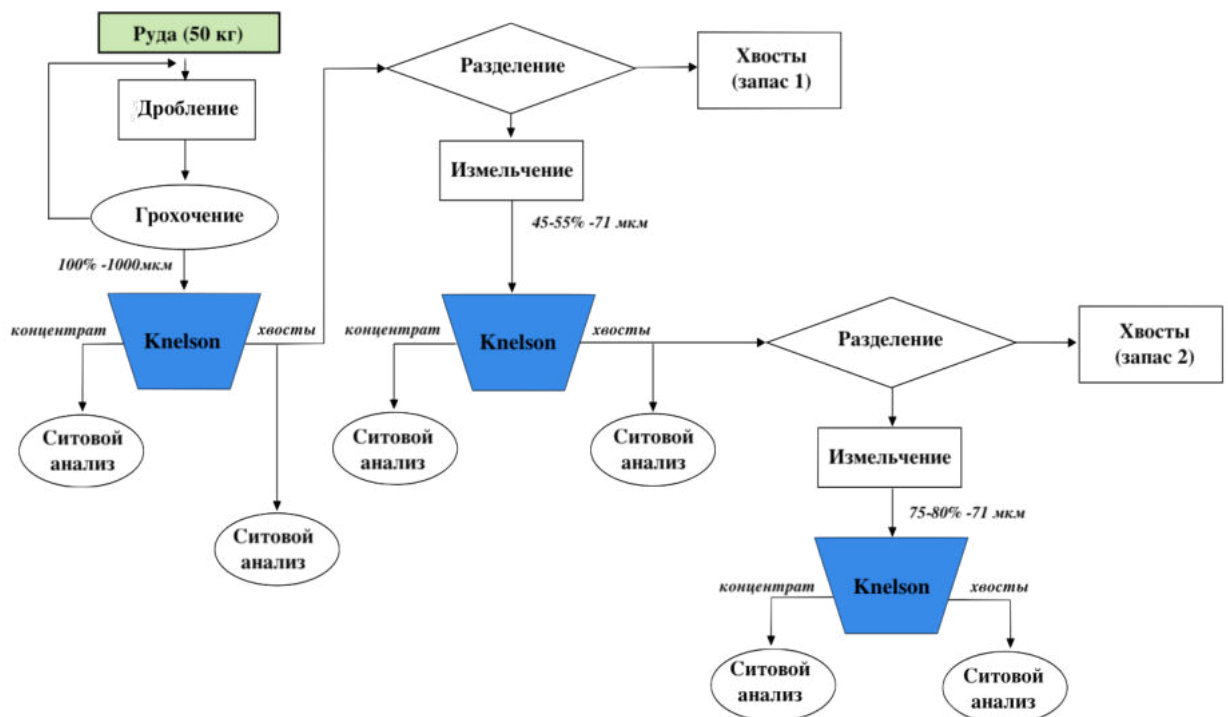


Рисунок 4.4 – Принципиальная схема проведения GRG-теста

В таблице 4.3 представлены результаты проведённого GRG-теста на определение извлекаемого золота по классам крупности. Согласно приведённым

данным, наблюдается наличие свободного самородного золота, что является фактом, указывающим на применимость гравитационного метода обогащения.

Таблица 4.3 – Результаты проведённого теста

Продукт	γ , %	β Au, г/т	ε Au, г/т
I этап – К-т	0,23	2099,56	47,32
I этап – Хв.	99,76	3,39	47,56
II этап – К-т	0,23	458,48	8,21
II этап – Хв.	99,52	2,78	37,67
III этап – К-т	0,19	139,65	2,11
III этап – Хв.	99,34	4,08	35,91
Общ. концентрат	0,66	1033,01	58,57

Графическая интерпретация результатов тестирования, в частности зависимость извлечения золота от крупности и стадии концентрации показана на рисунке 4.5.

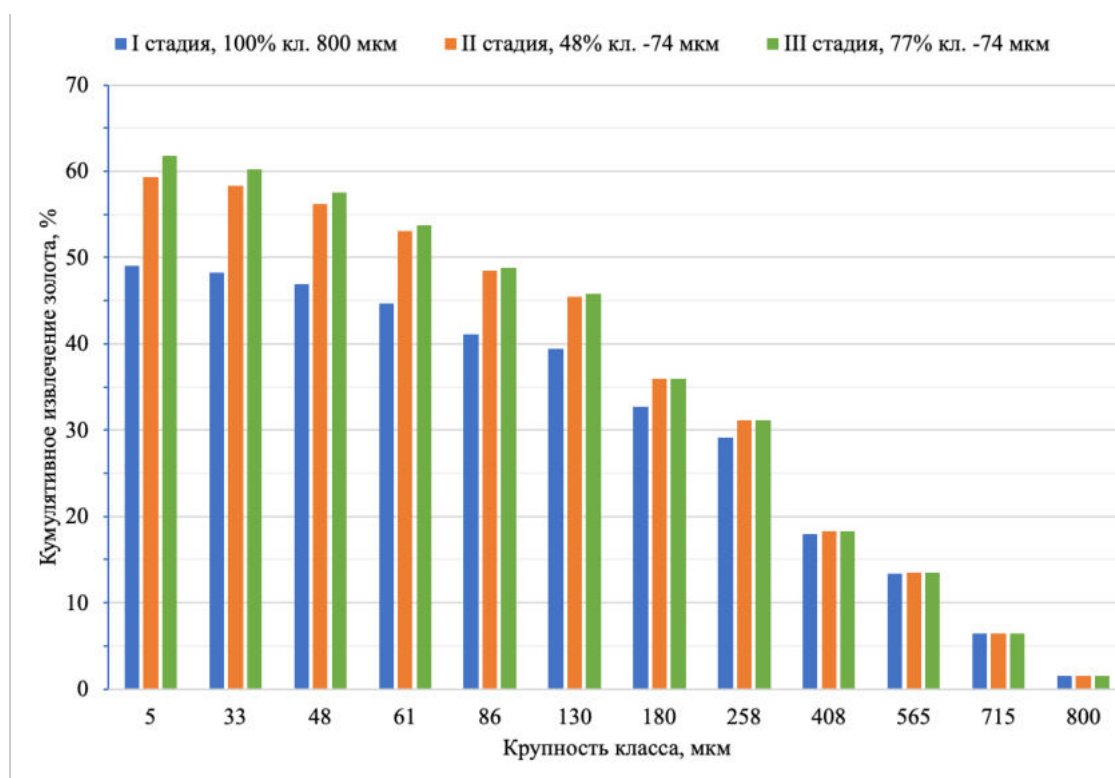


Рисунок 4.5 – Суммарное извлечение золота в процессе проведения GRG-теста

Согласно приведённым данным, можно сделать вывод о последовательном возрастании суммарного извлечения золота по мере снижения крупности питания, в соответствии с регрессионными зависимостями, изображёнными на рисунке 4.6. Это указывает на факт раскрытия сростков.

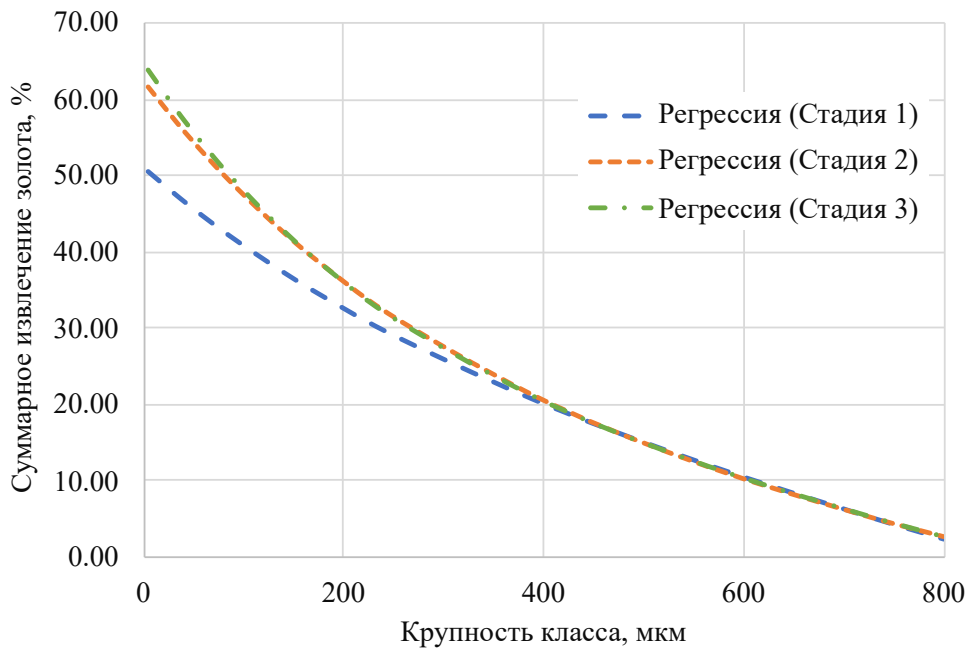


Рисунок 4.6 – Регрессионные зависимости извлечения от крупности класса

Регрессионные зависимости, изображённые на рисунке 4.6 имеют вид уравнения (4.1), а соответствующие коэффициенты приведены в таблице 4.4.

$$y = a + bc^x + rx \quad (4.1)$$

Таблица 4.4 – Коэффициенты регрессионных уравнений

Коэффициент	Стадия 1	Стадия 2	Стадия 3
a	27,789	19,308	24,747
b	23,193	43,063	39,988
c	-0,033	-0,024	-0,029
r	0,996	0,997	0,996
R ²	0,998	0,997	0,998

4.1.3. Оценка конечной скорости падения минеральных сростков

Суспензии, упор на которые сделан в работе, классифицируют на грубые (размер частиц $d > 1 \cdot 10^{-3}$ м), тонкие ($5 \cdot 10^{-7} \text{ м} < d < 10^{-3}$ м), мути ($d < 5 \cdot 10^{-7}$ м) [52].

В данной работе был проведён вычислительный эксперимент по расчёту скоростей стеснённого осаждения полиминеральных сростков крупностью – 1+0,040 мм, таких как:

– золото + кварц ($\text{Au} + \text{SiO}_2$);

- пирит + кварц ($\text{FeS}_2 + \text{SiO}_2$);
- арсенопирит + кварц ($\text{FeAsS} + \text{SiO}_2$).

В случае решения задачи были использованы средства высокоуровневых языков программирования Delphi 7 и Python 3.7 с интеграцией расчётных данных в пакет Microsoft Excel.

Объектно-ориентированное программирование (ООП) представляет собой такую методологию, когда программа является совокупностью объектов – экземпляров классов, образующих иерархию наследования. В данном случае подход к программированию (моделированию информационных объектов) решает следующие задачи:

- структуризации, облегчая процесс моделирования;
- минимизации избыточности данных.

На первичной стадии оценки конечных скоростей падения полимеральных зёрен было использовано программное обеспечение, разработанное на Кафедре Обогащения Полезных Ископаемых Горного Университета [32], реализующее метод Лященко (рисунок 4.7).



Рисунок 4.7 – Алгоритм расчёта конечных скоростей падения минеральных сростков

Данное программное обеспечение позволяет вычислить скорости падения зёрен двух минералов с учётом их плотностей, заданной крупности, плотности пульпы, а также доли твёрдого. Также программа позволяет выгружать массив данных в табличной форме в Excel, с целью последующей обработки.

Визуализация первичных расчётных данных приведена на рисунках 4.8 и 4.9. На графиках можно наблюдать прямую зависимость между разницей плотностей, вязкостью и скоростью осаждения.

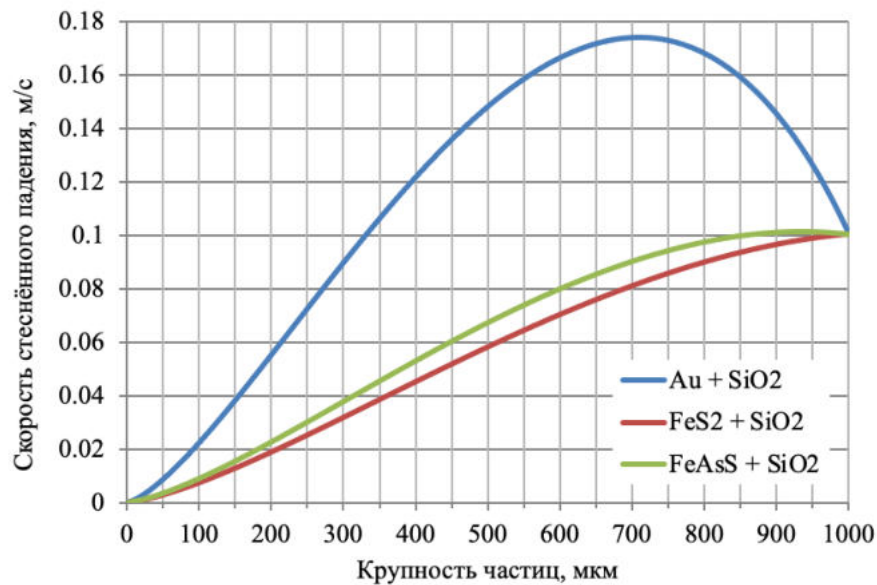


Рисунок 4.8 – Влияние разности плотностей исследуемых минералов на скорость осаждения их сростков

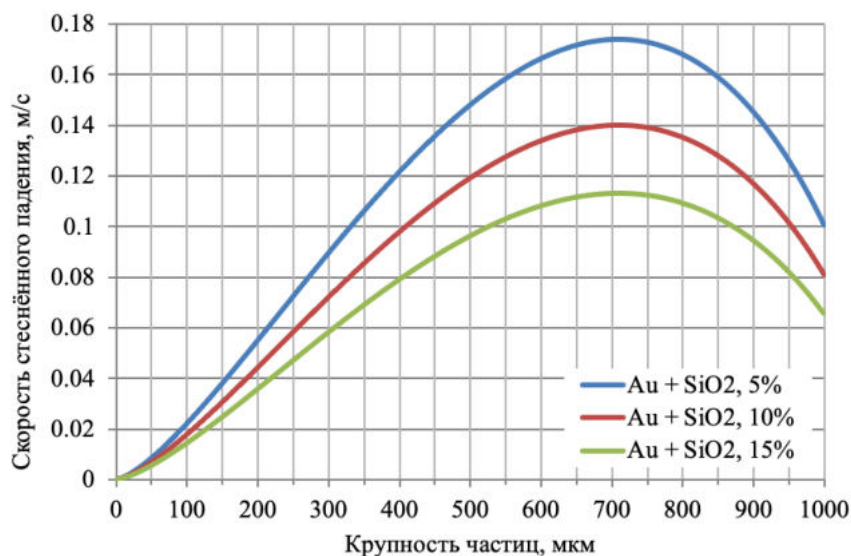


Рисунок 4.9 – Влияние вязкости на скорость осаждения

Однако, учитывая специфику поставленной задачи, функционал разработанной программы был значительно расширен за счёт средств языка Python 3.8, который зачастую используется как основной язык программирования, либо для создания расширений и интеграции приложений. Особенностью данного языка, равно как и причиной его применения, является удобство обработки больших массивов данных.

С применением специализированной библиотеки Python для обработки больших массивов NumPy, а также разработанной ранее программы на Delphi был получен двумерный массив данных следующего вида (таблица 4.5):

Таблица 4.5 – Общий вид массива

Крупность сrostков, мкм	Плотность сrostков, кг/м ³		
	1	ρ_1	...
...	V_1
...
1000	V_{10^6}

«Поле скоростей» было рассчитано для всех возможных типов сrostков при равномерном распределении плотностей между монофракциями от ρ_1 к ρ_2 и крупности от 1 до 1000 мкм. Массив исследуемого поля скоростей составил 10^6 значений, чем обеспечивается перебор всех возможных вариантов сrostков полиминеральной смеси и, что немаловажно, точность расчёта.

С целью уменьшения размеров визуализации поля скоростей и удобства работы с данными была осуществлена кластеризация частиц по группам с близкими скоростями падения, в результате чего получились обобщённые массивы данных меньшего размера – 25×25 значений (рисунок 4.10).

		5 % ТВ.																								
		ПЛОТНОСТЬ СРОСТКОВ AU + SiO₂, КГ/М3																								
КРУПНОСТЬ СРОСТКОВ, МКМ	40	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	80	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	120	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	160	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	200	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	240	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	280	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	320	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	360	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	400	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
	440	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650
480	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
520	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
560	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
600	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
640	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
680	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
720	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
760	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
800	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
840	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
880	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
920	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
960	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	
1000	17000	16402	15804	15206	14608	14010	13413	12815	12217	11619	11021	10423	9825	9227	8629	8031	7433	6835	6238	5640	5042	4444	3846	3248	2650	

Рисунок 4.10 – Пример кластеризации поля скоростей осаждения сростков Au + SiO₂ (5% тв.), где правый верхний угол соответствует значению для мономинеральной частицы кварца крупностью 1 мкм, левый нижний – мономинеральной частицы золота крупностью 1000 мкм

Также для учёта влияния вязкости для каждого из трёх типов сростков был проведён вычислительный эксперимент при различном содержании твёрдого (5, 25, 50%). Таким образом, было получено 9 полей (рисунок 4.11) для визуальной оценки характера распределения конечных скоростей осаждения полиминеральных сростков, в зависимости от плотности, крупности и вязкости суспензии.

Перекодировка цветовой схемы полей скоростей, приведённая на (рисунок 4.12) позволяет сделать следующий вывод об относительном распределении скоростей между всеми девятью вычислительными экспериментами. В режиме стеснённого осаждения концентрация твёрдого в суспензии в совокупности с разницей плотностей исследуемых минералов оказывает значительное влияние на характер распределения скоростей. Чем меньше разница плотностей, тем значительнее влияние вязкости на процесс сепарации.

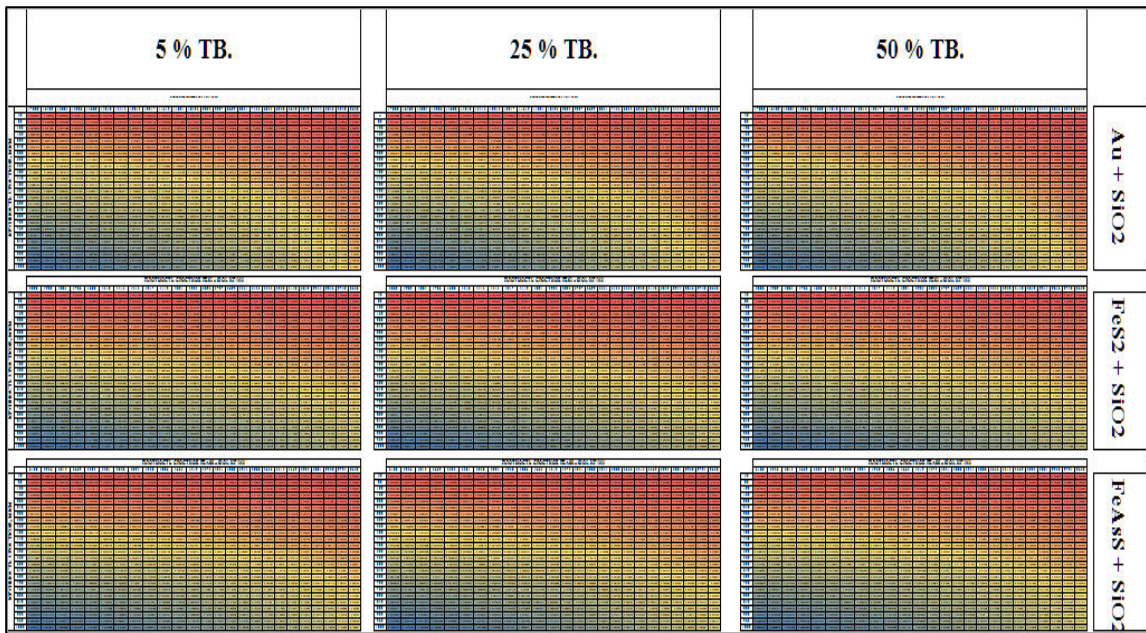


Рисунок 4.11 – Поля распределения конечных скоростей падения минеральных зёрен при различной вязкости пульпы

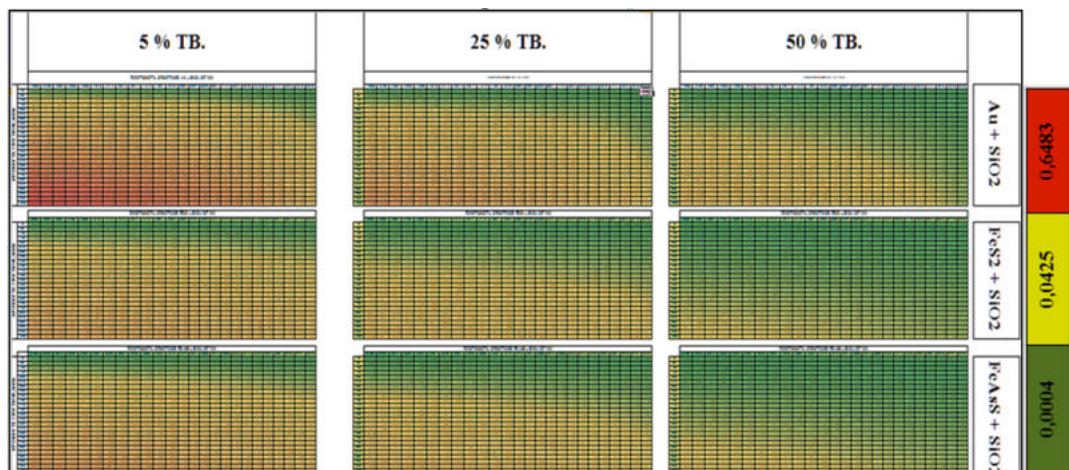


Рисунок 4.12 – Номограммы распределения скоростей осаждения минеральных сростков

Визуализация данных также позволила выявить три характерные зоны различий в скорости падения. Характерно, что эти зоны не зависят от минералов и имеют сходные формы. В результате можно ввести следующий критерий (уравнение (4.2)) для градации по гравитационному обогащению [38]:

$$K_G = \frac{\Delta v}{V_{100}^{\rho_{\max}}} \quad (4.2)$$

На основе полученного критерия можно сделать вывод о возможной обогатимости минерального сырья гравитационными методами, классифицировав массив данных номограммы на три категории (рисунок 4.13): зона сепарации в тяжёлых суспензиях, осложнённая сепарация и зона лёгкой сепарации гравитационными методами.

		Коэффициент селективности											
		100	92	83	75	67	58	50	42	33	25	17	8
Крупность минеральных сростков, мкм	40	0,993	0,903	0,816	0,731	0,648	0,565	0,483	0,402	0,321	0,240	0,160	0,080
	80	2,680	2,439	2,204	1,975	1,749	1,525	1,304	1,084	0,866	0,649	0,432	0,216
	120	4,791	4,360	3,941	3,531	3,126	2,727	2,331	1,939	1,548	1,160	0,772	0,386
	160	7,236	6,585	5,952	5,332	4,721	4,118	3,521	2,928	2,338	1,751	1,167	0,583
	200	9,963	9,067	8,195	7,341	6,500	5,670	4,847	4,031	3,219	2,411	1,606	0,803
	240	12,937	11,774	10,642	9,533	8,441	7,363	6,294	5,234	4,180	3,131	2,086	1,042
	280	16,135	14,684	13,273	11,890	10,528	9,183	7,850	6,528	5,214	3,905	2,601	1,300
	320	19,538	17,781	16,072	14,397	12,748	11,119	9,506	7,905	6,313	4,729	3,150	1,574
	360	23,130	21,050	19,027	17,044	15,092	13,164	11,254	9,358	7,474	5,599	3,729	1,864
	400	26,900	24,481	22,127	19,822	17,552	15,309	13,088	10,883	8,692	6,511	4,337	2,167
	440	30,837	28,063	25,366	22,723	20,120	17,549	15,003	12,476	9,964	7,464	4,971	2,484
	480	34,932	31,790	28,734	25,740	22,792	19,880	16,995	14,133	11,288	8,455	5,632	2,814
	520	39,177	35,653	32,226	28,868	25,562	22,296	19,061	15,851	12,639	9,483	6,316	3,156
	560	43,567	39,648	35,837	32,103	28,426	24,794	21,197	17,627	14,078	10,545	7,024	3,510
	600	48,094	43,768	39,561	35,439	31,380	27,371	23,399	19,458	15,541	11,641	7,754	3,875
	640	52,754	48,009	43,395	38,873	34,421	30,023	25,667	21,344	17,047	12,769	8,505	4,250
	680	57,542	52,367	47,333	42,401	37,545	32,748	27,996	23,281	18,594	13,938	9,277	4,636
	720	62,454	56,836	51,373	46,020	40,750	35,543	30,386	25,268	20,181	15,110	10,069	5,032
	760	67,485	61,415	55,512	49,727	44,032	38,406	32,834	27,304	21,806	16,334	10,880	5,437
	800	72,632	66,099	59,746	53,520	47,391	41,335	35,338	29,386	23,470	17,580	11,710	5,852
840	77,892	70,886	64,073	57,396	50,823	44,329	37,897	31,514	25,169	18,853	12,558	6,275	
880	83,261	75,773	68,489	61,353	54,326	47,385	40,510	33,687	26,904	20,153	13,423	6,708	
920	88,738	80,756	72,994	65,388	57,899	50,501	43,174	35,902	28,674	21,478	14,306	7,149	
960	94,318	85,835	77,584	69,500	61,540	53,677	45,889	38,160	30,477	22,829	15,200	7,599	
1000	100,000	91,006	82,258	73,687	65,248	56,911	48,654	40,459	32,313	24,204	16,122	8,057	

Зона 1: Осложнённая сепарация, $K_g = 0..10$

Зона 3: Эффективная сепарация, $K_g = 48..100$

Зона 2: Вероятная сепарация, $K_g = 10..48$

Рисунок 4.13 – Обработка данных математического моделирования

4.1.4. Принципиальная схема обогащения руд, содержащих крупное золото

Таким образом для руды, содержащей крупное золото, с применением установленного критерия обосновано применение гравитационного метода обогащения, целью которого является выделение сростков. Это позволило расширить имеющуюся классификацию золотосодержащих руд (рисунок 4.14), разбив технологический тип «А» на два подтипа: «А_к» – руды, содержащие крупное золото (условно легкоцианируемые); «А_н» – руды без крупного золота (легкоцианируемые).

Схема обогащения, соответствующая данному типу руды представлена на рисунке 4.15.

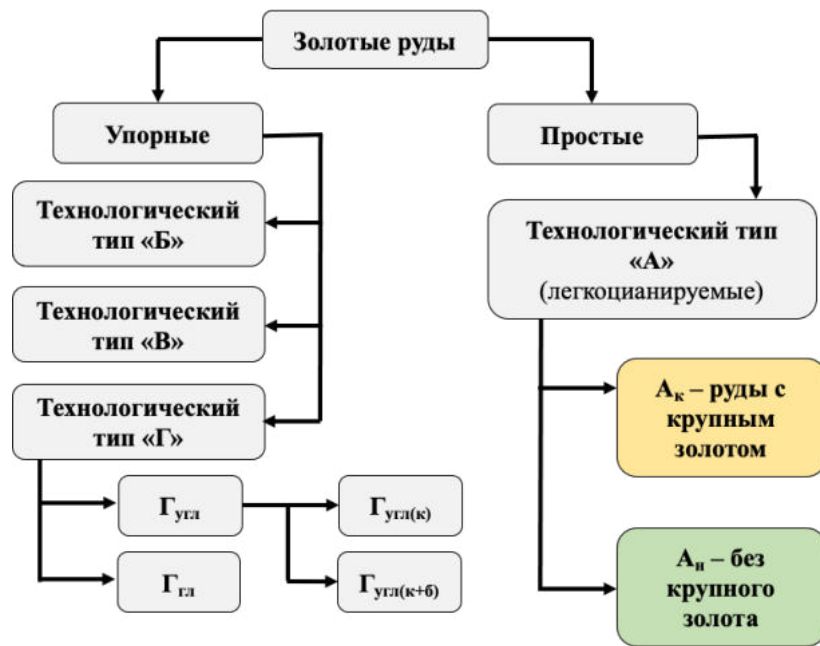


Рисунок 4.14 – Расширенная классификация золотосодержащих руд

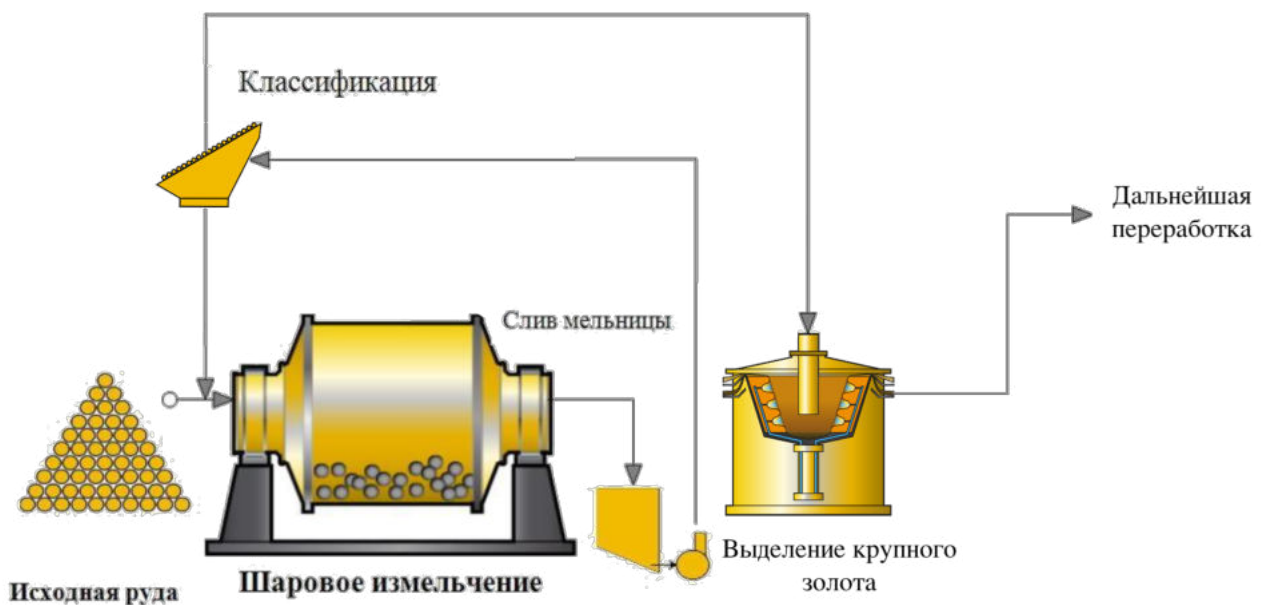


Рисунок 4.15 – Схема обогащения золотосодержащего сырья с наличием крупного золота

Согласно приведённой схеме, исходное сырьё, представляющее собой золотосульфидные руды, содержащие крупное золото, подаётся в контур измельчения, в котором также подвергается грохочению. В процессе грохочения отсеивается надрешетный продукт, подвергаемый в дальнейшем доизмельчению. Сырьё, прошедшее стадию классификации, отправляется на этап гравитационного

обогащения, где на концентраторе Knelson выделяется крупное золото с целью снижения потерь благородного металла при дальнейшей переработке.

4.2. Углеродистые руды

4.2.1. Определение наиболее эффективного метода обезуглероживания

Для определения оптимального метода обезуглероживания было проведено сравнение дешламации на гидроциклоне и углеродистой флотации, в соответствии со схемами, представленными на рисунках 4.16 и 4.17, соответственно.

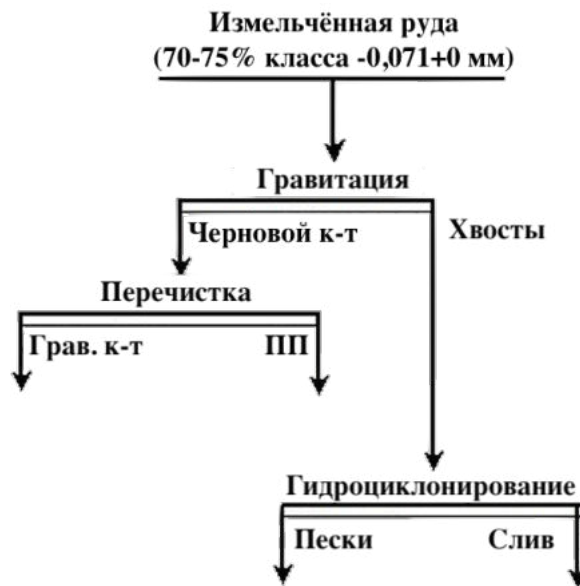


Рисунок 4.16 – Схема проведения эксперимента по дешламации на гидроциклоне



Рисунок 4.17 – Схема проведения экспериментов по углеродистой флотации

Эксперименты по дешламации с использованием гидроциклона были осуществлены на базе лаборатории Горного Университета на гидроциклонной установке AKW-Laborant ZLF 50 ch, представленной на рисунке 4.18.



Рисунок 4.18 – Гидроциклонная установка

Согласно схеме эксперимента, приведённой на рисунке 4.16, исходная навеска (около 3 кг) подвергалась процессу измельчения до содержания 70-75% класса крупности -71 мкм, после чего с использованием концентрационного стола осуществлялся гравитационный тест. Результатом в данном случае являлось три продукта: промпродукт, хвосты и концентрат. Затем второй продукт вместе с первым в совокупности подвергались процессу классификации в гидроциклоне.

В таблице 4.6 приведены технологические параметры гидроциклона, использованного при проведении экспериментальных исследований.

Таблица 4.6 – Технологические параметры гидроциклона

Параметр	Значение
Д сливного патрубка, мм	25
Д песковой насадки, мм	12,5
Длина ГЦ, мм	212
Д цилиндрической части, мм	75
Скорость потока на входе, мм	2,3

Вопрос обезуглероживания сырья флотационным методом рассматривался в двух вариантах. Первый предусматривал проведение эксперимента по удалению углеродистого вещества на гравитационных хвостах. В этом случае крупность питания флотации составляла до 40% класса -71 мкм. Второй вариант предусматривал доизмельчение хвостов гравитации до содержания 74% по готовому классу.

По результатам флотационных экспериментов (представлены в таблице 4.8 и на рисунках 4.19, 4.20, 4.21) и экспериментов по дешламации на гидроциклоне (таблица 4.7) было установлено, что гидроциклон является в данном случае лучшим аппаратом, посредством которого удаляется наибольшее количество органического углерода при наименьших потерях ценного компонента – золота.

Таблица 4.7 – Результаты исследования по обесшламливанию на гидроциклоне

Продукт	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, г/т	S _Σ , масс. %	C _{орг} , масс. %	Au	S _Σ	C _{орг}
Гравиоконцентрат	0,68	605	28,9	0,66	59,5	5,7	0,4
Промпродукт	4,5	41,8	21,4	1,13	23,6	26,9	3,7
Пески	73,5	1,54	1,4	1,10	14,2	52,0	29,3
Слив	21,32	0,54	1,0	2,60	1,9	10,1	59,0

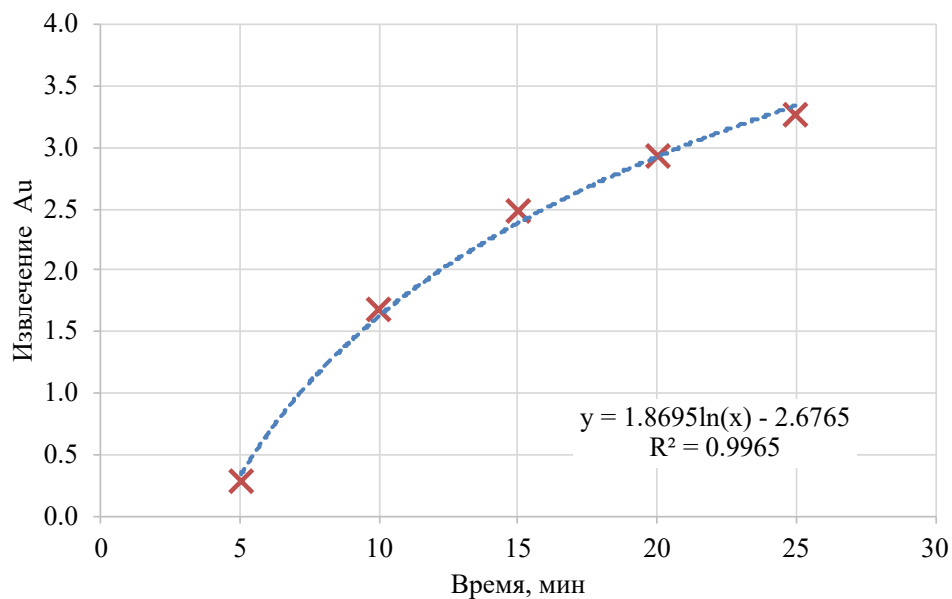


Рисунок 4.19 – Извлечение Au в углеродистый концентрат

Таблица 4.8 – Результаты эксперимента по флотационному обезуглероживанию

Продукт	Время, мин	Выход, %	Содержание, г/т, масс. %		Извлечение, %	
			Au	Сорг	Au	Сорг
Тест 1, $\beta_{0,071} = 40\%$						
Гравиоконцентрат	–	2,72	202	0,85	69,46	1,76
Фракция 1	5	0,35	6,24	23,80	0,28	6,40
Фракция 2	5	0,44	24,90	18,10	1,39	6,09
Фракция 3	5	0,50	12,80	15,00	0,80	5,68
Фракция 4	5	0,53	6,65	12,40	0,45	5,05
Фракция 5	5	0,53	4,92	10,90	0,33	4,44
Хосты	–	94,93	2,3	3,44	27,28	74,80
Исходная проба	–	100,00	7,9	4,4	–	–
Суммарно (от руды)						
Гравиоконцентрат	–	2,72	202	0,85	69,46	1,76
Фракция 1	5	0,35	6,24	23,80	0,28	6,40
Фракция 1-2	10	0,80	16,62	20,63	1,67	12,49
Фракция 1-3	15	1,29	15,15	18,46	2,48	18,17
Фракция 1-4	20	1,83	12,66	16,69	2,93	23,22
Фракция 1-5	25	2,36	10,91	15,38	3,26	27,66
Тест 2, $\beta_{0,071} = 74\%$						
Гравиоконцентрат	–	2,35	197	0,83	65,28	1,36
Фракция 1-6	50	3,25	11,6	12,5	5,32	28,42
Исходная проба	–	–	7,09	1,43	–	–

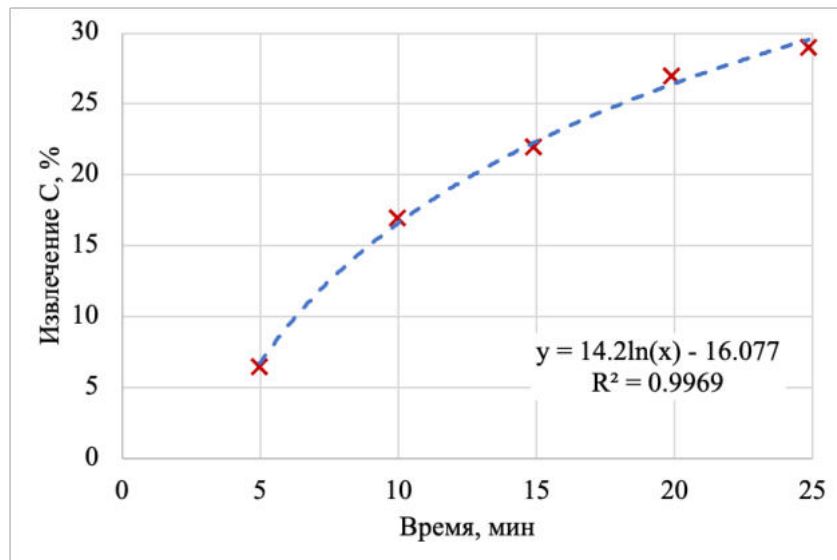


Рисунок 4.20 – Зависимость извлечения углерода от времени при углеродистой флотации

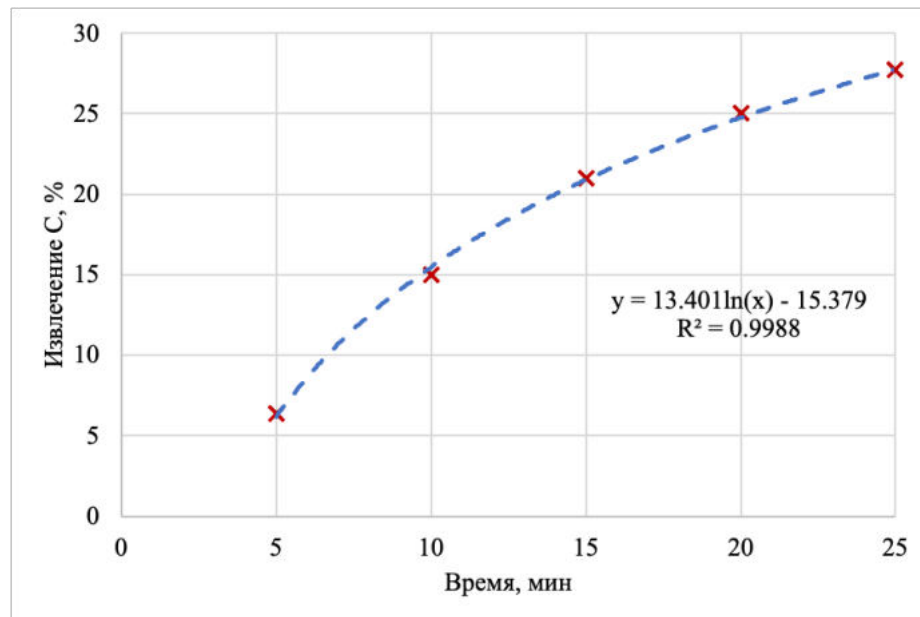


Рисунок 4.21 – Извлечение углерода

4.2.2. Оценка реологических параметров минеральной пульпы

Указанное выше содержание тонкого класса после стадии измельчения, а также выявленное наличие органического углерода, согласно литературным источникам, оказывает значительное влияние на реологические параметры минеральной суспензии, что необходимо учитывать при разработке технологии обогащения.

В этой связи была разработана программа для ЭВМ (рисунок 4.22) [33], реализующая данный алгоритм и исключая вероятность вычислительных ошибок.

Исходными для вычислений являются данные, получаемые посредством вискозиметра – скорость сдвига и напряжение сдвига. Принцип работы программы заключается в последовательном приближении теоретической кривой к экспериментальным данным, в результате чего получается семейство кривых, из которых на основе статистических выводов выбирается та, которая наилучшим образом описывает исходные данные.

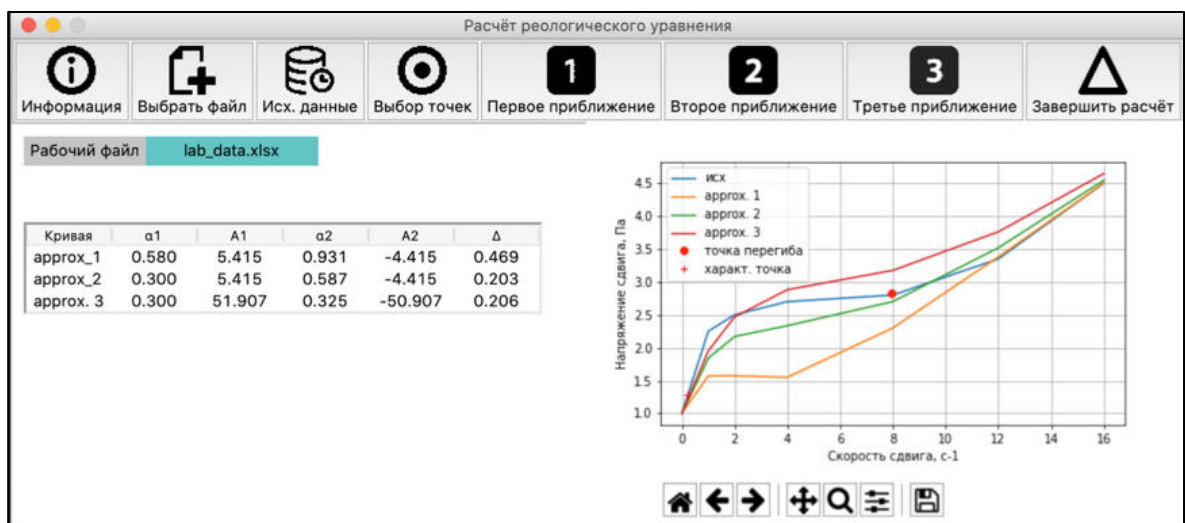


Рисунок 4.22 – Интерфейс программы для расчёта коэффициентов реологического уравнения

Использование данной программы позволило получить реологические уравнения, теоретически отражающие динамику внутренних преобразований в пульпе при разных содержаниях твёрдого (400 г/л; 500 г/л; 700 г/л), которые были в дальнейшем использованы при моделировании процесса классификации в гидроциклоне.

$$\tau = 5,415e^{0,580\gamma} - 4,415e^{0,931\gamma} + 0,281\gamma \quad (4.3)$$

$$\tau = 3,120e^{0,411\gamma} - 2,190e^{0,881\gamma} + 0,602\gamma \quad (4.4)$$

$$\tau = 2,919e^{0,901\gamma} - 1,989e^{0,765\gamma} + 0,712\gamma \quad (4.5)$$

Общее уравнение движения минеральной суспензии может быть получено из общеизвестного уравнения динамики жидкости с учётом реологии в виде трёхкомпонентного члена:

$$\rho \frac{d\bar{v}}{dt} = \rho \bar{F} - \text{grad } p + \text{div} \left(\sum_{k=1}^{n+1} \varphi_k e^{-t_k \dot{\gamma}_{ij}} + \mu \dot{\gamma}_{ij} \right) \quad (4.6)$$

Данное уравнение представляет собой модификацию уравнения Навье-Стокса, которая была использована при постановке многофазной задачи в программном обеспечении Ansys Fluent.

4.2.3. Численное моделирование процесса классификации в гидроциклоне

В основу численного моделирования также легли модель напряжений Рейнольдса (уравнение (4.7)) для описания турбулентного потока внутри гидроциклона и модель Volume of Fluid (уравнение (3.6)), описывающая взаимодействие жидкой и газообразной фаз.

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \overline{u'_i u'_j}) + \frac{\partial}{\partial x_k} (u_k \rho \overline{u'_i u'_j}) = \varphi_{ij} + P_{ij} + D_{T,ij} + D_{L,ij} - \varepsilon_{ij} + F_{ij} \quad (4.7)$$

$$\frac{1}{\rho_q} \left[\frac{\partial}{\partial t} (\alpha_q \rho_q) + \nabla \cdot (\alpha_q \rho_q \vec{V}_q) = S_{a_q} + \sum_{p=1}^n (\dot{m}_{pq} - \dot{m}_{qp}) \right] \quad (4.8)$$

Результатом решения многофазной задачи классификации в гидроциклоне стало получение распределений скоростей потока, давления и скорости сдвига в профиле гидроциклона (рисунок 4.23).

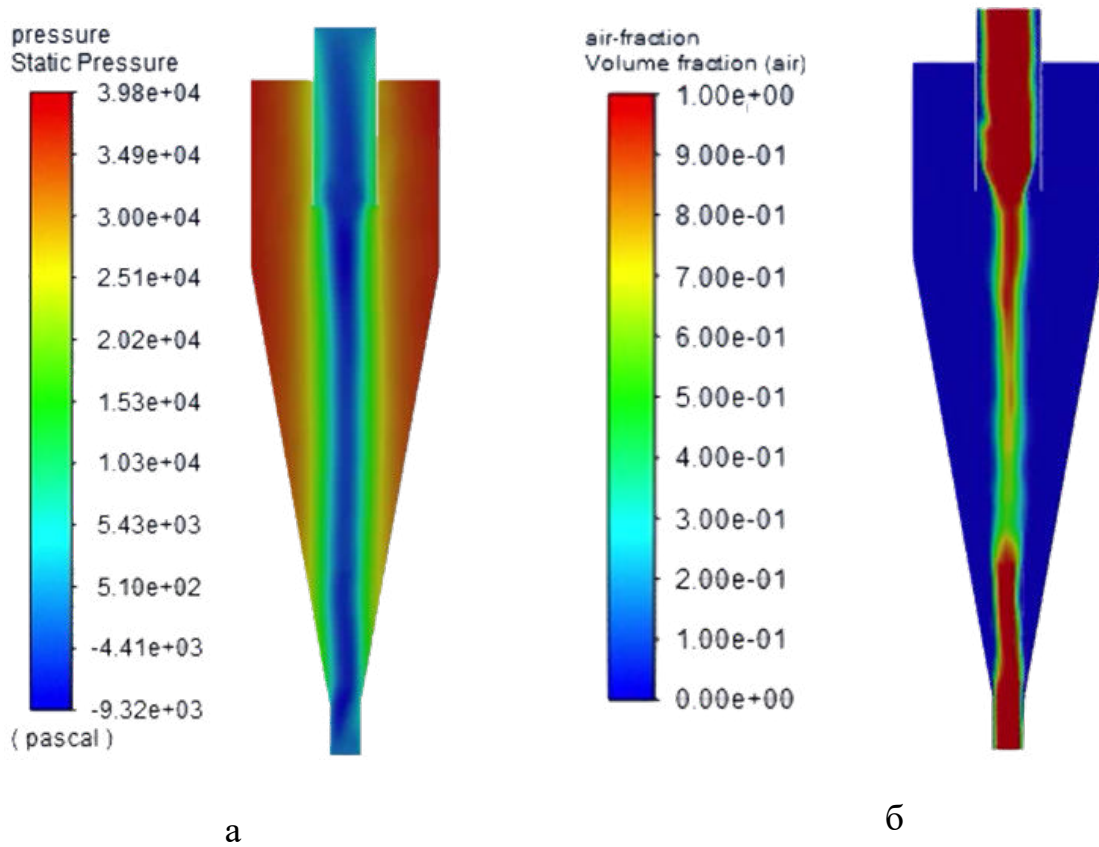


Рисунок 4.23 – Расчёт многофазной задачи в Ansys Fluent: а) распределение давления; б) формирование воздушного столба

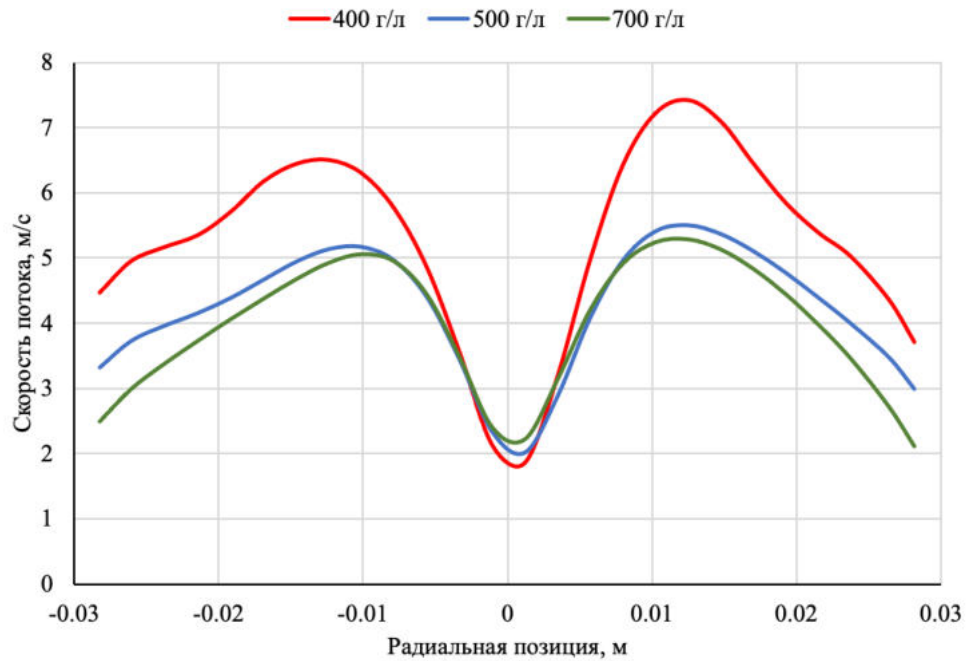


Рисунок 4.24 – Распределение скоростей в верхней части гидроциклона при различных значениях вязкости

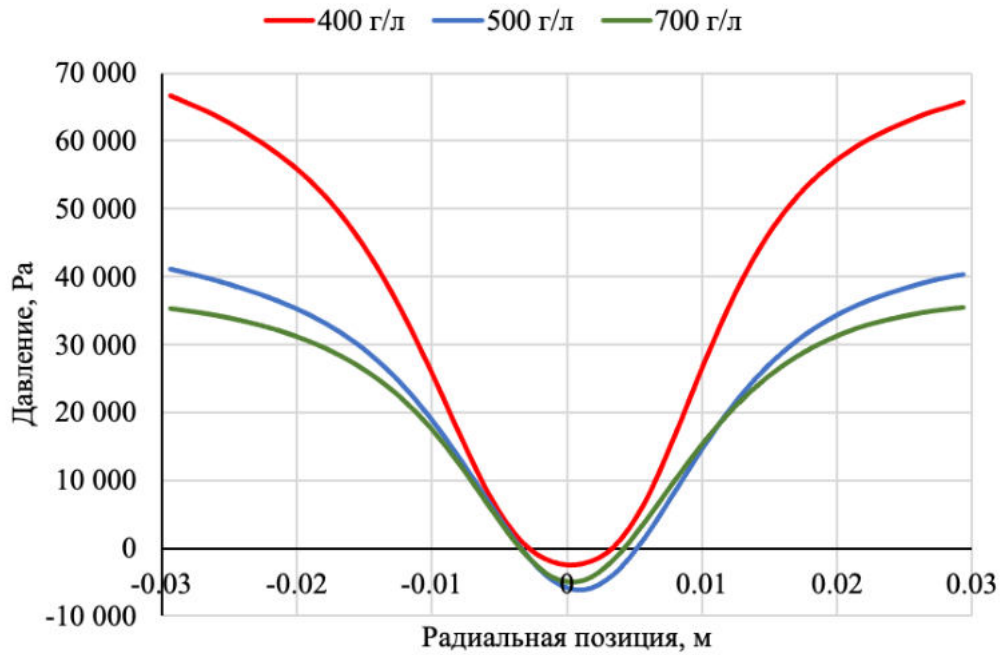


Рисунок 4.25 – Распределение давления в верхней части гидроциклона при различных значениях вязкости

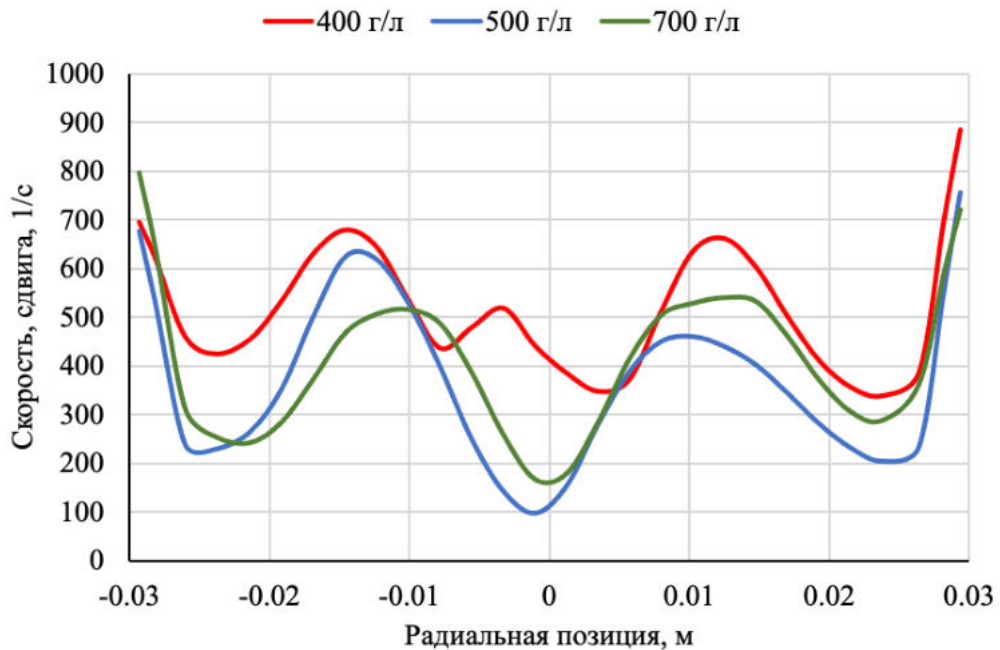


Рисунок 4.26 – Распределение скоростей сдвига

На основе статистических данных, представленных в таблице 4.9 можно сделать вывод об оптимальном значении вязкости, при котором формируется необходимый скоростной профиль.

Таблица 4.9 – Статистические параметры распределений скоростей сдвига

Параметр	500 г/л	700 г/л	400 г/л
Среднее значение, с ⁻¹	380,557	419,911	523,791
Стандартное отклонение	173,211	158,942	134,699
Минимальное значение, с ⁻¹	97,994	165,287	339,266
Максимальное значение, с ⁻¹	757,120	796,984	885,536
Критическая скорость сдвига, с ⁻¹	602	712	281

При минимальном стандартном отклонении содержание твёрдого в питании 400 г/л обеспечивает достижение значения скорости сдвига в потоке большего, чем критическое, которое определяется трёхкомпонентным реологическим уравнением, определяя критерий диспергированности.

При таких условиях обеспечивается максимальная диспергированность минеральной суспензии, а значит более точное разделение по классам крупности, что в свою очередь оказывает положительное влияние на дальнейшие процессы обогащения, такие как цианирование и флотация.

Вследствие того, что зависимость скорости сдвига в потоке представляет наибольший интерес в рамках проведённого исследования, были получены аппроксимирующие зависимости (уравнения (4.9)-(4.11)) для семейства кривых, представленных на рисунке 4.26:

$$\begin{aligned}
 y &= \\
 &= 8,451 \cdot 10^{12} \cdot x^6 - 10,235 \cdot 10^9 \cdot x^5 - 9,714 \cdot 10^9 \cdot x^4 + \\
 &+ 5,763 \cdot 10^6 \cdot x^3 + 2,737 \cdot 10^6 \cdot x^2 + 1204,42 \cdot x + 274,61
 \end{aligned} \tag{4.9}$$

$$\begin{aligned}
 y &= \\
 &= 7,387 \cdot 10^{12} \cdot x^6 + 28,502 \cdot 10^9 \cdot x^5 - 8,698 \cdot 10^9 \cdot x^4 - \\
 &- 23,045 \cdot 10^6 \cdot x^3 + 2,521 \cdot 10^6 \cdot x^2 + 1689,66 \cdot x + 394
 \end{aligned} \tag{4.10}$$

$$\begin{aligned}
 y &= \\
 &= 10,109 \cdot 10^{12} \cdot x^6 + 11,009 \cdot 10^9 \cdot x^5 - 12,072 \cdot 10^9 \cdot x^4 - \\
 &- 4,941 \cdot 10^6 \cdot x^3 + 3,573 \cdot 10^6 \cdot x^2 - 2285,56 \cdot x + 194,91
 \end{aligned} \tag{4.11}$$

где x – радиальная позиция в поперечном сечении гидроциклона.

Графическая интерпретация аппроксимирующих зависимостей приведена на рисунке 4.27:

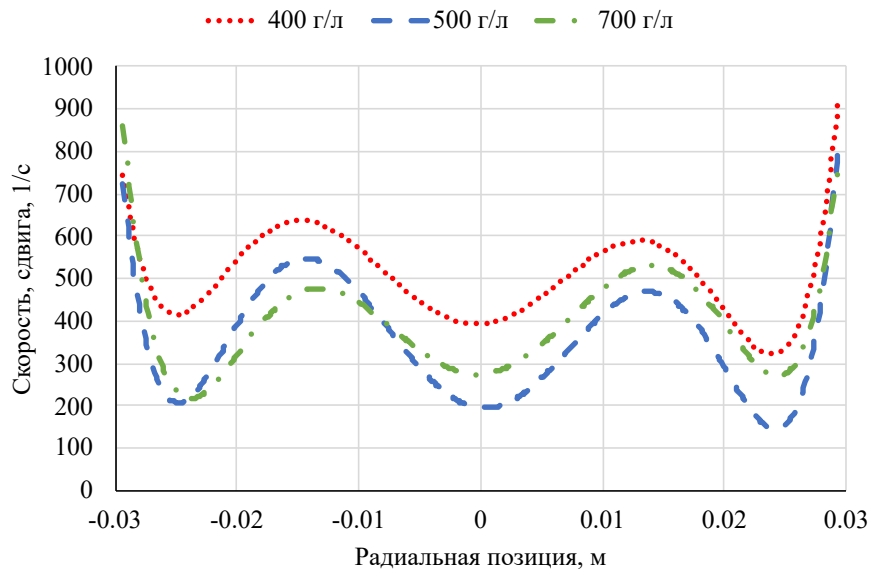


Рисунок 4.27 – Аппроксимирующие кривые зависимостей скорости сдвига от радиальной позиции

Для представленных на рисунке 4.27 кривых очевиден повторяющийся паттерн, вследствие чего можно объединить три полученных ранее уравнения для разных концентраций твердого в пульпе в одно и применить к нему средневзвешенные коэффициенты. В результате получаем регрессионное уравнение (4.12), являющееся общим случаем:

$$\begin{aligned}
 & y = \\
 & = 8,65 \cdot 10^{12} \cdot x^6 + 2,42 \cdot 10^9 \cdot x^5 - 1,02 \cdot 10^{10} \cdot x^4 - 7,41 \cdot 10^6 \cdot x^3 + \quad (4.12) \\
 & \quad + 2,94 \cdot 10^6 \cdot x^2 + 202,84 \cdot x + 288
 \end{aligned}$$

Таким образом посредством экспериментально-теоретического исследования было обосновано применение гидроциклона для операции обесшламливания, применительно к углеродистым рудам. Использование математического моделирования позволило уточнить реологическое уравнение минеральной пульпы, определяющее критическое значение скорости сдвига, достижение которого обеспечивает наилучшую диспергированность.

4.2.4. Принципиальная схема обогащения углеродистых руд

Мировой опыт переработки углеродистых руд показывает, что проблема удаления углеродистого вещества является крайне важной вследствие того, что при дальнейшей переработке, в частности цианировании, органический углерод проявляет сорбционные свойства, приводя к значительным потерям благородного металла.

В рамках данного исследования было рассмотрено два метода обезуглероживания сырья: углеродистая флотация и дешламация с применением гидроциклона. Согласно данным экспериментально-теоретического исследования, наибольшее количество углеродистого вещества позволяет удалить второй метод. Помимо преимуществ по целевому признаку – извлечению органического углерода – применение гидроциклонов обладает рядом других плюсов, по сравнению с флотационными методами обогащения. Во-первых, отсутствие необходимости использования каких-либо реагентов, влияющих на конечную стоимость производимого концентрата. Во-вторых, относительная простота обслуживания такого оборудования позволяет также избежать добавочной стоимости конечного продукта, обусловленной эксплуатационными затратами.

Выводы, обозначенные выше, позволяют сформировать принципиальную схему обогащения углеродистых руд, представленную на рисунке 4.28.

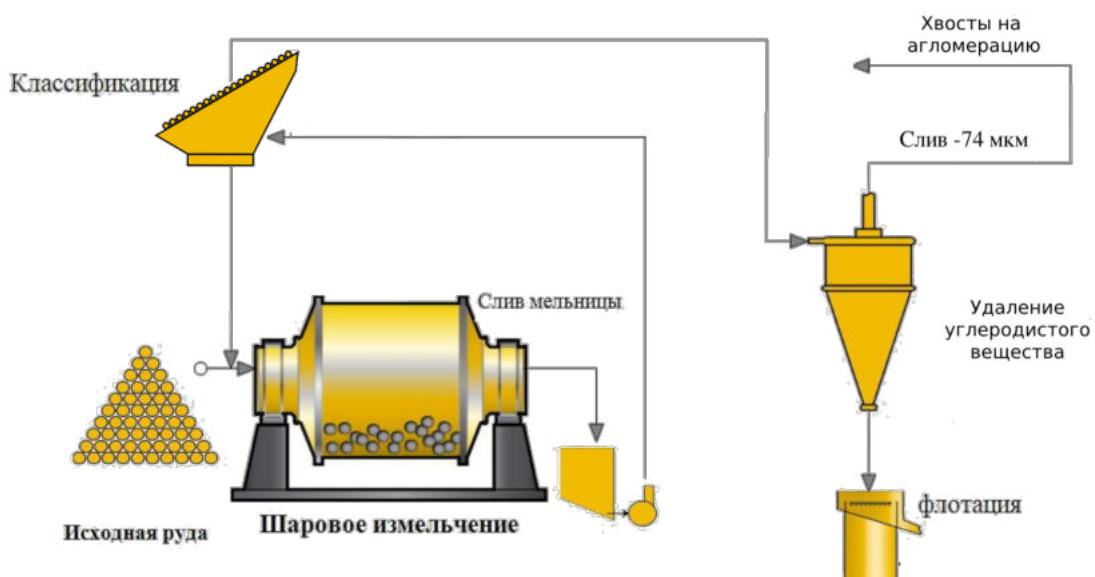


Рисунок 4.28 – Принципиальная схема обогащения углеродистых руд

Согласно данной схеме, исходная углеродистая руда подвергается процессу мокрого измельчения с последующим грохочением. Надрешётный продукт отправляется на доизмельчение, в то время как подрешётный направляется гидроциклонную установку для проведения процесса классификации с целью удаления углеродистого вещества. Хвостами классификации в данном случае является продукт, поступающий через сливную насадку, поскольку в нём содержится углеродистое вещество. Продукт, поступающий через песковую насадку, подаётся далее на процесс стандартной сульфидной флотации.

4.3. Блочная схема обогащения руд Арктической зоны

Таким образом, разработана и обоснована блочная схема обогащения золотосодержащих руд Арктической зоны, подразумевающая включение в процесс переработки гравитационного блока, флотационного или их последовательное применение, в зависимости от технологических показателей исходного сырья, которые определяются в зависимости от факторов упорности. В случае руд, содержащих крупное золото применяется гравитационный блок, позволяющий выделить крупное золото в отдельный продукт, тем самым снизив его потери при дальнейшей переработке. Наличие достаточного количества углеродистого вещества обуславливает применение дешламации в гидроциклоне. Случай совместного наличия данных факторов упорности говорит о необходимости применения последовательной комбинации данных блоков.

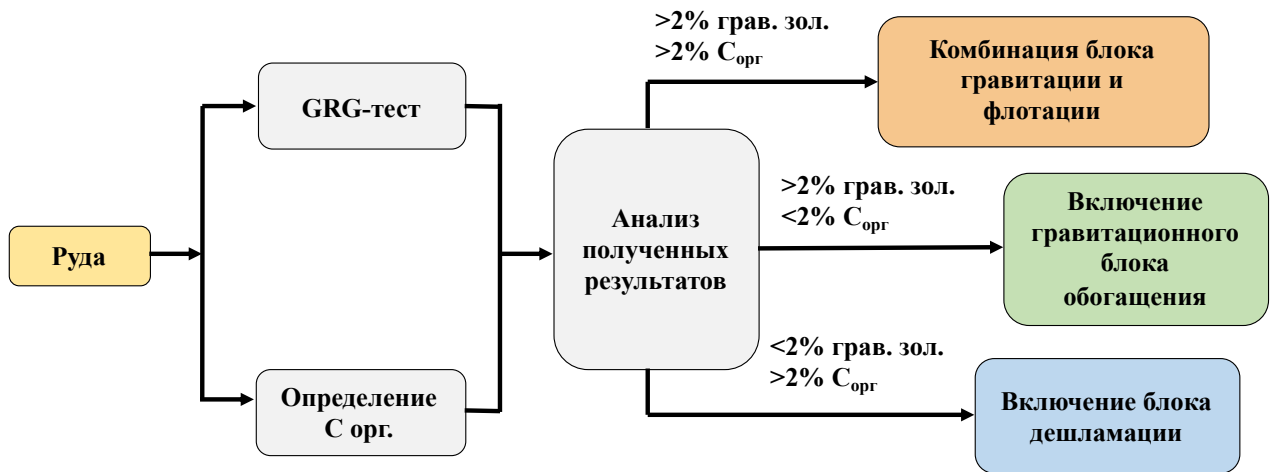


Рисунок 4.29 – Принципиальная схема обогащения золотосодержащих руд арктической зоны

4.4. Выводы по главе 4

В рамках проведённого исследования было рассмотрено два типа золотосодержащих руд Арктической зоны. На примере месторождения Майского были изучены золотосульфидные руды, содержащие органический углерод, наличие которого оказывает негативное влияние на процесс цианирования. Образцы Нежданнинского месторождения послужили примером типа руд, в котором наблюдается наличие свободного золота.

Благодаря комплексу экспериментально-теоретического исследования были установлены рекомендуемые способы переработки для двух исследуемых типов руд, целью которых является снижение потерь ценного компонента и учёт факторов упорности. Результаты лабораторных экспериментов, математического и численного моделирования демонстрируют, что наилучшим способом обезуглероживания руд Майского месторождения является процесс дешламации в гидроциклоне. При этом для руд Нежданнинского месторождения рекомендуется применение гравитационных методов обогащения с целью выделения крупного золота, наличие которого является также дополнительным фактором упорности.

Использование объектно-ориентированного программирования, численного моделирования в программном обеспечении Ansys Fluent, а также экспериментальные исследования позволили разработать методику оценки процесса сепарации минерального сырья с учётом реологических свойств

минеральной суспензии. Данные, получаемые в результате применения данного метода – показатели скорости сдвига в поперечном сечении гидроциклона – могут быть использованы для определения оптимального значения содержания твёрдого в питании гидроциклона, при котором обеспечиваются условия наилучшего разделения.

Результаты лабораторных экспериментальных исследований, проведённых на образцах руды Нежданнинского месторождения, показали наличие свободного золота, выделение которого требует применения гравитационных методов обогащения, предваряющих этап сульфидной флотации. Разработанная программа для ЭВМ, предназначенная для расчёта скорости осаждения сростков полиминеральной смеси, позволила определить дополнительный фактор упорности – наличие крупного золота, что необходимо учитывать при проектировании схем переработки для данного типа сырья.

Таким образом на основе данных, полученных в результате проведения комплекса экспериментально-теоретических исследований, удалось разработать принципиальную блочную схему обогащения руд Арктической зоны двух типов: содержащих крупное золото и имеющих в своём составе органический углерод. Согласно данной схеме, в зависимости от технологических параметров сырья в переработку необходимо включать либо блок гравитационного обогащения, либо блок дешламации в гидроциклоне. Также возможно последовательное использование указанных блоков.

ГЛАВА 5. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РЕШЕНИЙ

5.1. Обзор мирового рынка золота

Золото является одним из важнейших товаров за последние месяцы. За последний год цены на золото выросли примерно на 16% до более чем \$1,420 за унцию в июле 2019 года, в то время как с момента недавнего минимума в сентябре 2018 года рост цен был близок к 20%. Несмотря на негативное влияние торговой войны между США и Китаем, рост цен на золото обусловлен увеличением закупок у крупных центральных банков и ростом розничного участия в условиях растущей экономической неопределенности. Тем не менее, золото также имеет свою справедливую долю волатильности в течение последних 50 лет.

Исторически сложилось так, что с 1970 по 2007 год среднегодовые мировые цены на золото оставались ниже \$700 за унцию (рисунок 5.1 [79]).

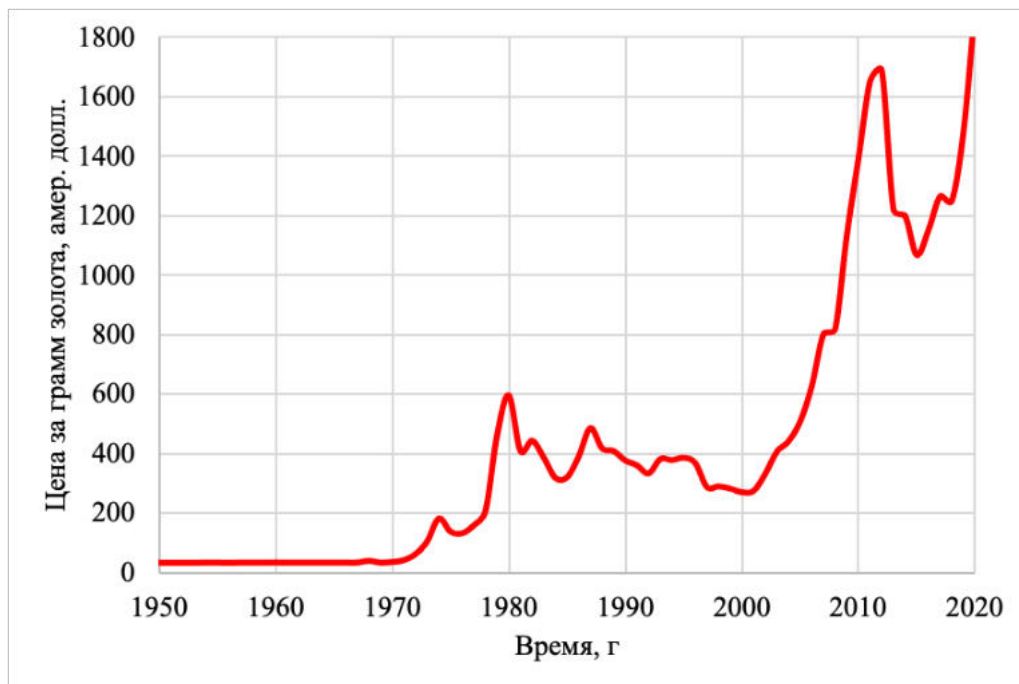


Рисунок 5.1 – Волатильность цен на золото [79]

За это время цены на золото резко выросли в 1980 году до \$850 за унцию (в тот год среднегодовой показатель составлял \$615), что было вызвано высокой инфляцией из-за высоких цен на нефть, советской интервенцией в Афганистане и влиянием иранской революции, которая побудила инвесторов перейти на металл.

За этим периодом последовало ослабление ценовой конъюнктуры до тех пор, пока мир не пострадал от мирового финансового кризиса 2008 года, за которым последовал спад в еврозоне. Двойной подъем увеличил стоимость золота как инструмента страхования рисков, возникающих на финансовых рынках, что привело к росту мировых цен, которые с 2010 года оставались на уровне более 1100 долл. [106]

Среднегодовая цена на золото в 2012 году была самой высокой в связи с покупкой у крупнейших центральных банков с целью диверсификации базы активов, высоким спросом на ювелирные изделия, количественным смягчением и растущей инфляцией.

Позиция ЮАР как доминирующей золотодобывающей страны на протяжении большей части 20-го века (обеспечивающей почти 70% мирового производства золота в 1970-е годы) была разрушена за последние два десятилетия.

Исходя из данных по основным источникам производства золота за последние 15 лет, золото в основном добывалось в развитых странах, таких как США и Австралия, в то время как доля ЮАР снизилась еще больше - с 14% в 2004 году до 4% в 2018 году.

После финансового кризиса 2008 года Китай воспользовался этой возможностью и неуклонно увеличивал свое доминирующее положение, при этом доля страны в мировом производстве золота увеличилась примерно с 10% до более 15% в 2016 году. [106]

Однако слабость китайской экономики в последние два года привела к тому, что Китай уступил часть своей доли производства другим странам, таким как Перу.

В целом, месторасположение мирового производства золота, похоже, смещается от "большой тройки" (т.е. ЮАР, США и Австралия) в страны с формирующейся рыночной экономикой.

Спрос на золото стимулируется тремя основными источниками - ювелирными изделиями, промышленными и медицинскими приложениями, а также инвестициями.

Данные за последние 8-10 лет свидетельствуют о том, что цены на золото в значительной степени соответствовали спросу на этот металл.

Несмотря на то, что ювелирные изделия по-прежнему являются крупнейшим источником спроса на золото, их доля сократилась с более чем 80% в начале века до менее 50% в настоящее время [110].

В то же время инвестиционный спрос на золото постепенно увеличивался с момента возникновения мирового финансового кризиса и рос в цене на золото.

В этой связи общий рыночный консенсус говорит о том, что в ближайшей перспективе мы можем увидеть дальнейший подъем цен на золото.

5.2. Мировые запасы золота

Центральные банки являются значительными держателями золота и играют важную роль в управлении резервами. Золотой резерв – это золото, которым владеет центральный банк страны для поддержания стоимости своей валюты, и оно использовалось в качестве залога для погашения обязательств по выплатам вкладчикам, держателям векселей или торговым коллегам в периоды золотого стандарта. Правительства придают большое значение золотым резервам. Когда инфляция начинает расти, правительства покупают большое количество золота в качестве контрмеры. В таблице 5.1 [116] перечислены десять стран с наибольшим количеством золота.

Таблица 5.1 – Рейтинг стран по запасам золота [116]

Позиция в рейтинге	Страна	Запасы золота, тонн
1	Соединённые Штаты Америки	8133,5
2	Германия	3362,4
3	Италия	2451,8
4	Франция	2436,2
5	Россия	2298,5
6	Китай	1948,3
7	Швейцария	1040,0
8	Япония	765,2
9	Индия	676,6
10	Нидерланды	612,5

По данным Всемирного золотого совета (WGC) на апрель 2021 года, в 2020 году центральные банки купили 272,9 тонны золота. Поскольку Международный валютный фонд (МВФ) не является страной, он не включен в этот список. С другой стороны, МВФ был бы третьим в списке, имея в своих хранилищах 2 814 тонн золота.

5.3. Комплексность переработки золотосодержащих руд

Проблема комплексной переработки минерального сырья стоит достаточно остро, ввиду истощения природных запасов легкообогатимых руд [17, 18], а также накопления хвостов обогащения [9, 10, 20].

В рамках проведённого исследования было рассмотрено два типа руд на примере Майского и Нежданинского месторождений: руды с высоким содержанием углеродистого вещества и руды, в образцах которых наблюдается наличие свободного золота, соответственно.

На этапе изучения руд Майского месторождения была предложена принципиальная схема обогащения, включающая в себя этап дешламации в гидроциклоне, посредством которого удаляется углеродистое вещество. Теоретически данный этап позволит, помимо удаления вредного вещества, получать дополнительный продукт, который в дальнейшем может быть использован.

Коэффициент комплексности переработки минерального сырья может быть оценён с использованием формулы (5.1):

$$\varphi = \frac{\sum \alpha_i \varepsilon_i P_i}{\sum \alpha_i P_i} \quad (5.1)$$

где α_i – массовая доля компонента, который считается ценным при переработке; ε_i – показатель извлечения i -го компонента; P_i – среднерыночная цена компонента.

Увеличение комплексности использования сырья (уравнение (5.2)) может быть найдено как отношение коэффициента комплексности после внедрения описанных решений (φ_2) к коэффициенту комплексности до их внедрения (φ_1). В

данном случае под внедрением подразумевается извлечение органического углерода на стадии обесшламливания как дополнительного продукта.

$$K = \varphi_2 / \varphi_1 \quad (5.2)$$

Расчёты по приведённым выше формулам показывают, что при условии извлечения ценных компонентов (золота – 89% и органического углерода – 59%) внедрение блока обесшламливания позволяет повысить коэффициент комплексности переработки сырья в 1,05 раза, то есть на 5%.

5.4. Выводы по главе 5

Обзор мирового рынка золота показывает, что интерес к данному благородному металлу не угасает, в связи с чем в переработку вовлекаются всё более сложные по своему составу месторождения, в числе которых, например, месторождения Арктической зоны. В рамках данного исследования были рассмотрены два типа руд, относящихся к этой категории: руды с высоким содержанием углеродистого вещества (месторождение Майское) и руды, в составе которых наблюдается наличие крупного золота (месторождение Нежданинское).

В отношении руд Майского месторождения было показано, что применение процесса дешламации в гидроциклоне позволяет уменьшить содержание такого вредного компонента как органический углерод. Данное вещество может быть рассмотрено в качестве дополнительного полезного компонента, в связи с чем можно пронаблюдать изменение величины коэффициента комплексности переработки минерального сырья. Согласно проведённым расчётам, в результате внедрения блока дешламации на гидроциклоне, с учётом извлечения органического углерода на уровне 59%, удастся повысить коэффициент комплексности переработки минерального сырья на 5%.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой предлагается решение актуальной научной задачи переработки руд Арктической зоны. В рамках данного исследования был проведён комплекс экспериментально-теоретических исследований в отношении золотосодержащих руд Арктической зоны. В частности, было рассмотрено два типа руд: руды, в составе которых наблюдается наличие природного органического углерода, а также руды, в составе которых обнаружено крупное золото.

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

1. Был проведён глубокий анализ отечественной и зарубежной литературы по проблеме переработки золотосодержащих руд, рассмотрен мировой опыт обогатительной промышленности. На основе данного обзора были выделены технологические особенности руд Арктической зоны, благодаря чему стало возможным выделить две категории руд, который описаны выше.
2. Определён критерий обогатимости золотосодержащего сырья гравитационными методами, посредством разработанной программы для ЭВМ, в основе которой лежит расчёт скорости осаждения минеральных сростков методом Лященко.
3. Разработана методика оценки процесса сепарации золотосодержащего сырья на основе математического и численного моделирования, а также данных экспериментальных исследований.
4. Уточнена классификация золотосодержащих руд типа «А» с по дополнительному фактору – наличию крупного золота. Показано, что применение гравитационного блока обогащения для руд типа «А_к» позволяет выделить крупное золото, снижая его потери при дальнейшем флотационном обогащении.
5. Разработана и обоснована блочная технология обогащения золотосодержащих руд Арктической зоны двух типов, в зависимости от наличия факторов упорности. Данная технология подразумевает последовательную или

параллельную схему переработки с извлечением крупного золота в гравитационном блоке и извлечение углеродистого вещества в блоке дешламации.

6. Рассмотренный в работе метод дешламации в гидроциклоне, роль которого заключается в извлечении органического углерода из минерального сырья, позволяет повысить коэффициент комплексности, если рассматривать углерод как полезный компонент, на 10%, по сравнению со стандартной схемой переработки.

7. В качестве перспектив дальнейшего исследования по теме диссертации можно отметить ещё более углубленное изучение влияния реологических свойств минеральной пульпы на процессы сепарации с учётом формы частиц, с применением комбинированных DEM-CFD расчётов. Также одним из вариантов развития исследования может быть переложение разработанной методики оценки процесса сепарации на другие типы руд, а также применение данного подхода к оценке процесса флотационного обогащения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Александрова, Т.Н. Повышение эффективности сульфидной флотации с учетом данных термодинамического моделирования / Т.Н. Александрова, В.В. Кузнецов, А.В. Чантурия // Материалы международного научного симпозиума «Плаксинские чтения – 2018» в рамках IMPC 2018. – 2018. С. 14–18.
2. Александрова, Т.Н. Оценка эффективности флотационной сепарации методом интерпретации данных моделирования / Т.Н. Александрова, Д.Н. Семенихин, **В.А. Потемкин** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. № 12 (специальный выпуск 56). С. 3–11.
3. Андреев, Е.Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению / Е. Е. Андреев, О. Н. Тихонов // Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный институт. – 2007. 439 с.
4. Афанасова, А.В. Разработка эффективных технологических решений переработки золотосодержащих руд с учетом их критериев упорности: специальность 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых»: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук / А.В. Афанасова, Санкт-Петербургский горный университет. – 2019. С. 20.
5. Афанасова, А.В. Интенсификация обезуглероживания золотосодержащих руд «Двойной упорности» / А.В. Афанасова, А.О. Ромашев // Новая наука: современное состояние и пути развития. – 2015. № 3. С. 66–69.
6. Барботько, А.И. Основы теории математического моделирования / А.И. Барботько, А.О. Гладышкин // Старый Оскол: ТНТ, 2008. 209 с.
7. Бочаров, В.А. Технология переработки золотосодержащего сырья / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин // Москва: Изд. дом МИСиС. – 2011. 328 с.
8. Верхотуров, М.В. Гравитационные методы обогащения / М.В. Верхотуров // Москва: МАКС Пресс. – 2006. 352 с.
9. Голик, В.И. Механохимическая технология добычи металлов из хвостов обогащения / В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, В.С. Бригида, О.Г. Бурдзиева // Известия

Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2020. № 6 (331). С. 175–183.

10. Денисова, Ю.Л. Хвосты обогащения медно-никелевых руд АО «Кольская ГМК» и возможные пути использования / Ю.Л. Денисова, А.В. Светлов // Труды Кольского научного центра РАН. – 2018. № 2–2 (9). С. 25–30.

11. Еременко, Ю.И. Исследование возможности построения нейросетевой модели многопараметрического объекта с целью создания модели системы усовершенствованного управления / Ю.И. Еременко, Д.А. Полещенко, Ю.А. Цыганков // Международная научно-практическая конференция «Современные сложные системы управления HTCS'2018». – 2018. С. 39–41.

12. Игнаткина, В.А. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Ф.О. Милович, П.Г. Иванова, Л.С. Хачатрян // Обогащение руд. – 2015. № 3. С. 18–24.

13. Комогорцев, Б.В. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд / Б.В. Комогорцев, А.А. Вареничев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. № 2.

14. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд / В.В. Лодейщиков // Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. 342 с.

15. Медяник, Н.Л. Квантово-химический метод выбора реагента-собирателя и его использование в процессе флотационного извлечения катионов цинка и меди (II) из техногенных вод горных предприятий / Н.Л. Медяник, В.А. Чантурия, И.В. Шадрюнова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. № 1. С. 154–164.

16. Меринов, Н.Ф. Основы теории и закономерности движения минеральных зёрен в средах разделения / Н.Ф. Меринов // Известия высших учебных заведений (Горный Журнал). – 2007. № 6. С. 67–84.

17. Миргород, М.Д. Истощение природных ресурсов как угроза международной экономической безопасности / М.Д. Миргород, Н.А. Бабкина // Современные проблемы развития экономики России и Китая. – 2021. С. 273–277.

18. Наймушина, Е.Э. Количественное и качественное истощение природных ресурсов / Е.Э. Наймушина // Актуальные вопросы науки и практики. – 2021. С. 56–59.

19. Нестеров, Г.С. Технология оптимизации обогатительных фабрик / Г.С. Нестеров // Москва: Недра, 1976. 120 с.

20. Носиров, Н.И. Рекомендуемая схема переработки хвостов чадакской золотоизвлекательных фабрик / Н.И. Носиров // Scientific progress. – 2021. № 6 (1). С. 13–17.

21. ПАО «Полюс» Олимпиада [Электронный ресурс]. URL: http://polyus.com/ru/operations/operating_mines/olimpiada/ (дата обращения: 01.01.2020). – Режим доступа: свободный.

22. Полиметалл Нежданинское: Четвёртое по величине месторождение золота в России [Электронный ресурс]. URL: <https://www.polymetalinternational.com/ru/assets/growth-projects/nezhdna/> (дата обращения: 05.05.2021). – Режим доступа: свободный.

23. Полиметалл МАЙСКОЕ. Богатое месторождение упорных золотых руд с большой ресурсной базой: 3 млн унций добавочных ресурсов [Электронный ресурс]. URL: <https://www.polymetalinternational.com/ru/assets/where-we-operate/mayskoeye/> (дата обращения: 05.01.2021). – Режим доступа: свободный.

24. Потемкин, В.А. Моделирование реологических свойств минеральных суспензий с использованием методов вычислительной гидродинамики / В.А. Потемкин // Маркшейдерия и недропользование. – 2018. № 1(93). С. 58–61.

25. Потемкин, В.А. Исследование и моделирование реологических свойств вязких суспензий / В.А. Потемкин, А.О. Ромашев, А.М. Хасенов // 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли. Материалы Международной научно-практической конференции. 13-16 ноября 2017 г. – 2017. С. 466–470.

26. Романенко, С.А. Опыт внедрения видеокамер frothmaster на обогатительной фабрике «Зеленая гора-2»/ С.А. Романенко, А.С. Оленников // Обогащение руд. –2014. № 2. С. 23–27.

27. Рубинштейн, Ю.Б. Кинетика флотации / Ю.Б. Рубинштейн, Ю.А. Филиппов // Москва: Недра. – 1980. 375 с.

28. Рубинштейн, Ю.Б. Пенная сепарация и колонная флотация / Ю.Б. Рубинштейн, В.И. Мелик-Гайказян, С.Б. Леонов, Н.В. Матвиенко // Москва: Издательство «Недра». – 1989. 304 с.

29. Трушин, А.С. Системы автоматического регулирования процесса флотации производства ЗАО «НПО «РИВС» / А.С. Трушин, А.В. Седов, А.А. Любиченко, И.С. Никандров // Горный Журнал. – 2010. № 10. С. 69–74.

30. Чантурия, В.А. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья / В.А. Чантурия, Л.А. Вайсберг, А.П. Козлов // Обогащение руд. – 2014. № 2. С. 3–9.

31. Чантурия, В.А. Инновационные технологии и процессы извлечения ценных компонентов из нетрадиционного, труднообогатимого и техногенного минерального сырья / В.А. Чантурия, А.П. Козлов, Т.Н. Матвеева, А.А. Лавриненко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. № 5. С. 144–156.

32. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №2019612243. Российская Федерация. Программа расчёта скорости осаждения частиц: №2018664698 : заявлено 18.12.2018 : опубликовано 13.02.2019 / **Потемкин В.А.**, Александрова Т.Н.; заявитель ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет.

33. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №2020618724. Российская Федерация. Программа для расчёта эмпирических коэффициентов реологического уравнения: №2020617936 : заявлено 29.07.2020 : опубликовано 04.08.2020 / **Потемкин В.А.**, Александрова Т.Н.; заявитель ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет.

34. Adams, M.D. Overview of the Gold Mining Industry and Major Gold Deposits / M.D. Adams // Gold Ore Processing. – 2016. C. 25–30.

35. Aksoy, B.S. Natural hydrophobicity of native gold flakes and their flotation under different conditions / B.S. Aksoy, B. Yazar // Processing of Complex Ores. – 1989. C. 19–27.

36. Aleksandrova, T.N. Beneficiation of carbonaceous rocks: New methods and materials / T.N. Aleksandrova, N.V. Nikolaeva, V.A. Potemkin // Innovation-Based Development of the Mineral Resources Sector: Challenges and Prospects - 11th conference of the Russian-German Raw Materials, 2018. – 2019. C. 391–398.

37. Alexander, D.J. The application of multi-component floatability models to full-scale flotation circuits / D.J. Alexander, K.C. Runge, J.P. Franzidis, E.V. Manlapig // Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series. – 2000. № 6. C. 167–177.

38. Alexandrova, T. Justification of evaluation criteria of gold beneficiation ability by gravitational methods / T. Alexandrova, A. Romashev, V. Potemkin // Journal of Applied Engineering Science. – 2020. № 2 (18). C. 230–237.

39. Alves, dos Santos N. Modelling flotation per size liberation class – Part 3 – Modelling recoveries using particle surface area / dos Santos N. Alves // Minerals Engineering. – 2018. (129). C. 15–23.

40. Alves, dos Santos N. Modelling flotation per size liberation class – Part 2 – Evaluating flotation per class / dos Santos N. Alves, R. Galery // Minerals Engineering. – 2018. (129). C. 24–36.

41. Alves, dos Santos N. Modelling flotation with a flexible approach – Integrating different models to the compartment model / dos Santos N. Alves, O. Savassi, A.E.C. Peres, A.H. Martins // Minerals Engineering. – 2014. (66–68). C. 68–76.

42. Andre, R. Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold / R. Andre, A. Laplante // Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University. – 1998. 14 c.

43. Asamoah, R.K. Cyanidation of Refractory Gold Ores: A Review / R.K. Asamoah, R.K. Amankwah // 3rd UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference. 2014. № January 2015. – C. 204–212.

44. Asamoah, R.K. Alkaline cyanide leaching of refractory gold flotation concentrates and bio-oxidised products: The effect of process variables / R.K. Asamoah, W. Skinner, J. Addai-Mensah // Hydrometallurgy. – 2018. № May (179). C. 79–93.

45. Aylmore, M. Conditions and Design Considerations for Maximising Recoverable Gold in Roasting of Refractory Gold Ores / M. Aylmore, L. Klerk // World Gold Conference. – 2013. (4). C. 12–17.

46. Bas, A.D. A review on electrochemical dissolution and passivation of gold during cyanidation in presence of sulphides and oxides / A.D. Bas, E. Ghali, Y. Choi // Hydrometallurgy. – 2017. (172). C. 30–44.

47. Bishop, R.F. Thermo-fluid Dynamic Theory of Two-Phase Flow / R.F. Bishop // Physics Bulletin. – 1975. № 12 (26). C. 544–544.

48. Brierley, C.L. Mining Biotechnology: Research to Commercial Development and Beyond / C.L. Brierley // Biomining. – 1997. C. 3–17.

49. Chen, J. Bulk flotation of auriferous pyrite and arsenopyrite by using tertiary dodecyl mercaptan as collector in weak alkaline pulp / J. Chen, Y. Chen, Z. Wei, F. Liu // Minerals Engineering. – 2010. № 11–13 (23). C. 1070–1072.

50. Chen, X. Finite element modeling and simulation with ANSYS workbench / X. Chen, Y. Liu // CRC Press. – 2014. 411 c.

51. Coetzee, L.L. Modern gold departments and its application to industry / L.L. Coetzee, S.J. Theron, G.J. Martin, J.D. Van Der Merwe, T.A. Stanek // Minerals Engineering. – 2011. № 6 (24). C. 565–575.

52. Cruz, N. Slurry rheology in mineral processing unit operations: A critical review / N. Cruz, J. Forster, E.R. Bobicki // Canadian Journal of Chemical Engineering. – 2019. № 7 (97). C. 2102–2120.

53. Drew, D.A. Application of general constitutive principles to the derivation of multidimensional two-phase flow equations / D.A. Drew, R.T. Lahey // International Journal of Multiphase Flow. – 1979. № 4 (5). C. 243–264.

54. Durango-Cogollo, M. CFD modeling of hydrocyclones-A study of efficiency of hydrodynamic reservoirs / M. Durango-Cogollo, J. Garcia-Bravo, B. Newell, A. Gonzalez-Mancera // *Fluids*. – 2020. № 3 (5).

55. Feng, D. CFD analysis of two-phase flow in a solid-liquid hydrocyclone / D. Feng, S. Huang, L. Luo, W. Ma // *Applied Mechanics and Materials*. – 2012. (130–134). C. 3640–3643.

56. Fomchenko, N.V. A new concept of the biohydrometallurgical technology for gold recovery from refractory sulfide concentrates / N.V. Fomchenko, T.F. Kondrat'eva, M.I. Muravyov // *Hydrometallurgy*. – 2016. (164). C. 78–82.

57. Forrest, K. Optimization of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores / K. Forrest, D. Yan, R. Dunne // *Minerals Engineering*. – 2001. № 2 (14). C. 227–241.

58. Ghaffari, A. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 1: Retained mass modelling / A. Ghaffari, A. Farzanegan // *Minerals Engineering*. – 2017. (112). C. 57–67.

59. Ghaffari, A. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 2: Two-component feed separation modelling / A. Ghaffari, A. Farzanegan // *Minerals Engineering*. – 2017. (112). C. 114–124.

60. Ghaffari, A. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 3: Multi-component feed separation modelling / A. Ghaffari, A. Farzanegan // *Minerals Engineering*. – 2018. (122). C. 185–194.

61. Ghodrat M. Computational study of the multiphase flow and performance of hydrocyclones: Effects of cyclone size and spigot diameter / M. Ghodrat, S.B. Kuang, A.B. Yu, A. Vince, G.D. Barnett, P.J. Barnett // *Industrial and Engineering Chemistry Research*. – 2013. № 45 (52). C. 16019–16031.

62. Gordon, V. Lewis The Penjom Process. An Innovative Approach to Extracting Gold Carbonaceous Ore / V. Gordon // *Randol Gold & Silver Forum*. – 2000. C. 163.

63. Gül, A. Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation / A. Gül, O. Kangal, A.A. Sirkeci, G. Önal // *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*. – 2012. № 2 (19). C. 106–110.

64. Hadler, K. The Effect of Particles on Surface Tension and Flotation Froth Stability / K. Hadler, J.J. Cilliers // *Mining, Metallurgy and Exploration*. – 2019. № 1 (36). C. 63–69.
65. Hardie, C.A. Application of mineral processing techniques to the recycling of wastepaper / C.A. Hardie, G.F. Leichtle, J.A. Watson, J.A. Finch, C.O. Gomez // *CIM Bulletin*. – 1999. № 1031 (92). C. 131–137.
66. Hendriks, D. Recovery of Gold Using Gravity Concentration the Hemlo Experience / D. Hendriks, G. Chevalier // *European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection*. Knelson Group, Technical Reports and Abstracts. – 2001. C. 208–219.
67. Heyes, G.W. The natural flotability of chalcopyrite / G.W. Heyes, W.J. Trahar // *International Journal of Mineral Processing*. – 1977. № 4 (4). C. 317–344.
68. Ishii, M. Two-fluid model and hydrodynamic constitutive relations / M. Ishii, K. Mishima // *Nuclear Engineering and Design*. – 1984. № 2–3 (82). C. 107–126.
69. Johansen, S.T. de A two-phase model for particle local equilibrium applied to air classification of powders / S.T. Johansen, N.M. Anderson, S.R. Silva // *Powder Technology*. – 1990. № 2 (63). C. 121–132.
70. Kaartinen, J. Using a virtual flotation process to track a real flotation circuit / J. Kaartinen, J. Pietilä, A. Remes, S. Torttila // *IFAC Proceedings Volumes (IFAC-PapersOnline)*. – 2013. № 16 PART 1 (46). C. 116–121.
71. Karimi, M. A computational fluid dynamics model for the flotation rate constant, Part I: Model development / M. Karimi, G. Akdogan, S.M. Bradshaw // *Minerals Engineering*. – 2014. (69). C. 214–222.
72. Karimi, M. Numerical Modelling of Air Core in Hydrocyclones / M. Karimi, G. Akdogan, S.M. Bradshaw, A. Mainza // *9th International Conference in the Minerals and Process Industries*. – 2012. № 12. C. 1–6.
73. Klein, B. A hybrid flotation-gravity circuit for improved metal recovery / B. Klein, N.E. Altun, H. Ghaffari, M. McLeavy // *International Journal of Mineral Processing*. – 2010. № 3–4 (94). C. 159–165.

74. Kroll-Rabotin, J.S. Fluid dynamics based modelling of the Falcon concentrator for ultrafine particle beneficiation / J.S. Kroll-Rabotin, F. Bourgeois, É. Climent // Minerals Engineering. – 2010. № 4 (23). С. 313–320.

75. Laplante, A.R. The gravity recoverable gold test and flash flotation / A.R. Laplante, R.C. Dunne // 34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. – 2002. С. 7.

76. Lin, H.K. Characterization and flotation of gold in carbon fines at the Fort Knox mine, Alaska / H.K. Lin, J.L. Oleson, J.T. Hollow, D.E. Walsh // Minerals and Metallurgical Processing. – 2002. № 1 (19). С. 21–24.

77. Lowes, C.P. Gravity separation of gold ore using the REFLUX classifier to achieve coarse particle gangue rejection / C.P. Lowes, J. Zhou, K.P. Galvin // Chemeca. – 2018. С. 74.

78. Lynch, A.J. Modelling and scale-up of hydrocyclone classifiers / A.J. Lynch, T.C. Rao // Indian Journal of Technology. – 1975. № 6 (4). С. 106–114.

79. Macrotrends Gold Prices - 100 Year Historical Chart // Macrotrends [Электронный ресурс]. URL: <https://www.macrotrends.net/1333/historical-gold-prices-100-year-chart> (дата обращения: 01.02.2020). – Режим доступа: свободный.

80. Mahady, K. A volume of fluid method for simulating fluid/fluid interfaces in contact with solid boundaries / K. Mahady, S. Afkhami, L. Kondic // Journal of Computational Physics. – 2015. (294). С. 243–257.

81. Marsden, J. The chemistry of gold extraction / J. Marsden, I. House // SME. – 1992. 651 с.

82. Meza, L.A. Recovery of Placer Gold Using the Knelson Concentrator / L.A. Meza, W. Hartmann, C.A. Escobar, A.A. Medellin, W. Hartmann, C.A. Escobar // Iranian Journal of Mining Engineering. – 1994. № 57. С. 339–347.

83. Mubarok, M.Z. Improving gold recovery from refractory gold ores through biooxidation using iron-sulfur-oxidizing/sulfur-oxidizing mixotrophic bacteria / M.Z. Mubarok, R. Winarko, S.K. Chaerun, I.N. Rizki, Z.T. Ichlas // Hydrometallurgy. – 2017. (168). С. 69–75.

84. Murphy, D.G. Modelling of Froth Dynamics with Implications for Feed-Back Control / D.G. Murphy, E.T. Woodburn, J.J. Cilliers // Frothing in Flotation II. – 2019. C. 205–244.

85. Narasimha, M. Large eddy simulation of hydrocyclone-prediction of air-core diameter and shape / M. Narasimha, M. Brennan, P.N. Holtham // International Journal of Mineral Processing. – 2006. № 1 (80). C. 1–14.

86. Nazari, S. Digital twin in mineral processing / S. Nazari, C. Cristonffanini // 51st Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference. – 2019. P. 210-215.

87. Neu, H.E.R. Flotation of Fine Oil Droplets in Petroleum Production Circuits / H.E.R. Neu, I. Imaging // Recent Advances in Mineral Processing Plant Design. – 2009. C. 232–246.

88. Newcombe, B. A phenomenological model for an industrial flash flotation cell / B. Newcombe // Minerals Engineering. – 2014. (64). C. 51–62.

89. Oliver, S. Optimising flotation plant operation by using a digital twin in the control room / S. Oliver, R. Tooher // AusIMM Mill Operators' Conference. – 2018. C. 93–101.

90. Paz, C. Analysis of the volume of fluid (VOF) method for the simulation of the mucus clearance process with CFD / C. Paz, E. Suárez, J. Vence, A. Cabarcos // Computer Methods in Biomechanics and Biomedical Engineering. – 2019. № 5 (22). C. 547–566.

91. Pericleous, K.A., Drake S.N. An Algebraic Slip Model of PHOENICS for Multi-phase Applications / K.A. Pericleous, S.N. Drake // Numerical Simulation of Fluid Flow and Heat/Mass Transfer Processes . Vol. 18. – 1986. C. 375–385.

92. **Potemkin, V.A.** Modeling of mineral suspensions rheological properties involving computational fluid dynamic methods / **V.A. Potemkin** // Freiberg University Forum (BHT) 2018: Scientific Reports on Resource Issues, TU Bergakademie Freiberg. – 2018. C. 228–234.

93. Romashev, Artyom O. Research of the rheological properties of pulps in the separation of mineral raw materials / Artyom O. Romashev, **Vadim A. Potemkin**, Tatyana N. Aleksandrova // International Multidisciplinary Scientific GeoConference

Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM. – 2018. № 1.4 (18). C. 131–138.

94. Rusanen, L. Pressure oxidation of pyrite-arsenopyrite refractory gold concentrate / L. Rusanen, J. Aromaa, O. Forsen // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. – 2013. № 1 (49). C. 101–109.

95. Rzehak, R. Multiphase CFD-simulation of bubbly pipe flow: A code comparison / R. Rzehak, S. Kriebitzsch // *International Journal of Multiphase Flow*. – 2015. (68). C. 135–152.

96. Saha, I. Comparative Study of Mixture Model and Eulerian Model used in Hydro Cyclone with the Help of CFD Simulation / I. Saha, T. Mukherjee, R. Pandey // *SSRN Electronic Journal*. – 2021. P. 211-220.

97. Sand, W. Biochemistry of bacterial leaching – direct vs. indirect bioleaching / W. Sand, T. Gehrke, P.-G. Jozsa, A. Schippers // *Hydrometallurgy*. – 2001. № 2–3 (59). C. 159–175.

98. Sankara, Narayanan S. Breakage Characteristics for Ores for Ball Mill Modelling / Narayanan S. Sankara, W.J. Whiten // *Proceedings - Australasian Institute of Mining and Metallurgy*. – 1983. № 286. C. 31–39.

99. Santos, N.A. Modelling flotation per size liberation class – Part 1 – Minimizing the propagation of experimental errors in the estimate of flotation recovery / N.A. Santos, R. Galery // *Minerals Engineering*. – 2018. (128). C. 254–265.

100. Schwarz, S. Modeling and simulation of mineral processing circuits using JKSIMMET and JKSIMFLOAT / S. Schwarz, J.M. Richardson // *SME Annual Meeting*. – 2013. C. 1–7.

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

102. Sovmen, V.K. Biooxidation of refractory gold sulfide concentrate of Olympiada deposit / V.K. Sovmen, A.V. Belyi, M.Y. Danneker, A.A. Gish, A.N. Teleutov // *Advanced Materials Research*. – 2009. (71–73). C. 477–480.

103. Stenmark, E. On Multiphase Flow Models in ANSYS CFD Software / E. Stenmark // Chalmers University of Technology. – 2013. С. 59.
104. Thomas, K.G. Pressure Oxidation Overview / K.G. Thomas, M.S. Pearson // Gold Ore Processing. – 2016. С. 341–358.
105. Tokarenko, A. Increasing Production at Polyus Gold Blagodatnoye with Holistic Optimization from Mine-to-Plant / A. Tokarenko, I. Timofeyev, S. Kilin, W. Valery, R. Valle, K. Duffy, I. Yelkin // Procemin GEOMET. – 2017. С. 1–9.
106. Trefis Team G.S. Gold Prices: 50-Year Price Analysis And Production-Demand Dynamics [Электронный ресурс]. URL: <https://www.forbes.com/sites/greatspeculations/2019/07/29/gold-prices-50-year-price-analysis-and-production-demand-dynamics/#798d03e87efc> (дата обращения: 07.01.2020). – Режим доступа: свободный.
107. Vega-Garcia, D. Optimising small hydrocyclone design using 3D printing and CFD simulations / D. Vega-Garcia, P.R. Brito-Parada, J.J. Cilliers // Chemical Engineering Journal. – 2018. (350). С. 653–659.
108. Verloop, W.C. The inertial coupling force / W.C. Verloop // International Journal of Multiphase Flow. – 1995. № 5 (21). С. 929–933.
109. Wang, G. A review of CFD modelling studies on the flotation process / G. Wang, L. Ge, S. Mitra, G.M. Evans, J.B. Joshi, S. Chen // Minerals Engineering. – 2018. (127). С. 153–177.
110. Willing, N. Gold price analysis: does the rally still have more room to run? [Электронный ресурс]. URL: <https://capital.com/latest-gold-price-forecast-and-analysis> (дата обращения: 09.08.2020). – Режим доступа: свободный.
111. Wills, B.A. Wills' Mineral Processing Technology / B.A. Wills, J.A. Finch // Butterworth-Heinemann, 8 Edition. – 2016. 498 с.
112. Yalcin, E. Flotation kinetics of a pyritic gold ore / E. Yalcin, S. Kelebek // International Journal of Mineral Processing. – 2011. № 1–2 (98). С. 48–54.
113. Yan, D.S. Selective flotation of pyrite and gold tellurides / D.S. Yan, Hariyasa // Minerals Engineering. – 1997. № 3 (10). С. 327–337.

114. Zhao, Y.-G. Assessment of the effluent quality from a gold mining industry in Ghana / Y.-G. Zhao, G. Feng, J. Bai, M. Chen, F. Maqbool // World journal of microbiology & biotechnology. – 2014. № 7 (30). С. 3799–3811.

115. Zheng, X. Operating strategies to maximise gold recovery at Telfer / X. Zheng, P. Manton, F. Burns, A. Crawford, P. Griffin // Minerals Engineering. 2010. № 15 (23). С. 1159–1166.

116. Metals Focus W.G.C. Gold mine production [Электронный ресурс]. URL: https://www.gold.org/goldhub/data/historical-mine-production?utm_source=google&utm_medium=cpc&utm_campaign=rwm-goldhub&utm_content=311440530645&utm_term=%2Bgold%2Bproducing%2Bcountries&gclid=Cj0KCQiAoo7gBRDuARIsANeJKUbaEQ_YyCR1Lpj6aWFrweu1kum7F8xvFw (дата обращения: 08.08.2020). – Режим доступа: свободный.

117. Narayanan, C. Modelling of abrasive particle energy in water jet machining / C. Narayanan, R. Balz, D.A. Weiss, K.C. Heiniger // Journal of Materials Processing Technology. – 2013. № 12 (213). С. 2201–2210.

118. Рекорд рудника Форт Нокс: год работы без травм с потерей рабочего времени [Электронный ресурс]. URL: <https://kinrossworld.kinross.com/ru/рекорд-рудника-форт-нокс-год-работы-бе/> (дата обращения: 04.01.2020). – Режим доступа: свободный.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2019612243



СВИДЕТЕЛЬСТВО
о государственной регистрации программы для ЭВМ
№ 2019612243

**ПРОГРАММА РАСЧЕТА СКОРОСТИ ОСАЖДЕНИЯ
ЧАСТИЦ**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Потемкин Вадим Андреевич (RU),
Александрова Татьяна Николаевна (RU)*

Заявка № **2018664698**
Дата поступления **18 декабря 2018 г.**
Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ **13 февраля 2019 г.**

*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*



Г.П. Излиев

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2020618724



СВИДЕТЕЛЬСТВО
о государственной регистрации программы для ЭВМ
№ 2020618724

**ПРОГРАММА ДЛЯ РАСЧЕТА ЭМПИРИЧЕСКИХ
КОЭФФИЦИЕНТОВ РЕОЛОГИЧЕСКОГО УРАВНЕНИЯ**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Потемкин Вадим Андреевич (RU),
Александрова Татьяна Николаевна (RU)*

Заявка № **2020617936**
Дата поступления **29 июля 2020 г.**
Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ **04 августа 2020 г.**

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности



 Г.П. Ильев