

Министерство образования и науки Российской Федерации  
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего  
образования

«САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи

**Семенihin Дмитрий Николаевич**

**ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА  
НА ОСНОВЕ КОМБИНИРОВАНИЯ ГРАВИТАЦИОННО-  
ФЛОТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

**Научный руководитель:  
доктор технических наук, профессор  
Александрова Татьяна Николаевна**

Санкт-Петербург - 2018

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	5
Глава 1 Теория и практика переработки упорных золотосодержащих руд.....	11
1.1 Методы обработки упорных руд и концентратов.....	11
1.1.1 Обжиг .....	12
1.1.2 Химическое окисление при атмосферном давлении.....	13
1.1.3 Окисление под давлением.....	14
1.1.4 Бактериальное выщелачивание .....	15
1.1.5 Метод пассивирования свободного углерода поверхностно-активными веществами .....	17
1.1.6 Сорбционные процессы.....	18
1.2 Современные тенденции в области переработки упорных и комплексных золотосодержащих руд.....	19
1.2.1 Процесс Albion (Альбион).....	19
1.2.2 Процесс Geocoat .....	20
1.2.3 Процесс нагревательного выщелачивания Fostervill.....	21
1.2.4 Процесс тиосульфатного выщелачивания компании «BarrickGold».....	22
1.2.5 Процесс Neomet.....	23
1.2.6 Процесс Pro .....	24
1.2.7 Прочие разработки в области переработки упорных и комплексных золото-содержащих руд.....	25
1.3 Флотационные способы выделения упорной части руды .....	26
1.4 Тенденции развития современного флотационного оборудования.....	27
1.5 Обзор компьютерных пакетов для моделирования процессов обогащения.....	33
1.5.1 USIMPAC .....	34
1.5.2 MODSIM .....	35
1.5.3 JKSimFloat.....	36
1.6 Выводы по первой главе.....	37
Глава 2 Характеристика объекта исследования.....	39

2.1 Географо-экономическое положение месторождения .....	39
2.2 Геологическая характеристика месторождения.....	41
2.3 Технологическая типизация руд.....	47
2.4 Общая характеристика вещественного состава руд.....	49
2.5 Изучение состава исходной руды.....	50
2.6 Минеральный баланс благородных металлов в средней пробе руды .....	54
2.7 Выводы по второй главе.....	56
Глава 3 Экспериментально-теоретические исследования обогатимости исходной руды .....	57
3.1 Обоснование методов повышения флотационной активности на основе термодинамического моделирования в программном пакете HSC Chemistry .....	57
3.2 Кинетика измельчения.....	63
3.3 Исследование гравитационно-извлекаемого золота.....	66
3.4 Влияние окислителя на процесс рудоподготовки и флотации.....	70
3.5 Предварительная флотация углеродного вещества.....	73
3.6 Исследование депрессии углеродистого вещества на стадии флотационного обогащения .....	79
3.7 Выводы по третьей главе.....	82
Глава 4 Использование компьютерного моделирования для прогнозирования результатов флотационного процесса.....	84
4.1 Применение компьютерного моделирования в процессе обогащения .....	84
4.2 Флотационные модели JKSimFloat .....	85
4.3 Моделирование флотационного процесса с применением компьютерной программы JKSimFloat.....	88
4.3.1 Моделирование параметра Sb.....	95
4.3.2 Моделирование параметра Rt .....	100
4.3.3 Моделирование параметра Sb и времени пребывания в камере флотомашинны .....	101

4.3.4 Моделирование процесса углеродной флотации с применением флотомашины типа Jameson Cell.....	103
4.4 Выводы по четвертой главе .....	107
Глава 5 Разработка технологии повышения качества золотосодержащего концентрата и обоснование ее экономической эффективности.....	108
5.1 Комбинированная флотационно-гравитационная схема переработки.....	108
5.2 Экономическая оценка предложенной технологии переработки .....	113
5.3 Выводы по пятой главе.....	120
Заключение .....	122
Список литературы .....	123
ПРИЛОЖЕНИЕ А .....	135
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	140
ПРИЛОЖЕНИЕ В .....	141

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность исследований.** В связи с тем, что запасы богатых и крупновкрапленных золотосодержащих руд истощаются, в переработку стали вовлекаться упорные руды, характеризующиеся тонкой вкрапленностью ценного компонента, наличием химических депрессоров золота, а также содержащие природные сорбенты растворенного в цианиде золота.

Количество упорных ресурсов золота в России по некоторым оценкам достигает 80 %. Большинство золотосодержащих руд России характеризуются неравномерной прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией с тонкодисперсным, преимущественно субмикроскопическим золотом, невысоким содержанием (3-5 г./т) и неравномерным распределением золота, ассоциированного с пиритом и арсенопиритом. Помимо этого, руды отдельных месторождений содержат активное рассеянное углеродистое вещество (РУВ), т. е. относится к категории упорных и обладают низкими показателями извлечения золота и серебра при цианировании из-за эффекта прег-роббинга (процесс сорбции золотосодержащего цианистого комплекса поверхностью РУВ).

Решением проблемы переработки упорных золотосодержащих руд занимались ведущие научные центры РФ, в составе которых были такие ученые как В.В. Лодейщиков, М.А. Меретуков, И.Н. Плаксин, Г.В. Седельникова, В.А. Чантурия и др., а также ряд зарубежных ученых: П.М. Афеня, С. О'Коннор, Д. Финч и др. Результатом их работы стали данные по происхождению рассеянного углеродистого вещества, его типам и структуре; генетической связи золота с РУВ; разработаны методы обработки золотосодержащих руд для нейтрализации активности РУВ, которые включают предварительную флотацию РУВ, использование пассивирующих покрытий, сорбентов, обладающих большим сродством, обжиг, химическое окисление и бактериальную обработку.

Однако, практически все методы переработки упорных руд имеют существенные ограничения, приводящие к технологическим, экономическим и экологическим проблемам при их реализации. Ситуация осложняется ещё и различным происхождением РУВ, уникальностью каждого его проявления в

составе руд и пород, неоднородностью структуры углеродистого вещества, включая сосуществование различных атомных модификаций углерода и др. Всё вышеперечисленное подтверждает тот факт, что для каждого месторождения необходим индивидуальный подход в разработке технологической схемы для переработки подобного типа руд с высокими показателями извлечения.

Таким образом, разработка эффективной технологии обогащения золотосульфидных руд, в составе которых присутствует рассеянное углеродистое вещество, является актуальной и имеет научную и практическую значимость в современных экономических условиях.

**Цель работы** - повышение эффективности переработки сульфидных золотосодержащих руд «двойной упорности» за счет селекции золотоносных минералов и сорбционно-активного углеродистого вещества с применением комбинированной флотационно-гравитационной схемы.

**Идея работы** заключается в том, что для достижения высокого качества золотосодержащего сырья необходимо использовать комбинированную флотационно-гравитационную схему переработки.

**Основные задачи исследования:**

- 1). Анализ современных методов переработки золотосодержащих сульфидных руд «двойной упорности».
- 2). Изучение особенностей вещественного состава исследуемой руды.
- 3). Использование компьютерного моделирования для разработки прогностических моделей и обоснования технологических параметров с целью максимизации извлечения органического углерода при единовременных минимальных потерях золота на стадии углеродной флотации.
- 4). Экспериментально-теоретические исследования влияния параметров флотации (тонины помола, расхода реагентов и их типов и т. д.) на технологические показатели на стадии углеродной флотации.
- 5). Разработка эффективной схемы переработки золотосодержащей руды и экономическая оценка ее реализации.

### **Методы исследований.**

Экспериментальные исследования проводились на лабораторной базе кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета и АО «Полиметалл Инжиниринг». Изучение вещественного и химического состава проводилось с помощью рентгенофлуоресцентной спектрометрии (волноводисперсионный спектрометр ARLAdvant`X фирмы Thermo Fisher Scientific); атомно-абсорбционной спектрометрии (Varian AA-2200); элементного анализатора серы и углерода (SC-144DR фирмы Leco); масс-спектрометрии (XSeries-2 ICP-MS фирмы Thermo Fisher Scientific); атомно-эмиссионной спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (iCAP6300 Duo фирмы Thermo Fisher Scientific), дифрактометрического анализа (дифрактометр Bruker D2 Phaser, Германия). Флотационные исследования проводились на механических флотомашинах НПК «Механобр-техника» (Россия), пневмомеханических флотационных машинах Laarmann (Германия), а также на флотомашине Jameson Cell компании Xstrata (Австралия). Эксперименты по гравитационному обогащению высокоуглеродистых золотосодержащих руд проводились на центробежном концентраторе Knelson MD3 (Канада). Определение гранулометрического состава руды выполнялось с помощью сухого ситового анализатора Laarmann (Германия), мокрого ситового анализатора MSA-W/D-200 фирмы Kroosh Technologies (Израиль) и лазерного анализатора Mastersizer 2000 компании Malvern (Великобритания).

Компьютерное моделирование выполнено в программах HSC Chemistry (Outotec, Финляндия) и JKSimFloat (JKTech, Австралия). Регрессионный и статистический анализ данных проведен с помощью программ STATISTICA и Regress.

### **Научная новизна:**

– установлены экспериментально-теоретические зависимости извлечения органического углерода и потерь золота в углеродный флотационный концентрат от расхода реагентов и времени флотации, позволяющие прогнозировать кинетические параметры флотации;

- выявлены зависимости между площадью потока пузырьков и временем флотации, с использованием программного пакета обоснован тип флотомашины для углеродистой флотации;
- установлено, что применение окислителя на стадии углеродистой флотации повышает эффективность флотационной сепарации.

#### **Защищаемые положения:**

1). Использование установленных технологических параметров (расход и тип реагента, тонина помола и т. д.) и прогностических моделей кинетики извлечения углерода и потерь золота в цикле углеродной флотации при переработке тонковкрапленной золотосульфидной руды, содержащей сорбционно-активное углеродистое вещество, позволит оптимизировать процесс извлечения органического углерода при минимальных потерях золота.

2). Реализация обоснованной технологической схемы, включающей цикл углеродной флотации, сульфидный цикл и цикл с центробежной селекцией золотосульфидного флотоконцентрата, позволит обеспечить соотношение Au/Сорг (не менее 8 г/кг) в конечном концентрате (после гравитационного разделения). Технологические параметры основного оборудования обоснованы методом компьютерного моделирования с использованием пакета JKSimFloat.

#### **Практическая значимость работы:**

- Разработана технология повышения качества золотосодержащего концентрата при переработке сульфидной руды в составе которой присутствуют сорбционно-активные углеродистые вещества (Патент RU2648402C1 от 26.03.2018).

- Получен акт полупромышленных испытаний, проведенных на базе АО «Полиметалл Инжиниринг» (Приложение А).

- Научные и практические результаты могут быть использованы при разработке новых и модернизации существующих горно-обогатительных комбинатах по переработке упорных золотосодержащих руд.

- Результаты исследований также могут быть использованы в учебном процессе Санкт-Петербургского горного университета при проведении занятий по

дисциплинам «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению», «Флотационные методы обогащения», «Технология переработки руд цветных металлов», «Химия флотореагентов».

**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, проект RFMEFI57417X0168.

**Степень обоснованности и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций, содержащихся в диссертации** обеспечена большим объемом экспериментальных исследований, их представительностью и сходимостью, оценкой полученных данных методами математической статистики; применением современного оборудования и средств измерения.

**Апробация работы.** Результаты теоретических и экспериментальных исследований докладывались на научно-практических конференциях как российского уровня, так и международного: 11 Международной научной школе молодых ученых и специалистов: «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (Москва, 2014); заседании Круглого стола в рамках XX Санкт-Петербургской Ассамблеи молодых ученых и специалистов (Санкт-Петербург, 2015); международной научно-технической конференции «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика» (Санкт-Петербург, 2015); международном форуме-конкурсе молодых ученых «Проблемы недропользования» (Санкт-Петербург, 2016); научно-практической конференции «РИВС-2016» (Санкт-Петербург, 2016); международная конференция «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016, Санкт-Петербург).

Результаты работы удостоены награды в конкурсе грантов 2015 года для аспирантов вузов отраслевых и академических институтов, расположенных на

территории Санкт-Петербурга, в соответствии с распоряжением Комитета по науке и высшей школе от 05.12.2014 г. № 161.

**Личный вклад автора** заключается в постановке и обосновании целей исследований, формулировке задач, выборе объекта исследования; анализе научно-технической литературы по теме диссертации, применении компьютерного моделирования для прогнозирования технологических показателей, проведении теоретических и практических исследований золотосодержащего сырья, обработке и интерпретации полученных данных экспериментальных исследований методом математической статистики, разработке эффективной комбинированной схемы переработки, направленной на повышение качества золотосодержащего концентрата.

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 9 печатных работ, в том числе в 5 статьях в журналах, входящих в перечень ВАК Министерства образования и науки Российской Федерации (в том числе 2 статьи в международной базе цитирования Scopus и Web of Science).

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из введения, 5 глав, заключения, библиографического списка и 3 приложений. Работа изложена на 148 страницах машинописного текста, содержит 27 таблиц и 64 рисунка. Библиография включает 117 наименований.

**Благодарности.** Автор выражает глубокую благодарность и признательность научному руководителю, доктору технических наук, профессору Т.Н. Александровой; коллективу кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета, а также сотрудникам лаборатории обогащения руд и песков АО «Полиметалл Инжиниринг» за внимание, содействие, и поддержку на различных этапах выполнения диссертационной работы.

## **ГЛАВА 1 ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

### **1.1 МЕТОДЫ ОБРАБОТКИ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ**

В настоящее время, несмотря на снизившуюся цену на золото, развитие технологий их переработки не стоит на месте, что способствует увеличению качественных и количественных показателей при переработки труднообогатимых руд, прежде всего упорных [1-5]. Как известно, золотые руды считаются упорными, если извлечения золота из обычного процесса цианирования менее 80% даже после тонкого помола [6-9]. Такое низкое значение извлечение обычно не позволяет экономически рентабельно производить добычу и переработку металла [1,3,10-15]. К категории упорных могут быть отнесены руды, флотационные концентраты и хвосты. Причем зачастую драгоценные металлы тонковкраплены и ассоциированы с сульфидами железа (в основном пирит и / или арсенопирит).

Значительный процент золота в руде может находится в субмикроскопической форме, либо очень мелкодисперсной, либо в ассоциированной форме с сульфидом. Такая форма включения сложно инфицируется с помощью микроанализа, оптической микроскопии или электронного зонда. В таком случае даже тонкое измельчение не может высвободить золото выщелачивания цианидом, в этом случае упорность является «физической». Этот вид упорности обусловлен неспособностью ионов цианида получить доступ к субмикронным частицам золота внутри плотных сульфидных зерен [1-4,13,16-17]. Упорность называют «химической», если руда содержит нерастворимые в цианистом растворе соединения. Присутствие в сопутствующих соединений, таких как двухвалентное железо, сульфидный ион, тиосульфаты и арсениты, ухудшает процесс растворения золота в цианиде. Кроме того, эти виды склонны «переосаждать» уже окисленное золото [1-4,18-19]. Во всех случаях перед цианированием требуется окислительная предварительная обработка, которая разрушает сульфид, с тем чтобы сделать золото пригодным для последующего выщелачивания цианидом.

На данный момент по миру насчитывается порядка 90 месторождений такого

типа руд (Рисунок 1.1) и каждое имеет свои индивидуальные особенности характерные только для данной локации, что затрудняет разработку универсальных способов переработки.



Рисунок 1.1 – Основные месторождения упорных руд

В работах [1-9, 15-17] произведен обзор наиболее распространённых способов обжиг, выщелачивание, флотация, использование пассивирующих покрытий, и т. д.

### 1.1.1 ОБЖИГ

Предварительная обработка может быть разделена на две основные группы: пирометаллургическая группа, которая включает традиционный метод обжига сульфидов и гидрометаллургическая группа, к которой относят химическое окисление или биовыщелачивание.

В процессе обжига (Рисунок 1.2) при температуре 800-900 °С сульфиды превращаются в высокопористые оксиды [2,3, 20-23]. Это довольно дорогостоящий процесс, и требует обработки выходящих газовых потоков. В рудах с высоким содержанием сульфидов эта обработка включает производство серной кислоты. В рудах с низким содержанием сульфидов требуется специальное оборудование для очистки газа. В некоторых случаях этот способ предварительного окисления может привести к плохой регенерации металла, особенно серебра, из-за соединений,

которые реагируют с цианидом на последующей стадии цианирования. В связи с этим подавляющее количество исследований было посвящено гидрометаллургической предварительной обработке.

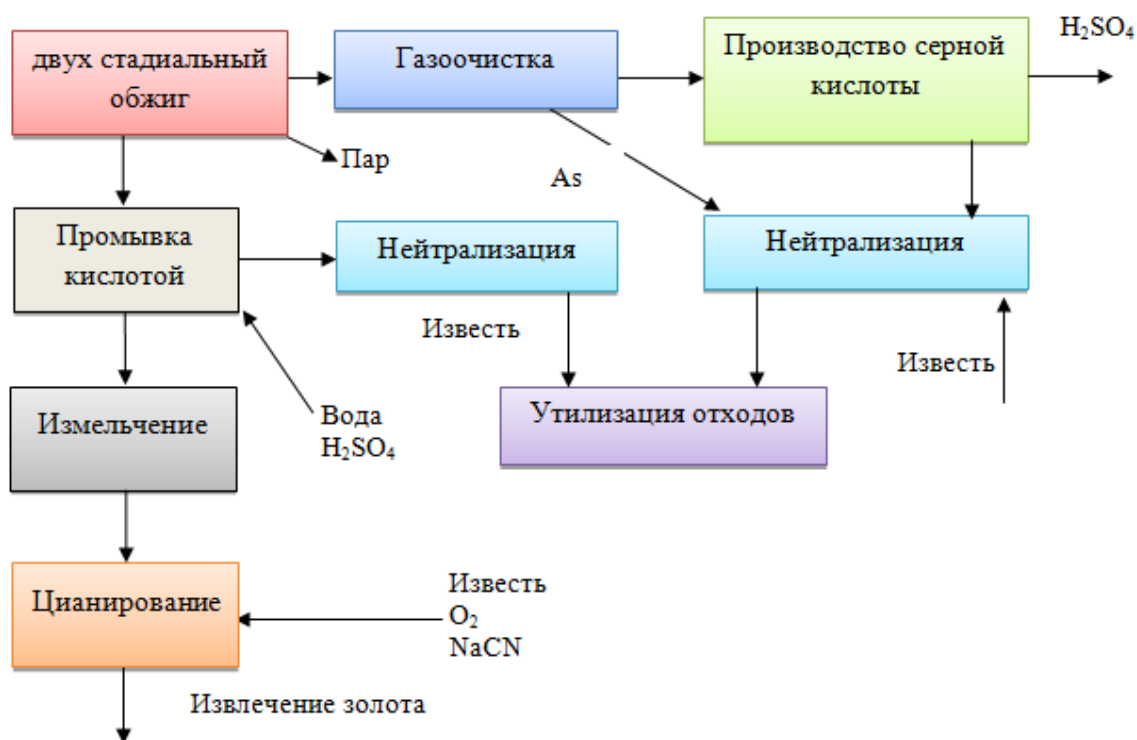


Рисунок 1.2 – Схема процесса обжига

### 1.1.2 ХИМИЧЕСКОЕ ОКИСЛЕНИЕ ПРИ АТМОСФЕРНОМ ДАВЛЕНИИ

В этом процессе (Рисунок 1.3) сульфиды превращаются в сульфаты или элементарную серу. Для окислительного процесса золотосодержащих упорных руд используется несколько окислителей, таких как озон, перманганат, хлор, кислота Каро (пероксимоносульфоновая кислота), гипохлорит, кислород, перекись водорода, азотная кислота и трехвалентное железо [2,17,24-28]. Однако, доступность и стоимость реагентов и экологические проблемы, связанные с использованием опасных веществ, ограничивают применение этих методов.

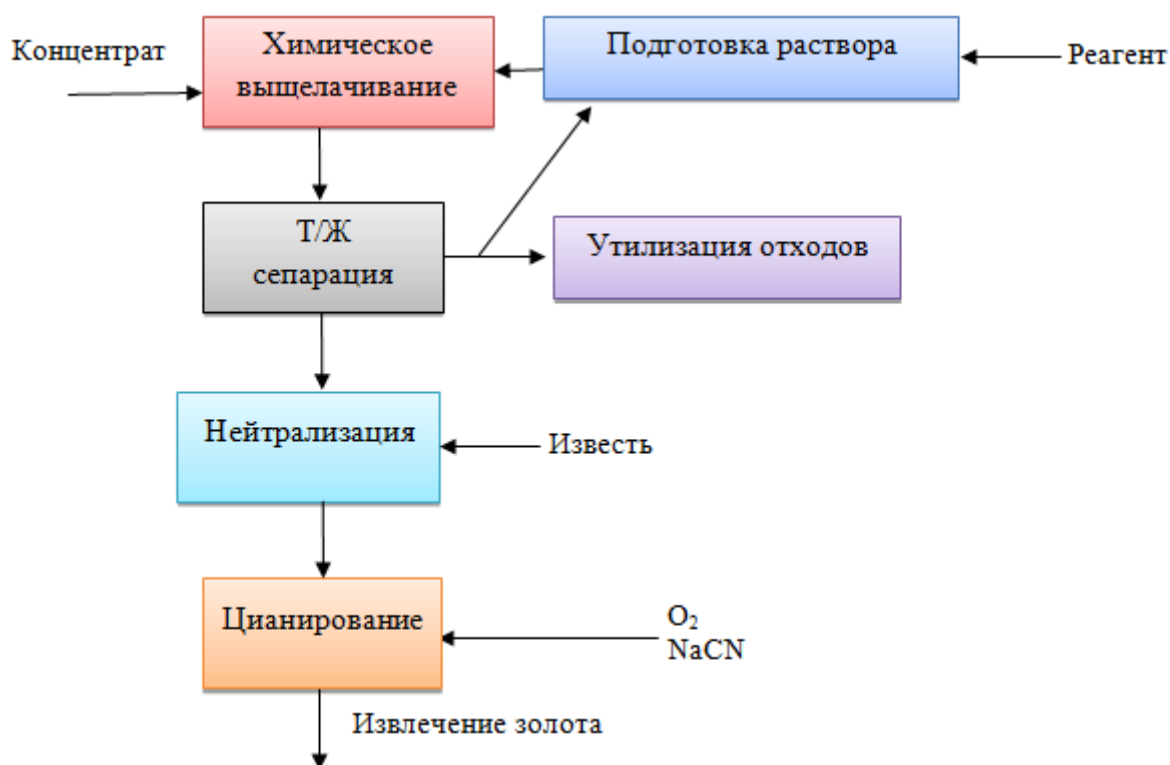


Рисунок 1.3 – Схема процесса химического окисления при атмосферном давлении

### 1.1.3 ОКИСЛЕНИЕ ПОД ДАВЛЕНИЕМ

В этом процессе (Рисунок 1.4) сульфиды полностью окисляются до сульфатов путем выщелачивания под давлением кислородом при высокой температуре.

Были разработаны следующие процессы, в частности:

- Процесс Шеррита-Гордона, который проводится в температурах 170-190 °С и давлениях 1800-2200 кПа [29].

- Процесс ARSENO, который отличается от первого использованием нитрата в качестве катализатора и требует сниженных значений температуры и давления условий (100°С и 700 кПа) [30].

- Выщелачивание под давлением в щелочных условиях, выполняется между 100 и 200°С [31].

Эти процессы предварительной обработки были успешно использованы для упорных руд с временем пребывания в диапазоне 45-200 мин. Однако во многих случаях их использование исключается из-за больших капитальных и эксплуатационных расходов.

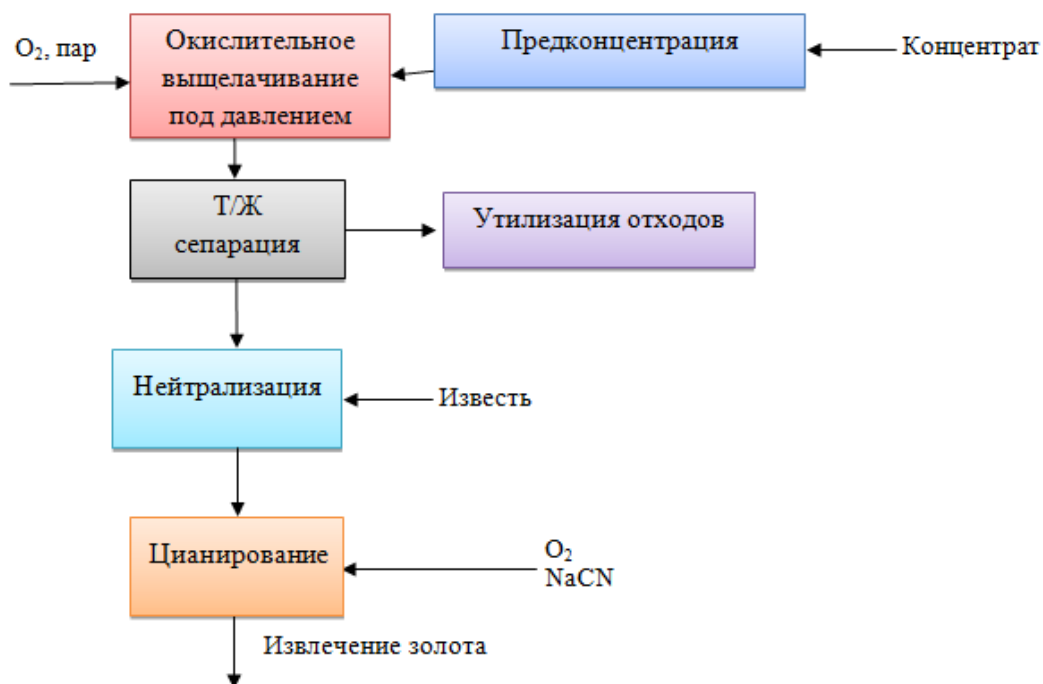


Рисунок 1.4 – Схема процесса окислительного выщелачивания под давлением

### 1.1.4 БАКТЕРИАЛЬНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ

Альтернативу вышеупомянутым методам может составить биовыщелачивание (Рисунок 1.5), т.е. биологический процесс, при котором выщелачивание сульфидных минералов катализируется микроорганизмами.

Важнейшими бактериями для гидрометаллургических применений являются *Thiobacillus*, *Sulfolobus* и *Acidianus* [32-39].

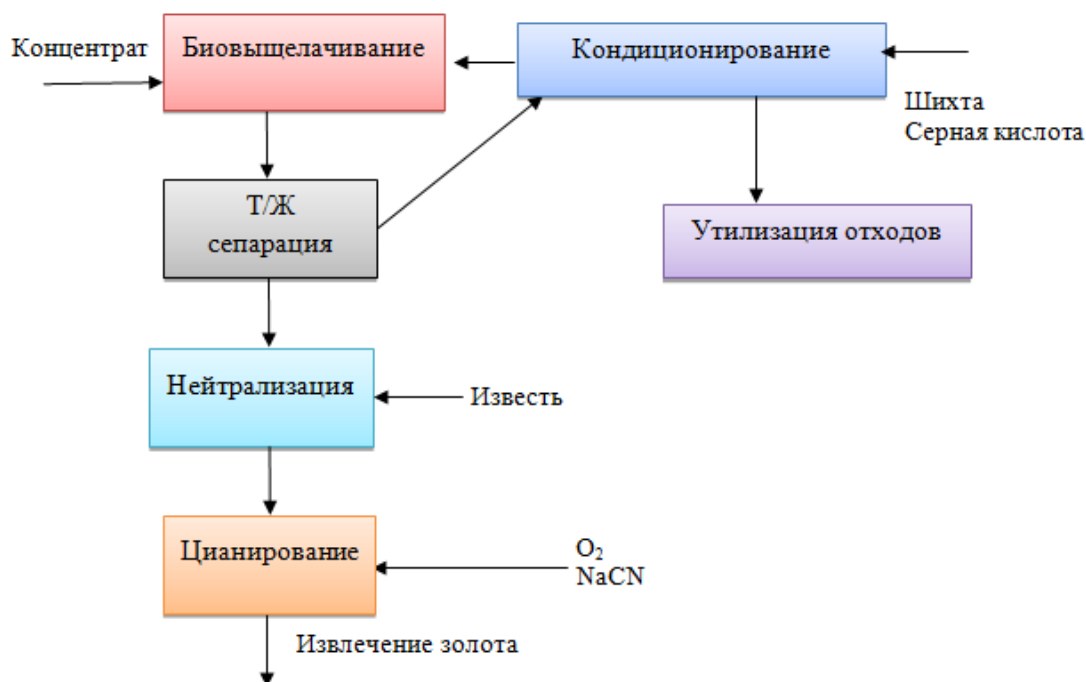


Рисунок 1.5 – Схема процесса бактериального выщелачивания

На основании анализа результатов лабораторных исследований по биовыщелачиванию [40-47] можно сделать вывод о том, что в большинстве случаев извлечение золота заметно увеличилось. Тем не менее, с точки зрения кинетики процесса, результаты оказались неудовлетворительными, так как время реакции составляет от 1 до нескольких недель. Длительное время пребывания приводит к чрезмерным эксплуатационным расходам [48-53].

Степень окисления, требуемая для получения высокого экстракционного извлечения золота, зависит от природы сульфида и типа ассоциации золото-сульфид.

Арсенопирит окисляется с большей скоростью, чем пирит [54], так что золото высвобождается быстрее, если оно связано с арсенопиритом. В целом, для полного освобождения золота требуется только частичное окисление сульфидов. Это связано с тем, что хотя золото распределяется по всей сульфидной матрице, мелкие частицы золота связаны со структурными дислокациями в сульфидной решетке, которые являются предпочтительными участками коррозии. Это означает, что даже упорные руды и концентраты, где золото равномерно распределяется между пиритом, могут реагировать на селективное бактериальное окисление [46,54-57].

В процессе IBES (Рисунок 1.6), разработанном для обработки большеобъемных флотационных концентратов сульфидов цветных металлов, применяются разделенные биологические и химические стадии [58, 59]. Этот метод показал отличную гибкость в отношении состава минерального сырья, и уровень бактериальной активности оставался высоким и неизменным в течение длительного периода времени непрерывной работы [60].

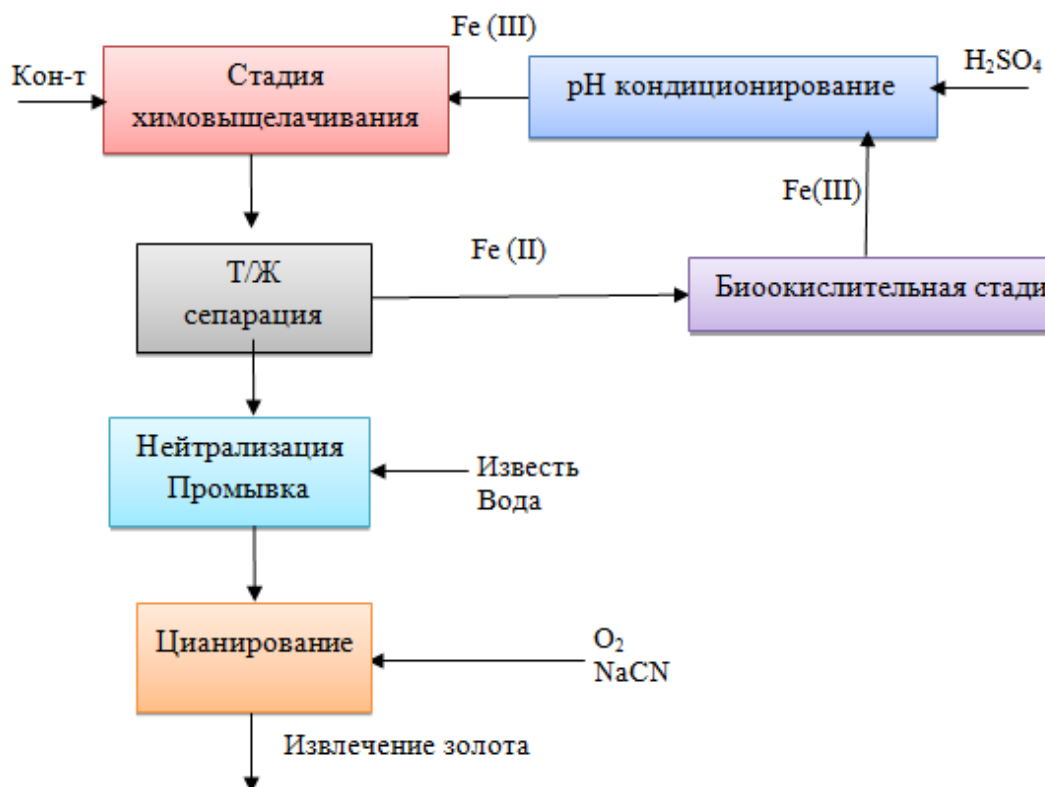


Рисунок 1.6 – Схема процесса IBES

### 1.1.5 МЕТОД ПАССИВИРОВАНИЯ СВОБОДНОГО УГЛЕРОДА ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ

Метод пассивирования свободного углерода поверхностно-активными веществами (флотационными маслами и керосином) одновременно цианированием углеродсодержащих продуктов был разработан и применен Dorfman в 1922 году [4]. В СССР в 1931 академиком И.Н. Плаксиным и И.В. Журловым было предложено предварительно обрабатывать руды керосином или скипидаром перед цианированием для повышения извлечения золота. При проведении обработки было замечено, что на поверхности углеродсодержащих частиц образуется пленка препятствующая взаимодействию с золотосодержащими растворами [35].

В Канаде успешно использовали предварительную обработку крезиловой кислотой и горючими маслами. Такой способ позволил снизить долю сорбированного Au в девять 9 раз [3].

В США на месторождении Голд Квари (Gold Quarry) была разработана комбинированная технология с предварительной пассивизацией и CIL-процессом. Такое сочетание было необходимо ввиду высокой упорности перерабатываемых

руд. В результате извлечение золота при цианировании двух типов испытанных руд выросло с 13,5 до 86 % и с 4,2 до 79% [10].

В Австралии на предприятии Ставел Голд Майн (Stawell Gold Mine) активность углистой руды ингибируется пленочными покрытиями дизельного топлива или керосина при концентрации реагентов 200 г/л [3]. В связи с тем, что керосин действует также и на активированный уголь, применяющийся в цикле выщелачивания золота (CIL), добавка керосина периодически приостанавливается для восстановления сорбционной способности угля и фабрика переходит на руды, не содержащие углеродистых минералов. После реактивации угля, и процесс подачи керосина возобновляется.

В России концентраты с РУВ подвергали сорбционному выщелачиванию (RIL) с использованием экранирующих добавок ализарина и смеси керосина и тиокарбамида [2, 3].

Для пассивирования аморфного углистого вещества и графита при цианировании золотосодержащих руд показана перспективность использования (длинноцепочечного полиоксиэтилена (NP 10), лаурилсульфата натрия и нефтяного сульфоната в качестве экранирующих добавок. Требуемая концентрация каждого реагента 100–500 мг/дм<sup>3</sup> [3].

### **1.1.6 СОРБЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ**

Одним из рациональных методов переработки углеродистых руд с умеренной сорбционной активностью месторождение (Сухой Лог, Наталкинское) по отношению к золоту является цианирование в режиме стандартного сорбционного выщелачивания с использованием ионообменных смол или активных углей (CIL- или RIL- процесс). При введении в цианистую пульпу более сильных синтетических сорбентов золота происходит осаждение золота на этих сорбентах, что в значительной степени снижает возможность сорбции золота природным углистым веществом. На зарубежных предприятиях преобладающей является технология цианирования с угольной адсорбцией [3]. Принципы ионообменной технологии с применением ионообменных смол разработаны Б.Н. Ласкориним и внедрены на отечественных предприятиях [1-5]. Извлечение золота из углистых

руд с умеренной сорбционной активностью осуществляется по типовым (CIL или RIL) схемам. При переработке руд или концентратов, характеризующихся повышенной сорбционной активностью, используется комбинирование (CIL или RIL) методов с другими методами подавления сорбционной активности углерода. Примерами таких предприятий являются Jerritt Canyon, Cortez Gold Mines (обжиг - CIL), Twin Creeks – (автоклавное окисление – CIL) [7].

## **1.2 СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ И КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

В последние годы наблюдается тенденция к увеличению объемов добычи и обогащения бедных комплексных руд, в то же время достаточно остро стоит вопрос сокращения эксплуатационных расходов, особенно при разработке небольших месторождений. При этом растет давление со стороны природоохранительных организаций и органов по поводу использования цианида, становится все больше опасений касательно возможности утечек токсичных веществ с рудников. Все эти факторы обусловили появление новых процессов переработки руд. Представленные ниже технологии представлены по обзору [61]

### **1.2.1 ПРОЦЕСС ALBION (АЛЬБИОН)**

Процесс Albion был разработан компанией «Xstrata», на рынок выведен австралийской «Core Resources». Он представляет собой экономичную альтернативу для извлечения золота (а также цветных металлов) из упорных руд, содержащих сульфиды железа или мышьяка.

Процесс состоит из этапа флотации, ультратонкого измельчения концентрата по технологии Isamill, окислительного выщелачивания при атмосферном давлении в реакторах с мешалками, автотермальной системой подачи кислорода (Рисунок 1.7).



Рисунок 1.7 – Схема процесса Альбион

Для поддержки pH на уровне 5–7 (пирит, арсенопирит и теллуриды) используется известь. После этого производится сгущение, охлаждение и извлечение золота методом СІL.

В 2010 г. в Испании и в 2011 г. в Германии запущены две фабрики по обогащению цинка, работающие на основе процесса Albion. В 2012 г. запущена первая фабрика по переработке упорных золотосодержащих руд в Доминиканской республике, позднее — в Армении.

### 1.2.2 ПРОЦЕСС GEOSOAT

Процесс Geoscoat разработан американской компанией «GeoBiotics» и также предназначен для экономичного извлечения золота из упорных руд, содержащих сульфиды железа или мышьяка, а также цветных металлов. Схема процесса приведена на Рисунке 1.8:

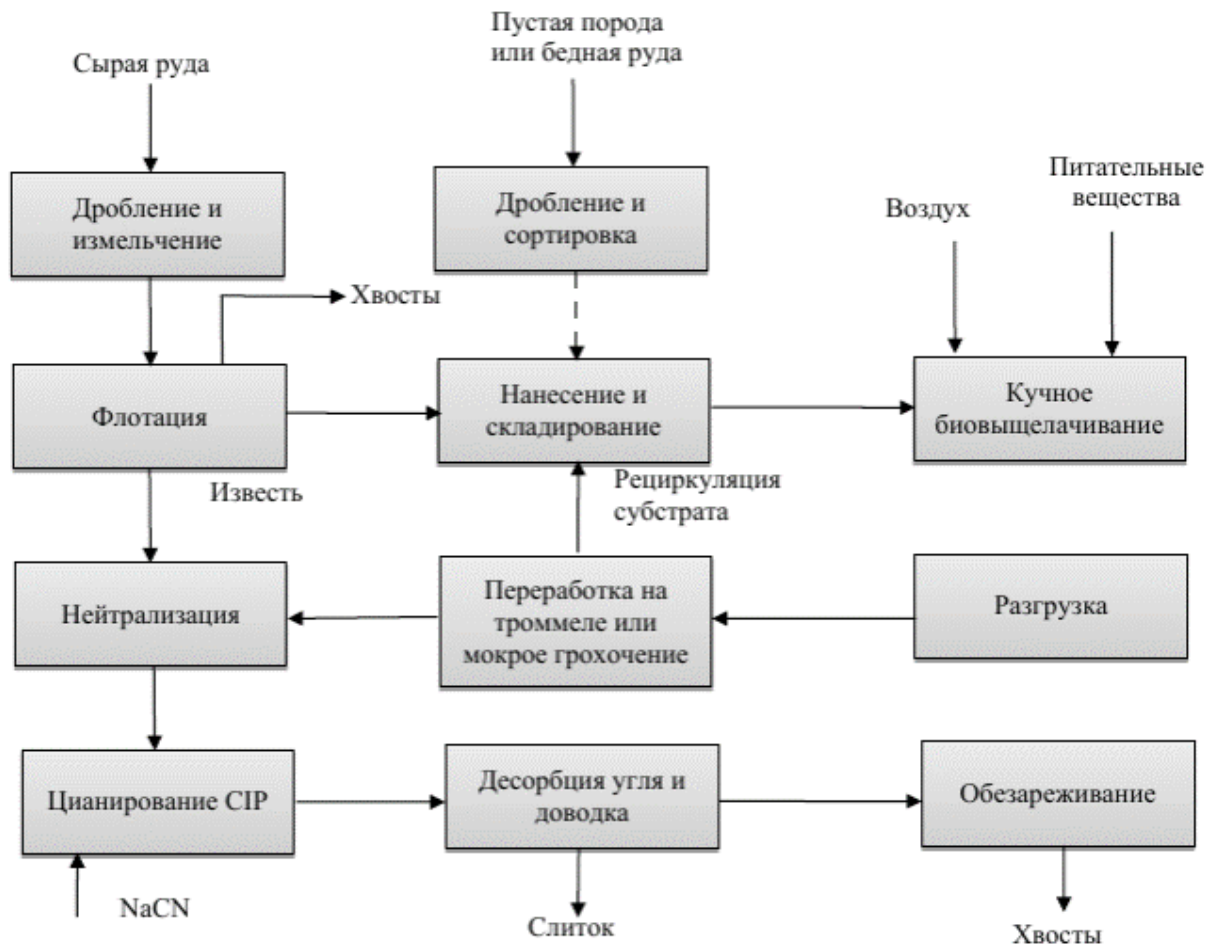


Рисунок 1.8 – Схема процесса Geocoat

Процесс предполагает покрытие флотоконцентрата на подходящую основу, например, измельченную пустую породу или руду с низким содержанием ценного компонента, кучное биовыщелачивание с помощью встречающихся в природе бактерий. В циркулирующий раствор подаются питательные вещества, в основу кучи - воздух под низким давлением для собственно выщелачивания и охлаждения. Остаточный материал разгружается, окисленный концентрат удаляется с помощью троммеля или мокрого грохочения. Остаток нейтрализуется и подвергается обычному цианированию. Поддерживающая основа может быть рециркулирована, однако если это руда с низким содержанием, то заменяется свежим материалом. Фабрики по процессу Geocoat в промышленном масштабе работали в 2003–2006 гг. в ЮАР.

### 1.2.3 ПРОЦЕСС НАГРЕВАТЕЛЬНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ FOSTERVILL

Процесс разработан на австралийском руднике «Fosterville» (сейчас принадлежит канадской «Crocodile Gold Company») для решения проблемы

переработки прегроббинговых руд на цикле СЦ, вызванной наличием углеродистого вещества (каменный уголь). После флотации, биоокисления, противоточной декантации переработки по методу СЦ пульпа движется противотоком активному углю по шести этапам цикла нагревательного выщелачивания (Рисунок 1.9).

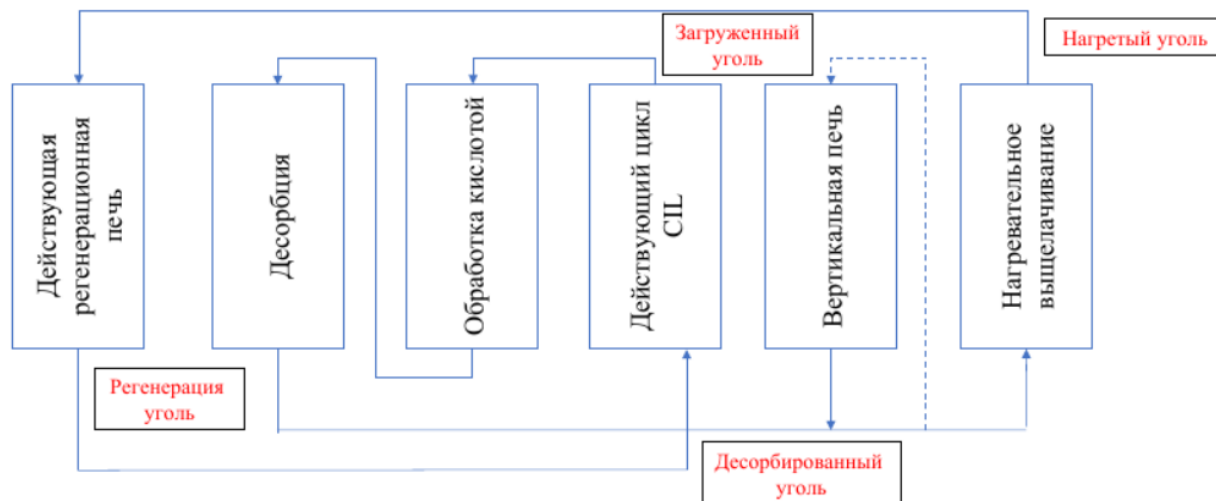


Рисунок 1.9 – Схема процесса Geoscoat

Десорбция золота из углеродистого вещества на первых трех стадиях производится при температуре 70 °С, затем драгметалл сорбируется активным углем после охлаждения в теплообменнике водой. На основе лабораторных и полупромышленных исследований была спроектирована и в 2009 г. построена промышленная фабрика, извлечение золота возросло на 4–14%.

#### 1.2.4 ПРОЦЕСС ТИОСУЛЬФАТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ КОМПАНИИ «BARRICKGOLD»

Процесс тиосульфатного выщелачивания разработан канадской компанией «BarrickGold» в качестве экологичной альтернативы технологии обжига/цианирования для переработки сульфидных руд двойной упорности с высокими прегроббинговыми свойствами и содержанием углеродистого вещества (Рисунок 1.10). Процесс предполагает автоклавное окисление руды с последующей переработкой полученного продукта по методу RIL с помощью тиосульфата кальция.

На последнем этапе производится десорбция смолы. Процесс тиосульфатного выщелачивания выгодно отличается сниженным расходом реагентов, возможностью производства тиосульфата кальция непосредственно на фабрике.

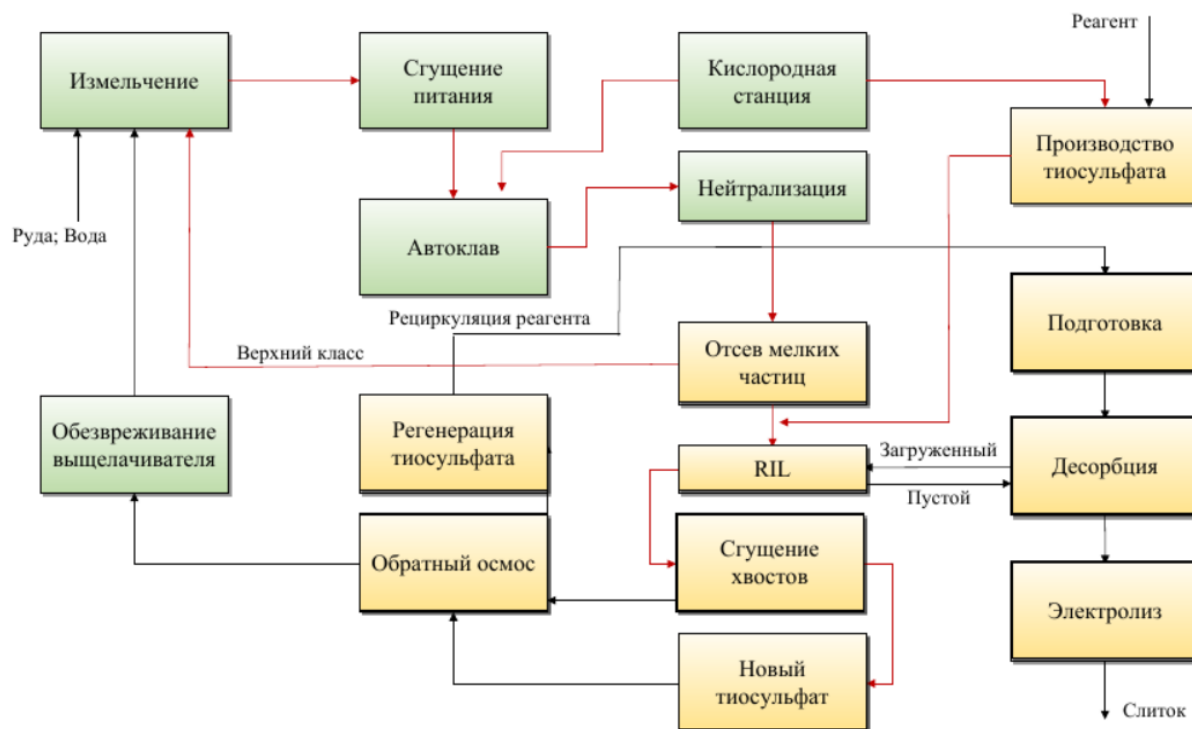


Рисунок 1.10 – Схема процесса тиосульфатного выщелачивания компании «BarrickGold»

Опытная фабрика работала на руднике «Goldstrike», в 2014 г. запущена промышленная установка.

### 1.2.5 ПРОЦЕСС НЕОМЕТ

Процесс разработан канадской компанией «Neomet» для экономической переработки упорных и углеродистых руд, концентратов и хвостов и позволяет извлекать ценные металлы — медь, никель, кобальт, редкоземельные элементы, МПГ и т. д. (Рисунок 1.11).

Процесс предполагает выщелачивание при атмосферном давлении с перемешиванием и использованием хлористоводородной кислоты при температуре 105–110 °С. Если в материале питания содержится значительная доля пирротина или других химически активных сульфидных компонентов, выщелачивание производится в два этапа: первичное (восстановительное) выщелачивание с разрушением всех химически активных сульфидов; вторичное (окислительное)

выщелачивание с растворением золота с помощью окислителя, например перекиси водорода или хлора. Золото извлекается методом ионообменной сорбции с добавлением сильно разбавленной хлористоводородной кислоты; дальнейшая сорбция Au может проводиться с помощью различных технологий (серебро извлекается посредством активного угля). Остаточный раствор в специальный бак с инертной матрицей при температуре 180–190 °С («атмосферное автоклавирование»), где железо гидролизуется до гематита с высвобождением концентрированной HCl в газообразной форме (соль конденсируется или рециркулируется напрямую на этап выщелачивания). Процесс Neomet испытан на миниатюрной опытной установке.

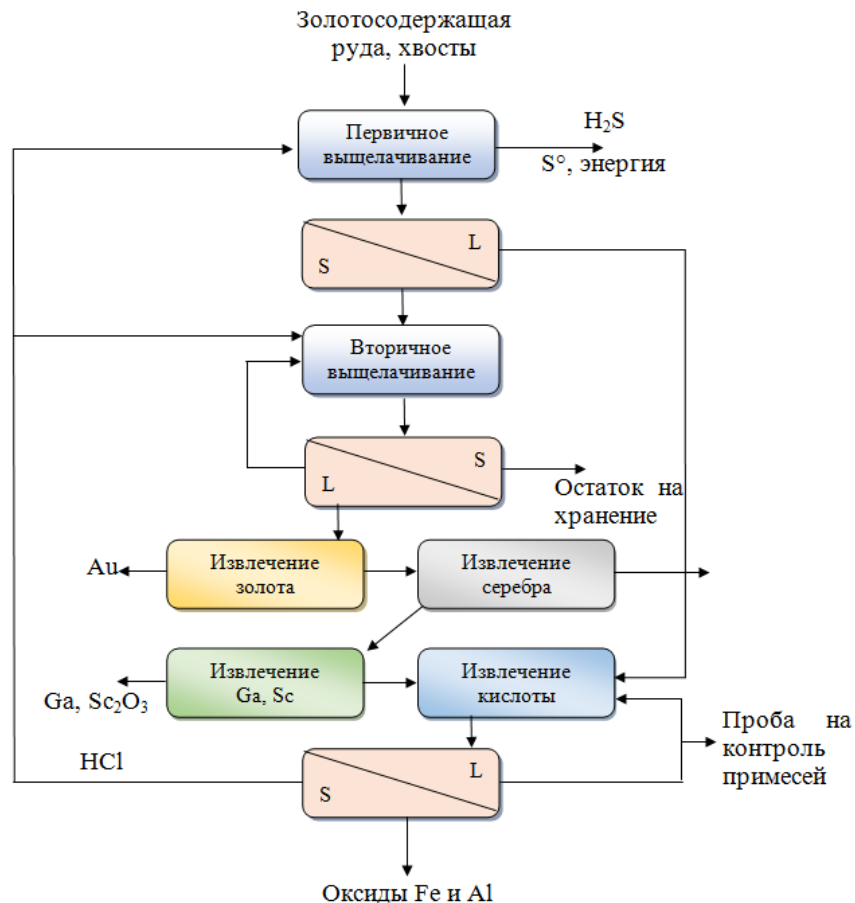


Рисунок 1.11 – Схема процесса Neomet

### 1.2.6 ПРОЦЕСС PRO

Процесс Pro (Рисунок 1.12) разработан канадской компанией «Process Research Ortech» для бесцианидной переработки упорных/двойных упорных золотосодержащих руд. Включает этапы дробления, измельчения,

гравитационного обогащения, флотации, обжига концентрата, выщелачивания продукта обжига с помощью запатентованного смешанного хлоридного выщелачивателя ( $\text{HCl}+\text{MgCl}_2$ ), экстракции золота растворителями и рециркуляции реагентов.



Рисунок 1.12 – Схема процесса Pro

### 1.2.7 ПРОЧИЕ РАЗРАБОТКИ В ОБЛАСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ И КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТО-СОДЕРЖАЩИХ РУД

Помимо вышеперечисленных способов переработки, существуют следующие методы:

-Кучное биовыщелачивание упорных сульфидных руд с низким содержанием ценного компонента при повышенном уровне рН позволяет снизить расходы на нейтрализацию перед цианированием (BioHeap).

-Использование ионообменных смол для селективного извлечения золота из золото-медных руд (например, кучное выщелачивание на азербайджанском предприятии «Gedabek»).

-Гидрометаллургическая переработка сульфидных руд меди / золота (например, автоклавное окисление, биоокисление, выщелачивание окисных соединений железа, хлоридное выщелачивание).

### **1.3 ФЛОТАЦИОННЫЕ СПОСОБЫ ВЫДЕЛЕНИЯ УПОРНОЙ ЧАСТИ РУДЫ**

Предварительная флотация углеродистых веществ является одним из эффективных способов снижения их количества в золотосодержащем концентрате. Уменьшение содержания органического углерода в концентрате благоприятно повлияет на процесс дальнейшей металлургической переработки. Флотация углеродистых веществ часто осуществляется с применением керосина, выступающего в роли аполярного собирателя РУВ. Подобная технология переработки была осуществлена на фабрике Montana (США) [6], а также на фабрике «Кумтор» в Кыргызстане [62, 63].

Известны случаи применения флотационного процесса для выделения в отдельный продукт наиболее упорной части руды. Полученный по данной схеме продукт подвергается обжигу и цианированию или направляется на плавку [64]. Так, на фабрике RoyalMountainKing (США), перерабатывающей два типа руд: углеродсодержащие (содержание Сорг – 1 %) и безуглистые, применяется схема, позволяющая перерабатывать руды обоих типов. Оригинальным моментом является флотационное выведение углерода в колонных аппаратах с получением угольного концентрата, который после предварительного обеззолочивания по методу СП, направляется в отдельное хвостохранилище [65].

Согласно способу [66]. углеродистые вещества, содержащиеся в исходной пульпе, выступают в качестве сорбента золота, растворенного цианистыми или тиокарбамидными растворами. После сорбции золота на природные углеродистые вещества происходит процесс их флотации. Полученный концентрат подвергается металлургической переработке. Хвосты флотации в зависимости от содержания,

идут в отвал или подвергаются дополнительной переработке по методу СІР при температуре 50–60 °С.

На некоторых фабриках процесс извлечения золота ограничивается флотационной технологией. На Austin Gold Venture (США) из руды, содержащей 6 г/т золота, получают флотоконцентрат с содержанием около 150–170 г/т золота и 20 % углерода и направляют его на медеплавильный завод в Норанду. На фабрике Kidd Creek (Канада), перерабатывающей руду двух месторождений углеродистых руд с содержаниями золота 15 и 4,1 г/т по гравитационно-флотационной схеме, после перечистки на столе Вильфлея, отсадочный концентрат направляется на плавку, а хвосты отсадки подвергаются флотации. Флотационный концентрат совместно с хвостами концентрационного стола также отправляется в плавку [6].

Представляет интерес способ, в котором последовательно применена флотация углистого вещества и сульфидов, в случае дальнейшего объединения золотосодержащего углистого концентрата и сульфидного для их совместной обработки. При этом происходит уменьшение суммарного выхода концентрата в результате более тщательного подбора режима флотационного обогащения на каждой стадии обработки руды. Примером промышленного применения последовательной флотации является фабрика Cannon Mine (США) [6, 67, 68].

#### **1.4 ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ СОВРЕМЕННОГО ФЛОТАЦИОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

В настоящее время освоение минерально-сырьевой базы России в возрастающей степени связано с использованием труднообогатимого тонкодисперсного минерального сырья. Основным методом обогащения тонкодисперсных руд сложного вещественного состава является флотация. С ее помощью ежегодно обогащают около 2 млрд. т полезных ископаемых, среди которых основное место занимают руды цветных, редких и благородных металлов.

Как свидетельствует теория и практика флотации, показатели процесса существенно зависят не только от физико-химического состояния объектов и среды разделения, но и от способа аэрации и гидродинамических условий процесса разделения, а также от конструктивных особенностей флотационных машин и

аппаратов. По способу аэрации и перемешивания пульпы флотационные машины делят на механические, пневмомеханические, пневматические.

Мировой тенденцией в области развития импеллерных (механических и пневмомеханических) флотомашин является увеличение объема камеры (с 40–70 до 170–300 м<sup>3</sup>) [69]. В нашей стране производятся флотационные машины данного типа объемом до 100-300 м<sup>3</sup>, имеющие высокие технологические показатели, в тоже время зарубежные производители достигли вместимости камер около 600 м<sup>3</sup> (камера с самоаэрацией Wemco Smart Cell внедрена в Чили при флотации Cu-руд). Подобная модернизация позволила снизить удельные показатели расхода электроэнергии примерно на 35 % при сохранении технологических показателей обогащения и единовременном упрощении схемы автоматизации флотационного передела [70,71]. В вопросе технологической оценки использования флотационных машин с большим объемом камеры, мнения специалистов различны. Доказано, что показатели обогащения на пневмомеханических флотомашинах разной вместимости равнозначны. Отсутствует конкретная позиция по вопросу предпочтительности машин механического или пневмомеханического типа. Однако, стоит отметить, что скорость флотации в пневмомеханических флотационных машинах в среднем выше на 30 %, по сравнению с механическими, также для пневмомеханических машин существует возможность подачи большего количества воздуха в пульпу.

В мировой практике все чаще на фабриках используются пневмомеханические флотомшины с большой вместимостью (Дорр-Оливер, Outotec), хотя некоторые фирмы, как Wemco (США), продолжают выпускать машины с механическим способом аэрирования и разрабатывают новые его решения.

Среди самых востребованных в российской и мировой практике флотационной переработки сырья являются флотационные машины фирм Outotec (TankCell, TC-XHD, SkimAir и др.), Metso Minerals (пневмомеханические машины RCS, колонная машина CISA), FLSmidth (Dorr-Oliver, Wemco, SuperCell)[73-76]. Среди российских производителей флотационного оборудования стоит отметить

НПО «РИВС», НПК «Механобр-Техника», ООО «УСОЛЬМАШ», ООО «Завод Труд» [69-75]. Среди российских производителей стоит отметить НПО «РИВС», которое в настоящее время является основным российским производителем импеллерных флотационных машин. Широкое распространение флотомашин данного производителя получили также в странах бывшего СНГ.

Самыми распространенными пневмомеханическими машинами в мире являются флотационные машины компании Outotec [69,76]. Компания осуществляет широкомасштабные исследования с целью разработки оптимальных вариантов конструкции аэрационного узла, чтобы извлекать частицы различной крупности. Рабочие характеристики машины выбирают, исходя из требований к пенному продукту [69]. Для песковой флотации в компании «Outotec» были разработаны установки SkimAir.

Большое распространение в последние 10 лет получили большеобъемные пневмомеханические флотомашины RCS финской компании Metso Minerals [69, 77-78]. Конструкция аэрирующего устройства машины позволяет эффективно извлекать крупные частицы, а также позволяет избежать запесочивания.

Принципиальным конструктивным отличием импеллерных машин является устройство аэрационного блока. При этом конструкции импеллеров в пневмомеханических машинах разнообразнее, чем в механических, что обусловлено отсутствием необходимости засасывать воздух из атмосферы [69,74-75, 79].

Также огромное влияние уделяется процессу удаления пенного продукта для увеличения скорости флотации. В зависимости от строения пены и скорости флотации изменяют конфигурацию и расположение пенных желобов [69]. Кроме того, для повышения качества концентрата используется орошение пенного слоя водой как в колонных машинах.

Обогатительные фабрики во всем мире оснащены в основном импеллерными машинами. Между тем в последние 20 лет за рубежом, а затем и в России импеллерные машины все в большей степени заменяют в различных операциях флотации пневматическими.

Разработка и промышленное применение пневматических флотационных машин колонного типа в настоящее время является одним из основных направлений развития флотационной техники и технологии. Широко распространение подобного типа флотомашин на железорудных предприятиях Бразилии [80], Канады, США, Индии.

Для пневматических машин характерно увеличение извлечения, которое объясняется лучшей флотацией тонких частиц. Также для данного типа характерно повышение качества концентрата, что связано с уменьшением на 40-60 % механического выноса шламов пустой породы в пену за счет орошения пенного слоя водой (расход 10-200 л/мин на 1 м<sup>2</sup> площади пенного слоя) [81].

В общемировой практике накоплен большой опыт разработки и применения колонных аппаратов. Однако при широком их внедрении стали проявляться некоторые проблемы, например, необходимость оптимизации высоты камеры флотации, создания эффективного аэрационного узла, обеспечивающего получение пузырьков оптимальной крупности, их минерализацию и селективное выделение образованных комплексов [81].

Эффективная высота колонны определяется тем, для чего предназначен аппарат и связана со свойствами перерабатываемой руды и особенностями операции флотации. В настоящее время нет универсального критерия выбора высоты колонны для всех случаев флотации.

Для колонных флотационных машин, разработанных в России, наиболее характерна высота 4–7 м, для канадских и американских машин — 10–16 м, но для окисленных свинцово-цинковых руд оптимальная высота оказалась равной 4,5 м, а для флотации угля фирма «Control International Inc.» использует флотокамеры высотой до 20 м при диаметре 4 м [63,81-85].

Диспергирование воздуха в пневматических флотационных машинах является важным показателем, который определяет эффективность флотационного процесса. В основном диспергирование в данном типе флотационных машин осуществляется следующими способами:

- пневматическим — продавливанием газа через погруженные в пульпу пористые элементы;

- гидравлическим — захватом газовой фазы поверхностью струй жидкости;

- газоструйным (газлифтным), при котором струи воздуха в жидкости, поднимаясь в ограниченном пространстве, увлекают жидкость, перемешиваются с ней и диспергируются на мелкие пузырьки.

Самый простой способ аэрирования пульпы в промышленных пневматических флотационных аппаратах - пневматический – продавливание газа через отверстия диспергатора, в роли которого могут выступать перфорированные трубки из резины, металла, полиэтилена, ткани, войлока и других материалов, пластины, диски, в которые под давлением подают воздух [82-83]. Основным минус данного типа аэраторов является их быстрый износ и сложность получения большого количества мелких пузырей, необходимых для повышения эффективности флотации ошамованных частиц [86].

Для флотации тонких частиц применяют гидравлические способы аэрирования. Это позволяет получать пузырьки меньшей крупности, чем при использовании пневматических аэраторов.

Основным примером гидравлического способа диспергирования воздуха можно считать струйные аэраторы. Они могут быть поверхностные и погружные. В них аэрирование происходит при внедрении под давлением струй жидкости определенной конфигурации сквозь поверхность пульпы [87].

Колонная флотомашина, разработанная австралийским ученым G. J. Jameson, показывает высокую эффективность струйного аэрирования [88,89]. При подаче под давлением в специальную вертикальную трубу (аэрационную камеру) пульпы с реагентами в виде свободной струи, которая подсасывает воздух через отверстие в боковой стенке трубы, в данной трубе образуются минерализованные пузырьки. Установлено, что при использовании подобного типа флотомашин существенно сокращается время флотации [69].

Все большее распространение за рубежом и в нашей стране получают аэраторы пневмогидравлического (инжекторного) типа различных модификаций,

которые применяют в современных колонных машинах CPT, CISA, Pneufлот и других.

Компанией CPT (Canadian Process Technologies Inc.) во многих странах установлены колонные флотомшины для флотации различного минерального сырья: угля, апатитовых, железных, медно-никелевых руд и т. д. [90].

Также широко распространены машины финской компании Metso Minerals, которая поставила на обогатительные фабрики большое количество флотомашин колонного типа [91,92].

Фирма KXD HumboldtWedag (Германия) производит пневматические флотокамеры Pneufлот с гидравлическим аэратором [93], которые внедрены на фабриках, перерабатывающих фосфорные, калийные, медные, платиновые, полевошпатовые и баритовые руды.

При разработке конструкций новых и модернизации используемых флотационных машин стали значительно больше уделять внимания автоматизированному управлению их работой и удобству обслуживания. Можно отметить разработанную компанией Metso Minerals систему VisioFrot, обеспечивающую контроль таких параметров пенного слоя, как скорость его движения, размер и распределение пузырьков на его поверхности и стабильность схода пенного продукта, степень минерализованности пузырьков, цветовые характеристики и текстуру пенного слоя, и другие. Это позволяет использовать их для построения алгоритмов автоматического управления технологическим процессом [93].

Развитие пневматических флотационных колонных машин является по-прежнему ведущим направлением совершенствования флотационного оборудования. Повсеместно расширяется использование пневматических машин. Их применение, как правило, приводит к повышению селективности, извлечения, удельной производительности и снижению энергетических затрат.

Развитие пневматической флотации идет по пути совершенствования аэрационных систем. Продолжается поиск новых пористых материалов для пневматических диспергаторов и износостойких насадок для гидравлических

аэраторов. Перспективным является струйное и пневмогидравлическое аэрирование в отдельной трубе-аэраторе в условиях больших скоростей взаимодействия потоков пульпы и воздуха.

## **1.5 ОБЗОР КОМПЬЮТЕРНЫХ ПАКЕТОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ**

В последнее время моделирование и симуляция процессов обогащения полезных ископаемых стало очень важным инструментом обогатителей. Благодаря широким возможностям, которые предоставляет современная компьютерная техника, моделирование и симуляция позволяет из множества рассмотренных вариантов выбрать те, которые позволяют минимизировать затраты и риски. Главным направлением в сфере горной промышленности в целом является развитие технологий ресурсосбережения и повышение технико-экономических показателей переработки минерального сырья. Программные пакеты имеют широкое распространение в проектировании обогатительных фабрик, анализе и управлении технологическими процессами.

В настоящее время существует необходимость в использовании множества различных пакетов для компьютерного моделирования процессов обогащения, начиная от рудоподготовки и заканчивая непосредственно обогащением полезных ископаемых. В связи с этим разрабатываются различные системы моделирования, включающие в себя множество математических алгоритмов для решения разнообразных задач. Это позволяет создавать математические модели реально существующих физических процессов [94-95].

Моделирование процессов обогащения упрощает проведение всякого рода научно-исследовательских работ и наглядно демонстрирует как изменяется режим работы оборудования от изменения параметров. Благодаря этому ручной расчет всевозможных схем при проектировании цехов на фабрике не представляется перспективным. Развитые компьютерные технологии и наличие различных пакетов моделирования позволяют рассчитывать наиболее оптимальные решения из всех возможных вариантов. А большая библиотека данных дает возможность создания нескольких альтернативных решений.

Математические модели оборудования для обогащения полезных ископаемых помогают почти полностью описать реальные процессы, гарантируя при этом, что имитированные процессы будут полностью аналогичны реальному, но стоит учитывать и погрешность измерений технологических показателей для характеристики различных моделей. Моделирование процессов обогащения дает возможность оптимизировать исследовательские работы и демонстрирует возможность изменения работы оборудования в зависимости от изменения параметров процессов, происходящих на обогатительных фабриках.

Развитие компьютерных технологий и программных пакетов позволяет рассчитывать самые оптимальные решения из всех предложенных вариантов. Широкий спектр программного обеспечения и базы данных дает возможность для альтернативного и верного решения.

Существует ряд программных пакетов по моделированию процессов обогащения.

### **1.5.1 USIMPAC**

USIM PAC - программный пакет для расчета и оптимизации технологических схем действующих и проектируемых обогатительных предприятий. USIM PAC это достаточно простой в использовании русскоязычный программный пакет, созданный для инженеров-обогащателей и технологов с целью упростить построение, расчет, оптимизацию и компьютерное тестирование технологических схем обогатительных предприятий.

В вопросах проектирования новых предприятий и адаптации технических регламентов программа предоставит инженерам комфортный интерфейс для оперативного выполнения большинства рутинных операций по построению/расчету технологических схем и контролю их материального баланса. Встроенные средства для анализа фабрики, позволят автоматизированным образом подбирать наиболее оптимальные конфигурации количественных, размерных и операционных параметров аппаратов под заданные заказчиком критерии. Подбор таких конфигураций и расчет предварительного материального баланса для каждой из них в USIM PAC займет значительно меньше времени.

В части существующих обогатительных предприятий программа позволит создавать комплексные математические модели их технологических схем. На таких моделях специалисты расчетчики смогут тестировать любые возможные изменения в схеме, в операционных параметрах аппаратов, в питании и пр., которые исполнителю или заказчику хотелось бы проверить или воплотить в жизнь. Встроенные статистические модели также позволят рассчитывать материальный баланс предприятия на основе данных опробования для лучшего понимания внутренних процессов и узких мест.

В USIM PAC заложено более 140 математических моделей операций, среди них:

- Измельчение- дробилки, мельницы самоизмельчения и полусамоизмельчения (включая модель, основанную на результатах SAGDesignTest), галечные/стержневые/шаровые мельницы, мельницы с раскрытием минералов, мельницы с мешалкой и пр.;
- Классификация - гидроциклоны, сита, гребковые/спиральные/гидравлические классификаторы и пр.;
- Концентрация - флотация (в том числе колонная), гравитационная/магнитная сепарации и пр.;
- Гидрометаллургия - выщелачивание, биологическое выщелачивание, «уголь-в-пульпе», «уголь-в-щелочи» (адсорбционное выщелачивание), осаждение, цементация, извлечение растворителем, извлечение электролизом и пр.; при этом простые гидрометаллургические процессы можно моделировать без написания каких-либо уравнений, реакции можно выбирать без указания термодинамических данных;
- Сепарация жидкостей и твердых материалов - фильтрация, осаждение;
- Утилизация отходов - сбор, сортировка, сжигание, компостирование.

### **1.5.2 MODSIM**

MODSIM – пакет, созданный компанией Minerals Technologies Inc, США. MODSIM основан на методе баланса количества частиц и поэтому способен точно учитывать изменения размеров частиц и характеристики удаления минералов

вместе с другими критическими свойствами, такими как плотность, минералогическая текстура, химический состав, магнитная восприимчивость, энергосодержание и т. д. Структуры данных включают в себя схемы переработки минерального сырья и угля.

MODSIM имитирует интегрированные схемы, которые могут включать:

- дробление (щековые, гирационные и конусные дробилки, валки высокого давления)
- измельчение (мельницы самоизмельчения и полусамоизмельчения, стержневые и шаровые мельницы)
- классификация (грохота и гидроциклоны)
- флотация
- гравитационная сепарация (столы, конусы, шлюзы, плотные средние сосуды и гидроциклоны водяные)
- магнитная сепарация (сухие и мокрые барабанные сепараторы, и мокрые высокоинтенсивные сепараторы)
- сепарация твердых жидкостей (загустители, обезвоживающий грохот и фильтры).

В большинстве случаев доступны альтернативные модели, для возможности анализа различий между различными моделями одного и того же устройства [6].

### 1.5.3 JKSimFLOAT

JKSimFloat - пакет программного обеспечения, разработанный для облегчения моделирования флотационных процессов на предприятии. Это система, которая позволяет пользователю определить рабочие характеристики процесса флотации, основанные на задании моделей флотации и данных потоков, используя процесс моделирования. Разработка и развитие программы проводились в течение 30 лет, на основе опыта в области моделирования научно-исследовательского центра имени Джулиуса Крутгнитта. Данный пакет позволяет инженеру проектировать и моделировать все стадии процесса флотации.

JKSimFloat - программное обеспечение, предназначенное для моделирования флотационных обогатительных фабрик. Компьютерный пакет разработан для:

- Metallurgov, rabotayushchikh na proizvodstve ili v projektnykh organizatsiyakh, s tselyu primeneniya sovremennykh metodov monitoringa za rabotой fabрики i upravleniya tekhnologicheskimi protsessami;
- Rukovoditeley i rabotnikov fabрики, s tselyu analiza vliyaniya ezhednevnykh izmeneniy na tekhnologicheskii protsess i ego tekhnologicheskie pokazateli;
- Issledovateley i uchenykh, s tselyu testirovaniya novykh flotatsionnykh modeley;
- Rabotnikov konsaltingovoy sluzhby, s tselyu razvitiya i demonstratsii novykh napravleniy optimizatsii i projektirovaniya predpriyatiy svoim klientam.

JKSimFloat pozvolyaet modelirovat' tekhnologicheskii protsess s tselyu prognozirovaniya i opredeleniya tekhnologicheskikh pokazateley protsessа, a takzhe proizvoditelnosti vsego tsikla.

Na segodnyashnii den' nevozmozhno predstavit' protsess pererabotki mineral'nogo syr'ya, v tom chisle i projektirovaniye zavodov i fabrik, bez predvaritel'nogo komp'yuternogo modelirovaniya.

Primeneniye mnogochislennykh sistem modelirovaniya pozvolyayut zablagovremennо proverit' bol'shoye kolichestvo альтернатив. Dанный подход pozvolyaet mnogokratno sokratit' trudozatraty na proizvodstve.

Svoevremennoye modelirovaniye i pravilnyye ego analiz otkryvayut obshirnyye vozmozhnosti po obnovleniyu kak razlichnogo oborudovaniya v obshchem, tak i shemy vseй tsepi apparatov, v chastnosti.

## **1.6 ВЫВОДЫ ПО ПЕРВОЙ ГЛАВЕ**

1. Obshemirovaya tendentsiya umen'sheniya legkoobogatimyykh zolotosoderzhashchikh rud diktuyet usloviya, v kotorykh neobkhodimo вовлекать в pererabotku упорные руды. Zoloto v рудах данной категории тонко вкраплено в минералах (чаще всего пирите и арсенопирите). Pomimo этого, vstrechayutsya руды, v sostave kotorykh prisutstvuyut sorbtsionno-aktivnyye uglеродистые вещества. Эти вещества, являясь сорбентом для растворенного золота, sluzhат причиной vysokikh potery izvlecheniya золота v protsesse tsianirovaniya.

2. В связи с уникальностью проявления углистых веществ в каждом месторождении «классические» методы переработки (обжиг, химическое окисление, автоклавное окисление и др.) для данного вида сырья не всегда обеспечивают высокие показатели извлечения. Данный фактор обусловил появление новых процессов переработки руд: Albion, Geocoat, Fostervill, Neomet и др.

3. По причине тонкодисперсной вкрапленности ценного компонента основным методом обогащения упорных руд является флотация. Установлено, что показатели процесса существенно зависят не только от физико-химического состояния объектов и среды разделения, но и от способа аэрации и гидродинамических условий процесса разделения, а также от конструктивных особенностей флотационных машин и аппаратов. Поэтому развитие пневматических флотационных колонных машин, позволяющих эффективнее диспергировать пузырьки воздуха и обладающих высокоскоростной кинетикой флотации, является ведущим направлением совершенствования флотационного оборудования.

4. Проведен анализ программных пакетов для компьютерного моделирования флотационного процесса. Роль компьютерного моделирования процессов обогащения увеличивается с каждым годом. Моделирование и симуляция позволяет из множества рассмотренных вариантов выбрать те, которые позволяют минимизировать затраты и риски.

## ГЛАВА 2 ХАРАКТЕРИСТИКА ОБЪЕКТА ИССЛЕДОВАНИЯ

Основным объектом исследования являлась исходная руда золотосульфидной руды Майского месторождения.

### 2.1 ГЕОГРАФО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ПОЛОЖЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Майское месторождение входит в пятерку крупнейших расположено в пределах Чукотского нагорья в одном из северных отрогов Анадырского хребта, являющегося водоразделом речных систем Кэвеем, Пегтымель, Паляваам. По административному делению территория входит в состав Чаунского района Чукотского автономного округа Российской Федерации (Рисунок 2.1).

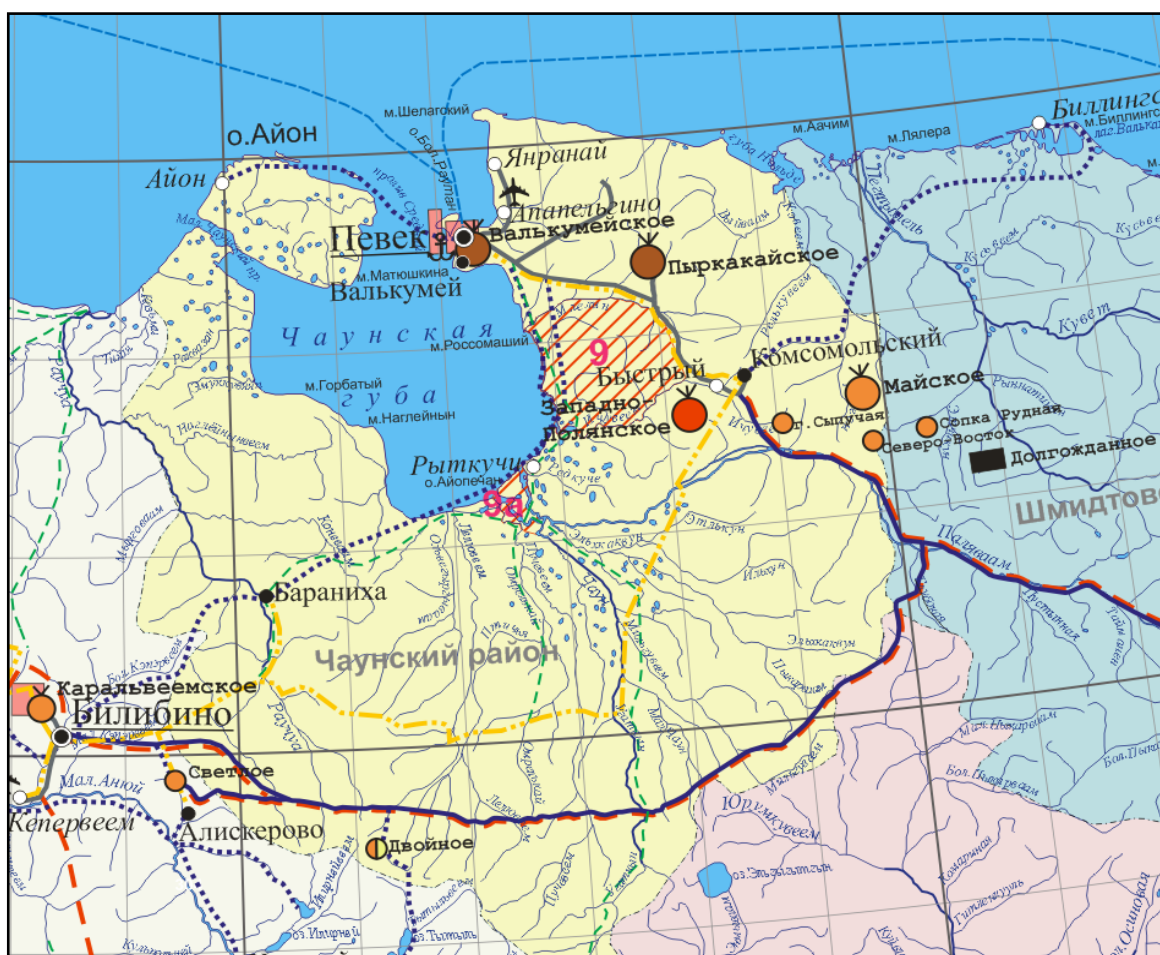


Рисунок 2.1 – Географо-экономическое положение месторождения «Майское»

В экономическом отношении район является самостоятельным горнопромышленным узлом с собственной входной базой – районным центром городом Певеком, который является морским портом. Добывающие предприятия выполняют роль экономической и социальной основы жизни района. Начатая в

регионе перестройка горнодобывающей отрасли, проводится по двум основным направлениям: разукрупнение и акционирование предприятий, а также переход на добычу золота из рудных объектов.

Материально-техническое снабжение предприятий района происходит через Певекский морской арктический порт, пропускная способность которого составляет 1200 тыс. тонн грузов в год, есть резервные мощности. Певекская нефтебаза может принять в навигацию 45 тыс. тонн жидкого топлива, что превышает потребности района на 30–60 %.

Последующее направление грузопотоков привязано к существующим грунтовым автодорогам и ежегодно возобновляемым автозимникам, связывающим районный центр с добывающими предприятиями. Дорожная сеть развита слабо, размещение дорог весьма неравномерно и обусловлено географическим расположением месторождений полезных ископаемых. Около половины транспортных путей приходится на сезонные автозимники, постоянные, грунтовые относятся к 4–5-ой категориям.

По акту от 12.04.1990 г. месторождение Майское было передано ПО «Северовостокзолото» для промышленного освоения, но его разработка не была начата. Сведения о запасах месторождения были открыты в 1991 г. Месторождение безрезультатно выставлялось на конкурс несколько раз. В 1999 г. ОАО «Майское», на основании совместного Постановления Администрации Чукотского АО № 16 от 05.02.99 г. и Чукотприродресурс № 36 от 04.02.99 г., получило лицензию АНД № 00744 БЭ от 02.03.99 г. на право добычи золота и попутных компонентов на Майском месторождении, геологического изучения его флангов и глубоких горизонтов на срок до 01.03.2024 г.

С 2004 года освоение месторождения осуществлялось золотодобывающей компанией Highland Gold Mining, выкупившей 100 % акций ОАО «Майское», которому принадлежит лицензия на золоторудное месторождение Майское.

В 2009 году ОАО «Полиметалл» совместно с группой инвесторов приобрело у Highland Gold ООО «Золоторудная компания «Майское, владеющего лицензией на разработку о месторождения.

## 2.2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Работы по геологическому изучению района Майского месторождения до 1952 года носили рекогносцировочный характер, были получены первые сведения о геологическом строении и выявлена оловянная и радиоактивная минерализация Кукенейского гранитоидного массива. На площади собственно Майского месторождения впервые рудная минерализация была установлена в 1964 году в зонах прожилкования, дробления. Анализы бороздовых и штуфных проб показали наличие золота (0,5–1,0 г/т), серебра (до 0,1 %), олова (0,01–0,2 %), мышьяка (0,3–1,0 %) и сурьмы (0,1–1,0 %).

Площадь рудного поля месторождения составляет 10 км<sup>2</sup>; географические координаты: 173°46'30" восточной долготы и 68°58'40" северной широты. Рельеф района холмисто-увалистый с пологими склонами и уплощенными водоразделами, характеризуется абсолютными отметками +320–+450 м и относительными превышениями вершин над днищами долин в 120–250 м. Рудное поле месторождения расположено на правом борту долины реки Кэвеем в её верховьях.

Геологическое строение района определяется развитием пород мезозойского геосинклинально-складчатого комплекса и меловых вулканитов Охотско-Чукотского вулканогенного пояса (Приложение Б). Песчаниково-алевролитовые отложения триасового возраста занимают большую часть территории, подчинены генеральному, северо-западному, простиранию структур мезозоид. На юго-востоке района имеются незначительные выходы раннемеловых угленосных толщ. Здесь же обнажаются меловые стратифицированные вулканиты внешней зоны Охотско-Чукотского вулканогенного пояса (ОЧВП), структуры которого резко несогласно перекрывают осадочные образования.

В структурном отношении район расположен в переходной зоне между двумя крупными структурами Чукотской складчатой области: Паляваамской синклинальной зоной и Куульским поднятием, известным под названием Кэвеемского антиклинория.

Золотое оруденение в районе локализуется в пределах Ичувеем-Паляваамской металлогенической зоны, простирающейся вдоль северо-восточного

ограничения Паляваамской синклинали зоны, согласно генеральному северо-западному простиранию пликативных и дизъюнктивных структур Чукотской складчатой области. В центральной части металлогенической зоны проявлена существенно золотая минерализация (Ичувеевский россыпной золотоносный узел, Майский рудный узел), в юго-западном ограничении – ртутная (Западно-Палянское месторождение), в северо-восточном – оловянная (объекты Кукенейского горста: месторождение Кукенейское, рудопроявление Кевеевское).

Складчатые структуры в Майском рудном узле в целом сохраняют ориентировку, свойственную всем структурам Паляваамского синклинория, в пределах рудного поля месторождения наблюдается резкий разворот пликативных структур до субмеридиональных и северо-восточных. Последнее связано с воздействием меридиональной и северо-восточной систем разломов. Наиболее важную роль для формирования оруденения играют меридиональные разрывы, в узлах пересечения с которыми глубинных северо-западных структур локализованы золоторудные месторождения и рудные поля - Майское, Промежуточное, Сопка Рудная, Сыпучинское.

В силу особенностей структурного положения Майского рудного поля в его пределах обнажаются породы, характеризующие весь разрез триасовых отложений района и меловые дайки кислого состава.

Наиболее широко распространены кварц-полевошпатовые порфиры (гранит-порфиры), образующие мощные линейные субвулканические тела с многочисленными ответвлениями и кулисами. Мощность их варьирует от первых метров до 100-150 м, протяжённость дайковых серий достигает 2500 м. Кварцевые порфиры (фельзит-порфиры) встречаются реже в виде отдельных даек мощностью до первых метров. Они залегают согласно с дайками кварц-полевошпатовых порфиров, но имеют секущие по отношению к ним контакты. Редкие дайки лампрофиров, по-видимому, несколько более ранние, по мощности не превышают 0,5-1,0 м и сохраняют ту же ориентировку.

Дайки кварцевых и кварц-полевошпатовых порфиров образуют мощные серии в меридиональной зоне пластических деформаций (Центральный

тектонический блок), где имеют согласную ориентировку. Падение их восточное - под углами 50-70°, редко 70-80°.

На флангах рудного поля, где дайки локализованы в субсогласных напластованию трещинах, их параметры значительно меньше, ориентировка зависит от положения пликативных структур. Иногда дайки приурочены к мощным разрывным структурам северо-восточного или субширотного простирания.

Разрывная тектоника проявлена многочисленными трещинами северо-восточного, северо-западного, субширотного и субмеридионального направлений. Более древняя - диагональная система разрывов, очевидно, синхронна с пликативными дислокациями. Ортогональная - связана с тектоно-магматической активизацией, приведшей к блоковым подвижкам, внедрению субвулканических даек и, наконец, - рудоотложению.

В пределах рудного поля выделяются три тектонических блока: Западный, Центральный и Восточный, разделенные крупными разрывными структурами (Рисунок 2.2) преимущественно субмеридионального простирания, по которым контактируют различные свиты осадочных пород. Амплитуды смещений по разрывам однозначно не установлены.

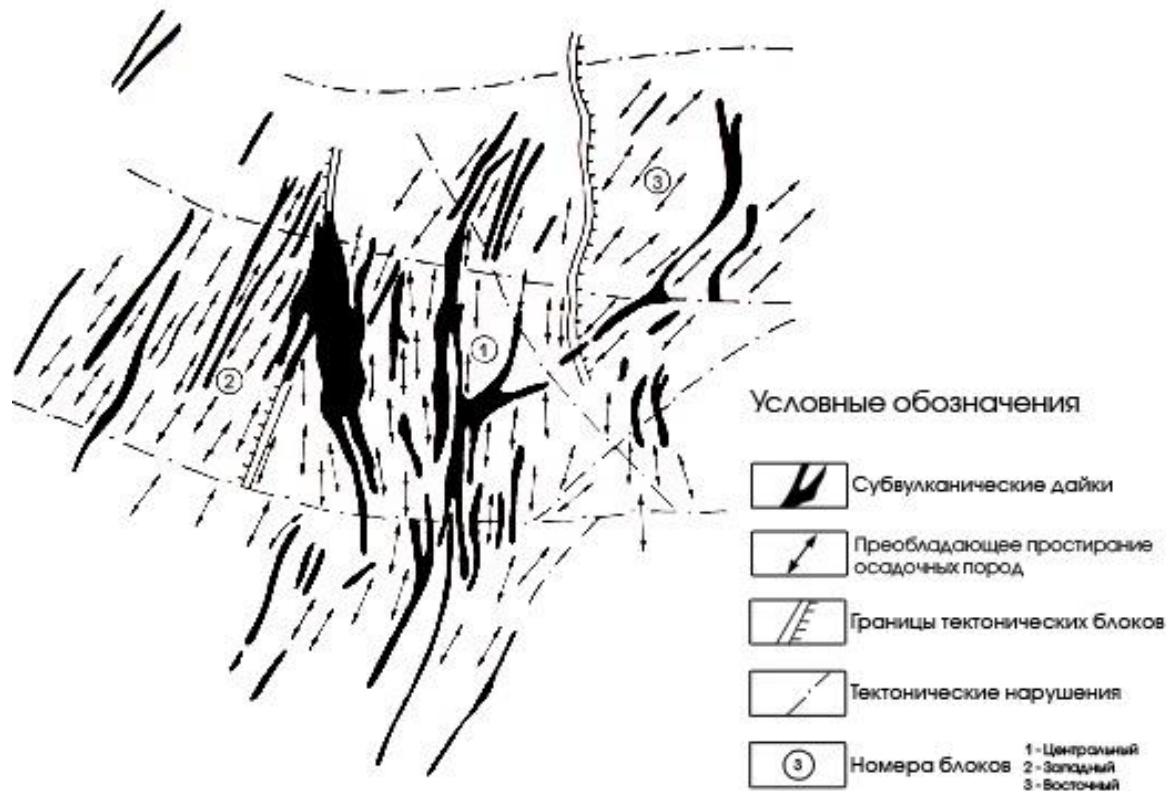


Рисунок 2.2 – Структурно-тектоническая схема Майского рудного поля

По структурно-геохимическим и геологическим данным в пределах месторождения выделено двенадцать рудных зон (с запада на восток):

- Озёрная,
- Дальняя,
- Пунктирная,
- Глубокая в Западном блоке;
- Тундровая,
- Фантом,
- Главная,
- Кварцевая,
- Арсенопиритовая - в Центральном блоке;
- Полиметальная,
- Серебряная,
- Восток - в Восточном блоке.

Наиболее полно изучены рудные зоны, расположенные в Центральном тектоническом блоке, где сосредоточены основные запасы руд. Геологическое строение рудных зон определяет сочетание пликативных и дизъюнктивных дислокаций, обуславливающих пространственное размещение и контроль оруденения.

Важной особенностью поперечных разрывных структур (относительно рудовмещающих - субмеридиональных) является их роль - дорудных барьеров. Подобная роль свойственна как мощным разломам, ограничивающим развитие рудных тел или рудных зон, так и отдельным трещинам, определяющим изменчивость распределения оруденения внутри рудных тел.

Крупные северо-восточные и северо-западные разломы на флангах рудного поля служат его естественными ограничителями.

В центральной части месторождения распространены осветлённые породы кварц-серицитового (иногда с карбонатом) состава, образовавшиеся при метасоматическом замещении, как осадочных толщ, так и даек порфиров. Ширина контура изменения около 800 м, переход к неизменённым разностям постепенный. Метасоматоз сопровождался выносом магния, органического углерода и привносом щелочей - натрия и калия и генетически близок к грейзенизации. В реликтовых, не затронутых метасоматозом участках, сохраняются породы узловатой и пятнистой текстуры. Это указывает на возможные ранние контактовые преобразования толщ глубокозалегающей интрузией, предположительно выделяемой геофизическими методами. Закономерное расположение редкометальной минерализации относительно границ пород кварц-серицит-карбонатного состава позволяет сделать предположение о парагенетических связях метасоматических преобразований и редкометального оруденения. Золоторудные тела, являясь резко наложенными, располагаются вне изменённых пород, которые в последующей истории развития месторождения выступали как жёсткое метасоматическое ядро, малопроницаемое для золотоносных растворов.

Околорудные изменения, связанные с золоторудным этапом формирования месторождения, отличаются от выше рассмотренных. Пространственно они тесно

ассоциируют с рудными телами, прослеживаясь вдоль их зальбандов. Мощность изменений составляет первые метры и обычно визуально они мало заметны. Среди рассланцованных и кливажированных пород отмечается тонкозернистое метасоматическое и прожилковое окварцевание, каолинизация и развитие редких чешуек серицита. При этом происходит вынос калия, некоторого количества железа и алюминия и отложение их в зальбандах на расстоянии 2-3 м от границ рудного тела, где появляются новообразования хлорита, пирита и серицита.

В рудоносных зонах широко распространены глинистые минералы. Они развиваются в серицитизированных и хлоритизированных породах в виде тонкозернистых агрегатов, пятнистых скоплений, но нередко образуют макро и микропрожилки, в которых главную роль, судя по рентгенометрическим данным, играет не каолинит, а диккит. Количество глинистого материала иногда достигает 10 % объёма породы. Кроме каолинита и диккита отмечен также нонтронит.

Весьма характерна аргиллизация даек, которая непрерывно прослеживается от поверхности до самых глубоких рудоносных зон в вертикальном диапазоне более 800 м, что может являться косвенным свидетельством выдержанности оруденения на глубину. Аргиллизация отчётливо сопряжена как с до продуктивными, так и с послепродуктивными стадиями рудного процесса. Она, вероятно, может рассматриваться на Майском месторождении как структурно-морфологический вариант аргиллизации, сопровождающего золото-серебряное оруденение в районе.

В изменённых породах выделяются два вида углеродистых соединений: ранние, представленные «аморфным» углеродом типа графит-антрацит, и поздние битумоиды типа антроксолита-керита. Последние обнаружены в кварц-карбонатных прожилках. В распределении Сорг. в породах наблюдается обратная зависимость его содержания от степени и характера метасоматических изменений. Так, в интенсивно серицитизированных осветлённых алевролитах и песчаниках содержания Сорг. колеблется соответственно от 0,19 до 0,52 % и от 0,08 до 0,16 %. В тёмно-серых (до чёрных) алевролитах рудного тела 1 содержания Сорг.

составляют 0,47-1,44 % (в неизменённых глинистых сланцах карнийского яруса за пределами рудного поля отмечались близкие содержания Сорг.).

Рассмотренные метасоматические преобразования пород по литологическим признакам и петрохимической направленности в целом типичны для вулканогенных месторождений.

### **2.3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ТИПИЗАЦИЯ РУД**

Для месторождения характерна постоянность, выдержанность строения, минерального и химического состава, физико-механических свойств руд для всех рудных тел и различных глубин. Некоторое различие окварцованности руд, локальное обогащение сурьмой или полисульфидами носит случайный характер. Доказательством этому служит стабильный уровень содержания золота, серебра, серы, сурьмы и мышьяка в рудных телах.

В приповерхностной зоне руды окислены. Процесс окисления привел к изменению технологических свойств руд, что обусловило выделение двух их технологических типов. Критерием выделения типов руд могут служить относительные содержания сульфидных форм мышьяка и серы. Первичные руды характеризуются отношением серы сульфидной к общему содержанию серы более 90 %, мышьяка сульфидного к общему его содержанию в рудах - более 70 %. Так как с мышьяком тесно связано золото, типизация руд по относительному содержанию сульфидной формы мышьяка предпочтительнее.

Рациональным анализом установлено, что граница окисленных и сульфидных руд проходит на одном уровне, соответствующем горизонту 280-300 м, и не связана с современным рельефом. Переход от окисленных к сульфидным рудам довольно резкий. Фиксируется изменением содержания в соседних разведочных пересечениях, отстоящих друг от друга на 20 м, сульфидной серы с 90 до 98 % её общего содержания и соответственно сульфидного мышьяка с 3 до 94 %.

На долю окисленных руд приходится 10,6 % от общего количества балансовых руд на месторождении. В них сосредоточено 9,2 % от общего количества металла.

Таким образом, на месторождении выделены два основных технологических типа руд: первичные и окисленные. Имеются также смешанные руды переходного типа. Основные запасы по месторождению представлены первичными рудами. Критерием, определяющим принадлежность руд к данному типу может служить величина, определяющая цианируемость золота из руды. По данным рационального анализа проб на золото первичные и окисленные руды резко отличаются формами ассоциации золота с минералами.

В окисленных рудах золото на более чем на 65 % цианируемое, тогда как первичные руды практически не цианируются. Золото в первичных рудах ассоциировано более чем на 70 % с сульфидами (в основном с арсенопиритом и пиритом).

Кроме показателя цианируемости критерием типизации руд может служить также величина, характеризующая содержание сульфидных форм в основных компонентах (серы, мышьяка и сурьмы) к общему содержанию их в рудах. Преобладающее количество сульфидных форм 80 % (данные фазового анализа руд на серу, мышьяк и сурьму) является наглядной характеристикой первичных руд. В первичных рудах сера более чем на 90 % представлена сульфидной формой, мышьяк – более чем на 70 %, сурьма – более чем на 89,5 %, тогда как эти компоненты в окисленных рудах содержат значительно меньше (50 %) сульфидных форм. По данным технологических исследований руды Майского месторождения, как первичные, так и полуокисленные, являются упорными. Упорный характер руд обусловлен наличием золота, связанного с тонко-вкрапленными сульфидами, субмикроскопической вкрапленностью самого золота в сульфидах, ассоциацией золота с окисленными соединениями мышьяка, сурьмы и железа, с породой, а также наличием вредных примесей мышьяка и высокоактивного углеродистого вещества, осложняющих технологию обогащения руд и переработку концентратов. Исходя из различия в вещественном составе, технология обогащения первичных и полуокисленных рудах имеет свои особенности.

## 2.4 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД

Основные текстуры руд вкрапленные и прожилково-вкрапленные. Локально, в участках развития редкометальных или кварц-антимонитовых прожилково-жилковых образований проявлены брекчиевидные и брекчиевые текстуры. Содержания в рудах и вмещающих породах основных породообразующих компонентов близки. Отмечается незначительное увеличение в рудах кремнезема, серы, мышьяка, сурьмы, меди, свинца, никеля, олова и некоторое уменьшение углерода.

Главный тип руд (89,4 %) - сульфидные, прожилково-вкрапленные, приуроченные к протяженным линейным зонам динамометаморфизма вмещающих пород. Эти руды представляют собой метасоматически измененные и прожилково-окварцованные, слабо серицитизированные, каолинизированные породы (углеродосодержащие алевролиты, глинистые сланцы, мелкозернистые песчаники, в отдельных случаях дайки порфиров), пронизанные тонкокристаллическими скоплениями золотосодержащих сульфидов, главным образом пирита и арсенопирита. Среднее содержание сульфидов 6-7 % при 2-3-х кратном преобладании пирита. Крупность пирита 0,04-0,1 мм, иногда до 0,15-1,5 мм с тонким проращением арсенопирита, размеры которого составляют 0,004-0,016 мм. Содержание мышьяка в руде 0,4-0,75 %, арсенопирита - 0,7-2,8 %. Арсенопирит призматической, игольчатой и ромбической формы. Характерно присутствие антимонита, приуроченного к кварцевым жилам и прожилкам. Содержания сурьмы неравномерны как в разных телах, так и в сечениях, в среднем составляя 0,17 %. Крупность антимонита 0,008-4,5 мм. Остальные рудные минералы присутствуют в незначительном количестве (десятые и сотые доли %). Нерудные минералы представлены кварцем (до 60 %), серицитом (до 20 %), слюдой (до 7 %), каолинитом (до ~13 %). Присутствуют углеродсодержащие органические соединения (0,5-1,3 %).

## 2.5 ИЗУЧЕНИЕ СОСТАВА ИСХОДНОЙ РУДЫ

Породообразующие минералы изучались методом рентгено-фазового анализа на дифрактометре Bruker D2 Phaser (Cu-анод).

Рентгено-фазовым методом возможно получение качественного анализа, основанного на сравнении с дифрактограммами стандартов. Для фазового анализа пробоподготовка заключается в истирании представительной пробы и создании ровной поверхности образца в кювете. Регистрация образца проводилась при следующих параметрах: вращение 30 об/мин, угловой интервал  $2\theta$  от 5 до 75 градусов, время измерения 30 мин. Погрешность фазового анализа 5 %. Полученная дифрактограмма изображена на Рисунке 2.3.

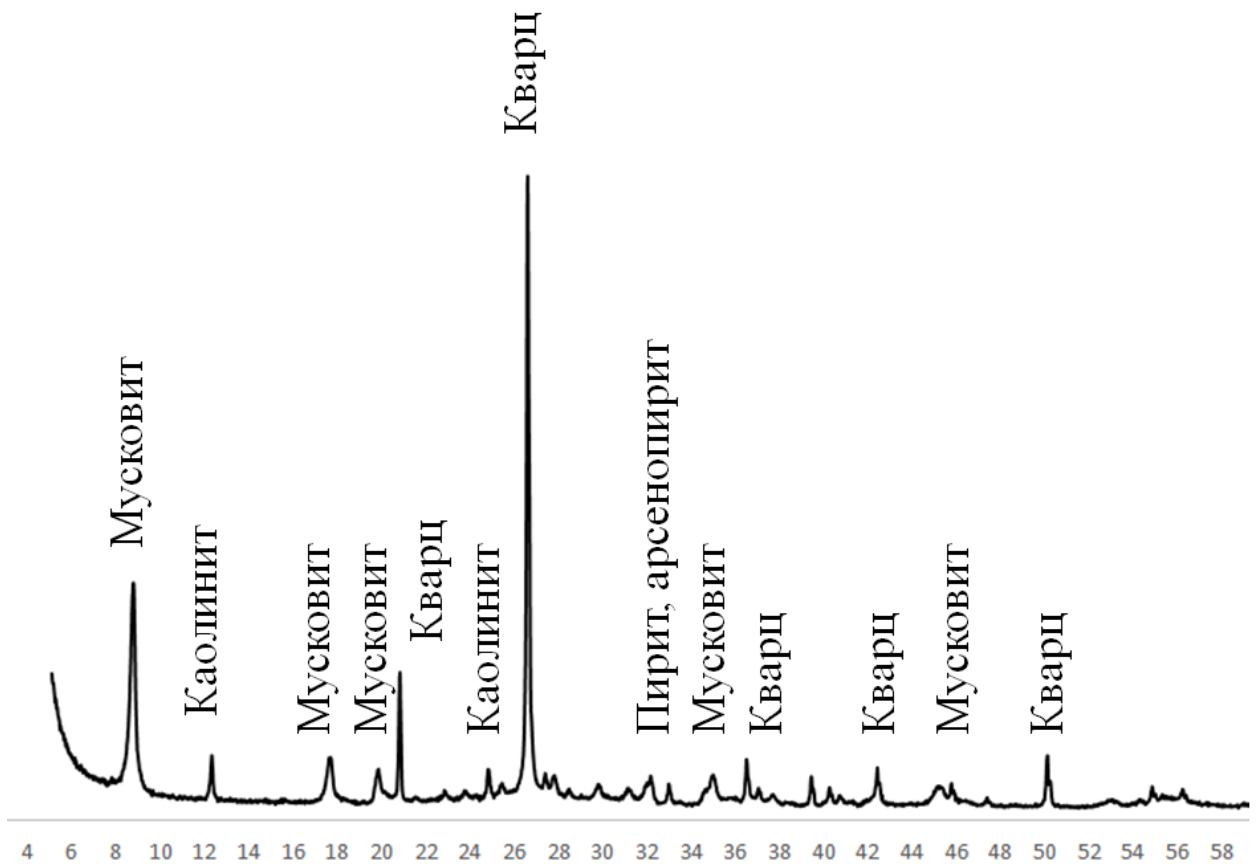


Рисунок 2.3– Дифрактограмма пробы исходной руды

Графит в результате дифрактограммы обнаружен не был, минимальное содержание его в пробе для определения составляет 1 %.

Минеральный и химический составы исходной пробы руды Майского месторождения представлены на Рисунке 2.4 и 2.5 соответственно.

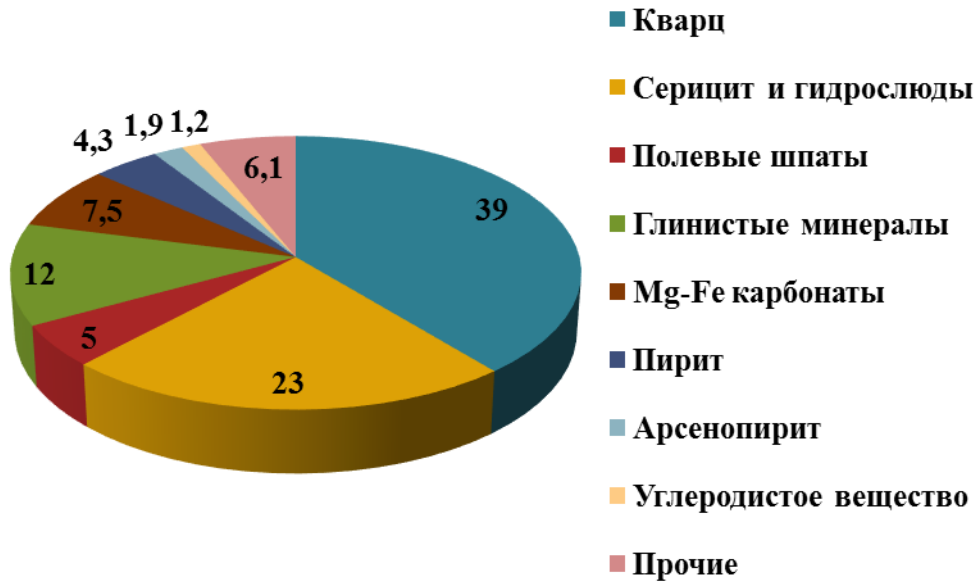


Рисунок 2.4 – Минеральный состав руды

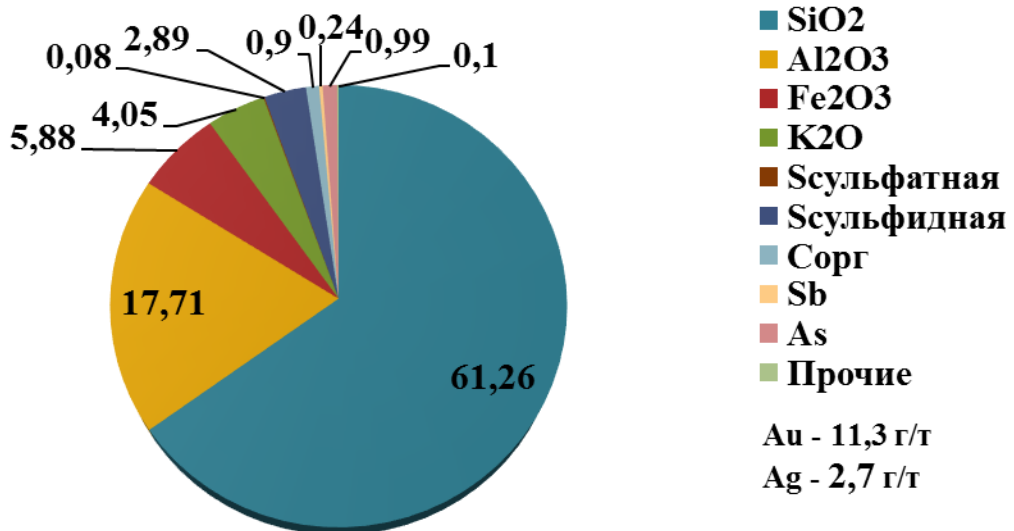


Рисунок 2.5 – Химический состав руды

Главными «рудными» минералами в препарате, изготовленном из исходной пробы руды Майского месторождения, являются пирит и арсенопирит. Марказит, графит и рутил встречаются в образце в подчиненном количестве. В единичных случаях отмечается сфалерит, включающий халькопирит, тетраэдрит и стибнит, а также, монацит, апатит. Также стоит отметить наличие в образце кварца, мусковита, полевого шпата. В Приложении В приведено более полное минералогическое описание исходной пробы.

Пирит в препарате занимает около 40 % от общего количества «рудных» минералов. Представлен в виде рассеянной вкрапленности, также заполняет

трещины в породе, кроме того, он встречен в секущих вмещающую породу кварцевых и карбонат-кварцевых прожилках (Рисунок 2.6). Практически повсеместно наблюдается развитие арсенопирита по пириту в виде коронарных и площадных замещающих образований.

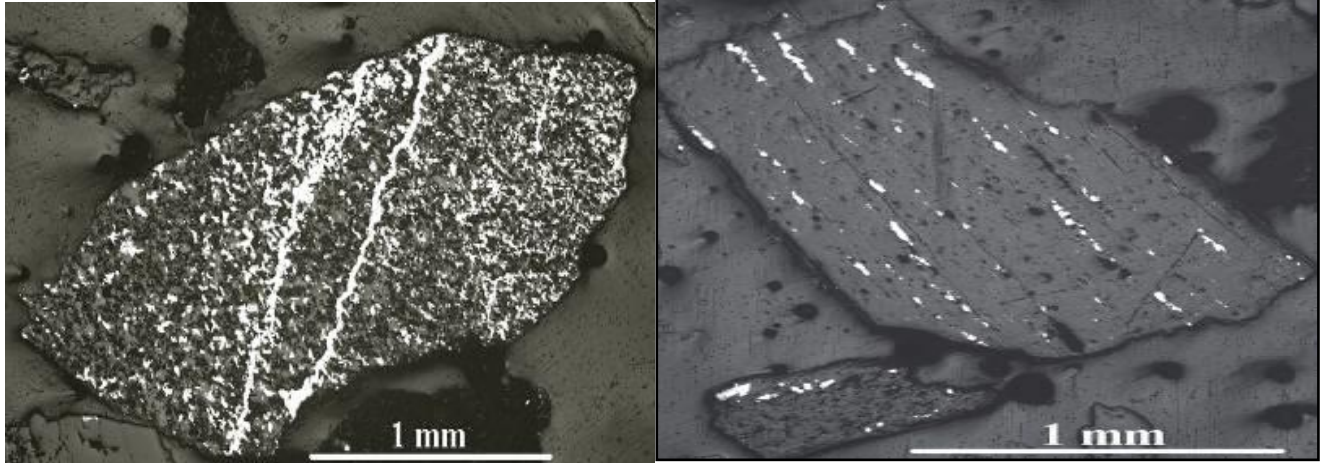


Рисунок 2.6 – Примеры нахождения пирита в исходной пробе

Содержание Au и Ag определялось в трех мономинеральных фракциях, отобранных из средней пробы руды (чистота фракции оценивается в 80 %). Среднее содержание золота составило около 28 г./т, а серебра – 19 г./т.

Арсенопирит составляет около 35 % объема «рудных» минералов. Представлен в виде отдельных идиоморфных ромбовидных микрокристаллов, «звездчатых» образований, их скоплений (Рисунок 2.7). Арсенопирит формируется вслед за пиритом, замещая его.

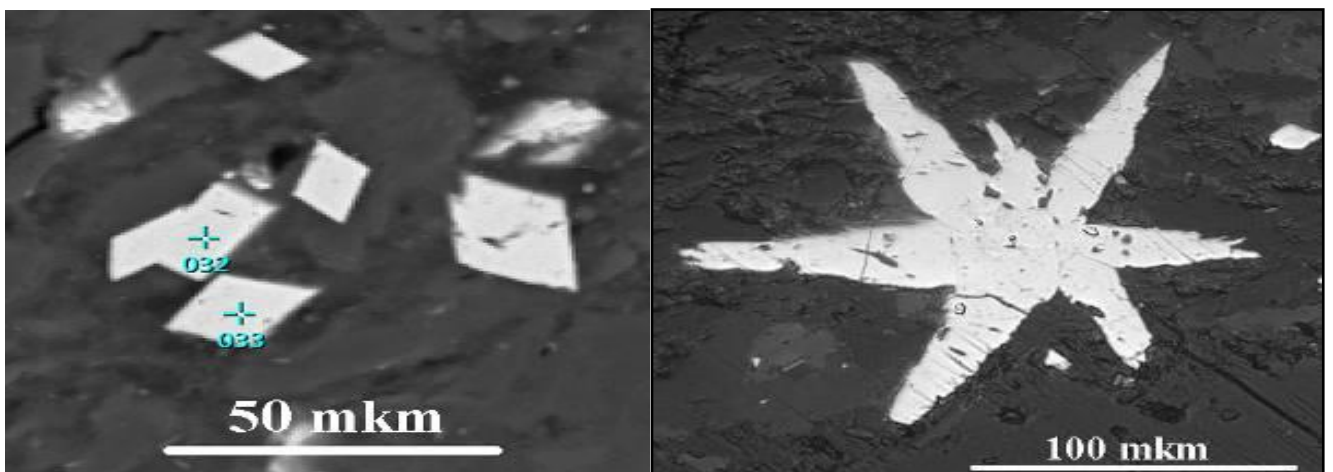
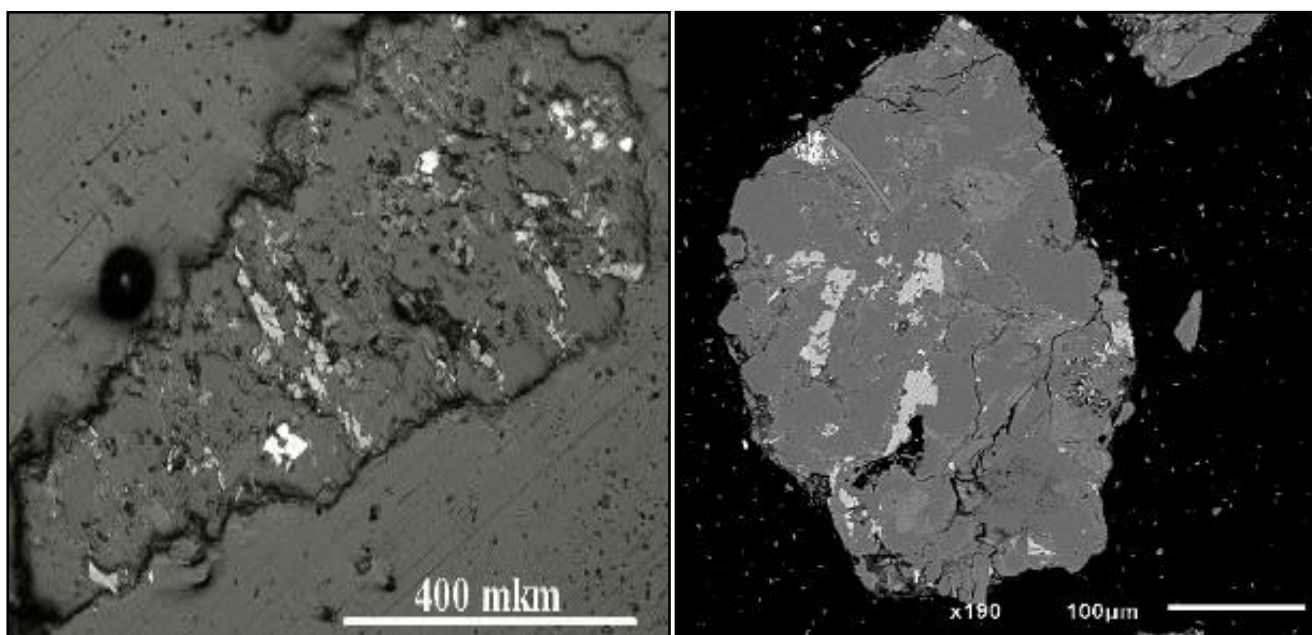


Рисунок 2.7 – Примеры нахождения арсенопирита в исходной пробе

Содержание Au и Ag определялось в пяти мономинеральных фракциях, отобранных из средней пробы руды (чистота фракции оценивается в 50-60 %). Среднее содержание золота составило около 356 г./т, а серебра – 51 г./т.

Углеродистое вещество или графит минерал назван с некоторой долей допущения, в связи с тем, что его оптические свойства не полностью идентичны свойствам графита. Более строгим для данного образования было бы название «углеродная фаза». Несмотря на это ниже по тексту, данная минеральная фаза будет условно называться «графитом» (Рисунок 2.8).



А

Б

Рисунок 2.8 – Примеры нахождения углеродистого вещества в исходной пробе:

А–мелколейстовый графит, Б–крупнолейстовый графит.

Среди графита наблюдаются две модификации минерала. Первая модификация – мелколейстовый графит, ориентированный по сланцеватости или слоистости в породе. Двуотражение и контрастная анизотропия, которые характерны для кристаллического графита, для данной модификации отсутствуют. Также замечено волнистое или секториальное погасание, которое присуще аморфным разновидностям.

Другая модификация – крупночешуйчатый, перекристаллизованный графит, который встречается незакономерно по отношению к директивным направлениям в породе. При оптических исследованиях крупночешуйчатой модификации

графита наблюдаются результаты, которые максимально приближены к свойствам кристаллического графита.

По химическому составу обе модификации графита не имеют особых различий (Таблица 2.1). Средние содержания Au и Ag в пробах углеродистого вещества (с чистотой как минимум 50 %) равны около 13,4 и 15 г./т соответственно.

Таблица 2.1–Химический состав углеродной фазы в исходной пробе

№ п/п	Si	Al	Fe	C	O	S	Сумма
1	0,17	0,07	3,00	87,90	8,38	0,48	100,00
2	0,25	0,20	0,07	90,01	8,93	0,54	100,00
3	0,05		0,12	94,17	5,33	0,33	100,00
4	0,35	0,36		92,94	5,72	0,63	100,00
5	0,13	0,08	1,04	91,86	4,83	2,06	100,00
6	0,09	0,07	0,05	90,58	8,76	0,45	100,00
7	0,06			90,94	8,48	0,52	100,00

## 2.6 МИНЕРАЛЬНЫЙ БАЛАНС БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В СРЕДНЕЙ ПРОБЕ РУДЫ

Главный полезный компонент руды - золото, в качестве попутных компонентов могут иметь интерес серебро и сурьма. Вредные примеси - мышьяк и углеродистое вещество.

Основная часть золота - тонкодисперсное, субмикроскопическое в виде округлых включений в сульфидах (арсенопирите, реже - пирите) размером 0,3-0,03 мкм (Рисунок 2.9). Его пробность превышает 950. Меньшая часть золота (около 10 %) представлена относительно крупными пластинчатыми, дендритовидными, изометричными выделениями размером от сотых долей до первых мм. Проба его 850-890. Еще реже встречается дендритовидное и пластинчатое низкопробное (700-730) золото и электрум.

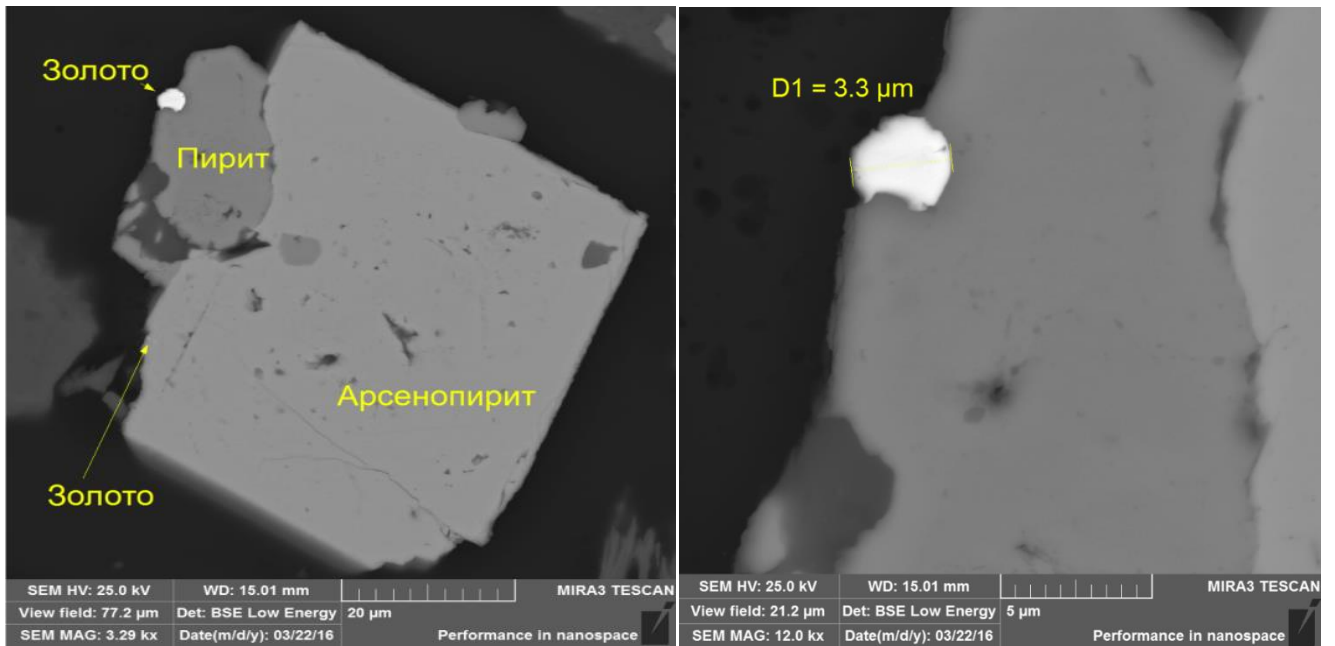


Рисунок 2.9– Примеры вкрапления золота в сульфидные минералы

Золото и серебро в самородной форме ни в одном препарате, ни оптической (при увеличении 350 крат), ни электронной микроскопией не наблюдаются. С арсенопиритом связано порядка 85 % благородного металла, с пиритом связано около 12 % золота (Рисунок 2.10). Другие сульфидные минералы несут незначительные доли Au (стибнит, марказит, халькопирит и др. по 0,2-1,1 %). С породообразующими минералами связано до 2,5 % золота. С углеродистым веществом связано около 1 % золота.

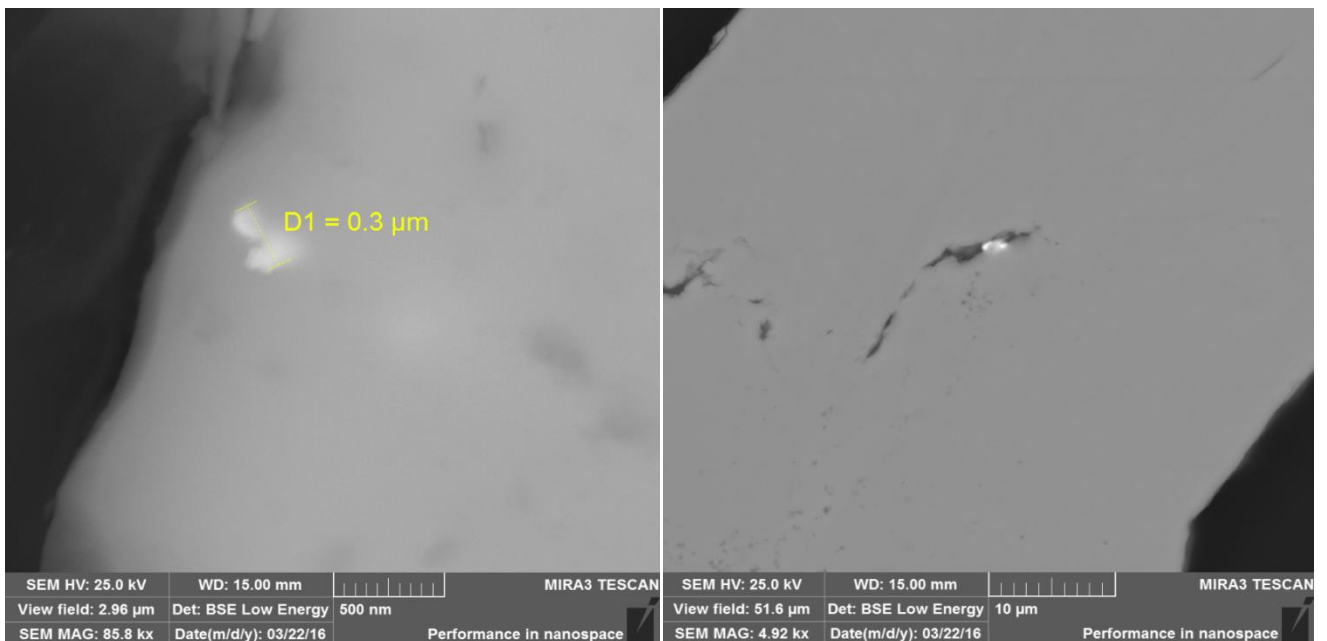


Рисунок 2.10 – Примеры субмикроскопической вкрапленности золота в арсенопирите

Серебро имеет иное распределение, хотя большая его часть все равно связана с арсенопиритом, но его доля не такая подавляющая (всего 48,7 %), с пиритом связано до 30 % металла, со стибнитом и марказитом – еще по 4 % серебра. С углеродистым веществом связано около 4 % серебра. В породообразующих минералах зафиксировано более 8,5 % серебра.

## **2.7 ВЫВОДЫ ПО ВТОРОЙ ГЛАВЕ**

1. Месторождение Майское является одним из крупнейших месторождений золота в России. Для месторождения характерна постоянность, выдержанность строения, минерального и химического состава, физико-механических свойств руд для всех рудных тел и различных глубин. Основные текстуры руд вкрапленные и прожилково-вкрапленные.

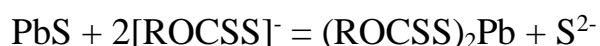
2. Установлено, что основными «рудными» минералами в руде Майского месторождения являются пирит и арсенопирит. Главный полезный компонент руды – золото. Основная часть золота - тонкодисперсное, субмикроскопическое размером 0,3-0,03 мкм. С арсенопиритом связано порядка 85 % благородного металла, с пиритом связано около 12 % золота.

3. Вредной примесью в рудах Майского месторождения являются углеродистые вещества, обладающие сорбционной активностью. Они несут порядка 1 % запасов месторождения с средним содержанием около 10 г/т.

## ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ИСХОДНОЙ РУДЫ

### 3.1 ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ НА ОСНОВЕ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ПРОГРАММНОМ ПАКЕТЕ HSCSCHEMISTRY

Согласно теории Д.А. Шведова поверхность свежеизмельченного неокисленного сульфидного минерала имеет свободные электроны. В связи с этим отрицательно заряженный анион ксантогената не может адсорбироваться на данной поверхности. Однако, в пульпе сульфидные минералы быстро окисляются кислородом и на их поверхности образуются соединения, состав которых зависит от условий окисления. Например, на поверхности галенита PbS образуется пленка окислов различного состава: PbSO<sub>4</sub>, PbS<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, PbCO<sub>3</sub> или HPbO<sub>2</sub>. При этом кислород связывает свободные электроны. Тогда анион ксантогената вытесняет с поверхности минерала ионы SO<sub>4</sub><sup>2-</sup>, S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup>, CO<sub>3</sub><sup>2-</sup> и адсорбируется с образованием более прочной связи с катионом минерала:



Присутствие на поверхности физически сорбированного диксантогенида - продукта окисления ксантогената – является необходимым условием для химической адсорбции ксантогената. Таким образом, одновременно протекает физическая и химическая адсорбция [96].

При длительном действии кислорода на поверхности сульфидного минерала образуется толстая окисная пленка, которая ухудшает адсорбцию ксантогената и увеличивает его расход. Обычно расходы ксантогената составляют 30-100 г/т руды.

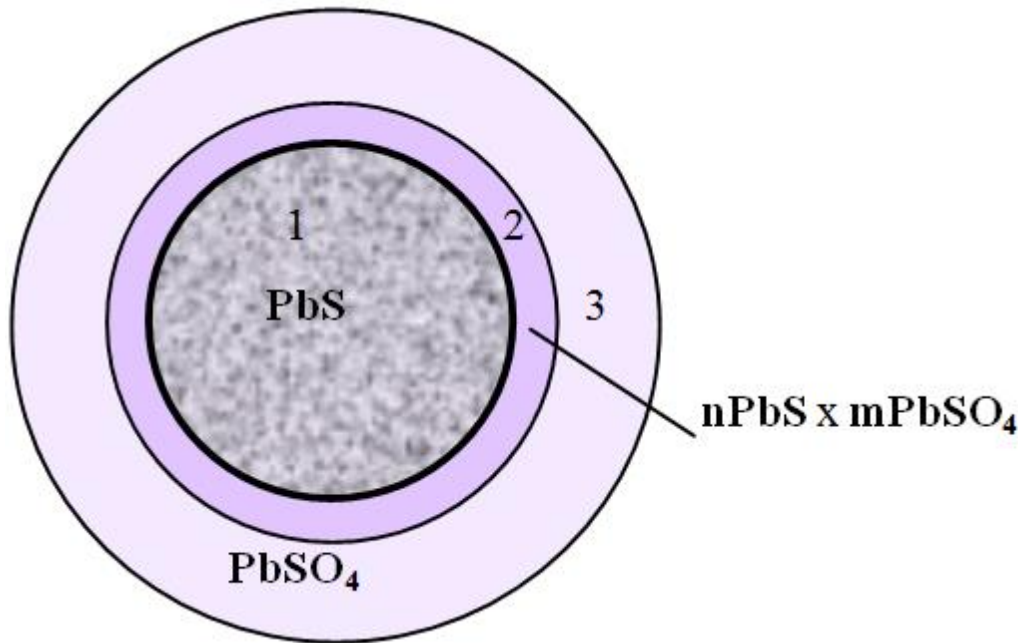


Рисунок 3.1– Образование сульфидо-сульфатов на поверхности галенита

По гипотезе Шведова сульфиды образуют с кислородом ряд соединений, названных им сульфидо-сульфатами (Рисунок 3.1). Например, на поверхности галенита PbS образуются соединения  $n\text{PbS} \times m\text{PbSO}_4$ , прочно связанные с решеткой минерала своей сульфидной группой ( $\text{S}^{2-}$ ) и адсорбционно активные по отношению к собирателю благодаря своей сульфатной группе ( $\text{SO}_4^{2-}$ ).

Неизменный сульфид свинца не взаимодействует с собирателем, а сульфат к этому взаимодействию способен. Существенным моментом в гипотезе Шведова является положение о том, что кислородсодержащие ионы сульфидоокисленных соединений прочно связаны с ионом металла в решетке минерала.

При глубоком, но неполном окислении сульфида, например PbS, образуются следующие слои соединений на поверхности частицы (Рисунок 3.1):

- центральная зона 1 зерна является чистым сульфидом;
- мономолекулярный слой 2 сульфидо-сульфата  $n\text{PbS} \times m\text{PbSO}_4$ ;
- многомолекулярная (объемная) пленка 3 сульфата свинца  $\text{PbSO}_4$ .

Отличие этих зон состоит в том, что в центральной зоне все ионы свинца связаны только с ионами серы  $\text{S}^{2-}$ . В сульфидо-сульфатном слое ионы свинца связаны с ионами сульфида  $\text{S}^{2-}$  и с ионами сульфата  $\text{SO}_4^{2-}$ . В наружном слое – только с ионами сульфата  $\text{SO}_4^{2-}$ .

При взаимодействии с ксантогенатом ионы полярной группы будут вытеснять сульфатные ионы из:

- 1) пленки сульфата свинца  $PbSO_4$ ;
- 2) из монослоя сульфидо-сульфата.

В первом случае образуется объемный ксантогенат свинца, который легко отслаивается и переходит в раствор. Во втором случае образуется сульфидоксантогенат свинца, который малорастворим и прочно связан с решеткой минерала.

Ксантогенат, потраченный на вытеснение сульфатных ионов из слоя 3, является чистой потерей реагента. Ксантогенат, потраченный на вытеснение сульфатных ионов из слоя сульфидо-сульфатов, приводит к гидрофобизации и флотации зерен сульфида.

Таким образом, из гипотезы Шведова можно сделать следующие выводы:

- небольшое окисление поверхности сульфидов необходимо для их флотации сульфгидрильными реагентами.
- чрезмерное окисление сульфидов вредно, т. к. приводит к повышенным расходам собирателя.
- взаимодействие сульфгидрильных реагентов с сульфидоокисленным поверхностным соединением является обменной хемосорбцией с образованием менее растворимого соединения. Именно образование малорастворимых соединений на поверхности минералов обеспечивает их гидрофобизацию.

На основании вышеизложенного одним из методов повышения эффективности флотационного процесса является добавление окислителей. Механизм данного процесса состоит из двух основных моментов. Первый состоит в том, что окислитель, будучи добавленным в реагирующую смесь, вступает во взаимодействие с поверхностью с твердой фазой пульпы. Окисленная плёнка изменяет характеристики смачиваемости минерала, что в свою очередь влияет на его извлечение посредством флотации. Второй состоит в том, что в процессе окисления происходит нарушение кристаллической решётки, что позволяет высвободить попутные полезные компоненты, заключенные в межузловом

пространстве кристаллической решётки минерала. Примером могут служить элементы типа золота или серебра, заключенные в кристаллической решётке пирита.

Уникальность применения второго процесса состоит в том, что иные методы, будь то тонкое измельчение материала или применение специальных методов обогащения либо не дадут нужной эффективности и приведут к снижению эффективности обогащения, либо будут достаточно затратны, как отдельная стадия доводки.

Однако, следует понимать, что для достижения необходимых результатов применение окислителей должно базироваться на точном расчёте расхода окислителя, так как его недостаток не возымеет на процесс эффекта, а избыток приведёт как к понижению извлечения полезного компонента, так и повышению вероятности в отдельных точках системы окисления не самой руды, а флотореагентов, участвующих в процессе.

Таким образом, предельно очевидна необходимость в строгом контроле и анализе возможных исходов операций флотации с применением окислителей. Оптимальным выбором параметров для контроля процессов разделения являются три ключевых фактора активности окислителей: pH, Eh, температура.

При построении функции  $Eh=f(pH)$  (представляющую собой диаграмму Пурбе) отражает существование различных соединений или ионов при определённых значениях абсциссы и ординат.

Для оптимального применения окислителей с целью извлечения золота, необходимо производить операции в диапазоне Eh и pH, таких, чтобы производить устойчивый процесс окисления поверхности минералов. Фактором устойчивого процесса окисления в данном случае будет образование сульфат-ионов из-за процесса окисления, соответственно оптимальной зоной флотации будет область диаграммы, где устойчиво существуют сульфат-ионы.

Построение диаграмм произведено в программе HSC Chemistry. Пакет программ HSC Chemistry предназначен для проведения широкого перечня термодинамических расчётов. Данный пакет состоит из набора функциональных

модулей, каждый из которых предназначен для выполнения определенных термодинамических или теплотехнических расчетов, определения рационального состава сырья и других вычислительных и моделирующих операций. В данной работе мы использовали два модуля: для расчёта термодинамических характеристик реакций окисления и модуль для построения диаграмм Пурбе. Термодинамический расчёт производился с целью определения энергии Гиббса реакции и установления возможности её самопроизвольного протекания при заданных условиях.

На основе оценки кристаллической структуры строения молекулярных орбиталей и ионности связи пирита и арсенопирита установлено, что более высокая способность пирита к окислению, в условиях флотации, обусловлена расположением атомов серы на гранях и ребрах ячеек кристаллической решетки, в арсенопирите атомы серы экранированы атомами железа и мышьяка [97].

Термодинамический расчёт производился с целью определения энергии Гиббса реакции и установления возможности её самопроизвольного протекания при заданных условиях. На Рисунке 3.2 представлена смоделированная диаграмма Пурбе для обычных условий флотации пирита  $pH=10-12$ ,  $t=25^{\circ}C$ , на Рисунке 3.3 те же условия, но при добавлении перманганата калия.

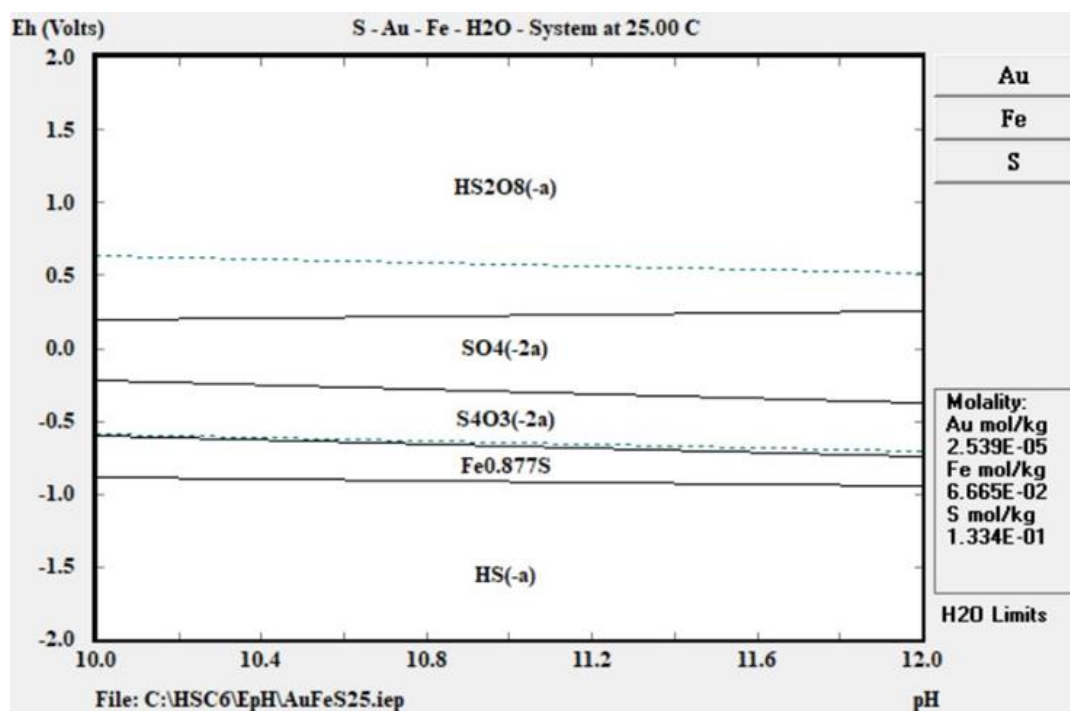


Рисунок 3.2 – Диаграмма Пурбе в программном пакете HSCChemistry для пирита

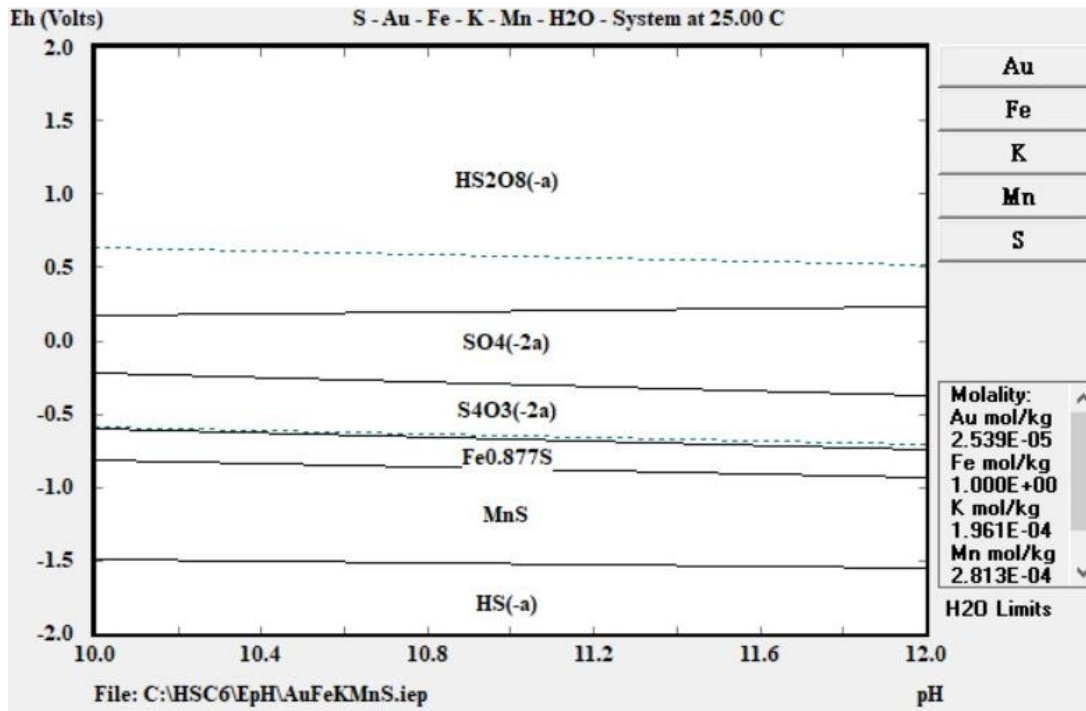


Рисунок 3.3 – Диаграмма Пурбе в программном пакете HSC Chemistry для пирита в присутствии окислителя

Интересующая нас зона существования сульфат-ионов существенно не меняется, что говорит о том, что со стороны Eh-фактора возможно проведение данного процесса без негативного воздействия на процесс извлечения металла.

На Рисунках 3.4 и 3.5 рассмотрены те же системы, что отображены на Рисунках 3.2 и 3.3 соответственно, однако здесь рассмотрен случай более высоких температур.

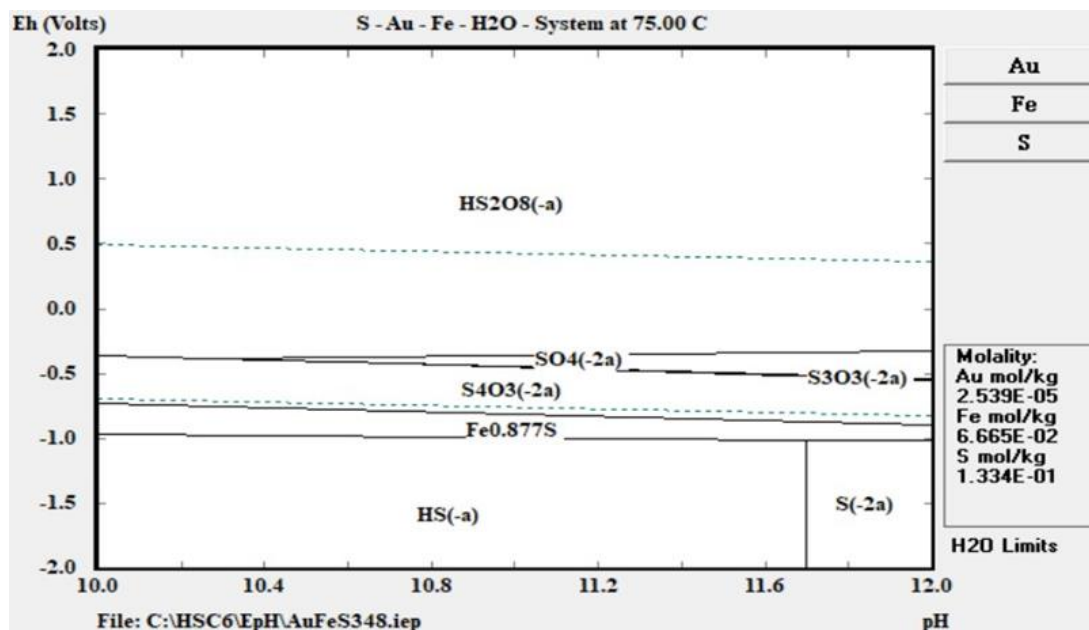


Рисунок 3.4 – Диаграмма Пурбе в программном пакете HSC Chemistry для пирита при температуре 75 °C

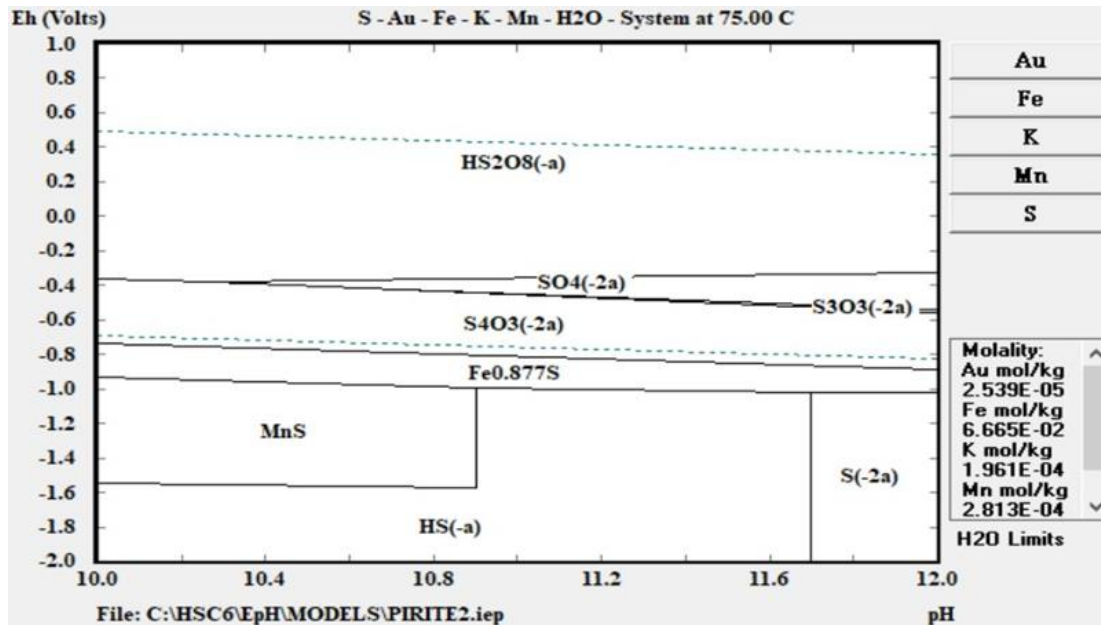


Рисунок 3.3 – Диаграмма Пурбе в программном пакете HSC Chemistry для пирита в присутствии окислителя при температуре 75 °C

При повышении температур зона сульфат-ионов сокращается и область Eh-потенциала заменяется неустойчивыми тиосульфат ионами. Несмотря на возможность процесса окисления, данный процесс будет подразумевать другие стадии окисления данных ионов, что будет сказываться на постоянной нестабильности Eh-потенциала и невозможности нормального управления процессом флотации.

### 3.2 КИНЕТИКА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Изучение кинетики измельчения необходимо, поскольку знание кинетики измельчения, т. е. знание закономерностей поведения материала во времени в данной мельнице в данных условиях позволяет достигать желаемых результатов (определенного размера частиц, удельной поверхности) при минимуме затрат времени [98].

Для изучения пробы на обогатимость было проведено дробление исходного материала на щековой дробилке Laarmann LNC 200-D в замкнутом цикле с грохотом до 100 % класса крупности -5 мм. Затем проведено усреднение пробы методом «кольца и конуса» и выделены представительные пробы мелкодробленого

материала с использованием желобчатого делителя Джонса. Представительная навеска пробы подвергалась сухому ситовому анализу для определения гранулометрического состава (Таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Гранулометрический состав мелкодробленой руды

Класс крупности, мм	Масса, г	Выход, %	Суммарный выход по минусу, %
+5,0	0	0,0	
-5,0+2,0	470,6	31,8	100,0
-2,0+1,0	317,3	21,4	68,2
-1,0+0,5	206,5	13,9	46,8
-0,5+0,250	115,5	7,8	32,8
-0,250+0,125	89,2	6,0	25,0
-0,125+0,071	52,7	3,6	19,0
-0,071+0,045	34,8	2,4	15,5
-0,045+0,025	32,5	2,2	13,1
-0,025+0,00	161,7	10,9	10,9
Всего	1480,8	100,0	

В общем виде уравнение кинетики измельчения можно представить в виде:

$$\frac{R_t}{R_0} = e^{-kt^m}$$

где  $R_0$  и  $R_t$  - содержание надрешетного класса в исходной руде и после времени измельчения равно  $t$ , %;  $k$ ,  $t$ ,  $m$  - эмпирические коэффициенты.

Для исследования кинетики измельчения была проведена серия опытов по мокрому измельчению с различным временем пребывания материала в лабораторной мельнице (от 5 до 40 с шагом 5 минут). Мокрый рассев измельченного материала проводился по контрольному сити 0,071 мм. Результаты рассева в зависимости от времени измельчения приведены в таблице 3.2:

Таблица 3.2 – Кинетика измельчения по классу -0,071 мм

Время измельчения, мин	Содержание готового класса (-0,071 мм)	Содержание надрешетного класса (+0,071 мм) ( $R_t$ )
0	15,5	84,5
5	34,9	65,1
10	51,6	48,4
15	65,6	34,4
20	76,9	23,1
25	85,0	15,0
30	91,4	8,6
35	93,4	6,6
40	95,1	4,9

По данным Таблицы 3.2 был построен график кинетики измельчения в логарифмическом масштабе (Рисунок 3.4):

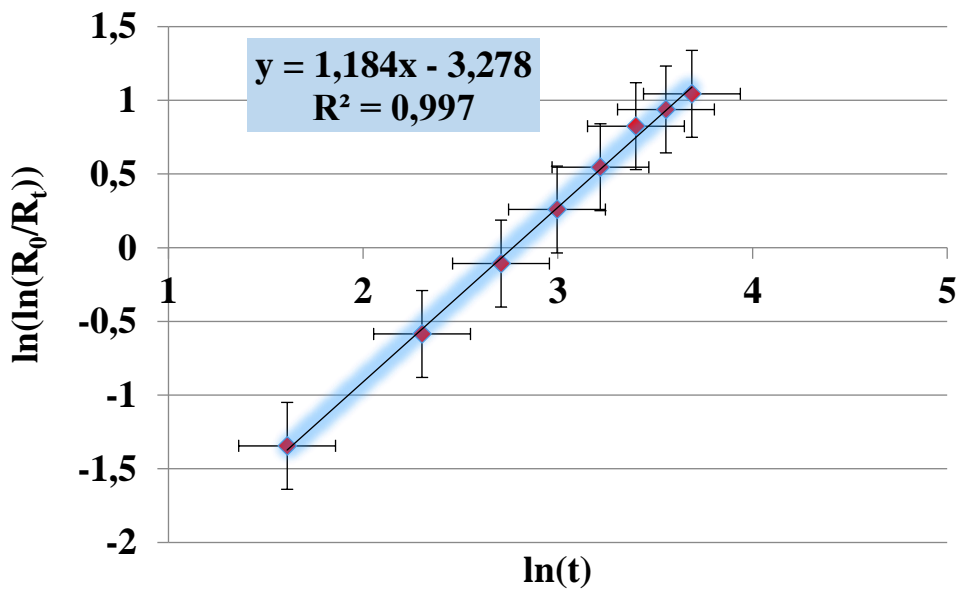


Рисунок 3.4 – Кинетика измельчения в логарифмическом масштабе

После этого был произведен расчет эмпирических коэффициентов по конечным точкам и сделана проверка для сопоставления теоретических и экспериментальных данных (Таблица 3.3).

Таблица 3.3 – Проверка теоретических и экспериментальных данных кинетики измельчения

Время измельчения, мин	R <sub>t</sub> , %	
	Теоретическое	Экспериментальное
5	65,14	65,1
10	47,43	48,4
15	33,66	34,4
20	23,47	23,1
25	16,14	15,0
30	10,98	8,6
35	7,39	6,6
40	4,94	4,9

График, изображенный на Рисунке 3.5, подтверждает адекватность полученного уравнения кинетики измельчения:

$$R_t = 84,54 \cdot e^{-0,041t^{1,149}}$$

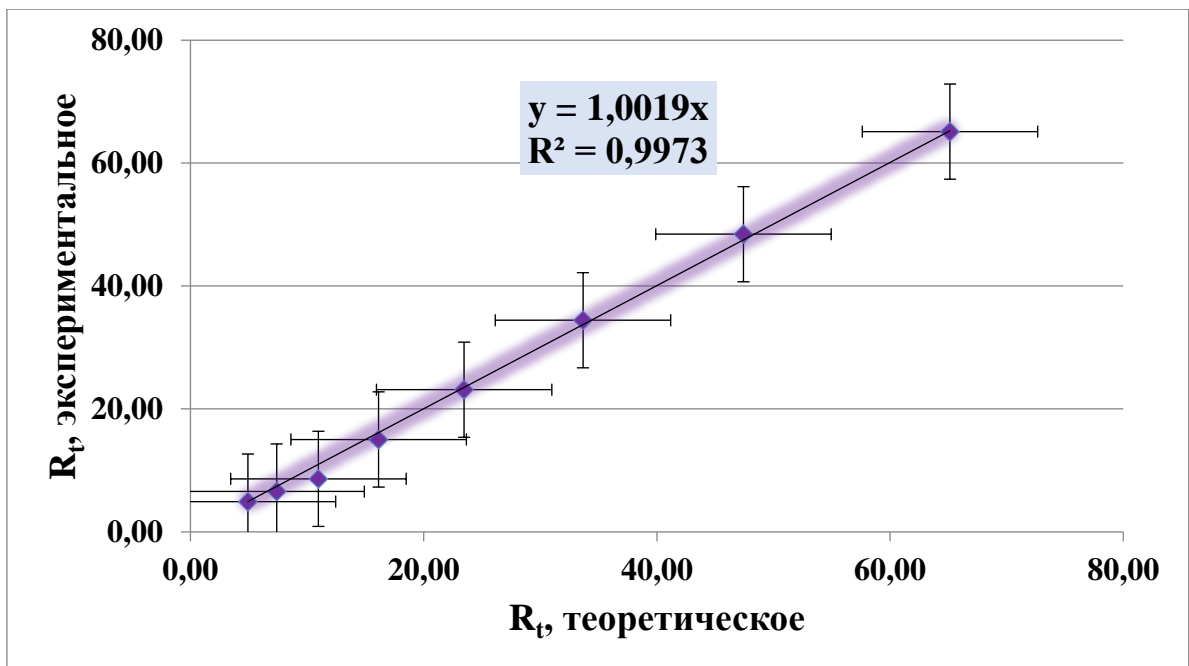


Рисунок 3.5 – Адекватность уравнения кинетики измельчения

Таким образом, основываясь на полученное прогностическое уравнение кинетики измельчения, требуемое время измельчения для помола 88-90 % класса - 0,071 мм равняется 28 минут.

### 3.3 ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО-ИЗВЛЕКАЕМОГО ЗОЛОТА

Исследования выполнялись по стандартизированной методике, разработанной А. Лаплантом [99]. Суть теста заключается в диагностике

гравитационно-извлекаемого золота, содержащегося в руде и распределения его размеров в продуктах измельчения. Методология теста основана на разделении пробы руды, крупностью  $-0,8+0$  мм и массой 50 кг, с помощью лабораторного концентратора Knelson MD3 (Рисунок 3.6). Опыт осуществляется в три этапа: на первом этапе проба руды массой 50 кг доводится до крупности 100 % класса  $-0,8$  мм и пропускается через сепаратор, хвосты первой стадии (24 кг) измельчаются до 45-55 % класса  $-71$  мкм перед сепарацией. Хвосты второй стадии (12 кг) доизмельчаются до 75-80 % класса  $-71$  мкм и далее подвергаются сепарации (Рисунок 3.7).



Рисунок 3.6 –Центробежный сепаратор Knelson MD3

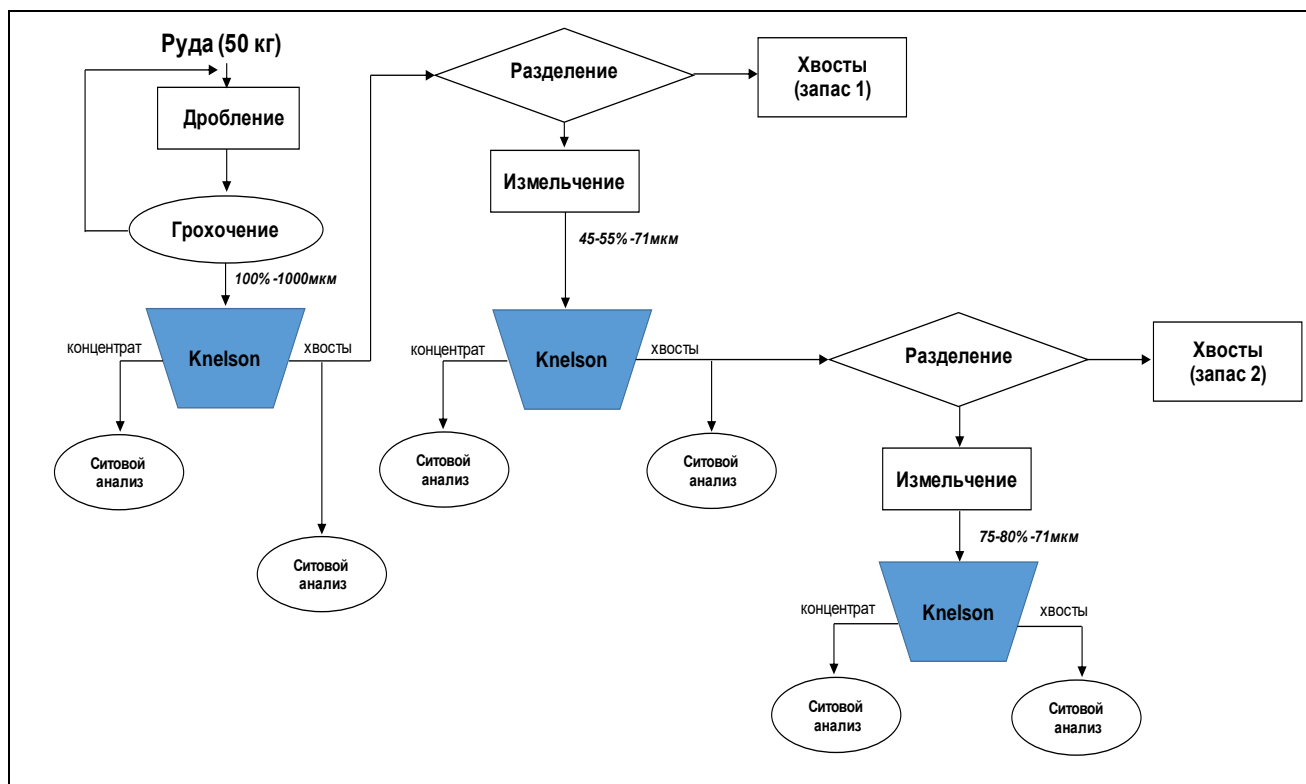


Рисунок 3.7 – Принципиальная схема определения гравитационного извлечения золота на лабораторном сепараторе Knelson

Тесты на концентрате Knelson проводятся при более низкой скорости подачи руды и гидравлическом давлении разжижения для обеспечения более точной подачи, обычно 1000 г./мин при 25 кПа на первом этапе, 600 г./мин при 16 кПа на втором и 400 г./мин при 12 кПа на третьем этапе. Это соответствует оптимальным показателям, которые были определены при обширных испытательных работах, как с золотой рудой, так и с синтетическими материалами, но должны корректироваться в соответствии с плотностью пустой породы. Поскольку тест оптимизирован, он выдает максимальное количество гравитационного извлечения золота; фактическое извлечение в промышленных условиях будет ниже в связи со снижением эффективности работы оборудования и частично циркулирующей нагрузкой. Для каждого этапа выполняется ситовой анализ концентратов (полностью) и хвостов (1000 гр.) в диапазоне крупности от 20 до 800 мкм. Пробы всех классов крупности концентратов и хвостов после сушки подвергаются анализу. Результаты проведения GRG-теста приведены в Таблице 3.4 [100].

Таблица – 3.4 Результаты стадийного извлечения золота при проведении GRG-теста

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Концентрат I этапа	0,24	2302,09	49,11
Хвосты I этапа	99,77	5,62	50,89
Концентрат II этапа	0,24	482,84	10,34
Хвосты II этапа	99,53	4,49	40,54
Концентрат III этапа	0,19	141,89	2,40
Хвосты III этапа	99,34	4,23	38,15
Суммарный концентрат	0,66	1037,04	61,85
Руда	100,00	11,02	100,00

На рисунке 3.8 показаны зависимости кумулятивного извлечения золота различной крупности после 1, 2 и 3 стадии измельчения.

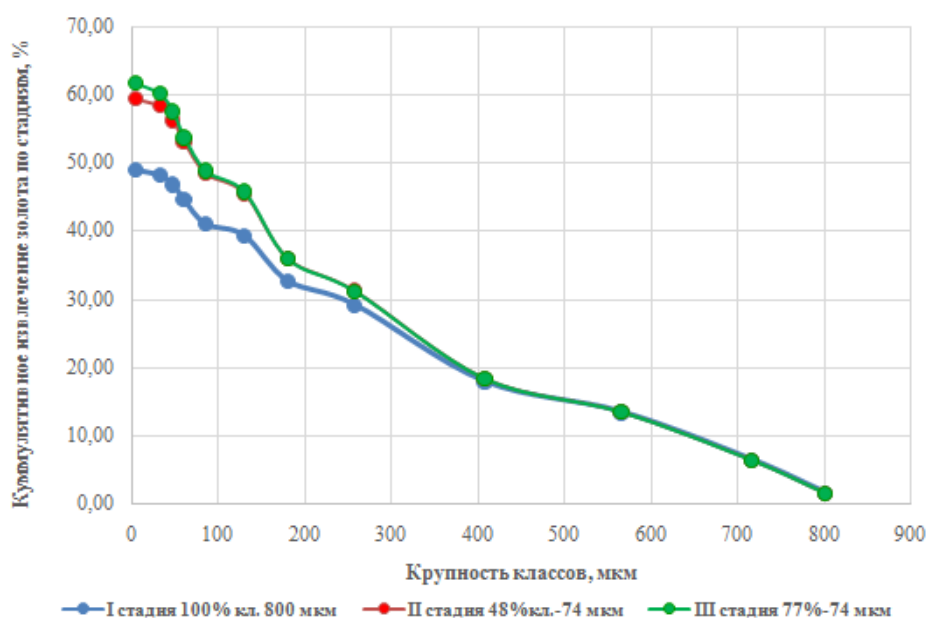


Рисунок 3.8 – Кумулятивное извлечение золота в гравитационные концентраты на сепараторе Knelson по этапам

По результатам следует отметить, что суммарное извлечение гравитационного золота составило 61,85 % с качеством 1037,04 г/т. Из графических данных следует, что кумулятивное извлечение золота возрастает по мере снижения крупности питания гравитационного цикла после каждой стадии измельчения, что свидетельствует о раскрытии сростков, однако значительного прироста гравитационного извлечения золота на III этапе не наблюдается.

### 3.4 ВЛИЯНИЕ ОКИСЛИТЕЛЯ НА ПРОЦЕСС РУДОПОДГОТОВКИ И ФЛОТАЦИИ

Для эффективной переработки упорных руд требуются новые подходы к обогащению и новые процессы, позволяющие экономно и без значительного экологического ущерба добывать ценные компоненты. В этих условиях повышение полноты и комплексности обогащения полезных ископаемых, создание высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретает первостепенное значение. В последнее время распространена интенсификация процесса рудоподготовки, путем направленного изменения свойств минералов и руд (применение химических реагентов на стадии измельчения) [101-102].

Навески золотосодержащей руды массой 100 г (класс крупности – 0,2+0,0 мм) подвергались измельчению в шаровой мельнице при Т:Ж=1:1, в течении 20 – 30 минут. После классификации по классу 0,01 мм материал подвергался флотации (Рисунок 3.9).



Рисунок 3.9 – Схема проведения экспериментов

Для химического окисления ксантогенов до ксантогенидов и для улучшения дальнейшей селективной флотации пирита и арсенопирита в цикле измельчения применен реагентный комплекс:  $\text{NaOH} + \text{Na}_2\text{S} + \text{ОК}$  (окислительный комплекс), в цикле флотации использованы бутиловый ксантогенат калия, Т-82.

С целью выявления оптимального расхода реагентов для достижения максимальной концентрации золота в концентрате эксперимент проводился соответствии с дробнофакторным планом (план Коно на кубе  $K_0$ ) (Таблица 3.5). Данный точечный план построен на базе непрерывных D-оптимальных планов Коно, включающий вершины  $m$ -мерного гиперкуба, середины его ребер и центр области планирования. Выбор данного плана был обусловлен его экономичностью и статистическими характеристиками.

В качестве вариационных факторов были выбраны расход щелочи NaOH –  $X_1$  (интервал варьирования 20 – 80 г/т, шаг варьирования – 30 г/т) и ОК –  $X_2$  (интервал варьирования 10 – 70 г/т, шаг варьирования – 30 г/т), время измельчения (25 мин.) и расход сульфида натрия (50 г/т), были установлены на основании ранее проведенных исследований и фиксировались на постоянном уровне. В качестве критерия оптимизации выбрано содержание золота во флотационном концентрате ( $Y$ ).

Матрица планирования и параметры оптимизации, а также коэффициенты регрессии зависимости содержания золота во флотационном концентрате от расхода щелочи и окислительного комплекса при измельчении приведены в таблице 1. Графическая визуализация функциональной зависимости содержания золота от расхода реагентов приведена на Рисунке 3.10.

Таблица 3.5– Матрица планирования эксперимента

№	Матрица планирования			Выходные параметры оптимизации				Значение функции отклика
	$X_0$	$X_1$	$X_2$	$Y_1$	$Y_2$	$Y_3$	$Y_{CP}$	$Y_R$
1	1	1	1	20,11	19,34	19,95	19,8	19,64
2	1	-1	1	20,31	19,55	20,14	20	19,91
3	1	1	-1	19,70	20,68	20,51	20,3	20,31
4	1	-1	-1	19,62	18,73	18,96	19,1	19,17
5	1	1	0	20,77	21,42	21,12	21,1	21,26
6	1	-1	0	20,37	21,14	20,89	20,8	20,82
7	1	0	1	21,37	20,65	20,98	21	21,26
8	1	0	-1	20,70	21,81	21,40	21,3	21,22
9	1	0	0	23,08	22,25	22,77	22,7	22,52

С учетом найденных коэффициентов уравнения регрессии и проверки их на значимость уравнение функции отклика будет иметь следующий вид

$$Y = 25,96 - 0,3X_1 - 0,68X_2 + 0,18X_1X_2 - 3,3X_1^2 - 1,78X_2^2$$

Относительная погрешность предсказанных, с помощью регрессионного уравнения разработанной модели, результатов с экспериментально полученными данными флотации не превышает 5 %. Проверка по критерию Фишера так же показала, что модель адекватна.

Проведенные исследования позволили установить, что в исследуемом диапазоне варьирования факторов, максимальное извлечение достигается при расходе щелочи - 49,45 г/т, окислительного комплекса - 70 г/т.

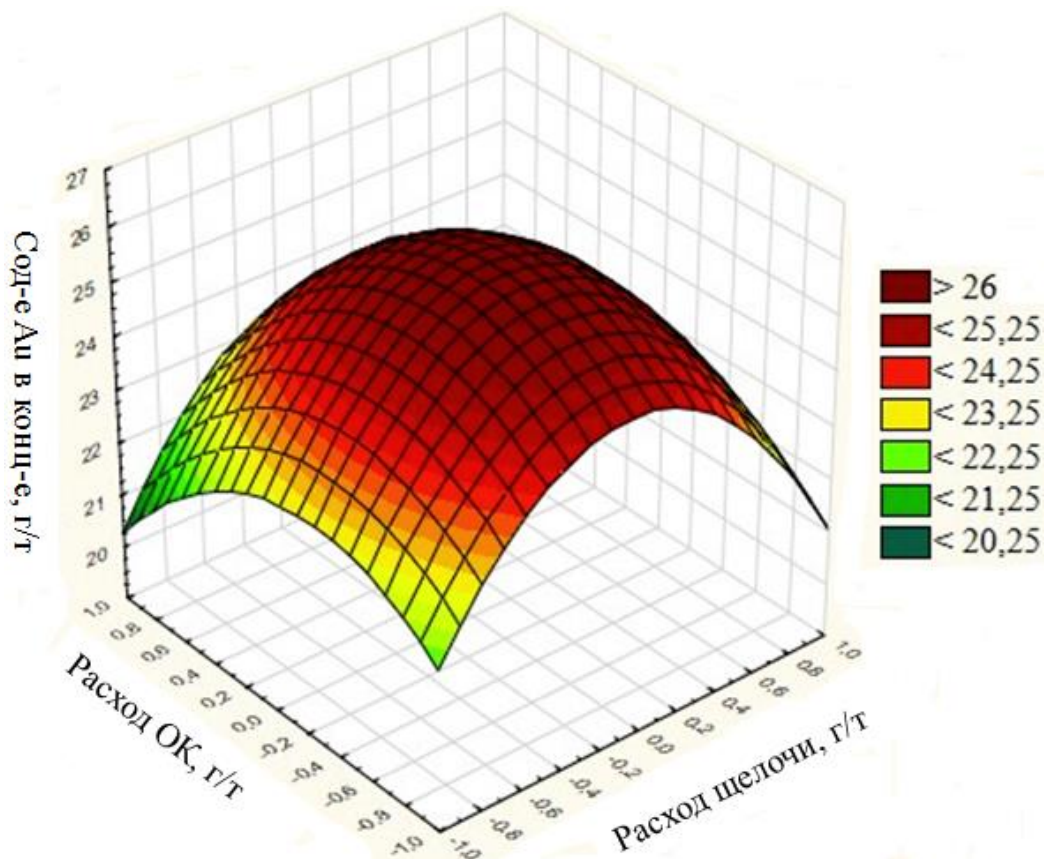
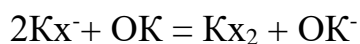


Рисунок 3.10 – Графическая визуализация содержания золота (г/т) во флотационном концентрате от расхода щелочи (г/т) и окислительного комплекса (г/т)

Добавка окислительного комплекса (ОК) к основному собирателю – бутиловому ксантогенату калия- приводит к его частичному окислению до диксантогенида по реакции [103].



Использование окислительного комплекса на стадии рудоподготовки материала, содержащего золотонесущие пирит и арсенопирит, сопровождается локальным нагреванием поверхности минеральных частиц, интенсифицирующим развитие окислительных процессов, что в условиях постоянного обновляющейся поверхности, характерных для процесса измельчения, позволяет получать более однородный гранулометрический состав по готовому классу, способствует снижению доли «трудных классов». Присутствие сернистого натрия позволяет более эффективно подготовить поверхность сульфидов к последующей флотации.

Таким образом, химическое воздействие на сырье на стадии измельчения может в значительной мере увеличить извлечение полезных компонентов, при дальнейшем обогащении за счет увеличения потенциальной энергии вещества и повышения его химической активности. Реагенты, адсорбируясь на поверхности разрушаемого минерала, понижают поверхностную энергию и оказывают влияние на механические характеристики материала, что, в свою очередь, способствует увеличению эффективности процесса измельчения и дальнейшей флотации.

### **3.5 ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ФЛОТАЦИЯ УГЛЕРОДНОГО ВЕЩЕСТВА**

Одним из эффективных методов борьбы с РУВ является его предварительная флотация в отдельный продукт [6,105-106]. РУВ является природно-гидрофобным веществом. Реагентный режим для флотации подобных веществ, чаще всего, включает в себя добавление аполярного собирателя и вспенивателя.

Ввиду наличия качественных и количественных факторов, для определения их оптимальной комбинации был составлен сложный план дробной реплики  $2^{6-1}$ , совмещенной с одним латинским квадратом размером 4x4. В качестве параметра оптимизации (y) рассматривалось извлечение органического углерода в углеродный продукт, а также учитывались потери золота с данным продуктом. Схема флотации приведена на Рисунке 3.11. Выбранные для исследования факторы, а также диапазоны их варьирования приведены в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Факторы и диапазоны их изменения

Факторы	Обозначения	Уровни факторов	
		-1	+1
Время флотации, мин	X1	5	14
Расход керосина, г/т	X2	50	300
Время измельчения, мин	X3	10	28
Расход Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> , г/т	X4	500	1000
Расход воздуха, л <sub>в</sub> /л <sub>п</sub> *мин	X5	0,4	0,9
Вспениватель: OP F-597 Flotanol 7197 Flotanol 7196 МИБК	X6	0 1 2 3	

\*Примечание: л<sub>в</sub> – объем воздуха, л<sub>п</sub> – объем пульпы.

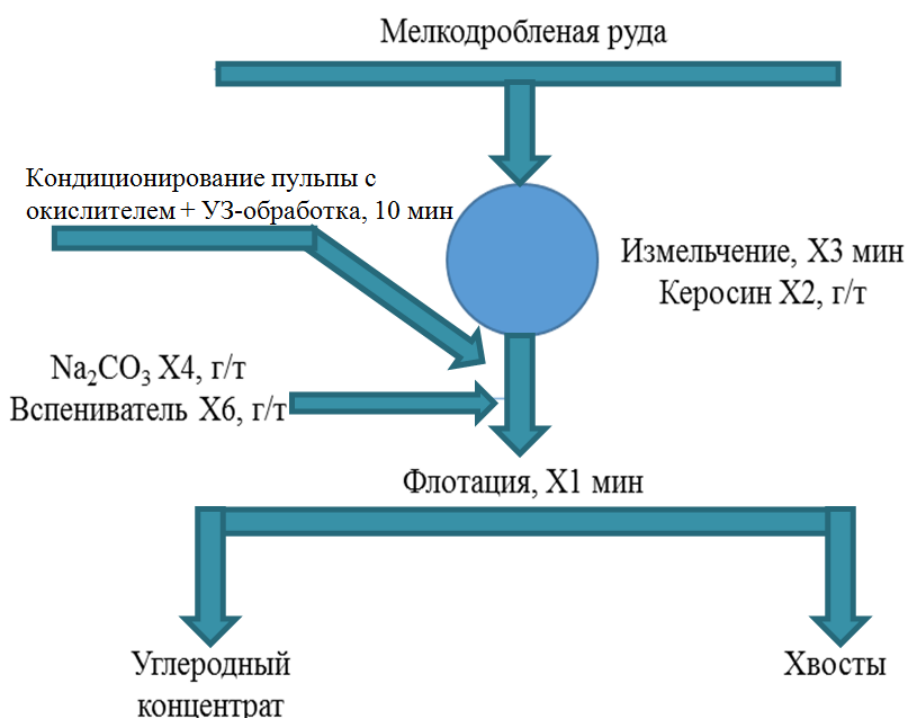


Рисунок 3.11 – Схема эксперимента

Схема флотации включала измельчение исходной руды, которое осуществлялось в щелочной среде при введении в мельницу гидроксида натрия (100 г/т), что способствовало раскрытию «упорных» минеральных зерен и получению более однородного гранулометрического состава по готовому классу. Кондиционирование пульпы проводят с добавкой перекиси водорода 80 г./т в ультразвуковой ванне в течение 10 минут с целью активации углеродного вещества. В результате ультразвуковой обработки увеличивается удельная поверхность внутренних и внешних пор углеродного вещества [104].

Каждый опыт проводился 3 раза с учетом принципа рандомизации, для проверки воспроизводимости результатов эксперимента и устранения искажения коэффициентов.

Статистический анализ результатов проводился методом факторного анализа. Эффекты факторов  $x_4$  и  $x_5$  (расход соды и расход воздуха) оказались незначимыми. Таким образом, увеличение извлечения органического углерода в концентрате зависит от факторов: времени измельчения, расхода керосина и времени флотации.

Уравнение регрессии имеет вид:

$$\varepsilon C_{орг} = 25,03 + 1,21x_1 + 3,63x_2 + 3,14x_3 - 2,82x_1x_2x_3$$

Таким образом, в исследуемом диапазоне варьирования факторов, оптимальные условия процесса углеродной флотации следующие: время флотации – 14 мин, расход керосина – 300 г./т, время измельчения – 28 мин (соответствует 88-90 % выходу класса -0,071 мм).

Значимость различия между эффектами фактора  $x_6$ , введенном в плане на четырех уровнях, проверялась с помощью множественного рангового критерия Дункана. В таблице 3.7 приведены значения среднего извлечения для различных уровней фактора  $x_6$ .

Таблица 3.67 – Усредненное извлечение органического углерода

Вспениватель	Уровень фактора	Средний выход отклика (изв-е $C_{орг}$ , %)
OP F-597	0	24,67
Flotanol 7197	1	20,20
Flotanol 7196	2	25,48
МИБК	3	31,69

В таблице 3.8 приведены усредненные значения потерь золота с углеродным продуктом. Минимальные потери золота получены при использовании в качестве вспенивателя OPF-597. Однако, стоит отметить, что разница по усредненному значению отклика незначительна и, следовательно, полученная в дальнейшем регрессионная модель может быть адаптирована для различных реагенто-вспенивателей путем введения специального поправочного коэффициента.

Таблица 3.8 – Усредненные потери золота с углеродным продуктом

Вспениватель	Уровень фактора	Средний выход отклика (изв-е)Au, %)
OP F-597	0	2,16
Flotanol 7197	1	2,51
Flotanol 7196	2	3,46
МИБК	3	2,36

В таблице 3.9 приведены данные по кинетике потерь золота в углеродный продукт:

Таблица 3.9 – Данные по кинетике потерь золота в углеродный продукт

№ пп	Время	Извлечение Au, %
0	0	0
1	2	0,11
2	5	0,65
3	10	0,93
4	15	1.14
5	20	1.36
6	25	2.39
7	30	3.58
8	35	5.31

В результате регрессионной обработки полученных данных установлено, что наибольшей сходимостью обладает модель вида:

$$\varepsilon_{Au} = \frac{a}{\left(1 + be^{(-cx)}\right)}$$

С коэффициентами:  $a=45,93$ ;  $b=161,04$ ;  $c=0,087$ . Стандартная ошибка составила 0,22; коэффициент детерминации 0,9877; коэффициент корреляции 0,9939.

Проверка адекватности регрессионной модели рассчитывалась по критерию Фишера при доверительной вероятности гипотезы 95 %. При этом значимость связи определяется по значимости различий двух дисперсий: информативной ( $S_{инф}^2$ ), связанной с изменением функции за счет изменения факторов и с остаточной дисперсией ( $S_{ост}^2$ ), связанной с изменением функции за счет ошибки регрессионной модели.

Расчетное значение критерия Фишера (при  $S_{инф}^2 > S_{ост}^2$ ) определяется следующим образом:

$$F_p = S_{инф}^2 / S_{осм}^2$$

Информативная дисперсия рассчитывается по формуле:

$$S_{инф}^2 = S_Y^2 - S_{осм}^2$$

Квадрат среднего квадратического отклонения  $S_Y^2$  равен:

$$S_Y^2 = \left( \sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y})^2 \right) / (N - 1)$$

где  $Y_i$  - результат, полученный в  $i$ -ом опыте;  $N$  - число опытов;  $\bar{Y}$  - среднее арифметическое результатов  $N$  опытов.

Остаточная дисперсия вычисляется по формуле:

$$S_{осм}^2 = \sum_{i=1}^N (Y_{Эi} - Y_{Ti})^2 / (N - k - 1),$$

где  $Y_{Эi}$  и  $Y_{Ti}$  - экспериментальные и теоретические значения функции в  $i$ -ом опыте;  $k$  - количество коэффициентов в модели, не считая нулевой коэффициент.

Число степеней свободы  $f_Y = N - 1$  число степеней свободы  $f_{осм} = N - k - 1$ . Затем сравнивают  $F_p$  при степенях свободы  $f_B = f_Y - f_{осм}$  и  $f_M = f_{осм}$  с доверительной вероятностью  $P=95\%$  с табличным значением  $F_T$ . Если  $F_p > F_T$ , то принимается гипотеза о том, что  $S_{инф}^2 > S_{осм}^2$  и делается вывод об адекватности регрессионной модели.

Проверка адекватности регрессионной модели рассчитывалась по критерию Фишера при доверительной вероятности гипотезы 95%. Полученная модель является адекватной, результаты моделирования приведены на рисунке 3.12.

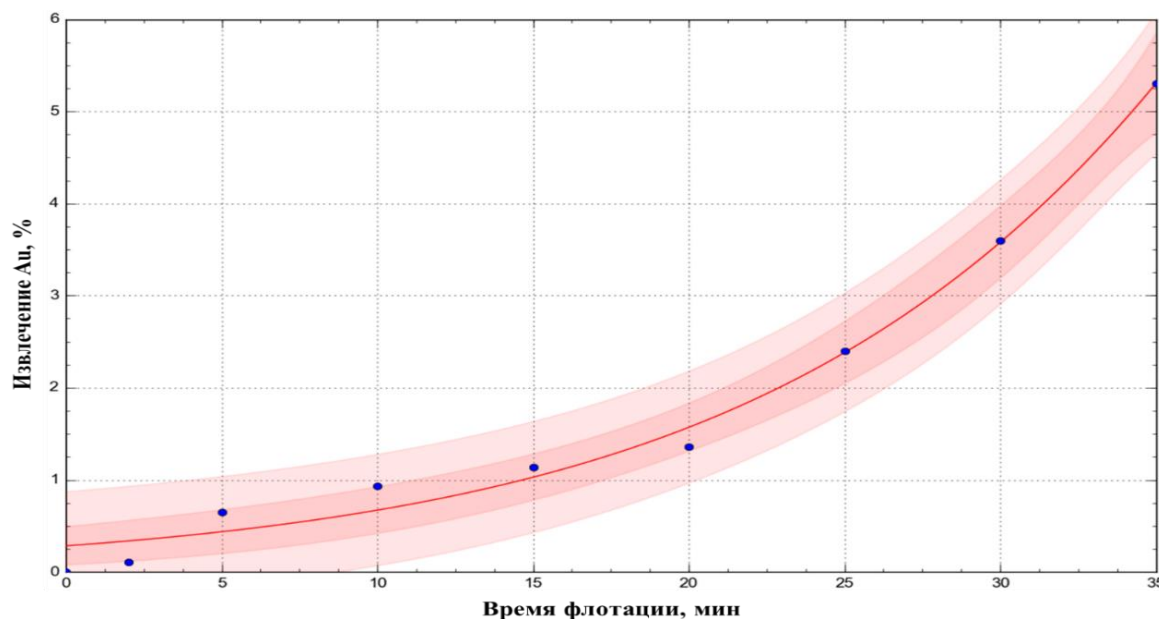


Рисунок 3.12 – Полученная регрессионная модель и экспериментальные точки (выделена 5 % погрешность)

В таблице 3.9 приведены данные по кинетике извлечения органического углерода в углеродный продукт с применением в качестве вспенивателя OPF-597:

Таблица 3.10 – Данные по кинетике извлечения органического углерода в концентрат

№ пп	Время	Извлечение $C_{орг}$ , %
0	0	0
1	2	8,86
2	5	13,74
3	10	19,14
4	15	23,25
5	20	26,68
6	25	27,16
7	30	27,04
8	35	27,53

В результате регрессионной обработки установлено, что наибольшей сходимостью обладает модель вида:

$$\varepsilon_{C_{орг}} = ab^x x^c$$

С коэффициентами:  $a=5,58$ ;  $b=0,98$ ;  $c=0,63$ . Стандартная ошибка составила 0,61; коэффициент детерминации - 0,9972; коэффициент корреляции - 0,9986.

Полученная модель является адекватной (проверка по критерию Фишера), результаты моделирования приведены на рисунке 3.13.

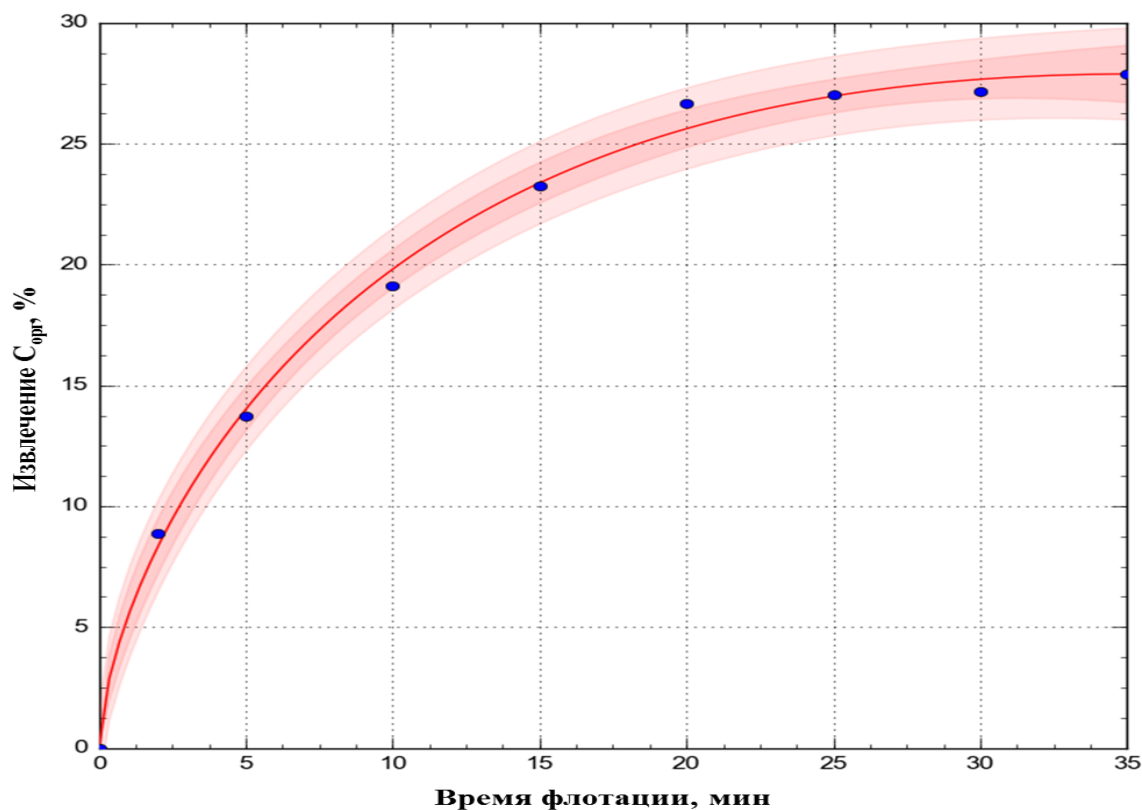


Рисунок 3.13 – Полученная регрессионная модель и экспериментальные точки (выделена 5 % погрешность)

### 3.6 ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕПРЕССИИ УГЛЕРОДИСТОГО ВЕЩЕСТВА НА СТАДИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Схема флотации представлена на Рисунке 3.14. Порядок выполнения работы и расходы реагентов показаны в таблице 3.11. Полагаясь на практический опыт и литературные данные [108] в качестве депрессоров для природно-гидрофобного углеродистого вещества были выбраны лигносульфонаты, карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), нигрозин (водорастворимый), а также депрессоры рекомендованные производителями на основе полисахаридов: D5755 (Clariant), А-633 и А-636 (Cytec).

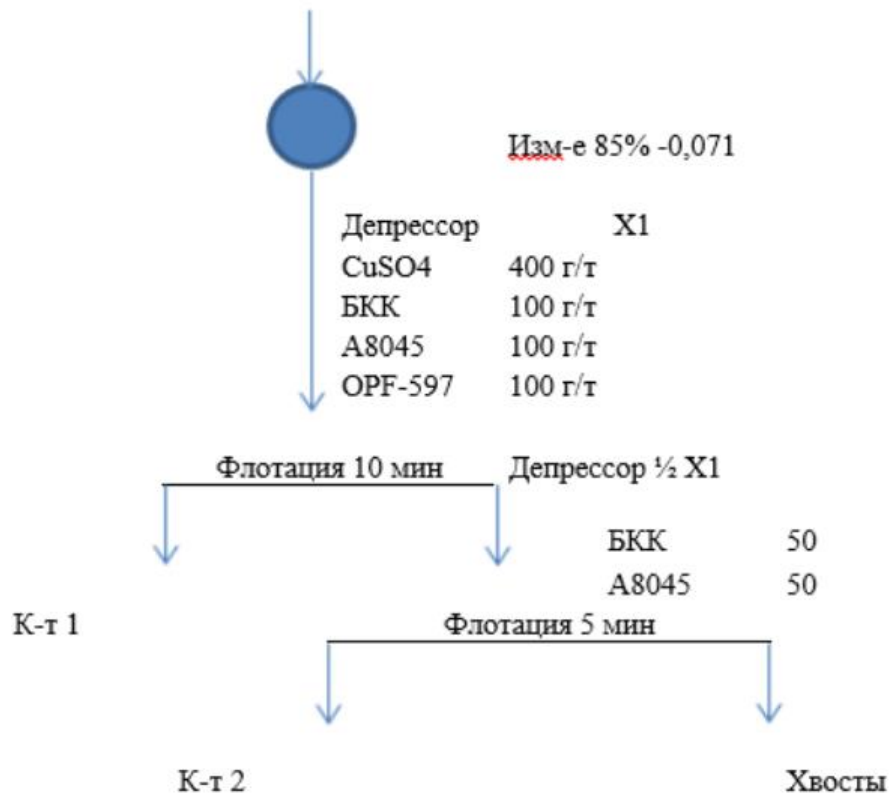


Рисунок 3.14– Схема флотации

Таблица 3.11 –Порядок выполнения и расходы реагентов

Порядок выполнения	X1	Расход 1-2, г/т
3	ЛСТ	100
2	ЛСТ	200
9	D5755	100
4	D5755	200
1	A-633	100
7	A-633	200
11	A-636	100
12	A-636	200
5	КМЦ	100
8	КМЦ	200
10	Нигрозин	100
6	Нигрозин	200

Полученные данные обрабатывались дисперсионным анализом, так как дисперсионные планы отличаются исследованием влияния на функцию качественных факторов вместе с количественными факторами (ссылка на Козина). В данном методе оптимизация исследуемого процесса сводится только к выбору лучшего результата, достигаемого при использовании конкретного фактора.

Исходные данные, подверженные дисперсионному анализу, представлены в таблице 3.12 (функцией отклика является извлечение золота). Анализ проводился в программе Microsoft Excel (Рисунок 3.15).

Таблица 3.12 – Значения извлечения золота в зависимости от вида и расхода депрессора

Вид депрессор	Расход 1	Расход 2
ЛСТ	71,78	72,04
D5755	71,73	74,39
A-633	84,94	73,32
A-636	58,55	40,20
КМЦ	72,91	70,28
Нигрозин	68,80	49,97

Анализируя данные, полученные в таблице 3.12, можно сделать следующие выводы. Для депрессоров и расходов получены вероятности 0,045 и 0,091. Это означает, что вероятность влияния на функцию вида депрессора составляет 95,5 % (1-0,045), вероятность влияния на функцию расходов- 90,9 % (1-0,091). Столбец «F критическое» - табличные значения критериев Фишера с P=95 % для обеих групп факторов. При вероятности 95 % вид депрессора будет влиять на функцию (FP>FT), а расход не будет влиять на функцию (FP<FT).

На рисунке 3.16 представлена диаграмма, показывающая отношение Au/Сорг (г/кг) для различных депрессоров и их расходов.

Двухфакторный дисперсионный анализ без повторений						
ИТОГИ	Счет	Сумма	Среднее	Дисперсия		
ЛСТ	2	143,8276778	71,91383891	0,03387494		
D5755	2	146,1214121	73,06070606	3,518627013		
A-633	2	98,75193869	49,37596934	168,4674426		
A-636	2	158,2592727	79,12963633	67,55136437		
КМЦ	2	143,1913022	71,59565109	3,455262717		
Нигрозин	2	118,7723862	59,38619308	177,1883519		
Расход 1	6	428,7218795	71,45364658	71,53593164		
Расход 2	6	380,2021101	63,36701835	211,9478526		
Дисперсионный анализ						
Источник вариации	SS	df	MS	F	P-Значение	F критическое
Строки	1193,384666	5	238,6769333	5,326795518	0,045105831	5,050329058
Столбцы	196,1806683	1	196,1806683	4,378363215	0,090617073	6,607890969
Погрешность	224,0342552	5	44,80685103			
Итого	1613,59959	11				

Рисунок 3.15 – Дисперсионный анализ в программе Microsoft Excel

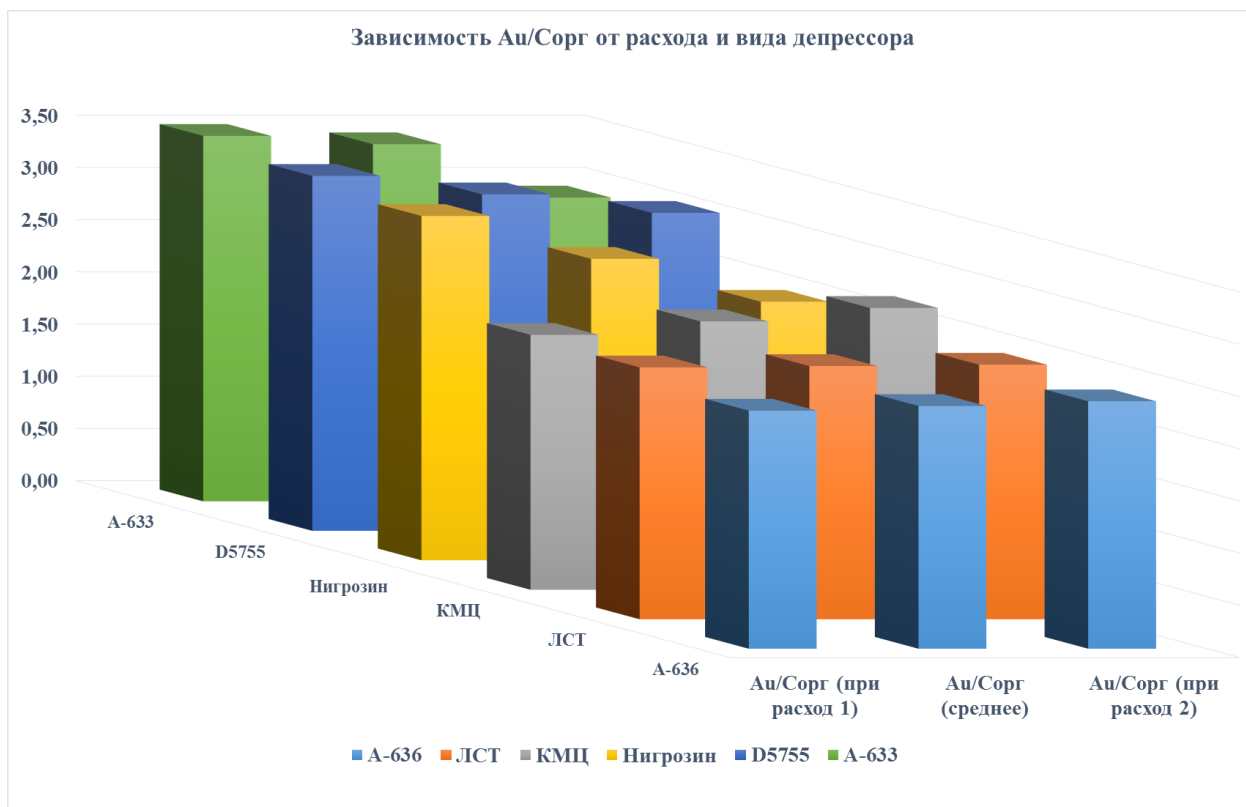


Рисунок 3.16 – Значения Au/Сорг в зависимости от расхода и вида депрессора

Лучшие показатели были достигнуты при использовании органического депрессора А-633 (смесь углеводородного полимера и красителя, состав: крезиловая кислота (крезол) 1,5 %).

### 3.7 ВЫВОДЫ ПО ТРЕТЬЕЙ ГЛАВЕ

1. Установлено, что одним из методов повышения эффективности флотационного процесса является добавление окислителей. Химическое воздействие на сырье на стадии измельчения может в значительной мере увеличить извлечение полезных компонентов, при дальнейшем обогащении за счет увеличения потенциальной энергии вещества и повышения его химической активности.

2. Использование установленных технологических параметров (расход и тип реагента, тонина помола и т.д.) и прогностических моделей кинетики извлечения углерода и потерь золота в цикле углеродной флотации при переработке тонковкрапленной золотосульфидной руды, содержащей сорбционно-активное углеродистое вещество, позволило оптимизировать процесс извлечения органического углерода при минимальных потерях золота.

3. Исследования по гравитационно-извлекаемому золоту показали, что лишь около 60 % золота возможно извлечь данным образом.

4. Экспериментально доказана эффективность предварительной флотации углеродистого вещества, с внедрением которой возможно выведение порядка 30 % углистых веществ из дальнейшего сульфидного цикла.

5. Основываясь на результаты исследования по применению депрессоров на основе крезола в цикле сульфидной флотации, можно сделать вывод, что экранирование углеродистых веществ положительно влияет на качество сульфидного концентрата, снижая содержание органического углерода.

## **ГЛАВА 4 ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ФЛОТАЦИОННОГО ПРОЦЕССА**

### **4.1 ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ПРОЦЕССЕ ОБОГАЩЕНИЯ**

Важной задачей в изучении процессов обогащения минерального сырья является прогнозирование результатов переработки материала, при изменении ряда исходных данных и операционных параметров. Для ее решения давно разработаны и активно используются в мировой практике моделирующие компьютерные программы. Наиболее известной и общепризнанной является программа JKSimFloat, разработанная компанией JKTech, созданной при университете Квинсленда в Австралии.

Применение программы позволяет, с высокой степенью достоверности, определять влияние на результаты процесса флотации изменения таких параметров, как производительности, минерального состава исходной руды, крупности питания флотационного процесса, добавление в схему нового оборудования и др.

В целом, реалии современной практики работы инжиниринговых и проектных компаний, имеющих отношение к процессам флотационного обогащения, в обязательном порядке предполагают применение профильного программного обеспечения.

Весьма актуальным, по ряду причин, является создание моделей флотационных циклов действующих предприятий. Во-первых, очевидна значимость этой части технологического процесса, так как он оказывают определяющее влияние на эффективность последующих процессов, связанных, как правило, с непосредственным извлечением полезных компонентов из концентратов (гидрометаллургия и пр.). И, наконец, в современных экономических условиях важно иметь инструменты, позволяющие достаточно оперативно и достоверно определять возможности и показатели одного из важнейших технологических переделов, с учетом изменений ситуации на рынке готовой продукции.

Велика роль моделирования и в оптимизации показателей работы флотационных циклов, в частности, при пусконаладочных работах на вновь построенных предприятиях. Возможно, конечно, выполнение оптимизационных мероприятий непосредственно на фабрике, таких, как подбор технологических параметров, режимов классификации и других важных факторов. В тоже время известно, что проведение физических экспериментов на работающем предприятии всегда связано со значительными трудностями, главная из которых – необходимость выполнения плана по выпуску товарной продукции, на что регулировка технологических режимов в широких пределах оказывает самое отрицательное влияние. Весьма существенным фактом, препятствующим оптимизации с применением данного подхода, является неоптимальность работы последующих технологических переделов – обезвоживание. гидрометаллургия и пр. По сути дела, управляющее воздействие, заключающееся в изменении каких-либо параметров процесса флотации, будет ограничиваться условиями работы, например, фильтрации и сгущения.

Применение компьютерного моделирования позволяет, определив характеристики перерабатываемого сырья, подобрать оптимальный режим, избегая отрицательного влияния, оказываемого на работающее предприятие прямыми физическими экспериментами. Оптимальная область технологических режимных параметров может быть найдена с достаточно высокой точностью, что обеспечит значительное сокращение продолжительности и стоимости пусконаладочных и иных оптимизационных мероприятий.

#### **4.2 ФЛОТАЦИОННЫЕ МОДЕЛИ JKSimFloat**

Описать процесс флотации на основе фундаментальных зависимостей весьма проблематично ввиду большого количества переменных, влияющих на кинетику всплывания частиц. Сложность измерения большинства переменных физических процессов обуславливает полуэмпирическую природу наиболее используемых флотационных моделей.

Разработка эффективной модели процесса флотации требует применения реалистичных упрощений, благодаря которым уменьшается количество

экспериментальных исследований для получения параметров модели, при этом они не должны вызывать значительных погрешностей в процессе прогнозирования.

Двухфазная модель по компоненту флотируемости основана на утверждении, что извлечение твердого в концентрат является функцией параметров, относящихся к фазе пульпы и пенной фазе флотационной машины, а именно площади потока пузырьков, извлечения в пенный продукт, флотируемости руды, времени пребывания во флотомашине, степени механического выноса и извлечения воды. Данная модель является наиболее полной флотационной моделью симулятора и предоставляет пользователю большое количество опций для расчета различных параметров извлечения.

Флотационные модели, используемые в JKSimFloat предполагают, что извлечение частицы путем ее прикрепления к пузырьку воздуха, представляет собой линейный процесс (первого порядка), при этом скорость извлечения флотационного компонента пропорциональна его концентрации во флотационной машине [109]:

$$-\frac{dC}{dt} = kC,$$

где  $C$  - концентрация частиц в камере флотомашины в момент времени  $t$ ,

$k$  - константа скорости первого порядка частиц в камере.

Константу скорости флотации  $k$  можно разбить на три составляющих:

$$k = PS_b R_f,$$

где  $P$  - флотируемость руды,

$S_b$  - площадь потока пузырьков (площадь поверхности пузырьков на единицу времени на единицу площади поперечного сечения),

$R_f$  - извлечение в пенный продукт.

Флотируемость частиц и извлечение в пенный продукт представлены в виде распределения. Таким образом, предыдущее уравнение может быть преобразовано и записано в следующем виде:

$$k_i = P_i S_b R_{f_i},$$

где  $k_i$  - общая константа скорости набора частиц, которые показывают одинаковые технологические показатели флотации при постоянных условиях эксплуатации и неизменной химической среде.

Следовательно, извлечение  $R_i$  для сгруппированного класса частиц с одинаковым набором свойств можно представить в виде следующего уравнения:

$$R_i = \frac{P_i S_b R f_i \tau}{(1 + P_i S_b R f_i \tau)},$$

где  $\tau$  - среднее время пребывания частиц во флотационной камере.

Двухфазная модель по компоненту флотуемости основана на утверждении, что извлечение твердого в концентрат является функцией параметров, относящихся к фазе пульпы и пенной фазе флотационной машины, а именно площади потока пузырьков, извлечения в пенный продукт, флотуемости руды, времени пребывания во флотомашине, степени механического выноса и извлечения воды.

Извлечение частиц в процессе флотации является функцией двух основных механизмов:

истинной флотации – селективное извлечение гидрофобных частиц путем их прикрепления к пузырьку воздуха,

механического выноса – неизбирательное извлечение гидрофобных и гидрофильных частиц с водой, извлекаемой в концентрат.

Общее извлечение  $R_p$  для обоих механизмов (истинная флотация и механический вынос) каждого компонента флотуемости в питании флотационной машины идеального перемешивания рассчитывается следующим образом:

$$R_p = \frac{P_p S_b \tau R f_p (1 - R_w) + ENT_p R_w}{(1 + P_p S_b \tau R f_p) (1 - R_w) + ENT_p R_w},$$

где  $P_p$  – флотуемость руды,

$ENT_p$  – степень параметра механического выноса,

$R_w$  – извлечение воды.

Для модели, в которой подразумевается, что все частицы питания флотационной машины сначала подвергаются механизму истинной флотации, а затем после того, как извлечение истинной флотации рассчитано, определенная доля материала, оставшаяся во флотационной камере, извлекается из нее путем механического выноса, общее извлечение рассчитывается как:

$$R_p = R_p^{true} + (1 - R_p^{true})ENT_p R_w,$$

где  $R_p^{true}$  - извлечение каждого компонента по крупности, минералогическим свойствам и флотируемости во флотационной камере в случае истинной флотации.

В реальном процессе механизмы истинной флотации и механического выноса возникают одновременно. Таким образом, для расчета общего извлечения  $R_p$  для каждого компонента флотируемости в питании флотационной машины при идеальном вытеснении предыдущее уравнение примет вид:

$$R_p = 1 - \left( \exp(-P_p S_b \tau R f_p) \right) (1 - ENT_p R_w).$$

#### **4.3 МОДЕЛИРОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ПРОЦЕССА С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМПЬЮТЕРНОЙ ПРОГРАММЫ JKSIMFLOAT**

Симуляция основывается на способности построения имитационной модели, которая является представителем реальной системы. Поведение или характеристики модели должны быть подобны характеристикам реальной системы. JKSimFloat позволяет проектировать технологические схемы флотационного цикла, вводить и обрабатывать данные для очень широкого диапазона условий эксплуатации и предсказывать результаты и показатели технологического процесса. Во время процесса симуляции JKSimFloat рассчитывает массовые расходы классов частиц в каждом потоке технологической схемы. Масса в каждом классе частиц в продуктивном потоке для каждой единицы оборудования рассчитывается, используя массу в каждом классе частиц в питающем потоке(-ах) оборудования и алгоритм модели каждой единицы оборудования. Эти расчеты выполняются итеративно до тех пор, пока разница в расходах потоков двух последующих итераций не станет ниже заданного предела сходимости.

Для построения имитационной модели в JKSimFloat необходимо выполнить следующие действия:

создать технологическую схему;

вести данные об исходном питании;

вести экспериментальные технологические показатели и провести массовый баланс входящих и выходящих потоков схемы с учетом стандартных отклонений;

выбрать модели для оборудования и ввести необходимые данные для моделей;

запустить моделирование (симуляцию) схемы;

просмотреть результаты симуляции.

Таким образом, на первом этапе была создана технологическая схема углеродной флотации, включающая в себя питатель, флотационную машину и сборники для конечных продуктов: хвостов и концентрата (Рисунок 4.1).

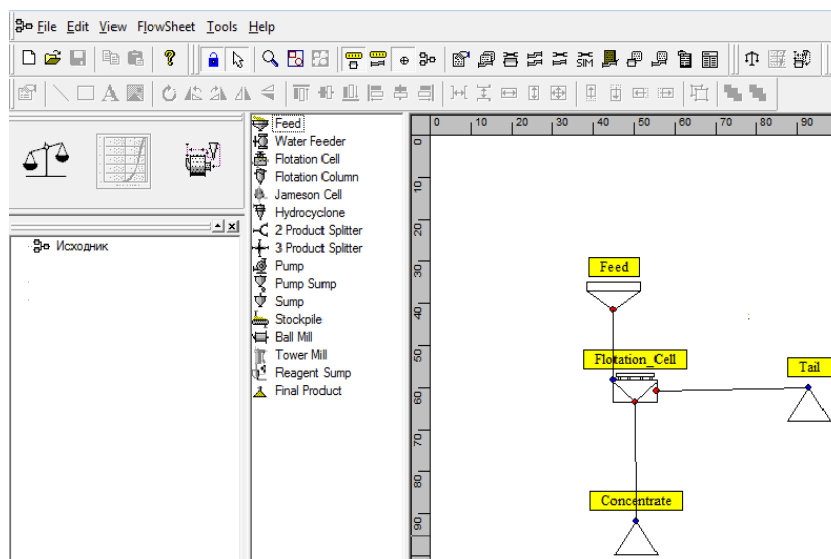


Рисунок 4.1 – Создание технологической схемы в программном пакете JKSimFloat

После того как все действия по размещению единиц на схему завершены, подключены потоки к портам аппаратов, необходимо ввести данные технологической схемы. В первую очередь необходимо определить свойства классов для данной схемы: минералогия, элементный состав, элементное распределение, гранулометрический состав и т.д. (Рисунок 4.2 и 4.3). В данной работе рассматривались два химических элемента, представляющих практический интерес: золото и органический углерод

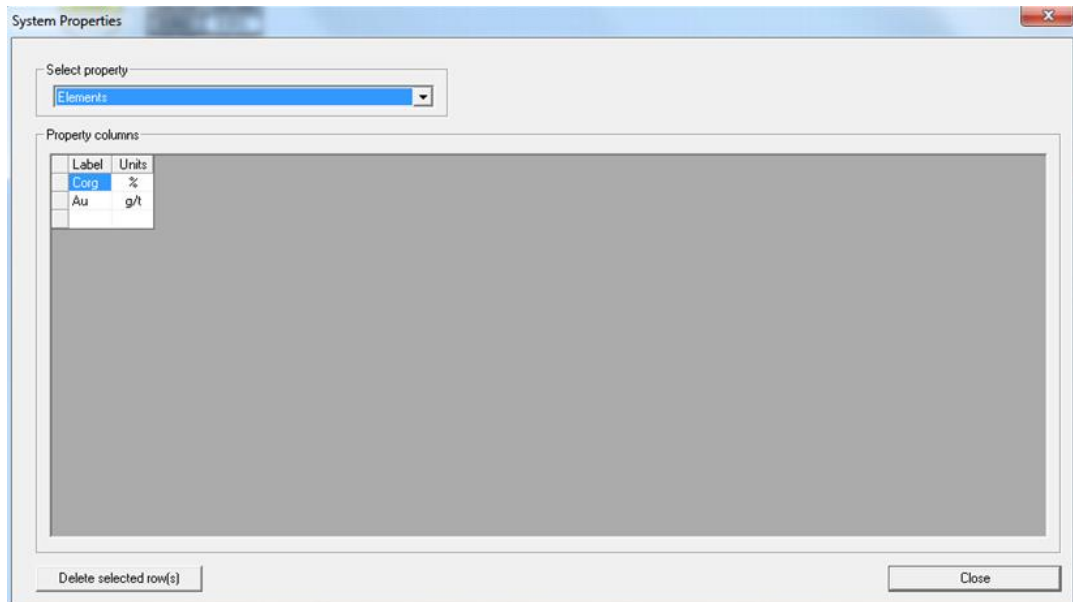


Рисунок 4.2 – Ввод данных об элементном составе руды в программном пакете JKSimFloat

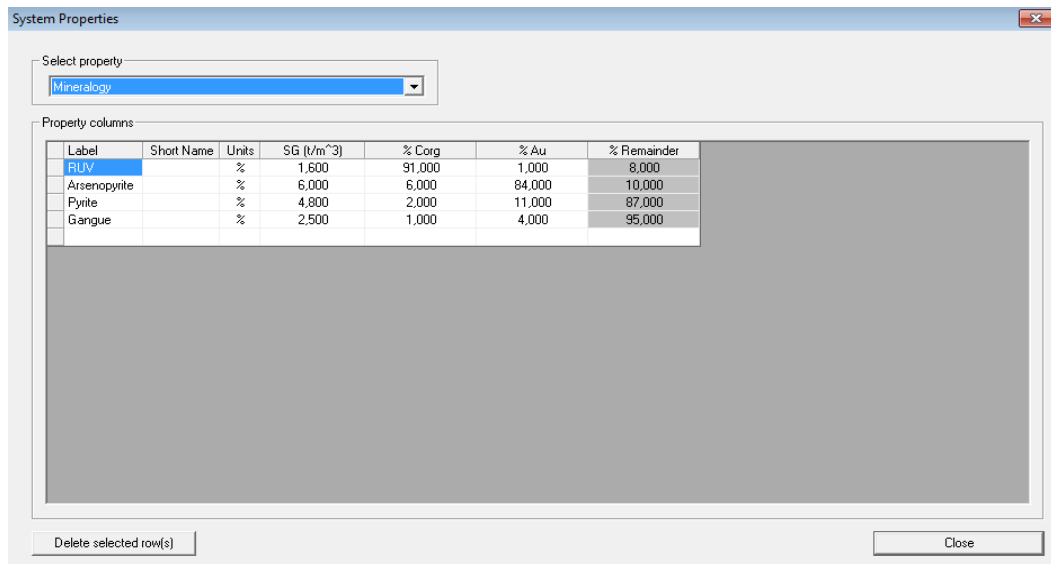


Рисунок 4.3 – Ввод данных минералогического состава руды в программном пакете JKSimFloat

Частные классы частиц, необходимые для симуляции частной технологической схемы определяются в разделе *Stream Specification* JKSimFloat, где создается таблица классов частиц. Таблица классов частиц определяет свойства для каждого класса. Таблица классов частиц создается выбором необходимых свойств системы (например, крупность, минералогия) для спецификации потока (Рисунок 4.4). Если новое свойство было выбрано, список классов расширяется, объединяя существующие классы с классами нового свойства (которое было определено в таблице свойств системы).

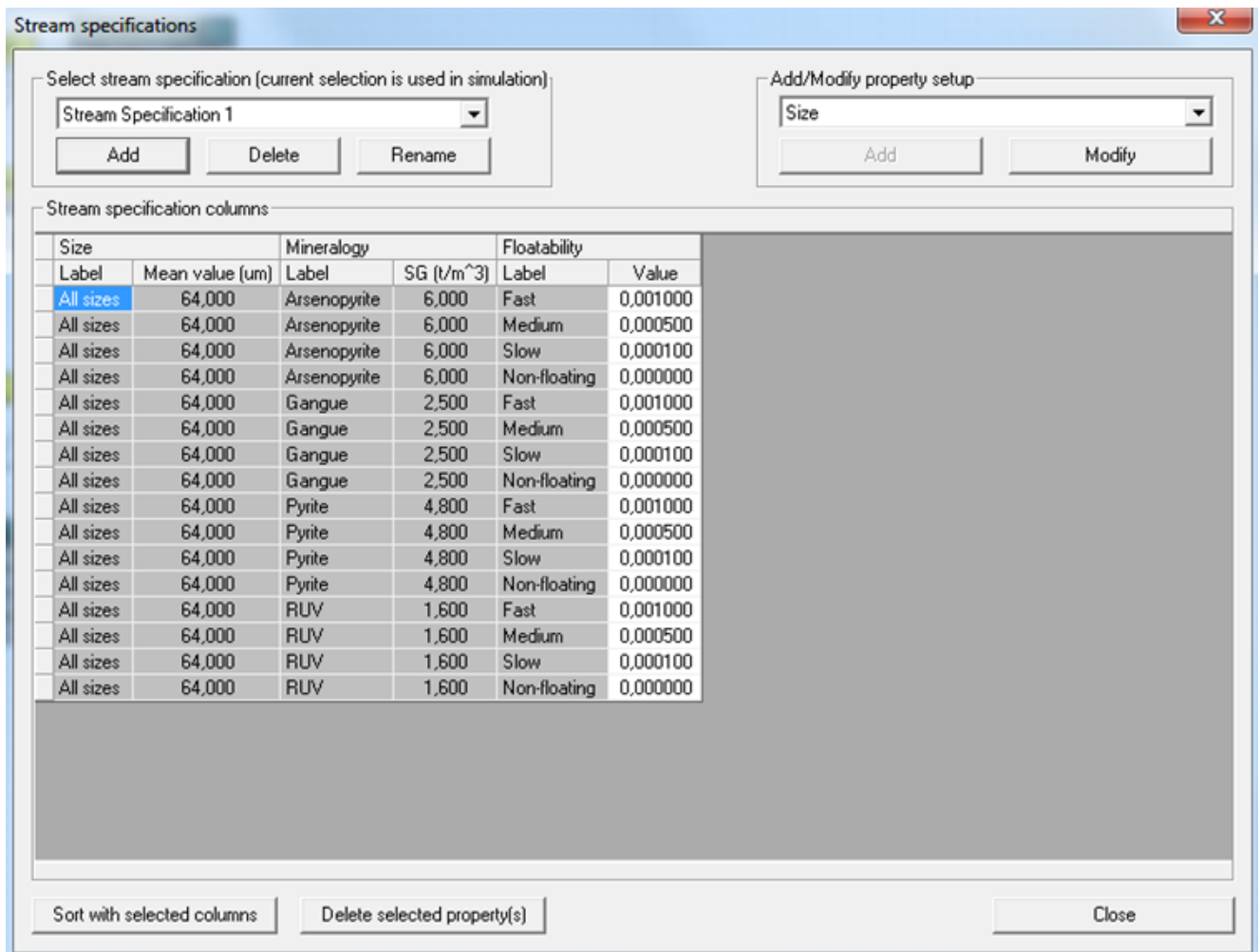
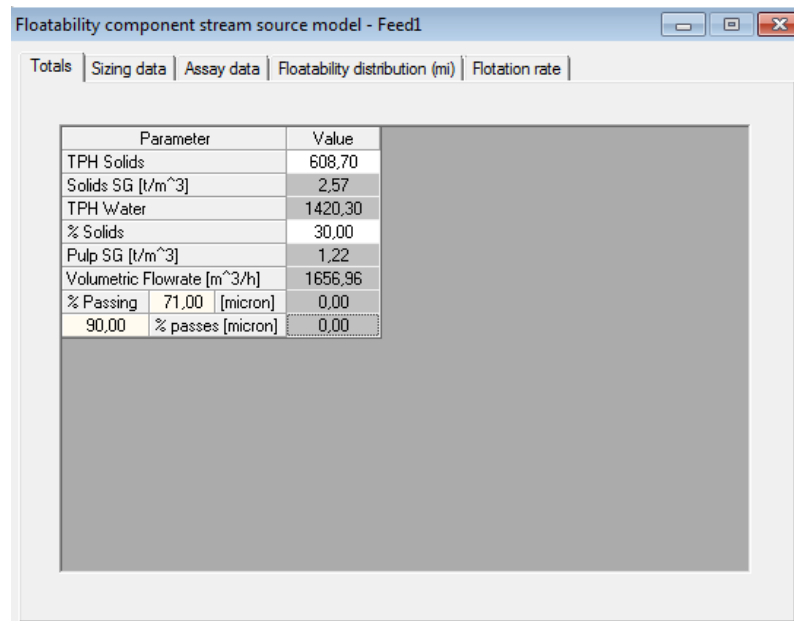


Рисунок 4.4 – Спецификация исходного потока в программном пакете JKSimFloat

Суть спецификации потока заключается в создании таблицы определения классов частиц. В данной таблице пользователь может определить любое количество классов частиц для конкретного процесса симуляции. Класс частиц представляет собой набор частиц с одинаковыми свойствами.

В процессе симуляции данные потока питания фактически вводятся в питающее оборудование, а не в «питающий поток» (Рисунок 4.5). Поэтому необходимо выбрать модель оборудования, которая будет использоваться в процессе симуляции. Чаще всего используют модель Floatability Component Stream Source, для которой необходимо задать следующие свойства: крупность, минеральный состав и флотуемость.



Parameter	Value
TPH Solids	608,70
Solids SG [t/m <sup>3</sup> ]	2,57
TPH Water	1420,30
% Solids	30,00
Pulp SG [t/m <sup>3</sup> ]	1,22
Volumetric Flowrate [m <sup>3</sup> /h]	1656,96
% Passing	71,00 [micron]
90,00	% passes [micron]
	0,00

Рисунок 4.5 –Ввод данных питающего оборудования в программном пакете JKSimFloat

После того, как свойства системы и свойства классов были заданы, следует выбрать модели для каждой единицы оборудования (Рисунок 4.6) и ввести соответствующие данные (Рисунок 4.7).

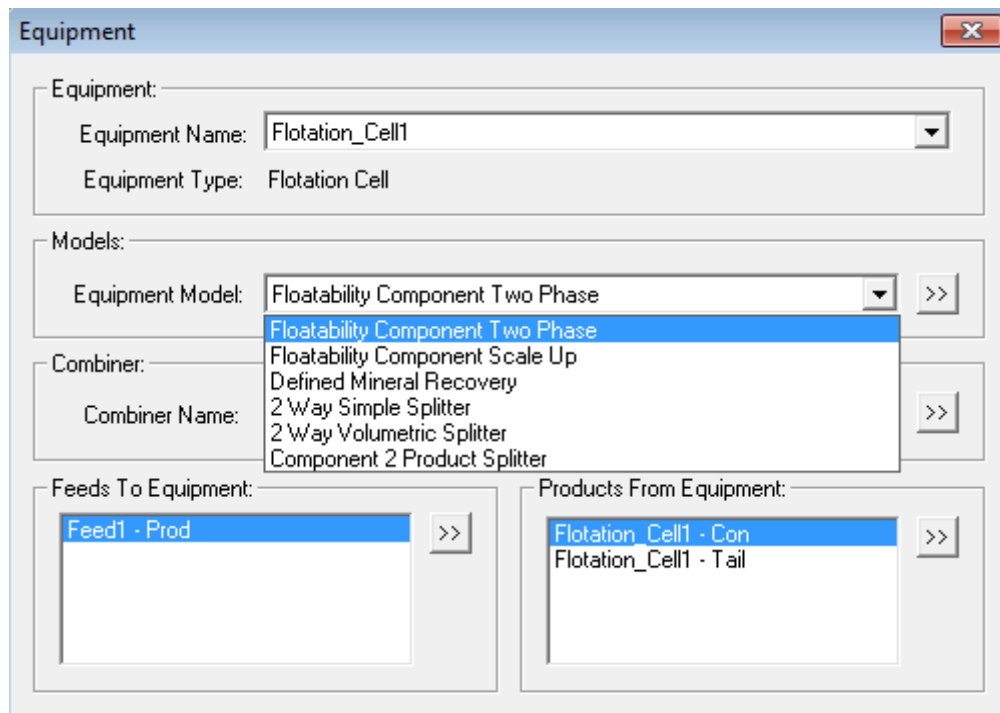


Рисунок 4.6 –Модели флотационной машины в программном пакете JKSimFloat

Выбранная модель флотационной машины (Floatability Component Two Phase) требует введения семи параметров для расчета в процессе симуляции – габариты флотомашины, объемное содержание газа (воздуха), время пребывания,

$S_b$ , извлечение в пенный продукт и увлечение, и извлечение воды (Рисунок 4.7). Данные, которые необходимы для расчета следует вводить в отдельно расположенные вкладки.

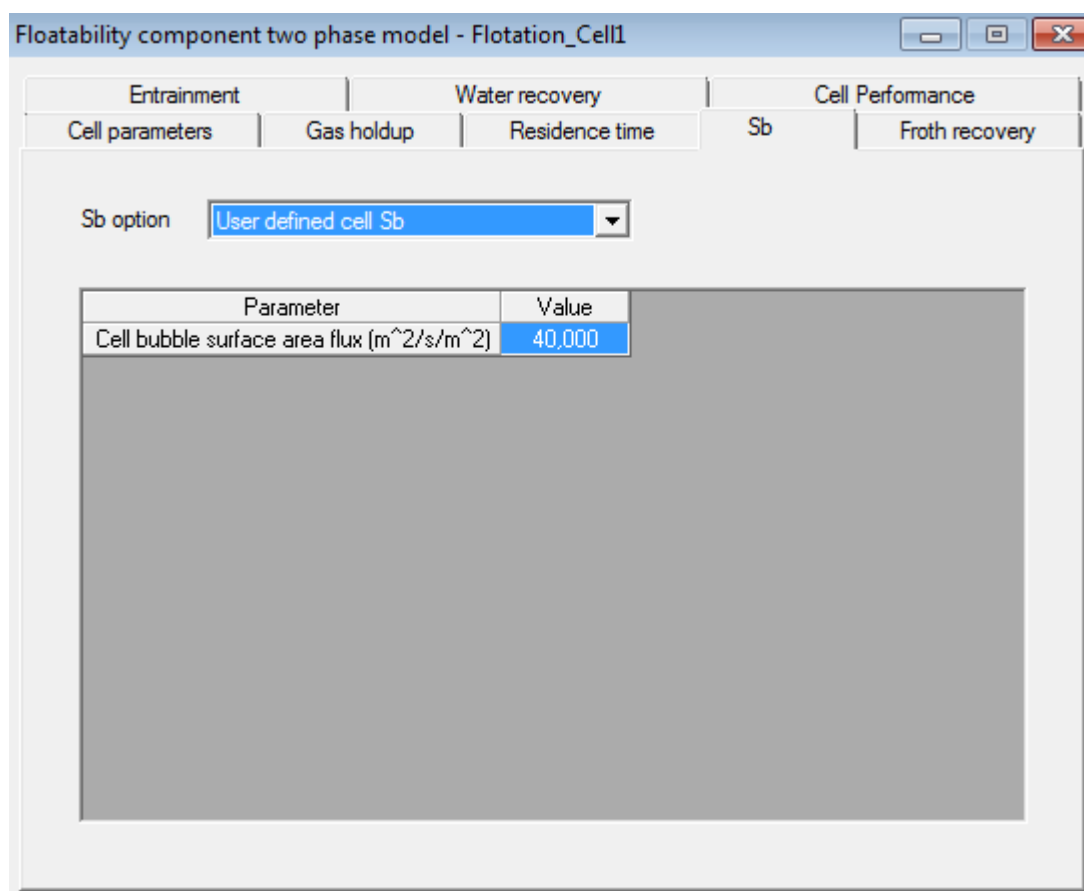


Рисунок 4.7 –Параметры двухфазной модели флотации в программном пакете JKSimFloat

Таким образом, на данном этапе выполнены следующие этапы:

- Создана технологическая схема;
- Заданы Свойства классов;
- Создана таблица определения классов частиц;
- Введены данные питающего потока;
- Задана модель флотационной машины.

Любые полученные экспериментальные данные имеет погрешность, поэтому для улучшения качества данных и дальнейшей симуляции необходимо провести массовый баланс созданной технологической схемы (Рисунок 4.8):

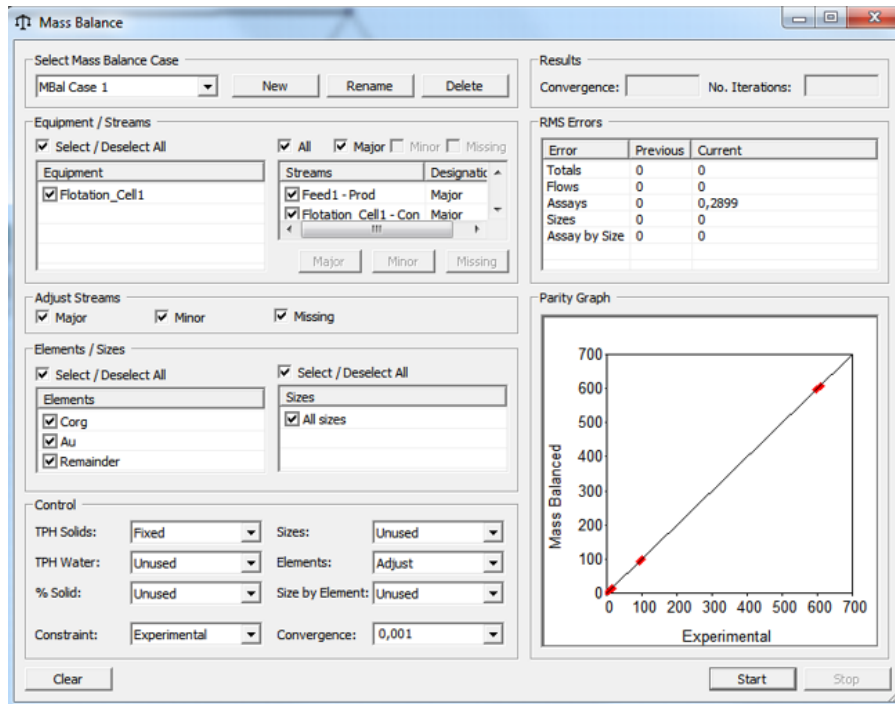


Рисунок 4.8 –Окно массового баланса в программном пакете JKSimFloat

На рисунке (Рисунке 4.9) показаны экспериментальные (вводимые) показатели, а также рассчитанные показатели, которые получены в результате массового баланса (левый столбец).

Rec - Solids (Bal)	Rec - Solids (Exp)
Assay - Corg (Bal)	Assay - Corg (Exp)
Rec - Corg (Bal)	Rec - Corg (Exp)
Assay - Au (Bal)	Assay - Au (Exp)

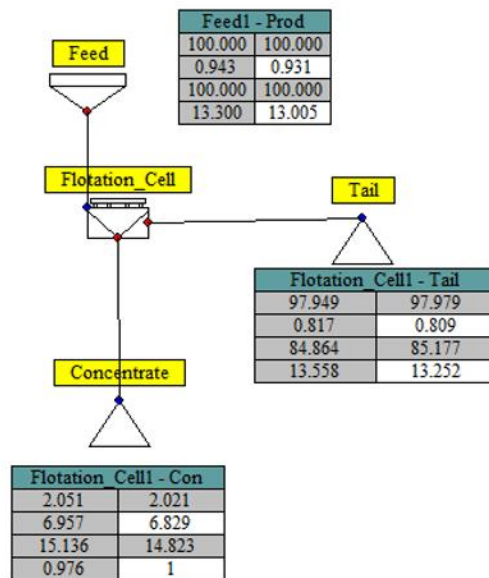


Рисунок 4.9– Технологическая схема углеродной флотации и расчет масс- баланса в компьютерном пакете JKSimFloat

После того, как имитационная модель будет построена, можно оценить влияние изменения различных условий на технологический процесс и оптимизировать работу конкретного аппарата.

Операция флотации представляется крайне сложной с точки зрения физико-химических явлений и в рамках данной диссертационной работы не предоставляется возможным охватить весь спектр параметров, влияющих на флотационный процесс. Поэтому внимание уделено машинным факторам (параметрам работы флотомашин), оказывающим влияние на протекание флотации:

- параметр  $S_b$ , который характеризует площадь поверхности потока пузырьков, проходящую через поперечное сечение камеры флотационной машины;
- параметр Residence time (RT), время пребывания пульпы в камере.

#### 4.3.1 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРА $S_b$

Установлено, что параметр  $S_b$  является мерой интенсивности аэрации в камере, который показывает способность флотомашин диспергировать газ на мелкие пузырьки воздуха, и зависит от размеров пузырьков и скорости их подъема ( $J_g$ ) [109]. Как правило, чем больше площадь потока пузырьков, тем выше скорость извлечения [110]. Площадь потока пузырьков может быть измерена напрямую, используя формулу:

$$S_b = \frac{6J_g}{d_{32}},$$

где  $S_b$  - площадь потока пузырьков ( $\text{м}^2/\text{с}/\text{м}^2$ ),

$J_g$  – скорость подъема пузырьков воздуха в камере флотационной машины,

$d_{32}$  - средний диаметр пузырька по Соутеру (см).

Поверхностная скорость газа  $J_g$  является мерой аэрации и непосредственно связана с кинетикой флотации [110]. Если поверхностная скорость газа слишком высока, возможно чрезмерное вовлечение в пенный продукт пустой породы, что приведет к уменьшению стабильности пены, а также к ухудшению качества

концентрата. Площадь поверхности потока пузырьков принимается во внимание для учета эффекта рассеивания газа (воздуха) во время процесса флотации.

Средний диаметр пузырька по Соутеру ( $d_{32}$ ) представляет собой средний размер из распределения крупности пузырьков во флотационной камере. Он рассчитывается как сумма объемов всех пузырьков, деленная на сумму площадей поверхности всех пузырьков:

$$d_{32} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} d_i^3}{\sum_{i=1}^{i=n} d_i^2},$$

где  $d_i$  – эквивалентный диаметр сферического пузырька воздуха,  
 $n$  – общее количество пузырьков.

Средний диаметр пузырька по Соутеру всегда больше, чем средний диаметр, в виду того, что он в большей степени учитывает крупные частицы с большим объемом при расчете.

Крупность пузырька – один из наиболее важных параметров при флотации. Известно, что мелкий пузырек более стабилен, прочен, обладает лучшей несущей способностью. Площадь поверхности пузырьков воздуха напрямую зависит от диаметра ( $S_{сферы} = 4\pi d^2$ ). Уменьшение размера пузырьков приводит к увеличению площади поверхности, что положительно сказывается на процессе флотации.

Для определения исходного значения  $S_b$  была проведена видеофиксация в режиме «замедленное движение» (slowmotion) с частотой 1000 кадров в секунду при следующих параметрах работы лабораторной флотомашины Laarman (Рисунок 4.10).

- частота вращения импеллера 350 об/мин,
- расход воздуха 4 л/мин.

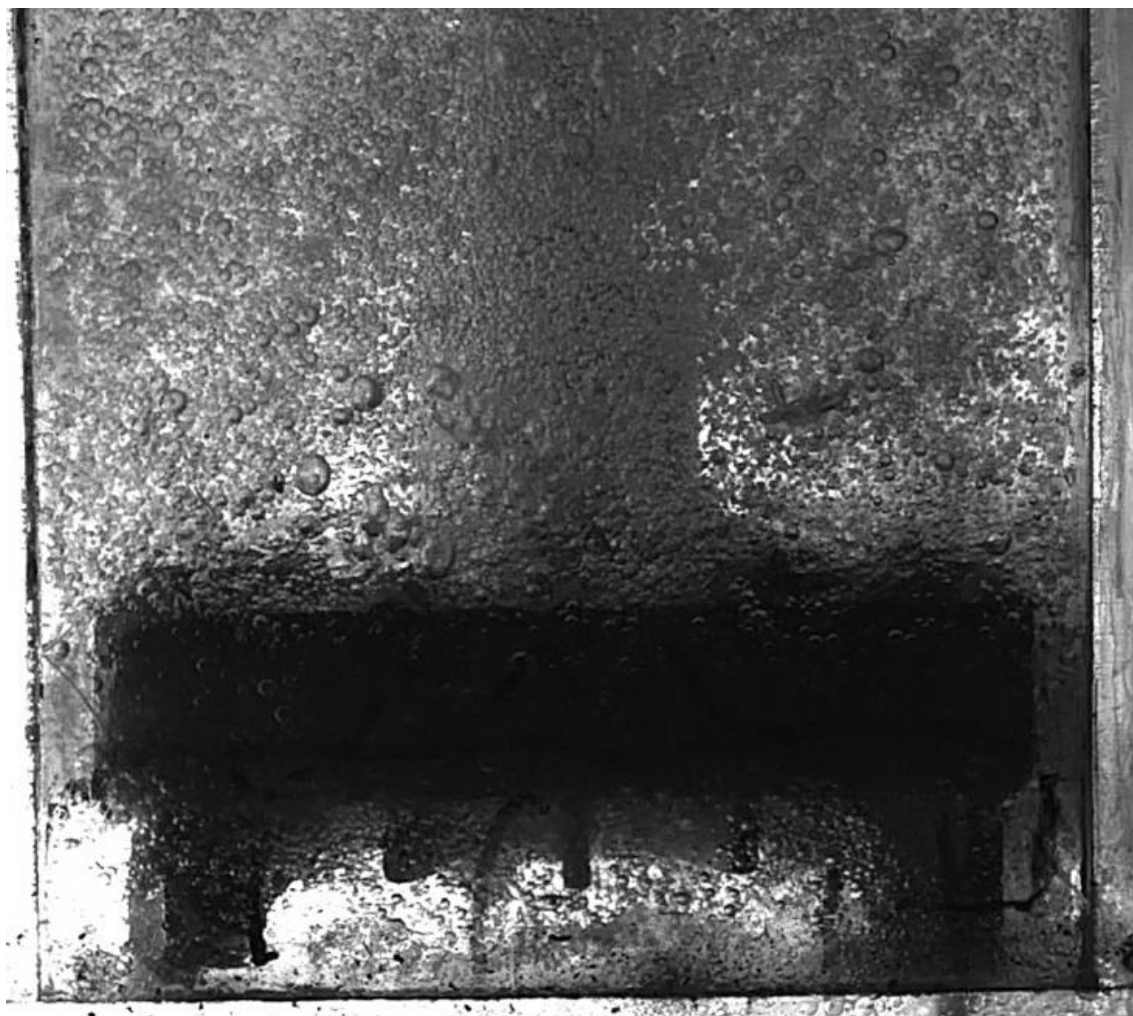


Рисунок 4.10– Фотофиксация процесса аэрирования лабораторной машины Laarman

Содержание газа является мерой доли газа в пульпе в камере флотомашин. Как правило, увеличение содержания газа во флотационной камере приводит к образованию большего количества пузырьков на единицу объема, а соответственно появляется больше поверхности для взаимодействия пузырька с частицей (увеличивается вероятность столкновения частицы с пузырьком воздуха), что приводит к улучшению кинетики флотации. Однако, существует максимальное содержание газа в пульпе, после которого производительность падает ввиду уменьшения времени пребывания.

Результаты обработки, полученных путем систематизации данных представлены на Рисунке 4.11.

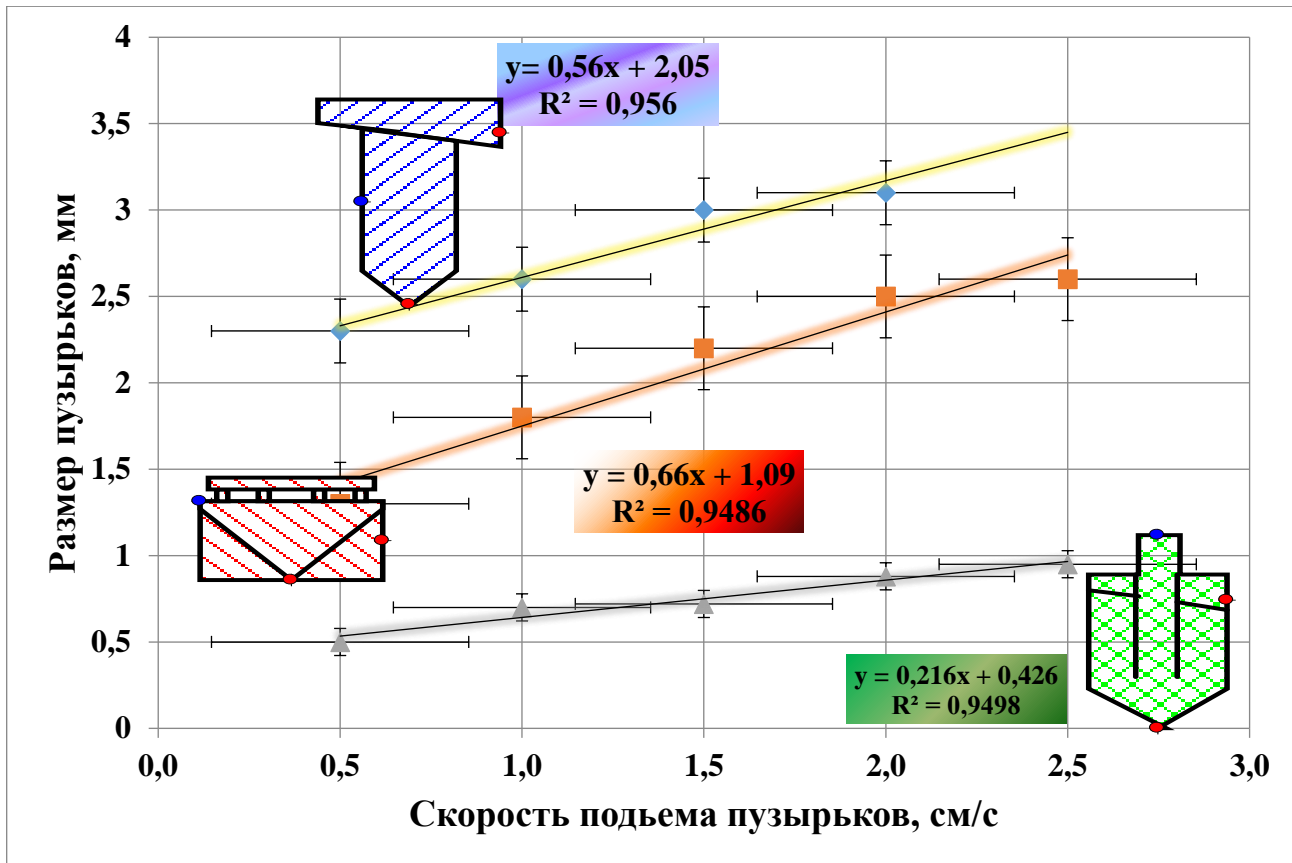


Рисунок 4.11 –Графики зависимостей размера пузырька воздуха от скорости подъема пузырьков для различных типов флотационных машин

Симуляция параметра  $S_b$  проводилась в диапазоне варьирования 0-200  $\text{м}^2/\text{с}/\text{м}^2$  с шагом 10  $\text{м}^2/\text{с}/\text{м}^2$  (Рисунок 4.12).

Simulation Manager

Scenario Name: Симуляция  $S_b$  при  $RT=\text{const}$

Simulation Scenario | Results - Streams | Results - Equip

Flotation_Cell1	
	$S_b$
	User defn
Simulation Name	Value
Type of Change	Value
Original Data	40
Simulation 1	0
Simulation 2	10
Simulation 3	20
Simulation 4	30
Simulation 5	40
Simulation 6	50
Simulation 7	60
Simulation 8	70
Simulation 9	80
Simulation 10	90
Simulation 11	100
Simulation 12	110
Simulation 13	120
Simulation 14	130
Simulation 15	140
Simulation 16	150
Simulation 17	160

Рисунок 4.12 – Окно симуляции параметра  $S_b$

Результаты моделирования показали (Рисунок 4.13), что с увеличением площади поверхности пузырьков происходит прирост извлечения органического углерода в углеродный концентрат.

Simulation Manager

Scenario Name: Симуляция Sb при RT=const Basis Stream: Feed1 - Prod

Simulation Scenario: Results - Streams Results - Equip

Simulation Name	Flotation_Cell1 - Con	Flotation_Cell1 - Con	Flotation_Cell1 - Con
	Solids	% Corg	Corg
	Recovery	Assay	Recovery
	Stream	Stream	Stream
Original Data	1,51599	7,08504	11,3961
Simulation 1	0	0	0
Simulation 2	0,935272	7,22393	7,16854
Simulation 3	1,92587	6,98666	14,2763
Simulation 4	2,48519	6,853	18,07
Simulation 5	2,86208	6,7639	20,5399
Simulation 6	3,14042	6,69894	22,321
Simulation 7	3,3578	6,64889	23,6877
Simulation 8	3,53403	6,60886	24,7808
Simulation 9	3,68079	6,57595	25,6814
Simulation 10	3,80548	6,54835	26,4399
Simulation 11	3,91311	6,5248	27,0899
Simulation 12	4,00717	6,50445	27,6546
Simulation 13	4,09024	6,48667	28,1507
Simulation 14	4,16424	6,47099	28,5907
Simulation 15	4,23085	6,45704	28,9841
Simulation 16	4,29064	6,44455	29,3382
Simulation 17	4,34512	6,4333	29,6589
Simulation 18	4,39486	6,4231	29,9508
Simulation 19	4,44047	6,41382	30,2179
Simulation 20	4,48246	6,40533	30,4633
Simulation 21	4,52125	6,39754	30,6895

Рисунок 4.13 – Окно результатов симуляции параметра Sb в программном пакете JKSimFloat

На графике видно (Рисунок 4.14), что при достижении параметром Sb значения  $150 \text{ м}^2/\text{с}/\text{м}^2$  прирост извлечения становится минимальным.

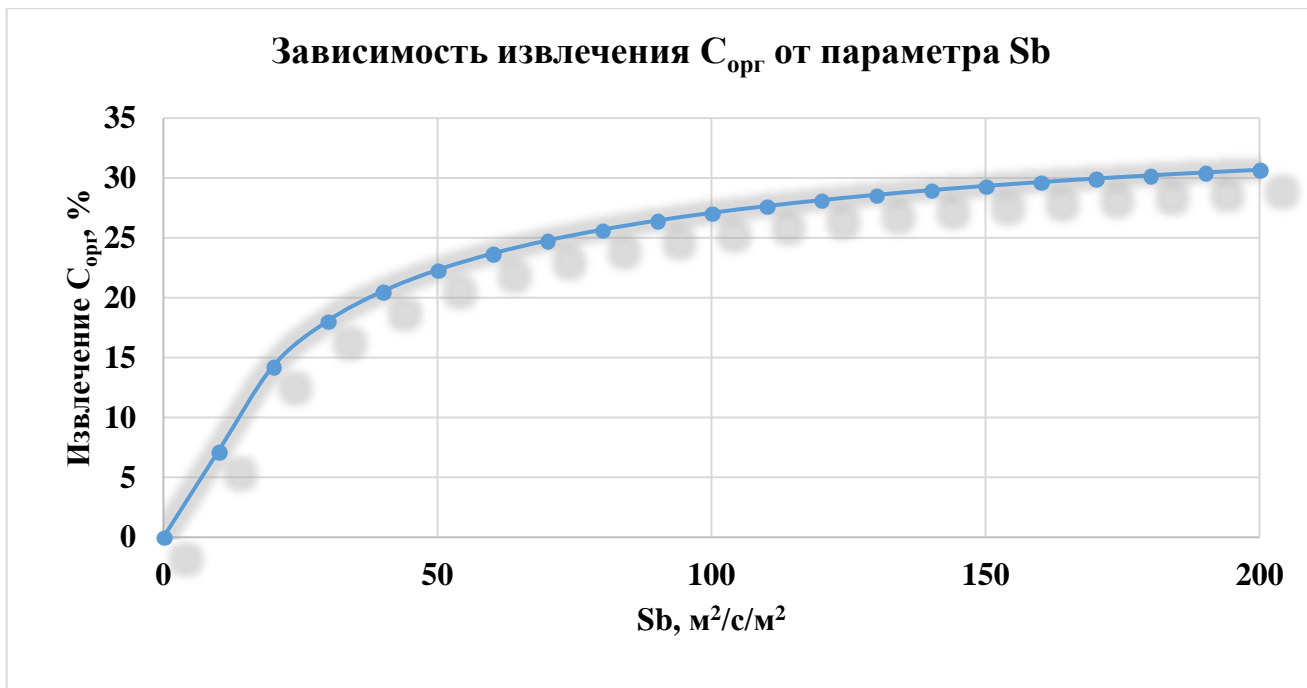


Рисунок 4.14 – Моделирование времени пребывания в камере флотомашины

### 4.3.2 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРА RT

Время пребывания (RT) пульпы в камере является одним из основных параметров, определяющих эффективность процесса флотации. Время пребывания жидкости в камере флотационной машины относится к вероятности жидкого элемента оставаться во флотомашине в течение определенного времени прежде, чем покинуть ее с разгрузкой хвостового продукта.

Симуляция параметра RT проводилась в диапазоне варьирования 0-39 мин шагом 2 мин (Рисунок 4.15).

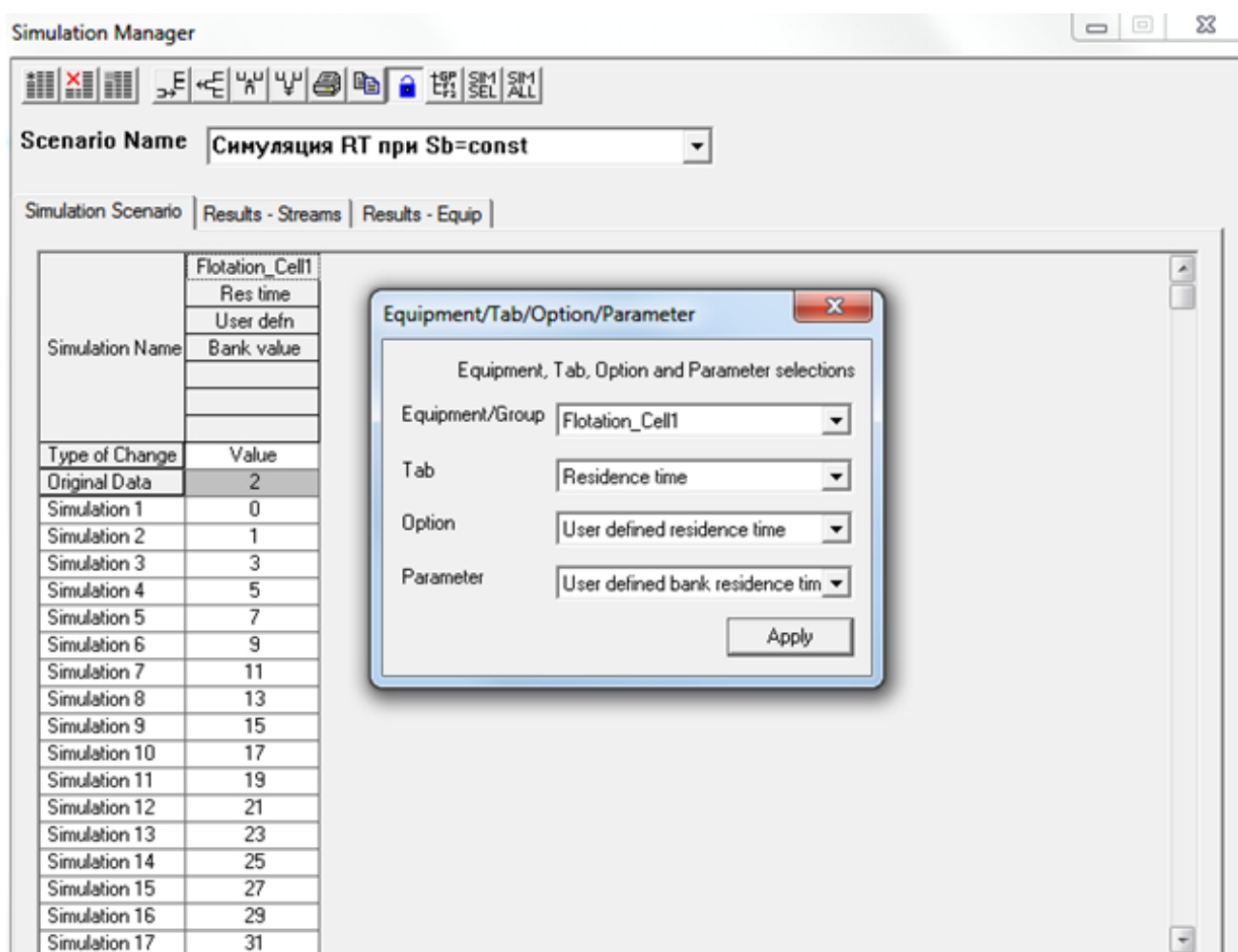


Рисунок 4.15 – Окно для симуляции времени пребывания в камере флотомашины в программном пакете JKSimFloat

Результаты моделирования представлены на Рисунке 4.16.

Simulation Manager

Scenario Name: **Симуляция RT при Sb=const** Basis Stream: **Feed1 - Prod**

Simulation Scenario: Results - Streams | Results - Equip

Simulation Name	Flotation_Cell1 - Con	Flotation_Cell1 - Con	Flotation_Cell1 - Con
	Solids	% Corg	Corg
	Recovery	Assay	Recovery
	Stream	Stream	Stream
Original Data	1,51599	7,08504	11,3961
Simulation 1	0	0	0
Simulation 2	0,935272	7,22393	7,16854
Simulation 3	1,92587	6,98666	14,2763
Simulation 4	2,48519	6,853	18,07
Simulation 5	2,86208	6,7639	20,5399
Simulation 6	3,14042	6,69894	22,321
Simulation 7	3,3578	6,64889	23,6877
Simulation 8	3,53403	6,60886	24,7808
Simulation 9	3,68079	6,57595	25,6814
Simulation 10	3,80548	6,54835	26,4399
Simulation 11	3,91311	6,5248	27,0899
Simulation 12	4,00717	6,50445	27,6546
Simulation 13	4,09024	6,48667	28,1507
Simulation 14	4,16424	6,47099	28,5907
Simulation 15	4,23065	6,45704	28,9841
Simulation 16	4,29064	6,44455	29,3382
Simulation 17	4,34512	6,4333	29,6589
Simulation 18	4,39486	6,4231	29,9508
Simulation 19	4,44047	6,41382	30,2179
Simulation 20	4,48246	6,40533	30,4633
Simulation 21	4,52125	6,39754	30,6895

Рисунок 4.16 – Окно результатов симуляции времени пребывания пульпы в камере флотомашины в программном пакете JKSimFloat

Из графической зависимости видно (Рисунок 4.17), что после 20-ти минут флотации прирост извлечения становится минимальным.

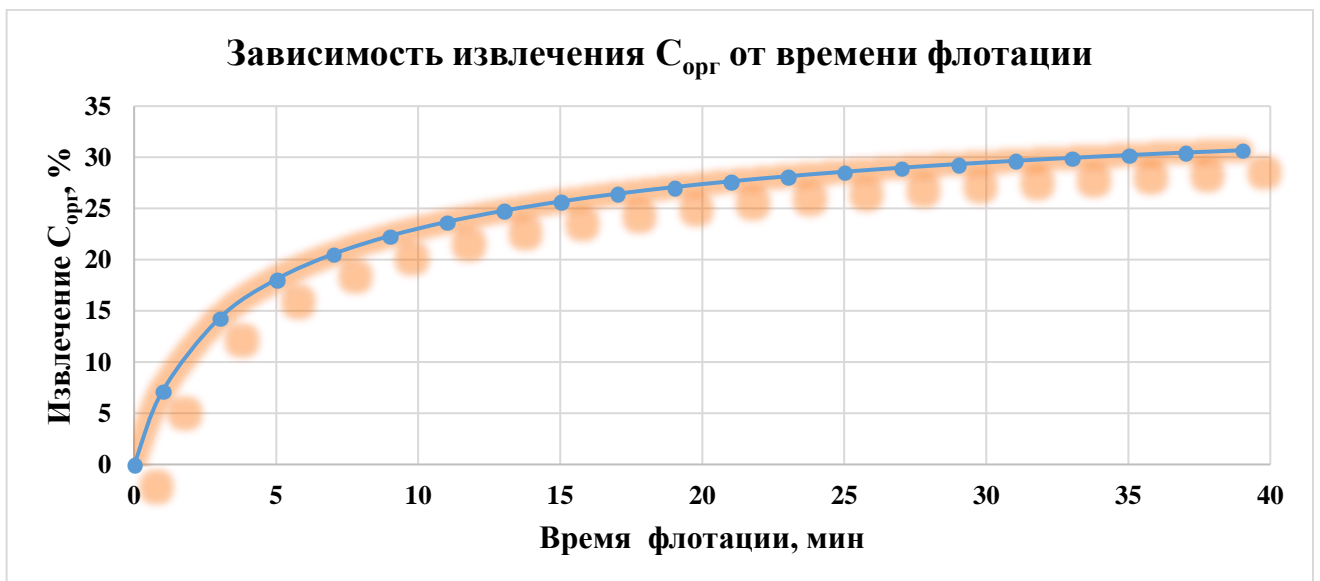
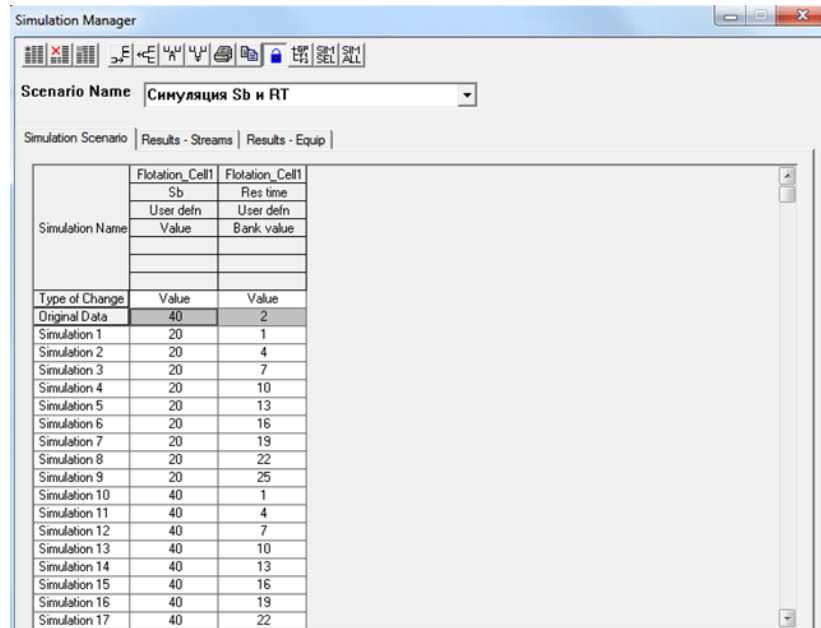


Рисунок 4.17 – Моделирование времени пребывания в камере флотомашины

### 4.3.3 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРА $S_b$ И ВРЕМЕНИ ПРЕБЫВАНИЯ В КАМЕРЕ ФЛОТОМАШИНЫ

Симуляция совместного влияния параметра  $S_b$  и времени флотации на извлечение органического углерода в углеродный концентрат исследовалось в

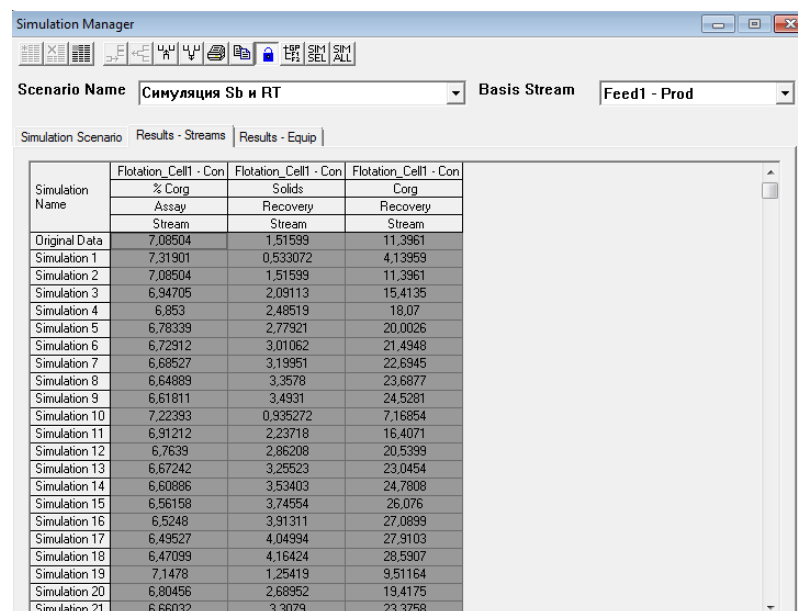
следующих интервалах варьирования: параметр  $S_b$  20-160с шагом  $20 \text{ м}^2/\text{с}/\text{м}^2$ , времени флотации от 1 до 25 минут с шагом 3 мин (Рисунок 4.18).



Simulation Name	Flotation_Cell1		Flotation_Cell2	
	Sb	Res time	User defn	User defn
	Value		Bank value	
Original Data	40	2		
Simulation 1	20	1		
Simulation 2	20	4		
Simulation 3	20	7		
Simulation 4	20	10		
Simulation 5	20	13		
Simulation 6	20	16		
Simulation 7	20	19		
Simulation 8	20	22		
Simulation 9	20	25		
Simulation 10	40	1		
Simulation 11	40	4		
Simulation 12	40	7		
Simulation 13	40	10		
Simulation 14	40	13		
Simulation 15	40	16		
Simulation 16	40	19		
Simulation 17	40	22		

Рисунок 4.18 – Окно для симуляции времени пребывания в камере флотомашины и параметра  $S_b$  в программном пакете JKSimFloat

По результатам симуляции (Рисунок 4.19) был построен график поверхности (Рисунок 4.20) зависимости извлечения органического углерода в концентрате углеродной флотации от параметра  $S_b$  и времени флотации RT.



Simulation Name	Flotation_Cell1 - Con			Flotation_Cell2 - Con		
	% Corg	Solids	Corg	Assay	Recovery	Recovery
	Stream	Stream	Stream	Stream	Stream	Stream
Original Data	7,08504	1,51599	11,3961			
Simulation 1	7,31901	0,533072	4,13959			
Simulation 2	7,08504	1,51599	11,3961			
Simulation 3	6,94705	2,09113	15,4135			
Simulation 4	6,853	2,48519	18,07			
Simulation 5	6,78339	2,77921	20,0026			
Simulation 6	6,72912	3,01062	21,4948			
Simulation 7	6,68527	3,19951	22,6945			
Simulation 8	6,64889	3,3578	23,6877			
Simulation 9	6,61811	3,4931	24,5281			
Simulation 10	7,22393	0,935272	7,16854			
Simulation 11	6,91212	2,23718	16,4071			
Simulation 12	6,7639	2,86208	20,5399			
Simulation 13	6,67242	3,25523	23,0454			
Simulation 14	6,60886	3,53403	24,7808			
Simulation 15	6,56158	3,74554	26,076			
Simulation 16	6,5248	3,91311	27,0899			
Simulation 17	6,49527	4,04994	27,9103			
Simulation 18	6,47099	4,16424	28,5907			
Simulation 19	7,1478	1,25419	9,51164			
Simulation 20	6,90456	2,68952	19,4175			
Simulation 21	6,66032	3,3079	23,3758			

Рисунок 4.19 – Окно результатов для симуляции времени пребывания в камере флотомашины и параметра  $S_b$  в программном пакете JKSimFloat

Уравнение, описывающее результаты моделирования, выглядит следующим образом:

$$\varepsilon_{C_{opc}} = -0,8202 + 0,2354 S_b + 2,0234 T - 0,0008 S_b^2 - 0,048 T^2$$

Затем были найдены значения параметров  $S_b$  и  $RT$  при которых извлечение максимальное:

$$\frac{d\varepsilon}{dS_b} = 0,2354 - 0,0016 S_b \quad \Rightarrow \quad 0,2354 - 0,0016 S_b = 0 \quad \Rightarrow \quad S_b = 147,1 \text{ м}^2 / \text{с} / \text{м}^2$$

$$\frac{d\varepsilon}{dT} = 2,0234 - 0,096 T \quad \Rightarrow \quad 2,0234 - 0,096 T = 0 \quad \Rightarrow \quad T = 21,08 \text{ мин}$$

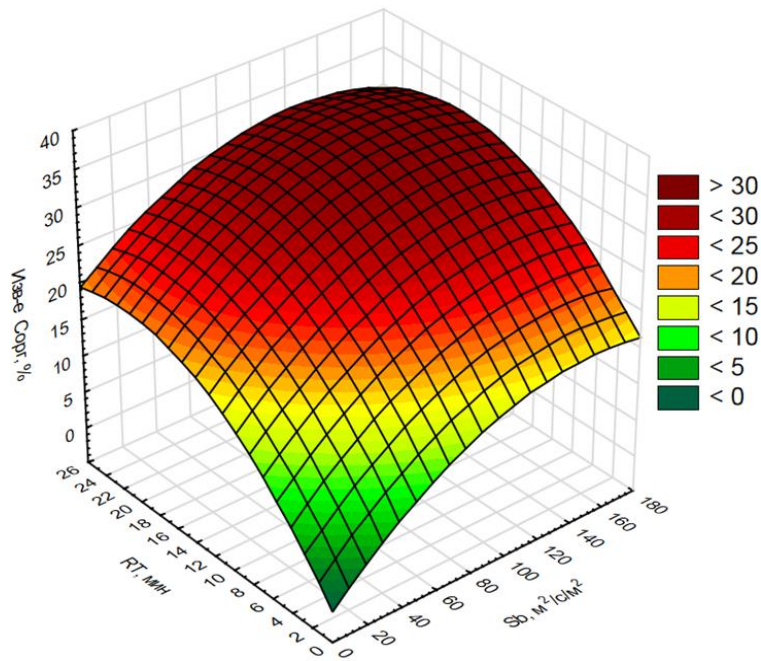


Рисунок 4.20 – График поверхности зависимости извлечения углерода от параметра  $S_b$  и времени флотации

Вычисленное время флотации составило 21 минуту. Как видно из расчетов, для высокого извлечения параметр  $S_b$  должен быть около  $150 \text{ м}^2\text{с}/\text{м}^2$ , что является достаточно высоким показателем для флотомашин. Одним из типов флотомашин, которые могут давать столь высокое значение площади поверхности пузырьков воздуха является флотомашина типа Jameson Cell.

#### 4.3.4 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА УГЛЕРОДНОЙ ФЛОТАЦИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ФЛОТОМАШИНЫ ТИПА JAMESON CELL

Флотомашина Jameson Cell состоит из трех основных частей: аэратор, зона пульпы в емкости и зона пены в емкости.

Главной частью флотомашины Jameson Cell является аэратор, в котором происходит интенсивное взаимодействие между воздушными пузырьками и минеральными частицами. Питание подается в аэратор насосом через сопло пульпы, создавая струю высокого давления. Струя жидкости создает сдвиговое усилие и вовлекает воздух из атмосферы. Удаление воздуха внутри аэратора создает вакуум, который вызывает поднятие столба жидкости внутри аэратора. Струя падает в столб жидкости, и кинетическая энергия удара превращает воздух в мелкие пузырьки, сталкивающиеся с минеральными частицами. Большая площадь межфазной поверхности и интенсивное перемешивание обеспечивают быстрое прикрепление частиц к пузырькам и высокую пропускную способность флотомашины.

В аэраторе протекают процессы контакта между пузырьками и частицами, прикрепления и захвата. С точки зрения гидродинамики в аэраторе можно выделить следующие зоны: свободная струя, индукционная труба, падающая струя, зона смешивания и зона потока в трубе (Рисунок 4.21). Пульпа, проходя под давлением через сопло пульпы, образует свободную струю, создающую усилие сдвига в окружающем воздухе, вовлекая его в пульпу. Свободная струя падает на пульпу в аэраторе. Сила удара образует депрессию на поверхности жидкости и направляет воздух в зону у основания свободной струи. Высокое сдвиговое усилие в струе разбивает вовлеченный воздух на множество очень мелких пузырьков (диаметр 0,3 - 0,5 мм), уносимых вниз по аэратору. Падающая струя передает момент в окружающую жидкость, создавая циркулирующие завихрения аэрированной жидкости, способствующие интенсивному соударению между пузырьками воздуха и частицами и прикреплению частиц к пузырькам. Под зоной смешивания находится зона равномерного многофазного потока. Нисходящее движение жидкости противодействует восходящему потоку нагруженных минеральными частицами пузырьков. Пузырьки и частицы собираются в нисходящий слой пузырьков и частиц. Плотная смесь воздуха и пульпы выходит из аэратора и поступает в зону пульпы в емкости флотомашины, где нагруженные минеральными частицами пузырьки отделяются от пульпы [111].

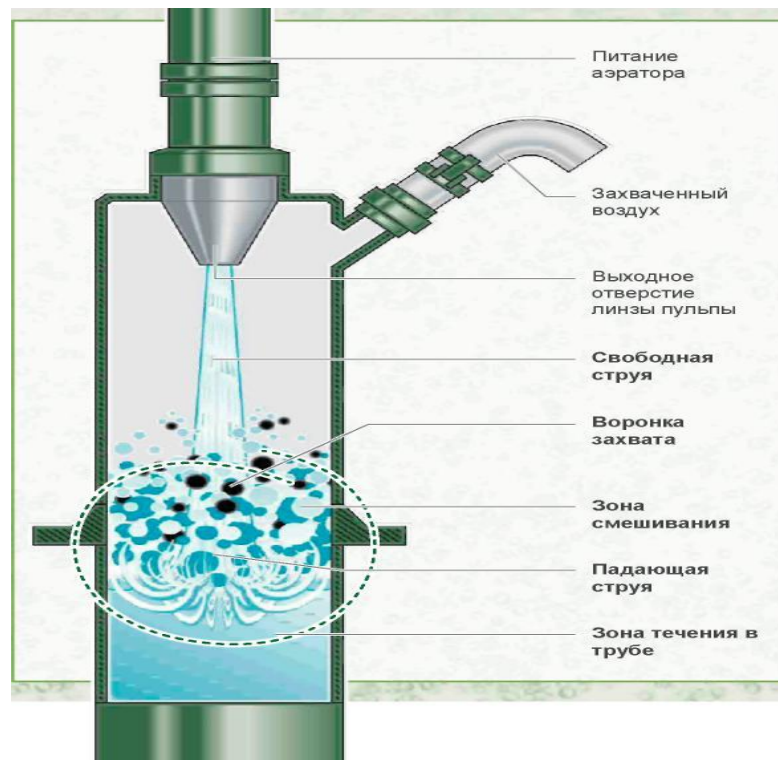


Рисунок 4.21 – Схема струйного аэратора в флотомашине Jameson Cell

Благодаря быстрой кинетике и отдельной контактной зоне в аэраторе, время пребывания пульпы в камере флотомашины Jameson Cell гораздо меньше, чем в механических и колонных флотомашинах аналогичной производительности. Эффективность флотомашины Джеймсон определяется качеством контакта, а не временем пребывания.

Стабильное образование мелких пузырьков в камере Jameson Cell позволяет получить значительно большую площадь поверхности пузырьков [110] для флотации по сравнению с альтернативными технологиями (Рисунок 4.22).



Средний диаметр пузырьков воздуха - 0,3 мм  
Общая средняя площадь поверхности - 20 мм<sup>2</sup>

Средний диаметр пузырьков воздуха - 1,0 мм  
Общая средняя площадь поверхности - 6 мм<sup>2</sup>

Рисунок 4.22 – Сравнение размеров пузырьков воздуха в традиционной камере и в камере типа

Jameson Cell

Предложенная схема углеродной флотации с использованием различного типа флотационных машин была промоделирована в программе JKSimFloat v 5.1 (Рисунок 4.23).

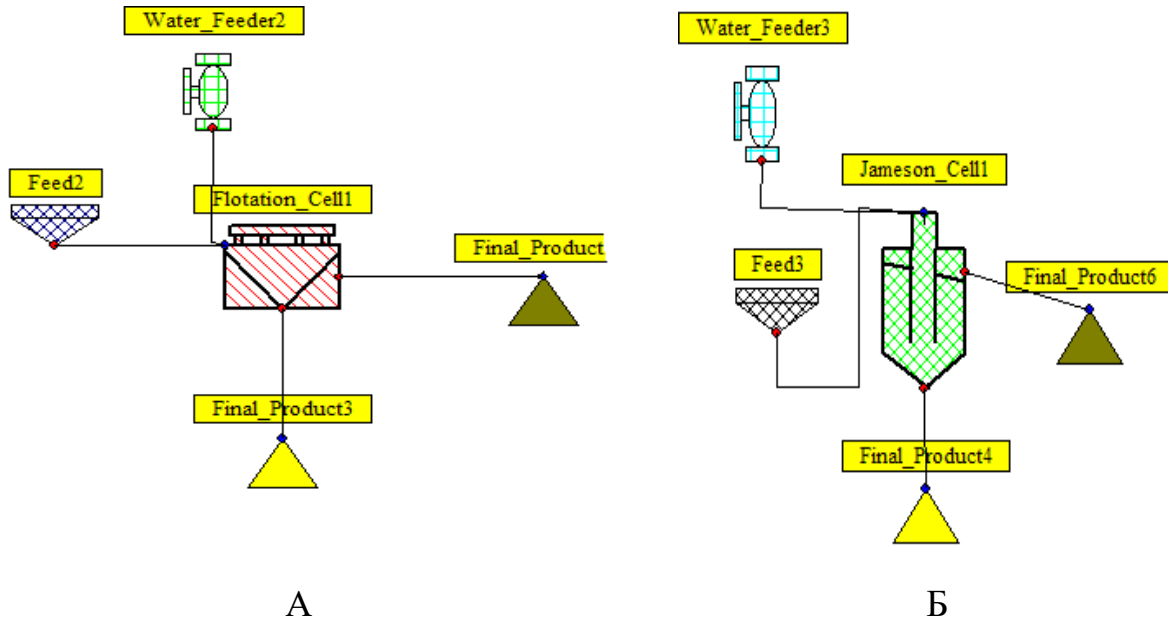


Рисунок 4.23 – Примеры технологической схемы:

А – механическая флотомашина, Б -флотомашина Jameson Cell

Результаты моделирования по замене традиционной флотомашинны на флотомашину типа Jameson Cell приведены в таблице 4.1:

Таблица 4.1 –Результаты моделирования углеродной флотации для механической флотомашинны и для флотомашинны Jameson Cell

Продукт	Механическая флотомашинна			Флотомашинна Jameson Cell		
	Выход, %	Содержание С <sub>орг</sub> , %	Извлечение С <sub>орг</sub> , %	Выход, %	Содержание С <sub>орг</sub> , %	Извлечение С <sub>орг</sub> , %
Углеродный концентрат	5,38	6,54	30,33	4,31	8,64	32,10
Хвосты	94,62	0,85	69,67	95,69	0,82	67,90
Исходное	100,00	1,16	100,00	100,00	1,16	100,00

Таким образом, крупность пузырька, которую обеспечивает аэратор флотационной машинны «Jameson Cell», позволяет получить сопоставимое с механической флотомашинной извлечение органического углерода в углеродный концентрат за меньшее время пребывания пульпы в камере с одновременным

снижением выхода концентрата и увеличением содержания органического углерода в концентрате.

#### **4.4 ВЫВОДЫ ПО ЧЕТВЕРТОЙ ГЛАВЕ**

1. Прогнозирование результатов переработки материала, при изменении ряда исходных данных и операционных параметров может быть осуществлено при помощи компьютерного моделирования. В мировой практике применяются различные моделирующие компьютерные программы, но наиболее успешно применяемой является программный пакет JKSimFloat, разработанный австралийской компанией JKTech.

2. С целью повышения эффективности углеродистой флотации была проведена симуляция некоторых машинных факторов (время пребывания пульпы в камере флотомашины и площадь поверхности пузырьков). По результатам анализа полученных данных установлены зависимости извлечения органического углерода от вышеперечисленных факторов.

3. Симуляция углеродной флотации с применением различных типов флотационных машин показала, что лучшие результаты достигаются при использовании флотомашин колонного типа (Jameson Cell). Применение флотомашин данного типа позволяет достигать сопоставимого извлечения органического углерода (30 % при использовании механической флотомашины против 32 при использовании Jameson Cell) с меньшим выходом флотоконцентрата и за меньшее время пребывания пульпы в камере флотационной машины за счет быстрой кинетики извлечения («скоростная флотация»).

## ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА И ОБОСНОВАНИЕ ЕЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

### 5.1 КОМБИНИРОВАННАЯ ФЛОТАЦИОННО-ГРАВИТАЦИОННАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ

Для предварительной оценки эффективности дальнейшей переработки золотосодержащего концентрата использовалась зависимость, представленная на Рисунке 5.1 [112-116]. Из рисунка видно, что высокие показатели извлечения достигаются при  $Au/C_{орг}$  больше 8 г/кг.

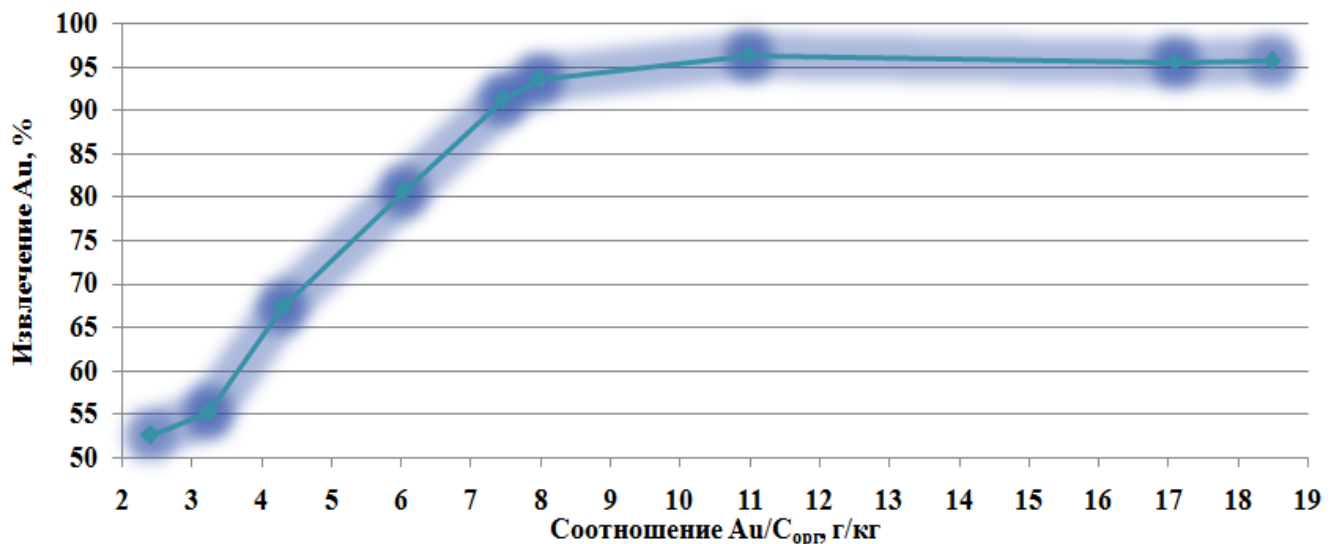


Рисунок 5.1 – Зависимость извлечения золота по автоклавно-цианистой схеме в зависимости от соотношения  $Au/C_{орг}$  в золотосульфидном концентрате

На основе результатов, изложенных в третьей главе, были проведены опыты по флотационному снижению органического углерода в золотосульфидном концентрате. Для достижения поставленной цели была введена стадия предварительной флотации углеродистых веществ (20 мин), а в I основную флотацию цикла сульфидной флотации дополнительно добавляли депрессор РУВ (А-633 с расчетом 100 г/т). Экспериментальная схема базовой сульфидной флотации и реагентный режим представлены на рис. 5.2.

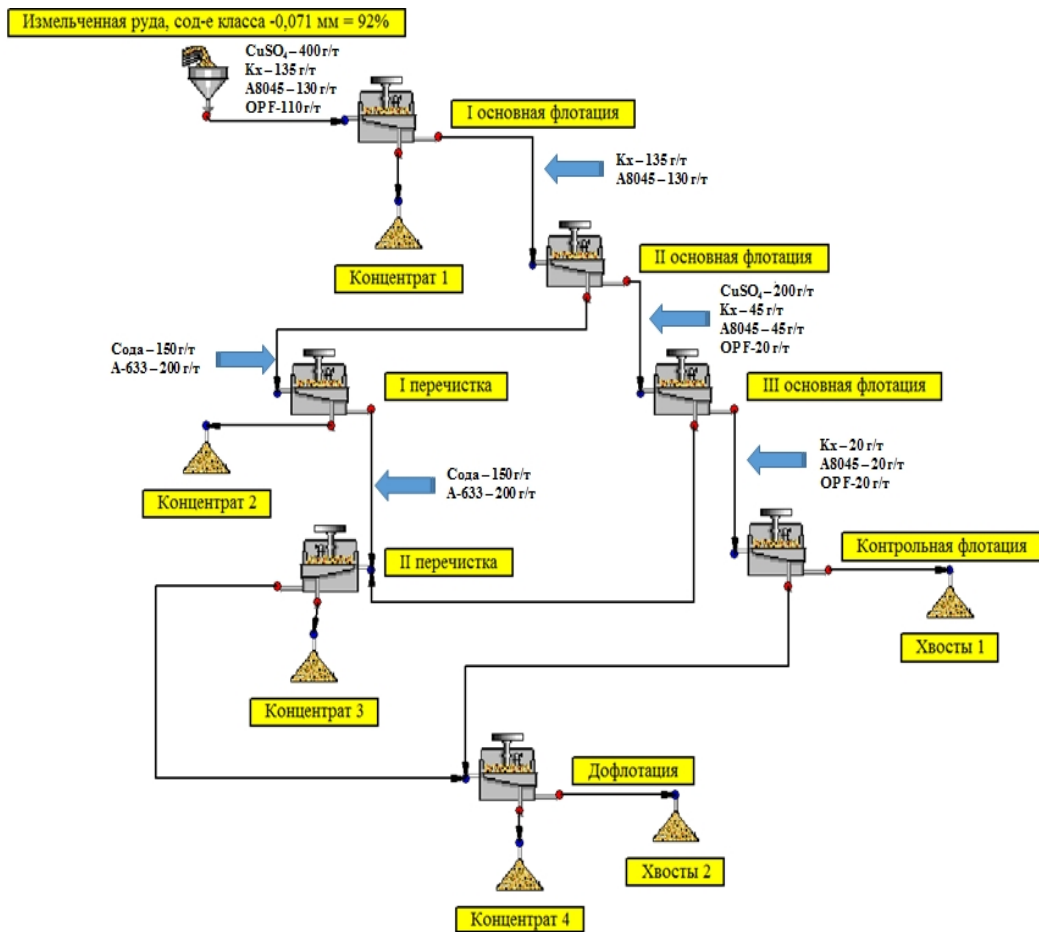


Рисунок 5.2 –Схема базовой сульфидной флотации

Введение стадии предварительной флотации углеродистых веществ и депрессия их в голове цикла сульфидной флотации положительно отразилось на качестве золотосодержащего концентрата. Полученный концентрат имеет значение  $Au/Сорг$  значительно выше, чем по схеме базовой сульфидной флотации (6,1 г/кг против 3,2 г/кг по стандартной схеме). Несмотря на этот результат, отношение  $Au/Сорг$  недостаточно для эффективной переработки концентрата методом автоклавного окисления и последующего сорбционного выщелачивания.

Различие в плотностях РУВ и золотосодержащих сульфидов делает возможным применение гравитационного метода для их сепарации. Выполнены исследования по флотационно-гравитационной схеме с разделением объединенного концентрата сульфидной флотации на гидроциклоне (с перекидкой хвостов) и на центробежном сепараторе Knelson MD3. Схемы обоих процессов приведены на рисунке 5.3.

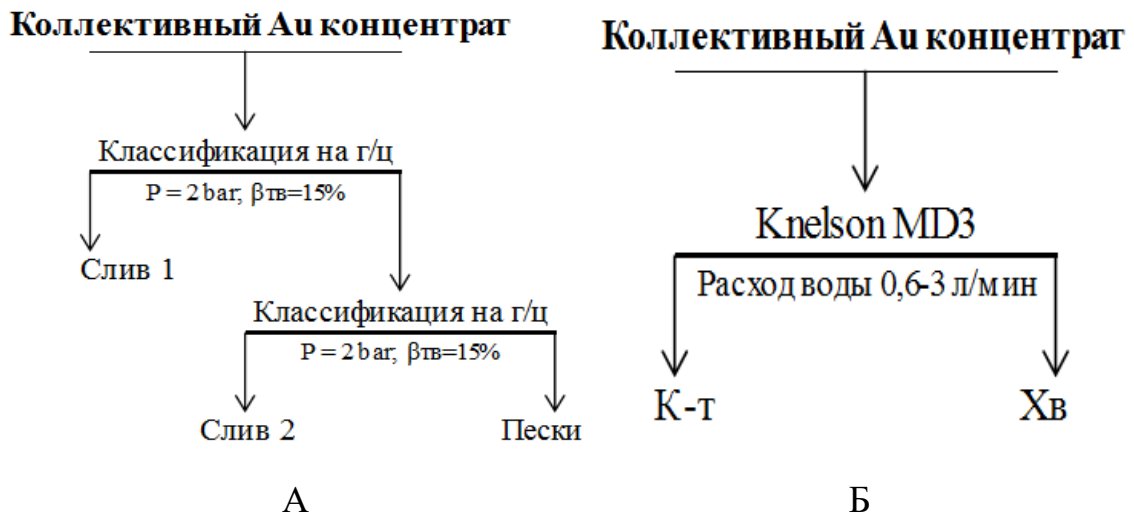


Рисунок 5.3 – Схема разделения коллективного золотосульфидного концентрата:  
А - на гидроциклоне, Б - на сепараторе Knelson MD3.

Благодаря сепарации на центробежном концентраторе удалось получить золотосульфидный концентрат с отношением Au/Сорг выше 8 г/кг.

После разделения пески гидроциклона и гравитационный концентрат сепаратора Knelson MD3 были переданы на тестовые металлургические испытания по автоклавному вскрытию (переработка в условиях Амурского гидromеталлургический комбината) и дальнейшему цианированию.

В таблице 5.1 и 5.2 показано извлечение золота из гравитационного концентрата Knelson и песков гидроциклона соответственно. Как видно, наиболее высокие показатели получены при переработке гравитационного концентрата, полученного при разделении на центробежном концентраторе.

Таблица 5.1 – Результаты разделения концентрата на сепараторе Knelson с последующим последующим автоклавным вскрытием и цианированием гравитационного концентрата

Продукт	Выход, %	Содержание		Распределение, %		Au/Сорг, г/кг
		Au, г/т	Сорг, %	Au	Сорг	
Грав. к-т	36,86	68	0,76	49,08	14,83	8,97
Грав. Хв	63,14	41,18	2,54	50,92	85,17	1,62
Исходное	100	51,07	1,88	100	100	

Результат тестирования в лабораторном автоклаве

Au, г/т	Сорг, %	Au/Сорг	Вых. Кека, г	ε <sub>Au</sub> (в автоклаве), %
67,92	0,76	8,94	168,3	92,8

Рисунок 5.2 – Результаты разделения концентрата на гидроциклоне с последующим с последующим автоклавным вскрытием и цианированием песков

Продукт	Выход, %	Содержание		Распределение, %		Au/Сорг, г/кг
		Au, г/т	Сорг, %	Au	Сорг	
Слив 1	35,64	18,69	3,22	14,43	61,25	0,58
Слив 1-2	42,54	20,44	3,15	18,84	71,48	0,65
Пески	57,46	65,20	0,93	81,16	28,52	7,01
Исходный продукт	100,00	46,16	1,87	100,00	100,00	

Результат тестирования в лабораторном автоклаве

Продукт	Au, г/т	Сорг, %	Au/Сорг	Вых. Кека, г	$\epsilon_{Au}$ (в автоклаве),%
Пески	65,2	0,93	7,01	170,2	90,7

Основываясь на вышеизложенные факты, принципиальная схема переработки включает в себя предварительную углеродную флотацию с применением окислителя, цикл сульфидной флотации с добавлением депрессора в голове цикла, разделение коллективного концентрата на центробежном концентраторе Knelson (Рисунок 5.4).



Рисунок 5.4 – Принципиальная схема обогащения

По данной схеме были проведены полупромышленные испытания на базе АО «Полиметалл Инжиниринг» с применением флотомшины Jameson Cell (Рисунок 5.5) на этапе углеродной флотации (Приложение А). По результатам испытаний

разработанная комбинированная схема подтвердила высокую эффективность обогащения, а также подтвердила эффективное использование флотомашины Jameson Cell для выведения ошламованных углеродистых веществ (Таблица 5.3).



Рисунок 5.5 – Углеродная флотация на флотомашине Jameson Cell

Таблица 5.3 – Результаты полупромышленных испытаний с применением флотомашины Jameson Cell

Продукт	Выход, %	Сод-е Сорг., %	Сод-е Au, г/т	Изв-е Сорг. от руды, %	Изв-е Сорг. от операции, %	Изв-е Au от руды, %	Изв-е Au операции, %
I этап							
Суммарный сульфидный концентрат Iэтапа	12,41	1,16	76,84	16,37		89,12	
Углеродный продукт (отвальный продукт I этапа)	2,6	11,63	3,79	34,36		0,92	
Отвальные хвосты I этапа	84,99	0,51	1,25	49,27		9,96	
Исходная руда	100	0,88	10,7	100		100	
II этап							
Низкоуглеродистый продукт (гравитационный концентрат)	4,6	0,54	128,32	2,83	17,3	55,17	61,9
Высокоуглеродистый продукт (хвосты гравитации)	7,81	1,53	46,52	13,54	82,7	33,95	38,1
Суммарный сульфидный концентрат I этапа	12,41	1,16	76,84	16,37	100	89,12	100

## 5.2 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРЕДЛОЖЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ

Выполненные технико-экономические расчеты базируются на данных действующей обогатительной фабрики.

Основными расчетными показателями являются капитальные (инвестиционные) затраты и эксплуатационные затраты (себестоимость продукции). Капитальные затраты на технику и оборудование рассчитаны на основании прейскурантов цен российских и зарубежных фирм-производителей обогатительного оборудования.

Основным показателем, определяющим экономическую деятельность обогатительной фабрики, является себестоимость переработки 1 т исходной руды или себестоимость 1т товарного концентрата. Основываясь на динамику цен на золото (Рисунок 5.6), для расчетов принята цена 2500 рублей за 1 грамм золота.

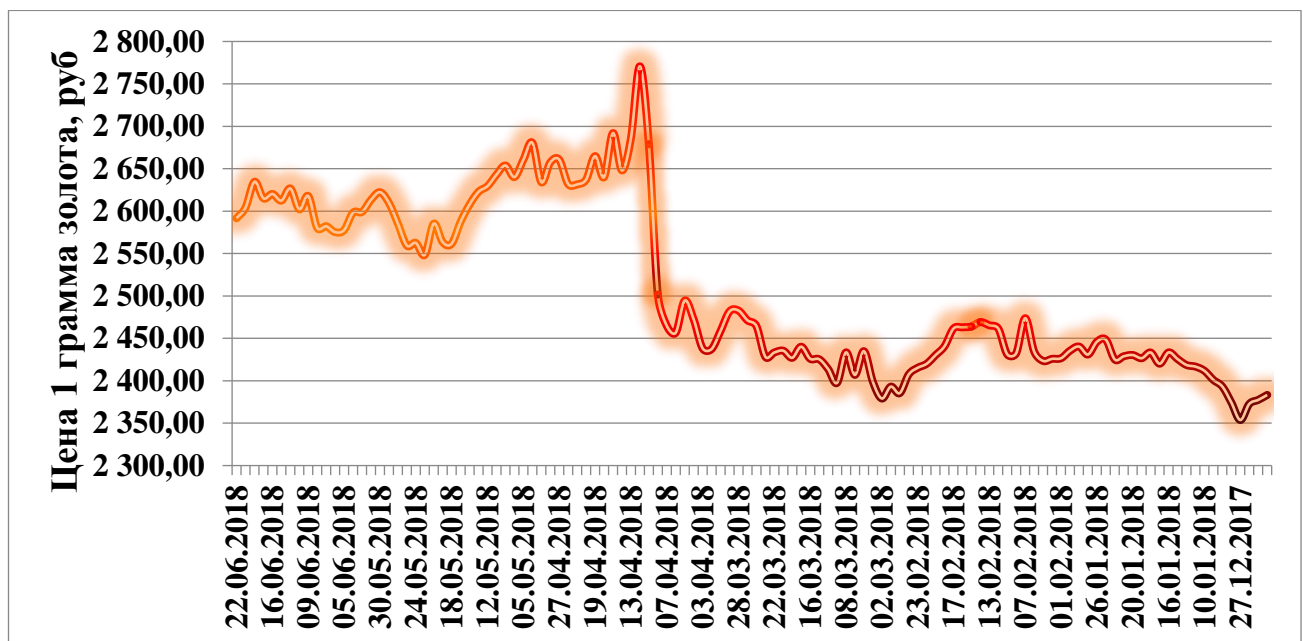


Рисунок 5.6 – Динамика цен на золото в 2018 году

Переработка руды на фабрике осуществляется по схеме включающей дробление руды, измельчение, флотацию. Производительность фабрики составляет 850 тыс. т по исходной руде в год. Представленные в таблицах (Таблицы 5.4-5.7) расчеты годового фонда заработной платы, стоимости зданий и сооружений,

стоимости основного оборудования основываются на данные действующей обогатительной фабрики [117].

Таблица 5.4 – Сводный расчет годового фонда заработной платы

Категория работников	Сумма, руб.
Рабочие	493446600
ИТР и МОП	89656980
Всего зарплаты	583103580
Отчисления во внебюджетные фонды	174931074
<b>ИТОГО</b>	<b>758034654</b>

Таблица 5.5 – Стоимость зданий

Наименование	Сумма, руб.
Хим.лаборатория	132000000
Склад реагентов	72000000
Компрессорная	69000000
Подстанция	84000000
Административное здание	23000000
Главный корпус	167000000
Корпус дробления	26000000
Котельная	22000000
Склад готовой продукции	34500000
Мех. мастерские	12700000
<b>ИТОГО:</b>	<b>642200000</b>

Таблица 5.6– Стоимость сооружений

Наименование	Сумма, р.
Дамба	120240000
Дорога	529200000
Трубопровод	43497000
Очистные сооружения	73872000
Приемный бункер	6948000
ЛЭП	83376000
Теплотрасса	139104000
<b>ИТОГО</b>	<b>996237000</b>

Таблица 5.7–Расчет стоимости основного оборудования

№	Наименование позиции оборудования	Кол-во	Цена, руб	Монтаж, 20 %	Транс-ка, 15 %	Общая стоимость, руб
1	Конвейер ленточный	4	9216900	1843380	1382535	12442815
2	Бункер приемный	4	38808000	7761600	5821200	52390800
3	Дробилка щековая CJ 411	1	5887350	1177470	883103	7947922,5
4	Питатель лотковый	1	2425500	485100	363825	3274425
5	Бункер дробленой руды	14	8489250	1697850	1273388	11460487,5
6	Мельница МШЦ 3600х4000	1	54668250	10933650	8200238	73802137,5
7	Пульподелитель	2	485100	97020	72765	654885
8	Мельница МШЦ-4000х5500	1	50274000	10054800	7541100	67869900
9	Мельница SAG 7000 х2300	1	53784500	10756900	8067675	72609075
10	Грохот Derrick	2	1891890	378378	283784	2554051,5
11	Весы конвейерные	2	138600	27720	20790	187110
12	Насос	8	2328480	465696	349272	3143448
13	Гидроциклон CAVEX	8	705600	141120	105840	952560
14	Контактный чан	4	1164240	232848	174636	1571724
15	Флотомашинa TankCell 50	10	43233750	8646750	6485063	58365562,5
16	Флотомашинa TankCell 20	4	14365500	2873100	2154825	19393425
17	Сгуститель HRT (D 10 м)	2	839664	167932,8	125950	1133546,4
18	Пульпоподъемная камера	12	831600	166320	124740	1122660
19	Пресс-фильтр Andritz	1	841500	168300	126225	1136025
20	Сушилка	2	3880800	776160	582120	5239080
21	Кран мостовой электрический	1	1018710	203742	152807	1375258,5
<b>ИТОГО:</b>						<b>398626905</b>
Неучтенное оборудование 3 %						11958807,2
<b>ВСЕГО:</b>						<b>410585713</b>

Структура основных производственных фондов – это соотношение их различных групп в общей среднегодовой стоимости (Таблица 5.8). Основная задача предприятия должна сводиться к тому, чтобы не допускать чрезмерного старения ОПФ (особенно активной части), так как от этого зависят уровень их физического и морального износа, а следовательно, и результаты работы предприятия.

Таблица 5.8– Структура промышленно-производственных фондов

Основные фонды	Удельный вес		Амортизация	
	%	руб	%	руб.
Здания	16,22	642200000	3	19266000
Сооружения	38,21	996237000	5	49811850
Передаточные устройства	8,14	322420672,7	20	64484135
Оборудование	11,83	410585713	18	73905428
Приборы	8,14	322420672,7	10	32242067
Транспорт	6,98	276360577,8	25	69090144
Инструмент	3,49	138180288,9	50	69090144
Инвентарь	3,49	138180288,9	15	20727043
Прочие	3,49	138180288,9	18	24872452
<b>ИТОГО:</b>	<b>100,00</b>	<b>3384765503</b>	<b>12,51</b>	<b>423489264,4</b>

Оборотные фонды — это часть производственных фондов предприятия (материалы, топливо, электроэнергия и т. д.), которая полностью потребляется в каждом производственном цикле. Расчет затрат на материалы и технологическое топливо осуществляется по технологической части проекта, по нормам расхода и ценам на эти материалы и топливо на 1 т перерабатываемой руды и на 1 год работы обогатительной фабрики. Расчет стоимости вспомогательных материалов выполнен по их расходу на 1 т руды (таблица 5.9).

Таблица 5.9– Расчет стоимости вспомогательных материалов

Наименование	Ед. изм.	На 1 тонну	Расход в год	Цена за ед., руб.	Стоимость
Футеровка	т	0,006	5100	50625	258187500
Шары	т	0,0025	2125	50625	107578125
Сита грохотов	м <sup>2</sup>	0,003	2550	45000	114750000
Лента конвейерная	м	0,015	12750	1687,5	21515625
Бутиловый ксантогенат	кг	0,335	284750	253,125	72077343,75
Сульфат меди	кг	0,6	510000	298,125	152043750
Собиратель А8045	кг	0,325	276250	937,5	258984375
Депрессор А-633	кг	0,4	340000	1187,5	403750000
Вспениватель ОР F-597	кг	0,15	127500	437,5	55781250
Всего вспом. материалы					1444667969
Прочие 10 %					144466796,9
<b>ИТОГО:</b>					<b>1589134766</b>

Таблица 5.10– Состав оборотных фондов

Наименование	Стоимость
1. Сырье	1627117242
2. Вспомогательные материалы	1589134766
3. Топливо	35008498,8
4. Электроэнергия	280067992,2
5. Вода	1158429,6
6. Пар	2413395
Прочие 3 %	106047009,7
<b>ИТОГО:</b>	<b>3640947333</b>

Себестоимость продукции (таблица 5.11) представляет выраженные в денежной форме текущие затраты предприятий на производство и реализацию продукции. Планирование себестоимости продукции на предприятии имеет очень важное значение, так как позволяет знать, какие затраты потребуются предприятию на выпуск и реализацию продукции, какие финансовые результаты можно ожидать в плановом периоде.

Таблица 5.11– Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование	Стоимость, р.
1.Оборотные фонды	3640947333
5. Заработная плата ППП	493446600
6. Заработная плата ИТР, служащих и МОП	89656980
7. Отчисления во внебюджетные фонды	221579360,4
8. Амортизация	423489264,4
Всего затрат	4869119538
9. Прочие расходы 8%	389529563
Производственная себестоимость:	5258649101
10. Внепроизводственные расходы 4 %	210345964
Цеховая себестоимость	5468995065
11. Общезаводские расходы 1 %	54689950,65
<b>Полная себестоимость переработки</b>	<b>5523685016</b>

Показателями экономической эффективности являются чистый дисконтированный доход, индекс доходности, внутренняя норма доходности (Таблица 5.12). Расчет произведен с учетом возможного роста производительности и без учета волатильности цен на товарную продукцию.

Таблица 5.12 – Расчет показателей эффективности инвестиционного проекта

Год	Приток от операционной деятельности			Отток от операционной деятельности			Кэш-фло от операц. деят.
	Выручка	Амортизация	Итого	Себестоим.	Налоги	Итого	
2018	63100000,00	4927028,556	635927028,56	26059526,21	120988094,8	147047621	488879407,6
2019	653535714,29	4927028,556	658462742,8	26059526,21	125495237,6	151554763,8	506907979
2020	676071428,57	4927028,556	680998457,1	26059526,21	130002380,5	156061906,7	524936550,4
2021	698607142,86	4927028,556	703534171,4	26059526,21	134509523,3	160569049,5	542965121,9
2022	721142857,14	4927028,556	726069885,7	26059526,21	139016666,2	165076192,4	560993693,3
2023	743678571,43	4927028,556	748605600	26059526,21	143523809	169583335,3	579022264,7
2024	766214285,71	4927028,556	771141314,3	26059526,21	148030951,9	174090478,1	597050836,2
2025	788750000,00	4927028,556	793677028,6	26059526,21	152538094,8	178597621	615079407,6
2026	811285714,29	4927028,556	816212742,8	26059526,21	157045237,6	183104763,8	633107979
2027	833821428,57	4927028,556	838748457,1	26059526,21	161552380,5	187611906,7	651136550,4
2028	856357142,86	4927028,556	861284171,4	26059526,21	166059523,3	192119049,5	669165121,9
2029	878892857,14	4927028,556	883819885,7	26059526,21	170566666,2	196626192,4	687193693,3
2030	901428571,43	4927028,556	906355600	26059526,21	175073809	201133335,3	705222264,7
2031	923964285,71	4927028,556	928891314,3	26059526,21	179580951,9	205640478,1	723250836,2
2032	946500000,00	4927028,556	951427028,6	26059526,21	184088094,8	210147621	741279407,6
<b>ИТОГО:</b>	52493658109	73905428,34	11905155428	390892893,1	2288071421	2678964315	9226191114

Продолжение таблицы 5.12

Год	Денежный поток	Накопленный денежный поток	Е, %	К диск.	Дисконтированный денежный поток	Накопленный дисконтированный денежный поток	ИД
2018	414973979,2	414973979,2	12	1	414973979,2	414973979,2	59,722
2019	506907979	921881958,3	12	0,89286	452596409,8	867570389,1	
2020	524936550,4	1446818509	12	0,79719	418476204,1	1286046593	
2021	542965121,9	1989783631	12	0,71178	386471849	1672518442	
2022	560993693,3	2550777324	12	0,63552	356521634	2029040076	
2023	579022264,7	3129799589	12	0,56743	328552783,1	2357592859	
2024	597050836,2	3726850425	12	0,50663	302484534,5	2660077394	
2025	615079407,6	4341929832	12	0,45235	278230687,4	2938308081	
2026	633107979	4975037811	12	0,40388	255701694,2	3194009775	
2027	651136550,4	5626174362	12	0,36061	234806367,7	3428816143	
2028	669165121,9	6295339484	12	0,32197	215453260,1	3644269403	
2029	687193693,3	6982533177	12	0,28748	197551765,7	3841821169	
2030	705222264,7	7687755442	12	0,25668	181012990,3	4022834159	
2031	723250836,2	8411006278	12	0,22917	165750424,6	4188584584	
2032	741279407,6	9152285685	12	0,20462	151680453,5	4340265037	
<b>ИТОГО:</b>	<b>9152285685</b>				<b>4340265037</b>		

Внутренняя ставка доходности (ВНД) — это процентная ставка, принимаемая для инвестиции, состоящей из платежей (отрицательные величины) и доходов (положительные величины), которые имеют место в следующие друг за другом и одинаковые по продолжительности периоды.

Технико-экономические показатели представлены в таблице 5.13.

Таблица 5.13–Технико-экономические показатели

Показатели	Ед.изм.	Значение
Производственная мощность по сырью	т/год	850000
Золотосульфидный концентрат (в перерасчете на металл)	т/год	3,8564
Цена за 1 гр металла	руб/г	2500
Себестоимость единицы продукции	руб	6498,45
Численность ППП	чел.	876
Производительность ППП по руде	т/чел.	970,32
Годовой фонд заработной платы	руб	758034654
Основные фонды	руб	3384765503
Оборотные фонды	руб	3640947333
Полная себестоимость	руб	5523685016
Товарная продукция	руб	9641000000
Прибыль	руб	4117314984
Налог с прибыли	руб	823462996,8
Прибыль чистая	руб	3293851987,2
Рентабельность	%	74,54
Чистый дисконтированный доход	руб	4340265037
Индекс доходности	ед.	59,73
Срок окупаемости	лет	1,6

Чистый дисконтированный доход — это показатель, который представляет собой разницу между всеми источниками прибыли и расходов на момент оценки проекта. Таким образом, чистый дисконтированный доход показывает разницу чистой прибыли по предлагаемой схеме и схеме действующего предприятия за определенный период времени. Ожидаемые финансовые результаты по предложенной схеме переработки имеют положительные значения: дисконтированный денежный поток при норме дисконта 12 % – составит 4340265037 руб.; индекс доходности – 59,73; срок окупаемости – 1,6 года.

### 5.3 ВЫВОДЫ ПО ПЯТОЙ ГЛАВЕ

1. Разработана комбинированная флотационно-гравитационная технологическая схема переработки упорной золотосодержащей руды Майского

месторождения, реализация которой позволяет повысить качество концентрата по содержанию в нем органического углерода (Au/Сорг.), необходимое для его дальнейшей высокоэффективной переработки. Для низкоуглеродистого гравитационного концентрата сквозное извлечение увеличивается более чем на 30 % (с 47-53 % до 80-84 %).

2. Проведены полупромышленные испытания (Приложение А), которые подтвердили высокую эффективность не только разработанной комбинированной схемы, но и применения флотомашины Jameson Cell на этапе углеродной флотации.

3. Экономический расчет показал, что срок окупаемости для разработанной схемы около 1,6 года, а чистый дисконтированный доход за 15 лет составит порядка 4,3 млрд. рублей.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-практическую работу, в которой поставлена и решена задача по повышению качества золотосодержащего концентрата упорных руд (на примере Майского месторождения).

Основные научные результаты, полученные в ходе исследований:

1 Выявлены минералого-технологические особенности руды Майского месторождения, установлено наличие сорбционно-активных углистых веществ, которое подтверждает характер упорности руд данного месторождения.

2 Установлены экспериментально-теоретические зависимости извлечения органического углерода и потерь золота в углеродный флотационный концентрат от расхода реагентов и времени флотации, позволяющие прогнозировать кинетические параметры флотации.

3 Химическое воздействие на сырье на стадии измельчения может в значительной мере увеличить извлечение полезных компонентов, при дальнейшем обогащении за счет увеличения потенциальной энергии вещества и повышения его химической активности. Установлено, что применение окислителя на стадии углеродистой флотации повышает эффективность флотационной сепарации.

4 Выявлены зависимости между площадью потока пузырьков и временем флотации, с использованием программного пакета обоснован тип флотомашин для углеродистой флотации.

5 Разработана комбинированная флотационно-гравитационная технология повышения качества золотосодержащего концентрата при переработке сульфидной руды в составе которой присутствуют сорбционно-активные углеродистые вещества. Реализация данной схемы позволяет повысить сквозное извлечение более чем на 30 % (с 47-53 % до 80-84 %) для низкоуглеродистого гравитационного концентрата.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Чантурия В.А., Седельникова Г.В. Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей//Горный журнал. - 1998. -№5.
2. Чантурия В.А. Прогрессивные технологии обогащения руд комплексных месторождений благородных металлов//Геология рудных месторождений, 2003, т. 45, № 4, С. 321-328.
3. Седельникова Г. В. Практика извлечения золота из упорных руд//Золотодобывающая промышленность. 2014. № 4. С. 12-17.
4. Чантурия В.А. и др. Вскрытие упорных золотосодержащих руд при воздействии мощных электромагнитных импульсов//Доклады АН, 1999, т. 366, № 5, С.680-683.
5. Бескровная В.П., Коган Д.И., Панченко Г.М. и др. Усовершенствованные технологические схемы для переработки золотосодержащих руд//Горный журнал, 2001, № 5. С. 66-68.
6. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Том 1. Иркутск: Иргиредмет, 1999.
7. Меретуков М.А., Стриненко Л.С. Современное состояние производства золота за рубежом. М.: ЦНИИиЭМ. -1985. -С. 39-45.
8. Guay, W.J., The treatment of refractory gold ores containing carbonaceous materials and sulphides. In: WJ. Schlitt, W.C. Larson and J.B. Hiskey (Editors), Proc. 110th AIME Meet. Gold and Silver Leaching, Recovery and Economics (Chicago, 111.) SME-AIME, (1981), pp. 22-26.
9. Меретуков М. А., Санакулов К. С., Зимин А.В., Арустамян М. А. Золото: химия для металлургов и обогатителей. -М.: ИД «Руда и Металлы», 2014. - 412 с.
10. Henley, K.J., Gold ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment. Miner. Sci. Eng., 7 (1975): 289-312.
11. Robinson, P.C., Mineralogy and treatment of refractory gold from the Porgera Deposit, New Guinea. Inst. Min. Metall., 92 (1983): 83-89.

12. Gasparrini, C., The mineralogy of gold and its significance in metal extraction. C.I.M. Bull., 76 (1983): 144-153.
13. Schweigart, H. and Lienenberg, W.R., Mineralogy and chemical behaviour of some refractory gold ores from the Barbeton. N.I.M. Rep. 8 (1986).
14. Jha, M.C., Refractoriness of certain gold ores to cyanidation. Probable causes and possible solutions. Miner. Process. Extr. Metall. Rev., 3 (1987): 331-352.
15. Седельникова Г.В. Опыт применения кучного выщелачивания золота // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2001, № 1. -С. 6166.
16. Demopoulos, G.D., Gold extraction from refractory ores. Professional Development Seminar in Mineral Processing of Gold Ores, McGill Univ. 1-3 May, 1985.
17. Седельникова Г. В. Мировая практика переработки упорных золотосульфидных руд и концентратов//Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения). 16-19 сентября 2014 г., Алматы. С. 34-38.
18. Александрова Т.Н., Панова Е.Г. Технологические аспекты извлечения благородных и редких металлов из углеродсодержащих пород // Записки Горного института. 2016, Том 217, - с. 72-79.
19. Fairley L. M. A survey of conventional and novel processes for the treatment of refractory gold. URL: [https://circle.ubc.ca/bitstream/handle/2429/8097/ubc\\_1998-0432.pdf?sequence=1](https://circle.ubc.ca/bitstream/handle/2429/8097/ubc_1998-0432.pdf?sequence=1) (дата обращения: 02.03.2015).
20. Brown, A.J., Economics of recovering gold from refractory sulfide concentrates. Pap. Presented at the 1st Int. Symp. Precious Metals Recovery (Reno, Nev., June), 1984.
21. Arriagada, F.J. and Osseo-Asare, K., Gold extraction from refractory ores: roasting behavior of pyrite and arsenopyrite ores. In: V. Kudryk, D.A. Corrigan and W.W. Liang (Editors) Precious Metals: Mining Extraction and Processing. AIME, New York, 1984, pp.367-385.
22. Smith, E.H., Metallurgy and minerals processing plant at St. Joe's El Indio Mine in Chile. Miner. Eng. 38(10), 1986: 971-979.

23. Connell, I.L. and Grossi, B., Roasting process at the Gigant Yellow Knife Mine. Pap. Presented at 20th Annu. Conf. Metallurgists of C.I.M. (Hamilton, Ont., August), 1981.
24. Scheiner, B.J., Lindstrom, R.E. and Hennie, T.A. Processing refractory carbonaceous ores for gold recovery. *J. Metals*, 30, 1971: 37-40.
25. Guay, W.J. and Peterson, D.J., Recovery of gold from carbonaceous ores at Carlin, Nevada. *Trans. Soc. Min. Eng. AIME*, 154, 1973: 102-104.
26. Guay, W.J., How Carlin treats gold by double oxidation. *World Min.*, 154 (1980): 47-49.
27. Greaves, J.N., Palmer, G.R. and White, W.W. The recovery of gold from refractory ores by the use of carbon in chlorine leaching. *J. Met.*, 42 (9) (1990): 12-14.
28. McClincy, R.J., Unlocking refractory gold ores and concentrates. *J. Met.*, 42 (9) 1990:10-11.
29. Kontopoulos, A. and Stefanakis, M., Process selection for the Olympias refractory gold concentrate. In: M.C. Jha and S.D. Hill (Eds.), *Precious Metals'89*. TMS (1988), pp. 179-209.
30. Sill, H.A., Process for treating complex ores, U.S. Pat. 2, 951,741 (1960).
31. Bhakta, P., Langhans, J. and Lei, P.V. Alkaline oxidative leaching of gold-bearing arsenopyrite ore. Pap. presented at SME Annu. Meet. (Las Vegas, Feb. ) (1989).
32. Karavaiko, G.I., Microorganisms and their significance for Biogeotechnology of Metals. In: G.I. Karavaiko, G. Rossi, A.D. Agate, S.N. Groudev and Z.A. Avakyan, Eds., *Biogeotechnology of Metals*, Moscow, 1988, pp. 14-25.
33. Седельникова Г.В., Асланкулов Р.Я., Савари Е.Е. и др. Биогидрометаллургическая технология переработки золотосодержащих упорных мышьяковых концентратов//Горный журнал 2002. № 2. С. 65-68.
34. Дружина Г.Я., Дементьев В.Е., Минеев Г.Г. Сырьевая база России и стран СНГ для добычи золота кучным выщелачиванием. *Цветная металлургия*, 2004, № 1.-С. 4-9.
35. Плаксин, И. Н. Гидрометаллургия. Избранные труды / И. Н. Плаксин. – М.: Наука, 1972. – 278 с.

36. Металлургия благородных металлов / И. Н. Масленицкий [и др.]. – М.: Metallurgy, 1987. – 431 с.
37. Полькин, С. И. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов / С. И. Полькин, Э. В. Адамов, В. В. Панин. – М.: Недра, 1982. – 288 с.
38. Технологии бактериального выщелачивания металлов / Т. Н. Абашина [и др.] // Золото и технологии. - 2010. - № 3. – С. 32-39.
39. Заулочный, П. А. Интенсификация технологии бактериального выщелачивания упорных золотосульфидных концентратов с использованием ассоциации микроорганизмов, включая умеренно-термофильные бактерии: автореф. дис. канд. техн. наук: 25.00.13 / Заулочный Павел Александрович. – М., 2011. - 28 с.
40. Hutchins, S.R., Brierlei, J.A. and Brierlei, C.L., Microbial pretreatment of refractory sulfide and carbonaceous gold ores. Proc. Mineral., 8 (1987): 53-66.
41. Lawrence, R.W. and Bruynesteyn, A. Biological preoxidation to enhance gold and silver recovery from refractory pyritic ores and concentrates, CIM Bull., 76 (857) ( 1983): 107-110.
42. Morin, D. and Olliver, P., Biolixiviation de concentrate sulfure arsenie d'or refractaire pourexttraction de l'or et elimination de l'arsenic. Pap. presented at Gold'89 (Toulouse, France, 1989).
43. Groudev, S.N. and Groudeva, V.I., Pap. presented at Int. Symp. of Biohydrometallurgy (Jackson Hole, Wyo. ) (1989).
44. Ralph R., Hacke, R.P., Wright, F.R. and Gormley, L.S. Bacterial leaching of refractory goldores. Pap. presented at Int. Symp. of Biohydrometallurgy (Jackson Hole, Wyo. )(1989).
45. Morin, D. and Olliver, P., Pilot practice of continuous bioleaching of a gold refractory sulphide concentrate with a high arsenic content. Pap. presented at Int. Symp. of Biohydrometallurgy (JacksonHole, Wyo., 1989).
46. Hansford, G.S. and Chapman, J.T., Batch and continuous biooxidation kinetics of refractory gold-bearing pyrite concentrate. Mineral. Eng., 5 (6) (1992): 597.

47. Paponetti, B.A., Ubaldini, S., Abbruzzese, C. and Toro, L. Biometallurgy for the recovery of gold from arsenopyrite ores. In: R.W. Smith and M. Misra (Editors), Minerals Bioprocessing TMS (1991), pp. 179-188.
48. Miller, D.M. and Hansford, G.S., Batch and biooxidation of a gold-bearing pyrite-arsenopyrite concentrate. *Miner. Eng.*, 5(6) (1992): 613.
49. Marchant, P.B., Commercial piloting and the economic feasibility of plant scale continuous biological tank leaching at Equity Silver Mines Limited. In: R.W. Lawrence, R.M.R.
50. Branion and H.G. Ebner (Editors), *Fundamental and Applied Biohydrometallurgy*, Elsevier, Amsterdam (1986), pp. 53-56.
51. Haines, A.K., Factors influencing the choice of technology for the recovery of gold from refractory arsenical ores. *Proc. Int. Conf. on Gold, Vol. 2, S. Afr. Inst. Min. Metall.*, Johannesburg (1986).
52. Karavaiko G.I., Chuchalin, L.K., Pivovarova, B.A., Yemel'yanov, B.A. and Dorofeyev, A.G. Microbiological leaching of metals from arsenopyrite containing concentrates. In: R.W.
53. Lawrence, R.M.R. Branion and H.G. Ebner (Editors), *Fundamental and Applied Biohydrometallurgy*, Elsevier, Amsterdam (1986), pp. 115-126.
54. Скобеев, И. К. Поведение арсенопирита, пирита и углистого вещества в процессе обжига золотосодержащих концентратов / И. К. Скобеев, И. А. Жучков, В. В. Лодейщиков // *Цветная металлургия*. – 1966. – № 4. – С. 26-29.
55. Komnitsas, C. and Pooley, F.D., Bacterial oxidation of an arsenical gold sulphide concentrate from Olympias, Greece. *Miner. Eng.*, 3(3/4) (1990): 295.
56. Lazer, M.J., Southwood, M.J. and Southwood, A.J. The release of refractory gold from sulphide minerals during bacterial leaching. In: *Proc. Int. Conf. on Gold, Vol. 2, S. Afr. Inst. Min. Metall.*, Johannesburg (1986), pp. 287-297.
57. Hansford, G.S. and Drossou, M., A propagating pore model for the batch bioleach kinetics of refractory gold-bearing pyrite. *Pap. presented at Int. Symp. of Biohydrometallurgy (Warwick, July, 1987)* (1988), pp. 345-358.

58. Palencia, I., Carranza, F. and Garcia, M.J. Leaching of a copper-zinc sulphide concentrate using an aqueous ferric sulphate dilute solution in a semicontinuous system. *Hydrometallurgy*, 23 (1990): 191-202.

59. Carranza, F., Garcia, M.J., Palencia, I. and Pereda, J. Selective cyclic bioleaching of a copper-zinc sulphide concentrate. *Hydrometallurgy*, 24 (1990): 67-76.

60. Carranza F., Iglesias, N., Romero, R. and Palencia, I. Kinetics improvement of high grade sulphides bioleaching by effects separation. Pap. presented at IXth Int. Symp. Biohydrometallurgy'91 (Troia, Portugal) ( 1991 ).

61. Прогресс в области переработки упорных и комплексных золотосодержащих руд // Золотодобыча. URL: <https://zolotodb.ru/articles/metallurgy/factory/11790> (дата обращения: 27.04.2018).

62. Homeniuk, L. Kumtor Gold Project - Kyrgyz Republic: A Case History / L. Homeniuk // The Balkans and Caucasus Countries Symposium (Istanbul, 1998) [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.fdi.net/>.

63. Kumtor Mine Sites, 2012 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infomine.com/minesite/kumtor.html>.

64. Плаксин, И. Н. Гидрометаллургия / И. Н. Плаксин, Ю. Д. Юхтанов. - М.: Metallurgizdat, 1949. – 732 с.

65. Лодейщиков, В. В. Ионообменная технология извлечения золота: взгляд из «Дальнего Зарубежья» / В. В. Лодейщиков // Золотодобыча. – 2009. – № 124. – С. 11-15.

66. Pat. US 5792235 A Method for recovering gold and other precious metals from carbonaceous ores / Kohr. W.J.; Original Assignee Geobiotics, Inc., - Aug 11, 1998.

67. Kirby, D. Precious metal concentrate production / D. Kirby // Symp. on Precious and Rare Metals (USA, 1988). - Albuquerque, NM, USA, 1988. - P. 85-94.

68. Cannon Gold Mine Wenatchee, Washington USA, 2013 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.genesbmx.com/cannon-gold-mine>.

69. Лавриненко А.А., Краснов Г.Д. Современные флотационные машины // Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / Под

ред. ак. В.А. Чантурия. М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2007. – С. 260-280

70. Лавриненко А.А. Состояние и тенденции развития флотационных машин для обогащения твердых полезных ископаемых в России. // Цветные металлы, 2016. №11. С.19-26.

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

72. Juan B. Yianatos. Design, modelling and control of flotation equipment // XXII International Mineral Processing Congress. 29 September – 3 October 2003. Vol.1. – P. 60-69.

73. Юшина Т.И., Петров И.М., Белоусова Е.Б., Пак С.Г. Современное состояние и перспективы использования флотационных машин в России // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. - №1 (СВ). - С. 470-487.

74. Мещеряков Н.Ф., Сабиров Р. Х., Зимин А. В., Шульц П.П. Новые флотационные машины России // - Маркшейдерия и недропользование. – 2005. - №2(16). – С.52-54.

75. Шульц П.П., Кирилловых В.Н. Флотационные машины НПО РИВС // Горный журнал. – 2003, спец. вып. – С. 9-11.

76. Оравайнен Х., В. Леус. Развитие флотационных машин Оутокумпу // Обогащение руд, Цветные металлы. - 2001. Июнь. Специальный выпуск. - С. 9-12.

77. Mikael Forth, Alain Broussaud, Thierry Monredon, Д.Л.Гребенешниковидр. Новое поколение флотационного оборудования компании MetsoMinerals -основа эффективных решений // Горная промышленность – 2005. - №5. С. 21-24.

78. Mikael Forss, Alain Broussaud, Thierry Monredon, Гребенешников А.Л., Новое поколение флотационного оборудования компании Metso Minerals -основа эффективных решений // Горная промышленность – 2005. - №6. С. 42-46.

79. Yianatos J.B., Henriquez F.H., Oroz A.G. Characterisation of Large Size Flotation Cells // Centenary of Flotation Symposium Brisbane, QLD, 6 - 9 June 2005.- P.293-299.
80. A.C. Araujo, P R M Viana and A E C Peres. Flotation Machines in Brazil — Columns Versus Mechanical Cells // Centenary of Flotation Symposium Brisbane, QLD, 6 - 9 June 2005.-P. 187-192.
81. Лавриненко А.А. Развитие теории процесса пневмопульсационной флотации и создание высокопроизводительных колонных аппаратов // Автореф. дис. д-ра техн. наук. – ИПКОН РАН. М., 2005.- 36с.
82. Видуецкий М.Г., Мальцев В.А., Ручкин И.И. и др. Использование флотомашин колонного типа конструкции «Уралмеханобр» в промышленности // Материалы 1У Конгресса обогатителей СНГ, - М., 2003, том II. – С.117-119.
83. Максимов И.И., Емельянов М.Ф., Колтунова Т.Е. Колонные флотационные машины института Механобр // Горный журнал - 2000. - № 10. - С. 44-45.
84. Рубинштейн Ю.Б., Бурштейн М.А. Создание и применение пневматических флотационных машин // Серия: Обогащение руд цветных металлов. - М.: ЦНИИцветмет экономики и инфор-мации, 1990, вып.2. - 64 с.
85. Rubinstein J., Badenicov V. New aspects in the theory and practice of column flotation. Proc. // 19 th Int. Miner Process Congr., San Francisco, 1995, vol.3, 1995.-P. 113-116.
86. Черных С.И. Создание флотационных машин пневматического типа и опыт их применения на обогатительных фабриках. М.: ЦНИИцветмет, 1995. - 300 с.
87. New flotation process // Austral. Mining .- 1994.- 86.- N 11.- P.28.
88. J. A. Cowburn, R. Stone, S. Bourke and B. Hill. Design Developments of the Jameson Cell. // Centenary of Flotation Symposium Brisbane, QLD, 6 - 9 June 2005. - P.193- 200.

89. Jameson Graeme J. A new concept in flotation column design // Column Flotat.: 88 ; Int. Symp. Column Flotat., Annu. Meet., Phoenix, Ariz., Jan. 25 –28, 1988 – Littleton (Colo), 1988. - P. 281-285.
90. Колонные флотомашины с аэраторами СлэмДжет. Компания СЕТСО // Материалы 1У Конгресса обогатителей стран СНГ, - М., 2003, том II. – С.120 – 122.
91. Mikael Forth, Alain Broussaud, Thierry Monredon, Д.Л.Гребенешников и др. Новое поколение флотационного оборудования компании Metso Minerals - основа эффективных решений // Гор-ная промышленность – 2005. - №5. С. 21-24.
92. Mikael Forss, Alain Broussaud, Thierry Monredon, Гребенешников А.Л., Новое поколение флотационного оборудования компании Metso Minerals -основа эффективныхрешений // Горная промышленность. – 2005. - №6. с. 42-46.
93. Лутц Маркворт, Вольфрам Ясперс, А. Архипов. PNEUFLOT®-эффективная технология флотации // Горная промышленность. – 2005. - №6. С. 20-22.
94. Скороходов В.Ф., Никитин Р.М., Олеиник А.Г. Применение компьютерного моделирования для исследования гидродинамики процесса флотации // Труды Кольского научного центра РАН. - 2012. -№13. с. 141-149.
95. Ламберг П. Моделирование технологий обогащения с помощью программного продукта HSC Chemistry на основе данных о степени раскрытия минералов // Цветные металлы. - 2011. - №10. с.98-104.
96. Абрамов, А. А. Технологии переработки и обогащения руд цветных металлов. В 2-х кн. / А. А. Абрамов. - М.: МГГУ, 2005. – Кн. 2.
97. Yuehua Hu, Wei Sun, Dianzuo Wang Electrochemistry of flotation of sulphide minerals// Tsinghua University Press, Beijing and Springer-Verlag Berlin Heidelberg, 2009
98. Ходаков Г.С. Физика измельчения / Монография. Главная редакция физико-математической литературы изд-ва "Наука", 1972.-307 с.
99. Laplante A.R., Y. Shu and J. Marois Experimental Characterization of a Laboratory Centrifugal Separator', Can. Metal. Quart., Vol. 35(1), 1996, pp. 23-29.

100. Семенихин Д.Н., Лукьянов К.В. Методика определения гравитационно-извлекаемых форм золота и ее практическая реализация для рудных объектов // Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. 2018. - с. 103-108.

101. Aleksandrova T. N., Romashev A. O., Semenikhin D.N. Mineral and Technological Aspects and Promising Methods for Intensifying Enrichment of Sulfide Gold-Bearing Ore / Metallurgist, July 2015, Volume 59, Issue 3, p. 330-338.

102. Aleksandrova T., Nikolaeva N., D. Semenikhin Study of specific surface energy of ores at disintegration with the use of chemical reagents / 17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017, www.sgem.org, SGEM2017 Conference Proceedings, ISBN 978-619-7105-98-8 / ISSN 1314-2704, 29 June - 5 July, 2017, Vol. 17, Issue 11, 1067-1072 pp.

103. Чантурия, В. А. Электрохимия сульфидов. Теория и практика флотации / В. А. Чантурия, В. Е. Вигдергауз. - М.: Руда и металлы, 2008.

104. Патент 2648402, 26.03.2018 Способ обогащения золотосодержащих руд с повышенной сорбционной способностью / Александрова Т.Н., Семенихин Д.Н., Николаева Н.В., Ромашев А.О.

105. Alexandrova T.N., Romashev A.O., Semenikhin D.N. Effective methods of noble metals extraction from resistant ores of Russian Federation deposits / International University of Resources. Scientific Reports on Resources Issues. Frieberg, 2014, Vol.1, p. 252-255.

106. Семенихин Д.Н. Исследование флотационного выведения сорбционно-активного углеродистого вещества из золотосодержащих руд / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015-№5 (специальный выпуск 19), с.236-241.

107. Александрова Т.Н., Ромашев А.О., Семенихин Д.Н. Минералоготехнологические аспекты и перспективные методы интенсификации обогащения сульфидной золотосодержащей руды / Metallurg, №4-2015, с. 53-59.

108. Богданов О.С. Теория и технология флотации руд // 2-е изд. — М.: Недра, 1990.
109. Ahmed, N. and Jameson, G.J. Flotation kinetics // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 5. 1989. pp. 77-99.
110. Самыгин В.Д., Филиппов Л.О., Матинин А.С., Северов В.В. Влияние направления движения и времени пребывания потока пульпы в камере флотомашин на эффективность флотационного процесса: Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). М.: издательство «Горная книга». — 2011. — № 12.
111. Jameson Cell [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.jamesoncell.com/ru/Pages/home.aspx>.
112. Александрова Т.Н., Цыплаков В.Н., Ромашев А.О., Семенихин Д.Н. Технологии удаления сорбционно-активных углеродистых веществ из упорных золотосульфидных руд и концентратов месторождения Майское // Научно-технический журнал «Обогащение руд». 2015 - №4, с. 3-7.
113. Александрова Т.Н., Золотарёв Ф.Д., Семенихин Д.Н. Снижение сорбционно-активного углеродистого вещества в золотосодержащих концентратах / Материалы международной конференции «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016), Санкт-Петербург, 26-30 сентября 2016, с. 273-275.
114. Александрова Т.Н., Семенихин Д.Н. Снижение сорбционно-активного углеродистого вещества в золотосодержащих концентратах на стадии обогащения / Тезисы научно-практической конференции «РИВС-2016», 16-17 ноября 2016 г., с.34.
115. Александрова Т. Н. Проблемы извлечения золота из упорных руд юга Дальневосточного региона России и некоторые пути их решения / Т. Н. Александрова, М. А. Гурман, С. А. Кондратьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2011. – № 5. – С. 124-135.
116. Семенихин Д.Н., Балдаева Т.Н. Обоснование технологических решений для вовлечения в народнохозяйственный оборот труднообогатимых

золотосодержащих руд / Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. Материалы 11 Международной научной школы молодых ученых и специалистов. 24-28 ноября 2014 г. – ИПКОН РАН, 2014 – с. 308-311.

117. Месторождение Майское [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.polymetalinternational.com/ru/assets/where-we-operate/mayskoye/>.

**ПРИЛОЖЕНИЕ А****АКТ ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИИ  
ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ  
«МАЙСКОЕ» В АО «ПОЛИМЕТАЛЛ ИНЖИНИРИНГ»**

Акт

Полупромышленных испытаний технологии обогащения золотосодержащей руды месторождения «Майское» в АО «Полиметалл Инжиниринг»

Полупромышленные испытания технологии обогащения руды Майского месторождения проведены на базе АО «Полиметалл Инжиниринг», согласно рекомендаций по применению технологической схемы.

Руководитель работ,  
Начальник ЛОРП



Н.В. Рылов

Директор Дирекции по  
научно-технологическим  
исследованиям АО  
«Полиметалл Инжиниринг»



И.А. Агапов

Подпись И.А. Агапова подтверждаю,  
Главный специалист Управления кадров



Т.А. Кузнецова



Санкт-Петербург

## 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Испытания технологии обогащения золотосодержащей руды Майского месторождения, содержащей сорбционно-активные углеродистые вещества, выполнялись в два этапа:

- на первом этапе получен коллективный золотосульфидный концентрат и отвальные хвосты;
- на втором этапе проводилось разделение полученного на первом этапе концентрата на центробежном концентраторе Knelson MD3 на два продукта: низко- и высокоуглеродистый.

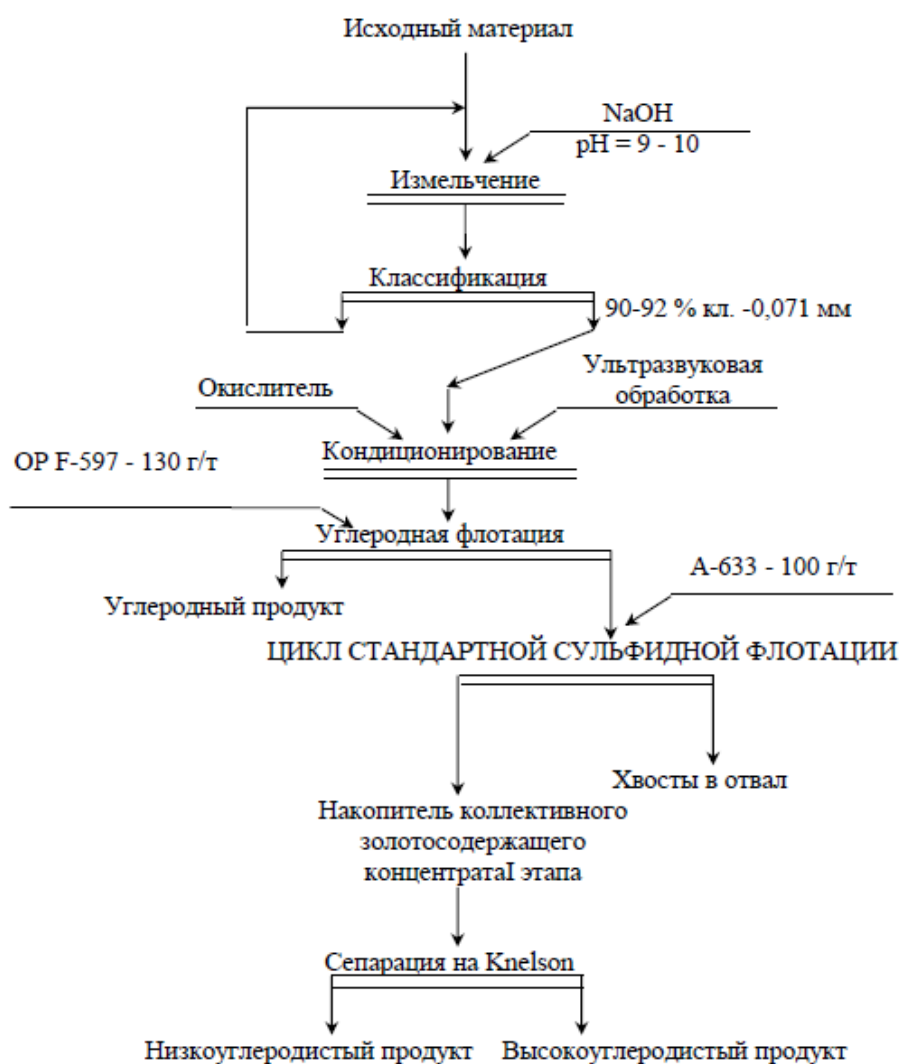
Аналитическое сопровождение испытаний осуществлялось специалистами химико-аналитической лаборатории АО «Полиметалл Инжиниринг».

Для полупромышленных испытаний в АО «Полиметалл Инжиниринг» была доставлена проба руды Майского месторождения массой 1500 кг.

Среднее содержание Au в руде составило 10,2 г/т.

### ПРИНЦИПАЛЬНАЯ СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ

Схема (Рис.1) состоит из измельчения с добавлением в мельницу NaOH с дальнейшей ультразвуковой обработкой пульпы в присутствии окислителя. Затем проводится углеродная флотация на флотомашине JamesonCell с добавлением вспенивателя; после этого в камерный продукт добавляют дополнительный депрессор органического углерода А-633 в количестве 100/т и проводят стандартный цикл сульфидной флотации (фабричный регламент). Накопленный коллективный золотосодержащий концентрат затем делят на гравитационном сепараторе Knelson MD3 на низко- и высокоуглеродистые продукты.



**Рис.1** Принципиальная схема обогащения золотосодержащей сульфидной руды Майского месторождения в АО «Полиметалл Инжиниринг»

Технологические показатели по результатам испытаний приведены в таблице:

Продукт	Выход, %	Сод-е Сорг., %	Сод-е Au, г/т	Извлечение Сорг. от руды, %	Извлечение Сорг. от операции, %	Извлечение Au от руды, %	Извлечение Au операции, %
<b>I этап</b>							
Суммарный сульфидный концентрат Iэтапа	12,41	1,16	76,84	16,37		89,12	
Углеродный продукт (отвальный продукт I этапа)	2,6	11,63	3,79	34,36		0,92	
Отвальные хвосты I этапа	84,99	0,51	1,25	49,27		9,96	
Исходная руда	100	0,88	10,7	100		100	
<b>II этап</b>							
Низкоуглеродистый продукт (гравитационный концентрат)	4,6	0,54	128,32	2,83	17,3	55,17	61,9
Высокоуглеродистый продукт (хвосты гравитации)	7,81	1,53	46,52	13,54	82,7	33,95	38,1
Суммарный сульфидный концентрат Iэтапа	12,41	1,16	76,84	16,37	100	89,12	100

### **ВЫВОДЫ**

1). В результате полупромышленных испытаний получен низкоуглеродистый сульфидный концентрат с содержанием золота 128,32 г/т и извлечением от руды 55,17 %, высокоуглеродистый сульфидный концентрат с содержанием золота 46,52 г/т и извлечением от руды 33,95 %. Также получены два отвальных продукта: углеродистый пенный продукт - содержание органического углерода 11,63 %, извлечение 34,36%, потери золота в данный продукт составили 0,92 %; отвальные хвосты сульфидного цикла с содержанием ценного компонента 1,25 г/т, потери – 9,96 %.

2). Разработанная технология обогащения руды Майского месторождения, включающая в себя комбинированный флотационно-гравитационный передел, рекомендуется для составления технологического регламента.

От Санкт-Петербургского горного университета:

Зав. кафедры ОПИ, д.т.н., проф. РАН

Доцент кафедры ОПИ, к.т.н.

Доцент кафедры ОПИ, к.т.н.

Аспирант кафедры ОПИ



Т.Н. Александрова

Н.В. Николаева

А.О. Ромашев

Д.Н. Семенихин

От АО «Полиметалл Инжиниринг»:

Ведущий инженер

Инженер

Инженер

Начальник ХАЛ



А.А. Житник

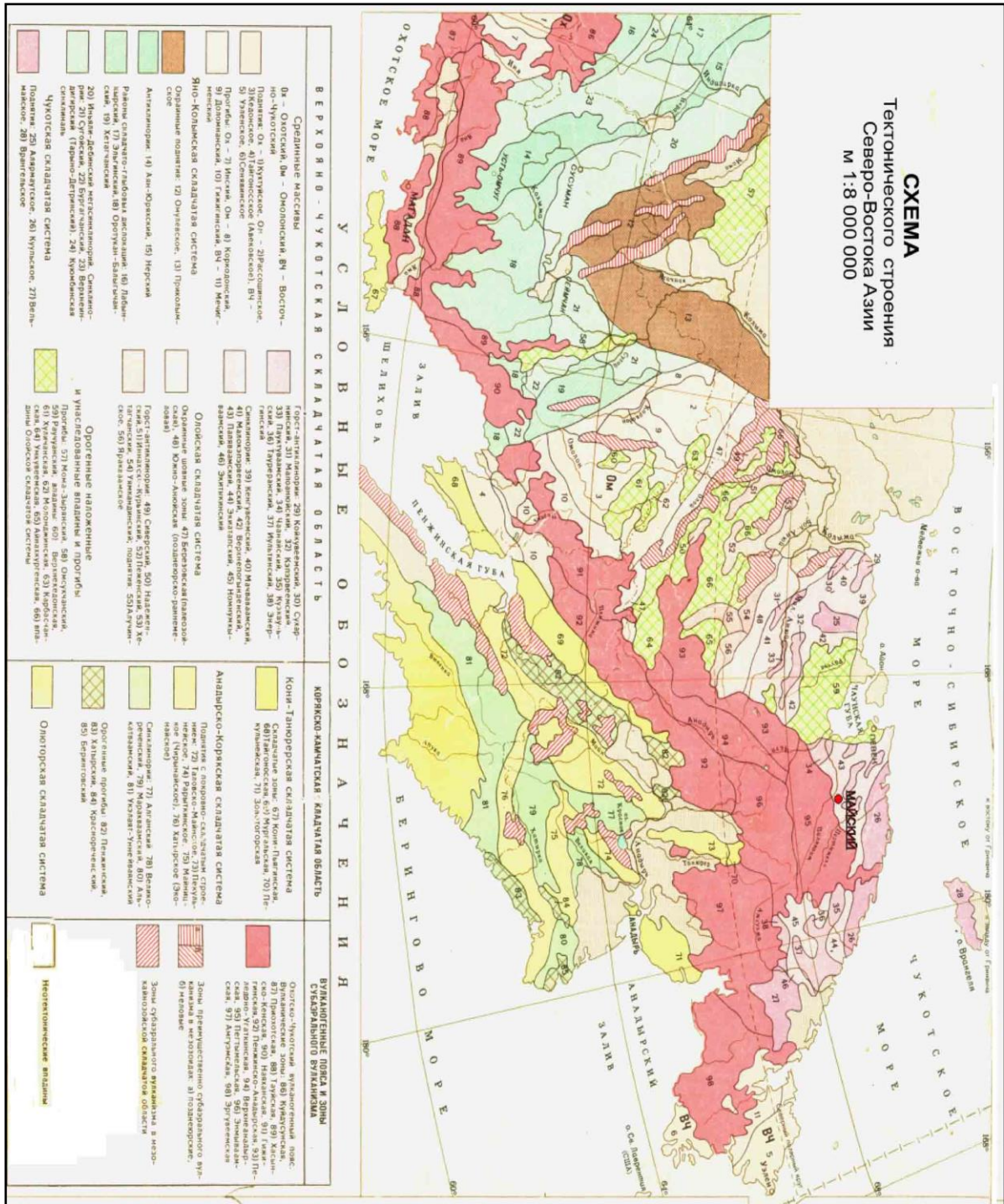
А.А. Чиркевич

А.Х. Аллаев

Н.В. Розен

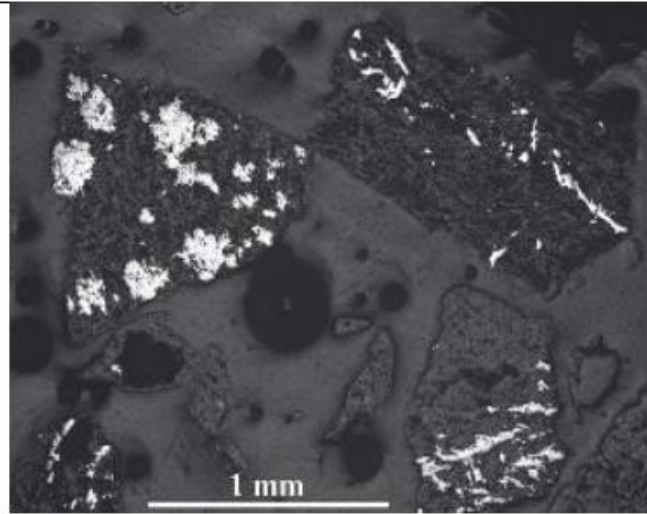
ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Схема тектонического строения Северо-Востока Азии

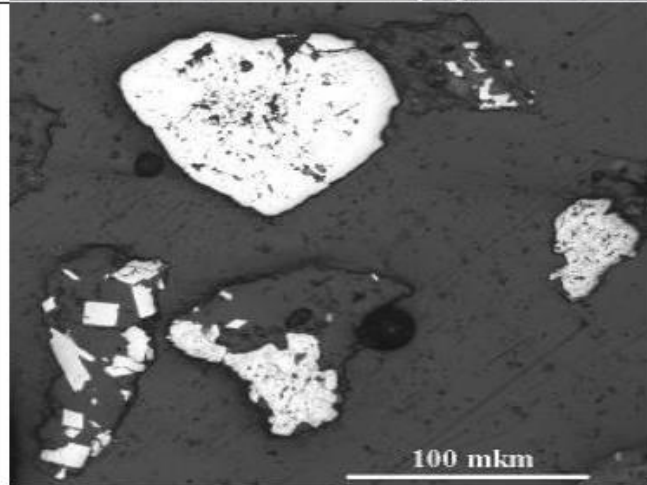


## ПРИЛОЖЕНИЕ В

## МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ ИСХОДНОЙ РУДЫ

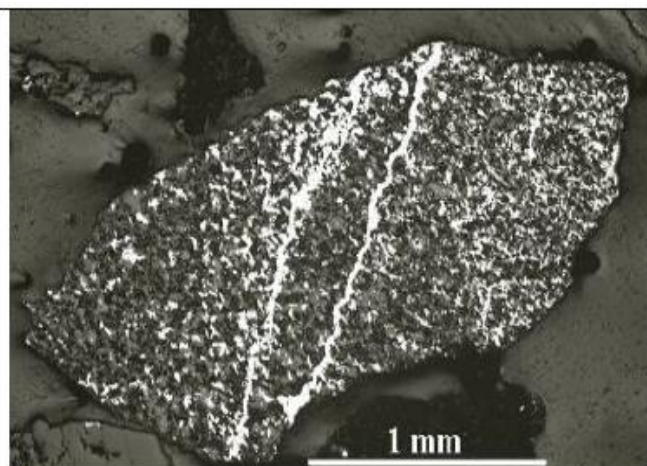


В пробе руды наблюдаются разноразмерные (от 10 мкм до 1-3мм), в основном, минерализованные обломки пород, которые представлены слюдястыми сланцами различного состава, реже встречаются обломки кварц-сульфидного и карбонат-сульфидного состава. На фото - крупные обломки, минерализованные пиритом, марказитом (треугольный, слева) и арсенопиритом. Мелкие обломки (преимущественно кварцевые), практически не минерализованы. Отраженный свет.

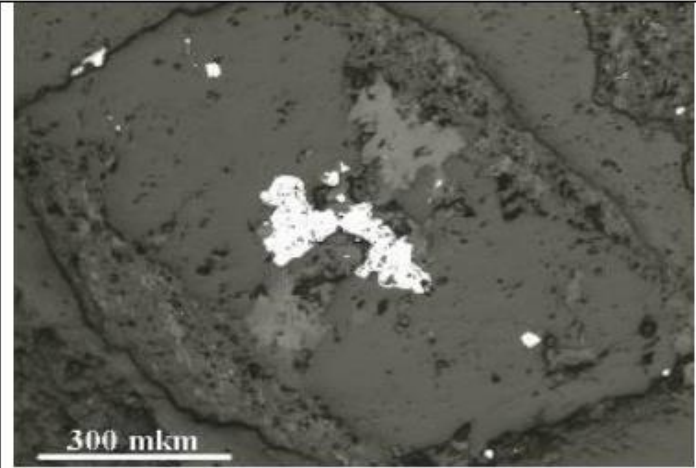
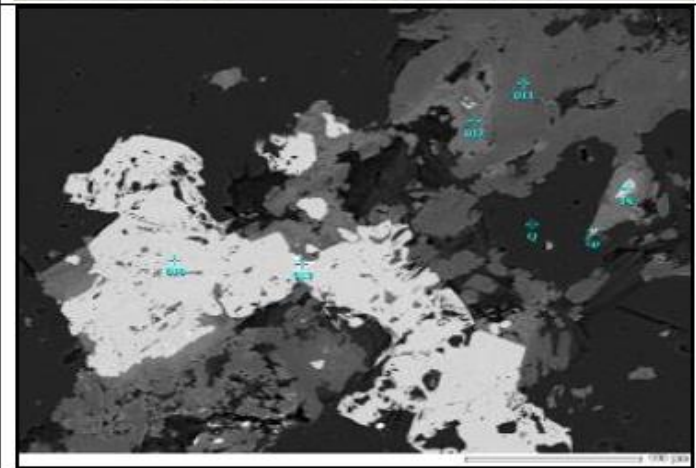
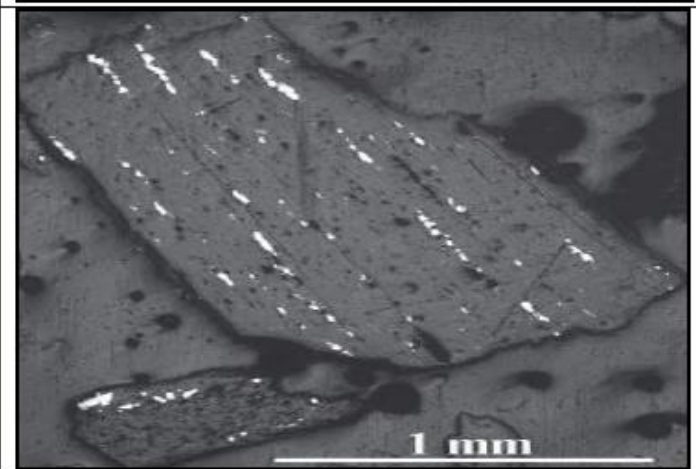
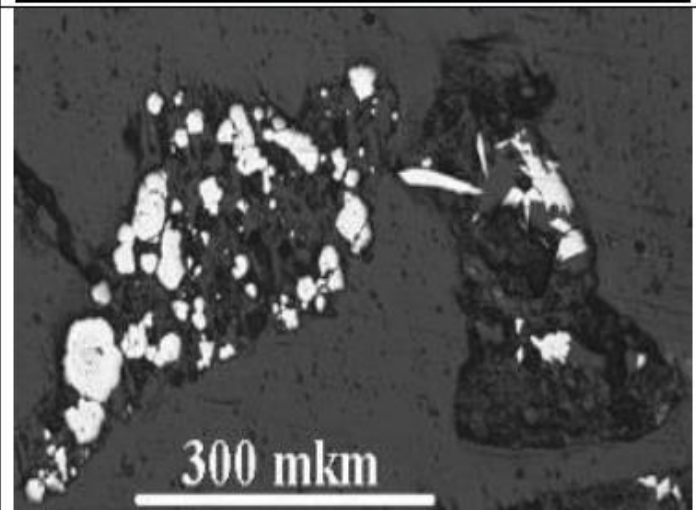


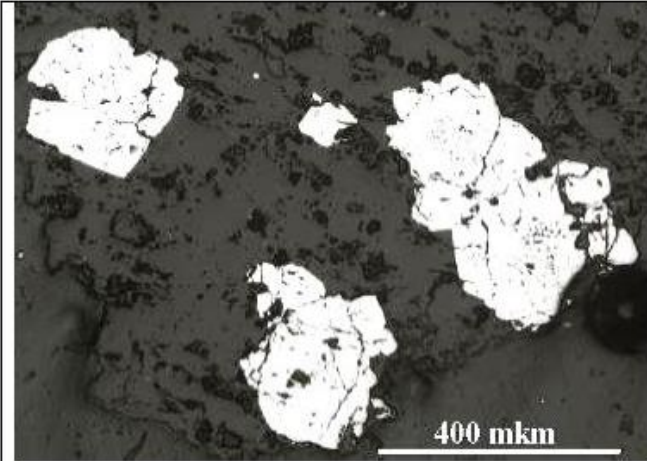
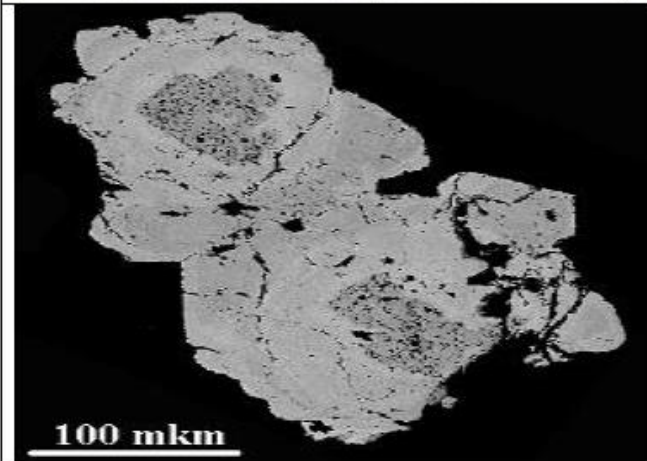
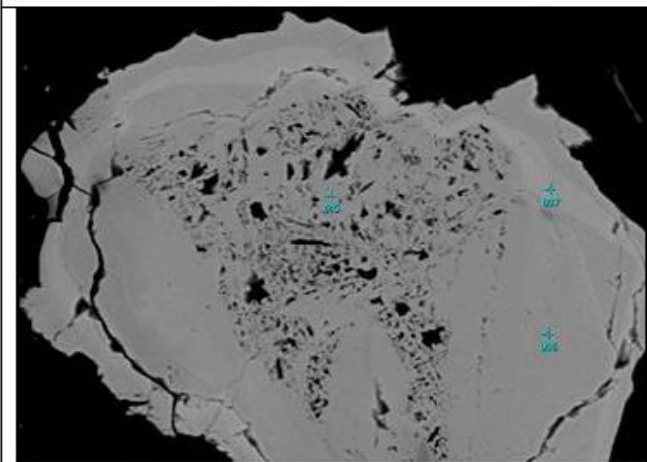
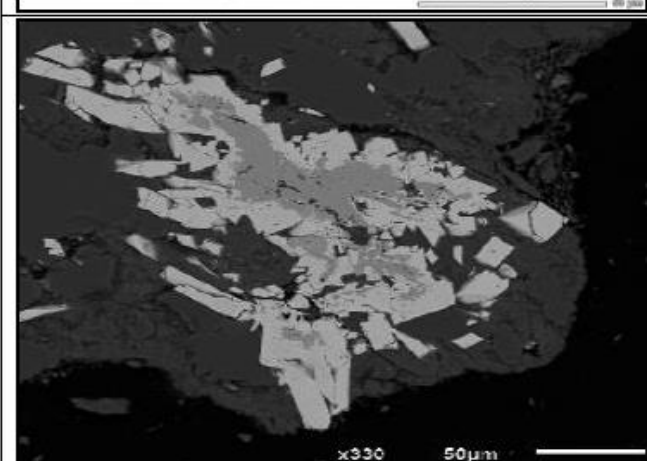
На фото - крупный кристалл пирита и минерализованные обломки. Отраженный свет

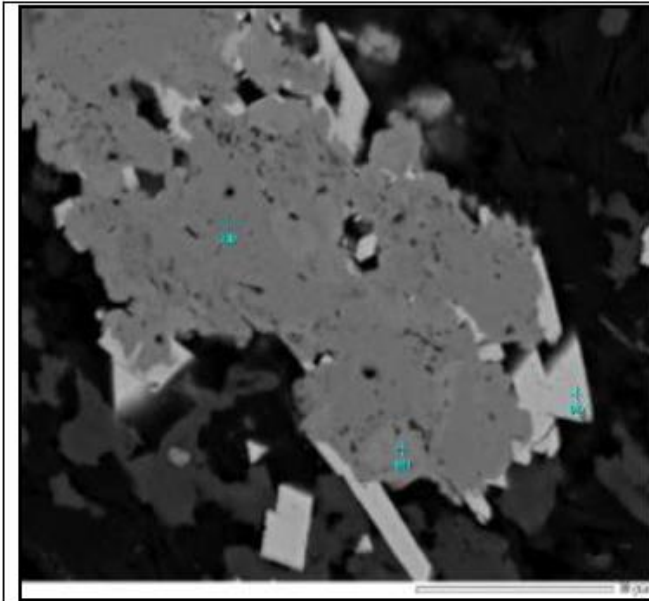
## ПИРИТ



Пирит реализуется в виде рассеянной вкрапленности или выполняет трещины в породе.

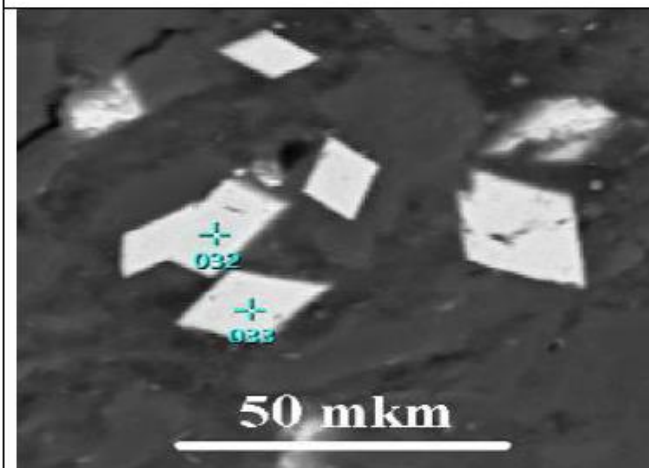
	<p>На фото - агрегатный пирит в карбонат-кварцевой жиле. Светло-серое – карбонат. Отраженный свет.</p>
	<p>Белое – пирит, серое – карбонат разного состава. Зеленым отмечены места и номера анализов. РЭМ-фото.</p>
	<p>В отдельных зернах наблюдается развитие кристаллов и зерен пирита, ориентированных вдоль директивных направлений во вмещающей породе – сланцеватость (слоистость). На фото - пиритовая минерализация, ориентированных вдоль директивных направлений в породе (сланцеватость, слоистость). Отраженный свет.</p>
	<p>На фото - обильная вкрапленность идиоморфных кристаллов пирита в обломке породы. Слева – обломок с кристаллами арсенопирита. Отраженный свет.</p>

	<p>Зональные метакристаллы пирита. Отраженный свет.</p>
	<p>Зональные метакристаллы пирита. РЭМ-фото</p>
	<p>На фото - неоднородное строение пирита, обусловленное различным количеством примеси мышьяка от зоны к зоне в кристалле. Зеленым обозначены места взятия анализов и их номера. РЭМ-фото</p>
	<p>Практически, повсеместно наблюдается развитие арсенопирита по пириту в виде коронарных и площадных замещающих образований. На фото - характер развития арсенопирита (светлые кристаллы) в виде инкрустаций по агрегатному пириту. РЭМ-фото</p>

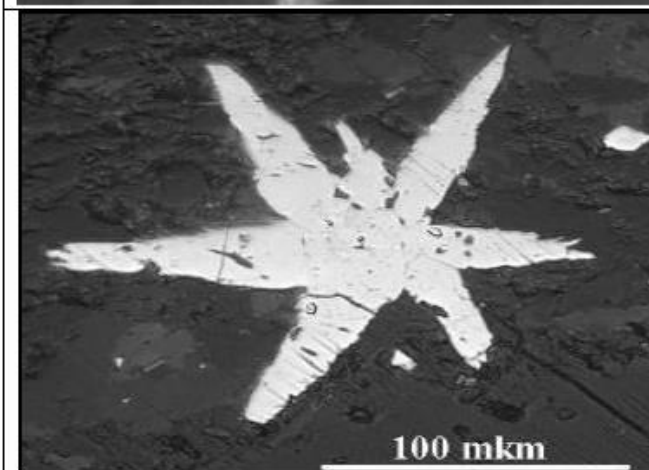


Несколько реже наблюдается замещение пирита пластинчатыми зернами марказита. Среди замещенных зерен встречаются псевдоморфозы, формирующиеся как с краев, так и от центра зерен. На фото - замещение неоднородного по составу пирита пластинчатыми зернами марказита. Светлое, по краям выделения пирита – кристаллы арсенопирита. Зеленым отмечены номера анализов. РЭМ-фото.

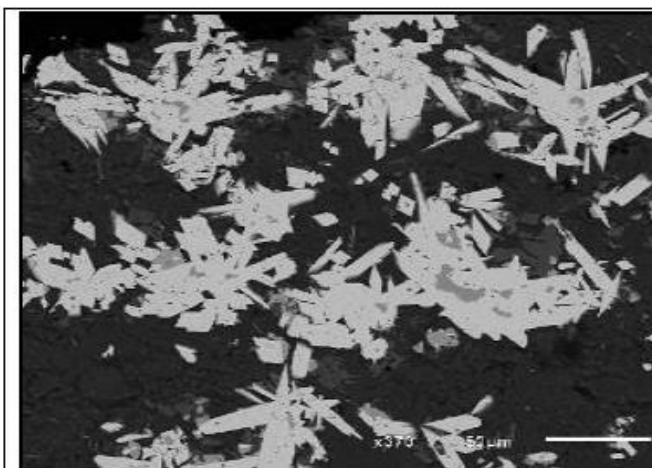
### АРСЕНОПИРИТ



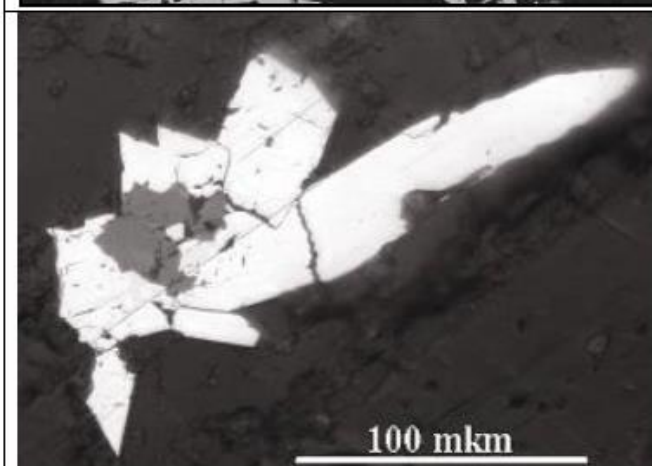
На фото - «россыпь» ромбовидных кристаллов арсенопирита. Зеленым обозначены номера анализов. РЭМ-фото.



На фото - пример сдвойникового кристалла арсенопирита. Отраженный свет.

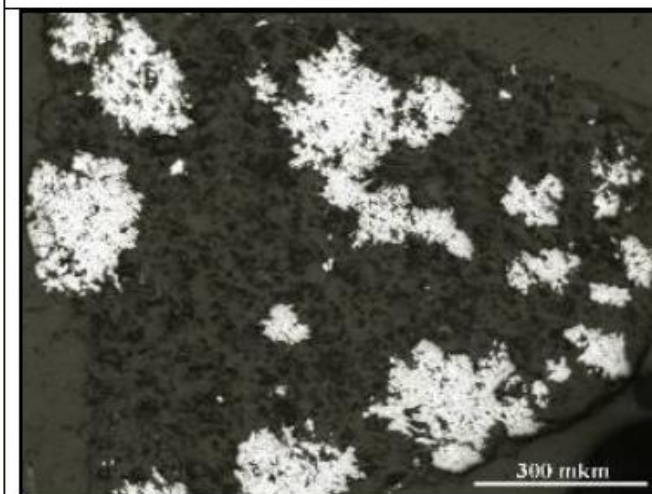


На фото - скопление кристаллов арсенопирита. Видны участки не до конца замещенного пирита (серое). РЭМ-фото.

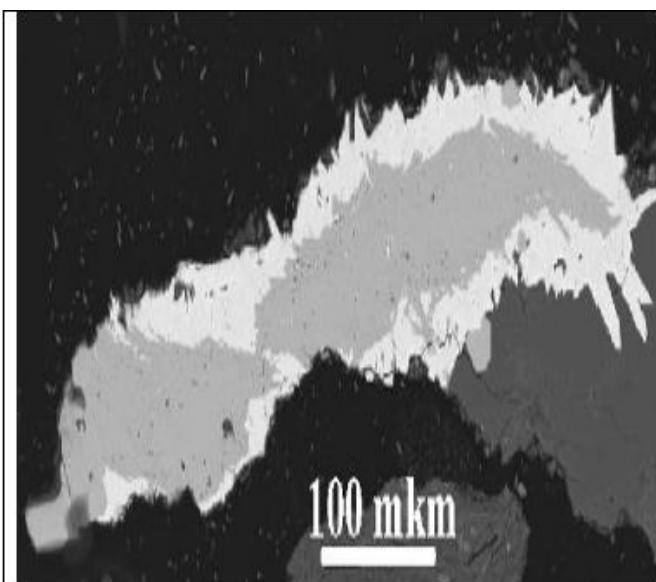


Арсенопирит формируется вслед за пиритом, замещая последний. В свою очередь, по минералу развивается, возникающий несколько позднее, сфалерит. На фото - развитие сфалерита по арсенопириту. Отраженный свет.

### МАРКАЗИТ

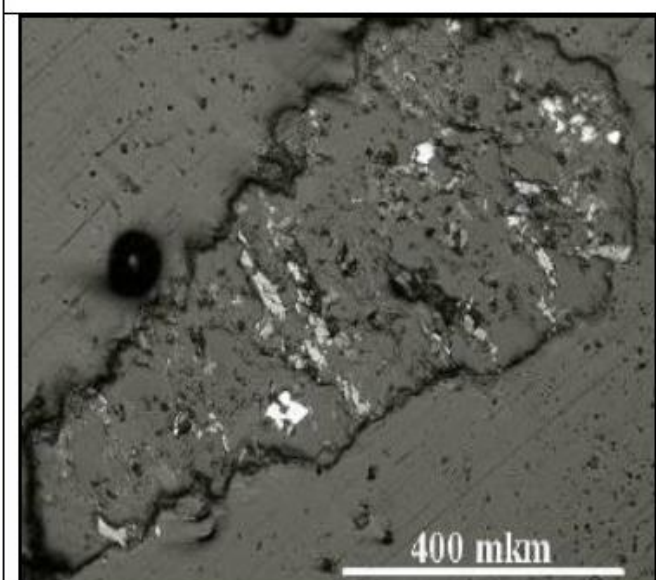


Марказит формируется по пириту в виде «кустисто-пятнистых» образований. На фото - характер развития марказита по пириту. Видны кристаллы арсенопирита (белое) и участки пластинчатого строения, соответствующие марказиту. Отраженный свет.

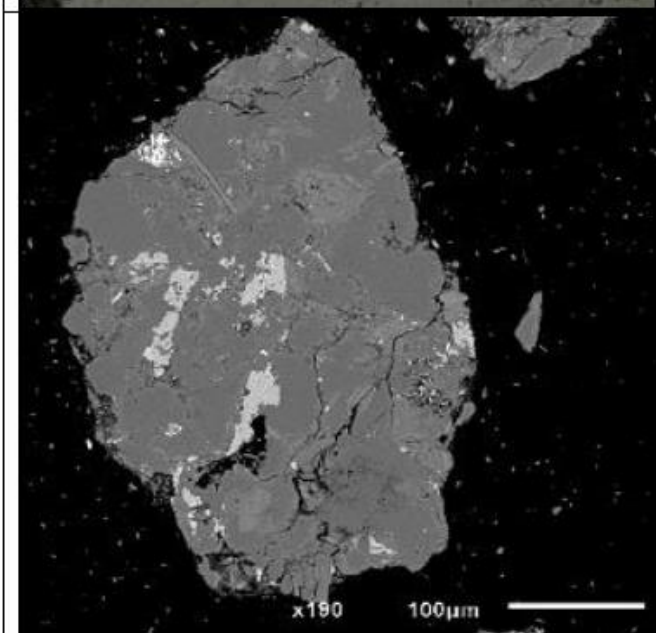


Общий вид формирования мелколейстового марказита на границе пирита и замещающего его арсенопирита (белое).

### УГЛЕРОДИСТОЕ ВЕЩЕСТВО ИЛИ ГРАФИТ

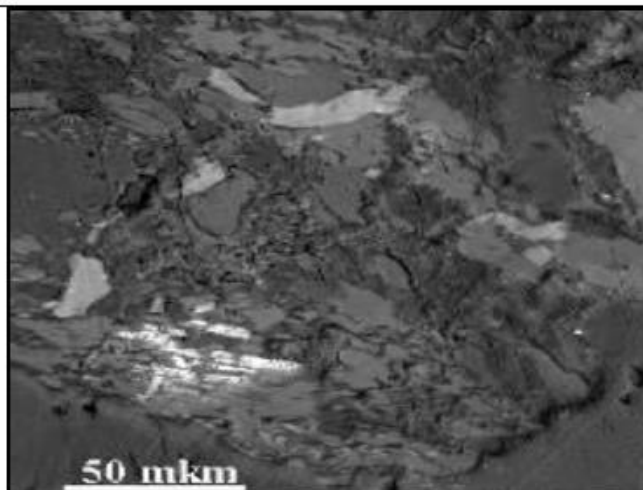


Мелколейстовый графит, он ориентирован по сланцеватости или слоистости в породе. Отражённый свет.

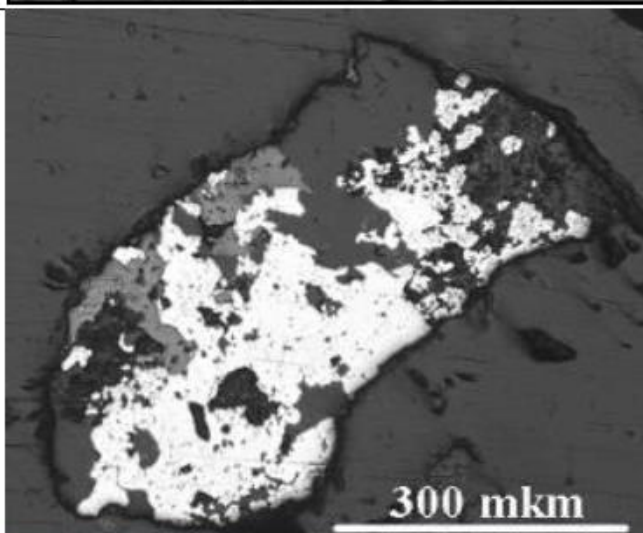


Крупнолейстовый «графит», сформированный дискордантно к слоистым элементам в породе. Светло-серое – железо-магниевый карбонат, белое (вверху) – рутил.

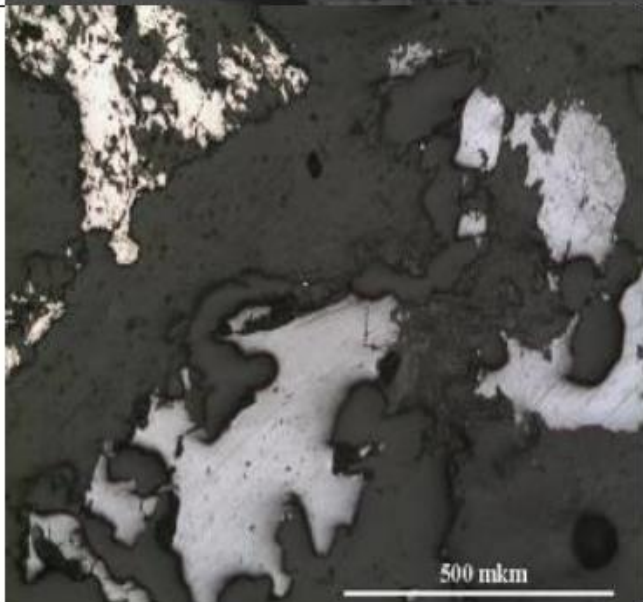
## ПРОЧИЕ МИНЕРАЛЫ



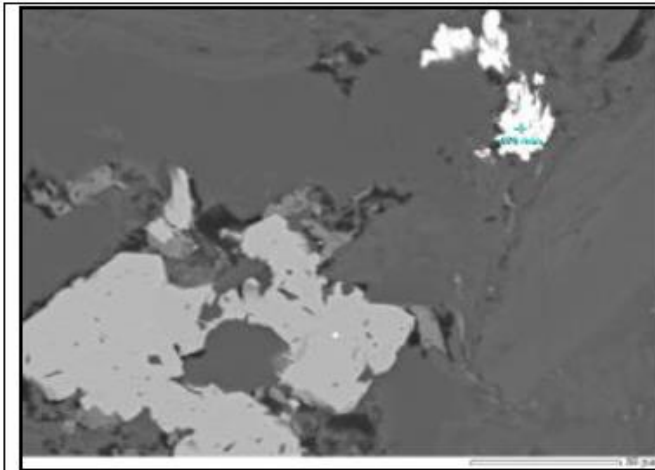
Рутил встречается редко (менее 1%). Представлен мелкозернистой послойно ориентированной модификацией. На фото - идиоморфные кристаллы рутила (белое) и пластины крупнолейстового «графита» (светло-серое). Отраженный свет



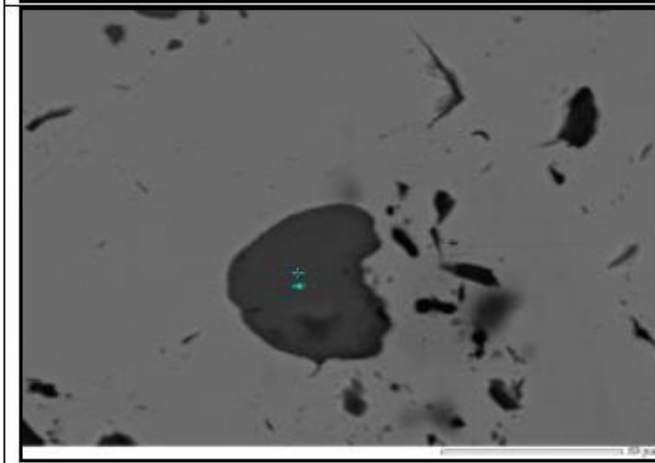
Сфалерит довольно редкий минерал, он наблюдается в единичных обломках. Минерал развивается по пириту как в виде ксеноморфных выделений, так и по площади пирита. На фото - площадное развитие сфалерита по пириту. Отраженный свет



Стибнит встречен в виде разноразмерных выделений причудливой формы. Минерал обладает характерными для него резко выраженными двуотражением и анизотропией. На фото - выделения стибнита (белое) причудливой формы. Видно скопление кристаллов арсенопирита (светло-желтое). Отраженный свет.



На фото - ксеноморфное выделение монацита (белое). Видно кавернозное зерно пирита (светло-серое). Зеленым отмечен номер анализа. РЭМ-фото



На фото - изометрическое зерно апатита (темное) в пирите. Зеленая точка – анализ минерала. РЭМ-фото.