

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

*На правах рукописи*

Абурова Валерия Александровна



РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ  
БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ  
ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Специальность 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
член-корреспондент РАН,  
доктор технических наук, профессор  
Александрова Т.Н.

Санкт-Петербург – 2026

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ.....</b>	<b>5</b>
<b>ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПЕРЕРАБОТКИ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД.....</b>	<b>11</b>
1.1 Состояние сырьевой базы России и степень ее освоения .....	12
1.2 Классификация благороднометалльных руд .....	16
1.3 Современные тенденции в области переработки благороднометалльных руд.....	18
1.4 Применение СВЧ обработки при переработке минерального сырья.....	24
1.5 Выводы по главе 1 .....	33
<b>ГЛАВА 2 МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ .....</b>	<b>35</b>
2.1 Характеристика объекта исследования .....	35
2.2 Методология исследования .....	38
2.2.1 Методика подготовки проб к обогащению.....	41
2.2.2 Методика определения индекса чистой работы дробления Бонда .....	42
2.2.3 Методика проведения теста падающего груза .....	43
2.2.4 Методика проведения компьютерного моделирования в JKSimMet.....	46
2.2.5 Методика проведения СВЧ обработки и определения температуры нагрева .....	46
2.2.6 Методика определения элементного состава проб.....	48
2.2.7 Методика определения минералогического состава проб .....	49
2.2.8 Методика определения содержания $C_{орг}$ в рудах и продуктах их обогащения .....	50
2.2.9 Методика подготовки модельных навесок .....	51
2.2.10 Методика флотационного обогащения .....	51
2.2.11 Методика проведения опытов по извлечению укрупненных благороднометалльных частиц из углеродистого флотационного концентрата .....	53
2.3 Выводы по главе 2 .....	55
<b>ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД.....</b>	<b>57</b>
3.1 Исследование влияния СВЧ обработки на значение индекса чистой работы дробления Бонда.....	60
3.2 Исследование влияния СВЧ обработки на значение параметра высокоэнергетического (ударного) разрушения .....	62
3.3 Исследование влияния СВЧ обработки на значение параметра низкоэнергетического (абразивного) разрушения и распределение основных элементов по классам крупности .....	64
3.4 Исследование влияния СВЧ обработки на измельчаемость углеродистой благороднометалльной руды.....	67

3.5 Исследование влияния СВЧ обработки на флотационное обогащение углеродистой благороднометалльной руды.....	69
3.6 Оценка влияния применения СВЧ обработки на стадии рудоподготовки .....	71
3.7 Выводы по главе 3 .....	76
<b>ГЛАВА 4 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УПОРНЫХ РУД И ПРОДУКТОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ .....</b>	<b>78</b>
4.1 Исследование влияния энергетического воздействия на укрупнение низкоразмерных благородных металлов и возможность их извлечения из углеродистых продуктов обогащения	80
4.1.1 Исследование влияния СВЧ обработки на золотосодержащие модельные навески.....	80
4.1.2 Исследование влияния СВЧ обработки на серебросодержащие модельные навески...	85
4.1.3 Обоснование режимных параметров СВЧ обработки для укрупнения низкоразмерных благородных металлов.....	89
4.1.4 Исследование влияния СВЧ обработки на укрупнение низкоразмерных благородных металлов в углеродистых флотационных концентратах .....	90
4.1.5 Исследование влияния СВЧ обработки на сульфидные и породообразующие минералы в углеродистых флотационных концентратах.....	93
4.1.6 Исследование возможности извлечения укрупненных благороднометалльных частиц .....	95
4.2 Повышение извлечения золота из углеродистой благороднометалльной руды .....	99
4.2.1 Исследование влияния депрессоров углеродистого вещества на процесс углеродистой флотации .....	99
4.2.2 Интенсификация процесса сульфидной флотации .....	102
4.2.3 Обоснование режимных параметров процесса сульфидной флотации.....	114
4.3 Сводные результаты главы 4.....	117
4.4 Выводы по главе 4.....	118
<b>ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД И ИХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ.....</b>	<b>121</b>
5.1 Разработка принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) .....	121
5.2 Техничко-экономическое обоснование предложенной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) .....	122

5.3 Разработка принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) .....	130
5.4 Технико-экономическое обоснование предложенной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) .....	131
5.5 Технико-экономическое обоснование возможности включения цикла переработки углеродистых продуктов в предложенную технологическую схему (Объект 2).....	139
5.6 Выводы по главе 5 .....	145
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>147</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....</b>	<b>149</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А Патент на изобретение .....</b>	<b>164</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ Б Акт внедрения результатов кандидатской диссертации в деятельность ООО «Р-Центр» .....</b>	<b>165</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ В Акт об использовании результатов кандидатской диссертации в деятельности АО «Полиметалл Инжиниринг» .....</b>	<b>166</b>

## ВВЕДЕНИЕ

### **Актуальность темы исследования**

Высокие темпы добычи и переработки благороднометалльного сырья обуславливают истощение запасов богатых легкообогатимых руд и вовлечение в переработку упорных руд. Незначительные изменения качества минерального сырья, поступающего на переработку, могут существенно снизить эффективность извлечения благородных металлов и привести не только к непостоянству технологических показателей, но и в ряде случаев к их нерентабельному извлечению. Сложность минерального состава и упорность руд обуславливают актуальность разработки эффективных технологических решений в связи с низкими показателями извлечения при их обогащении с применением традиционных методов.

Вовлечение в переработку руд, относящихся к категории упорных, подразумевает проведение предварительной обработки, направленной на снижение упорности. При наличии сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту и серебру углеродистого органического вещества предварительная обработка может способствовать его пассивации перед выщелачиванием. Альтернативным подходом является депрессия углеродистой составляющей на стадии флотационного обогащения. Вместе с тем на ряде обогатительных фабрик углеродистые продукты отправляются на хвостохранилище и не перерабатываются, что приводит к потерям благородных металлов с хвостами обогащения.

Перспективным направлением интенсификации процессов обогащения упорных руд является применение энергетических методов воздействия, в частности обработки в сверхвысокочастотном (СВЧ) электромагнитном поле.

Таким образом, разработка научно обоснованных технологических решений переработки углеродистых благороднометалльных руд, включающая комплекс методов обогащения и энергетического воздействия, представляет собой актуальную научно-техническую задачу, решение которой позволит повысить полноту использования минерально-сырьевой базы и экономическую эффективность обогатительных фабрик.

### **Степень разработанности темы исследования**

Вопросами переработки углеродистых благороднометалльных руд занимались такие отечественные и зарубежные ученые, как Плаксин И.Н., Чантурия В.А., Александрова Т.Н., Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Лодейщиков В.В., Меретуков М.А., Седельникова Г.В., Секисов А.Г., Шумилова Л.В., Afenya P.M., Gaudin A.M., O'Connor C., Simmons G.L. и др.

Несмотря на значительные достижения в области разработки технологий переработки углеродистых благороднометалльных руд, промышленное освоение месторождений данного типа по-прежнему сопряжено с существенными потерями целевых металлов на стадиях обогащения и металлургического передела, а также с высокими удельными энергозатратами на рудоподготовку.

Вопросам применения энергетического воздействия на минеральное сырье посвящены работы многих отечественных ученых, таких как Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.,

Гришин И.А. и др., а также зарубежных исследователей Batchelor A.R., Farahat M., Naque K.E., Jones D.A., Kingman S.W., McGill S.L., Walkiewicz J.W., Waters K.E. и др. По причине сложности состава и упорности углеродистых благороднометалльных руд особую значимость приобретают исследования влияния энергетического (СВЧ) воздействия на минеральное сырье данного типа. Совершенствование существующих и создание новых технологических решений переработки углеродистых благороднометалльных руд на основе данных о влиянии энергетического воздействия на минеральное сырье является одним из актуальных направлений развития современного обогащательного производства.

**Объект исследования** – технологически значимые углеродистые благороднометалльные руды и модельные углеродсодержащие материалы, подвергаемые энергетическому воздействию и гравитационно-флотационному обогащению в составе принципиальных схем их переработки.

**Предмет исследования** – закономерности изменения физико-механических и технологических свойств углеродистых благороднометалльных руд под действием энергетического воздействия и их влияние на эффективность обогащения.

**Цель работы** – установить закономерности воздействия энергетических факторов на процессы трансформации углеродистых благороднометалльных руд и развить научные основы построения принципиальных технологических схем их переработки.

**Идея** заключается в том, что целенаправленное изменение поведения углеродистых благороднометалльных руд под воздействием СВЧ энергии и гравитационно-флотационного обогащения позволяет повысить эффективность извлечения благородных металлов.

#### **Задачи исследования**

Поставленная цель достигалась путем решения следующих взаимосвязанных задач:

1. Проанализировать современное состояние и перспективы развития технологий переработки углеродистых благороднометалльных руд, а также определить возможности применения энергетического воздействия на различных стадиях трансформации сырья.

2. Разработать методический алгоритм и программу исследований по установлению закономерностей влияния СВЧ энергетического воздействия на упорные руды и продукты их переработки.

3. Установить закономерности влияния энергетического воздействия на физико-механические и технологические характеристики углеродистых благороднометалльных руд с последующей экспериментальной и модельной верификацией полученных данных.

4. Выполнить комплекс экспериментально-теоретических исследований по определению влияния энергетического воздействия на степень раскрытия полезных минералов и

эффективность извлечения благородных металлов из руд и промежуточных продуктов обогащения.

5. Разработать и обосновать принципиальные технологические схемы переработки углеродистых благороднометалльных руд с использованием энергетического воздействия, провести их технико-экономическую оценку и определить показатели эффективности (извлечение, индекс доходности, энергозатраты).

#### **Научная новизна**

1. Установлен комплекс зависимостей, характеризующих влияние СВЧ воздействия на физико-механические характеристики благороднометалльных руд.

2. Установлены механизмы укрупнения низкоразмерного золота и серебра в углеродсодержащих материалах за счет селективного нагрева в процессе энергетического воздействия при добавлении магнетита для создания активных центров локального нагрева, обуславливающего образование дефектов Френкеля и последующую агрегацию наночастиц.

3. Разработан новый интегральный критерий оптимизации флотационного процесса  $K = E_S \cdot (1 - \varepsilon_{\text{Сорг}})$ , учитывающий взаимосвязанное изменение извлечения углеродистого вещества и серы в сульфидный концентрат.

#### **Соответствие паспорту специальности**

Полученные научные результаты соответствуют паспорту научной специальности 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых (технические науки) по пунктам: п. 2 «Направленное изменение физических свойств минеральных компонентов», п. 3 «Физико-химические и энергетические методы интенсификации процессов обогащения и выщелачивания природного и техногенного сырья. Физические, физико-химические и химические процессы разделения, концентрации и переработки минералов, руд, промежуточных продуктов переработки природного и техногенного минерального сырья».

#### **Теоретическая и практическая значимость работы:**

1. Установлены закономерности избирательного диэлектрического нагрева углеродисто-сульфидных компонентов благороднометалльных руд под действием СВЧ энергии, раскрывающие физические механизмы разупрочнения рудной массы и изменения технологических свойств минерального сырья.

2. Разработан и теоретически обоснован интегральный критерий оптимизации флотационного процесса  $K$ , позволяющий учитывать взаимосвязанное изменение извлечения углеродистого вещества и серы в сульфидный концентрат при варьировании параметров флотации.

3. Разработан способ извлечения низкоразмерных структур благородных металлов из углеродистого сырья (патент на изобретение № 2799219, Приложение А).

4. Результаты диссертационной работы внедрены в методики проведения научно-исследовательских работ компании ООО «Р-Центр» при проведении оценки влияния энергетического воздействия на минеральное сырье и продукты его обогащения (акт внедрения от 25.04.2025, Приложение Б).

5. Результаты диссертационного исследования могут быть использованы в деятельности АО «Полиметалл Инжиниринг» при разработке рекомендаций по оценке влияния энергетического воздействия на прочностные параметры минерального сырья при выборе схем рудоподготовки (акт об использовании результатов диссертационных исследований от 27.03.2025, Приложение В).

6. Разработаны принципиальные технологические схемы переработки углеродистых благороднометалльных руд ( $C_{орг} > 1\%$  и  $C_{орг} < 1\%$ ), экономическая эффективность которых подтверждена положительными индексами доходности.

### **Методология и методы исследований**

В ходе выполнения работы применялся комплексный метод исследования, включающий анализ и обобщение отечественной и зарубежной научно-технической и патентной информации в области переработки углеродистых благороднометалльных руд; проведение экспериментальных исследований на углеродсодержащих материалах с применением рентгенофлуоресцентного анализа, оптической и электронной микроскопии с системой рентгеновского энергодисперсионного микроанализа, тестов падающего груза и определения индекса чистой работы дробления Бонда, флотационного, гравитационного и магнитного обогащения; а также использование методов планирования эксперимента, математической статистики и регрессионного анализа и имитационного компьютерного моделирования схем рудоподготовки в программном пакете JKSimMet.

### **Положения, выносимые на защиту**

1. Способ предварительной СВЧ обработки углеродистых благороднометалльных руд перед полусамоизмельчением обеспечивает разупрочнение рудной массы, что приводит к интенсификации процессов рудоподготовки, увеличению выхода флотационного класса, повышению извлечения целевых компонентов и снижению энергозатрат на измельчение, что подтверждено результатами экспериментов и имитационного моделирования.

2. Избирательный диэлектрический нагрев углеродисто-сульфидных компонентов благороднометалльных руд ( $C_{орг} > 1\%$ ) под действием СВЧ энергии приводит к укрупнению тонкодисперсных частиц золота и серебра, что положено в основу разработки энергоэффективной технологии переработки углеродистых золотосодержащих руд и повышения комплексного извлечения ценных компонентов.

3. Обоснованные и разработанные принципиальные технологические основы переработки упорных благороднометалльных руд с содержанием сорбционно-активного углерода менее 1 % подразумевают интеграцию стадии СВЧ обработки для интенсификации рудоподготовки и последующую депрессию углеродсодержащих компонентов при оптимизированном реагентном режиме сульфидной флотации.

**Степень достоверности результатов исследования** обусловлена проведением достаточного объема экспериментальных исследований на сертифицированном и поверенном оборудовании; воспроизводимостью результатов при многократном повторении экспериментов; статистической оценкой полученных данных методами математического анализа; апробацией полученных результатов на международных и всероссийских конференциях.

**Апробация результатов диссертации** проведена на 9 научно-практических мероприятиях с докладами, в том числе на 7 международных; за последние 3 года принято участие в 8 научно-практических мероприятиях с докладами, в том числе на 6 международных: XIX Международный форум-конкурс студентов и молодых ученых «Актуальные проблемы недропользования» (г. Санкт-Петербург, май 2023 г.); Международная конференция «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения - 2023)» (г. Москва, октябрь 2023 г.); 16-я Международная научная школа молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (г. Москва, октябрь 2023 г.); Международная конференция «Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов (Плаксинские чтения - 2024)» (г. Апатиты, сентябрь 2024 г.); Международная конференция «Инновационные процессы комплексной переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025)» (г. Екатеринбург, сентябрь–октябрь 2025 г.); 17-я Международная научная школа молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (г. Москва, октябрь 2025 г.).

**Личный вклад автора** заключается в постановке цели и задач диссертационного исследования; анализе научной литературы в области переработки упорных руд и энергетического воздействия на минеральное сырье; выполнении экспериментальных исследований по СВЧ обработке, флотационному обогащению и определению прочностных параметров исследуемого сырья; разработке комплексного подхода к обоснованию технологических схем рудоподготовки; статистической обработке и интерпретации результатов; разработке и технико-экономическом обосновании принципиальных технологических схем.

### **Публикации**

Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 8 печатных работах (пункты списка литературы № 3, 5-9, 12, 57), в том числе в 3 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертации на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, в 2 статьях – в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получен 1 патент на изобретение (пункт списка литературы № 40, Приложение А).

### **Структура работы**

Диссертация состоит из оглавления, введения, 5 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 149 наименований, и 3 приложений. Диссертация изложена на 166 страницах текста, содержит 93 рисунка и 82 таблицы.

### **Благодарности**

Автор выражает глубокую благодарность и признательность научному руководителю и педагогическому наставнику, д.т.н., профессору Александровой Татьяне Николаевне, а также коллективу и аспирантам кафедры обогащения полезных ископаемых за оказанную поддержку и помощь при проведении и подготовке диссертационного исследования к защите.

## ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПЕРЕРАБОТКИ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД

Сырьевой комплекс является важнейшей частью мировой экономики, и именно поддержание существующих темпов добычи в сочетании с проведением новых геологоразведочных работ позволяет сохранять текущий уровень мирового лидерства в производстве благородных металлов [19,112,113]. Снижение качества вовлекаемого в переработку сырья обусловлено истощением запасов богатых легкообогатимых руд [55,56,67]. Сложность состава и упорность руд представляют одну из важнейших проблем, поскольку в ряде случаев их обогащение с применением традиционных методов становится невозможным. Другая проблема, возникающая при обогащении упорных благороднометалльных руд, связана с экологической нагрузкой, поскольку в процессе их переработки на хвостохранилища складывается значительное количество углеродсодержащих отходов, которые содержат благородные металлы. В данных продуктах содержание золота и серебра может достигать порядка 6 г/т и 0,3 г/т соответственно. В этой связи разработка новых технологических решений, направленных на переработку углеродистых благороднометалльных руд с целью снижения потерь драгоценных металлов с хвостами обогащения является актуальным направлением на сегодняшний день [31].

Вовлечение руд, относящихся к категории упорных, требует предварительной обработки, направленной на снижение их упорности [63]. Учитывая, что упорность таких руд часто обусловлена тонкой вкрапленностью золота и серебра в минералы-концентраты, преимущественно представленные сульфидными минералами, необходимо разрушение их матрицы. При наличии сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту и серебру углеродистого органического вещества предварительная обработка может способствовать пассивации углеродистых органических составляющих веществ перед выщелачиванием. К таким методам можно отнести: обжиг, хлорирование, химическое и бактериальное окисление [64]. К нетрадиционным методам предварительной обработки можно отнести СВЧ воздействие. Возможность избирательного нагрева материала и объемный нагрев представляются главными отличительными особенностями по сравнению с обычным нагревом. Применение энергетических методов воздействия при переработке сложного, низкокачественного и нетрадиционного сырья является перспективным направлением [82,85,141]. К важному преимуществу воздействий можно отнести возможность их применения на всех стадиях переработки, а именно для дезинтеграции, при подготовке руд к обогащению и непосредственно при обогащении и переработке [57].

Основным методом обогащения упорных благороднометалльных руд является флотация [24,25,72]. Флотационный метод позволяет получить сульфидный флотационный

концентрат для дальнейшего металлургического передела, а также извлечь углеродистый концентрат, оказывающий негативное влияние на процесс выщелачивания.

Таким образом целью первой главы диссертационной работы является систематизация данных в области переработки упорных сульфидных благороднометалльных руд и применения энергетического воздействия на минеральной сырье. Для достижения данной цели поставлены следующие задачи:

1. Анализ состояния изученности проблемы переработки упорных благороднометалльных руд;
2. Анализ состояния изученности проблемы влияния применения энергетической обработки на рудные и породообразующие минералы, а также благородные металлы;
3. Изучение существующих нерешенных научных проблем по данной тематике;
4. Изучение методов, направленных на решение выявленных существующих проблем.

### **1.1 Состояние сырьевой базы России и степень ее освоения**

По запасам и объемам производства драгоценного металла лидирующую позицию занимает Китай, при этом Россия занимает второе место среди крупнейших производителей. На Дальнем Востоке и в Сибири сосредоточены основные центры золотодобычи страны. Австралия занимает третье место по добыче по результатам, представленным в «Государственном докладе о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2023 году». Основной объем добычи золота приходится на месторождения золото-сульфидных руд, к которым относятся Калгурли (Kalgoorlie), Санрайз-Дам (Sunrise Dam) и др. Следующую значимую долю обеспечивают месторождения комплексных медно-порфириновых руд, такие как Кадия-Валли (Cadia Valley) и др., а также железо-медно-золотых руд типа Олимпик-Дем (Olympic Dam).

Золото и серебро отнесены к основным видам стратегического минерального сырья в соответствии с перечнем, утвержденным распоряжением Правительства Российской Федерации от 30.08.2022 № 2473-р. Сырьевая база России характеризуется высоким уровнем освоенности и значительными масштабами. Однако, для поддержания текущих темпов добычи и уровня мирового лидерства необходимо проведение новых геологоразведочных работ. Месторождения с упорными и труднообогатимыми рудами интенсивно вовлекаются в разработку. Примерами таких месторождений в мире являются: Фэйрвью (ЮАР); Карлин, Гоулдстрайк, Гетчелл (США); Суздальское, Жерек, Большевик (Казахстан); Нежданинское, Советское, Сухой Лог, Кочкарское, Куранахское (Россия) и др. Так, на рисунке 1.1 представлены основные месторождения золота и их распределение по добычи между субъектами Российской Федерации.



Рисунок 1.1 – Основные месторождения золота и распределение их добычи между субъектами РФ [19]

Добыча и производство золота распределяется между компаниями следующим образом. Крупнейшими производителями являются ПАО «Полнос» и ГК «Магназея» (объединение активов ООО «Магназея» и АО «Полиметалл»), которые занимают первое и второе место по объемам производства золота. На третьем месте находятся компании Highland Gold Ltd. (месторождения Маломырское, Ветренское и др.) и холдинг «Уральская горно-металлургическая компания» (месторождения Валунистое, Многовершинное и др.). Четвертое место занимает Nordgold S.E. (месторождения Гросс, Таборное и др.). На пятом месте АО «Южуралзолото ГК» - месторождения Эльдorado, Доброе, Ишмурат, Советское, Светлинское, Кочкарское, Березняковское, Южный и Западный Курасан, Коммунарское. В таблице 1.1 представлены сводные данные по технологиям переработки руд месторождений двух крупнейших производителей золота, а также золотой и серебряной минерализации.

Таблица 1.1 – Сводные данные месторождений компаний ПАО «Полнос» и ГК «Магназея» [19,42,131]

Компания	Портфель проектов компании	Название месторождения	Переработка/ планируемые методы переработки	Золотая/серебряная минерализация
ПАО «Полнос»	Действующие активы	Олимпиадинское	Технология окисления BIONORD	Золото вкраплено в арсенопирит, пирротин, стибнит, пирит, а также руда характеризуется наличием углеродистого вещества.
		Благодатное	Гравитационно-флотационная схема, цианирование	Основная форма золота в руде – свободная, часть Au связана с нерудными минералами и в сростках.
		Вернинское	Гравитационно-флотационная схема, сорбционное выщелачивание	Золото встречается в золотосодержащих кварц-сульфидных жилах и в составе сульфидных минералов в осадочных породах (пирита и арсенопирита).
		Куранахская группа	Кучное выщелачивание	Карстовые залежи, сложенные окисленными рудами первично золотокарбонат-полевошпат-сульфидных руд.
		Россыпные месторождения	Гравитационное обогащение	Золотоносные россыпи
		Наталкинское	Гравитационно-флотационная схема, сорбционное выщелачивание	Минерализация локализована в углеродистых отложениях, преимущественно в черных сланцах.
	Геологоразведочные проекты	Чертово Корыто	Гравитационная схема, кучное выщелачивание	Свободное золото преобладает в кварце, отмечено небольшое количество упорного золота. Частицы золота вкраплены в сульфидные минералы и крупнозернистый кварц.
		Сухой Лог	Гравитационно-флотационная схема	Золото встречается только в пирите или кварц-пирит-карбонатных жилах. Высокопробное золото – каплеобразные частицы внутри кристаллов пирита. Низкопробное золото проявляется в виде комковидных образований. Преобладающая часть золота в тонковкрапленной (дисперсной) форме.
		Чульбаткан	Кучное выщелачивание	Присутствует самородное золото, основной рудный минерал – пирит, в котором наблюдаются примеси серебра и золота. Остальные рудные минералы генетически и пространственно связанные с золотом встречаются реже.
		Панимба и Раздолинская	Начальный этап – кучное выщелачивание; в дальнейшем – автоклавное и биовыщелачивание	Характерно наличие упорных сульфидных руд. Присутствуют кварцевые прожилки, которые состоят из сульфидов с небольшими вкраплениями золота.

Продолжение таблицы 1.1

Компания	Портфель проектов компании	Название месторождения	Переработка/ планируемые методы переработки	Золотая/серебряная минерализация
ГК «Магназея»	Действующие предприятия	Дукатский хаб (мест-я Дукатское, Лунное, Перевальное, Приморское)	Флотация (Омсукчанская ЗИФ), Меррилл-Кроу (ЗИФ Лунное)	Основные полезные компоненты представлены сульфидами и сульфосолями серебра, а также самородным серебром и электрумом (Дукат). Серебро присутствует в сульфидной и сульфосольной формах, золото — в свободной (Лунное).
		Омолонский хаб (мест-я Биркачан, Цоколь, Бургали)	«Уголь в пульпе», Меррилл-Кроу (Кубака), Кучное выщелачивание (Биркачан)	Руды легкообогатимые – Цоколь. Минерализация Ольчи относится к традиционному низко сульфидному эпитегрмальному типу с неупорными рудами местами со сверхвысокими содержаниями. Золотосеребряная минерализация формирует два различных типа рудных тел: адуляр-карбонат-кварцевые жилы и штокверк (Биркачан).
		Амурский ГМК	Автоклавное окисление (РОХ) / цианирование	Перерабатываются концентраты упорных руд с месторождений Албазино и Майское.
		Албазинское	Флотация, сорбционное и автоклавное выщелачивание на АГМК	Низкосульфидного, золото-пирито-арсенопиритового типа и связана с умеренно падающими дайками, проходящими сквозь песчаники.
		Майское	Флотация → АГМК	Средне-сульфидного, золото-пирито-арсенопиритового типа, в зоне окисления золото выявлено как в свободной, так и в сульфидно-связанной форме.
		Светлое	Кучное выщелачивание + цементация на цинк	. Большая часть минерализации золота мелкозернистая и мелковкрапленная.
		Воронцовское	«Уголь в пульпе», кучное выщелачивание	Окисленное золото преимущественно в свободной форме. В первичной руде золото как в свободной, так и в связанной с пиритом и силикатами.
		Нежданинское	Гравитация / флотация + автоклавное выщелачивание (АГМК)	Частицы золота включены в сульфидные минералы со значительным содержанием углеродистого вещества.
		Кызыл (мест-е Бакырчик, Казахстан)	Флотация, автоклавное выщелачивание (АГМК)	Руды относятся к золото-углеродисто-мышьяковистосульфидным (руды «двойной упорности»). Золото тонковкрапленно в сульфидные минералы.

Балансовые запасы нераспределенного фонда комплексных золотосодержащих руд составляют около 63 % и сосредоточены на 6 объектах. Месторождение Иканское, расположенное в Амурской области, является наиболее крупным из них и характеризуется низкой экономической эффективностью разработки и малой изученностью. Остальные запасы распределены между 51 комплексными объектами (балансовый запас < 10 т Au) [19].

Порядка 2507 россыпных объектов находятся в нераспределенном фонде недр, что составляет порядка 37,4 % запасов россыпей. Для них характерно более низкое содержание золота, которое в среднем составляет в среднем 0,40 г/м<sup>3</sup> в сравнении с разрабатываемыми (в среднем 0,45 г/м<sup>3</sup>) [19]. Невостребованность данных россыпных объектов обусловлена их удаленностью, расположением в зонах с ограниченным или запрещенным недропользованием, что препятствует их разработке, а также устаревшими данными геологической оценки.

Поддержание текущих темпов добычи и проведение новых геологоразведочных работ, позволяет России оставаться на текущем месте в мировом лидерстве по производству благородных металлов. Все большее вовлечение в переработку упорных благороднометалльных руд приводит к актуализации направления разработки новых современных технологических решений, направленных на их переработку.

## 1.2 Классификация благороднометалльных руд

На данный момент существует множество классификаций золотосодержащих руд, разработанных на основе различных критериев и принципов. На рисунке 1.2 представлена одна из существующих классификаций по основным типам золотосодержащих руд.

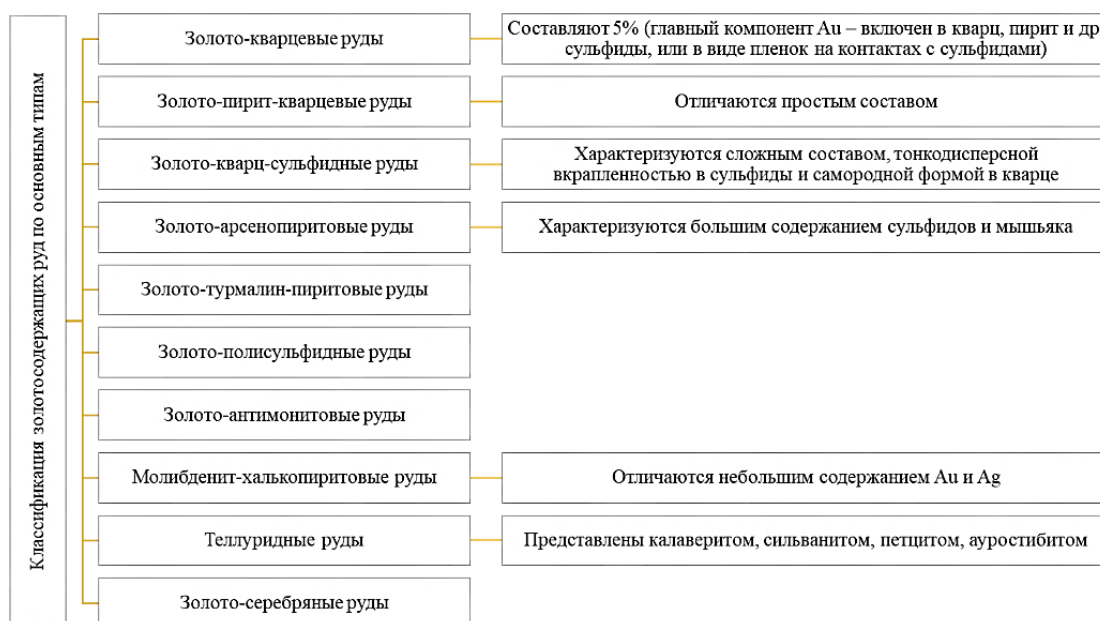


Рисунок 1.2 – Классификация золотосодержащих руд по основным типам [15]

Упорные руды представляют особый интерес ввиду увеличения их объема в доле перерабатываемых золотосодержащих руд и низкой эффективности существующих

традиционных методов их переработки, таких как цианирование. По классификации Лодейщикова (рисунок 1.3) упорные благороднометалльные руды подразделяются на три технологических типа: «Б», «В» и «Г» [33]. Для первого типа «Б» характерно наличие в руде тонковкрапленного (дисперсного) золота и серебра. Для второго типа «В» критерием является содержание химических депрессоров благородных металлов. К типу «Г» относятся руды, содержащие глинистые и углеродистые компоненты, которые характеризуются повышенной сорбционной активностью по отношению к растворенным формам золота и серебра.



Рисунок 1.3 – Классификация благороднометалльных руд по технологическому типу упорности [33]

Минералами-концентраторами низкоразмерного золота могут являться рудные и породообразующие минералы, представленные на рисунке 1.4. Так, например, на месторождении Олимпиадинское и Бакырчик минералами-концентраторами золота являются пирит и арсенопирит [68,69].

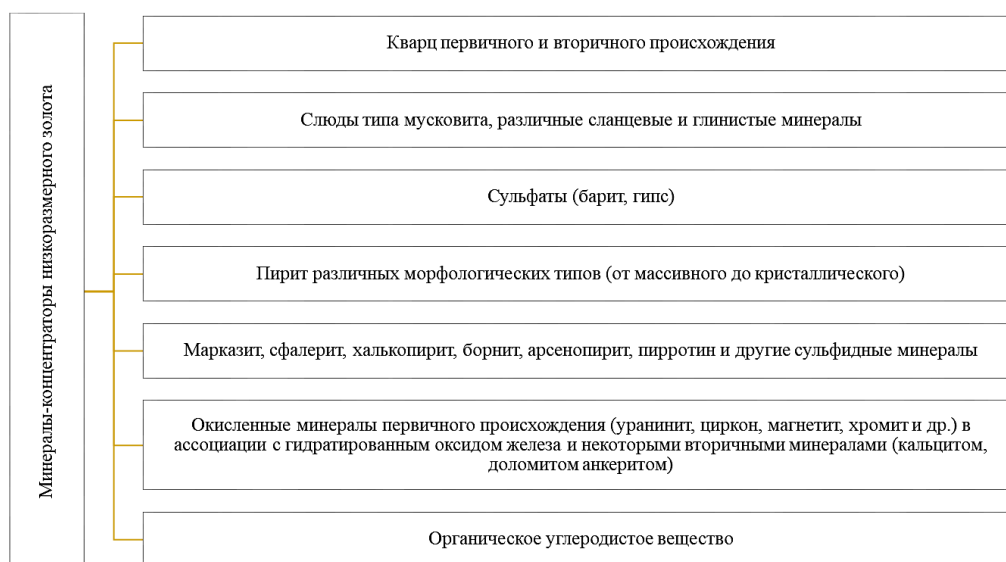


Рисунок 1.4 – Примеры возможных минералов-концентраторов низкоразмерного золота [24]

На рисунке 1.5 представлены микрофотографии самородного золота и его минералов-концентраторов. Исследование состава благороднометалльных руд, наличия свободного и низкоразмерного золота, углеродистого вещества оказывает влияние на выбор дальнейших

технологических решений, направленных на переработку минерального сырья. Так, например, наличие самородного золота в составе упорных сульфидных золотосодержащих руд предполагает применение гравитационно-флотационной схемы с последующей металлургической переработкой [79,80].

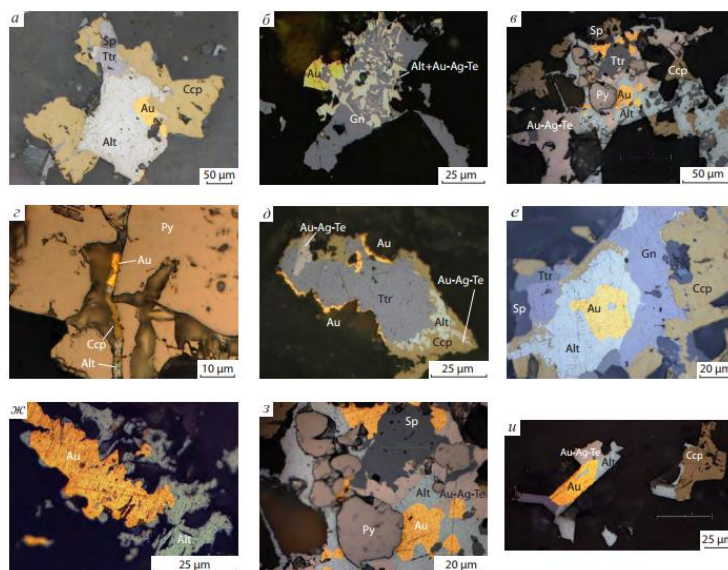


Рисунок 1.5 – Примеры микрофотографий самородного золота и минералов-спутников [10]: а – Au с алтаитом, цементируемым халькопиритом; б – сростки галенита, алтаита и теллуридов Au и Ag с самородным Au; в – самородное Au в срастании с алтаитом, халькопиритом и теллуридами Au и Ag цементируют пирит и сфалерит; г – самородное Au в срастании с халькопиритом и алтаитом в трещине катаклаза в пирите; д – узкая кайма самородного Au вокруг тетраэдрита, ассоциирующего с алтаитом, халькопиритом, галенитом; е – сросток алтаита, галенита, халькопирита, тетраэдрита, самородного Au; ж – гнездо алтаита и самородного Au; з – срастания самородного Au, алтаита и теллурида Au и Ag, цементирующие пирит и сфалерит; и – сросток самородного Au, алтаита, галенита и теллурида Au и Ag

Изучены существующие классификации благороднометалльных руд и установлены основные минералы-концентраторы низкоразмерного золота и рассмотрены минералы спутники самородного золота. На основе анализа современной научной литературы установлено, что наиболее широко используемой классификацией благороднометалльных руд по технологическому типу упорности является классификация Лодейщикова В.В.

### 1.3 Современные тенденции в области переработки благороднометалльных руд

Флотационный метод обогащения является основным методом при переработке упорных сульфидных благороднометалльных руд. Подбор реагентного режима, способствующего наиболее полному извлечению ценных компонентов, является важнейшей задачей [53,129,130]. Так, например, негативный эффект на процесс флотации может оказывать содержание в руде минералов талька, гетита, шламов оксидов железа и марганца, бентонитовой глины и т.д. [139,114]. Именно поэтому для каждого конкретного типа руд важно учитывать и

подбирать определенные флотационные реагенты, их расход и концентрацию [7]. В качестве флотационных реагентов применяются: регуляторы рН среды, активаторы, депрессоры, собиратели, вспениватели и др. [1,2]. Помимо подбора реагентного режима актуальным направлением является разработка новых флотационных реагентов [83,115,120] с целью снижения потерь ценных компонентов с хвостами обогащения, а также разработка нового оборудования [107,125], развитие машинного зрения [44,101] и применение цифровых технологий на стадиях обогащения и переработки минерального сырья [102,123]. На извлечение золота оказывают влияние такие факторы как: раскрытие минеральных сростков [59,118]; подбор селективных собирателей [84,94,95]; щелочность пульпы [51,70,86]; подбор депрессоров и их расходов [29,132,133].

Руды, относящиеся к категории двойной упорности, представлены в основном углеродистым веществом и сульфидами, выступающими в качестве минералов-концентраторов низкоразмерного золота. Углеродистое вещество на стадии цианирования обладает высокой сорбционной активностью по отношению к растворенным золоту и серебру, что в значительной степени снижает извлечение благородных металлов и соответственно качество готового продукта. Данное явление известно, как прег-роббинг [54]. Углеродистое вещество может быть представлено тремя формами: керогеном, битуменом и графитом (графитоподобными включениями) [63]. Первая форма – условно нерастворимое органическое вещество, вторая – растворимая часть, третья – представлена кристаллическими формами углерода, образующимися при региональном метаморфизме (температуры выше 450-500°C). Современные методы аналитической химии позволяют детально охарактеризовать углеродистое вещество в рудах. Углеродистое вещество обладает выраженной природной гидрофобностью за счет чего легко извлекается в процессе пенной флотации [23].

Для снижения содержания углеродистого органического вещества в концентратах перед металлургическим переделом могут применяться следующие методы [72]:

1. Выделение углеродистого флотационного концентрата и селективная флотация графитоподобных компонентов [23,147];

2. Депрессия углеродистого вещества при флотации с применением органических депрессоров [45,48];

3. Сорбционное цианирование золота из углеродистых руд с введением сорбента (активированного угля/синтетических ионообменных смол) [131];

4. Покрытие поверхности органическими пассиваторами (образование защитных покрытий, блокирующих контакт углеродистого вещества с золотосодержащими растворами);

5. Окислительный обжиг (преимущественно 600-700 °C);

6. Биохимическая обработка (например, для руд двойной упорности – двухстадийное бактериальное выщелачивание) [65];

7. Автоклавное окисление кислородом при повышенных температурах ( $\approx 280-220$  °С) и давлении (1800-2200 кПа);

8. Гидрохимическое окисление хлором и его производными [143].

Традиционная гравитационно-флотационная схема переработки золотосодержащих руд (рисунок 1.6) применяется для извлечения из руды крупного свободного золота в концентрат, снижения потерь золота с хвостами обогатительных операций, а также для снижения аккумуляции золота при измельчении. В качестве гравитационных аппаратов применяются центробежные концентраторы Knelson и Falcon, которые позволяют концентрировать мелкое золото и могут использоваться в цикле первичного измельчения, при обогащении хвостов концентрационных столов, при предварительном концентрировании Au в питании цианирования, при переработке концентратов традиционной или флэш-флотации.

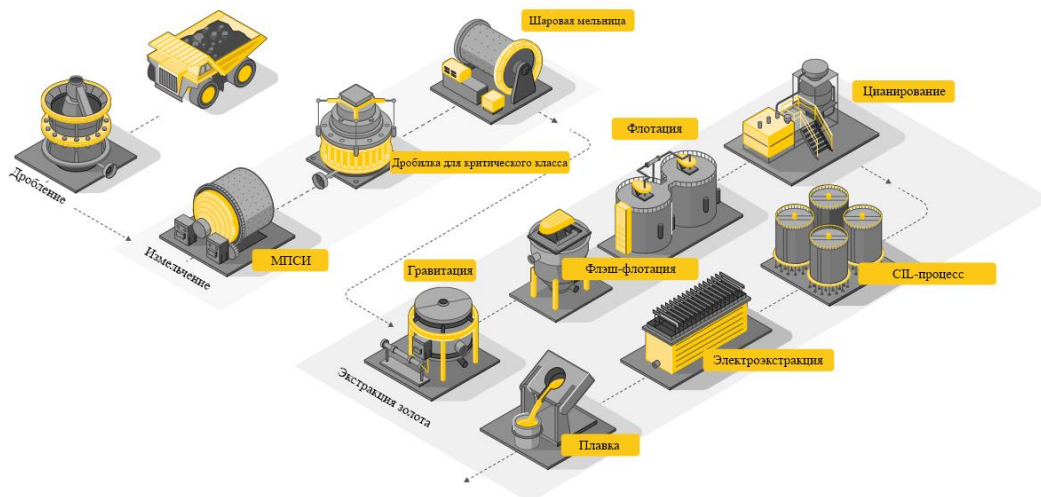


Рисунок 1.6 – Традиционная гравитационно-флотационная схема с последующим цианированием [25]

Флотационные схемы с дальнейшим предокислением и цианированием [74,91], с последующим выщелачиванием золотосодержащего концентрата и флотацией Pb и Zn из хвостов выщелачивания [109], комплексная технология (1 стадия основной флотации, 2 перечистки и 2 контрольные) [146] также получили большое распространение на действующих предприятиях.

Совершенствование существующих технологических решений проводится на предприятиях с целью повышения производительности требуемого оборудования, повышения извлечения ценных компонентов и т.д. Так, например, при переработке руд Наталкинского месторождения для повышения производительности мельниц после внедрения флэш-флотации были отрегулированы разгрузочные решетки МПСИ и шаровая загрузка. Схема переработки представлена на рисунке 1.7.

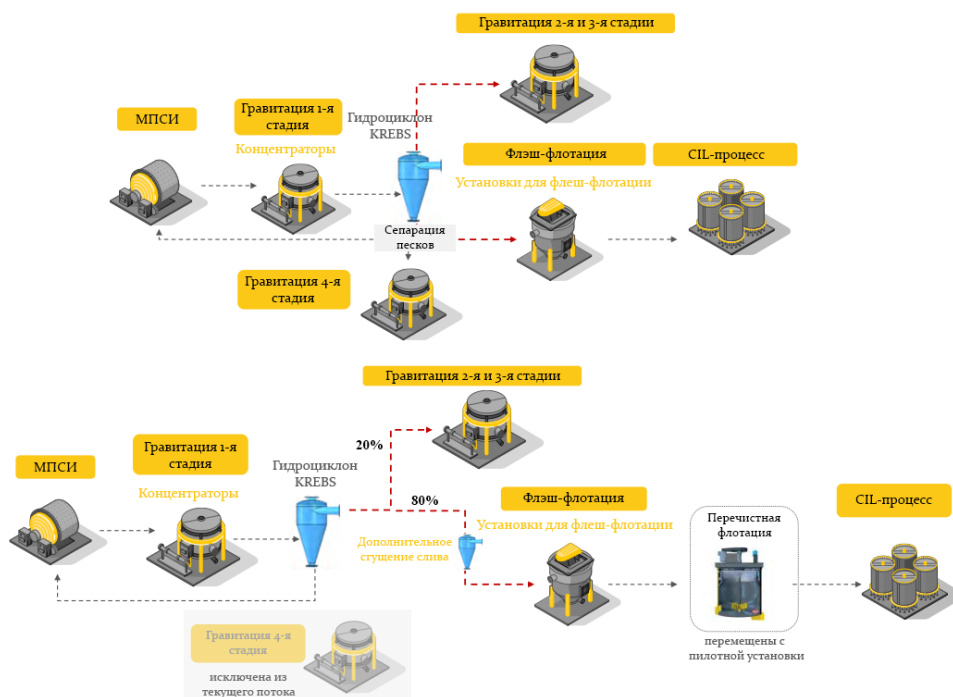


Рисунок 1.7 – Схема переработки руд месторождения Наталкинское с применением флэш-флотации [25]

В качестве примера представлена схема переработки золотосодержащих руд двойной упорности месторождения «Бакырчик» (рисунок 1.8), которая включает в себя углеродистую, межцикловую и основную флотации с последующим гравитационным разделением и получением высокоуглеродистого и низкоуглеродистых концентратов. В углеродистую флотацию в качестве флотационного реагента подается вспениватель; в межцикловую флотацию –  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  (регулятор среды),  $\text{CuSO}_4 \times 5\text{H}_2\text{O}$  (активатор), депрессор органического углерода и пустой породы, комбинация собирателей – ксантогенат и аэрофлот; в основную флотацию добавляются флотационные реагенты в аналогичном порядке + вспениватель.

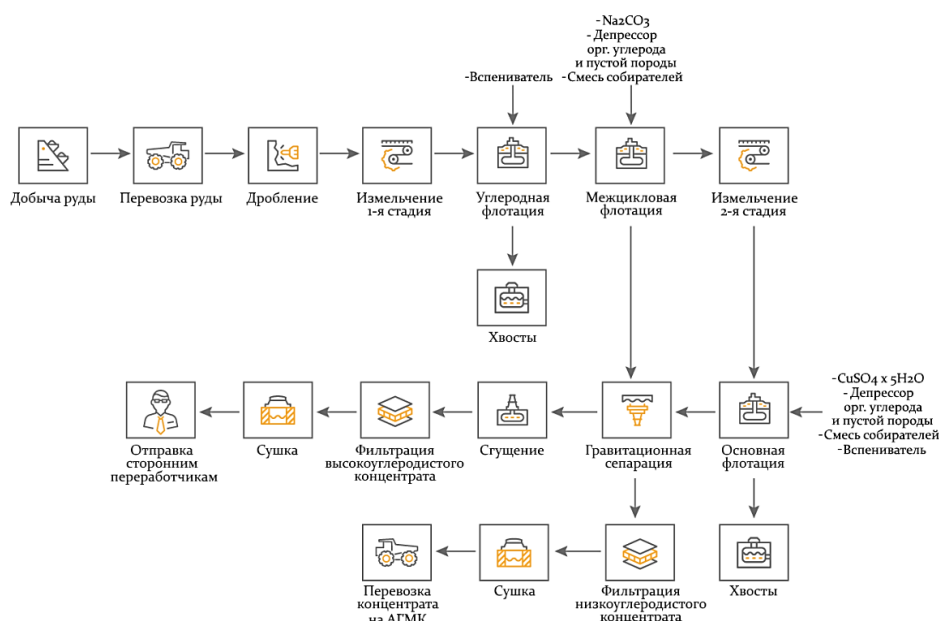


Рисунок 1.8 – Схема переработки руд двойной упорности месторождения "Бакырчик" [131]

Эффективным процессом переработки ряда золотосодержащих руд является цианирование. Однако, существует проблема, связанная не только с экологичностью данного процесса, но и с невозможностью достижения требуемых показателей извлечения для упорных благороднометалльных руд. Именно поэтому актуальным направлением является поиск новых и более экологичных методов переработки данного типа сырья [52].

Предварительная обработка является необходимым методом, направленным на снижение упорности золотосодержащих руд. Указанный метод ориентирован на разрушение сульфидной матрицы и окисление/пассивацию углеродистых органических веществ на стадии подготовки перед выщелачиванием [82]. На рисунке 1.9 представлены возможные технологические подходы к переработке золотосодержащих руд.



Рисунок 1.9 – Технологические подходы к переработке золотосодержащих руд [131]

К возможным технологическим подходам к переработке упорных сульфидных флотационных концентратов можно отнести механические, химические и термохимические способы вскрытия [43,98]. К механическому относится ультратонкое измельчение с возможностью дальнейшего химического окисления сульфидов. К химическому вскрытию можно отнести окисление в пульпах, то есть как автоклавное окисление (рисунок 1.10), так и бактериальное окисление. К термохимическому способу можно отнести различные виды обжига. По причине тонкой вкрапленности золота в минералы-концентраты необходимо либо достичь их деструкции, либо добиться фазового перехода. При этом деструкция является предпочтительной за счет возможности вскрытия минералов-концентратов, что как следствие способствует повышению извлечения благородного металла. В свою очередь недостатки данных процессов заключаются в высоких эксплуатационных затратах и трудности организации процесса.

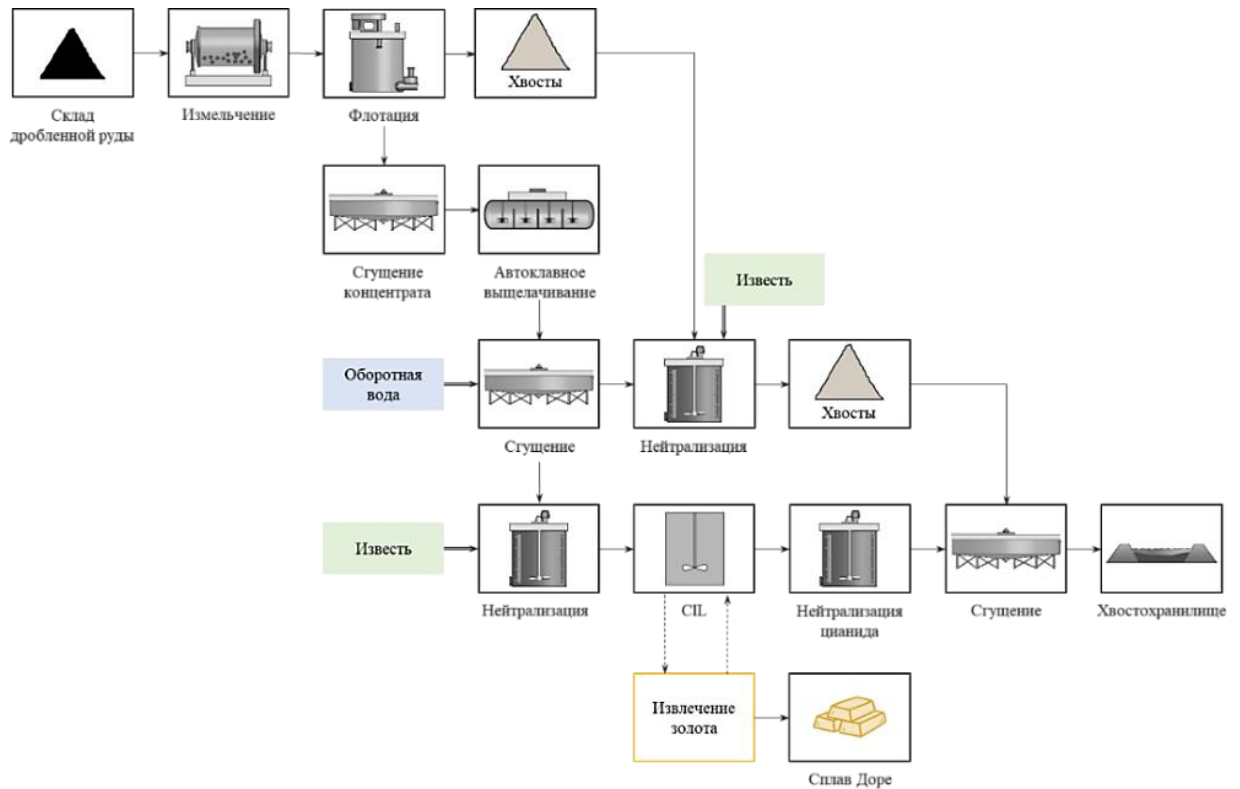


Рисунок 1.10 – Технологическая схема переработки золотосодержащей руды с применением автоклавного окисления [71]

Бактериальное окисление, применяемое на месторождении Олимпиадинское, является также одним из методов окисления сульфидных концентратов [77,87,138]. Данный метод осуществляется при постоянном перемешивании и производится в чанах. Пример существующей технологической схемы переработки золотосодержащей руды с применением данного метода представлен на рисунке 1.11.

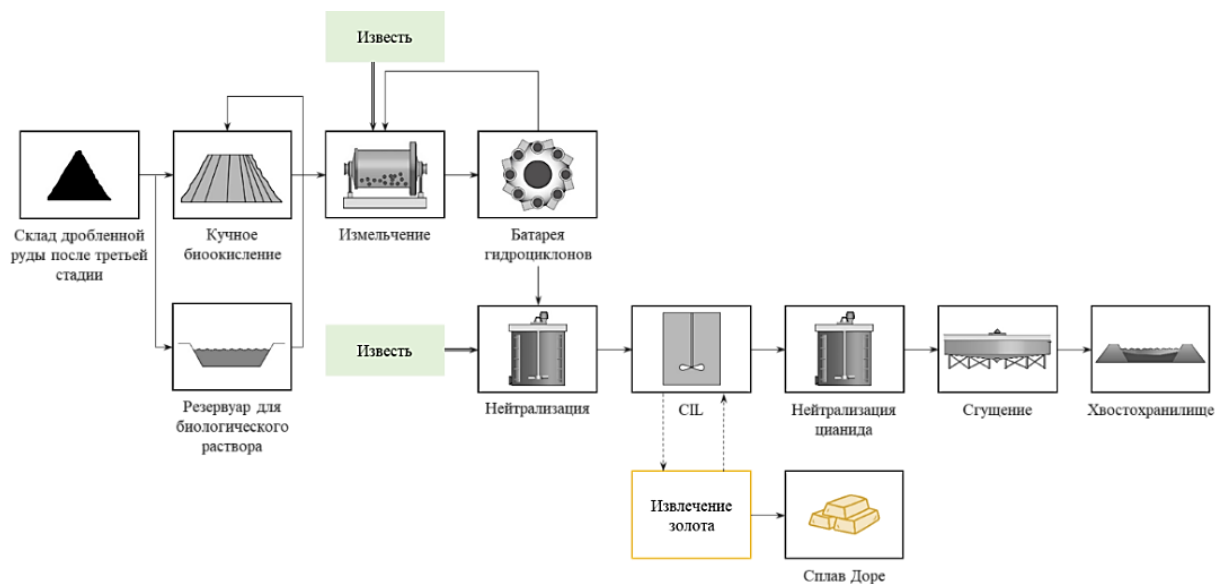


Рисунок 1.11 – Технологическая схема переработки золотосодержащей руды с применением бактериального окисления [71]

Технология Альбион представляет собой комбинирование сверхтонкого измельчения с окислительным выщелачиванием. Сверхтонкое измельчение позволяет повысить удельную площадь поверхности частиц, тем самым способствуя механоактивации сульфидов и высокой скорости дальнейшего окисления. При окислении за счет подачи чистого кислорода при атмосферном давлении с добавлением извести происходит самопроизвольный нагрев пульпы. На рисунке 1.12 представлена технологическая схема переработки золотосодержащей руды с применением технологии Альбион.

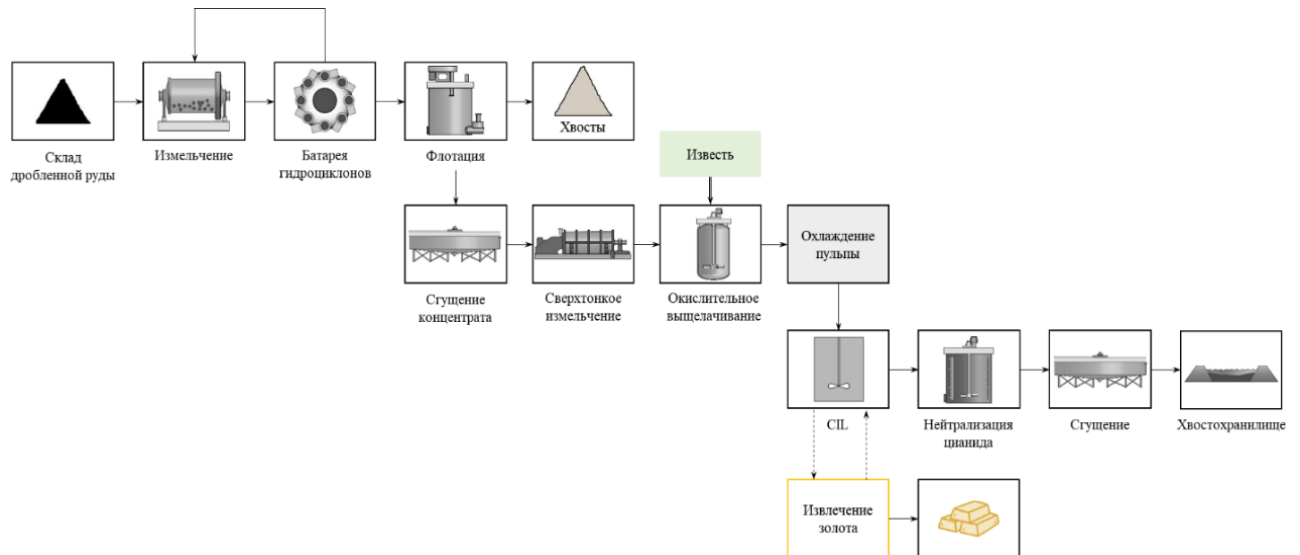


Рисунок 1.12 – Технологическая схема переработки золотосодержащей руды с применением технологии Альбион [71]

Представленные выше существующие технологические решения зарекомендовали себя на большинстве предприятий мира по переработке золотосодержащих руд. Технологии с применением автоклавного и бактериального окисления, а также Альбион позволяют получать на сегодняшний день продукты требуемого качества. Однако, при дальнейшем вовлечении упорных сульфидных благороднометалльных руд и снижении качества поступающего на переработку сырья необходимо совершенствование существующих технологии и рассмотрение возможности применения нетрадиционных методов воздействия.

#### 1.4 Применение СВЧ обработки при переработке минерального сырья

Энергетические методы воздействия зарекомендовали себя при переработке сложного, низкокачественного и нетрадиционного сырья по причине невозможности в ряде случаев достижения требуемых технологических показателей за счет применения традиционных методов [21], а также по причине возможности их применения на всех стадиях переработки [57,81,85]. Примеры некоторых физико-энергетических методов воздействия на минеральное сырье представлены на рисунке 1.13.

<b>Виды физико-энергетических воздействий на сырьё</b>	Микроволновое воздействие
	Лазерное воздействие
	Мощные наносекундные электромагнитные импульсы
	Ультразвуковое воздействие
	Ультрафиолетовое воздействие
	Электро-, магнитно- и электромагнитно импульсные воздействия
	Электрохимическое воздействие
	Механоактивация
	Крио воздействие

Рисунок 1.13 – Физико-энергетические методы воздействия на минеральное сырьё [97]

Одним из нетрадиционных видов предварительной обработки является микроволновая. СВЧ нагрев происходит, когда заряды в обрабатываемом материале поляризуются электрическим полем, и поляризация не способна преодолеть быстрые реверсы электрического поля [104]. Так, на рисунке 1.14 представлено схематическое изображение распространения электромагнитной волны с плоскостями электрического и магнитного полей.

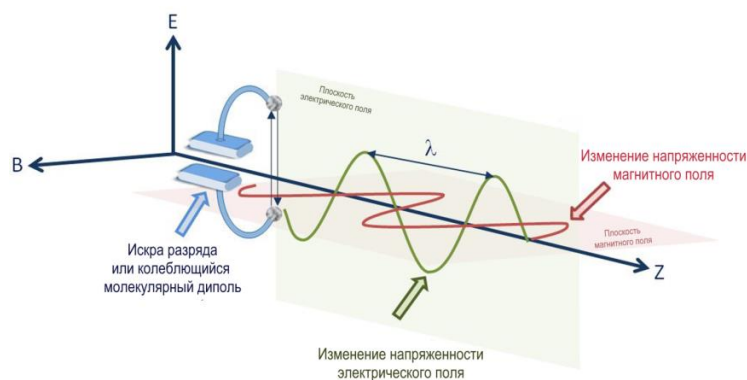


Рисунок 1.14 – Схематическое изображение распространения электромагнитной волны [104]

Микроволновой нагрев классифицируется на ультравысокий, сверхвысокий и экстремально высокий [104]. На рисунке 1.15 представлены различные длины волн с их частотой и температурой тел, излучающих волны данной длины.



Рисунок 1.15 – Спектр электромагнитных волн [104]

Возможность избирательного нагрева материала и объемный нагрев представляются главными отличительными особенностями по сравнению с обычным нагревом. Исследованиями по влиянию СВЧ воздействия на минеральное сырьё занимаются как

отечественные, так и зарубежные ученые. Анализ научной литературы позволил установить, что СВЧ обработка может быть использована как для предварительной обработки флотационных концентратов [78,105] и хвостов [58], так и перед измельчением для снижения энергозатрат [60,66,75], на стадии сушки [41], обжига [110,127], в процессе выщелачивания [100], а также для утилизации отходов.

При СВЧ обработке важными параметрами являются мощность печи, масса пробы и время нагрева. Для эффективности данного вида обработки требуется обеспечения высокой степени однородности и повышенной плотности рассеиваемой мощности [61,76,135]. В работе [97] было на примере магнетита и глинозема отмечено, что крупность частиц влияет на нагрев материала. При нагреве гранулированного глинозема мелкозернистый нагревался быстрее крупнозернистого, в то время как для магнетита наблюдается обратная тенденция. В качестве примера на рисунке 1.16 представлена схематическая иллюстрация схемы СВЧ системы.

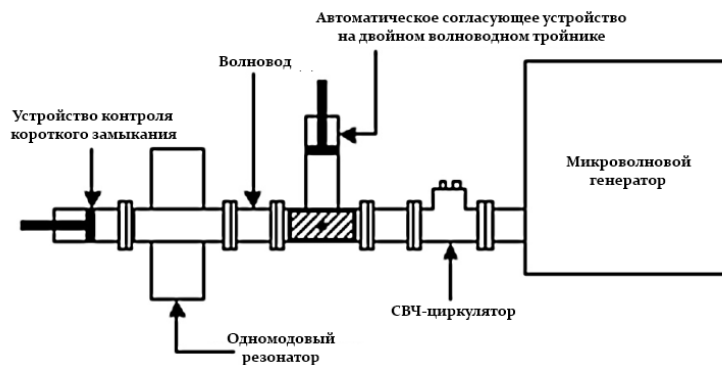


Рисунок 1.16 – Схематичное изображение СВЧ установки [75]

Быстрый нагрев рудных минералов при СВЧ воздействии способствует созданию тепловых напряжений достаточных для появления микротрещин по границам зерен минералов. Минералы пустой породы менее чувствительны к СВЧ нагреву, что доказано проведением большого количества исследований. Первоначально под воздействием микроволн происходит испарение влаги, после чего следуют фазовые превращения и выгорание органических составляющих. В работе [97] представлена классификация минералов по скорости СВЧ нагрева, которая включает в себя: сверхактивные минералы – с высокой скоростью и температурой нагрева; активные – со средней скоростью нагрева и высокой температурой; труднонагревающиеся – для достижения высоких температур требуется большее время нагрева; неактивные – температура нагрева при увеличении времени обработки практически не изменяется. В таблице 1.2 представлены сводные данные для некоторых рудных и породообразующих минералов, содержащихся в благороднометалльных рудах, а именно значения удельной теплоемкости ( $C_T$ ), удельной теплопроводности ( $\lambda$ ), относительной диэлектрической проницаемости ( $\epsilon$ ), влиянию СВЧ обработки (время воздействия и максимальные температуры нагрева), характерные фазовые переходы.

Таблица 1.2 – Сводные данные для рудных и породообразующих минералов (составлено автором)

Минерал	Температура превращений минералов, °С	$C_T$ , Дж/(кг·К)	$\lambda$ , Вт/(м·К)	$\varepsilon$	СВЧ обработка				Фазовые переходы	Ссылки
					$t$ , мин	$T_{max}$ , °С	$t$ , мин	$T_{max}$ , °С		
Пирит	600-689 (р.) 1100 (пл.)	0,5-0,52	23-38	20-81	6,75	1019	1,0/5,0	670/-	491-549 °С термическая диссоциация пирита с образованием элементарной серы	[49],[142], [116],[22]
									>549 °С разложение пирита – пирротин, незначительное количество магнетита	
Антимонит	470-490 (р.) 550 (пл.)	0,345	–	11,2	–	–	–	–	–	[49]
Арсенопирит	430 (р.) 675-685 (пл.)	0,4	~0,4	>81	1,0	515 (300 Вт)	1,0	723 (500 Вт)	Переход арсенопирита в пирротин при микроволновой обработке (5 кВт, 10 мин)	[49],[128], [89]
Галенит	1114 (р.) 1500-1555 (пл.)	0,21	–	>81	7,0	956	4,0	>650 (500 Вт)	–	[49],[142]
Сфалерит	1000-1200 (р.) 1650 (пл.)	0,54	16,7-32,6	7-9	7,0	87	4,0	>160 (500 Вт)	–	[49],[142]
Халькопирит	1000 (пл.)	0,54-0,55	8,2	–	1,0	920	4,0	>400 (500 Вт)	>557 °С $\alpha$ -фаза распадается на $\beta$ -фазу (кубическая модификация) и пирит	[49],[142], [89]
Пирротин	700 (р.) 1170 (пл.)	0,58-0,6	–	$\geq 80$	1,75	886	4,0	>380 (500 Вт)	650-700 °С Пирротин переходит в гематит	[49],[142], [16]

Продолжение таблицы 1.2

Минерал	Температура превращений минералов, °С	$C_T$ , Дж/(кг·К)	$\lambda$ , Вт/(м·К)	$\epsilon$	СВЧ обработка				Фазовые переходы	Ссылки
					$t$ , мин	$T_{max}$ , °С	$t$ , мин	$T_{max}$ , °С		
Гематит	1350-1360 (р.) 1400-1565 (пл.)	0,62	11,2-13,9	10-25	7,0	182	1,0/5,0	118/423	Восстановление гематита до железа при микроволновой обработке (3 кВт, >6 мин)	[49],[142], [116],[26]
Магнетит	1145-1260 (р.) 1538 (пл.)	0,6	4,7-5,28	34-81	2,75	1258	1,0/5,0	547/–	350 °С начало фазового превращения магнетит-гематит	[49],[142], [116], [16]
									700-750 °С 80-85 % переход магнетита в гематит	
Кварц	1470 (р.) 1600-1670 (пл.)	~0,74	8,0-13,0	4,5-6,2	7,0	79		140/175	573 °С $\alpha$ -кварц переходит в $\beta$ -кварц	[49],[142], [116],[26]
									870 °С $\beta$ -кварц переходит в $\beta$ -тридимит	
									1470 °С $\beta$ -тридимит переходит в $\beta$ -кристобалит	
Кальцит	880-920 (р.) 1750-1787 (пл.)	0,8-0,83	3,25-3,9	3,5-8,5	7,0	51 (1500 Вт)	7,0	65 (2000 Вт)	648 °С начало разложения кальцита	[49],[121], [27]
									893 °С достигается 97,2 % разложение кальцита	

Продолжение таблицы 1.2

Минерал	Температура превращений минералов, °С	$C_T$ , Дж/(кг·К)	$\lambda$ , Вт/(м·К)	$\varepsilon$	СВЧ обработка				Фазовые переходы	Ссылки
					$t$ , мин	$T_{\max}$ , °С	$t$ , мин	$T_{\max}$ , °С		
Золото (чистое)	1064 (пл.) ~2700 (к.)	0,125-0,145	310	>81	–	–	–	–	* 257,85 °С - температура плавления кластера золота диаметром 1,6 нм	[49],[17], [18]
									* 318,85 °С - температура плавления кластера золота диаметром 1,9 нм	
Серебро (чистое)	961,8 (пл.) ~2162 (к.)	0,19-0,25	410-453	>81	–	–	–	–	* 449,85 °С - температура плавления нанокластера серебра диаметром 4 нм	[49],[46]
									* 509,85 °С - температура плавления нанокластера серебра диаметром 5 нм	
Медь (чистая)	1083 (пл.) 2877 (к.)	0,36-0,40	389-460	>81	–	–	–	–	–	[49]
Железо (чистое)	1539 (пл.) 2887,9 (к.)	0,42-0,54	73,3-83,6	–	–	–	–	–	–	[49]
Углерод	4197-5097 (к.)	0,47 0,69	540-550 17,8-268	16,5 5,6	0,2	1000	–	–	–	[75],[93]

Сокращения: р. - разложение; пл. - плавление; к. - кипение

При СВЧ воздействии на минеральное сырье максимальные дефекты достигаются в рудах, поглощающих микроволны, с большим коэффициентом расширения [60,66,75]. Известно, что селективного нагрева магнетита можно достичь с применением микроволн [62]. Исследование радиочастотного нагрева магнетита позволило выявить возможность варьирования свойств магнитных порошков за счет переменной напряженности и частоты магнитного поля [126]. В другой работе [136] катализаторы на основе железа применялись для создания «микрогорячих точек» для пиролиза пластмасс.

В работе [110] авторами проведено исследование возможности извлечения золота из хвостов цианирования. Установлено, что в хвостах содержалось четыре основных типа золота, а именно: подвергшееся воздействию окружающей среды, включенное в сульфидные и минералы пустой породы, а также в пассивирующем слое. Авторами проведено сравнение механизмов извлечения золота из сульфидных минералов, пассивирующего слоя и минералов пустой породы с применением традиционного и СВЧ нагрева (рисунок 1.17).

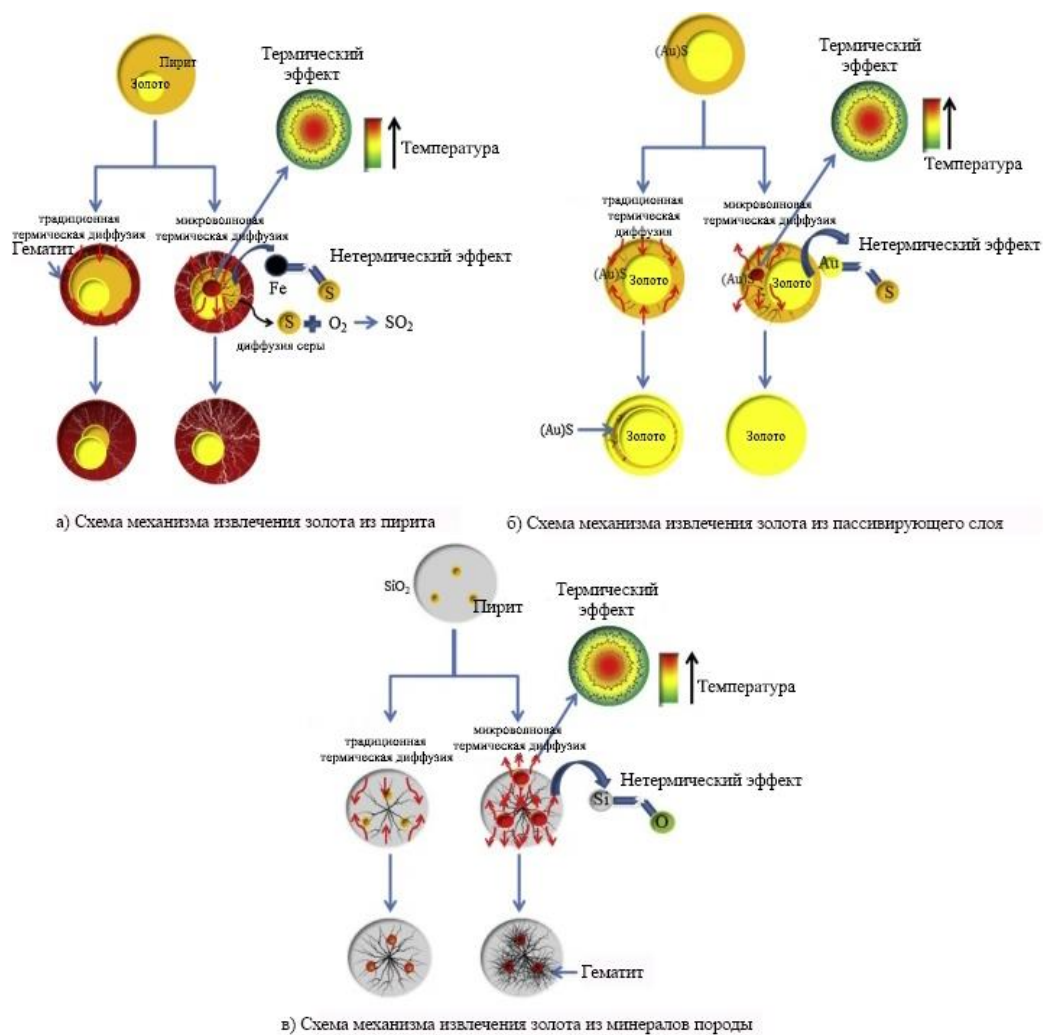


Рисунок 1.17 – Диаграмма механизма извлечения золота из различных золотосодержащих руд [110]

На основе данных, представленных на рисунке 1.17, можно сделать вывод, что термический эффект, возникающий при СВЧ обработке, приводит к ускорению реакции окисления в сравнении с традиционным нагревом в муфельной печи, и связь Fe-S в молекуле пирита разрывается. При этом значительное количество  $S^{2-}$  отделяется после намагничивания под действием нетеплового эффекта. В процессе СВЧ обработки происходит разрушение пассивирующей пленки, а при традиционном нагреве ее полное разрушение не достигается.

В таблице 1.3 представлены сводные данные существующих современных научных исследований, направленных на изучение влияния СВЧ обработки на дальнейшее обогащение флотационными и магнитными методами, а также на последующую металлургическую переработку.

Таблица 1.3 – Сводные данные существующих исследований по влиянию СВЧ обработки на обогащение и переработку минерального сырья и продуктов обогащения (составлено автором)

Руда/минералы/ продукты обогащения	Параметры СВЧ обработки	Результаты	Ссылки
<i>Влияние СВЧ обработки на флотационное обогащение</i>			
Медно-никелевая сульфидная руда (крупность -1,25+0,60 мм)	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 2200 Вт Время обработки: от 0 до 40 с (шаг 10 с) Масса пробы: 120 г	1. Установлено, что влияние СВЧ обработки на эффективность флотации зависела от соотношения положительного эффекта раскрытия сростков сульфидных минералов и отрицательного эффекта окисления минералов. 2. СВЧ обработка при 20 с обеспечивает раскрытие сростков сульфидных минералов при их минимальном окислении, что повышает эффективность флотации. Повышение времени до 40 с снижает эффективность флотации из-за значительного окисления.	[88]
Халькопирит, пентландит, пирротин	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 3000 Вт Время обработки: 5, 10 и 20 с Масса проб: 20 г	1. СВЧ обработка снижает флотирруемость халькопирита с применением олеата натрия и халькопирита/пирротина с амилловым ксантогенатом калия по причине неравномерного окисления минералов. 2. Флотирруемость пентландита после СВЧ обработки практически не изменяется по причине естественной окисленности его поверхности (высокая удельная поверхность и пористость).	[137]
Ильменит, титанавгит	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 800 Вт Время обработки: 450 с	СВЧ обработка обеспечивает повышение селективности разделения ильменита и титанавгита за счет поверхностной модификации: извлечение ильменита увеличивается с 54 до 76 % при pH 6 при незначительном снижении флотирруемости титанавгита с 21 % до 20 %.	[117]

Продолжение таблицы 1.3

Руда/минералы/ продукты обогащения	Параметры СВЧ обработки	Результаты	Ссылки
<i><b>Влияние СВЧ обработки на магнитное обогащение</b></i>			
Ванадий- титаномагнетитовая руда	Частота: 2,25 ГГц Мощность: 4000 Вт Время обработки: 60, 100 и 140 с Масса пробы: 100 г	1. Магнитное обогащение ванадий-титаномагнетитовой руды после СВЧ обработки способствует повышению содержания железа в концентрате на ~1 %. 2. Оптимальное время обработки – 100 с ( $t_{\text{нагрева}}$ до 480°C), повышение времени до 140 с приводит к частичному плавлению.	[144]
Оолитовый гематит	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 1300 Вт (этап нагрева) и 500- 600 Вт (этап постоянной температуры) Диапазон температур: 0-1200 °C	1. За счет СВЧ обработки оолитового гематита образуются микротрещины между минералами железа и пустой породы, которые при обжиге становятся активными центрами перехода гематита в магнетит. 2. Магнитная сепарации обработанного материала позволяет получить железный концентрат с содержанием Fe 58,72% при извлечении 89,32%. 3. Обоснованы режимные параметры: предварительная СВЧ обработка при 1050°C (2 мин), намагничивающий обжиг при 650°C (5 мин) в газовой среде с 30% CO <sub>2</sub> .	[149]
<i><b>Влияние СВЧ обработки на выщелачивание</b></i>			
Хвосты цианирования золотосодержащей руды	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 1200 Вт Время обработки: 15 мин	1. СВЧ хлорирующий обжиг исследуемого материала при режимных параметрах: 1200 Вт, 1173 К, 15 мин, обеспечивает извлечение Au порядка 82,5 % при снижении энергопотребления в 2 раза в сравнении с традиционным прокаливанием. 2. Метод эффективен с точки зрения металлургической кинетики и термодинамики и позволяет удалить тяжелые металлы и цианиды.	[110]
Упорная золотосодержащая руда	Частота: 2,45 ГГц Мощность: от 300 до 800 Вт Время обработки: 30 мин	1. СВЧ обработка упорной благороднометалльной руды (90,6 % окисления сульфидных минералов) позволила достичь извлечение Au порядка 92,5 %, в то время как при прямом выщелачивании извлечение Au составило 47,5 %. 2. Авторами отмечено, что предварительный обжиг требует оптимизации для снижения выбросов серы и хлора в атмосферу.	[96]

## Продолжение таблицы 1.3

Руда/минералы/ продукты обогащения	Параметры СВЧ обработки	Результаты	Ссылки
Халькопирит (крупность 75 мкм)	Микроволновой высокотемпературный реактор (НМ-Х08-16) Мощность: 2450 Вт Время выдержки: 20 мин	1. Предварительная СВЧ обработка способствовала повышению скорости кинетики выщелачивания халькопирита без изменения механизма его выщелачивания. Энергия активации составила 41,7 кДж/моль. 2. По результатам РФА и ДСК-ТГА установлено, что обработка способствует эффективной активации халькопирита за счет увеличения активных участков и/или внутреннего напряжения, а также эффективной поверхностной реакции. Основным твердым продуктом выщелачивания является элементарная сера.	[73]
Пиритный золотосодержащий концентрат	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 1, 2 и 4 кВт Время обработки: 100, 300 и 600 с	1. Исследовано термическое разложение пирита в процессе СВЧ обработки в инертной среде: мощность и время воздействия оказывают наибольшее влияние. 2. В процессе предварительной обработки $FeS_2 \rightarrow Fe_{1-x}S$ (пористый). Выщелачивание материала после обработки позволило достичь извлечение Au порядка 91,98 %, что подтверждает эффективность применения данного метода.	[148]

Применение СВЧ обработки оказывает положительный эффект на стадии флотационного обогащения, позволяя повысить извлечение ценных компонентов, а также разделить минералы близкие по своим свойствам. За счет повышения степени раскрытия минеральных сростков в процессе СВЧ обработки достигается повышение извлечения железа при магнитном обогащении. Положительный эффект СВЧ обработка оказывает и на последующую металлургическую переработку, способствуя повышению скорости протекания кинетики выщелачивания халькопирита, извлечения золота из упорной золотосодержащей руды и пиритного концентрата.

### 1.5 Выводы по главе 1

Россия занимает лидирующие позиции по производству благородных металлов в мире за счет поддержания высоких темпов добычи и проведения новых геологоразведочных работ. По причине снижения качества минерального сырья и вовлечения упорных благороднометалльных руд в переработку актуальным является направление разработки новых современных технологических решений и совершенствование уже существующих. Выявлены проблемы, возникающие при переработке углеродистых благороднометалльных руд, которые заключаются в сложности состава и упорности руд, экологической нагрузке, потере золота и серебра с

хвостами обогащения. Установлены пути решения существующих проблем переработки данного типа сырья за счет применения энергетического воздействия.

Изучены существующие классификации благороднометалльных руд, установлены основные минералы-концентраты низкоразмерного золота, а также рассмотрены минералы-спутники самородного золота. На основании проведенного анализа современной научной литературы установлено, что наиболее широко используемой классификацией благороднометалльных руд по технологическому типу упорности является классификация Лодейщикова В.В.

Проведен анализ зарубежной и отечественной литературы, в ходе которого систематизированы данные в области переработки упорных благороднометалльных руд. Технологии с применением автоклавного и бактериального окисления, а также Альбион позволяют получать на сегодняшний день продукты требуемого качества. Однако, при дальнейшем вовлечении упорных сульфидных благороднометалльных руд и снижении качества поступающего на переработку сырья необходимо совершенствование существующих технологии и рассмотрение возможности применения нетрадиционных методов воздействия. Систематизированы данные современных научных исследований по возможности применения энергетического воздействия на минеральное сырье на различных стадиях обогащения, таких как флотационное и магнитное обогащение, последующую металлургическую переработку, а также о его влиянии на рудные и породообразующие минералы. На основе анализа литературы подтверждено, что применение СВЧ обработки на стадии флотационного обогащения оказывает положительный эффект, позволяя повысить извлечение ценных компонентов, а также разделить минералы близкие по своим свойствам. За счет повышения степени раскрытия минеральных сростков в процессе СВЧ обработки достигается повышение извлечения железа при магнитном обогащении. Положительный эффект СВЧ обработка оказывает и на последующую металлургическую переработку, способствуя повышению скорости протекания кинетики выщелачивания халькопирита, извлечения золота из упорной золотосодержащей руды и пиритного концентрата.

## ГЛАВА 2 МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

### 2.1 Характеристика объекта исследования

В качестве объекта исследования выбраны технологически значимые углеродистые благороднометалльные руды и модельные углеродсодержащие материалы, подвергаемые энергетическому воздействию и гравитационно-флотационному обогащению в составе принципиальных схем из переработки.

Выбор данного объекта исследования обусловлен сложным вещественным составом и двойной упорностью углеродистых благороднометалльных руд, что является одной из ключевых проблем их переработки, поскольку в ряде случаев применение традиционных методов обогащения обеспечивает низкую эффективность. Для рассматриваемых двух углеродистых благороднометалльных руд характерно наличие низкоразмерных включений золота в минералах-концентраторах, таких как пирит и арсенопирит, а также сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту и серебру органического углеродистого вещества. Серебро в таких рудах может находиться в виде дисперсных включений в минералах-концентраторах как в металлической, так и химически связанной форме. Под химически связанным серебром понимают, в частности, различные сульфиды серебра (например,  $\text{Ag}_2\text{S}$ ). Наличие низкоразмерных форм серебра, ассоциированных с сульфидными минералами, аналогично золоту обуславливает возникновение ряда трудностей при его извлечении на стадии цианирования [32]. Выбранные в качестве объекта исследования углеродистые благороднометалльные руды относятся к рудам двойной упорности. В таблице 2.1 представлены основные характеристики и отличительные особенности Объекта 1 и 2.

Таблица 2.1 – Сводная таблица характеристик объектов исследования (составлено автором)

Характеристики объектов исследования	Углеродистые благороднометалльные руды	
	Объект 1	Объект 2
Основные рудные минералы	Пирит и арсенопирит	
Основные нерудные минералы	Кварц, мусковит, хлорит, калиевый полевой шпат, микроклин, кальцит	Кварц, мусковит, полевой шпат, карбонаты
Основной ценный компонент	Золото	
Содержание органического углеродистого вещества, %	1,62	0,83
Органическое углеродистое вещество	Кероген и битумен [13]	Кероген, частичная графитизация [45]
Содержание благородных металлов, г/т	Au 5,99±0,29 Ag 0,29±0,02	Au 9,52±0,46 Ag 0,67±0,07
Флотационное обогащение	Углеродистая флотация, сульфидная флотация	Сульфидная флотация с депрессией углеродистого органического вещества

Элементный состав исходных углеродистых благороднометалльных руд (Объекты 1 и 2) представлен на рисунке 2.1.

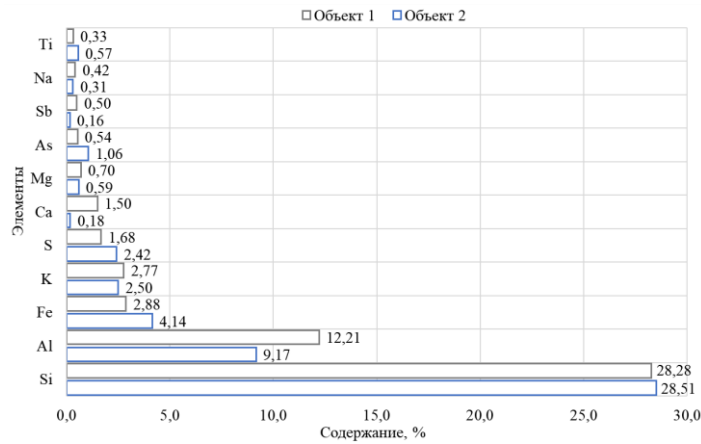


Рисунок 2.1 – Элементный состав исходных углеродистых благороднометалльных руд (Объекты 1 и 2) (составлено автором)

На рисунках 2.2 и 2.3 представлены микрофотографии исходной углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) и углеродистого флотационного концентрата, полученные с применением сканирующей электронной микроскопии.

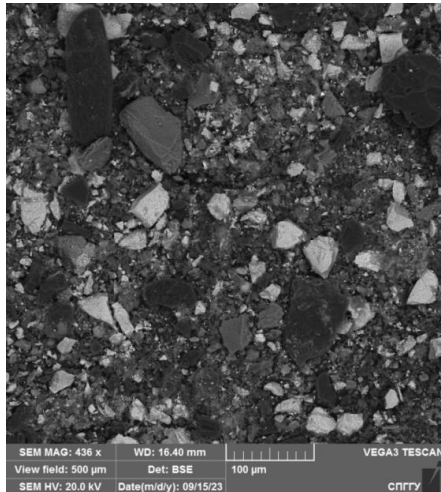


Рисунок 2.2 – Микрофотография исходной углеродистой благороднометалльной руды (фото автора)

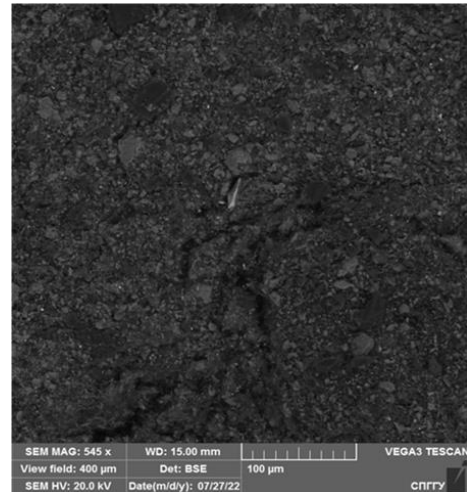


Рисунок 2.3 – Микрофотография углеродистого флотационного концентрата (фото автора)

В таблице 2.2 представлены результаты углеродистой флотации для благороднометалльной руды (Объект 1).

Таблица 2.2 – Результаты углеродистой флотации благороднометалльной руды (Объект 1) (по данным автора)

Наименование продукта	$\gamma$ , %	$\beta$ , % (*г/г)					
		Au*	Ag*	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
УК	2,42	2,91	0,12	25,10	1,04	0,33	0,95
Хвосты	97,58	5,99	0,31	1,04	2,92	0,55	1,70
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>5,92</b>	<b>0,31</b>	<b>1,62</b>	<b>2,88</b>	<b>0,54</b>	<b>1,68</b>
Наименование продукта	$\gamma$ , %	$\epsilon$ , %					
		Au	Ag	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
УК	2,42	1,19	0,94	37,50	0,87	1,48	1,37
Хвосты	97,58	98,81	99,06	62,50	99,13	98,52	98,63
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

УК – углеродистый концентрат

На ряде обогатительных фабрик углеродистые продукты обогащения отправляются на хвостохранилище, что приводит к потерям благородных металлов. Для углеродистого флотационного концентрата (рисунок 2.3), выделенного из руды (Объект 1), характерно содержание незначительного количества рудных минералов, а также золота и серебра порядка 2,91 и 0,12 г/т соответственно, что подтверждается результатами, представленными в таблице 2.2. Полученный углеродистый флотационный концентрат подтверждает потери золота и серебра с хвостами обогащения, извлечение которых в углеродистый концентрат достигает порядка 1,19 и 0,94 % соответственно.

Минеральные фазы в аншлифе образца углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) распределены по трем ключевым ассоциациям: арсенопирит с размером зерен от 100 до 500 мкм, пирита от 5 до 200 мкм и менее 10 мкм, углеродистое вещество. Арсенопирит представлен идиоморфными субгранулярными кристаллами с выраженной анизотропией, многочисленными трещинами, заполненными углеродистым веществом, и фрагментированием по границам кристаллов. Пирит образует изометричные зерна с изотропным характером, часто прилегая к арсенопириту или встречаясь в виде мелкодисперсных включений внутри его трещин. Фотографии аншлифа представлены на рисунке 2.4.

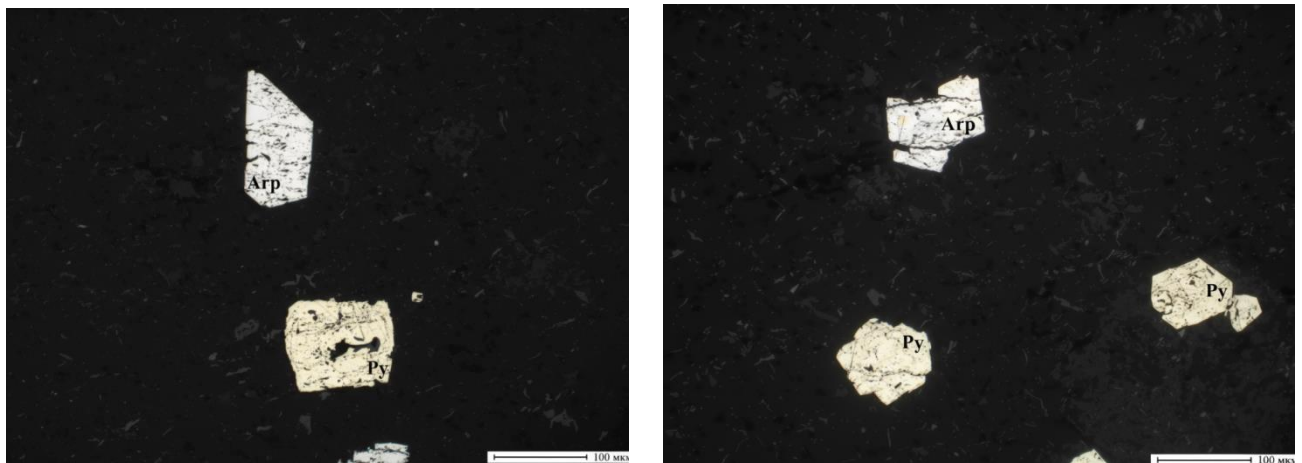


Рисунок 2.4 – Кристаллы арсенопирита (Arp) и пирита (Py) в черной углеродистой матрице (аншлиф образцов углеродистой благороднометалльной руды Объект 2) (фото автора)

Модельные навески активированного угля с адсорбированными благородными металлами исследовались для установления механизма укрупнения низкоразмерного золота и серебра в процессе СВЧ обработки без и с добавлением магнетита и обоснования режимных параметров энергетического воздействия, поскольку это позволило исключить сложный минеральный состав углеродистой благороднометалльной руды и продуктов ее обогащения. На рисунке 2.5 представлены микрофотографии исходных модельных навесок с добавлением магнетита до обработки, полученные с применением сканирующей электронной микроскопии.

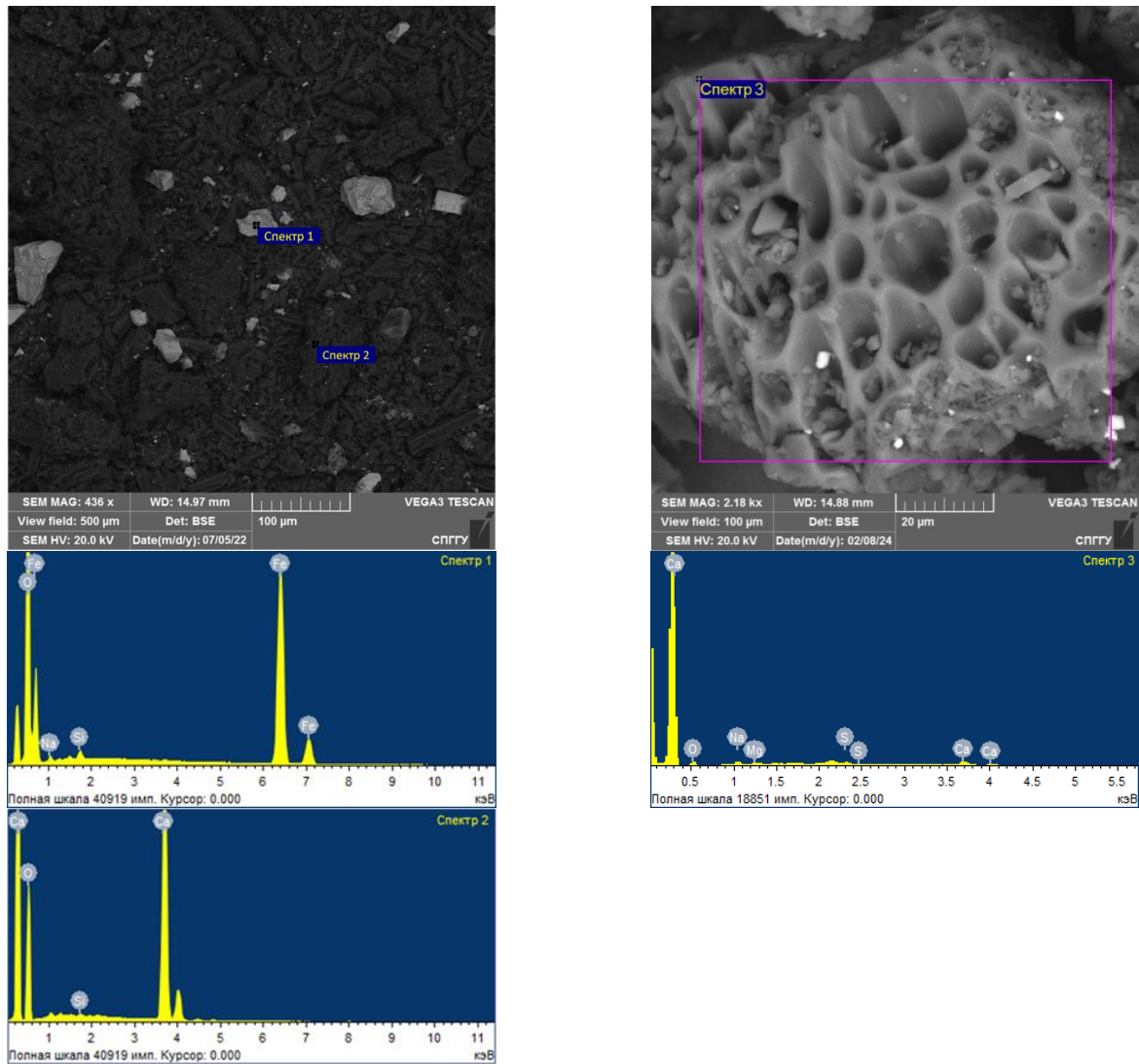


Рисунок 2.5 – Микрофотографии исходных модельных навесок с адсорбированным золотом (слева) и серебром (справа) при добавлении магнетита (фото автора)

В таблице 2.3 представлены результаты исследования элементного состава для спектров, показанных на рисунке 2.5.

Таблица 2.3 – Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунке 2.5 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %						
	O	Na	Mg	S	Si	Ca	Fe
Спектр 1	22,90	1,41	–	–	0,86	–	74,83
Спектр 2	28,72	–	–	–	0,36	70,92	–
Спектр 3	73,67	8,21	2,74	2,56	–	12,82	–

Модельные навески преимущественно представлены смесью сорбента (черное) и магнетита (серое), что подтверждается спектрами 1, 2 и 3 соответственно (таблица 2.3). На основании полученных результатов выявлено отсутствие видимого золота и серебра, что также подтверждается результатами исследования элементного состава исходных модельных навесок.

## 2.2 Методология исследования

План проведения диссертационных исследований представлен на рисунке 2.6.

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ**

**Цель работы:** обоснование и разработка принципиальной технологической схемы переработки углеродистых благороднометалльных руд с использованием энергетического воздействия для снижения энергозатрат на стадии рудоподготовительного передела и повышения извлечения ценных компонентов из исследуемых руд и продуктов их обогащения.



Рисунок 2.6 – План проведения диссертационных исследований (составлено автором)

Для обоснования эффективной технологической схемы рудоподготовки углеродистых благороднометалльных руд необходим комплексный подход, который позволит оценить не только изменение прочностных параметров и крепости руды, но и установить влияние на последующие операции обогащения. Для 3 главы диссертационного исследования предложен комплексный подход для проведения экспериментальных исследований и моделирования, представленный на рисунке 2.7.

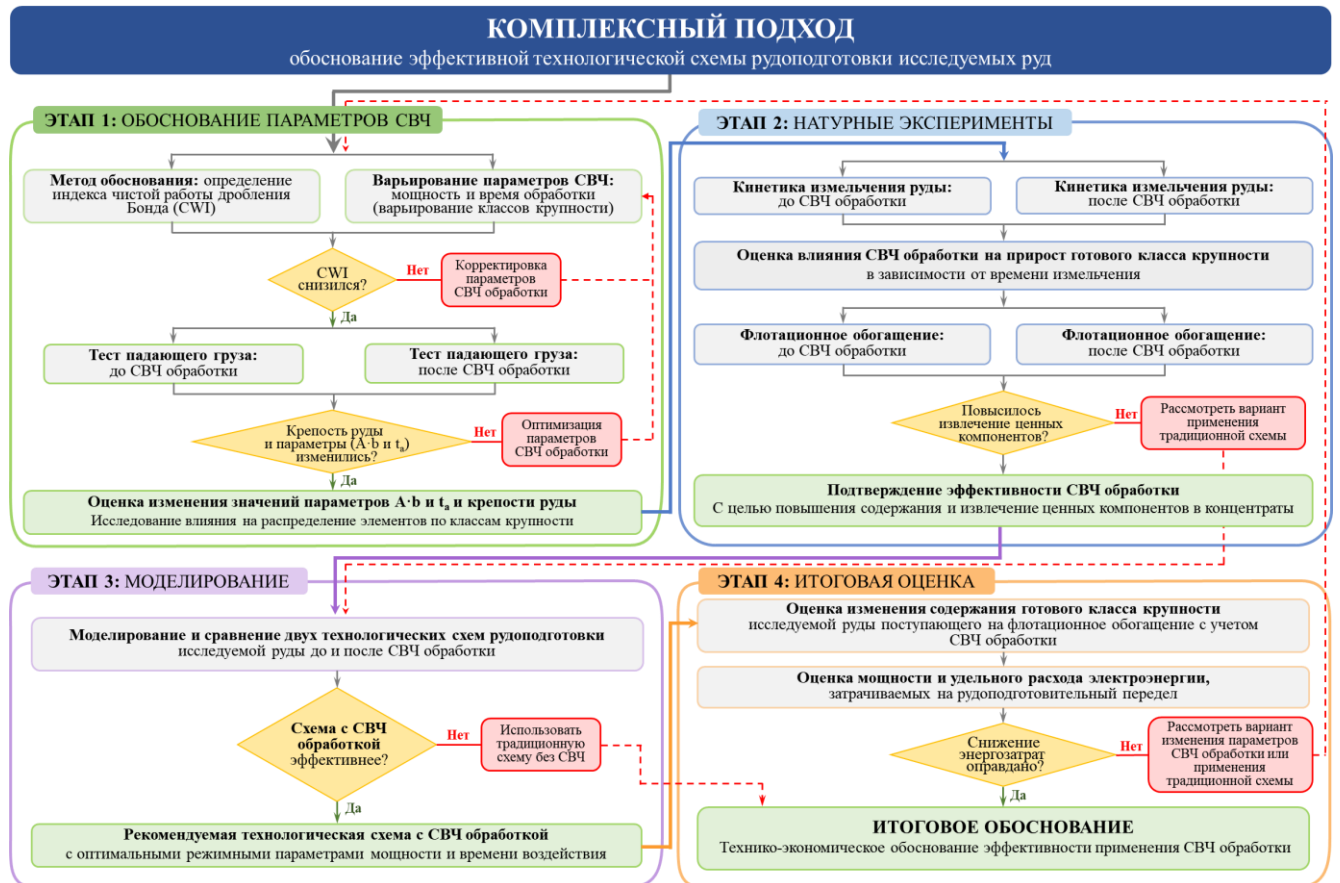


Рисунок 2.7 – Комплексный подход к оценке влияния СВЧ обработки на технологические показатели рудоподготовки и обогащения (составлено автором)

Разработанный алгоритм проведения диссертационного исследования по установлению влияния СВЧ обработки углеродистых благороднометалльных руд представлен на рисунке 2.8.



Рисунок 2.8 – Разработанный алгоритм проведения диссертационного исследования (составлено автором)

### 2.2.1 Методика подготовки проб к обогащению

Подготовка углеродистой благороднометалльной руды для проведения тестов падающего груза, определения рабочего индекса чистого дробления Бонда и флотационного обогащения осуществлялась при помощи щековой дробилки LMC100-D (рисунок 2.9) для получения требуемых классов крупности. Определение гранулометрического состава проб проводилось при помощи ситового анализатора LMSM-200 и сит диаметром 200 мм, представленных на рисунке 2.10.



Рисунок 2.9 – Щековая дробилка LMC100-D  
(фото автора)



Рисунок 2.10 – Ситовой анализатор  
(фото автора)

Исследование кинетики измельчения углеродистой благороднометалльной руды необходимо для определения необходимого времени ее измельчения до требуемого выхода готового класса крупности  $-71 \mu\text{м}$  и получения уравнения, описывающего зависимость прироста данного класса от времени. Исходная руда после дробления до крупности  $-2,0+0,0 \text{ мм}$  подвергалась ситовому анализу для определения исходного гранулометрического состава пробы. Далее руда измельчалась в шаровой мельнице с 40 % загрузкой шарами (рисунки 2.11 и 2.12). Масса навески составляла порядка 150 г.



Рисунок 2.11 – Шаровая мельница  
(фото автора)



Рисунок 2.12 – Мельница с шаровой загрузкой  
(фото автора)

С помощью экспоненциально-степенного уравнения В.В. Товарова описан процесс кинетики измельчения (2.1):

$$\gamma_i = \gamma_0 \cdot e^{-kt^m} \quad (2.1)$$

где  $\gamma_i$  – выход  $i$ -го класса (по плюсу) в момент времени  $t$ , %;  $\gamma_0$  – выход  $i$ -го класса (по плюсу) до начала измельчения, %;  $t$  – время измельчения, мин.;  $k$  – постоянный коэффициент, зависящий от условий измельчения, – относительная скорость измельчения;  $m$  – параметр, характеризующий изменение в процессе относительной скорости измельчения.

Для определения прироста в питании флотации класса - 71 мкм, уравнение приводится к виду (2.2):

$$\gamma_i = 100 - \gamma_0 \cdot e^{-kt^m} \quad (2.2)$$

из уравнения (2.2) следует, что время измельчения рассчитывается по формуле (2.3):

$$t = \left( -\frac{1}{k} \cdot \ln \left( \frac{100 - \gamma_i}{\gamma_0} \right) \right)^{\frac{1}{m}} \quad (2.3)$$

Относительное снижение времени измельчения ( $\Delta t$ ) за счет СВЧ обработки определялось по формуле (2.4)

$$\Delta t = \frac{t_{\text{до СВЧ}} - t_{\text{после СВЧ}}}{t_{\text{до СВЧ}}} \cdot 100 \quad (2.4)$$

где  $t_{\text{до СВЧ}}$  – время измельчения исследуемой руды до СВЧ обработки для достижения  $i$ -го выхода готового класса -71 мкм, мин;  $t_{\text{после СВЧ}}$  – время измельчения исследуемой руды после СВЧ обработки для достижения  $i$ -го выхода готового класса -71 мкм, мин.

### 2.2.2 Методика определения индекса чистой работы дробления Бонда

Для обоснования режимных параметров энергетического воздействия произведена оценка влияния СВЧ обработки на показатели индекса чистой работы дробления Бонда для упорной благороднометалльной руды с применением специальной лабораторной установки ударного действия, показанной на рисунке 2.13. Индекс чистой работы дробления Бонда представляет собой параметр, служащий для оценки и прогнозирования энергетических затрат при работе промышленных дробильных установок. По требованиям необходим отбор образцов крупностью -75+50 мм. Поскольку обоснованные режимные параметры воздействия необходимы для оценки изменения значения параметров, определяемых путем проведения теста падающего груза, крупность принята соответствующая данному тестированию. Начальный угол для разрушения составляет 10 градусов, при отсутствии разрушения более чем 75 % от исходной массы образца, осуществлялось разрушение с шагом 1 градус с целью повышения точности оценки влияния СВЧ обработки на упорную благороднометалльную руду.

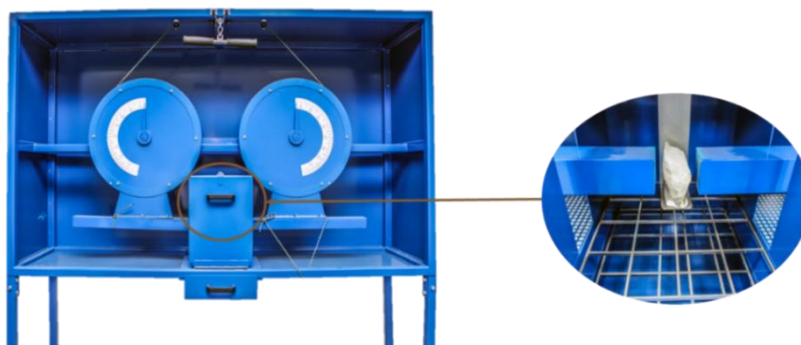


Рисунок 2.13 – Установка для определения индекса чистой работы дробления Бонда (фото автора)

Для каждого разрушенного образца на основе плотности, толщины в направлении разрушения и угла разрушения определялись удельная ударная энергия (Дж/мм) (2.5) и рабочий индекс дробления (кВт·ч/т) (2.6):

$$CWI=53,49 \frac{ICS}{\rho} \quad (2.5)$$

где  $ICS$  – ударная энергия, приложенная к 1 мм толщины образца при разрушении, Дж/мм;  $\rho$  – плотность образца, г/см<sup>3</sup>.

$$ICS=\frac{97,4 \cdot (1 - \cos \beta)}{L} \quad (2.6)$$

где  $\beta$  – угол отклонения маятника от вертикали, при котором произошло разрушение образца;  $L$  – толщина образца в направлении удара, мм; 97,4 – постоянный для данной установки коэффициент.

### 2.2.3 Методика проведения теста падающего груза

Тест падающего груза (DWT) предназначен для измерения функции разрушения руд различного состава и определения значений параметров высокоэнергетического (ударного) разрушения –  $A \cdot b$  и низкоэнергетического (абразивного) разрушения –  $t_a$ . Установка фирмы JKTech Pty Ltd модель JK Drop Weight Tester представлена на рисунке 2.14.

Для определения значения параметра  $A \cdot b$  проводится разрушение пяти классов крупности в диапазоне от 13 до 63 мм при различных энергиях от 0,1 до 2,5 кВт·ч/т, которые достигаются за счет изменения масс грузов, а также высоты падения. Требования к проведению теста падающего груза и отбору образцов представлены в таблице 2.4.



Рисунок 2.14 – Установка для проведения теста падающего груза (фото автора)

Таблица 2.4 – Требования к проведению теста падающего груза [89]

Параметр	Значение														
	-63,0+53,0			-45,0+37,5			-31,5+26,5			-22,4+19,0			-16,0+13,2		
Класс крупности, мм															
Номер набора	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Количество образцов, шт	10	10	10	15	15	15	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Удельная энергия разрушения, кВт·ч/т	0,10	0,25	0,40	0,10	0,25	1,00	0,25	1,00	2,50	0,25	1,00	2,50	0,25	1,00	2,50

После подготовки 15 наборов пяти классов крупности и разрушения каждого при необходимой удельной энергии, представленной в таблице 2.4, разрушенный материал подвергается ситовому анализу, по результатам которого определяется значение величины  $t_{10}$ . Для характеристики механизма ударного разрушения 15 пар величин  $t_{10}/E_{cs}$  подвергаются нелинейной обработке с использованием метода наименьших квадратов с целью удовлетворения следующей зависимости (2.7):

$$t_{10} = A \cdot (1 - e^{-b \cdot E_{cs}}) \quad (2.7)$$

где  $A$  – константа (асимптота кривой  $t_{10}-E_{cs}$ ),  $b$  – константа (управляет формой кривой  $t_{10}-E_{cs}$ ),  $E_{cs}$  – фактическая энергия разрушения, кВт·ч/т.

Из уравнения 2.7 следует, что при бесконечно большой подводимой энергии ( $E_{cs} \rightarrow \infty$ ) экспоненциальный член стремится к нулю и  $t_{10}$  приближается к значению  $A$ . Таким образом, параметр  $A$  представляет собой теоретический максимальный предел разрушения руды при однократном ударном воздействии. Параметр  $b$  определяет скорость роста кривой  $t_{10}-E_{cs}$  (то есть насколько быстро степень разрушения приближается к своему максимуму  $A$  при увеличении подводимой энергии). Данный параметр характеризует энергетическую эффективность разрушения руды при малых и средних энергиях. Высокое значение параметра  $b$  показывает, что даже при относительно небольших ударных нагрузках происходит

значительное разрушение руды. Параметры  $A$  и  $b$  являются эмпирическими и взаимозависимыми, то есть их нельзя интерпретировать независимо друг от друга [124].

Фактическая энергия разрушения (кВт·ч/т) вычисляется по формуле (2.8):

$$E_{cs} = \frac{H \cdot (0,0272 \cdot M_c)}{\bar{M}} \quad (2.8)$$

где  $H$  – высота падения груза с учетом средней высоты остатка, см,  $M_c$  – масса используемого груза, кг,  $\bar{M}$  – средняя масса частиц в разрушаемом наборе, г.

Параметр  $t_a$  отражает склонность руды к образованию мелких частиц при многократных низкоэнергетических контактах – истиранию и раскалыванию. Данный механизм является преобладающим для крупных частиц руды при измельчении в мельницах само- и полусамоизмельчения. Высокие значения параметра  $t_a$  означают, что для руды характерно большее образование мелких классов крупности при истирании, то есть она менее устойчива к абразивному воздействию. Для определения значения параметра  $t_a$  отбираются образцы крупностью  $-53,0+38,5$  мм массой 3 кг, которые измельчаются с использованием специальной барабанной мельницы и рольганга (рисунок 2.15) в течение 10 минут при 70 % от критической скорости. Далее измельченный материал подвергается ситовому анализу, по результатам которого определяется значение величины  $t_{10}$ . Параметр абразивности  $t_a$  определяется как  $t_{10}/10$ .

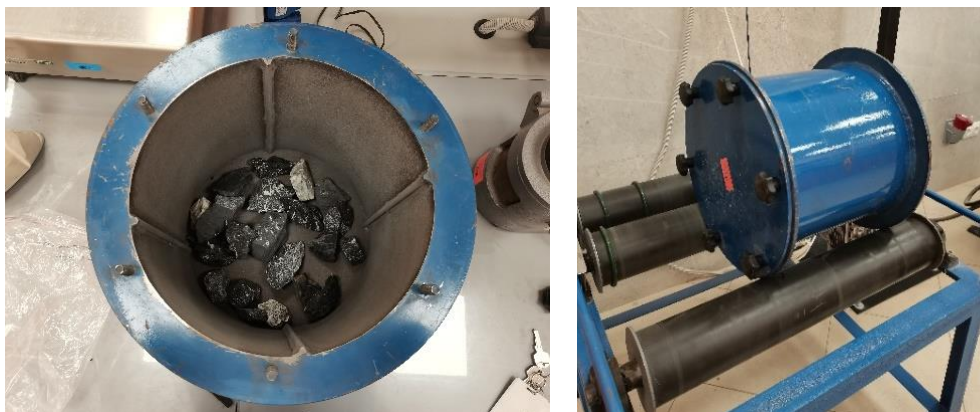


Рисунок 2.15 – Общий вид специальной мельницы и рольганга для определения значения параметра  $t_a$  (фото автора)

На основе полученных значений параметров  $A \cdot b$  и  $t_a$  производится классификация исследуемой руды по крепости, представленная в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Классификация по крепости руды по параметрам, получаемым в ходе DWT [90,122]

Параметр	Категории крепости руды						
	Очень твердая	Твердая	Умеренно твердая	Средняя	Умеренно мягкая	Мягкая	Очень мягкая
$A \cdot b$	менее 27,7	27,7 - 35,9	35,9 - 40,4	40,4 - 52,2	52,2 - 61,1	61,1 - 109,6	более 109,6
$t_a$	менее 0,23	0,23 – 0,35	0,35 – 0,40	0,40 – 0,53	0,53 – 0,64	0,64 – 1,18	более 1,18

Для количественной оценки удельного расхода электроэнергии ( $SCSE$ ), затрачиваемой мельницей полусамоизмельчения, на основании данных для действующих мельниц AG/SAG, представленных в статье [119], получено следующее эмпирическое уравнение (2.9):

$$SCSE = 2,58 \cdot e^{45,13/(A \cdot b)} \quad (2.9)$$

Графическая зависимость, полученная с использованием данных для действующих мельниц AG/SAG взятых из работы [119], представлена на рисунке 2.16.

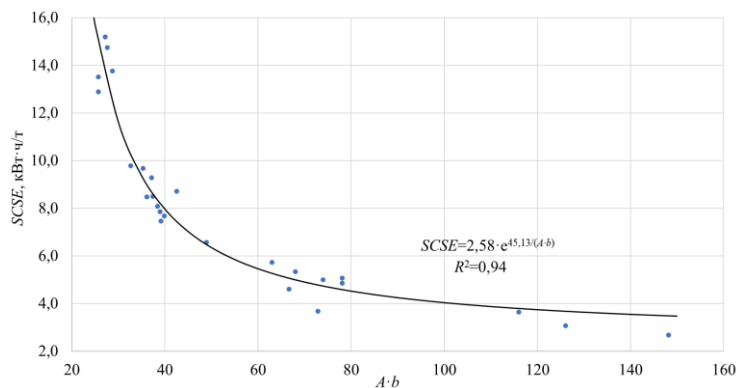


Рисунок 2.16 – Зависимость значений  $A \cdot b$  от  $SCSE$  [119]

Удельный расход электроэнергии ( $E$ ), затрачиваемой на СВЧ обработку, рассчитывался по формуле (2.10):

$$E = P \cdot t / m, \quad (2.10)$$

где  $P$  – мощность, кВт;  $t$  – время обработки, ч;  $m$  – масса обрабатываемого материала, т.

#### 2.2.4 Методика проведения компьютерного моделирования в JKSimMet

Для возможности количественной оценки снижения удельных энергозатрат на полусамоизмельчение и шаровое измельчение за счет применения СВЧ воздействия, а также для прогнозирования технологических параметров рудоподготовительных схем, проведено имитационное компьютерное моделирование в программном пакете JKSimMet. Данный пакет предназначен для анализа и моделирования технологических схем, включающих мельницы (само- и полусамоизмельчения, стержневые и шаровые), дробилки (щековые, конусные, валковые и т.п.), грохоты, гидроциклоны и т.д.

#### 2.2.5 Методика проведения СВЧ обработки и определения температуры нагрева

СВЧ обработка исследуемых проб проводилась с применением микроволновой установки, представленной на рисунке 2.17, с диапазоном возможного варьирования мощности от 100 до 1000 Вт. Определение температурного нагрева исследуемых проб после СВЧ обработки проводилось с применением лазерного пирометра, представленного на рисунке 2.18. Лазерный пирометр позволяет определять температуру с минимальной погрешностью  $\pm 2\%$ . Диапазон определяемых температур составляет от  $-50$  до  $1100$  °С.



Рисунок 2.17 – Микроволновая установка (фото автора)



Рисунок 2.18 – Лазерный пирометр для определения температуры нагрева исследуемых проб (фото автора)

Перед проведением теста падающего груза необходимо установить режимные параметры СВЧ воздействия, а именно мощность и время. При обосновании режимных параметров обработки необходимо учитывать, что для проведения тестирований необходим отбор образцов без наличия видимых трещин. План проведения исследования по установлению влияния СВЧ обработки на прочностные параметры углеродистой благороднометалльной руды представлен на рисунке 2.19.

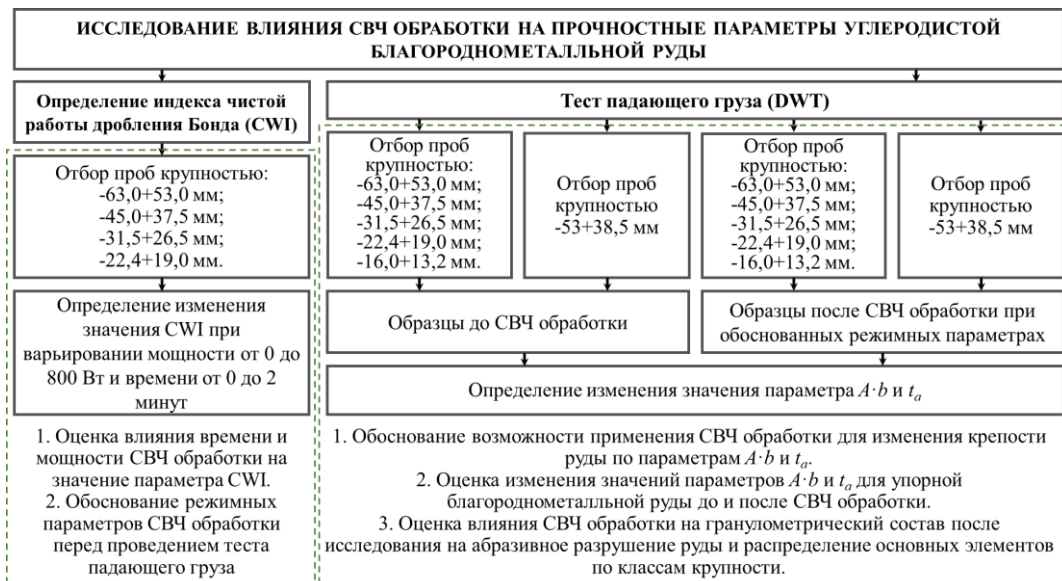


Рисунок 2.19 – План проведения исследования влияния СВЧ обработки на прочностные параметры углеродистой благороднометалльной руды (составлено автором)

С целью установления влияния СВЧ обработки на измельчаемость углеродистой благороднометалльной руды и последующее флотационное обогащение проведены серии опытов до и после воздействия при ранее обоснованных режимных параметрах воздействия. План проведения исследования влияния воздействия на измельчаемость и флотационное обогащение углеродистой благороднометалльной руды представлен на рисунке 2.20.

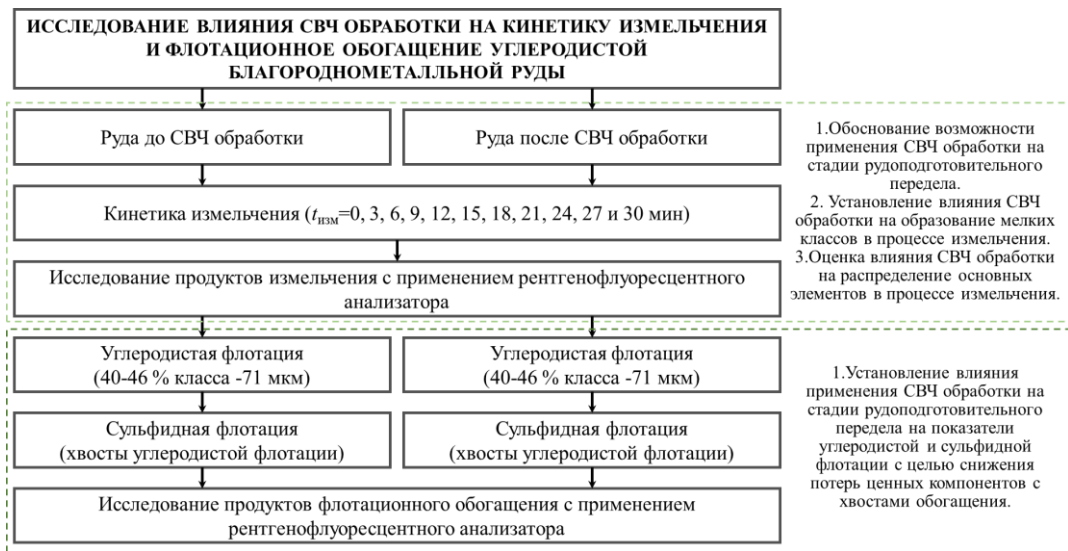


Рисунок 2.20 – План проведения исследования влияния СВЧ обработки на измельчаемость исследуемой руды и ее флотационное обогащение (составлено автором)

На рисунке 2.21 представлен план проведения исследований по СВЧ обработке с целью подтверждения возможности укрупнения низкоразмерных благородных металлов в углеродсодержащих материалах с добавлением магнетита. Опыты по СВЧ обработке проводились трижды с учетом рандомизации и повышения воспроизводимости результатов.



Рисунок 2.21 – План проведения исследований влияния СВЧ обработки на укрупнение низкоразмерных благородных металлов в углеродистых материалах (составлено автором)

### 2.2.6 Методика определения элементного состава проб

Определение содержания элементов в исходных углеродистых благороднометалльных рудах и продуктах их обогащения производилось с применением рентгенофлуоресцентного анализатора EDX-7000, представленного на рисунке 2.22.



Рисунок 2.22 – Рентгенофлуоресцентный анализатор EDX-7000 (фото автора)

Исследуемый материал помещается в рентгенофлуоресцентный анализатор, где подвергается рентгеновскому излучению. На основании анализа спектров, возникающих при облучении, происходит определение элементного состава пробы. При помощи данного метода может определяться большой диапазон элементов от бериллия до урана.

### 2.2.7 Методика определения минералогического состава проб

Одним из важнейших этапов исследования руд является определение рудных и породообразующих минералов. Аншлифы представляют собой отполированную поверхность куска руды или специально подготовленной цементированной измельченной пробы, и применяются для изучения рудных минералов под микроскопом в отраженном свете. Изучение аншлифа исходной углеродистой благороднометалльной руды проводилось при помощи микроскопа Zeiss Axiolab представленного на рисунке 2.23.



Рисунок 2.23 – Оптический микроскоп Zeiss Axiolab (фото автора)

Исследование образцов до и после СВЧ обработки проводилось с применением сканирующего электронного микроскопа Vega 3 LMH с системой рентгеновского энергодисперсионного микроанализа Oxford Instruments INCA Energy 250/X-max 20 представленного на рисунке 2.24.



Рисунок 2.24 – Сканирующий электронный микроскоп Vega 3 LMN с системой рентгеновского энергодисперсионного микроанализа (фото автора)

Напылительная установка Q150R E производства Quorum Technologies Ltd. представленная на рисунке 2.25, использовалась с целью исключения возможности засвечивания частиц при анализе морфологии поверхности исследуемых образцов. Изначально исследуемые образцы наносятся на углеродный скотч. На рисунке 2.26 в качестве примера представлен столик с науглероженными образцами.

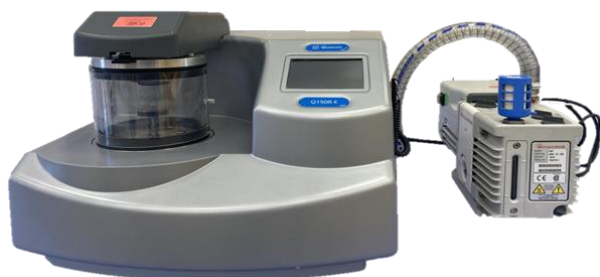


Рисунок 2.25 – Напылительная установка Q150R E производства Quorum Technologies Ltd (фото автора)



Рисунок 2.26 – Столик с науглероженными образцами (фото автора)

Подготовленные путем напыления углерода образцы помещались в сканирующий электронный микроскоп для проведения морфологического изучения и определения элементного состава исследуемых проб.

### 2.2.8 Методика определения содержания $C_{орг}$ в рудах и продуктах их обогащения

Определение  $C_{орг}$  в углеродистых благороднометалльных рудах и продуктах их обогащения проводилось путем их сжигания в печи (рисунок 2.27) для определения зольности согласно ГОСТу 11022-95.



Рисунок 2.27 – Лабораторная печь СНО-17 (фото автора)

### **2.2.9 Методика подготовки модельных навесок**

Подготовка модельных навесок включала следующие этапы: измельчение активированного угля, приготовление выщелачивающего раствора, перевод золота/серебра в жидкую фазу в течение 2 суток, а затем контактирование полученного модельного раствора с активированным углем в течение 3 суток при непрерывном перемешивании.

Для подготовки выщелачивающего раствора выбран реагент, представляющий собой смесь йодного комплекса, аминокислот, хлорида натрия, мочевины, хлористого аммония и карбоната натрия. К преимуществам данного реагента относятся: простота эксплуатации, высокий уровень выщелачивания, более короткий цикл выщелачивания по сравнению с цианированием, низкая токсичность и безвредность для окружающей среды. Реагент для выщелачивания растворен в заранее подготовленном растворе, рН которого находится в диапазоне 10~12, что соответствует требованиям применения данного реагента. В качестве источника золота при приготовлении модельного раствора использовано сусальное золото с его процентным содержанием равным 97-98 %, а в качестве источника серебра – сусальное серебро с содержанием Ag 99,9 %.

После завершения стадии контактирования модельного раствора с активированным углем осуществлялись фильтрация и с последующей сушкой кек для дальнейшей обработки. Материалом для проведения последующих опытов с применением СВЧ воздействия являлся кек после сушки, который подвергался разделению на три представительные навески.

### **2.2.10 Методика флотационного обогащения**

Флотационное обогащение углеродистых благороднометалльных руд (Объекты 1 и 2) осуществлялось в пневмомеханической флотомашине Flotation Bench Test Machine фирмы Laarmann (рисунок 2.28), в камере объемом 1,5 л.



Рисунок 2.28 – Пневмомеханическая флотационная машина Flotation Bench Test Machine фирмы Laarmann (фото автора)

Для получения углеродистого флотационного концентрата исходная углеродистая благороднометалльная руда (Объект 1) подвергалась измельчению до крупности 50-60 % класса -71 мкм с последующим проведением углеродистой флотации. В качестве реагента для получения углеродистого концентрата использовался вспениватель с расходом 110 г/т. Далее концентрат поступал на стадию обезвоживания и сушки. Хвосты после углеродистой флотации поступали на сульфидную флотацию. В процесс сульфидной флотации производилась подача следующих реагентов: кальцинированная сода для регулирования уровня pH среды – 900 г/т, медный купорос для активации сульфидных минералов – 200 г/т, декстрин для депрессии углеродистого органического вещества – 150 и 200 г/т, бутиловый ксантогенат калия и натриево-изобутиловый дитиофосфат в качестве собирателей – 100 и 50 г/т, вспениватель. Схема флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды представлена на рисунке 2.29.

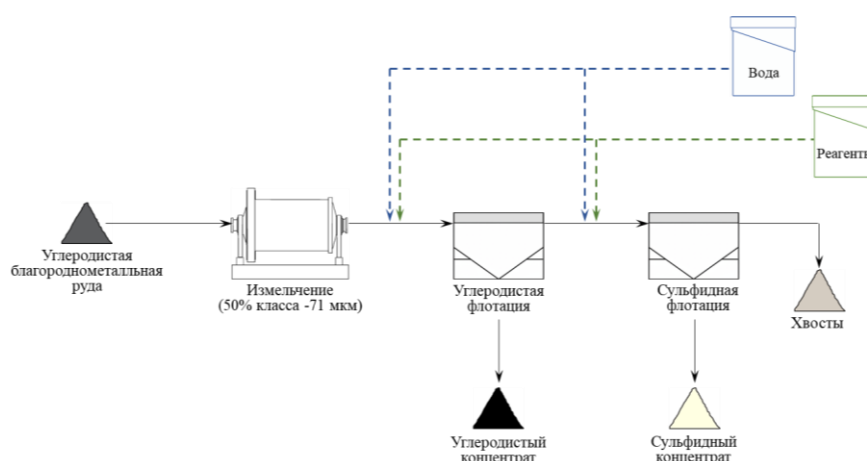


Рисунок 2.29 – Схема флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) до и после обработки (составлено автором)

Для проведения сульфидной флотации углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) исходная проба подвергалась измельчению до требуемой крупности класса -71 мкм.

В процесс сульфидной флотации подавались: кальцинированная сода для регулирования уровня рН среды – варьируемый расход; медный купорос для активации сульфидных минералов – 400 г/т (I основная флотация), 200 г/т (контрольная флотация); декстрин для депрессии углеродистого органического вещества – варьируемый расход; бутиловый ксантогенат калия – 110 г/т (I основная флотация), 55 г/т (контрольная флотация) и натриево-изобутиловый дитиофосфат – 100 г/т (I основная флотация), 10 г/т (II перечистная флотация), 50 г/т (контрольная флотация) в качестве собирателей; вспениватель. Схема флотационного обогащения для обоснования реагентного режима сульфидной флотации углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) представлена на рисунке 2.30.

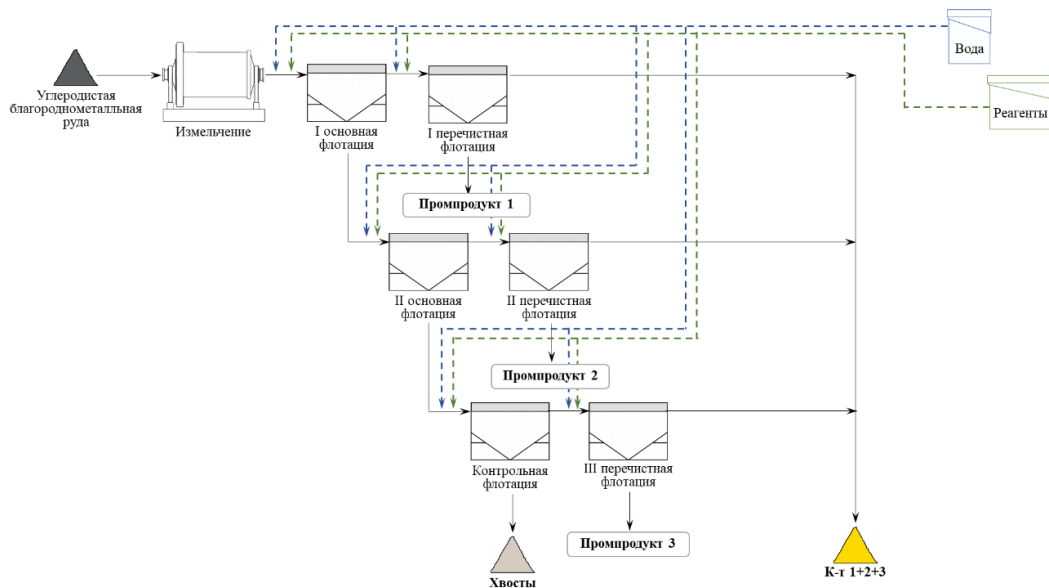


Рисунок 2.30 – Схема флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) (составлено автором)

Для исследования возможности доизвлечения укрупненных благороднометалльных частиц флотационным методом проводились опыты с добавлением таких реагентов как: кальцинированная сода в качестве регулятора среды (рН 8-9); декстрин в качестве депрессора углеродистого органического вещества; смеси бутилового ксантогената калия (75 г/т) с 2-меркаптобензотиазолом (75 г/т) при добавлении кальцинированной соды; вспенивателя.

### 2.2.11 Методика проведения опытов по извлечению укрупненных благороднометалльных частиц из углеродистого флотационного концентрата

Углеродистые флотационные концентраты с добавлением магнетита после СВЧ обработки исследовались на возможность извлечения укрупненных благороднометалльных частиц с применением магнитного, гравитационного и флотационного обогащения. Магнитное обогащение проводилось с применением электромагнитного валкового сепаратора ЭВС-10/5 (рисунок 2.31). Крупность материала для разделения руды составляет от 0,3 до 2 мм. Диапазон варьирувания силы тока от 1 до 12 А. Мощность, потребляемая электромагнитной системой,

составляет не более 0,5 кВт. Для исследования возможности извлечения укрупненных благороднометалльных частиц гравитационным методом проведены опыты с применением центробежного концентратора Knelson KC-MD3 (рисунок 2.32). Диапазон значений силы  $G$  для данного концентратора составляет от 40 до 200 ед. при максимальной крупности материала в питании 2,0 мм. Установленная мощность электропривода равна 0,2 кВт. Расход охлаждающей воды до 0,27 м<sup>3</sup>/ч.



Рисунок 2.31 – Электромагнитный валковый сепаратор ЭВС-10/5 (фото автора)



Рисунок 2.32 – Центробежный концентратор Knelson KC-MD3 (фото автора)

Схема исследования извлечения из углеродистого флотационного концентрата после СВЧ обработки с добавлением магнетита укрупненных благороднометалльных частиц представлена на рисунке 2.33.

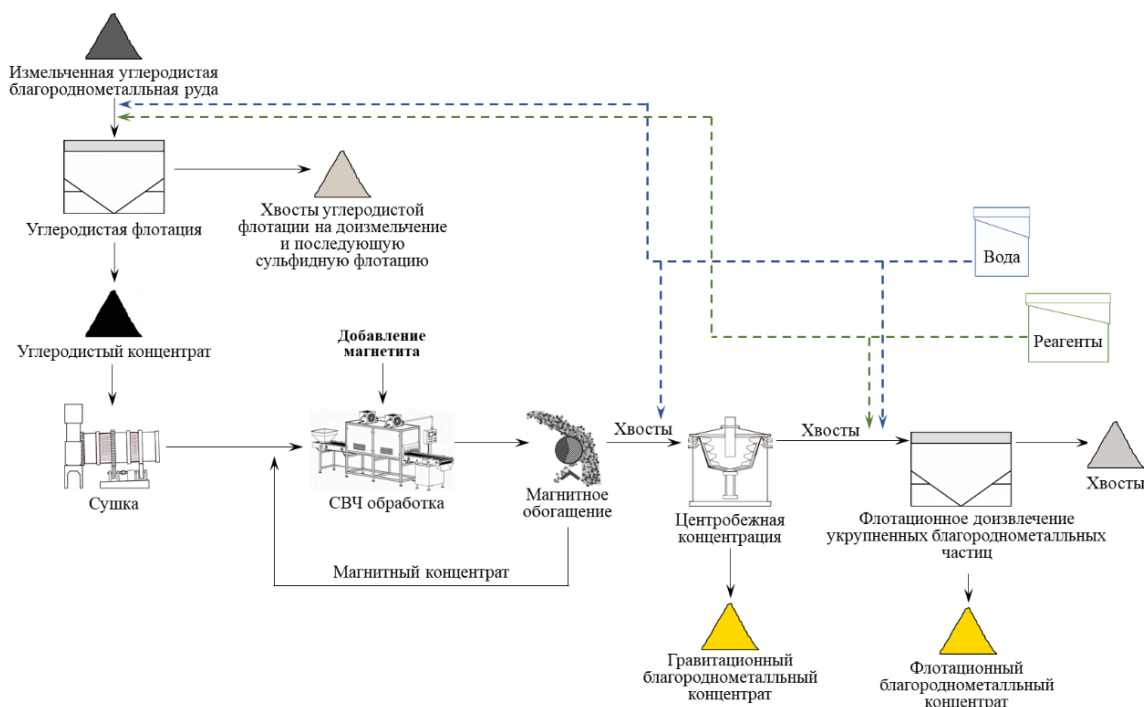


Рисунок 2.33 – Схема извлечения укрупненных благороднометалльных частиц из углеродистого флотационного концентрата (составлено автором)

### 2.3 Выводы по главе 2

В данной главе представлена совокупность методов и алгоритм исследования. Установлено, что для выбранных объектов исследования характерно наличие низкоразмерных включений золота в минералы-концентраты, представленные преимущественно пиритом и арсенопиритом, а также наличие серебра, как в металлической, так и в химически связанной форме. Содержания золота и серебра составляют: для Объекта 1 – порядка  $5,99 \pm 0,29$  г/т и  $0,29 \pm 0,02$  г/т, для Объекта 2 – порядка  $9,52 \pm 0,46$  г/т и  $0,67 \pm 0,07$  г/т соответственно. Помимо этого, выбранные объекты исследования характеризуются наличием сорбционно-активного углеродистого органического вещества по отношению к растворенным благородным металлам. Одной из важнейших проблем при переработке данного типа сырья в ряде случаев является низкая эффективность их обогащения с применением традиционных методов, что обуславливает выбор данного объекта исследования.

Для обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) характерно проведение углеродистой флотации с последующей сульфидной флотацией. Выявлено, что для углеродистого флотационного концентрата характерно содержание незначительного количества рудных минералов, а также золота и серебра порядка 2,91 и 0,12 г/т соответственно. На ряде фабрик углеродистые продукты обогащения отправляются на хвостохранилище, что приводит к потерям благородных металлов. Это обуславливает перспективность направления вовлечения в переработку данных отходов с целью снижения потерь благородных металлов с хвостами обогащения и минимизации экологической нагрузки. Для обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) характерно проведение сульфидной флотации с депрессией углеродистого органического вещества. Перспективным направлением является интенсификация сульфидной флотации с целью повышения извлечения ценных компонентов в концентрат.

С применением сканирующей электронной микроскопии выявлено, что модельные навески активированного угля с адсорбированными благородными металлами не содержат видимого золота и серебра, что позволяет сделать вывод о том, что данные углеродсодержащие материалы применимы для проведения исследований по установлению возможности и механизма укрупнения низкоразмерных благородных металлов с применением энергетического воздействия.

Обоснован комплекс методов для проведения исследования:

1. По влиянию энергетического воздействия на прочностные параметры углеродистых благороднометалльных руд, последующее измельчение и флотационное обогащение;

2. По влиянию и установлению механизма укрупнения низкоразмерных благородных металлов в углеродсодержащих материалах с применением энергетического воздействия и возможности их извлечения магнитными, гравитационными и флотационными методами;

3. По исследованию обогатимости углеродистых благороднометалльных руд флотационными методами.

Предложен комплексный подход для обоснования эффективной технологической схемы рудоподготовки углеродистых благороднометалльных руд. Разработан алгоритм проведения диссертационного исследования по установлению влияния СВЧ обработки на упорные руды.

### ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЧНОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД

На рудоподготовительный передел приходятся высокие удельные энергозатраты. В этой связи актуальным направлением исследований является оценка возможностей применения различных видов воздействия для целенаправленного изменения прочностных параметров руд до энергоемкой стадии измельчения и повышения степени раскрытия минеральных сростков, что позволяет обеспечить более эффективное последующее извлечение ценных компонентов [20]. Применение СВЧ воздействия может осуществляться для дезинтеграции сырья. Быстрый нагрев материала приводит к образованию микротрещин на границах минеральных зерен, что делает руду более податливой для измельчения, в особенности это актуально для горных пород высокой крепости [14]. В исследовании [88] установлено образование на поверхности руды макротрещин после СВЧ обработки, что связано со значительной разницей между температурой нагрева рудных и породообразующих минералов. Помимо образования макротрещин, также отмечалось возникновение внутренних трещин в руде после воздействия. Так, на рисунке Рисунок 3.1 представлены результаты исследования образцов медно-никелевой руды после различного времени СВЧ обработки. По мере увеличения времени обработки авторами отмечается повышение количества и размера трещин, образовавшихся в руде.

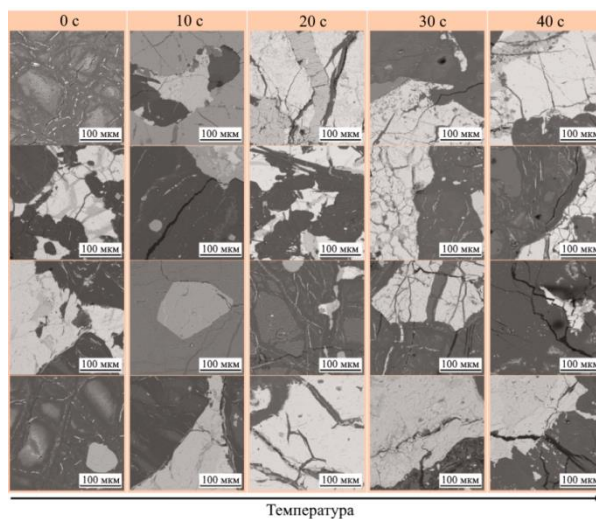


Рисунок 3.1 – Результаты исследования медно-никелевой сульфидной руды после СВЧ обработки в течение разного времени, полученное с применением сканирующей электронной микроскопии (СЭМ) [88]

В работе [144] также подтверждается образование микро- и макротрещин в процессе СВЧ обработки ванадий-титаномагнетитовой руды. Авторы объясняют возникновение данного эффекта с дифференциальным тепловым расширением между рудными и породообразующими минералами, возникающим за счет селективности их СВЧ нагрева. Определение режимных параметров СВЧ обработки на стадии рудоподготовительного передела имеет важное значение,

поскольку образование чрезмерного количества мелких частиц приводит к ошламованию и снижению извлечения ценных компонентов при дальнейшем обогащении.

В таблице Таблица 3.1 представлены сводные данные по влиянию СВЧ обработки на измельчаемость руд, тесты падающего груза, рабочий индекс шарового измельчения Бонда, а также прочность на одноосное сжатие.

Таблица 3.1 – Сводные данные существующих исследований по влиянию СВЧ обработки на стадии рудоподготовительного передела (составлено автором)

Руда/ материал	Вид тестирования	Параметры СВЧ обработки	Результаты	Ссылки
Медная карбонатитовая руда	Измельчаемость руды	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 15 кВт Время обработки: 0,2 с Масса пробы: 1 кг	Разница в удельной скорости разрушения снижается с увеличением крупности частиц. СВЧ обработка наиболее эффективна для фракции +500 мкм: раскрытие сростков увеличивается с 31,8 % до 69,2 % в сравнении с необработанной фракцией.	[106]
	Тест падающего груза		Применение СВЧ обработки исследуемой руды приводит к увеличению значения параметра $A \cdot b$ с 87,4 (до СВЧ) до 123,4 (после СВЧ), снижая энергию разрушения более чем на 30 % при энергозатратах на воздействие менее 1 кВт·ч/т.	
Руда крупного медно-порфинового рудника	Тест падающего груза	Полупромышленная система СВЧ обработки Производительность: 10-150 т/ч Диапазон мощностей: 10-200 кВт	За счет СВЧ обработки руды достигается изменение значения параметра $A \cdot b$ на 7-14 % в сравнении с необработанной рудой и образование макро- и миллиметровых трещин вблизи сульфидных зерен.	[76]
	Рабочий индекс шарового измельчения Бонда		Применение СВЧ обработки позволяет снизить рабочий индекс шарового измельчения на 3-9 % в сравнении с рудой до воздействия.	
Полиметаллическая руда	Исследование измельчаемости	Мощность: 6 кВт Время обработки: 1 мин Масса пробы: 500 г	Обработка руды способствует улучшению ее измельчаемости для фракций - 3,2+2,0 мм и - 2,0+1,0 мм, повышению распределения Fe, Pb, Zn и Sn в классе -0,425+0,0 мм в сравнении с традиционным нагревом (12 кВт, 20 мин) при энергозатратах равных 5 % от энергопотребления при традиционном нагреве.	[99]

Продолжение таблицы 3.1

Руда/ материал	Вид тестирования	Параметры СВЧ обработки	Результаты	Ссылки
Порфировая медная руда	Тест падающего груза	Частота: 2,45 ГГц Диапазон мощностей: 1-5 кВт Время обработки: 5 с	Достигается снижение крепости материала за счет СВЧ обработки при коротком воздействии высокого уровня мощности с меньшими энергозатратами. При 1 кВт крепость материала увеличивается в сравнении с необработанной рудой ( $A \cdot b$ : 57,7→53,3), при 5 кВт — снижается ( $A \cdot b$ : 57,7→74,5).	[134]
Волого-медная руда	Исследование измельчаемости	Частота: 2,45 ГГц Мощность: 1050 Вт Время обработки: 30, 60, 90 и 120 с Масса пробы: 750 г	За счет СВЧ обработки при 90 с достигнуто повышение степени измельчения и раскрытия сульфидных минералов с 27 % до 56 %. Для проб после обработки характерна большая скорость разрушения, при этом для измельчения 750 г руды затрачивается 8,1 кВт·ч/т в минуту, в то время СВЧ печь потребляет 29,8 кВт·ч/т в минуту.	[92]
Гранит	Прочность на одноосное сжатие	Мощность: 6 кВт Время обработки: 4,5 мин	Динамическая прочность на одноосное сжатие возрастает с увеличением скорости нагружения и снижается с длительностью СВЧ обработки. Средний размер частиц после воздействия уменьшается с ростом скорости нагружения.	[145]
Ванадий-титаномагнетитовая руда	Исследование измельчаемости	Частота: 2,25 ГГц Мощность: 4 кВт Время обработки: 60, 100 и 140 с Масса пробы: 100 г	За счет предварительной обработки исследуемой руды достигнуто повышение степени измельчения. Выход класса -74 мкм после 4 мин измельчения на 1,95 % (60 с), 3,75 % (100 с) и 6,48 % (140 с) в сравнении с необработанным материалом.	[144]

По результатам, представленным в таблице 3.1, можно сделать вывод о том, что за счет проведения СВЧ обработки минерального сырья на стадии рудоподготовительного передела возможно достигнуть повышения степени измельчения материала, снижения крепости руды по параметру  $A \cdot b$ , получаемому в ходе проведения теста падающего груза, снижению сопротивляемости материала шаровому измельчению и т.п. Анализ современной научной литературы подтверждает возможность применения энергетического воздействия для изменения прочностных параметров минерального сырья, что позволяет обосновать дальнейшее проведение экспериментальных исследований по установлению влияния СВЧ воздействия на изменение прочностных характеристик благороднометалльных руд.

### 3.1 Исследование влияния СВЧ обработки на значение индекса чистой работы дробления Бонда

Для обоснования режимных параметров энергетического воздействия перед проведением теста падающего груза проведены опыты по исследованию влияния варьирования значений энергии СВЧ обработки  $E=P \cdot t$  (кВт·ч) на индекс чистой работы дробления Бонда ( $CWI$ ). Целесообразность использования параметра энергии СВЧ обработки  $E$  обусловлена возможностью объединения влияния мощности и времени в единый параметр для обобщения результатов экспериментов с различными режимами воздействия [142]. На основе результатов экспериментальных исследований установлено, что полученные зависимости адекватно описываются экспоненциальной моделью с коэффициентом детерминации  $R^2 > 0,99$  (3.1):

$$CWI(E) = a \cdot e^{-b \cdot E} + c \quad (3.1)$$

где  $E$  – энергия СВЧ воздействия, кВт·ч;  $a$  – амплитуда снижения значения  $CWI$ ;  $b$  – скорость снижения;  $c$  – асимптота (минимально достижимое значение  $CWI$ ).

Для оценки влияния СВЧ обработки на изменение значения  $CWI$  первоначально исследован режим варьирования мощности (0, 200, 400, 600, 800 Вт) при фиксированном времени обработки  $t=1$  мин. Энергия  $E=P \cdot t/60$ , диапазон: от 0 до 0,0133 кВт·ч. Графическая интерпретация полученных зависимостей значений  $CWI$  для различных классов крупности от энергии СВЧ обработки ( $E$ ) при варьировании мощности представлена на рисунке 3.2.

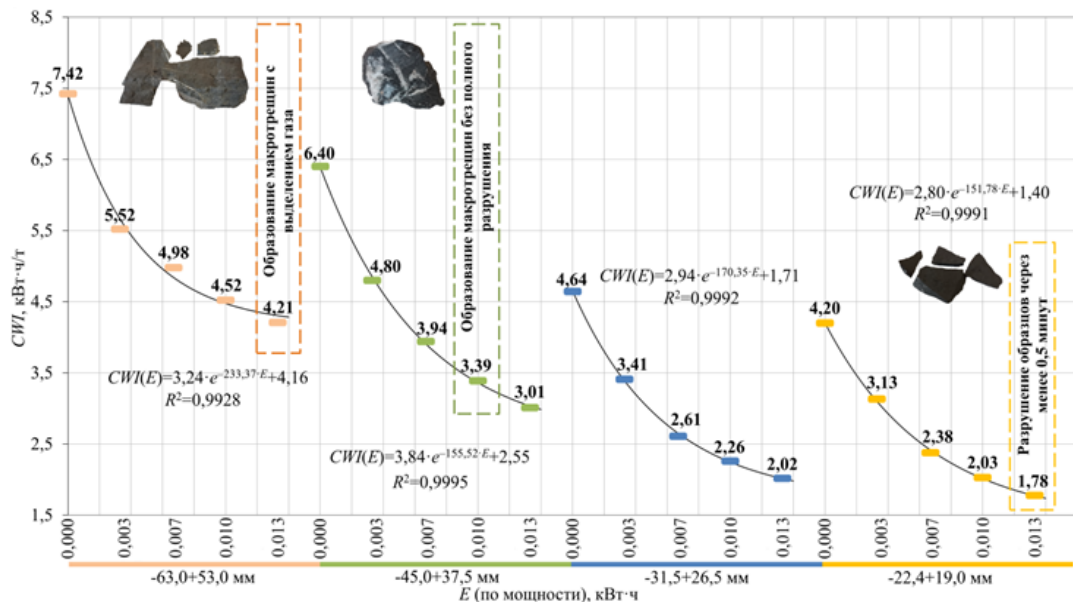


Рисунок 3.2 – Графическая зависимость значений  $CWI$  от энергии СВЧ обработки ( $E$ ) при варьировании мощности (составлено автором)

Анализ данных, представленных на рисунке 3.2, позволяет обосновать возможность применения СВЧ воздействия для снижения значения  $CWI$  углеродистой благороднометалльной руды. Установлено, что повышение энергии СВЧ обработки ( $E$ ) приводит к уменьшению данного показателя при фиксированном времени. Стоит отметить, что

при  $E$  более 0,007 кВт·ч ( $P > 400$  Вт и  $t = 1$  мин) происходит образование макротрещин и в некоторых случаях выделение газа из исследуемых образцов, что является недопустимым, поскольку для проведения дальнейшего теста падающего груза необходим отбор материала без наличия видимых повреждений. Это позволяет обосновать для дальнейших исследований значение  $P = 400$  Вт.

Вторым этапом проведено исследование влияния варьирования времени (0; 0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 мин) при фиксированном значении  $P = 400$  Вт. Энергия  $E = P \cdot t / 60$ , диапазон: от 0 до 0,020 кВт·ч. Графическая интерпретация полученных зависимостей представлена на рисунке 3.3.

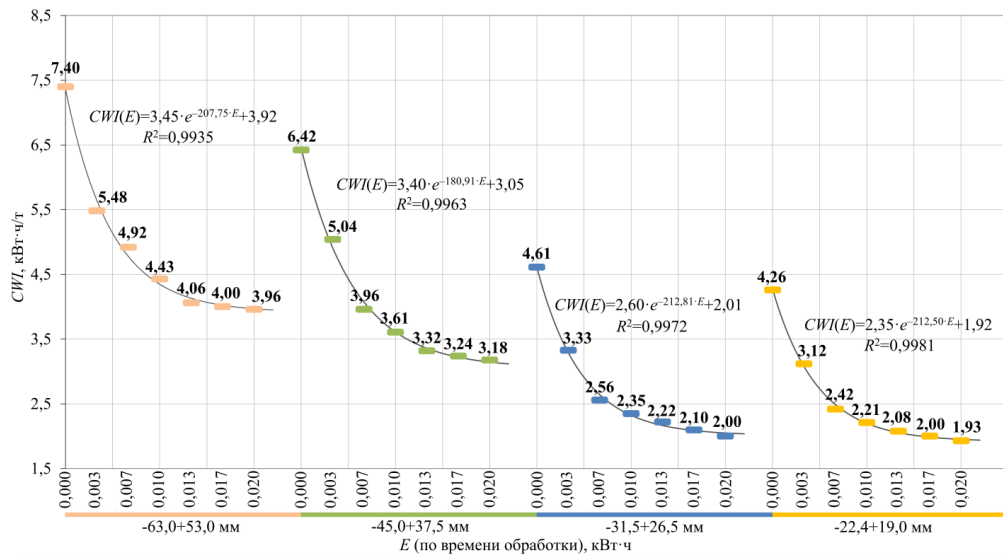


Рисунок 3.3 – Графическая зависимость значений  $SWI$  от энергии СВЧ обработки ( $E$ ) при варьировании времени (составлено автором)

На основе анализа полученных результатов, показанных на рисунке Рисунок 3.3, можно сделать вывод, что изменение времени обработки оказывает значительное влияние на снижение значения параметра  $SWI$ . Для количественной оценки полученных результатов использован показатель относительного снижения интенсивности уменьшения значения  $SWI$  ( $\Delta$  %) при увеличении энергии обработки на каждом исследуемом интервале. Результаты представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты анализа динамики снижения значения  $SWI$  при изменении  $E$  (по данным автора)

Значение Параметр	Интервал $E$ , кВт·ч					
	0-0,003	0,003-0,007	0,007-0,010	0,010-0,013	0,013-0,017	0,017-0,020
Снижение $SWI$ , %	21-28	34-44	40-49	45-52	46-54	46-57
Ср. $\Delta$ , %	25,49	19,30	8,92	6,95	3,28	2,78
Примечание	Интенсивное снижение	Интенсивное снижение	Умеренное снижение	Умеренное снижение	Плато	Плато

Анализ данных, представленных в таблице 3.2, позволяет подтвердить, что при  $E > 0,013$  кВт·ч относительное снижение значения  $CWI$  уменьшается с 7-9 % до 3 %, что свидетельствует о достижении предельного эффекта обработки и выходе на плато. Дальнейшее увеличение энергии обработки нецелесообразно. В этой связи обоснован режим СВЧ обработки  $E = 0,013$  кВт·ч ( $P = 400$  Вт,  $t = 2$  мин), при котором достигается снижение значения  $CWI$  на 45-52 % в зависимости от класса крупности при выходе на плато насыщения эффекта.

### 3.2 Исследование влияния СВЧ обработки на значение параметра высокоэнергетического (ударного) разрушения

Для оценки влияния СВЧ обработки на изменение крепости руды по параметру  $A \cdot b$  проведены два теста падающего груза на углеродистой благороднометаллической руде до и после воздействия. Обработка проводилась при обоснованных ранее режимных параметрах: мощности 400 Вт и времени 2 минуты. На основе полученных данных построены графические зависимости изменения устойчивости к высокоэнергетическому (ударному) разрушению с изменением крупности исследуемой руды до и после СВЧ обработки, представленные на рисунке 3.4. Точки на данных зависимостей представляют собой значения  $t_{10}$  для пяти классов крупности исследуемой руды до и после воздействия, полученные при близких величинах удельной энергии уменьшения крупности (0,25 кВт·ч/т, 1,0 кВт·ч/т и 2,50 кВт·ч/т).

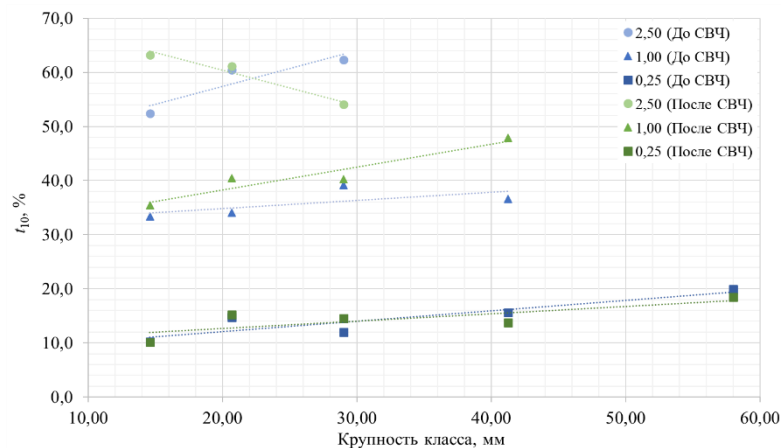


Рисунок 3.4 – Изменение устойчивости к ударному разрушению исследуемой руды до и после СВЧ обработки при различных энергиях разрушения (составлено автором)

Анализ данных, представленных на рисунке 3.4, позволяет сделать вывод о том, что СВЧ обработка оказывает большее влияние на изменение параметров  $t_{10}$  для величин удельной энергии уменьшения крупности равной 2,50 и 1,0 кВт·ч/т. Значение параметров  $t_{10}$  для величины удельной энергии уменьшения крупности 0,25 кВт·ч/т изменяются в незначительной степени.

По формуле (2.7) рассчитаны уравнения, описывающие полученные зависимости  $t_{10}$  от  $E_{cs}$  для образцов углеродистой благороднометаллической руды до и после СВЧ обработки. Результаты представлены на рисунке 3.5.

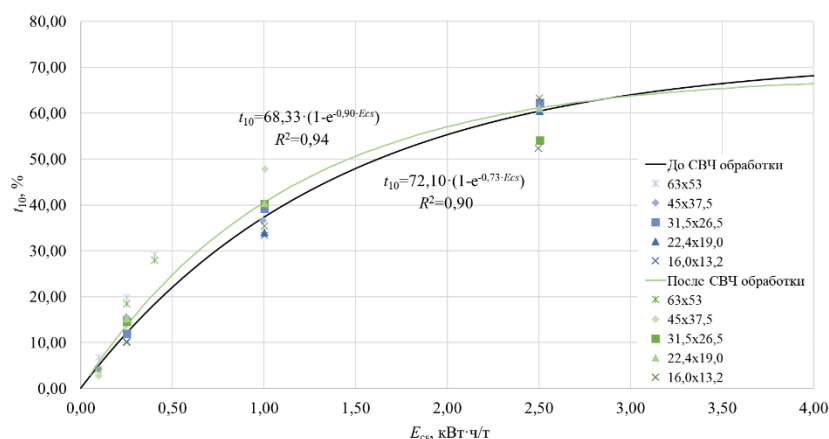


Рисунок 3.5 – Графическая зависимость параметров  $t_{10}$  от  $E_{cs}$  для углеродистой благороднометаллической руды до и после СВЧ обработки (составлено автором)

Анализ полученных результатов, представленных на рисунке 3.5, позволяет подтвердить возможность применения СВЧ воздействия для изменения значения прочностного параметра  $A \cdot b$  исследуемой руды. Установлено, что за счет обработки достигается изменение значений эмпирических параметров  $A$  на 3,77 ед. и  $b$  на 0,17 ед.

Для материала, обработанного при мощности 400 Вт в течение 2 минут с общей массой пробы равной 17,34 кг для достижения снижения крепости исследуемой руды удельный расход электроэнергии ( $E$ ), затрачиваемый на СВЧ обработку, составил:

$$E = 0,4 \cdot 0,033 / 0,0173 = 0,77 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т}.$$

В таблице 3.3 представлена сводная таблица с результатами проведения двух серий опытов DWT на образцах до и после СВЧ обработки.

Таблица 3.3 – Сводная таблица с результатами проведения DWT (по данным автора)

Параметр	Значение	
	До обработки	После обработки
Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	2,73	
$A$	72,10	68,33
$b$	0,73	0,90
$A \cdot b$	52,63	61,50
Крепость руды по параметру $A \cdot b$	Умеренно мягкая	Мягкая
Удельный расход электроэнергии ( $E$ ), затрачиваемой на СВЧ обработку, кВт·ч/т	–	0,77
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемый мельницей полусамоизмельчения ( $SCSE$ ), кВт·ч/т	6,08	5,37
Суммарный расход электроэнергии, кВт·ч/т	6,08	6,14

На основе анализа полученных экспериментальных данных, приведенных в таблице 3.3, установлено, что в результате обработки углеродистой благороднометаллической руды достигнуто изменение значения параметра  $A \cdot b$  на 8,9 ед. При этом по классификации, представленной в таблице 2.5, наблюдается переход руды из категории умеренно мягкой по крепости в категорию мягкой. Выявлено, что за счет изменения значения параметра  $A \cdot b$  достигается снижение энергии, затрачиваемой мельницей полусамоизмельчения на 11,7 %. Изменение прочностных характеристик может быть обусловлено тем, что в процессе СВЧ обработки сырья за счет

селективного нагрева активных по отношению к микроволнам минералов и возникающего дифференциального теплового расширения между рудными и породообразующими минералами происходит образование микротрещин, что доказано в исследованиях [111,140] при изучении материала после воздействия с применением сканирующей электронной микроскопии.

Исследования влияния энергетического воздействия на изменение прочностных параметров также были проведены на золотосодержащей руде осадочного происхождения (ЗРОП), результаты которых представлены в работах [3,5,8]. В них также подтверждается возможность применения энергетического воздействия для изменения значения параметра  $A \cdot b$  ЗРОП на 5,7 ед. при переходе из категории умеренно твердых руд по крепости в среднюю при мощности 600 Вт и времени воздействия равному 2 минутам и уменьшении энергии, затрачиваемой мельницей полусамоизмельчения, на 1,22 кВт·ч/т. Удельный расход электроэнергии затрачиваемой на СВЧ обработку исследуемой руды при обоснованных режимных параметрах составил 1,10 кВт·ч/т.

### 3.3 Исследование влияния СВЧ обработки на значение параметра низкоэнергетического (абразивного) разрушения и распределение основных элементов по классам крупности

Для установления влияния СВЧ обработки на значение параметра  $t_a$  углеродистой благороднометаллической руды, характеризующего низкоэнергетическое (абразивное) разрушение, была проведена серия опытов до и после воздействия с последующим определением гранулометрического состава проб, а также распределения органической углеродистой составляющей и основных элементов по классам крупности. В качестве основных элементов приняты Fe, As, S, Si и Ca. СВЧ обработка проводилась при ранее обоснованных режимных параметрах, а именно мощности 400 Вт и времени равному 2 минутам.

В таблице 3.4 представлены сводные результаты гранулометрического состава проб после измельчения в специальной мельнице для определения значения низкоэнергетического (абразивного) параметра до и после СВЧ обработки.

Таблица 3.4 – Сводные результаты, полученные после измельчения в специальной мельнице для определения значения параметра  $t_a$  для материала до и после СВЧ обработки (по данным автора)

Класс крупности, мм	До СВЧ обработки		После СВЧ обработки		Абсолютный прирост за счет СВЧ, %	Относительный прирост за счет СВЧ, %
	Частный $\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ по «минусу», %	Частный $\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ по «минусу», %		
+53,00	0,00	100,00	0,00	100,00	–	–
-53,00+37,50	74,63	25,37	64,20	35,80	10,44	41,15
-37,50+26,50	10,08	15,29	20,07	15,73	0,44	2,88
-26,50+19,00	4,70	10,59	4,03	11,70	1,11	10,45
-19,00+13,20	2,73	7,86	1,53	10,17	2,31	29,41

## Продолжение таблицы 3.4

Класс крупности, мм	До СВЧ обработки		После СВЧ обработки		Абсолютный прирост за счет СВЧ, %	Относительный прирост за счет СВЧ, %
	Частный $\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ по «минусу», %	Частный $\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ по «минусу», %		
-13,20+9,50	0,75	7,11	0,72	9,45	2,34	32,84
-9,50+6,70	0,48	6,63	0,41	9,04	2,41	36,29
-6,70+4,75	0,44	6,19	0,32	8,72	2,53	40,82
-4,75+3,35	0,41	5,78	0,28	8,44	2,66	45,96
-3,35+2,36	0,34	5,45	0,27	8,17	2,73	50,04
-2,36+1,70	0,32	5,12	0,30	7,88	2,75	53,73
-1,70+1,18	0,30	4,82	0,31	7,57	2,75	57,07
-1,18+0,85	0,29	4,53	0,53	7,04	2,51	55,48
-0,85+0,60	0,38	4,15	0,62	6,42	2,27	54,67
-0,60+0,43	0,64	3,51	0,79	5,63	2,12	60,27
-0,43+0,15	1,37	2,14	2,18	3,44	1,30	61,00
-0,15+0,00	2,14	0,00	3,44	0,00	–	–
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>		<b>100,00</b>			

На основе анализа данных, представленных в таблице 3.4, установлено, что за счет воздействия достигается перераспределение частиц по классам крупности в сравнении с пробой без обработки. Это может быть связано с образованием микротрещин в процессе обработки образцов благороднометаллической руды за счет разницы в нагреве рудных и породообразующих минералов, и как следствие приводит к снижению сопротивляемости руды к абразивному разрушению.

С целью оценки влияния СВЧ обработки на изменение значения параметра  $t_a$  по полученным результатам, представленным в таблице 3.4, произведены расчеты и определена крепость материала до и после воздействия по данному параметру, показанные в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Результаты определения параметра  $t_a$  для исследуемой руды до и после СВЧ обработки (по данным автора)

Обработка	$t_a$	Ячейка $t_{10}=4,5$ мм	Крепость руды по параметру $t_a$
		$\Sigma\gamma$ , %	
До СВЧ	0,61	6,13	<b>Умеренно мягкая</b>
После СВЧ	0,87	8,67	<b>Мягкая</b>

Анализ результатов, представленных в таблице 3.5, позволяет установить, что за счет применения обработки при мощности 400 Вт и времени равному 2 минутам удалось достичь перехода исследуемой руды из категории умеренно мягкой по крепости в мягкую и изменить значение параметра  $t_a$  на 0,26 ед.

Полученные классы крупности после абразивного разрушения исследуемой руды до и после СВЧ обработки подвергались истиранию и дальнейшему анализу с применением РФА для установления влияния воздействия на распределение основных элементов. На основе полученных результатов построены графические зависимости распределения  $C_{орг}$  и Si по классам крупности представленные на рисунке 3.6.

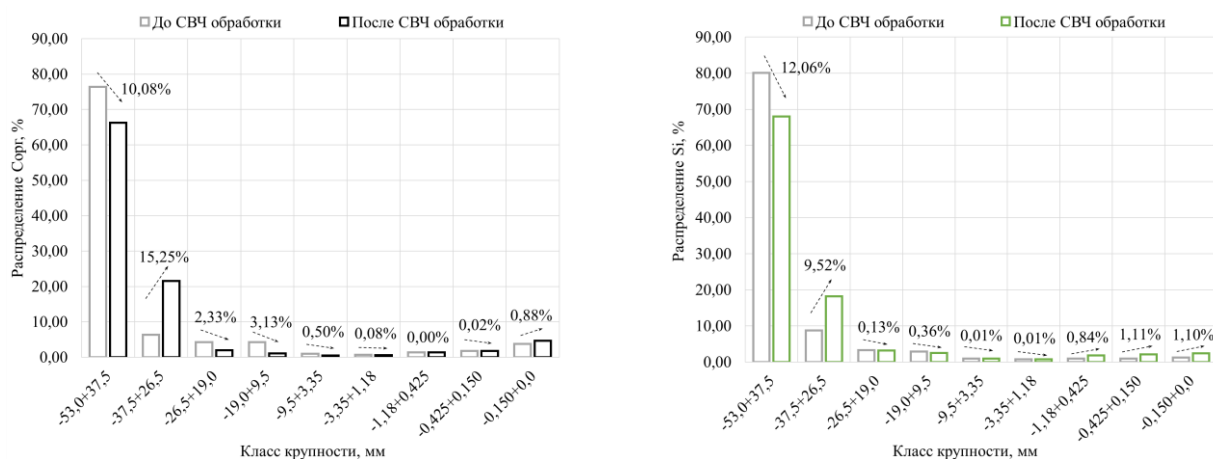


Рисунок 3.6 – Графические зависимости распределения C<sub>орг</sub> (слева) и Si (справа) по классам крупности в процессе абразивного разрушения до и после воздействия (составлено автором)

Анализ результатов, представленных на рисунке 3.6, позволяет сделать вывод о том, что за счет СВЧ воздействия на углеродистую благороднометалльную руду происходит снижение распределения C<sub>орг</sub> и Si в крупном классе -53,0+37,5 мм в сравнении с пробой до обработки и перераспределение данных элементов в более мелкие классы крупности. Установлено, что в мелком классе -0,15+0,00 мм в материале после обработки распределения C<sub>орг</sub> и Si повысились на 0,88 и 1,10 % соответственно.

Для Ca и Fe аналогичным образом построены графические зависимости распределения по классам крупности до и после обработки, которые представлены на рисунке 3.7.

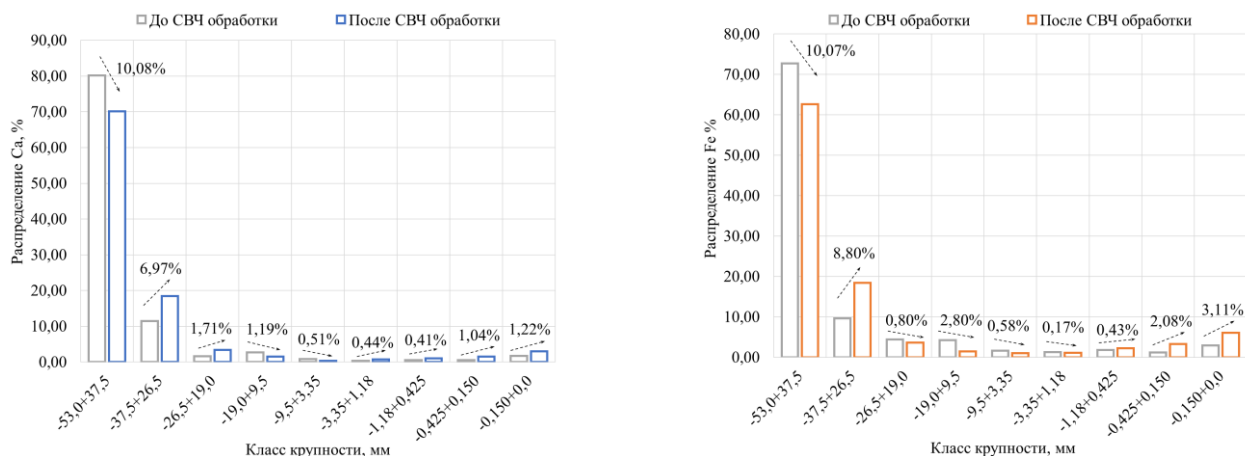


Рисунок 3.7 – Графические зависимости распределения Ca (слева) и Fe (справа) по классам крупности в процессе абразивного разрушения до и после воздействия (составлено автором)

На основе анализа полученных результатов, представленных на рисунке 3.7, выявлено, что после СВЧ обработки аналогично предыдущим результатам происходит перераспределение Ca и Fe в более мелкие классы крупности, при этом распределение в классе -0,15+0,00 мм повысилось на 1,22 % и 3,11 % соответственно.

Графические зависимости распределения As и S по классам крупности до и после СВЧ обработки, образующимся при определении значения параметра низкоэнергетического (абразивного) разрушения, представлены на рисунке 3.8.

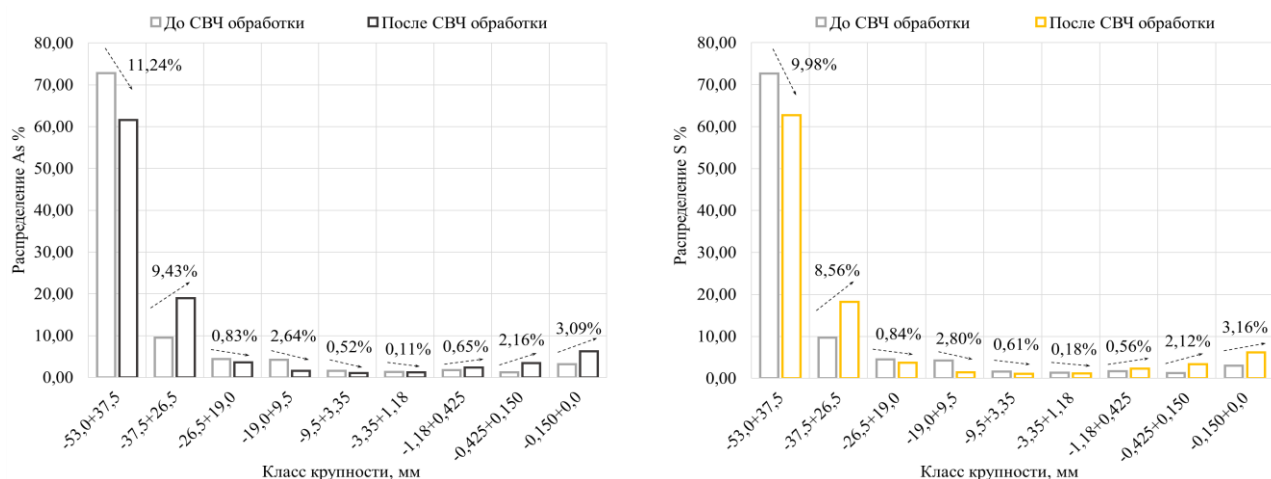


Рисунок 3.8 – Графические зависимости распределения As (слева) и S (справа) по классам крупности в процессе абразивного разрушения до и после воздействия (составлено автором)

Анализ данных, представленных на рисунке 3.8, позволяет сделать вывод о том, что снижение распределения As и S за счет СВЧ обработки в классе крупности  $-53,0+37,5$  мм достигло 11,24 % и 9,98 % соответственно в сравнении с материалом до воздействия. Установлено, что за счет обработки повышение распределения данных элементов в мелком классе крупности составило 3,09 % и 3,16 % соответственно.

### 3.4 Исследование влияния СВЧ обработки на измельчаемость углеродистой благороднометалльной руды

Для исследования влияния СВЧ обработки на последующее шаровое измельчение проведены серии опытов по изучению кинетики измельчения на материале после проведения теста падающего груза. Материал до и после обработки подготавливался согласно приведенной ранее методике. Полученные результаты представлены в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Результаты ситового анализа для продуктов измельчения до и после СВЧ обработки (по данным автора)

Время измельчения, минут	До СВЧ обработки		После СВЧ обработки		Абсолютный прирост $\gamma^{-71}$ мкм за счет СВЧ, %	Относительный прирост $\gamma^{-71}$ мкм за счет СВЧ, %
	$\gamma^{+71}$ мкм, %	$\gamma^{-71}$ мкм, %	$\gamma^{+71}$ мкм, %	$\gamma^{-71}$ мкм, %		
0	93,60	6,40	93,20	6,80	0,40	6,25
3	79,04	20,96	76,05	23,95	2,98	14,23
6	66,00	34,00	61,69	38,31	4,31	12,66
9	58,31	41,69	53,11	46,89	5,20	12,47
12	51,82	48,18	45,92	54,08	5,89	12,23
15	46,00	54,00	40,38	59,62	5,62	10,41
18	40,58	59,42	34,88	65,12	5,70	9,59
21	35,46	64,54	29,49	70,51	5,97	9,25
24	30,40	69,60	24,20	75,80	6,20	8,91
27	25,68	74,32	19,26	80,74	6,42	8,64
30	21,18	78,82	14,80	85,20	6,38	8,09

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 3.6, установлен прирост выхода готового класса крупности после СВЧ обработки при обоснованных режимных

параметрах на всех временных промежутках. Отмечается тенденция снижения относительного прироста класса -71 мкм с увеличением времени измельчения, что указывает на наибольший эффект СВЧ обработки на ранних стадиях. Наибольший относительный прирост за счет обработки (максимум 14,23 % при 3 минутах) характерен для временного периода 3-9 минут, среднее значение которого составляет порядка 13,12 %.

Для получения уравнения, описывающего зависимость прироста выхода готового класса -71 мкм при измельчении исследуемой руды до и после СВЧ обработки от времени измельчения, была построена графическая зависимость  $\ln(\gamma_0/\gamma_i)$  от  $\ln t$ , представленная на рисунке 3.9, а также график зависимости выхода требуемого класса от времени измельчения с полученными уравнениями.

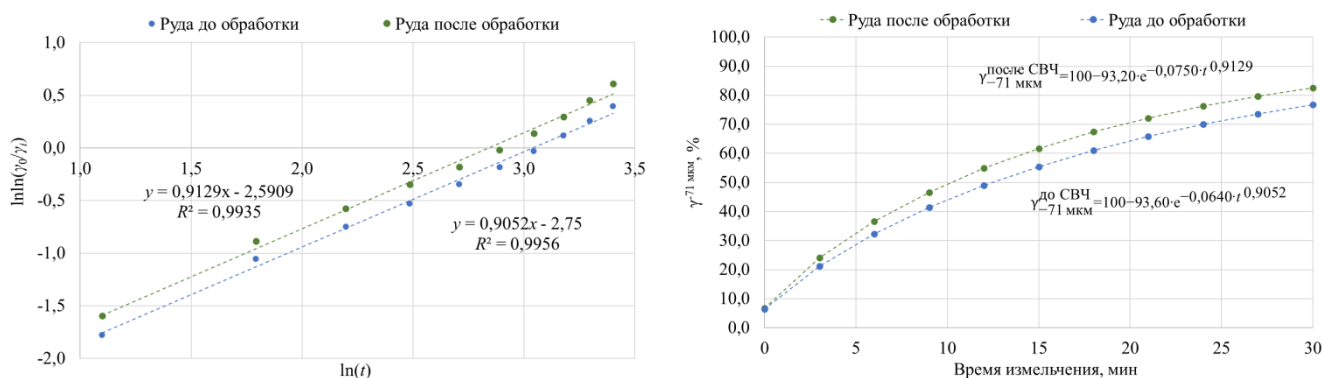


Рисунок 3.9 – Графические зависимости  $\ln(\gamma_0/\gamma_i)$  от  $\ln t$  (слева) и выхода готового класса от времени (справа) (составлено автором)

Анализ полученных результатов, представленных на рисунке 3.9, позволил установить, что относительная скорость измельчения за счет СВЧ обработки исследуемой руды повышается с 0,0640 до 0,0750 на 17,30 %. Линейные зависимости  $\ln(\gamma_0/\gamma_i)$  от  $\ln t$  хорошо описывают кинетику измельчения для двух серий экспериментов с высокими коэффициентами детерминации, что подтверждает адекватность применения уравнения Товарова. В таблице 3.7 приведены результаты сравнения экспериментальных данных с расчетными значениями, полученными по уравнениям, показанным на рисунке 3.9.

Таблица 3.7 – Результаты сопоставления расчетных и экспериментальных данных (по данным автора)

До СВЧ обработки		Абсолютное отклонение $\Delta$	Погрешность, %	После СВЧ обработки		Абсолютное отклонение $\Delta$	Погрешность, %
Эксперимент	Расчет			Эксперимент	Расчет		
21,27	20,96	0,30	1,45	24,05	23,95	0,10	0,42
32,30	34,00	1,70	5,00	36,60	38,31	1,71	4,46
41,36	41,69	0,33	0,79	46,65	46,89	0,24	0,51
48,97	48,18	0,79	1,64	54,88	54,08	0,80	1,48
55,45	54,00	1,45	2,69	61,70	59,62	2,08	3,48
61,01	59,42	1,59	2,67	67,39	65,12	2,27	3,49

Продолжение таблицы 3.7

До СВЧ обработки		Абсолютное отклонение $\Delta$	Погрешность, %	После СВЧ обработки		Абсолютное отклонение $\Delta$	Погрешность, %
Эксперимент	Расчет			Эксперимент	Расчет		
65,80	64,54	1,26	1,95	72,18	70,51	1,67	2,37
69,95	69,60	0,35	0,50	76,21	75,80	0,41	0,55
73,55	74,32	0,77	1,03	79,63	80,74	1,11	1,38
76,70	78,82	2,12	2,69	82,53	85,20	2,67	3,14

На основе анализа данных, представленных в таблице 3.7, можно сделать вывод о том, что полученные уравнения, показанные на рисунке 3.9, адекватно описывают экспериментальные результаты. Погрешность между экспериментальными и расчетными данными составляет <5 %, что позволяет использовать полученные уравнения для прогнозирования прироста выхода готового класса -71 мкм при оптимизации технологических режимов.

Для оценки относительного снижения времени измельчения за счет СВЧ обработки определено  $t_{\text{до СВЧ}}$  и  $t_{\text{после СВЧ}}$  для достижения выходов 30, 40, 50, 60, 70 и 80 % класса -71 мкм по формуле (2.4). Результаты проведенных расчетов представлены в таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Результаты расчетов (по данным автора)

Параметр	Значения					
	30	40	50	60	70	80
$\gamma^{-71 \text{ мкм}}, \%$	30	40	50	60	70	80
$t_{\text{до СВЧ}}, \text{МИН}$	5,32	8,51	12,45	17,42	24,04	33,66
$t_{\text{после СВЧ}}, \text{МИН}$	4,33	6,95	10,15	14,20	19,57	27,36
$\Delta t, \%$	<b>18,55</b>	<b>18,41</b>	<b>18,42</b>	<b>18,49</b>	<b>18,59</b>	<b>18,74</b>

Анализ данных, представленных в таблице 3.8, позволяет подтвердить, что за счет СВЧ обработки углеродистой благороднометалльной руды достигается относительное снижение времени измельчения на 18-19 %, затрачиваемого на достижение выходов 30, 40, 50, 60, 70 и 80 % класса -71 мкм соответственно.

### 3.5 Исследование влияния СВЧ обработки на флотационное обогащение углеродистой благороднометалльной руды

Флотационное обогащение выбрано как один из вариантов верификации рудоподготовки. Для установления влияния СВЧ обработки на углеродистую и сульфидную флотации исследуемой руды проведены серии опытов на измельченном до крупности 40-46 % класса - 71 мкм материале до и после воздействия. Углеродистая флотация для всех опытов проводилась с добавлением вспенивателя, сульфидная флотация проводилась согласно методике, описанной в п. 2.2.10, при двух расходах декстрина 150 и 200 г/т соответственно. В таблице 3.9 представлены сводные результаты флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды до и после СВЧ обработки с технологическими показателями по основным элементам.

Таблица 3.9 – Сводная таблица с результатами флотационного обогащения исследуемой руды до и после СВЧ обработки (по данным автора)

Продукт	$\gamma$ , %	$\beta$ , %						$\epsilon$ , %					
		$C_{\text{орг}}$	Fe	As	S	Si	Ca	$C_{\text{орг}}$	Fe	As	S	Si	Ca
<i>Опыт 1 (руда до СВЧ обработки расход депрессора 150 г/т)</i>													
УК	2,55	20,97	1,06	0,34	0,96	19,29	1,25	33,03	0,94	1,59	1,46	1,74	2,13
СК	10,42	1,28	11,72	3,34	10,93	17,77	0,77	8,25	42,41	64,55	67,80	6,55	5,38
Хвосты	87,03	1,09	1,87	0,21	0,59	29,80	1,59	58,72	56,65	33,86	30,74	91,71	92,50
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>1,62</b>	<b>2,88</b>	<b>0,54</b>	<b>1,68</b>	<b>28,28</b>	<b>1,50</b>	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<i>Опыт 2 (руда после СВЧ обработки расход депрессора 150 г/т)</i>													
УК	2,36	24,21	1,05	0,31	0,98	19,05	1,00	34,38	0,85	1,29	1,34	1,59	1,50
СК	9,90	1,19	13,14	3,83	12,25	19,68	0,64	7,10	44,57	67,78	70,54	6,89	4,06
Хвосты	87,74	1,11	1,82	0,20	0,55	29,52	1,68	58,53	54,59	30,93	28,12	91,53	94,44
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>1,66</b>	<b>2,92</b>	<b>0,56</b>	<b>1,72</b>	<b>28,30</b>	<b>1,56</b>	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<i>Опыт 3 (руда до СВЧ обработки расход депрессора 200 г/т)</i>													
УК	2,50	21,16	1,10	0,35	1,00	19,38	1,29	32,66	0,96	1,62	1,49	1,71	2,15
СК	10,17	1,14	12,33	3,59	11,53	17,53	0,69	7,13	43,54	67,55	69,78	6,30	4,66
Хвосты	87,33	1,12	1,83	0,19	0,55	29,79	1,60	60,21	55,50	30,83	28,73	91,98	93,19
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>1,62</b>	<b>2,88</b>	<b>0,54</b>	<b>1,68</b>	<b>28,28</b>	<b>1,50</b>	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<i>Опыт 4 (руда после СВЧ обработки расход депрессора 200 г/т)</i>													
УК	2,30	24,73	1,04	0,33	0,95	18,91	0,98	34,30	0,82	1,35	1,27	1,54	1,45
СК	9,93	1,03	13,55	3,93	12,64	16,20	0,61	6,19	46,09	69,68	72,96	5,68	3,86
Хвосты	87,77	1,13	1,77	0,18	0,50	29,92	1,68	59,51	53,09	28,97	25,76	92,78	94,69
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>1,66</b>	<b>2,92</b>	<b>0,56</b>	<b>1,72</b>	<b>28,30</b>	<b>1,56</b>	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

УК – углеродистый концентрат, СК – сульфидный концентрат

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 3.9, можно сделать вывод о том, что СВЧ обработка оказывает положительный эффект на углеродистую флотацию, что подтверждается незначительным снижением выхода УК на 0,20 % при повышении содержания и извлечения  $C_{орг}$  в УК на 3,24-3,57 и 1,35-1,64 % соответственно в сравнении с опытами на материале до обработки. Установлено, что при расходе декстрина 150 г/т для пробы после обработки наблюдается снижение извлечения  $C_{орг}$  в СК на 1,15 % при повышении извлечения Fe, As и S на 2,16 %, 3,23 % и 2,74 % соответственно в сравнении с флотационным обогащением материала до обработки. При расходе декстрина 200 г/т наблюдается аналогичная тенденция, а именно минимизация извлечения  $C_{орг}$  в СК на 0,94 % при повышении извлечения Fe, As и S на 2,55 %, 2,13 % и 3,18 % соответственно в сравнении с опытом на материале до СВЧ обработки.

### 3.6 Оценка влияния применения СВЧ обработки на стадии рудоподготовки

Для обоснования применения энергетического воздействия на стадии между крупным дроблением и МПСИ и оценки изменения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемого на рудоподготовительный передел, в программном пакете JKSImMet смоделированы технологические схемы рудоподготовки углеродистой благороднометалльной руды до и после энергетического воздействия. На рисунке 3.10 представлена схема рудоподготовки исследуемой руды (Объект 1) без СВЧ обработки. Готовый продукт после МПСИ и грохочения отправляется на углеродистую флотацию (УФ).

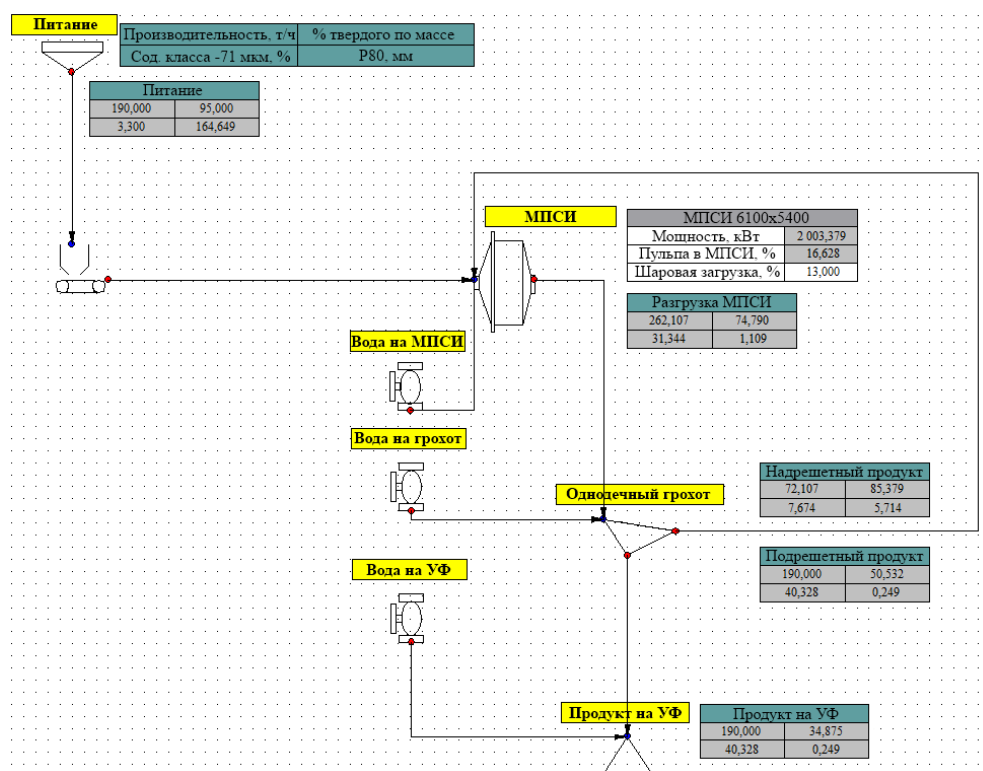


Рисунок 3.10 – Схема рудоподготовки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) без предварительной СВЧ обработки (составлено автором)

Существуют СВЧ системы с непрерывным потоком, оснащенные конвейерной лентой [103]. Для осуществления правильной работы СВЧ печи, материал конвейера должен быть выполнен из диэлектрического материала. При условии, что длина конвейера равна 4 м и ширина 3 м, площадь поверхности равна  $12 \text{ м}^2$ . Поскольку крупность исходного материала равна - 250+0 мм, толщина слоя, подвергающегося СВЧ обработке будет составлять порядка 0,25 м. Отсюда объем материала, загружаемого для обработки, составит  $12 \cdot 0,25 = 3,00 \text{ м}^3$ . С учетом плотности исследуемой руды равной  $2,73 \text{ т/м}^3$  – масса материала загрузки одного цикла равна  $3 \cdot 2,73 = 8,19 \text{ т}$ . Скорость конвейерной ленты с учетом экспериментально определенного времени обработки равного 2 минутам составит  $4/2 = 2 \text{ м/мин}$ . Если учесть, что материал подается не непрерывно, то время нахождения материала от загрузки (0,5 мин) до выгрузки (0,5 мин) составит порядка 3 минут для одного цикла. В таблице 3.10 представлены сводные результаты расчета параметров СВЧ установки.

Таблица 3.10 – Сводная таблица с результатами расчета параметров СВЧ установки для схемы 1 (по данным автора)

Параметры	СВЧ установки	
	При непрерывной подаче	При отсутствии непрерывной подачи
Масса материала одного цикла обработки, т	8,19	
Мощность, кВт	0,4	
Время нахождения материала в СВЧ установке, мин	2	3
Количество циклов в час, ед.	30	20
Производительность СВЧ установки, т/ч	245,7	163,8
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку, кВт·ч/т	0,0016	0,0024

Для обеспечения бесперебойного питания мельницы полусамозмельчения после СВЧ обработки предусмотрено наличие бункера с питателем с учетом возможности поломки микроволновой установки и времени простоя. На основе анализа результатов, представленных в таблице 3.10, установлено, что СВЧ установка с непрерывной подачей материала обеспечит заполнение бункера рудой и производительность МПСИ  $190,0 \text{ т/ч}$ . Перед СВЧ обработкой также предусмотрен бункер с питателем (руда после крупного дробления) с учетом необходимости циклической подачи материала на обработку. Схема рудоподготовки исследуемой руды (Объект 1) после предварительной СВЧ обработки с обоснованными ранее режимными параметрами представлена на рисунке 3.11.

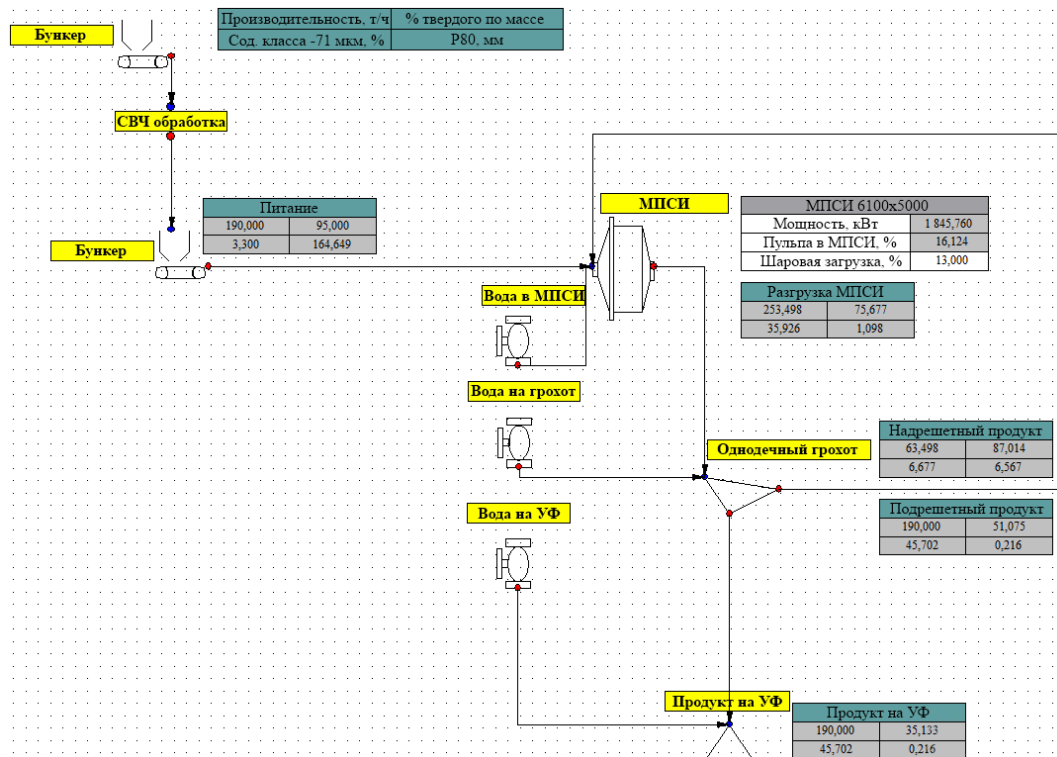


Рисунок 3.11 – Схема рудоподготовки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) после предварительной СВЧ обработки (составлено автором)

На основе анализа полученных схем, представленных на рисунках 3.10 и 3.11, установлено, что за счет СВЧ обработки исходной углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) достигается:

- снижение мощности мельницы полусамоизмелчения с 2003,379 до 1845,76 кВт, при уменьшении габаритов мельницы полусамоизмелчения с 6100x5400 до 6100x5000 (при незначительном изменении загрузки МПСИ пульпой и шарами порядка 0,504 %);
- повышение содержания готового класса, поступающего на последующую углеродистую флотацию, на 5,37 %.

В таблице 3.11 представлены сводные данные на основе полученных результатов моделирования рудоподготовки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1).

Таблица 3.11 – Сводная таблица с результатами моделирования схема 1 (по данным автора)

Параметры	Руда (Объект 1)		Примечание
	Без СВЧ обработки	После СВЧ обработки	
Производительность, т/ч	190,00		–
Мощность, затрачиваемая мельницей МПСИ, кВт	2003,379	1845,760	Снижение на 157,619 кВт
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МПСИ, кВт·ч/т	10,544	9,715	Снижение на 0,829 кВт·ч/т
Удельный расход электроэнергии на СВЧ, кВт·ч/т	–	0,0016	–
Суммарный расход электроэнергии, кВт·ч/т	10,544	9,716	Снижение на 0,828 кВт·ч/т

Анализ полученных результатов, представленных в таблице 3.11, позволяет подтвердить возможность применения СВЧ обработки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 1) для снижения удельного расхода электроэнергии на стадии рудоподготовки на 0,828 кВт·ч/т.

Как один из вариантов верификации полученных результатов для обоснования применения энергетического воздействия рассмотрен вариант моделирования технологических схем рудоподготовки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) до и после обработки при условии изменения производительности, крупности материала с крупного дробления и включения в схему шарового измельчения для оценки изменения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемого на рудоподготовительный передел. Схема рудоподготовки исследуемой руды (Объект 2) без предварительной СВЧ обработки представлена на рисунке 3.12. Готовый продукт после МПСИ и грохочения отправляется на сульфидную флотацию (СФ).

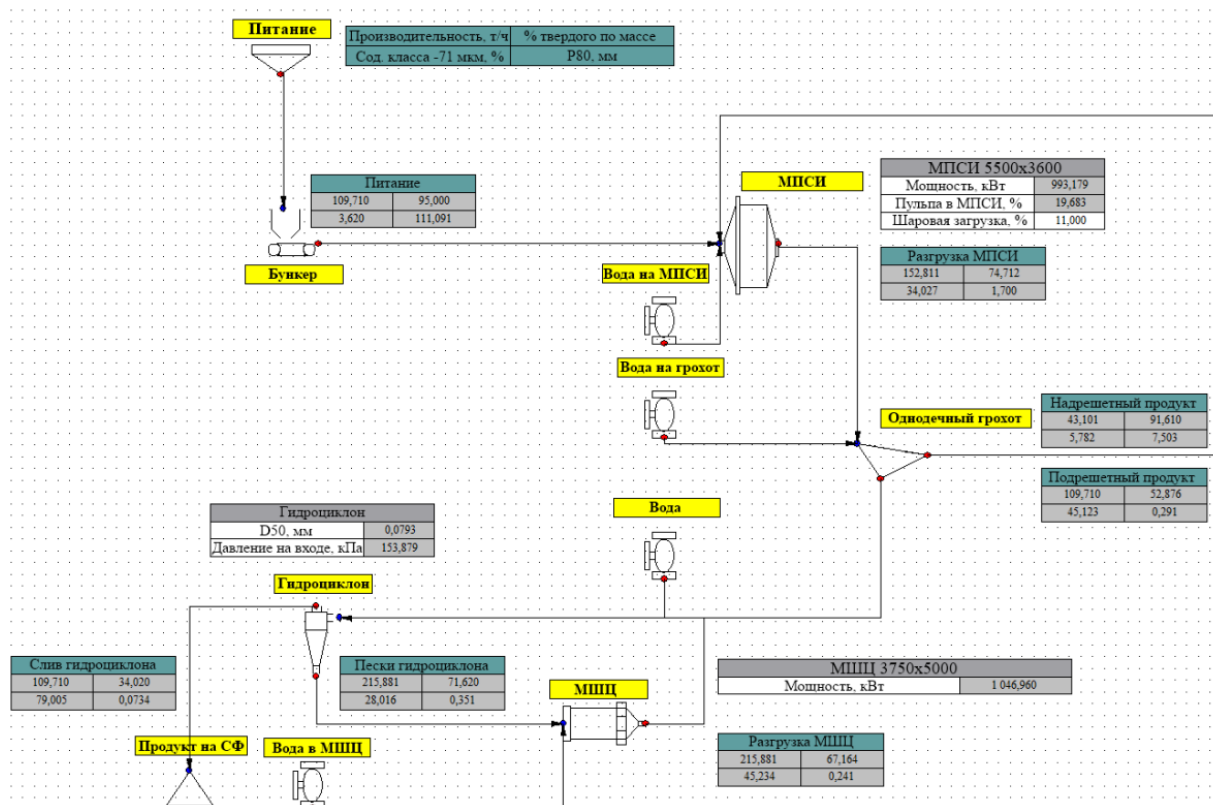


Рисунок 3.12 – Схема рудоподготовки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) без предварительной СВЧ обработки: СФ – сульфидная флотация (составлено автором)

СВЧ установка для второй части моделирования принята с аналогичными параметрами, а именно длина конвейера равна 4 м и ширина 3 м, площадь поверхности равна 12 м<sup>2</sup>. Поскольку крупность исходной руды (Объект 2) составляет -200+0 мм, то толщина слоя, подвергающегося СВЧ обработки будет составлять порядка 0,20 м. На основе этого объем материала для одного цикла будет составлять 12·0,20=2,40 м<sup>3</sup>. С учетом плотности исследуемой руды масса материала загрузки одного цикла равна 2,40·2,73=6,55 т. Скорость конвейерной

ленты аналогична предыдущим расчетам и равна 2 м/мин. В таблице 3.12 представлены сводные результаты расчета параметров СВЧ установки.

Таблица 3.12 – Сводная таблица с результатами расчета параметров СВЧ установки для схемы 2 (по данным автора)

Параметры	СВЧ установки	
	При непрерывной подаче	При отсутствии непрерывной подачи
Масса материала одного цикла обработки, т	6,55	
Мощность, кВт	0,4	
Время нахождения материала в СВЧ установке, мин	2	3
Количество циклов в час, ед.	30	20
Производительность СВЧ установки, т/ч	196,56	131,04
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку, кВт·ч/т	0,0020	0,0031

На основе анализа результатов, представленных в таблице 3.12, установлено, что СВЧ установка с непрерывной подачей материала обеспечит заполнение бункера рудой для обеспечения бесперебойного питания и производительность МПСИ 109,71 т/ч. Перед СВЧ обработкой также предусмотрен бункер с питателем (руда после крупного дробления) с учетом необходимости циклической подачи материала на обработку. Схема рудоподготовки исследуемой руды (Объект 2) после предварительной СВЧ обработки с обоснованными ранее режимными параметрами представлена на рисунке 3.13.

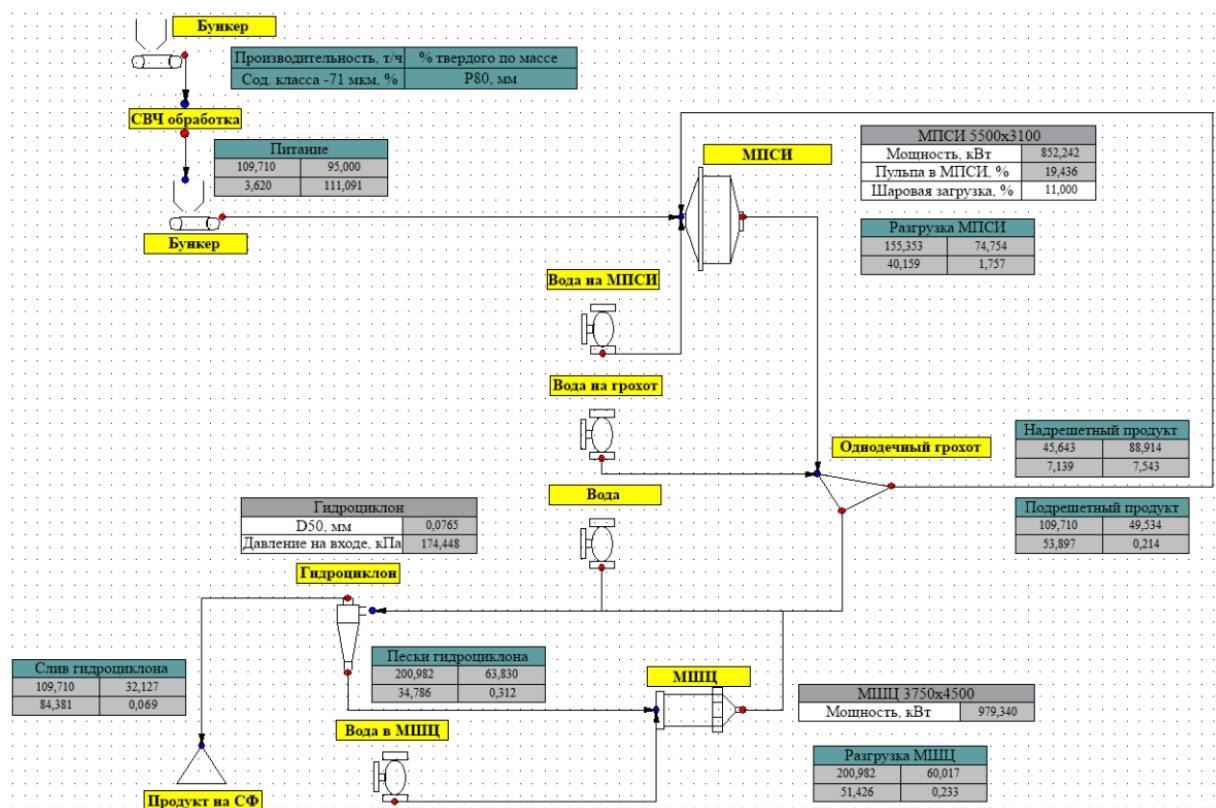


Рисунок 3.13 – Схема рудоподготовки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) после предварительной СВЧ обработки: СФ – сульфидная флотация (составлено автором)

На основе анализа полученных схем, представленных на рисунках 3.12 и 3.13, установлено, что за счет СВЧ обработки исходной углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) достигается:

- снижение мощности мельницы полусамозмельчения с 993,18 до 852,24 кВт, при уменьшении габаритов мельницы полусамозмельчения с 5500х3600 до 5500х3100 (при незначительном изменении загрузки МПСИ пульпой и шарами порядка 0,247 %);

- снижение мощности шаровой мельницы (МШЦ) с 1046,96 до 979,34 кВт, при уменьшении габаритов мельница с 3750х5000 до 3750х4500;

- повышение содержания готового класса, поступающего на последующую сульфидную флотацию, на 5,38 %.

В таблице 3.13 представлены сводные данные на основе полученных результатов моделирования рудоподготовки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2).

Таблица 3.13 – Сводная таблица с результатами моделирования схема 2 (по данным автора)

Параметры	Руда (Объект 2)		Примечание
	Без СВЧ обработки	После СВЧ обработки	
Производительность на МПСИ, т/ч	109,71		–
Мощность, затрачиваемая мельницей МПСИ, кВт	993,179	852,242	Снижение на 140,937 кВт
Мощность, затрачиваемая мельницей МШЦ, кВт	1046,960	979,340	Снижение на 67,620 кВт
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МПСИ, кВт·ч/т	9,053	7,768	Снижение на 1,285 кВт·ч/т
Производительность на МШЦ, т/ч	215,881	200,982	Изменение на 14,899 т
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МШЦ, кВт·ч/т	4,850	4,873	Изменение на 0,023 кВт·ч/т
Удельный расход электроэнергии на СВЧ, кВт·ч/т	–	0,0020	–
Суммарный расход электроэнергии, кВт·ч/т	13,902	12,643	Снижение на 1,260 кВт·ч/т

Анализ полученных результатов, представленных в таблице 3.13, позволяет подтвердить возможность применения СВЧ обработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) для снижения удельного расхода электроэнергии на стадии рудоподготовки с учетом МПСИ, МШЦ и СВЧ на 1,260 кВт·ч/т.

### 3.7 Выводы по главе 3

1. Подтверждена возможность применения СВЧ обработки для изменения прочностных параметров углеродистой благороднометалльной руды. Обоснован режим СВЧ обработки  $E=0,013$  кВт·ч ( $P=400$  Вт,  $t=2$  мин), при котором достигается снижение значения  $CWI$  на 45-52 % в зависимости от класса крупности при выходе на плато насыщения эффекта.

2. Выявлено, что за счет СВЧ обработки при обоснованных режимных параметрах за счет разницы диэлектрического нагрева сульфидных минералов и углеродистых включений происходит микрорастрескивание и разупрочнение рудной массы. Достигнуто изменение значений прочностных параметров  $A \cdot b$  и  $t_a$ , определяемых в ходе проведения теста падающего груза, за счет СВЧ обработки на 8,9 и 0,26 ед. соответственно при переходе руды из категории умеренно мягкой в мягкую.

3. На основе анализа результатов кинетики измельчения установлено, что за счет СВЧ обработки углеродистой благороднометалльной руды достигается рост выхода флотационного класса крупности -71 мкм на 5,4 %.

4. Натурными экспериментами верифицировано повышение извлечения ценного компонента во флотационный концентрат на 2,74-3,18 %.

5. Моделированием верифицировано снижение энергозатрат на измельчение на 7,9 % (с учетом затрат на СВЧ обработку).

## ГЛАВА 4 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УПОРНЫХ РУД И ПРОДУКТОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

При переработке углеродистых благороднометаллических руд, относящихся к категории двойной упорности, важным является снижение содержания углеродистого органического вещества, поскольку при дальнейшей металлургической переработке в значительной степени меняется извлечение благородных металлов за счет его высокой сорбционной активности по отношению к растворенному золоту и серебру. Для этого при обогащении данного типа сырья возможно проведение углеродистой флотации с целью выделения углеродистого концентрата, однако, при повышенном извлечении благородных металлов в УК целесообразнее применять органические депрессоры в процессе сульфидной флотации [45,48].

Систематизированы данные по существующим способам извлечения благородных металлов из упорных, бедных, техногенных и забалансовых руд на основе проведенного патентного поиска, представленные в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Сводные данные по результатам патентного поиска (составлено автором)

Тип	Результаты	Недостатки	Ссылка
Патент на изобретение	Разработан способ извлечения благородных металлов (Au, Pt, Pd) из упорных и бедных руд. Исходный материал фракционируется в восходящем потоке с переменным гидродинамическим режимом (скорость 10-50 м/ч) с целью получения обогащенной фракции. Обогащенный материал подвергается СВЧ обработке с нагревом до 180-280 °С, после чего проводится выщелачивание благородных металлов в раствор. Предлагаемый способ обеспечивает сокращение массы перерабатываемого материала и повышение извлечения благородных металлов.	Неполное извлечение благородных металлов, в том числе ассоциированных с минералами и углеродистым веществом, что приводит к потерям ценных компонентов с хвостами фракционирования	[34]
Патент на изобретение	Разработан способ переработки упорных углистых руд, содержащих золото и серебро. Измельченная руда подвергается флотационному обогащению с использованием композиционного депрессора углерода (24-34 % амилозы, 62-72 % амилопектина, 4-6 % лигнина), который подается совместно с флотационными реагентами. Далее полученный концентрат обрабатывается смесью керосина с нигрозином и направляется на сорбционное цианирование. Предлагаемый способ повышает извлечение золота из углистых руд с различной сорбционной активностью УВ.	Потери золота с хвостами обогащения могут достигать до 37 % по причине недостаточной селективности предлагаемого композиционного депрессора, при добавлении которого депрессируется не только УВ, но и золотосодержащие сульфидные минералы	[35]

Продолжение таблицы 4.1

Тип	Результаты	Недостатки	Ссылка
Патент на изобретение	Для обогащения техногенных и забалансовых руд предложен комбинированный способ, включающий: предварительную механоактивацию материала с ПАВ, магнитную сепарацию, получение продукта до 50-500 мкм и последующую СВЧ интенсификацию кислотно-окислительного выщелачивания, что позволяет существенно повысить извлечение благородных металлов при одновременном снижении объема перерабатываемого материала.	Экологическая нагрузка за счет применения кислотной обработки, недостаточная эффективность магнитного разделения (выход целевых фракций порядка 68,16 %), обусловленная неполной трансформацией слабомагнитных минеральных фаз	[36]
Патент на изобретение	Для упорного золотосодержащего сырья предложен способ переработки, основанный на электромагнитной импульсной обработке материала (при добавлении воды до заполнения пор за счет импульсов), и последующим проведением выщелачивания. Обработка материала проводилась с целью максимального раскрытия минеральных сростков и образования каналов для проникновения выщелачивающего раствора.	Потери благородных металлов с хвостами после выщелачивания до 27,5 % по причине недостаточного раскрытия минеральных сростков за счет электроимпульсной обработки	[37]
Патент на изобретение	Предложен способ флотационного обогащения сульфидных золотосодержащих руд, включающий кондиционирование измельченного материала с сульфгидрильным собирателем и комплексообразующим реагентом пергидро-1,3,5-диазин-5-ил-метаном (селективным по отношению к благородным металлам, образующим с ними прочное соединение), подачей вспенивателя и извлечением благородных металлов в пенный продукт.	Высокие потери сульфидных минералов с хвостами обогащения	[38]
Патент на изобретение	Разработан способ обогащения углеродистых благороднометалльных руд, который предусматривает двухэтапную переработку хвостов сульфидной флотации: селективная флотация (керосин/жидкое стекло/МИБК в течение 5-7 минут) с последующей СВЧ обработкой высушенных углеродистых продуктов (мощность: 1,0-1,5 кВт, время обработки 15-25 минут) с получением концентрата, содержащего укрупненные ультрадисперсные частицы золота.	Высокая сорбционная активность УВ, извлекаемого в сульфидный концентрат, которое снижает извлечение золота в процессе выщелачивания за счет его адсорбции на углеродистой матрице	[39]

Анализ данных, представленных в таблице 4.1, позволяет сделать вывод о необходимости разработки технологической схемы переработки углеродистых

благороднометалльных руд с учетом высокой сорбционной активности углеродистого вещества с целью снижения потерь благородных металлов с хвостами обогащения, а также возможность применения энергетического воздействия для достижения поставленной цели.

#### 4.1 Исследование влияния энергетического воздействия на укрупнение низкоразмерных благородных металлов и возможность их извлечения из углеродистых продуктов обогащения

##### 4.1.1 Исследование влияния СВЧ обработки на золотосодержащие модельные навески

Первая часть исследования направлена на подтверждение возможности укрупнения низкоразмерных благородных металлов за счет энергетического воздействия при добавлении различного содержания магнетита в модельные навески с адсорбированным золотом. В процессе СВЧ обработки исследуемых проб в местах добавления магнетита обнаружены активные центры локального нагрева, представленные на рисунке 4.1.

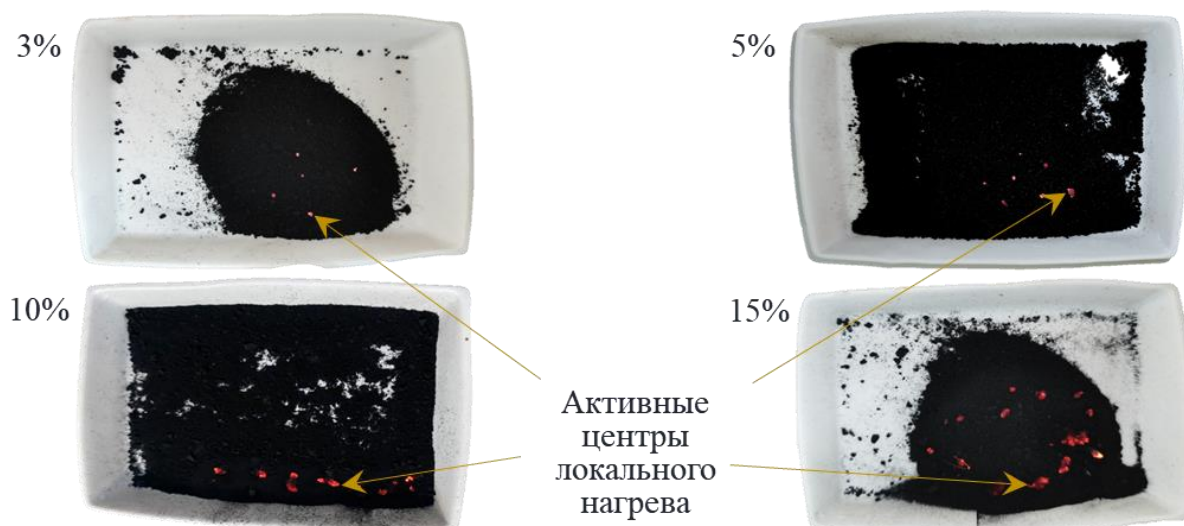


Рисунок 4.1 – Исследуемый материал с различным содержанием магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Установлено, что в процессе СВЧ обработки количество образующихся активных центров локального нагрева и их интенсивность изменяется в зависимости от процентного содержания магнетита, что подтверждается результатами, показанными на рисунке 4.1. Результаты исследования модельных навесок с добавлением содержания магнетита равного 3 % после СВЧ воздействия, полученные при помощи сканирующей электронной микроскопии, представлены на рисунке 4.2.

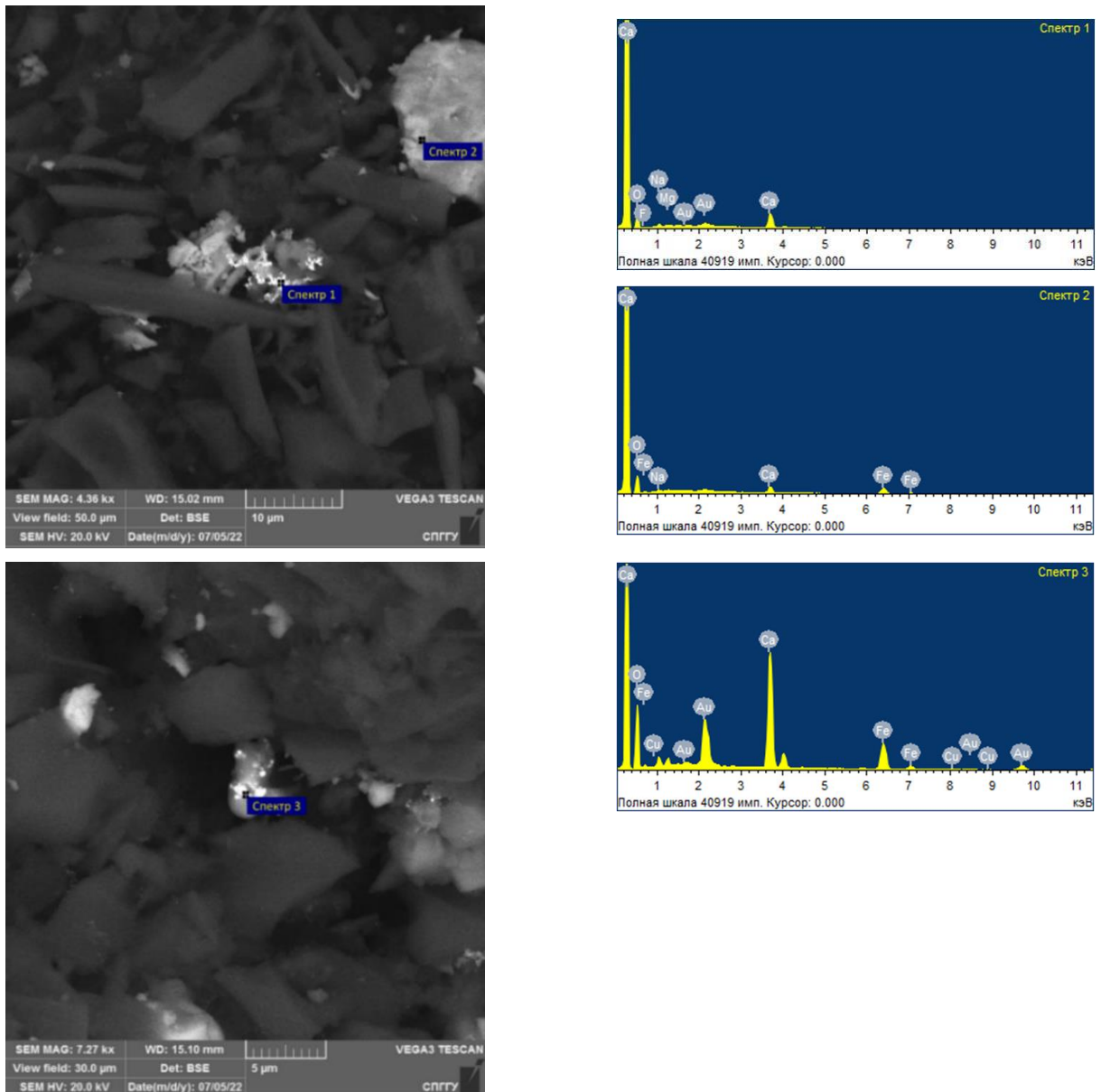


Рисунок 4.2 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 3 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

На основе анализа данных, представленных на рисунке 4.2, можно сделать вывод о том, что за счет добавления магнетита для создания активных центров локального нагрева в процессе СВЧ обработки достигнуто укрупнение низкоразмерного золота. Размер укрупненных частиц при добавлении 3 % магнетита достигает преимущественно 5-10 мкм, что подтверждается полученными результатами элементного анализа исследуемых навесок, показанными в таблице 4.2.

На рисунке 4.3 представлены результаты исследования модельных навесок после обработки при добавлении 5 % магнетита, полученные при помощи сканирующей электронной микроскопии.

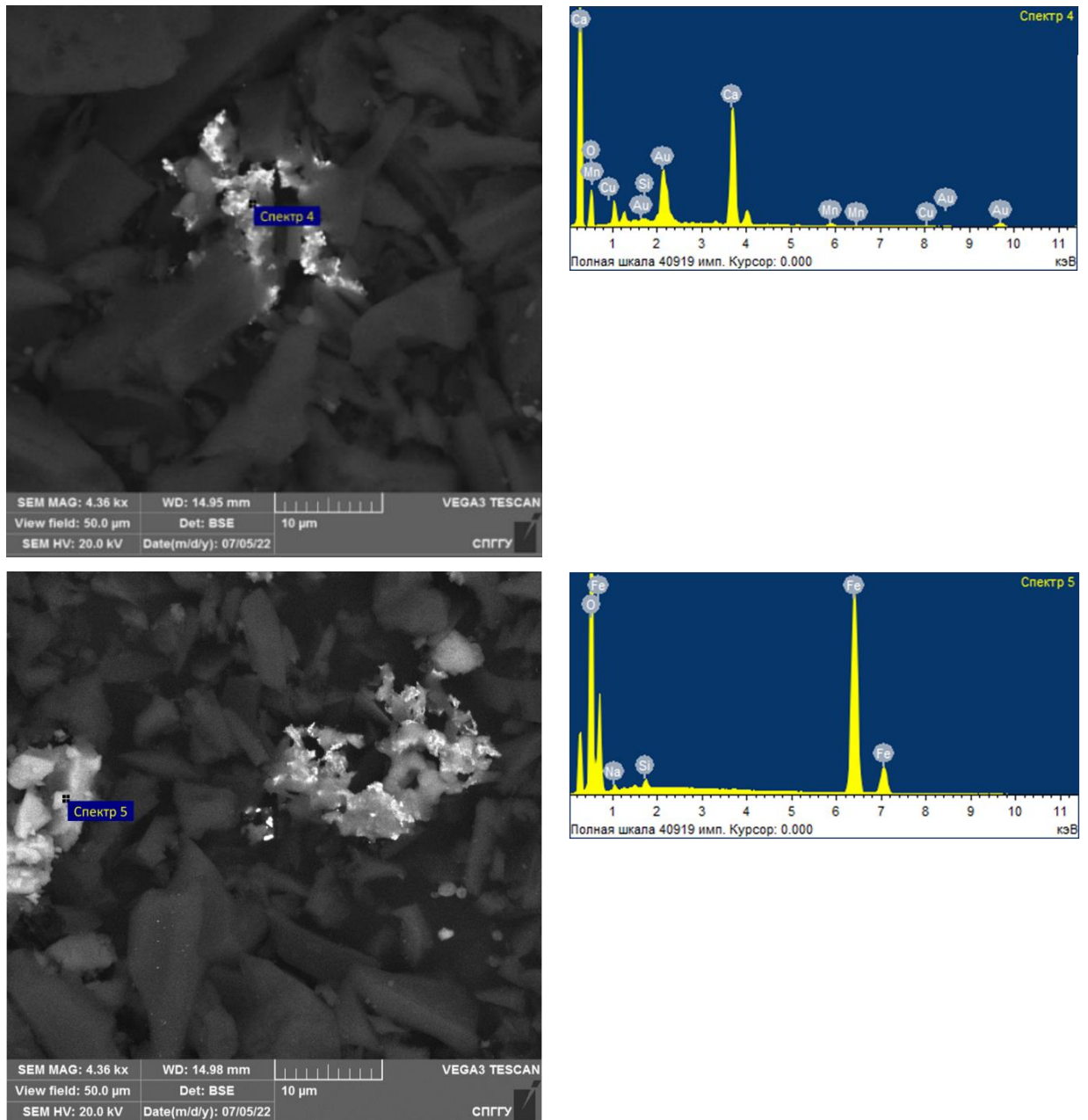


Рисунок 4.3 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 5 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Анализ данных, представленных на рисунке 4.3, позволяет установить, что при СВЧ обработке модельной навески с содержанием магнетита равным 5 % достигается укрупнение частиц золота до размеров 10-20 мкм.

Результаты исследования углеродсодержащих модельных навесок с добавлением 10 % магнетита после СВЧ воздействия, полученные с применением сканирующей электронной микроскопии, представлены на рисунке 4.4.

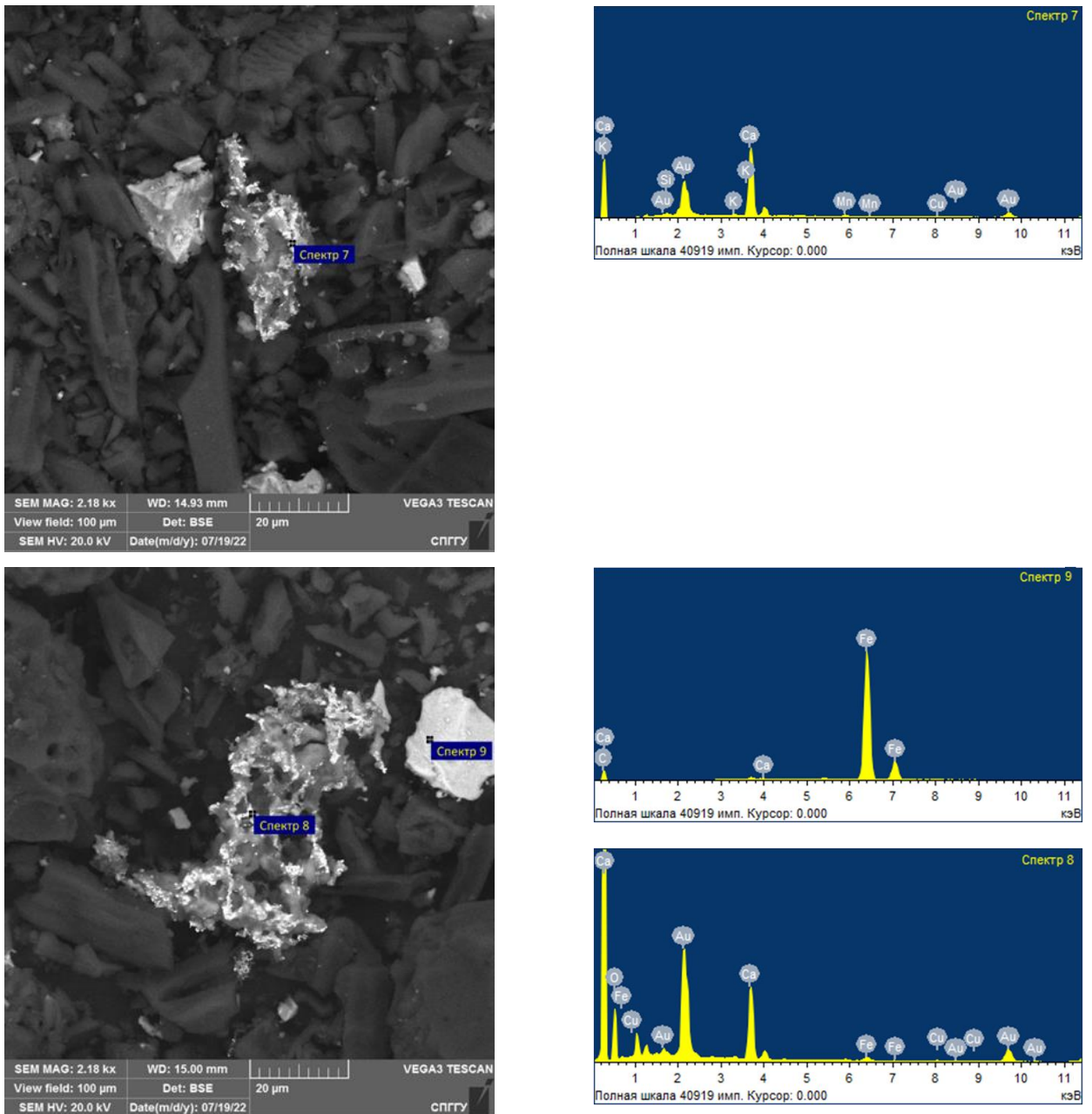


Рисунок 4.4 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 10 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

На основе анализа результатов исследования образцов после СВЧ обработки при добавлении 10 % магнетита, показанных на рисунке 4.4, можно сделать вывод, что укрупнение частиц золота преимущественно достигает размеров 20-50 мкм.

Результаты исследования углеродсодержащих модельных навесок с добавлением 15 % магнетита после СВЧ воздействия, полученные с применением сканирующей электронной микроскопии, представлены на рисунке 4.5.

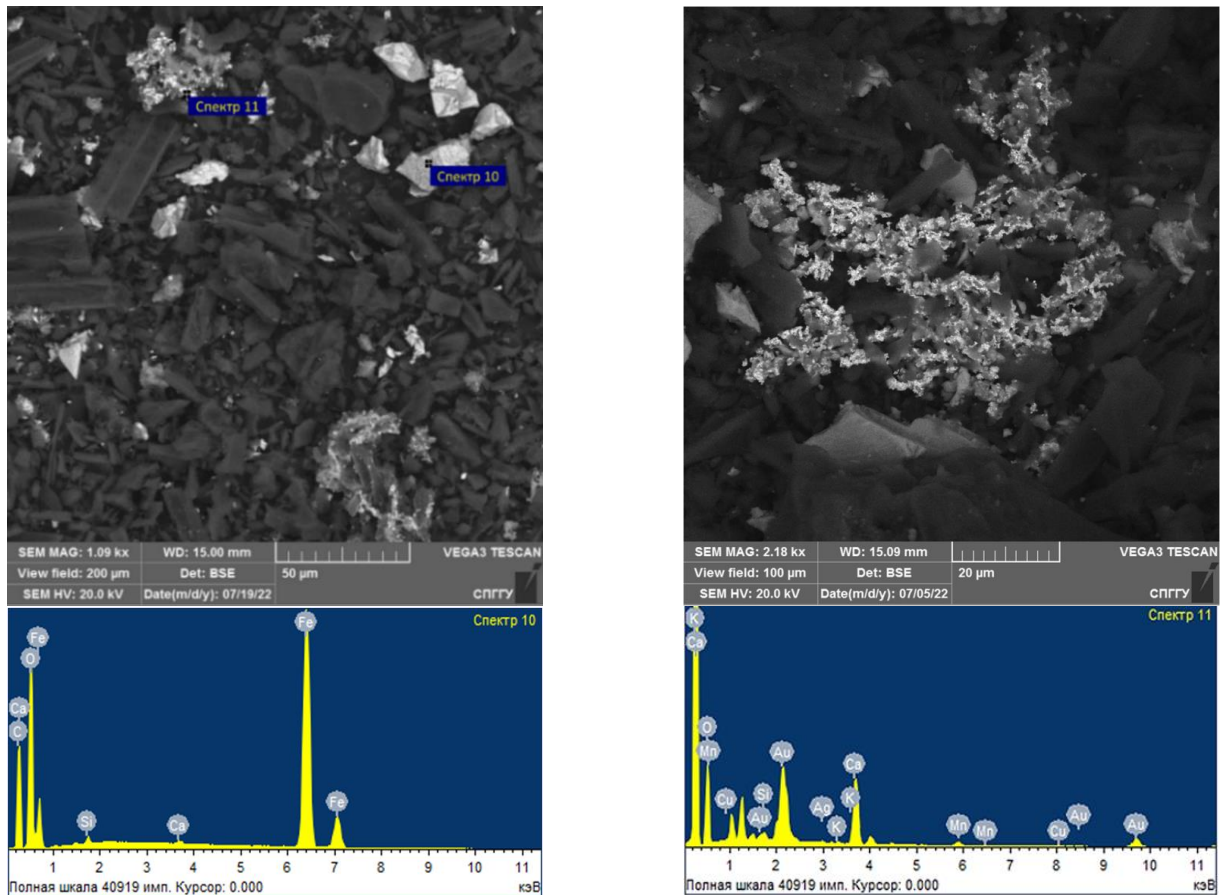


Рисунок 4.5 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 15 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Анализ результатов, представленных на рисунке 4.5, позволяет установить, что добавления 15 % магнетита для создания локальных центров нагрева способствует укрупнению частиц золота до размеров порядка 20-50 мкм.

Результаты элементного состава исследуемых образцов с применением сканирующей электронной микроскопии для спектров, указанных на рисунках 4.2-4.5 показаны в таблице 4.2. Таблица 4.2 – Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунках Рисунок 4.2-Рисунок 4.5 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %										
	O	Na	Mg	Si	Ca	Fe	Au	Cu	Mn	K	Ag
Спектр 1	23,57	7,76	2,65	–	50,36	–	<b>15,66</b>	–	–	–	–
Спектр 2	24,29	9,01	–	–	18,14	48,56	–	–	–	–	–
Спектр 3	21,61	–	–	–	31,76	19,21	<b>26,79</b>	0,63	–	–	–
Спектр 4	21,98	–	–	0,35	42,20	–	<b>32,87</b>	0,67	1,93	–	–
Спектр 5	22,90	1,41	–	0,86	–	74,83	–	–	–	–	–
Спектр 7	21,70	–	–	0,66	39,07	–	<b>34,13</b>	1,25	2,39	0,80	–
Спектр 8	16,61	–	–	–	21,38	2,39	<b>58,66</b>	0,96	–	–	–
Спектр 9	36,93	–	–	–	8,17	54,90	–	–	–	–	–
Спектр 10	53,79	–	–	0,18	17,12	28,91	–	–	–	–	–
Спектр 11	18,67	–	–	1,03	25,50	–	<b>48,01</b>	1,29	3,16	0,54	1,80

На основе анализа данных, представленных в таблице 4.2, можно сделать вывод о том, что укрупнение низкоразмерного золота при добавлении магнетита подтверждается спектрами

1, 3, 4, 7, 8 и 11. При содержании магнетита равном 10 % наблюдается наибольшее содержание Au (Спектр 8) при укрупнении до 20-50 мкм (при повышении до 15 % магнетита значительного увеличения крупности благородного металла не наблюдалось) из чего следует, что данное процентное содержание предпочтительно для проведения дальнейших исследований.

#### 4.1.2 Исследование влияния СВЧ обработки на серебросодержащие модельные навески

Вторая часть исследования направлена на подтверждение возможности укрупнения низкоразмерных благородных металлов за счет энергетического воздействия при добавлении различного содержания магнетита в модельные навески с адсорбированным серебром. Первый этап включал в себя исследование модельной навески до обработки для подтверждения возможности укрупнения низкоразмерного Ag. Второй этап направлен на подтверждение необходимости добавления магнетита в модельные навески с адсорбированным серебром при СВЧ обработке для его укрупнения. Результаты исследования модельных навесок без добавления магнетита после энергетического воздействия представлены на рисунке 4.6. Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунке 4.6, показаны в таблице 4.3.

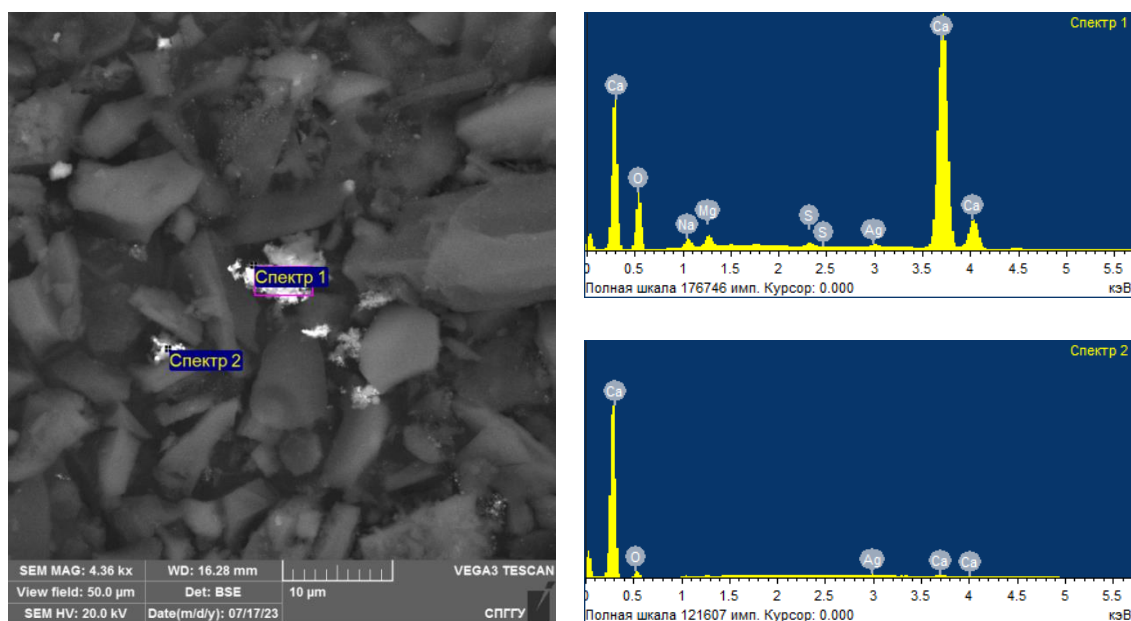


Рисунок 4.6 – Результаты исследования модельных навесок без добавления магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Таблица 4.3 – Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунке 4.6 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %					
	O	Na	Mg	S	Ca	Ag
Спектр 1	49,67	1,50	1,42	0,38	45,78	<b>1,25</b>
Спектр 2	76,10	–	–	–	16,16	<b>7,74</b>

На основе анализа результатов, представленных на рисунке 4.6 и в таблице 4.3, можно сделать вывод о том, что укрупнения низкоразмерного серебра в процессе СВЧ обработки

модельной навески можно достичь без добавления магнетита. Размер укрупненных частиц Ag достигает 5-10 мкм. Однако, стоит отметить, что традиционными методами обогащения извлечь укрупненные частицы данной крупности не представляется возможным. В этой связи необходимо дальнейшее проведение исследований с варьированием содержания магнетита.

На третьем этапе проведены исследования, направленные на обоснование необходимого содержания магнетита, обеспечивающего максимальное укрупнение низкоразмерного серебра в процессе СВЧ обработки. Для реализации поставленной задачи проведены серии опытов на модельных навесках при изменении содержания магнетита, а именно при добавлении 3, 5, 10 и 15 % соответственно.

На примере СВЧ обработки модельной навески с 10 % магнетита на рисунке 4.7 показано температурное картирование, полученное по результатам измерения температуры нагрева непосредственно после воздействия по всей площади обрабатываемой поверхности пробы. Результаты анализа элементного состава для спектров, представленных на рисунке 4.7, сведены в таблицу 4.4.

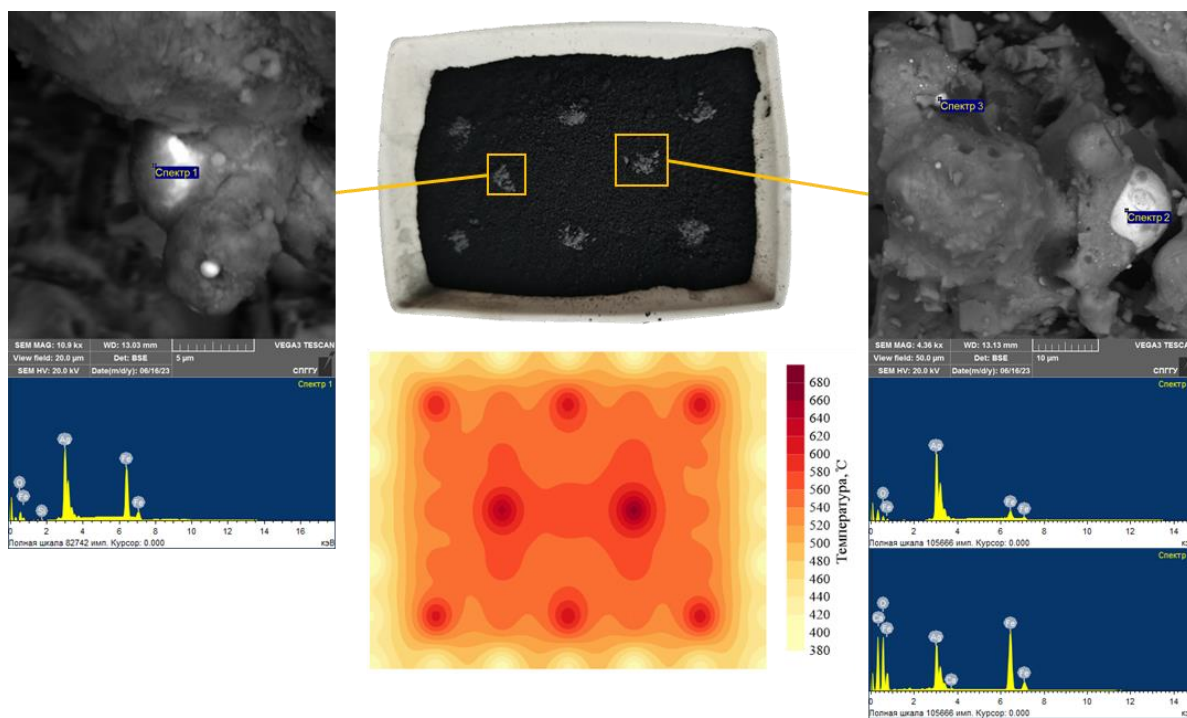


Рисунок 4.7 – Карта температуры нагрева модельной навески с 10 % магнетита при СВЧ обработке с результатами исследования проб в выделенных местах отбора (серое - магнетит; черное - модельная навеска) (фото автора)

Таблица 4.4 – Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунке 4.7 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %				
	O	Si	Ca	Fe	Ag
Спектр 1	10,17	0,12	–	42,22	47,48
Спектр 2	11,69	0,11	–	11,51	76,69
Спектр 3	35,06	–	0,24	41,40	23,30

Анализ результатов, представленных на рисунке 4.7 и в таблице 4.4, подтверждает формирование в процессе СВЧ обработки активных центров локального нагрева, обусловленных добавлением магнетита. В местах добавления магнетита фиксируются температурные пики порядка 600 °С и выше, тогда как средняя температура нагрева модельной навески составляет 540-560 °С. Наличие магнетита в указанных местах подтверждается данными по элементному составу.

Модельные навески с адсорбированным серебром после обработки с добавлением 3, 5, 10 и 15 % магнетита соответственно были дополнительно методом сканирующей электронной микроскопии. Полученные результаты представлены на рисунках 4.8 и 4.9. Данные анализа элементного состава для спектров, показанных на рисунках 4.8 и 4.9, приведены в таблице 4.5.

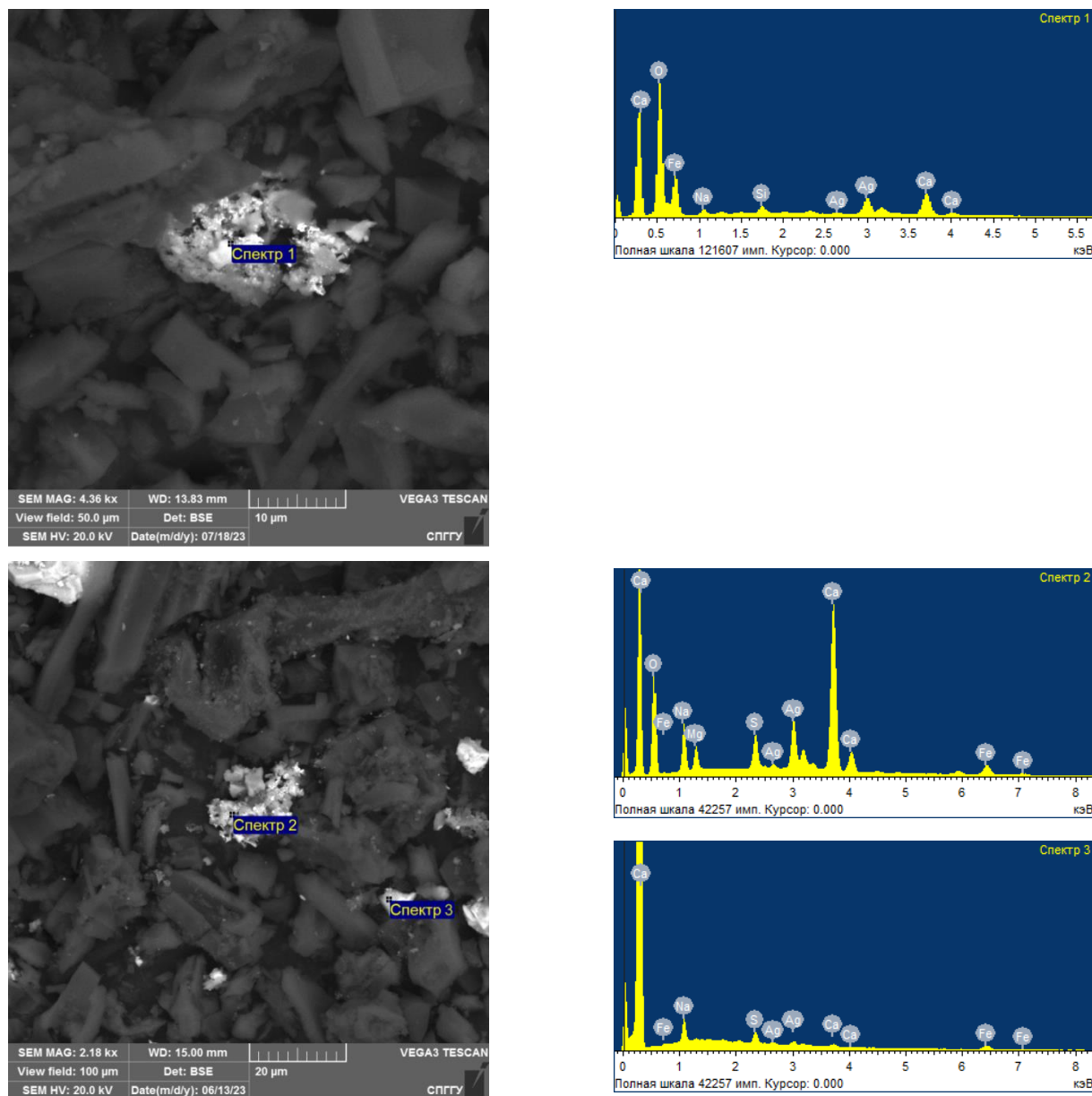


Рисунок 4.8 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 3 % (слева) и 5 % (справа) магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

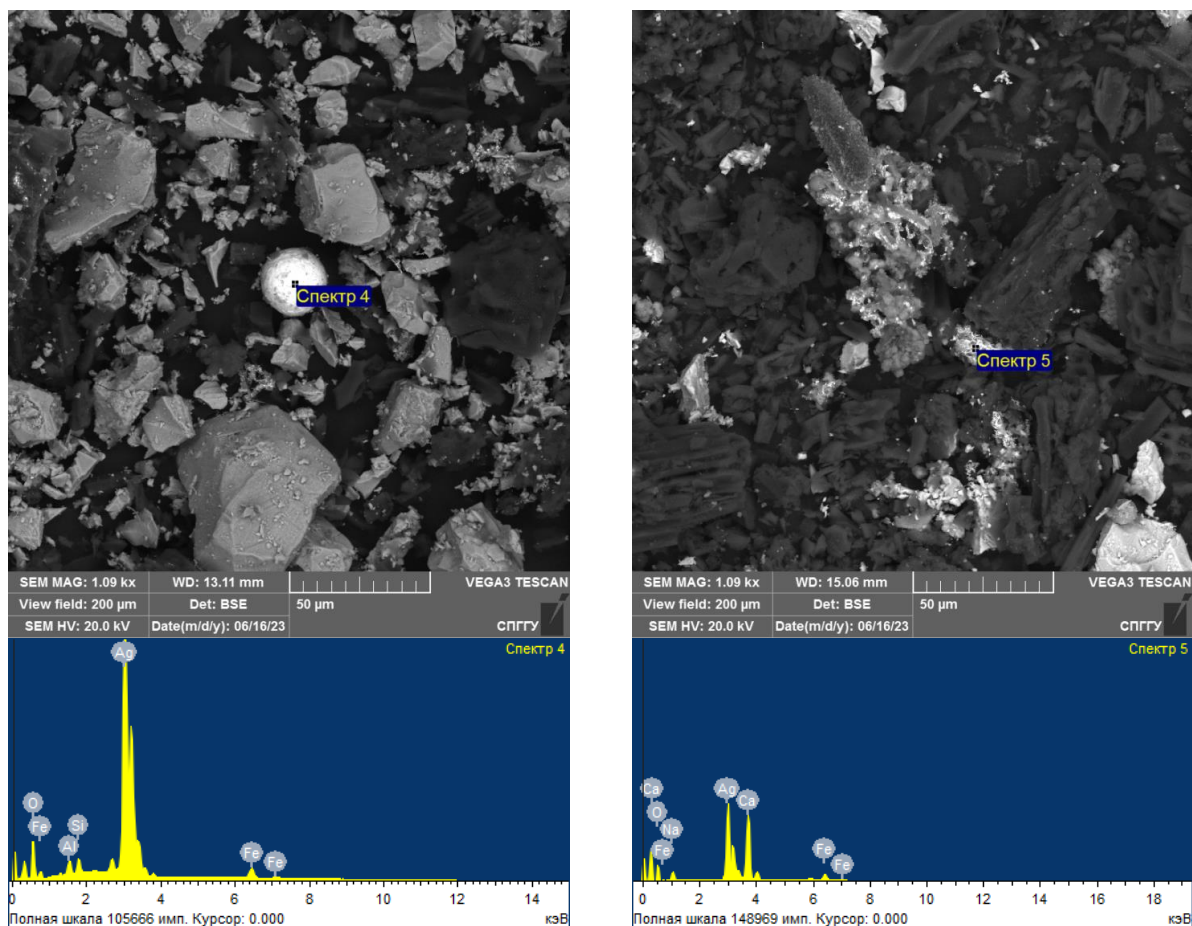


Рисунок 4.9 – Результаты исследования модельных навесок с добавлением 10 % (слева) и 15 % (справа) магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Таблица 4.5 – Результаты исследования элементного состава для спектров, представленных на рисунках 4.8 и 4.9 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %								
	O	Na	Mg	Al	Si	S	Ca	Fe	Ag
Спектр 1	46,79	1,14	–	–	0,70	–	3,30	42,73	<b>5,34</b>
Спектр 2	49,52	6,06	2,04	–	–	2,65	22,60	3,74	<b>13,39</b>
Спектр 3	–	33,68	–	–	–	14,74	5,79	26,84	<b>18,95</b>
Спектр 4	20,02	–	–	0,94	0,98	–	–	2,97	<b>75,09</b>
Спектр 5	21,32	2,92	–	–	–	–	21,63	5,24	<b>48,89</b>

Интерпретация результатов, представленных на рисунках 4.8 и 4.9 и в таблице 4.5, подтверждает, что при добавлении магнетита в процессе энергетического воздействия происходит укрупнение низкоразмерного серебра до размеров, превышающих крупность частиц, формирующихся в пробах без магнетита. В серии опытов с добавлением магнетита также отмечено повышение содержания Ag в укрупненных частицах. Установлено, что при добавлении 10 % магнетита, по сравнению с укрупненным низкоразмерным золотом, в серебросодержащих модельных навесках формируются частицы серебра сферической формы, средний размер которых достигает 20-40 мкм. Это связано с тем, что температура плавления серебра существенно ниже температуры плавления золота.

В процессе СВЧ обработки модельной навески возрастает температура ее нагрева за счет добавления магнетита и активированного угля. При нагреве модельной навески в окислительной среде происходит образование  $\text{CO}_2$  (вследствие воспламенения активированного угля), плавление адсорбированных низкоразмерных частиц серебра (по причине сгорания части активированного угля и нагрева магнетита), а также их укрупнение (ввиду перемещения частиц в образовавшиеся дополнительные поры) [6]. Схематичное изображение механизма укрупнения низкоразмерного Ag в процессе СВЧ обработки представлено на рисунке 4.10.

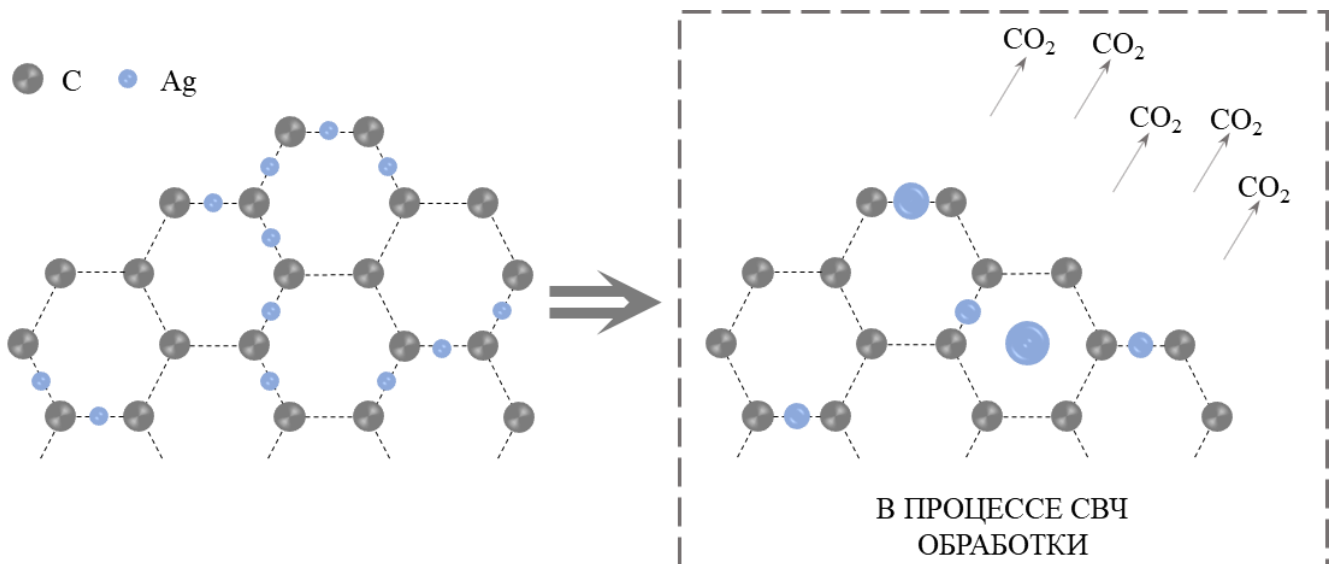


Рисунок 4.10 – Схематичное изображение укрупнения низкоразмерного серебра при СВЧ обработке [6]

На основе анализа полученных результатов подтверждена возможность применения СВЧ обработки при добавлении магнетита для укрупнения низкоразмерного серебра. Укрупненные благороднометалльные частицы выявлены в свободном виде без связи с активированным углем и магнетитом и на поверхности активированного угля, что свидетельствует о начальной стадии их укрупнения.

#### 4.1.3 Обоснование режимных параметров СВЧ обработки для укрупнения низкоразмерных благородных металлов

В таблице 4.6 представлены сводные результаты по влиянию СВЧ обработки при добавлении различного содержания магнетита на укрупнение низкоразмерных благородных металлов (средние и максимальные размеры) в модельных навесках с адсорбированным золотом и серебром. Также рассчитана степень укрупнения на основе отношения предполагаемой крупности «невидимых» благородных металлов к среднему размеру их укрупнения за счет воздействия при добавлении магнетита.

Таблица 4.6 – Сводные результаты исследования влияния содержания магнетита на укрупнение низкоразмерных благородных металлов в модельных навесках до и после СВЧ обработки (по данным автора)

Параметры	Значения					
	0 (до обработки)	0	3	5	10	15
Содержание Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> , %		0	3	5	10	15
Средний размер укрупненного низкоразмерного Ag, мкм	1-100 нм	5-10	10-15	10-20	20-40	10-15
Максимальный размер укрупненного низкоразмерного Ag, мкм		39,0	43,0	92,3	123,1	102,0
Степень укрупнения		75-7500	125-12500	150-15000	300-30000	125-12500
Средний размер укрупненного низкоразмерного Au, мкм	1-100 нм	1-5	5-10	10-20	20-50	20-50
Максимальный размер укрупненного низкоразмерного Au, мкм		6,7	13,7	55,2	83,3	59,2
Степень укрупнения		30-3000	75-7500	150-15000	350-35000	350-35000
Средняя крупность Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> , мкм	10-15					
Максимальная крупность Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> , мкм	49,0					

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.6, установлено, что на укрупнение низкоразмерных частиц благородных металлов при СВЧ обработке оказывает влияние процентное содержание магнетита, образующего активные центры локального нагрева, поскольку применение энергетического воздействия на чистых модельных навесках позволило укрупнить золото и серебро до меньших размеров в сравнении с навесками с магнетитом. Полученные результаты позволяют обосновать необходимое содержание магнетита для проведения дальнейших исследований равное 10 % для достижения наибольшего укрупнения низкоразмерных золота и серебра при СВЧ воздействии до крупности 20-50 мкм и 20-40 мкм соответственно.

#### 4.1.4 Исследование влияния СВЧ обработки на укрупнение низкоразмерных благородных металлов в углеродистых флотационных концентратах

На следующем этапе исследования были использованы углеродистые флотационные концентраты с добавлением обоснованного количества магнетита равного 10 %, с целью подтверждения возможности укрупнения благородных металлов. Результаты изучения углеродистых концентратов после СВЧ обработки при добавлении 10 % магнетита приведены на рисунках 4.11–4.13. Данные анализа элементного состава для спектров, показанных на рисунках 4.11–4.13, представлены в таблице 4.7.

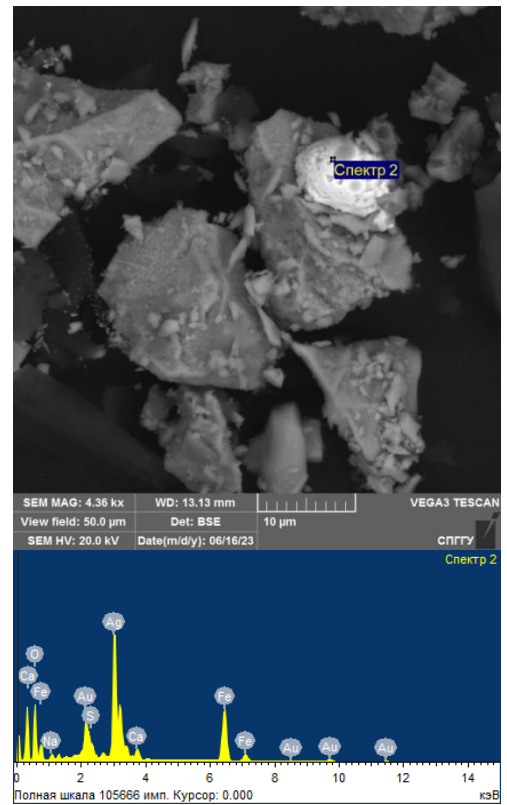
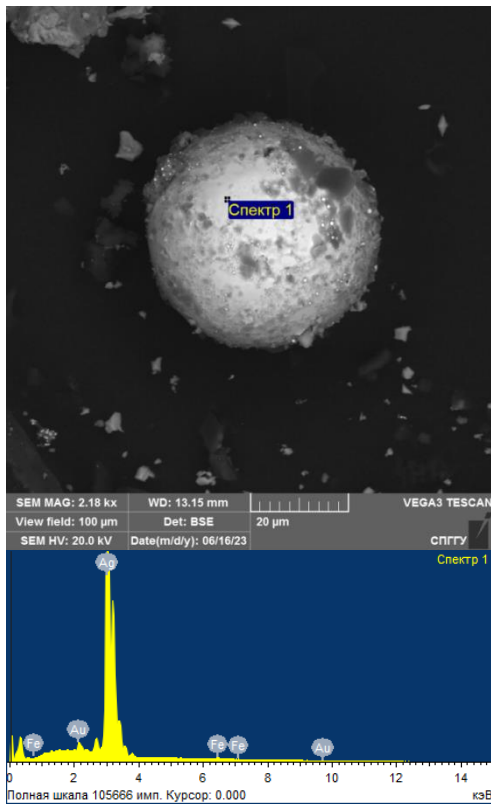


Рисунок 4.11 – Результаты исследования углеродистых концентратов с добавлением 10 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

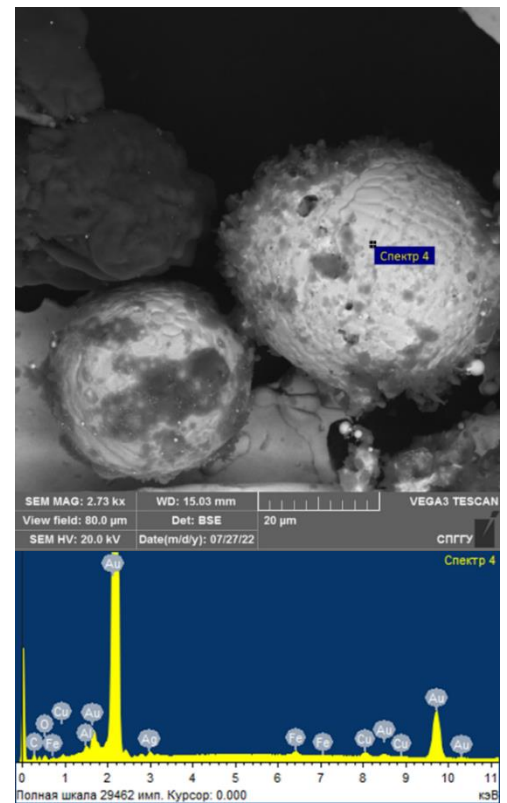
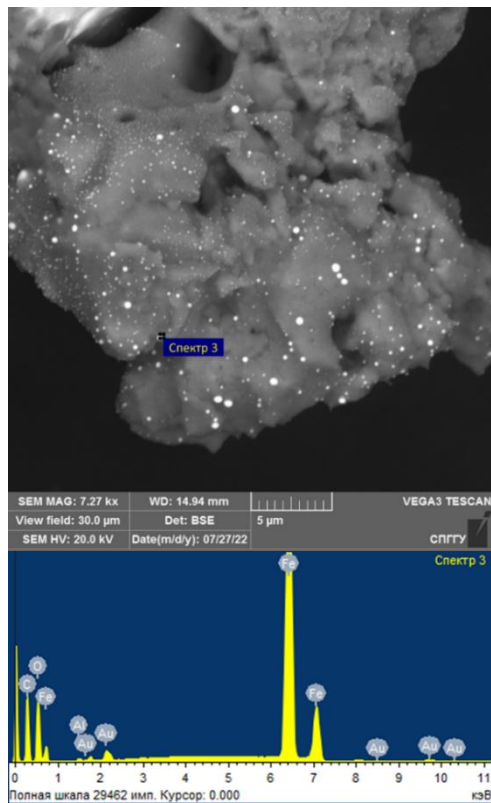


Рисунок 4.12 – Результаты исследования углеродистых концентратов с добавлением 10 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

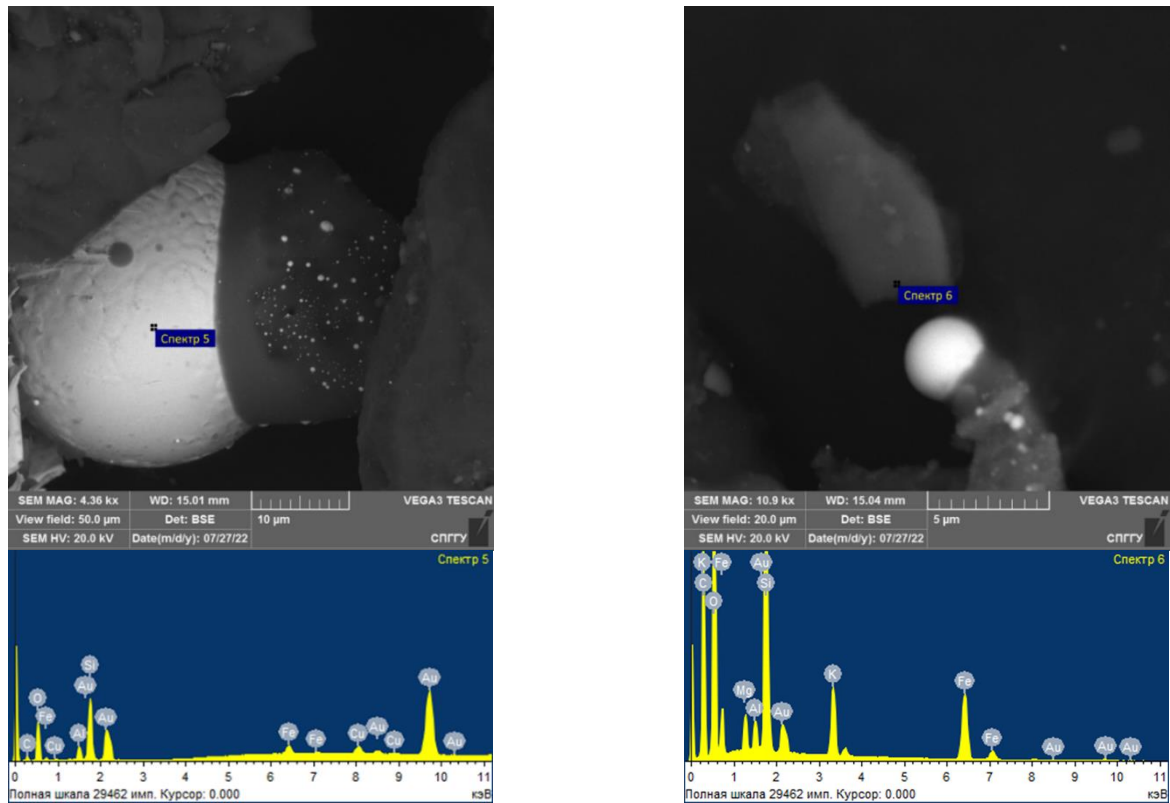


Рисунок 4.13 – Результаты исследования углеродистых концентратов с добавлением 10 % магнетита после СВЧ обработки (фото автора)

Таблица 4.7 – Результаты исследования элементного состава исходных образцов для спектров, представленных на рисунках 4.11–4.13 (по данным автора)

Номер спектра	Содержание, вес. %											
	O	Al	Mg	Si	K	Fe	Au	Cu	Na	S	Ag	Ca
Спектр 1	–	–	–	–	–	0,96	<b>3,84</b>	–	–	–	<b>95,20</b>	–
Спектр 2	26,59	–	–	–	–	20,46	<b>12,83</b>	–	1,12	0,50	<b>37,02</b>	1,48
Спектр 3	43,76	0,08	–	–	–	43,53	<b>12,63</b>	–	–	–	–	–
Спектр 4	17,95	0,27	–	–	–	3,71	<b>75,40</b>	1,50	–	–	<b>1,17</b>	–
Спектр 5	40,08	2,34	–	9,86	–	6,17	<b>30,60</b>	10,95	–	–	–	–
Спектр 6	66,38	0,32	0,49	4,09	1,21	27,51	–	–	–	–	–	–

Анализ данных, представленных на рисунках 4.11–4.13, подтверждает возможность применения СВЧ обработки при добавлении 10 % магнетита для укрупнения низкоразмерных благородных металлов. Для укрупненных частиц размером порядка 20-40 мкм характерна преимущественно сферическая форма, а также совместное присутствие золота и серебра в ассоциации с магнетитом, что подтверждается данными по элементному составу, приведенными в таблице 4.7. Это свидетельствует о том, что в процессе воздействия серебро укрупняется совместно с золотом.

Вероятным механизмом укрупнения низкоразмерных благородных металлов представляется дефект Френкеля, который возникает при тепловом воздействии, способствующем перемещению атома из узла кристаллической решетки в междуузлие, что приводит к возникновению точечного кристаллического дефекта и, как следствие, повышению

энергии кристалла. При нагреве атомы благородных металлов приобретают достаточную энергию для перемещения в кристаллической решетке. По причине стремления термодинамической системы к равновесию происходит дальнейшее объединение низкоразмерных благородных металлов и соответственно их укрупнение [9,57]. На рисунке 4.14 представлено схематичное изображение дефекта Френкеля.

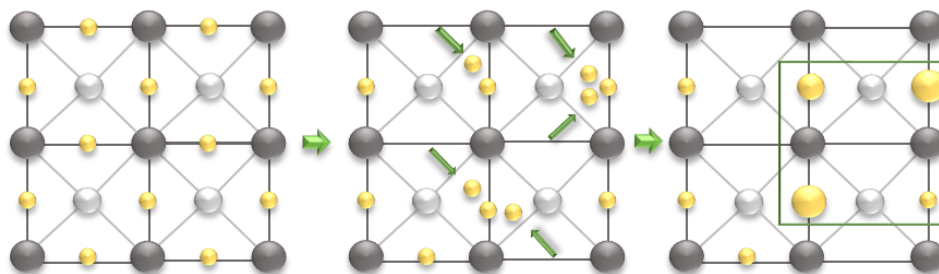


Рисунок 4.14 – Схематичное изображение возникновения дефекта Френкеля [57]

Результаты СВЧ обработки углеродистого флотационного концентрата с добавлением 10 % магнетита также подтвердили возможность укрупнения низкоразмерных форм благородных металлов. Достигнутые размеры и содержание золота и серебра в укрупненных сферических агрегатах создают предпосылки для исследования их последующего целенаправленного извлечения и, как следствие, для снижения потерь ценных компонентов с хвостами обогащения. В качестве одного из перспективных методов извлечения укрупненных частиц благородных металлов может быть рассмотрена центробежная концентрация [11].

Таким образом анализ полученных результатов после проведения экспериментальных исследований на модельных навесках и углеродистых продуктах позволил подтвердить образование активных центров локального нагрева за счет добавления магнетита при СВЧ обработке, обосновать возможность укрупнения низкоразмерных благородных металлов с применением СВЧ обработки при добавлении магнетита для создания центров локального нагрева.

#### **4.1.5 Исследование влияния СВЧ обработки на сульфидные и породообразующие минералы в углеродистых флотационных концентратах**

В процессе СВЧ обработки углеродистых продуктов обогащения происходит деструкция сорбционно-активной органической углеродистой составляющей, что подтверждается в работе [4]. Поскольку сульфидные и оксидные минералы железа являются наиболее активными по отношению к СВЧ воздействию, а минералы породы имеют низкую активность и достаточно слабо изучены, важно исследовать их возможные преобразования в данном процессе.

Исследование изменения поверхностных свойств минералов породы, таких как кварц и кальцит, в процессе СВЧ обработки представлено в статье [12]. В работе установлено повышение свободной поверхностной энергии после СВЧ воздействия для кварца и кальцита,

которое достигает 1,73 мН/м и 10,01 мН/м соответственно при отсутствии изменения элементного состава проб до и после обработки.

Исследование влияния СВЧ обработки на сульфидные минералы проводилось на образцах пирита. Результаты изменения пирита в процессе воздействия представлены на рисунке 4.15.

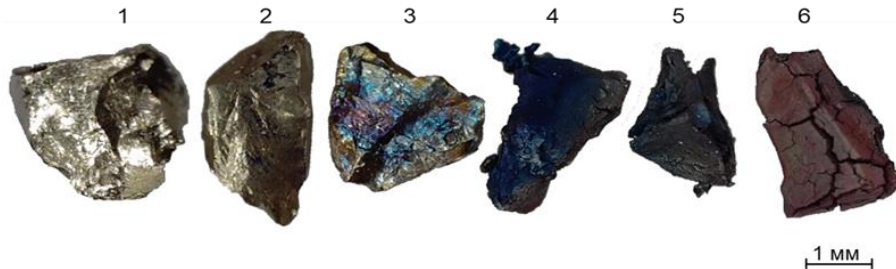


Рисунок 4.15 – Изменение пирита в процессе СВЧ воздействия (1-6 стадии перехода) [12]

Анализ результатов, представленных на рисунке 4.15, позволил предположить возможный фазовый переход пирита в оксиды железа в процессе обработки. Для подтверждения данной возможности проведено исследование элементного состава частиц в зависимости от времени обработки. Результаты исследования показаны на рисунке 4.16.

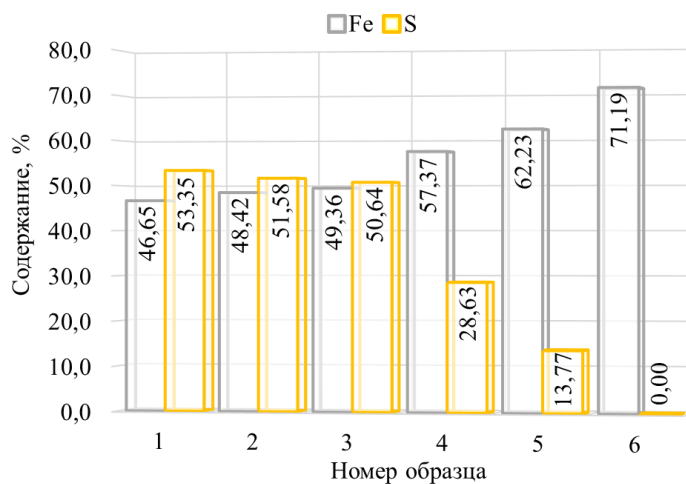
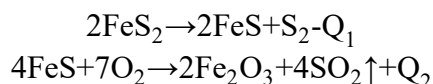


Рисунок 4.16 – Результаты исследования элементного состава обработанного пирита (составлено автором)

На основе анализа полученных результатов, представленных на рисунке 4.16, установлено, что в процессе СВЧ обработки исследуемых образцов наблюдается десульфуризация пирита и переход сульфидов железа, таких как пирит и пирротин, в оксиды железа, а именно магнетит и гематит. Полученные данные согласуются с результатами исследований, представленными в работах [16,22,108], по фазовому переходу пирита при термическом воздействии в пирротин, магнетит и гематит. По данным, представленным в работе [16], при температуре более 400 °С  $\text{FeS}_2$  выходит из равновесного состояния и происходит разрушение его кристаллической решетки с образованием  $\text{FeS}$  и последующее окисление до оксида железа. В работе [50] представлены реакции перехода пирита:



Интерпретация полученных результатов позволяет установить, что помимо применения магнетита для создания активных центров локального нагрева сульфидные минералы железа, содержащиеся в углеродистом концентрате, также могут выполнять данную функцию в процессе СВЧ обработки, способствуя дополнительному укрупнению частиц благородных металлов. Одним из возможных вариантов нейтрализации газообразных соединений серы, образующихся в процессе СВЧ обработки, является технология SNOX [16]. Однако стоит учитывать, что содержание сульфидных минералов железа в углеродистых концентратах незначительное.

#### 4.1.6 Исследование возможности извлечения укрупненных благороднометалльных частиц

Ранее установлено, что за счет СВЧ обработки углеродистого концентрата достигнуто укрупнение низкоразмерных благородных металлов до сферических частиц размером 20-40 мкм при добавлении 10 % магнетита, мощности 0,8-1,0 кВт и времени воздействия равном 3-5 минутам [40]. Полученный в ходе второй серии опытов углеродистый флотационный концентрат был подвергнут СВЧ обработке при аналогичных режимных параметрах. Далее было проведено предварительное исследование возможности извлечения укрупненных благороднометалльных частиц с применением магнитной сепарации. Полученные результаты представлены в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Сводная таблица с результатами магнитного обогащения углеродистого концентрата (по данным автора)

Наименование продукта	$\gamma$ , %	Содержание, % (*г/т)					
		Au*	Ag*	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Магнитный концентрат	10,51	0,235	0,015	3,15	41,91	0,05	0,27
Хвосты	89,49	2,90	0,12	24,69	3,72	0,33	0,92
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>2,62</b>	<b>0,11</b>	<b>22,43</b>	<b>7,74</b>	<b>0,30</b>	<b>0,86</b>
Наименование продукта	$\gamma$ , %	Извлечение, %					
		Au	Ag	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Магнитный концентрат	10,51	0,94	1,45	1,48	56,94	1,77	3,32
Хвосты	89,49	99,06	98,55	98,52	43,06	98,23	96,68
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.8, установлено, что с применением магнитной сепарации достигается извлечение в концентрат преимущественно Fe 56,94 % при минимальном извлечении Au и Ag 0,94 % и 1,45 % соответственно. Можно сделать вывод, что применение магнитной сепарации для извлечения укрупненных благороднометалльных частиц нецелесообразно. Однако проведение магнитной сепарации целесообразно в случае рециклинга магнитного концентрата в процесс СВЧ обработки для минимизации потерь благородных металлов и их доукрупнения, а также это

позволит снизить затраты на магнетит. Высокое извлечение железа в магнитный концентрат обусловлено тем, что после охлаждения остаточный магнетит, не перешедший в гематит, восстанавливает высокую магнитную восприимчивость, а также за счет новообразованного магнетита после десульфуризации пирита в процессе СВЧ обработки.

Поскольку применение магнитного обогащения для извлечения укрупненных благороднометаллических частиц показало низкую эффективность исследована возможность их извлечения с применением центробежной концентрации, что обусловлено различием в плотностях благородных металлов, сульфидных минералов и углеродистого вещества. В таблице 4.9 представлены результаты извлечения укрупненных благороднометаллических частиц из углеродистого концентрата с применением центробежного концентратора.

Таблица 4.9 – Сводная таблица с результатами извлечения укрупненных благороднометаллических частиц из хвостов магнитного обогащения с применением центробежного концентратора (по данным автора)

Наименование продукта	γ, %	Содержание, % (*г/т)					
		Au*	Ag*	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Гравитационный концентрат	11,97	16,04	0,59	0,58	12,35	1,11	2,63
Хвосты	88,03	1,11	0,05	27,97	2,55	0,22	0,69
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>2,90</b>	<b>0,12</b>	<b>24,69</b>	<b>3,72</b>	<b>0,33</b>	<b>0,92</b>
Наименование продукта	γ, %	Извлечение, %					
		Au	Ag	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Гравитационный концентрат	11,97	66,23	59,38	0,28	39,71	40,76	34,08
Хвосты	88,03	33,77	40,62	99,72	60,29	59,24	65,92
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Анализ данных, представленных в таблице 4.9, позволяет подтвердить возможность применения центробежной концентрации для извлечения укрупненных благороднометаллических частиц, что подтверждается извлечением Au и Ag 66,23 % и 59,38 % соответственно. Потери благородных металлов в хвостах гравитационного обогащения обусловлены наличием в материале укрупненных благороднометаллических частиц размером менее 10 мкм.

Для доизвлечения Au и Ag из хвостов гравитационного обогащения проведены опыты флотационного обогащения. Результаты доизвлечения укрупненных благороднометаллических частиц из хвостов гравитационного обогащения представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.10 – Сводная таблица с результатами доизвлечения укрупненных благороднометаллических частиц из хвостов гравитационного обогащения (по данным автора)

Наименование продукта	γ, %	Содержание, % (*г/т)					
		Au*	Ag*	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Флотационный концентрат	14,97	4,47	0,25	3,34	3,98	1,08	3,65
Хвосты	85,03	0,52	0,02	32,31	2,30	0,07	0,17
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>1,11</b>	<b>0,05</b>	<b>27,97</b>	<b>2,55</b>	<b>0,22</b>	<b>0,69</b>

## Продолжение таблицы 4.10

Наименование продукта	$\gamma$ , %	Извлечение, %					
		Au	Ag	C <sub>орг</sub>	Fe	As	S
Флотационный концентрат	14,97	60,10	69,01	1,79	23,37	73,89	79,00
Хвосты	85,03	39,90	30,99	98,21	76,63	26,11	21,00
<b>Итого:</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.10, установлено, что извлечение Au и Ag во флотационный концентрат составило 60,10 % и 69,01 % соответственно. Также вместе со свободными укрупненными благороднометалльными частицами во флотационный концентрат извлекается золотосодержащий арсенопирит (извлечение As и S 73,89 % и 79,00 % соответственно). За счет добавления декстрина в качестве депрессора извлечение углеродистого вещества во флотационный концентрат минимально и составляет порядка 1,79 %.

Рассчитана необходимая СВЧ установка для обработки углеродистого флотационного концентрата, при условии, что длина конвейера равна 2 м и ширина 2 м, площадь поверхности равна 4 м<sup>2</sup>, толщина слоя материала 0,05 м. Отсюда объем материала, загружаемого для обработки, составит  $4 \cdot 0,05 = 0,20$  м<sup>3</sup>. С учетом плотности материала с магнетитом порядка 2,00 т/м<sup>3</sup> – масса материала загрузки одного цикла равна  $0,2 \cdot 2 = 0,40$  т. Скорость конвейерной ленты с учетом экспериментально определенного времени обработки равного 3-5 минутам (среднее 4 минуты) составит  $2/4 = 0,25$  м/мин. В таблице 4.11 представлены сводные результаты расчета параметров СВЧ установки для обработки углеродистого флотационного концентрата. Таблица 4.11 – Сводная таблица с результатами расчета параметров СВЧ установки для обработки углеродистого флотационного концентрата (по данным автора)

Параметры	СВЧ установка		
Масса материала одного цикла обработки, т	0,40		
Мощность, кВт	0,8	1,0	0,9 (среднее)
Время нахождения материала в СВЧ установке, мин	3-5	3-5	4 (среднее)
Количество циклов в час, ед.	30	20	15
Скорость конвейерной ленты, м/мин	0,40-0,67	0,40-0,67	0,50
Производительность СВЧ установки, т/ч	4,80-8,00	4,80-8,00	6,00
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку, кВт·ч/т	0,10-0,17	0,13-0,21	0,15

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.11, принята СВЧ установка при средних значениях мощности 0,9 кВт и времени 4 минуты, которая обеспечит производительность 6,00 т/ч с запасом от производительности по углеродистому концентрату с 10 % магнетита 5,06 т/ч.

На основе полученных результатов, представленных в таблицах 4.8-4.10, по возможности извлечения укрупненных благороднометалльных частиц крупностью порядка 20-50 мкм из углеродистого флотационного концентрата с применением магнитного, гравитационного и флотационного обогащения произведен расчет качественно-количественной схемы, представленной на рисунке 4.17.

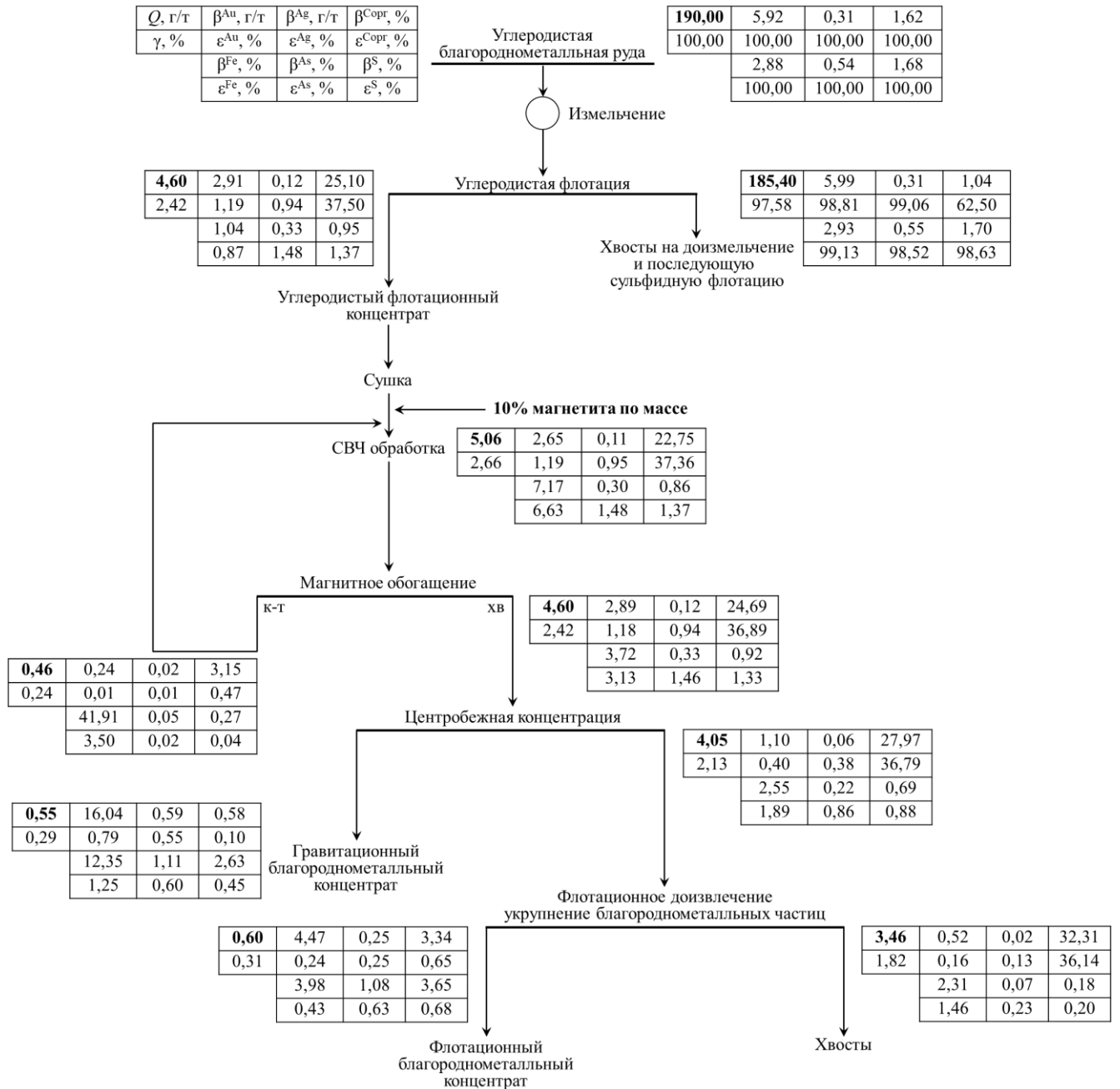


Рисунок 4.17 – Качественно-количественная схема извлечения укрупненных

благороднометаллических частиц из углеродистых продуктов обогащения (составлено автором)

На основе анализа результатов, представленных на рисунке 4.17, и дополнительных расчетов установлено, что в гравитационный и флотационный благороднометаллические концентраты суммарное извлечение золота и серебра из углеродистых продуктов обогащения после обработки (при добавлении 10 % магнетита) составило порядка 85,92 % и 85,88 %

соответственно. Содержание золота и серебра в данных концентратах достигает порядка 10,03 г/т и 0,41 г/т соответственно. Полученные результаты подтверждают возможность извлечения укрупненных благороднометаллических частиц из углеродистого флотационного концентрата после СВЧ обработки с добавлением 10 % магнетита данными методами.

## 4.2 Повышение извлечения золота из углеродистой благороднометаллической руды

### 4.2.1 Исследование влияния депрессоров углеродистого вещества на процесс углеродистой флотации

Для минимизации извлечения углеродистого вещества проведено исследование кинетики углеродистой флотации при использовании различных депрессоров. Для оценки влияния депрессоров на содержание и извлечение  $C_{орг}$  и  $S$  проведена серия базовых опытов углеродистой флотации без депрессора с добавлением кальцинированной соды с расходом 900 г/т. В качестве депрессоров выбраны: кукурузный декстрин, палевый кукурузный декстрин и депрессор, представляющий собой смесь полиэфиров, модифицированную ароматическими спиртами (СП) с расходами 100 г/т. Сводная таблица с результатами проведения кинетики углеродистой флотации представлена в таблице 4.12.

Таблица 4.12 – Сводная таблица с результатами исследования углеродистой флотации (по данным автора)

Депрессор	Время флотации, с	$\gamma$ , %	$\beta$ , %		$\varepsilon$ , %		$\Sigma\varepsilon$ , %	
			$C_{орг}$	$S$	$C_{орг}$	$S$	$C_{орг}$	$S$
Без депрессора	180	2,58	3,56	2,99	11,06	3,19	11,06	3,19
	300	1,79	2,64	2,28	5,69	1,69	16,75	4,88
	420	1,22	3,61	3,11	5,30	1,57	22,05	6,45
	600	1,36	4,05	3,13	6,64	1,76	28,69	8,21
	720	0,97	1,74	2,02	2,03	0,81	30,72	9,02
	1200	3,39	0,75	1,33	3,05	1,87	33,77	10,89
	Хвосты	88,69	0,62	2,43	66,23	89,11	100,00	100,00
	<b>Исх. руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>2,42</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>		
СП	180	2,01	3,74	2,03	9,05	1,69	9,05	1,69
	300	1,15	4,11	2,38	5,70	1,13	14,75	2,82
	420	0,92	4,61	3,05	5,11	1,16	19,86	3,98
	600	1,65	3,65	2,29	7,26	1,56	27,12	5,54
	720	0,96	1,62	2,27	1,87	0,90	28,99	6,44
	1200	3,15	0,67	2,48	2,53	3,23	31,52	9,67
	Хвосты	90,16	0,63	2,42	68,48	90,33	100,00	100,00
	<b>Исх. руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>2,42</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>		
Декстрин	180	1,65	3,87	3,53	7,69	2,41	7,69	2,41
	300	1,12	4,12	3,11	5,56	1,44	13,25	3,85
	420	1,00	4,19	3,32	5,05	1,37	18,30	5,22
	600	1,38	4,11	2,95	6,84	1,68	25,14	6,90
	720	0,80	1,53	3,15	1,47	1,04	26,61	7,94
	1200	3,14	0,61	2,16	2,31	2,80	28,92	10,74
	Хвосты	90,91	0,65	2,38	71,08	89,26	100,00	100,00
	<b>Исх. руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>2,42</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>		

Продолжение таблицы 4.12

Депрессор	Время флотации, с	$\gamma$ , %	$\beta$ , %		$\varepsilon$ , %		$\Sigma\varepsilon$ , %	
			$C_{орг}$	S	$C_{орг}$	S	$C_{орг}$	S
Декстрин (палевый)	180	1,84	3,71	2,58	8,23	1,96	8,23	1,96
	300	1,19	3,98	2,50	5,70	1,23	13,93	3,19
	420	0,89	4,91	3,26	5,27	1,20	19,20	4,39
	600	1,51	3,95	2,51	7,18	1,56	26,38	5,95
	720	1,03	1,34	2,39	1,66	1,02	28,04	6,97
	1200	4,03	0,51	2,00	2,48	3,34	30,52	10,31
	Хвосты	89,51	0,64	2,42	69,48	89,69	100,00	100,00
	<b>Исх. руда</b>		<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>2,42</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	

На основе полученных результатов, представленных в таблице 4.12, построены графические зависимости суммарных извлечений  $C_{орг}$  и S в углеродистый флотационный концентрат от времени, показанные на рисунке 4.18.

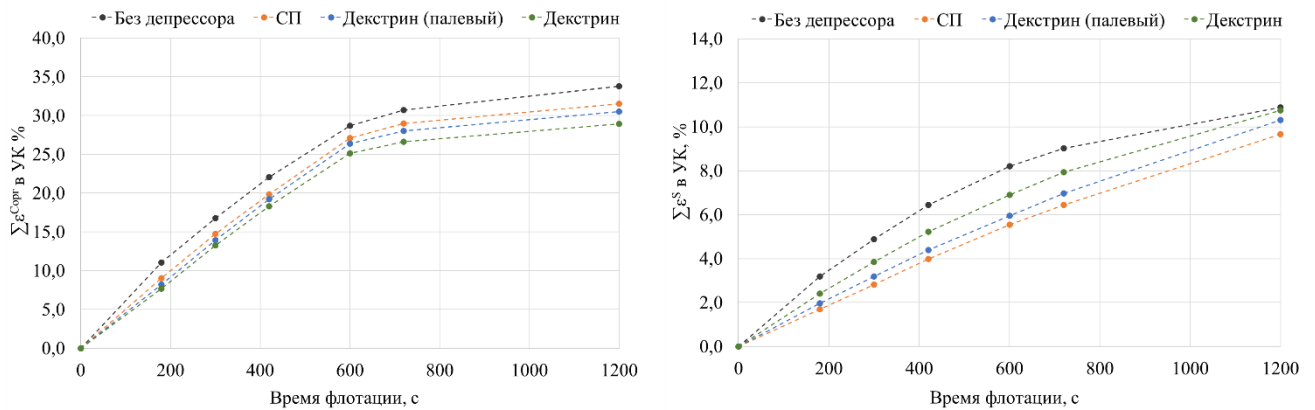


Рисунок 4.18 – Графическая зависимость суммарного извлечения  $C_{орг}$  (слева) и S (справа) в углеродистый флотационный концентрат от времени флотации (составлено автором)

Анализ полученных результатов, представленных на рисунке 4.18, позволяет сделать вывод о том, что из всех исследуемых депрессоров наибольшее снижение извлечения углеродистого вещества при минимальных потерях сульфидных минералов в концентрате в сравнении с сериями опытов без депрессора достигается при использовании кукурузного декстрина с расходом 100 г/т. На основе анализа результатов, представленных в таблице 4.12 и на рисунке 4.18, установлено время флотации для проведения дальнейших исследований равное 600 с, поскольку извлечение углеродистого вещества достигает плато и при увеличении времени до 800-1200 с наблюдается незначительное повышение извлечения  $C_{орг}$  (1-3 %) в концентрат.

Для количественной оценки эффективности действия депрессора с точки зрения минимизации извлечения углеродистого вещества в углеродистый концентрат и потерь сульфидных минералов с хвостами обогащения предложен следующий критерий (4.1):

$$D_E(t) = \frac{\delta_{C_{орг}}(t)}{\delta_{C_{орг}}(t) + \delta_S(t)}, \quad (4.1)$$

где  $\delta_{C_{орг}}(t) = \frac{\varepsilon_{хв(D)}^{C_{орг}}(t) - \varepsilon_{хв(D_0)}^{C_{орг}}(t)}{\varepsilon_{хв(D_0)}^{C_{орг}}(t)}$  – относительный прирост доли  $C_{орг}$  в хвостах углеродистой

флотации при добавлении депрессора,  $\varepsilon_{хв(D)}^{C_{орг}}(t)$  – извлечение  $C_{орг}$  в хвосты при добавлении депрессора, %,  $\varepsilon_{хв(D_0)}^{C_{орг}}(t)$  – базовое извлечение  $C_{орг}$  в хвосты без депрессора, %;

$\delta_S(t) = \frac{\varepsilon_{к(D)}^S(t) - \varepsilon_{к(D_0)}^S(t)}{\varepsilon_{к(D_0)}^S(t)}$  – относительные потери S в углеродистом концентрате при добавлении

депрессора,  $\varepsilon_{к(D)}^S(t)$  – базовое извлечение S в углеродистый концентрат без депрессора, %,  $\varepsilon_{к(D_0)}^S(t)$  – извлечение S в углеродистый концентрат при добавлении депрессора, %.

Безразмерный критерий эффективности действия депрессора  $D_E(t)$  имеет диапазон измерения от 0 до 1 и учитывает два ключевых фактора: долю депрессии углеродистого вещества в хвосты и потери серы в углеродистом концентрате за счет добавления депрессора.

При  $\delta_S(t)=0 \rightarrow D_E(t)=1$  – наиболее эффективный депрессор.

При  $\delta_{C_{орг}}(t)=0 \rightarrow D_E(t)=0$  – наименее эффективный депрессор.

При условии, что  $\delta_{C_{орг}}(t) > \delta_S(t)$ , то  $D_E(t) > 0,5$  и  $\delta_S(t) > \delta_{C_{орг}}(t)$ , то  $D_E(t) < 0,5$ .

На основании предложенного критерия произведены необходимые расчеты, результаты которых представлены в таблице 4.13.

Таблица 4.13 – Сводная таблица с результатами расчета критерия  $D_E(t)$  для каждого депрессора (по данным автора)

Время флотации, с	Депрессор	$\Sigma \varepsilon_{хвосты}^{C_{орг}}$	$\Sigma \varepsilon_{к-т}^S$				
180	Без депрессора	88,94	3,19				
300		83,25	4,88				
420		77,95	6,45				
600		71,31	8,21				
720		69,28	9,02				
1200		66,23	10,89				
Время флотации, с	Депрессор	$\Sigma \varepsilon_{хвосты}^{C_{орг}}$	$\Sigma \varepsilon_{к-т}^S$	$\delta_{C_{орг}}(t)$	$\delta_S(t)$	$\delta_{C_{орг}}(t) + \delta_S(t)$	$D_E(t)$
180	СП	90,95	1,69	0,02	0,47	0,49	0,05
300		85,25	2,82	0,02	0,42	0,45	0,05
420		80,14	3,98	0,03	0,38	0,41	0,07
600		72,88	5,54	0,02	0,33	0,35	0,06
720		71,01	6,44	0,02	0,29	0,31	0,08
1200		68,48	9,67	0,03	0,11	0,15	0,23
180	Декстрин	92,31	2,41	0,04	0,24	0,28	0,13
300		86,75	3,85	0,04	0,21	0,25	0,17
420		81,70	5,22	0,05	0,19	0,24	0,20
600		74,86	6,90	0,05	0,16	0,21	0,24
720		73,39	7,94	0,06	0,12	0,18	0,33
1200		71,08	10,74	0,07	0,01	0,09	0,84
180	Декстрин (палевый)	91,77	1,96	0,03	0,39	0,42	0,08
300		86,07	3,19	0,03	0,35	0,38	0,09

Продолжение таблицы 4.13

Время флотации, с	Депрессор	$\Sigma \varepsilon_{\text{хвосты}}^{\text{Сорг}}$	$\Sigma \varepsilon_{\text{к-т}}^{\text{S}}$	$\delta_{\text{Сорг}}(t)$	$\delta_{\text{S}}(t)$	$\delta_{\text{Сорг}}(t) + \delta_{\text{S}}(t)$	$D_E(t)$
420	Декстрин (палевый)	80,80	4,39	0,04	0,32	0,36	0,10
600		73,62	5,95	0,03	0,27	0,31	0,11
720		71,96	6,97	0,04	0,23	0,27	0,15
1200		69,48	10,31	0,05	0,05	0,10	0,48

Для сравнения эффективности действия исследуемых депрессоров на основе результатов, представленных в таблице 4.13, построена тепловая карта значений  $D_E(t)$  для каждого депрессора в зависимости от времени флотации, показанная на рисунке 4.19.

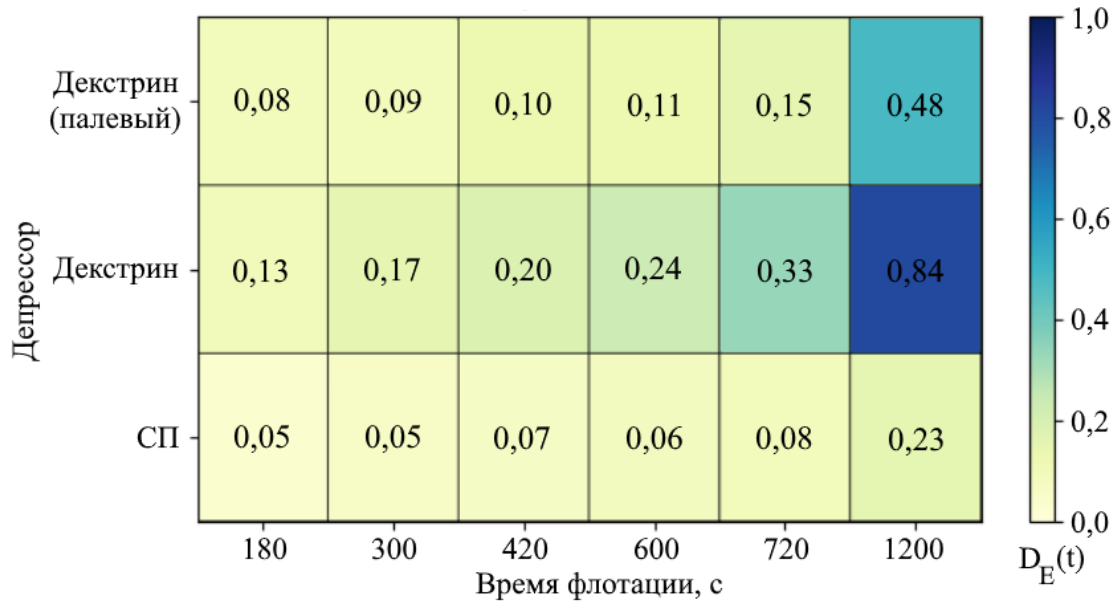


Рисунок 4.19 – Тепловая карта значений  $D_E(t)$  для каждого депрессора в зависимости от времени флотации (составлено автором)

На основе анализа полученных результатов, представленных на рисунке 4.19, установлено, что кукурузный декстрин показывает наиболее выраженную временную динамику увеличения значений критерия  $D_E(t)$  от 0,13 до 0,84. Выявлено, что для СП достигаются стабильно низкие значения  $D_E(t)$  в диапазоне от 0,05 до 0,23 и для кукурузного декстрина (палевого) характерна умеренная динамика  $D_E(t)$  от 0,08 до 0,48. Максимальное значение показателя  $D_E(t)=0,84$  достигается при использовании в качестве депрессора кукурузного декстрина. При его добавлении отмечается минимизация извлечения углеродистого вещества в углеродистый концентрат, а также снижение потерь сульфидных минералов с хвостами. Стоит отметить, что на всех временных промежутках значения  $D_E(t)$  для данного депрессора выше в сравнении с другими двумя исследуемыми реагентами, что позволяет обосновать выбор кукурузного декстрина для проведения дальнейших исследований.

#### 4.2.2 Интенсификация процесса сульфидной флотации

С целью определения влияния расхода депрессора, кальцинированной соды и крупности готового класса -71 мкм на сульфидную флотацию углеродистой благороднометалльной руды

(Объект 2) составлена матрица планирования. Для наиболее точного определения параметров оптимизации и получения математических моделей выбран трехуровневый план Бокса-Бенкена. Выходными параметрами являлись содержания и извлечения  $C_{орг}$  и  $S$  в сульфидный флотационный концентрат при времени флотации 600 с. Варьируемыми факторами выбраны: расходы депрессора и кальцинированной соды, крупность готового класса -71 мкм. План эксперимента представлен в таблице 4.14.

Таблица 4.14 – Факторы и диапазоны их варьирования (по данным автора)

Выбранный фактор	Обозначение	Уровни факторов		
		-1	0	1
Расход $Na_2CO_3$ , г/т	$X_1$	300	900	1500
Крупность питания, % готового класса -71 мкм	$X_2$	70	80	90
Расход депрессора, г/т	$X_3$	100	550	1000

Матрица планирования и усредненные результаты проведенных экспериментов приведены в таблице 4.15.

Таблица 4.15 – Матрица планирования и усредненные результаты выходных параметров (по данным автора)

Уровни факторов			Усредненные выходные параметры			
$X_1$	$X_2$	$X_3$	$\beta_{СК}^{C_{орг}}$ , %	$\beta_{СК}^S$ , %	$\varepsilon_{СК}^{C_{орг}}$ , %	$\varepsilon_{СК}^S$ , %
300	70	550	0,851	12,229	16,205	79,867
1500	70	550	0,953	11,127	18,894	75,661
300	90	550	0,915	10,816	19,253	78,056
1500	90	550	0,986	10,085	22,662	79,498
300	80	100	1,200	11,332	25,238	81,742
1500	80	100	1,283	12,281	24,738	81,216
300	80	1000	0,860	8,823	19,320	67,980
1500	80	1000	0,926	8,716	20,964	67,678
900	70	100	1,185	9,479	26,334	72,246
900	90	100	1,250	12,458	24,552	83,925
900	70	1000	0,870	9,553	19,250	72,497
900	90	1000	0,944	11,180	19,444	78,982
900	80	550	0,940	12,518	19,087	87,180
900	80	550	0,933	12,502	19,039	87,498
900	80	550	0,936	12,514	19,136	87,749

Статистическая обработка полученных данных, представленных в таблице 4.15, проводилась в интегрированной системе анализа и управления данными – STATISTICA Design of Experiments. Для получения математических моделей для содержаний и извлечений  $C_{орг}$  проводилась оптимизация регрессионных моделей путем пошагового исключения параметров с уровнем значимости  $p > 0,05$ . В таблице 4.16 представлены результаты регрессионного анализа и сравнение исходной и усовершенствованной моделей для содержания и извлечения  $C_{орг}$ . Исключенные параметры на основе уровня значимости в таблице 4.16 обозначены прочерками.

Таблица 4.16 – Результаты регрессионного анализа: исходные и усовершенствованные модели для содержания и извлечения  $C_{орг}$  (по данным автора)

Параметр	Исходная модель				Усовершенствованная модель			
	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$
<b>Содержание <math>C_{орг}</math></b>								
Свободный член	0,936	0,0020	461,80	0,000005*	0,931	0,0048	194,87	$3,11204 \cdot 10^{-19}$ *
$X_1$	0,037	0,0018	21,21	0,002215*	0,040	0,0045	9,01	0,000004093*
$X_1^2$	-0,003	0,0018	-1,39	0,29885**	–	–	–	–
$X_2$	0,035	0,0018	19,79	0,002544*	0,030	0,0045	6,60	0,000060461*
$X_2^2$	-0,008	0,0018	-4,13	0,05401**	–	–	–	–
$X_3$	-0,155	0,0018	-88,41	0,000128*	-0,165	0,0045	-36,88	0,00000000001*
$X_3^2$	0,133	0,0018	73,02	0,000187*	0,134	0,0065	20,52	0,00000000017*
$X_1 \cdot X_2$	-0,008	0,0018	-4,41	0,047693*	–	–	–	–
$X_1 \cdot X_2^2$	0,006	0,0025	2,42	0,13697**	–	–	–	–
$X_1^2 \cdot X_2$	-0,011	0,0025	-4,23	0,05164**	–	–	–	–
$X_1 \cdot X_3$	-0,004	0,0018	-2,42	0,13659**	–	–	–	–
$X_1^2 \cdot X_3$	-0,019	0,0025	-7,65	0,016657*	–	–	–	–
$X_2 \cdot X_3$	0,002	0,0018	1,28	0,32856**	–	–	–	–
Качество модели	$R^2=$ 0,99992	$R^2_{\text{скорр}}=$ 0,99944	$MSE=$ 0,000012		$R^2=$ 0,99478	$R^2_{\text{скорр}}=$ 0,99269	$MSE=$ 0,0001596	
Параметр	Исходная модель				Усовершенствованная модель			
	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$
<b>Извлечение <math>C_{орг}</math></b>								
Свободный член	19,088	0,028	677,19	0,000002*	19,086	0,019	995,11	0,000000002*
$X_1$	0,286	0,024	11,72	0,007198*	0,286	0,020	14,34	0,000735749*
$X_1^2$	0,168	0,025	6,61	0,022134*	0,168	0,021	8,11	0,003913870*
$X_2$	-0,397	0,024	-16,26	0,003763*	-0,397	0,020	-19,88	0,000278233*
$X_2^2$	-0,002	0,025	-0,08	0,94311**	–	–	–	–
$X_3$	-3,048	0,024	-124,85	0,000064*	-3,048	0,020	-152,67	0,000000620*
$X_3^2$	3,310	0,025	130,27	0,000059*	3,310	0,021	159,77	0,000000541*
$X_1 \cdot X_2$	0,180	0,024	7,37	0,017927*	0,180	0,020	9,01	0,002887089*
$X_1 \cdot X_2^2$	1,238	0,035	35,87	0,000776*	1,238	0,028	43,86	0,000026083*
$X_1^2 \cdot X_2$	2,101	0,035	60,86	0,000270*	2,101	0,028	74,41	0,000005349*
$X_1 \cdot X_3$	0,536	0,024	21,96	0,002067*	0,536	0,020	26,85	0,000113346*
$X_1^2 \cdot X_3$	0,625	0,035	18,09	0,003042*	0,624	0,028	22,12	0,000202280*
$X_2 \cdot X_3$	0,494	0,024	20,23	0,002434*	0,494	0,020	24,74	0,000144775*
Качество модели	$R^2=$ 0,99996	$R^2_{\text{скорр}}=$ 0,99973	$MSE=$ 0,00238		$R^2=$ 0,99996	$R^2_{\text{скорр}}=$ 0,99982	$MSE=$ 0,00159	

\* – статистически значим ( $p < 0,05$ ); \*\* – статистически незначим ( $p > 0,05$ ); MSE – средний квадрат остатков;  $t$  —  $t$ -статистика;  $p$  — уровень значимости.

Анализ данных, представленных в таблице 4.16, позволяет сделать вывод о том, что усовершенствованная модель для содержания  $C_{орг}$  объясняет 99,48 % изменчивости полученных данных ( $R^2 = 0,9948$ ,  $R^2_{\text{скорр}} = 0,9927$ ), модель для извлечения  $C_{орг}$  также обладает высокой объясняющей способностью ( $R^2 = 0,99996$ ,  $R^2_{\text{скорр}} = 0,99982$ ).

Адекватность полученных моделей оценивалась путем сравнения экспериментальных и прогнозируемых значений. На рисунке 4.20 представлены графические зависимости прогнозируемых (по модели) и полученных экспериментально значений для моделей содержания и извлечения  $C_{орг}$  соответственно.

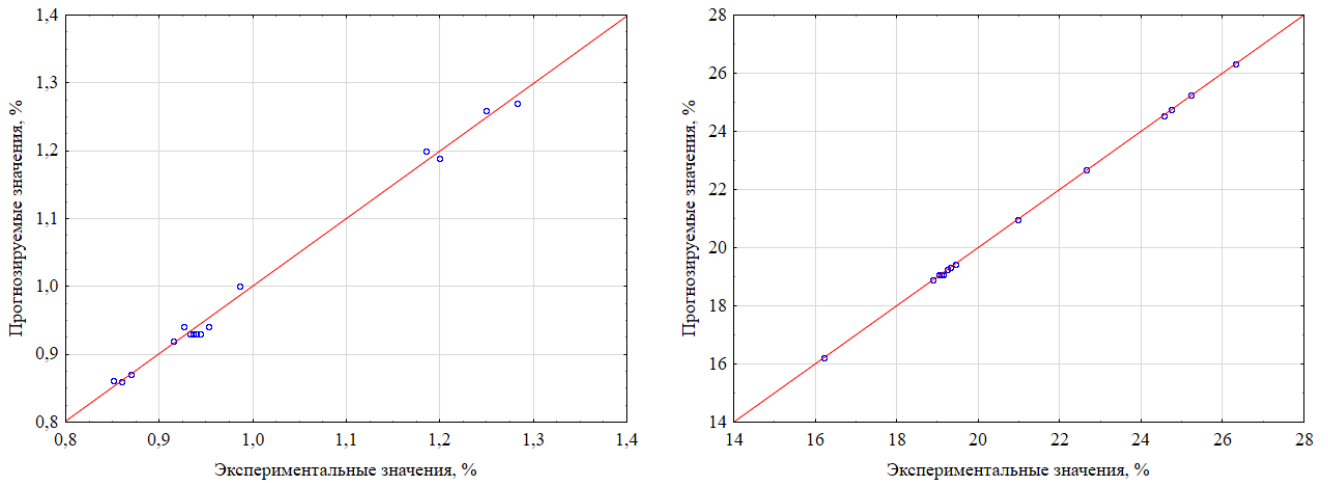


Рисунок 4.20 – Графические зависимости прогнозируемых значений от экспериментальных для моделей содержания (слева) и извлечения (справа)  $C_{орг}$  (по данным автора)

Анализ графических зависимостей, представленных на рисунке 4.20, показывает, что полученные регрессионные модели адекватно описывают зависимость показателей содержания и извлечения  $C_{орг}$ . Это подтверждается близким расположением экспериментальных точек к биссектрисе координатного угла (линия  $y=x$ ).

Полученные математические модели для  $C_{орг}$  с кодированными значениями факторов  $X_i$  на основе статистической значимости параметров с имеют вид (4.2):

$$\beta_{СК}^{C_{орг}} = 0,931 + 0,040 \cdot X_1 + 0,030 \cdot X_2 - 0,165 \cdot X_3 + 0,134 \cdot X_3^2$$

$$\varepsilon_{СК}^{C_{орг}} = 19,086 + 0,286 \cdot X_1 + 0,168 \cdot X_1^2 - 0,397 \cdot X_2 - 3,048 \cdot X_3 + 3,310 \cdot X_3^2 + 0,180 \cdot X_1 \cdot X_2 + 1,238 \cdot X_1 \cdot X_2^2 +$$

$$+ 2,101 \cdot X_1^2 \cdot X_2 + 0,536 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,624 \cdot X_1^2 \cdot X_3 + 0,494 \cdot X_2 \cdot X_3$$
(4.2)

где  $\beta_{СК}^{C_{орг}}$  – содержание  $C_{орг}$  в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{СК}^{C_{орг}}$  – извлечение  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат, %;  $X_1$  – расход  $Na_2CO_3$ , г/т;  $X_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм;  $X_3$  – расход депрессора, г/т.

На основе полученных математических моделей, описывающих содержание и извлечение  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат, построены поверхности отклика в зависимости от трех факторов варьирования, представленные на рисунке 4.21.

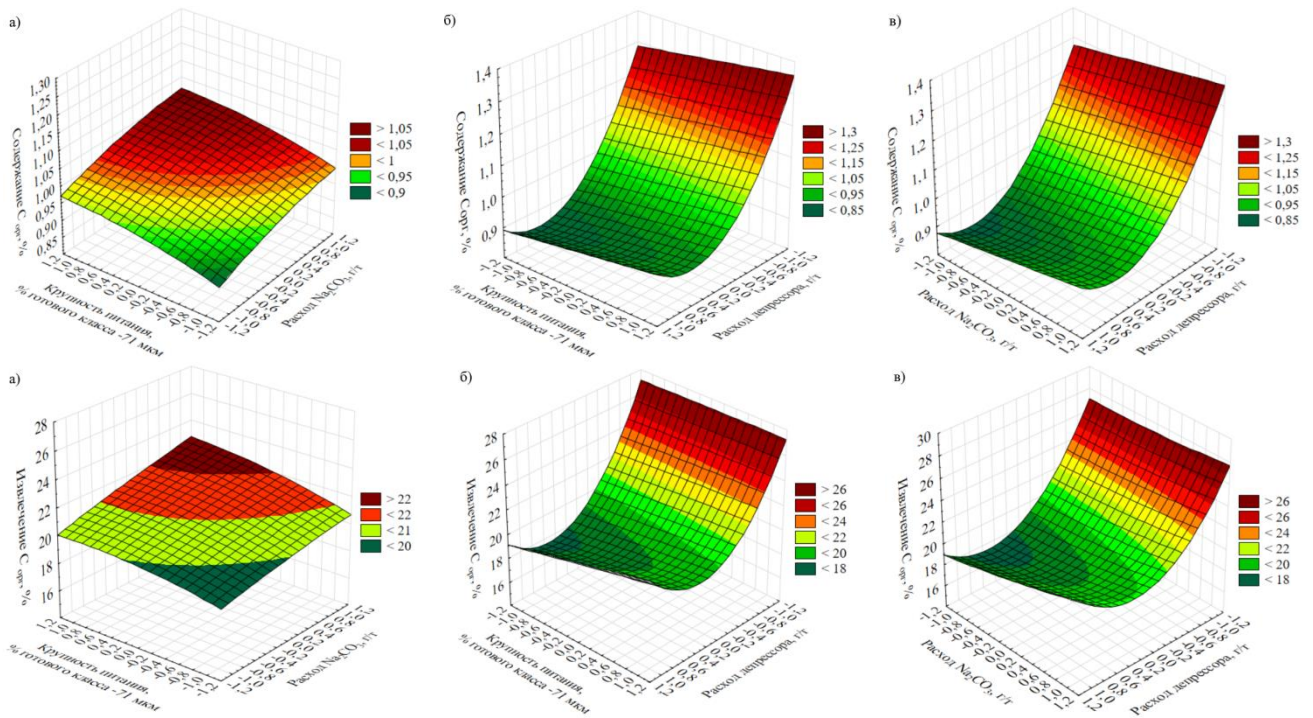


Рисунок 4.21 – Поверхность отклика для содержания (сверху) и извлечения (снизу)  $C_{орг}$  в концентрат в зависимости от: а) расхода  $Na_2CO_3$  и крупности питания, % готового класса; б) крупности питания, % готового класса и расхода депрессора; в) расхода  $Na_2CO_3$  и расхода депрессора (по данным автора)

На основе интерпретации графических зависимостей, представленных на рисунке 4.21, можно сделать вывод о том, что а) при увеличении доли готового класса  $-71$  мкм и расхода  $Na_2CO_3$  наблюдается рост содержания и извлечения  $C_{орг}$ ; б) повышение расхода депрессора оказывает большее влияние на минимизацию извлечения  $C_{орг}$ , чем изменение крупности питания; в) аналогичным образом влияние расхода депрессора на извлечение  $C_{орг}$  значительно превосходит изменение расхода  $Na_2CO_3$ .

Для получения раскодированных математических моделей использованы следующие преобразования (4.3):

$$X_1 = \frac{Y_1 - 900}{600}, X_2 = \frac{Y_2 - 80}{10}, X_3 = \frac{Y_3 - 550}{450} \quad (4.3)$$

где  $X_1, X_2, X_3$  – кодированные значения факторов  $X_i$ ;  $Y_1, Y_2, Y_3$  – натуральные значения факторов  $X_i$ ; 600, 10 и 450 – шаг варьирования значения факторов  $X_i$ ; 900, 80 и 550 – натуральные значения факторов  $X_i$  при уровне 0.

Полученные раскодированные математические модели для содержания и извлечения  $C_{орг}$  имеют вид (4.4):

$$\begin{aligned} \beta_{СК}^{C_{орг}} &= 1,033 + 0,0000667 \cdot Y_1 + 0,003 \cdot Y_2 - 0,0011 \cdot Y_3 + 0,000000662 \cdot Y_3^2 \\ \varepsilon_{СК}^{C_{орг}} &= 0,216 \cdot Y_1 - 4,834 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 + 3,317 \cdot Y_2 - 0,0186 \cdot Y_2^2 - 0,032 \cdot Y_3 + 1,646 \cdot 10^{-5} \cdot Y_3^2 - 0,0043 \cdot Y_1 \cdot Y_2 - \\ &- 2,063 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 + 5,836 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 4,949 \cdot 10^{-6} \cdot Y_1 \cdot Y_3 + 1,098 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2 \cdot Y_3 + 3,852 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 - 119,530 \end{aligned} \quad (4.4)$$

где  $\beta_{СК}^{Сорг}$  – содержание  $C_{орг}$  в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{СК}^{Сорг}$  – извлечение  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат, %;  $Y_1$  – расход  $Na_2CO_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

Аналогично проведена оптимизация регрессионных моделей для содержаний и извлечений  $S$ . Результаты представлены в таблице 4.17.

Таблица 4.17 – Результаты регрессионного анализа: исходные и усовершенствованная модели для содержания и извлечения  $S$  (по данным автора)

Параметр	Исходная модель										
	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$							
<b>Содержание <math>S</math></b>											
Свободный член	12,511	0,0048	2602,51	0,0000002*							
$X_1$	0,211	0,0042	50,56	0,0003909*							
$X_1^2$	-0,913	0,0043	-210,76	0,0000225*							
$X_2$	1,152	0,0042	276,58	0,0000131*							
$X_2^2$	-0,534	0,0043	-123,18	0,0000659*							
$X_3$	-0,301	0,0042	-72,30	0,0001913*							
$X_3^2$	-1,310	0,0043	-302,32	0,0000109*							
$X_1 \cdot X_2$	0,093	0,0042	22,28	0,0020088*							
$X_1 \cdot X_2^2$	-0,669	0,0059	-113,58	0,0000775*							
$X_1^2 \cdot X_2$	-1,765	0,0059	-299,81	0,0000111*							
$X_1 \cdot X_3$	-0,264	0,0042	-63,41	0,0002486*							
$X_1^2 \cdot X_3$	-1,218	0,0059	-206,78	0,0000234*							
$X_2 \cdot X_3$	-0,338	0,0042	-81,18	0,0001517*							
Качество модели	$R^2=0,99999$		$R^2_{с\text{коpp}}=0,99996$		$MSE=0,000069$						
Параметр	Исходная модель				Усовершенствованная модель						
	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$			
<b>Извлечение <math>S</math></b>											
Свободный член	87,476	0,1647	531,20	0,000004*	87,476	0,1700	514,60	0,0000000001*			
$X_1$	-0,207	0,1426	-1,45	0,283626**	–	–	–	–			
$X_1^2$	-5,732	0,1484	-38,62	0,000670*	-5,732	0,1532	-37,41	0,000003049*			
$X_2$	4,541	0,1426	31,84	0,000985*	4,541	0,1472	30,84	0,000006582*			
$X_2^2$	-3,473	0,1484	-23,40	0,001821*	-3,473	0,1532	-22,67	0,000022433*			
$X_3$	-1,173	0,1426	-8,22	0,014464*	-1,173	0,1472	-7,97	0,001344682*			
$X_3^2$	-7,090	0,1484	-47,76	0,000438*	-7,090	0,1532	-46,27	0,000001305*			
$X_1 \cdot X_2$	1,412	0,1426	9,90	0,010050*	1,412	0,1472	9,59	0,000660697*			
$X_1 \cdot X_2^2$	-0,484	0,2017	-2,40	0,138546**	-0,691	0,1472	-4,69	0,009355150*			
$X_1^2 \cdot X_2$	-4,034	0,2017	-20,00	0,002490*	-4,034	0,2082	-19,38	0,000041812*			
$X_1 \cdot X_3$	0,056	0,1426	0,39	0,732688**	–	–	–	–			
$X_1^2 \cdot X_3$	-5,652	0,2017	-28,03	0,001271*	-5,652	0,2082	-27,15	0,000010944*			
$X_2 \cdot X_3$	-1,298	0,1426	-9,10	0,011851*	-1,298	0,1472	-8,82	0,000912132*			
Качество модели	$R^2=0,99973$		$R^2_{с\text{коpp}}=0,99811$		$MSE=0,081353$		$R^2=0,99942$		$R^2_{с\text{коpp}}=0,99798$		$MSE=0,086688$

\* – статистически значим ( $p < 0,05$ ); \*\* – статистически незначим ( $p > 0,05$ ); MSE – средний квадрат остатков;  $t$  —  $t$ -статистика;  $p$  — уровень значимости

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.17, установлено, что регрессионные модели для содержания и извлечения S обладают высокой объясняющей способностью ( $R^2 = 0,99999$ ,  $R^2_{\text{скор}} = 0,99998$  и  $R^2 = 0,99942$ ,  $R^2_{\text{скор}} = 0,99798$  соответственно).

Для проверки адекватности полученных моделей построены графические зависимости прогнозируемых (по модели) значений от экспериментальных для содержаний и извлечений S, которые представлены на рисунке 4.22.

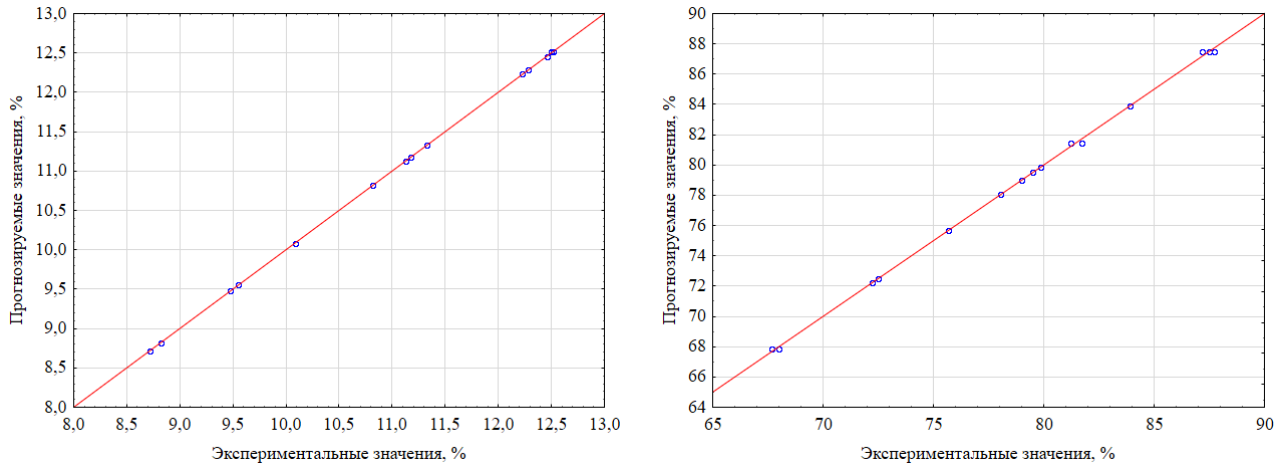


Рисунок 4.22 – Графические зависимости прогнозируемых значений от экспериментальных для модели содержания (слева) и извлечения (справа) S (по данным автора)

Анализ результатов, представленных на рисунке 4.22, позволяет подтвердить адекватность полученных математических моделей и возможность их использования для прогнозирования и оптимизации рассматриваемого технологического процесса.

Полученные математические модели для S с кодированными значениями факторов  $X_i$  на основе статистической значимости эффектов имеют вид (4.5):

$$\begin{aligned} \beta_{\text{СК}}^S = & 12,511 + 0,211 \cdot X_1 - 0,913 \cdot X_1^2 + 1,152 \cdot X_2 - 0,534 \cdot X_2^2 - 0,301 \cdot X_3 - 1,310 \cdot X_3^2 + 0,093 \cdot X_1 \cdot X_2 - 0,669 \cdot X_1 \cdot X_2^2 - \\ & - 1,765 \cdot X_1^2 \cdot X_2 - 0,264 \cdot X_1 \cdot X_3 - 1,218 \cdot X_1^2 \cdot X_3 - 0,338 \cdot X_2 \cdot X_3 \\ \varepsilon_{\text{СК}}^S = & 87,476 - 5,732 \cdot X_1^2 + 4,541 \cdot X_2 - 3,473 \cdot X_2^2 - 1,173 \cdot X_3 - 7,090 \cdot X_3^2 + 1,412 \cdot X_1 \cdot X_2 - 0,691 \cdot X_1 \cdot X_2^2 - \\ & - 4,034 \cdot X_1^2 \cdot X_2 - 5,652 \cdot X_1^2 \cdot X_3 - 1,298 \cdot X_2 \cdot X_3 \end{aligned} \quad (4.5)$$

где  $\beta_{\text{СК}}^S$  – содержание S в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{\text{СК}}^S$  – извлечение S в сульфидный концентрат, %;  $X_1$  – расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , г/т;  $X_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм;  $X_3$  – расход депрессора, г/т.

На основе полученных математических моделей для содержания и извлечения S в сульфидный концентрат построены поверхности отклика в зависимости от трех факторов варьирования, представленные на рисунке 4.23.

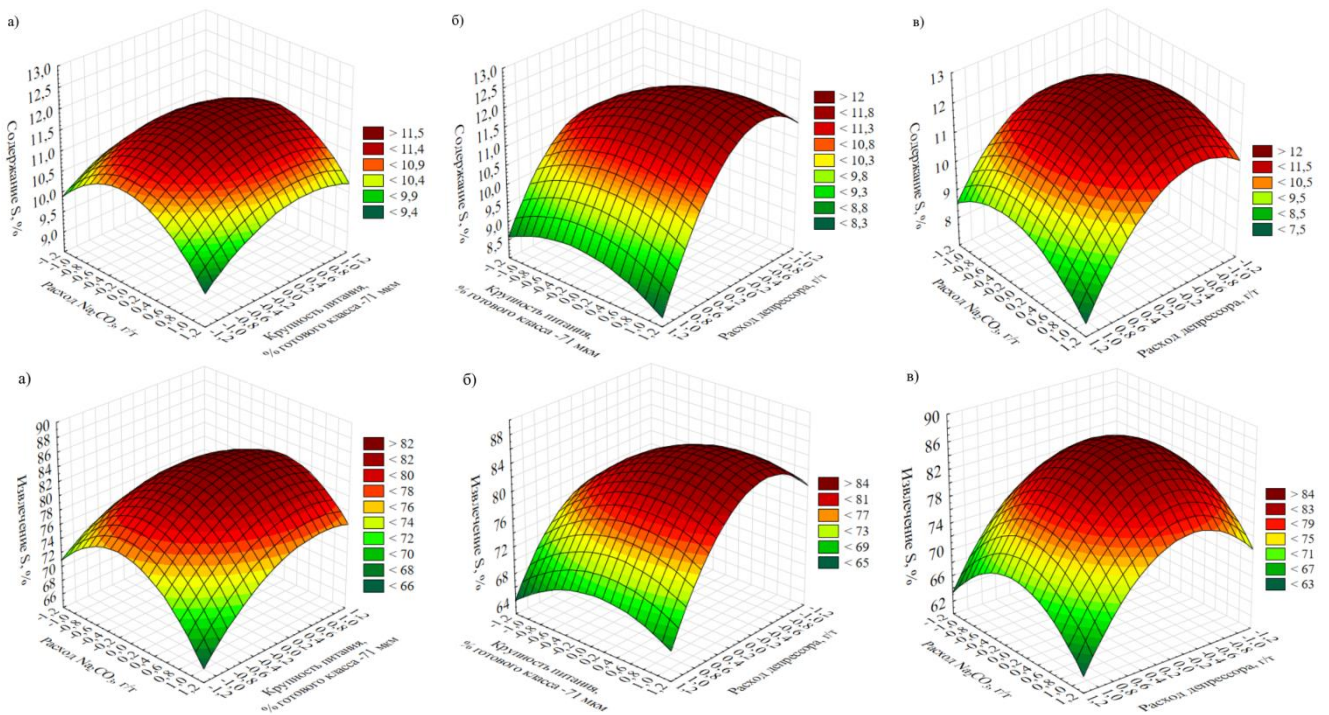


Рисунок 4.23 – Поверхность отклика для содержания (сверху) и извлечения (снизу) S в концентрате в зависимости от: а) расхода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и крупности питания, % готового класса; б) крупности питания, % готового класса и расхода депрессора; в) расхода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и расхода депрессора (по данным автора)

Анализ результатов, представленных на рисунке 4.23, позволил установить, что а) при одновременном повышении расхода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и доли готового класса -71 мкм содержание и извлечение S увеличиваются, при этом  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  оказывает большее влияние; б) при увеличении доли готового класса -71 мкм и расхода депрессора аналогичным образом повышается содержание и извлечение S, однако, изменение крупности дает более выраженный эффект; в) аналогично рост показателей S происходит при повышении расходов  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и депрессора.

После преобразования полученные раскодированные математические модели для S имеют вид (4.6):

$$\begin{aligned}
 \beta_{\text{СК}}^{\text{S}} &= 61,831 - 0,145 \cdot Y_1 + 4,082 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 - 1,006 \cdot Y_2 + 0,0047 \cdot Y_2^2 + 0,0072 \cdot Y_3 - 6,469 \cdot 10^{-6} \cdot Y_3^2 + 0,0027 \cdot Y_1 \cdot Y_2 \\
 &\quad - 1,115 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 - 4,90 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 + 1,26 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 7,52 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 - 7,51 \cdot 10^{-5} \cdot Y_2 \cdot Y_3 \\
 \varepsilon_{\text{СК}}^{\text{S}} &= -0,260 \cdot Y_1 + 9,291 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 + 3,392 \cdot Y_2 - 0,024 \cdot Y_2^2 + 0,031 \cdot Y_3 - 3,501 \cdot 10^{-5} \cdot Y_3^2 + 0,0041 \cdot Y_1 \cdot Y_2 \\
 &\quad - 1,15 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 - 1,12 \cdot 10^{-6} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 3,489 \cdot 10^{-8} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 + 6,28 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 2,884 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2 \cdot Y_3 - 34,445
 \end{aligned} \tag{4.6}$$

где  $\beta_{\text{СК}}^{\text{S}}$  – содержание S в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{\text{СК}}^{\text{S}}$  – извлечение S в сульфидный концентрат, %;  $Y_1$  – расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

С целью проведения оптимизации и определения таких параметров процесса, при которых обеспечивается минимальное извлечение  $C_{орг}$  при одновременном максимальном извлечении  $S$  в сульфидный концентрат, был введен комплексный критерий  $K$  (4.7):

$$K = E_S \cdot (1 - \varepsilon_{C_{орг}}), \quad (4.7)$$

где  $E_S = \frac{\varepsilon_S \cdot \beta_S}{100 - \gamma}$  – эффективность обогащения по  $S$ , доли ед.;  $\varepsilon_S$  – извлечение  $S$  в сульфидный концентрат, %;  $\beta_S$  – содержание  $S$  в сульфидном концентрате, %;  $\gamma$  – выход сульфидного концентрата, %;  $\varepsilon_{C_{орг}}$  – извлечение  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат, доли ед.

Безразмерный комплексный критерий оптимизации имеет диапазон  $K \in [0; 1]$ . При  $E_S = 1$ ,  $\varepsilon_{C_{орг}} = 0 \rightarrow K = 1$ , при  $E_S = 0$ ,  $\varepsilon_{C_{орг}} = 1 \rightarrow K = 0$ . На рисунке 4.24 представлена зависимость значений комплексного критерия оптимизации  $K$  от извлечения  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат и эффективности обогащения по  $S$ .

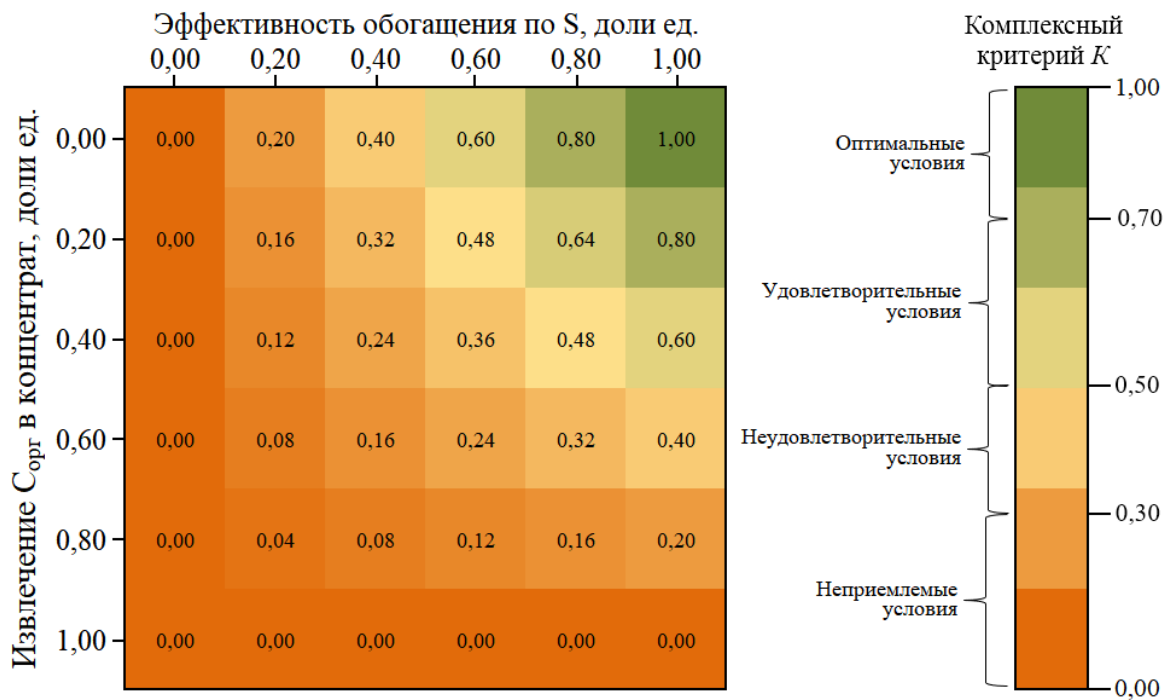


Рисунок 4.24 – Зависимость значения комплексного критерия оптимизации  $K$  от эффективности обогащения по  $S$  и извлечения  $C_{орг}$  в концентрат (составлено автором)

Выбранные пороговые значения комплексного критерия  $K$ , представленные на рисунке 4.24, установлены с учетом того, что граница  $K = 0,70$  соответствует условию одновременного достижения высокой эффективности обогащения по сере при минимизации извлечения органического углерода в концентрат; граница  $K = 0,50$  определена как минимально допустимое значение, при котором извлечение целевого компонента превышает извлечение  $C_{орг}$  не менее чем в 1,5-2 раза; граница  $K = 0,30$  – нижний предел, при котором реагентный режим не обеспечивает селективного разделения.

В таблице 4.18 представлены результаты расчета значений комплексного критерия  $K$  на основе экспериментальных данных.

Таблица 4.18 – Результаты расчета комплексного критерия  $K$  на основе экспериментальных данных для оптимизации (по данным автора)

Уровни факторов			$\varepsilon_{\text{Сорг}}$ , доли ед.	$E_S$ , доли ед	$K$
$X_1$	$X_2$	$X_3$			
300	70	550	0,162	0,803	0,673
1500	70	550	0,189	0,772	0,627
300	90	550	0,193	0,815	0,658
1500	90	550	0,227	0,858	0,663
300	80	100	0,252	0,853	0,638
1500	80	100	0,247	0,821	0,618
300	80	1000	0,193	0,727	0,587
1500	80	1000	0,210	0,726	0,574
900	70	100	0,263	0,770	0,567
900	90	100	0,246	0,854	0,644
900	70	1000	0,193	0,771	0,623
900	90	1000	0,194	0,818	0,659
900	80	550	0,191	0,898	0,727
900	80	550	0,190	0,903	0,731
900	80	550	0,191	0,906	0,733

Для получения математической модели комплексного критерия  $K$  проводилась оптимизация регрессионной модели путем пошагового исключения параметров с уровнем значимости  $p > 0,05$ . В таблице 4.19 представлены результаты регрессионного анализа и сравнение исходной и усовершенствованной моделей.

Таблица 4.19 – Результаты регрессионного анализа: исходная и усовершенствованная модели для комплексного критерия  $K$  (по данным автора)

Параметр	Исходная модель				Усовершенствованная модель			
	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$	Коэффициент регрессии	$\sigma$	$t$	$p$
Свободный член	0,730	0,0018	398,61	0,000006*	0,730	0,0019	391,95	$2,54 \cdot 10^{-10}$ *
$X_1$	-0,008	0,0016	-5,18	0,035263*	-0,009	0,0011	-8,11	0,001257*
$X_1^2$	-0,047	0,0017	-28,48	0,001230*	-0,047	0,0017	-28,01	0,000010*
$X_2$	0,028	0,0016	17,88	0,003112*	0,028	0,0016	17,58	0,000061*
$X_2^2$	-0,028	0,0017	-16,86	0,003497*	-0,028	0,0017	-16,58	0,000077*
$X_3$	0,018	0,0016	11,07	0,008059*	0,018	0,0016	10,89	0,000404*
$X_3^2$	-0,079	0,0017	-47,90	0,000435*	-0,079	0,0017	-47,10	0,000001*
$X_1 \cdot X_2$	0,013	0,0016	8,23	0,014453*	0,013	0,0016	8,09	0,001269*
$X_1 \cdot X_2^2$	-0,002	0,0022	-0,92	0,456019**	–	–	–	–
$X_1^2 \cdot X_2$	-0,023	0,0022	-10,25	0,009393*	-0,023	0,0023	-10,07	0,000546*
$X_1 \cdot X_3$	0,002	0,0016	1,14	0,372880**	–	–	–	–
$X_1^2 \cdot X_3$	-0,041	0,0022	-18,40	0,002939*	-0,041	0,0023	-18,10	0,000055*
$X_2 \cdot X_3$	-0,010	0,0016	-6,47	0,023046*	-0,010	0,0016	-6,36	0,003124*
Качество модели	$R^2=$ 0,99949	$R^2_{\text{скапп}}=$ 0,99641	$MSE=$ 0,0000101		$R^2=$ 0,99894	$R^2_{\text{скапп}}=$ 0,99629	$MSE=$ 0,0000104	

\* – статистически значим ( $p < 0,05$ ); \*\* – статистически незначим ( $p > 0,05$ ); MSE – средний квадрат остатков;  $t$  —  $t$ -статистика;  $p$  — уровень значимости

На основе анализа проведенной статистической обработки рассчитанных комплексных критериев для всех опытов с тремя факторами варьирования, представленной в таблице 4.19,

выявлено, что усовершенствованная модель для  $K$  объясняет 99,89 % изменчивости полученных данных ( $R^2 = 0,99894$ ,  $R^2_{\text{скор}} = 0,99894$ ).

Проведена проверка адекватности полученной модели путем построения графической зависимости прогнозируемых (по модели) значений от рассчитанных комплексных критериев на основе полученных экспериментальных данных, которая представлена на рисунке 4.25.

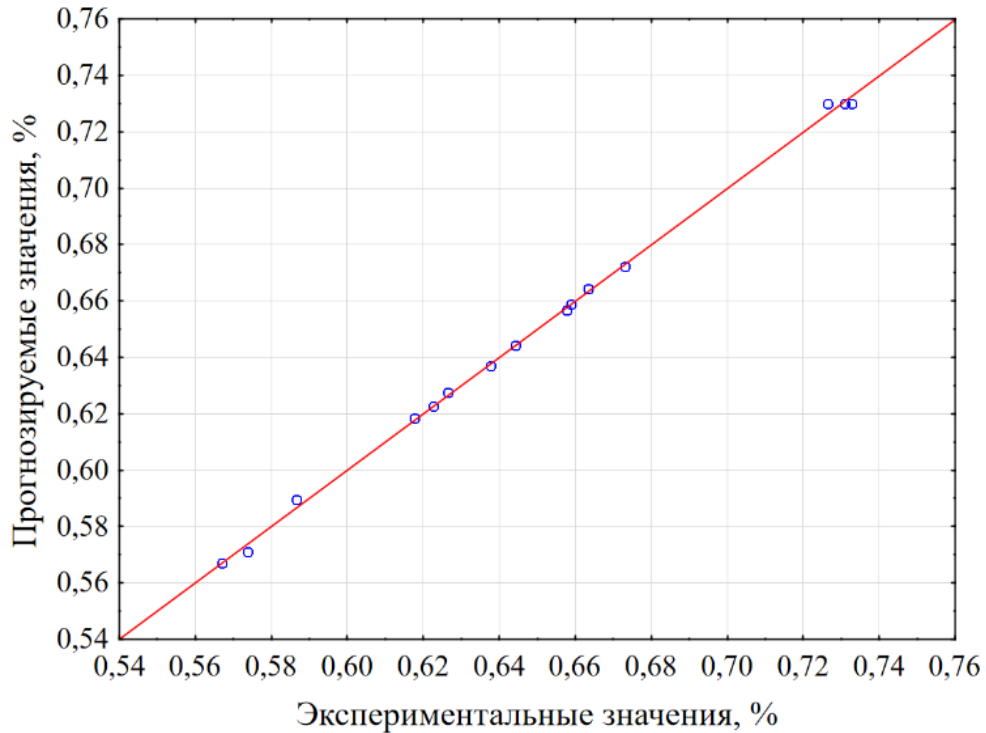


Рисунок 4.25 – Графические зависимости прогнозируемых значений от экспериментальных для модели комплексного критерия  $K$  (по данным автора)

Совокупный анализ полученных результатов, представленных в таблице 4.19 и на рисунке 4.25, позволяет подтвердить адекватность полученной регрессионной модели. Систематических смещений прогнозируемых значений относительно экспериментальных данных не выявлено, точки распределены симметрично относительно линии  $y=x$ .

Полученная математическая модель для комплексного критерия  $K$  с кодированными значениями факторов  $X_i$  на основе статистической значимости эффектов имеет вид (4.8):

$$K=0,730-0,009 \cdot X_1-0,047 \cdot X_1^2+0,028 \cdot X_2-0,028 \cdot X_2^2+0,018 \cdot X_3-0,079 \cdot X_3^2+0,013 \cdot X_1 \cdot X_2-0,023 \cdot X_1^2 \cdot X_2-0,041 \cdot X_1^2 \cdot X_3-0,010 \cdot X_2 \cdot X_3 \quad (4.8)$$

где  $K$  – комплексный критерий для оптимизации параметров сульфидной флотации;  $X_1$  – расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , г/т;  $X_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм;  $X_3$  – расход депрессора, г/т.

На основе полученной математической модели для комплексного критерия  $K$  построены поверхности отклика в зависимости от трех факторов варьирования, представленные на рисунке 4.26.

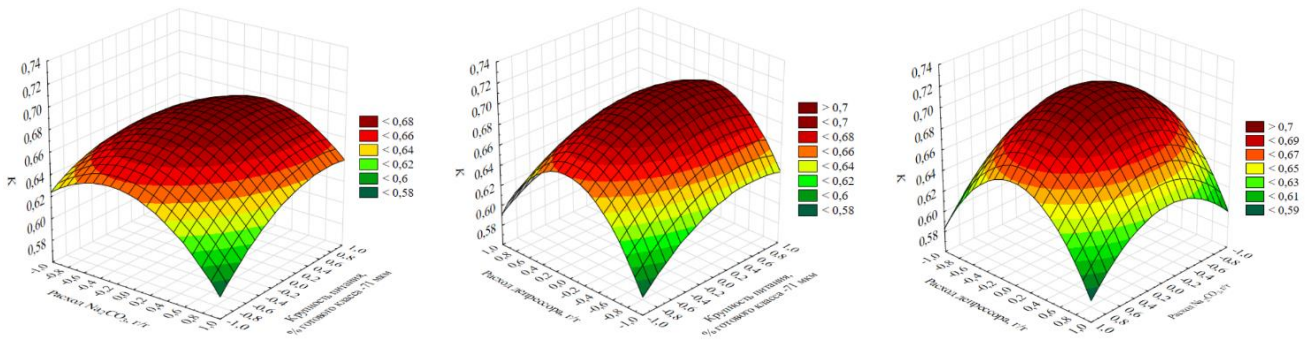


Рисунок 4.26 – Поверхность отклика для комплексного критерия  $K$  в зависимости от: а) расхода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и крупности питания, % готового класса; б) крупности питания, % готового класса и расхода депрессора; в) расхода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и расхода депрессора (по данным автора)

Найдены оптимум и диапазоны факторов варьирования  $X_1$ ,  $X_2$  и  $X_3$ , при которых достигается максимальное значение комплексного критерия  $K$ . Результаты расчетов представлены в таблице 4.20.

Таблица 4.20 – Полученные результаты (по данным автора)

Параметр	Оптимум		$\varepsilon$ , %		Диапазон		$\varepsilon$ , %	
	Код. значения	Раскод. значения	$C_{\text{орг}}$	$S$	Код. значения	Раскод. значения	$C_{\text{орг}}$	$S$
Расход $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , г/т ( $X_1$ )	-0,023	886	18,67	88,66	[-0,123; +0,077]	826-946	18,54- 18,94	88,36- 88,58
Крупность питания, % готового класса -71 мкм ( $X_2$ )	0,489	85			[+0,389; +0,589]	84-86		
Расход депрессора, г/т ( $X_3$ )	0,079	586			[-0,021; +0,179]	541-631		
Комплексный критерий $K$	0,738		0,7361-0,7363					

На основе интерпретации полученных данных, представленных в таблице 4.20, обоснованы диапазоны для каждого из трех варьируемых факторов, при которых достигается минимизация извлечения  $C_{\text{орг}}$  при максимизации извлечения  $S$ . Для проведения дальнейших исследований флотационного обогащения приняты следующие обоснованные параметры, находящиеся в полученных диапазонах оптимума, а именно: расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  900 г/т; крупность питания 85 % готового класса -71 мкм; расход депрессора (кукурузный декстрин) 600 г/т.

После преобразования полученная раскодированная математическая модель для комплексного критерия  $K$  имеет вид (4.9):

$$K = -0,9333 - 1,124 \cdot 10^{-3} \cdot Y_1 + 5,20 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 + 4,17 \cdot 10^{-2} \cdot Y_2 - 2,8 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2^2 + 4,42 \cdot 10^{-4} \cdot Y_3 - 3,9 \cdot 10^{-7} \cdot Y_3^2 + 1,37 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2 - 6,39 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 2,53 \cdot 10^{-10} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 + 4,56 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 2,22 \cdot 10^{-6} \cdot Y_2 \cdot Y_3 \quad (4.9)$$

где  $K$  – комплексный критерий для оптимизации параметров сульфидной флотации;  $Y_1$  – расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

По результатам статистической обработки полученных результатов исследований, направленных на интенсификацию процесса сульфидной флотации углеродистой благороднометалльной руды, получены математические модели для содержаний и извлечений  $C_{орг}$  и  $S$  на основе значимости линейных, квадратичных и взаимодействующих эффектов ( $p < 0,05$ ). Построены поверхности отклика для содержаний и извлечений  $C_{орг}$  и  $S$  соответственно в зависимости от трех факторов: расходов  $Na_2CO_3$  и депрессора, крупности питания. Введен комплексный критерий  $K$  для оптимизации и нахождения значений трех факторов, при которых достигается минимизация извлечения  $C_{орг}$  при максимизации извлечения  $S$  в сульфидный флотационный концентрат. Определены оптимум и диапазоны трех исследуемых факторов, при которых достигается близкое к минимальному извлечение углеродистого вещества 18,67 % и максимизация серы 88,66 % при  $K=0,738$ . Обоснованы параметры для проведения дальнейших экспериментов, находящиеся в диапазоне оптимума: расход  $Na_2CO_3$  900 г/т; крупность питания 85 % готового класса -71 мкм; расход депрессора 600 г/т.

#### 4.2.3 Обоснование режимных параметров процесса сульфидной флотации

Для подтверждения возможности достижения поставленной цели проведены две серии опытов. Серия опытов 1 – с обоснованными расходами  $Na_2CO_3$  900 г/т и депрессора (кукурузный декстрин) 600 г/т, Серия опытов 2 – с базовым реагентным режимом (расходы  $Na_2CO_3$  900 г/т, депрессора органического углерода – углеводородного полимера [28] – 350 г/т), в соответствии со схемой, представленной на рисунке 2.30. Крупность руды на флотационное обогащение для двух опытов – 85 % готового класса -71 мкм. В таблице 4.21 представлены результаты флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2). Таблица 4.21 – Результаты флотационного обогащения углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) (по данным автора)

№ серии	Продукт	$\gamma$ , %	$\beta$ , % (*г/т)					$\varepsilon$ , %				
			$C_{орг}$	Au*	Fe	As	S	$C_{орг}$	Au	Fe	As	S
1	К-т 1	7,45	0,31	90,90	17,12	9,39	24,47	2,78	71,14	30,81	66,00	75,44
	К-т 2	1,76	0,75	46,46	8,77	4,07	11,45	1,59	8,59	3,73	6,75	8,34
	К-т 3	2,02	2,49	31,20	8,03	2,96	9,87	6,05	6,62	3,92	5,65	8,25
	<b>К-т 1+2+3</b>	<b>11,23</b>	<b>0,77</b>	<b>73,20</b>	<b>14,18</b>	<b>7,40</b>	<b>19,80</b>	<b>10,42</b>	<b>86,35</b>	<b>38,46</b>	<b>78,40</b>	<b>92,03</b>
	ПП1	2,60	0,71	8,02	2,95	0,97	2,33	2,23	2,19	1,85	2,39	2,51
	ПП2	4,71	0,72	3,15	1,88	0,41	0,46	4,09	1,56	2,14	1,82	0,90
	ПП3	7,22	0,55	3,24	3,41	0,54	0,39	4,78	2,46	5,95	3,65	1,18
	Хвосты	74,24	0,88	0,95	2,88	0,20	0,11	78,48	7,44	51,60	13,74	3,38
	<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>9,52</b>	<b>4,14</b>	<b>1,06</b>	<b>2,416</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

## Продолжение таблицы 4.21

№ серии	Продукт	γ, %	β, % (*г/г)					ε, %				
			C <sub>орг</sub>	Au*	Fe	As	S	C <sub>орг</sub>	Au	Fe	As	S
2	К-т 1	6,89	0,25	90,77	18,35	9,05	24,38	2,15	65,83	30,39	57,74	69,99
	К-т 2	1,72	1,12	67,70	13,89	6,55	17,37	2,41	12,26	5,74	10,43	12,45
	К-т 3	3,06	2,17	15,38	3,74	1,76	4,37	8,28	4,95	2,75	4,98	5,57
	<b>К-т 1+2+3</b>	<b>11,67</b>	<b>0,88</b>	<b>67,60</b>	<b>13,86</b>	<b>6,77</b>	<b>18,10</b>	<b>12,84</b>	<b>83,04</b>	<b>38,88</b>	<b>73,15</b>	<b>88,01</b>
	ПП1	2,33	1,38	15,10	6,05	1,77	3,97	4,02	3,70	3,39	3,82	3,85
	ПП2	4,23	1,62	3,61	3,84	0,50	0,44	8,57	1,61	3,91	1,96	0,78
	ПП3	15,86	1,19	1,36	2,83	0,22	0,09	23,59	2,27	10,79	3,23	0,60
	Хвосты	65,91	0,62	1,35	2,72	0,29	0,25	50,98	9,38	43,03	17,84	6,76
<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,80</b>	<b>9,50</b>	<b>4,16</b>	<b>1,08</b>	<b>2,40</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 4.21, можно сделать вывод о том, что изменение суммарного выхода концентратов 1-3 серий опытов 1 и 2 незначительно и составляет порядка 0,44 %. Выявлено, что при обоснованном реагентном режиме (серия опытов 1) суммарное извлечение золота в концентраты 1-3 выше на 3,31 % в сравнении с сериями опытов 2, при этом содержание благородного металла повышается на 5,6 г/т. Для серии опытов 1 потери золота с хвостами обогащения составляют порядка 0,95 г/т, для опыта 2 – 1,35 г/т. Стоит также отметить, что извлечение C<sub>орг</sub> в концентраты 1-3 ниже на 2,42 % в сравнении с сериями опытов 2.

Одним из возможных вариантов предварительной оценки эффективности последующей гидрометаллургической переработки благороднометалльных концентратов методом автоклавного окисления с дальнейшим сорбционным цианированием является определение соотношения Au/C<sub>орг</sub> [30]. В работе [47] показано, что при соотношении Au/C<sub>орг</sub> >8 г/кг в золотосульфидном концентрате достигаются показатели извлечения золота более 90 % данным методом. В таблице 4.22 представлены результаты расчета соотношения для концентратов двух серий опытов.

Таблица 4.22 – Результаты расчета соотношения Au/C<sub>орг</sub> для золотосодержащих концентратов двух серий опытов (по данным автора)

№ серии опытов	Продукт	γ, %	β, % (*г/г)		Au/C <sub>орг</sub> , г/кг
			C <sub>орг</sub>	Au*	
1	<b>К-т 1+2+3</b>	<b>11,23</b>	<b>0,77</b>	<b>73,20</b>	<b>9,51</b>
	ПП1	2,60	0,71	8,02	1,13
	ПП2	4,71	0,72	3,15	0,44
	ПП3	7,22	0,55	3,24	0,59
	Хвосты	74,23	0,88	0,95	0,11
	<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,83</b>	<b>9,52</b>	
2	<b>К-т 1+2+3</b>	<b>11,67</b>	<b>0,88</b>	<b>67,60</b>	<b>7,68</b>
	ПП1	2,33	1,38	15,10	1,09
	ПП2	4,23	1,62	3,61	0,22
	ПП3	15,86	1,19	1,36	0,11
	Хвосты	65,91	0,62	1,35	0,22
	<b>Исходная руда</b>	<b>100,00</b>	<b>0,80</b>	<b>9,50</b>	

По результатам проведенной предварительной оценки эффективности последующей гидрометаллургической переработки золотосодержащих концентратов по соотношению  $Au/C_{орг}$  для двух серий опытов, представленным в таблице 4.22, установлено, что для серии опытов 1 достигается большее значение соотношения  $Au/C_{орг}$  в концентратах 1-3 в сравнении с серией опытов 2 на 1,83 г/кг. Также стоит отметить, что для серии опытов 2 соотношение  $Au/C_{орг} < 8$  г/кг в данных концентратах, что потенциально может снизить показатель извлечения золота методом автоклавного окисления с последующим сорбционным цианированием.

На основе полученных результатов, представленных в таблице 4.21, для серии опытов 1 с обоснованным реагентным режимом произведен расчет качественно-количественной схемы, представленной на рисунке 4.27.

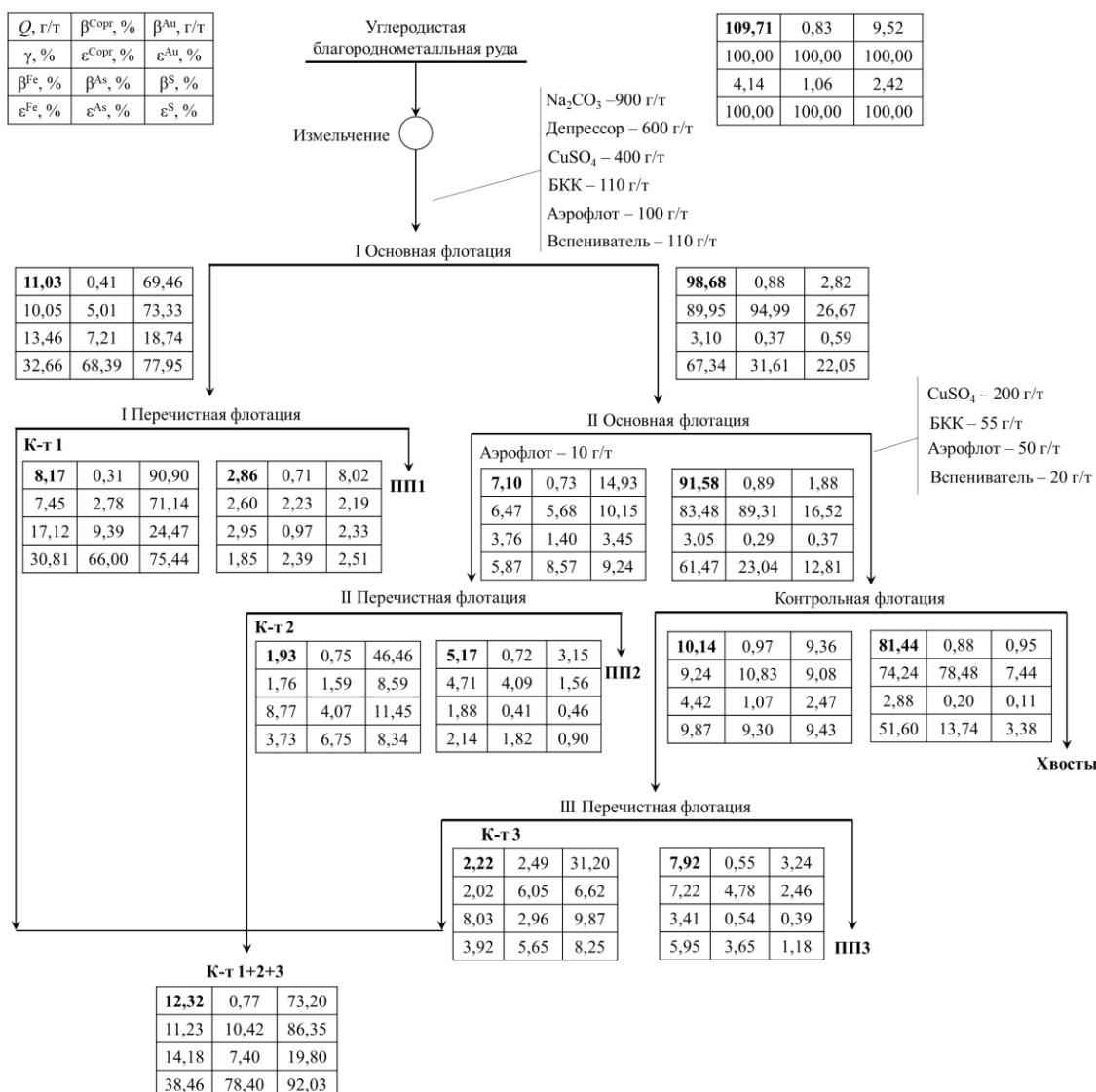


Рисунок 4.27 – Качественно-количественная схема флотационного обогащения углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) (составлено автором)

Полученные результаты подтверждают применимость данного реагентного режима для повышения извлечения благородного металла в концентрат при минимальном извлечении

углеродистого вещества и могут быть взяты за основу для разработки принципиальной технологической схемы и ее технико-экономического обоснования.

#### 4.3 Сводные результаты главы 4

По результатам проведения экспериментальных исследований по установлению возможности укрупнения низкоразмерных благородных металлов в модельных навесках и углеродистых продуктах, полученных в ходе проведения флотации углеродистой руды (Объект 1) за счет СВЧ обработки с добавлением магнетита для создания активных центров локального нагрева и исследованию влияния депрессоров органического углерода в процессе сульфидной флотации благороднометалльной руды (Объект 2) составлена техническая инфографика, представленная на рисунке 4.28.

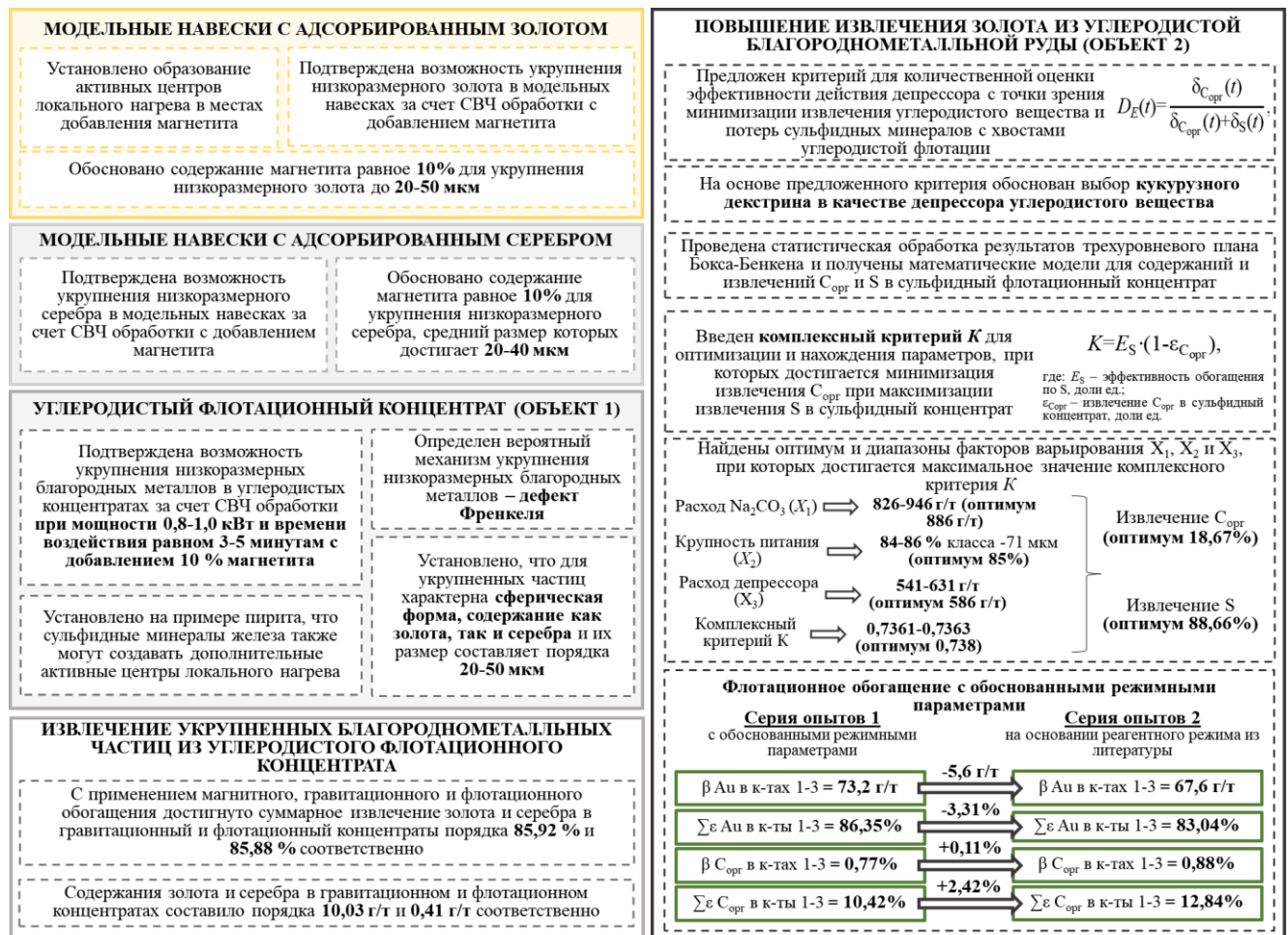


Рисунок 4.28 – Сводные результаты, представленные в 4 главе (составлено автором)

На основе анализа полученных результатов, представленных в 4 главе диссертации, можно сделать вывод о создании основ двух технологий переработки упорных благороднометалльных руд (Объекты 1 и 2). При содержании  $C_{орг} > 1\%$  рекомендовано проведение углеродистой флотации с последующей СВЧ обработкой концентрата при добавлении 10 % магнетита для создания активных центров локального нагрева и последующим извлечением укрупненных благороднометалльных частиц гравитационным и

флотационным методами. При содержании  $C_{орг} < 1\%$  – применение депрессора для минимизации извлечения углеродистого вещества в сульфидный концентрат.

#### 4.4 Выводы по главе 4

1. На основе полученных результатов, представленных в 4 главе, создана основа технологии переработки углеродистой благороднометалльной руды с содержанием  $C_{орг} > 1\%$ .

Подтверждена возможность укрупнения низкоразмерного Au и Ag за счет СВЧ обработки при добавлении различного содержания магнетита в модельные навески. Установлено, что в местах добавления магнетита в процессе СВЧ обработки образуются активные центры локального нагрева. Обосновано содержание магнетита равное 10 % на основе наибольшего значения содержания Au и Ag, укрупнение которых составляет порядка 20-50 мкм и 20-40 мкм соответственно.

Подтверждена возможность применения СВЧ обработки при добавлении обоснованного содержания магнетита равного 10 % в углеродистые продукты обогащения для укрупнения низкоразмерных благородных металлов. Выявлено, что для укрупненных частиц, размер которых составляет 20-40 мкм, характерна сферическая форма и содержание как золота, так и серебра в ассоциации с магнетитом. Установлен механизм укрупнения низкоразмерного золота и серебра в углеродсодержащих материалах за счет СВЧ обработки при добавлении магнетита – дефект Френкеля.

Экспериментально установлено, что проведение магнитной сепарации целесообразно в случае рециклинга магнитного концентрата в процесс СВЧ обработки для минимизации потерь благородных металлов и их доукрупнения, что также позволит сократить затраты на магнетит. С применением гравитационного и флотационного обогащения достигнуто суммарное извлечение золота и серебра в концентраты порядка 86 %, при содержаниях Au и Ag порядка 10,03 г/т и 0,41 г/т соответственно.

2. На основе полученных результатов, представленных в 4 главе, создана основа технологии переработки углеродистой благороднометалльной руды с содержанием  $C_{орг} < 1\%$ .

Проведена количественная оценка эффективности действия депрессора углеродистой составляющей с точки зрения минимизации извлечения органического вещества в концентрат и учета потерь сульфидных минералов с хвостами обогащения на основе предложенного критерия:

$$D_E(t) = \frac{\delta_{C_{орг}}(t)}{\delta_{C_{орг}}(t) + \delta_S(t)}$$

На основе результатов исследования кинетики углеродистой флотации обоснован выбор в качестве депрессора кукурузного декстрина для минимизации извлечения углеродистого по достигнутому наибольшему показателю предложенного критерия  $D_E(t) = 0,738$ .

На основе анализа результатов проведения трехуровневого плана Бокса-Бенкена и их статистической обработки получены адекватные математические модели для содержаний и извлечений  $C_{орг}$ :

$$\beta_{СК}^{C_{орг}} = 1,033 + 0,0000667 \cdot Y_1 + 0,003 \cdot Y_2 - 0,0011 \cdot Y_3 + 0,000000662 \cdot Y_3^2$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_{СК}^{C_{орг}} = & 0,216 \cdot Y_1 - 4,834 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 + 3,317 \cdot Y_2 - 0,0186 \cdot Y_2^2 - 0,032 \cdot Y_3 + 1,646 \cdot 10^{-5} \cdot Y_3^2 - 0,0043 \cdot Y_1 \cdot Y_2 - \\ & - 2,063 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 + 5,836 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 4,949 \cdot 10^{-6} \cdot Y_1 \cdot Y_3 + 1,098 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2 \cdot Y_3 + 3,852 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 - 119,530 \end{aligned}$$

где  $\beta_{СК}^{C_{орг}}$  – содержание  $C_{орг}$  в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{СК}^{C_{орг}}$  – извлечение  $C_{орг}$  в сульфидный концентрат, %;  $Y_1$  – расход  $Na_2CO_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

Получены адекватные математические модели для содержаний и извлечений S:

$$\begin{aligned} \beta_{СК}^S = & 61,831 - 0,145 \cdot Y_1 + 4,082 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 - 1,006 \cdot Y_2 + 0,0047 \cdot Y_2^2 + 0,0072 \cdot Y_3 - 6,469 \cdot 10^{-6} \cdot Y_3^2 + 0,0027 \cdot Y_1 \cdot Y_2 - \\ & - 1,115 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 - 4,90 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 + 1,26 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 7,52 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 - 7,51 \cdot 10^{-5} \cdot Y_2 \cdot Y_3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_{СК}^S = & -0,260 \cdot Y_1 + 9,291 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1^2 + 3,392 \cdot Y_2 - 0,024 \cdot Y_2^2 + 0,031 \cdot Y_3 - 3,501 \cdot 10^{-5} \cdot Y_3^2 + 0,0041 \cdot Y_1 \cdot Y_2 - \\ & - 1,15 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2^2 - 1,12 \cdot 10^{-6} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 3,489 \cdot 10^{-8} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 + 6,28 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 2,884 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2 \cdot Y_3 - 34,445 \end{aligned}$$

где  $\beta_{СК}^S$  – содержание S в сульфидном концентрате, %;  $\varepsilon_{СК}^S$  – извлечение S в сульфидный концентрат, %;  $Y_1$  – расход  $Na_2CO_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

Введен комплексный критерий оптимизации и нахождения параметров, при которых будет достигаться минимизация извлечения  $C_{орг}$  при максимизации извлечения S в сульфидный концентрат:

$$K = E_S \cdot (1 - \varepsilon_{C_{орг}}).$$

На основе расчетов комплексного критерия и статистической обработки результатов получена адекватная математическая модель:

$$\begin{aligned} K = & -0,9333 - 1,124 \cdot 10^{-3} \cdot Y_1 + 5,20 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1^2 + 4,17 \cdot 10^{-2} \cdot Y_2 - 2,8 \cdot 10^{-4} \cdot Y_2^2 + 4,42 \cdot 10^{-4} \cdot Y_3 - 3,9 \cdot 10^{-7} \cdot Y_3^2 + 1,37 \cdot 10^{-5} \cdot Y_1 \cdot Y_2 - \\ & - 6,39 \cdot 10^{-9} \cdot Y_1^2 \cdot Y_2 - 2,53 \cdot 10^{-10} \cdot Y_1^2 \cdot Y_3 + 4,56 \cdot 10^{-7} \cdot Y_1 \cdot Y_3 - 2,22 \cdot 10^{-6} \cdot Y_2 \cdot Y_3 \end{aligned}$$

где  $K$  – комплексный критерий для оптимизации параметров сульфидной флотации;  $Y_1$  – расход  $Na_2CO_3$ , г/т (диапазон: 300-1500 г/т);  $Y_2$  – крупность питания, % готового класса -71 мкм (диапазон: 70-90 %);  $Y_3$  – расход депрессора, г/т (диапазон: 100-1000 г/т).

Установлены оптимумы и диапазоны факторов варьирования  $Y_1$ ,  $Y_2$  и  $Y_3$ , находящихся в зоне оптимума, при которых достигается максимальное значение комплексного критерия  $K=0,738$ . Обоснованы параметры для проведения дальнейших исследований флотационного

обогащения: расход  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  900 г/т; крупность питания 85 % готового класса -71 мкм; расход депрессора 600 г/т.

По результатам сравнения данных проведенных серий опытов сульфидной флотации при обоснованном реагентном режиме и при базовом режиме установлено, что извлечение золота в концентраты 1-3 повысилось на 3,31 %, при этом содержание металла в указанных продуктах увеличилось на 5,6 г/т. Отмечено также, что при обоснованном реагентном режиме извлечение  $\text{C}_{\text{орг}}$  в концентраты 1-3 снизилось на 2,42 %.

## ГЛАВА 5 РАЗРАБОТКА ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД И ИХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ

### 5.1 Разработка принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1)

На основании полученных результатов, представленных в главе 3 и 4, разработана принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1), представленная на рисунке 5.1.

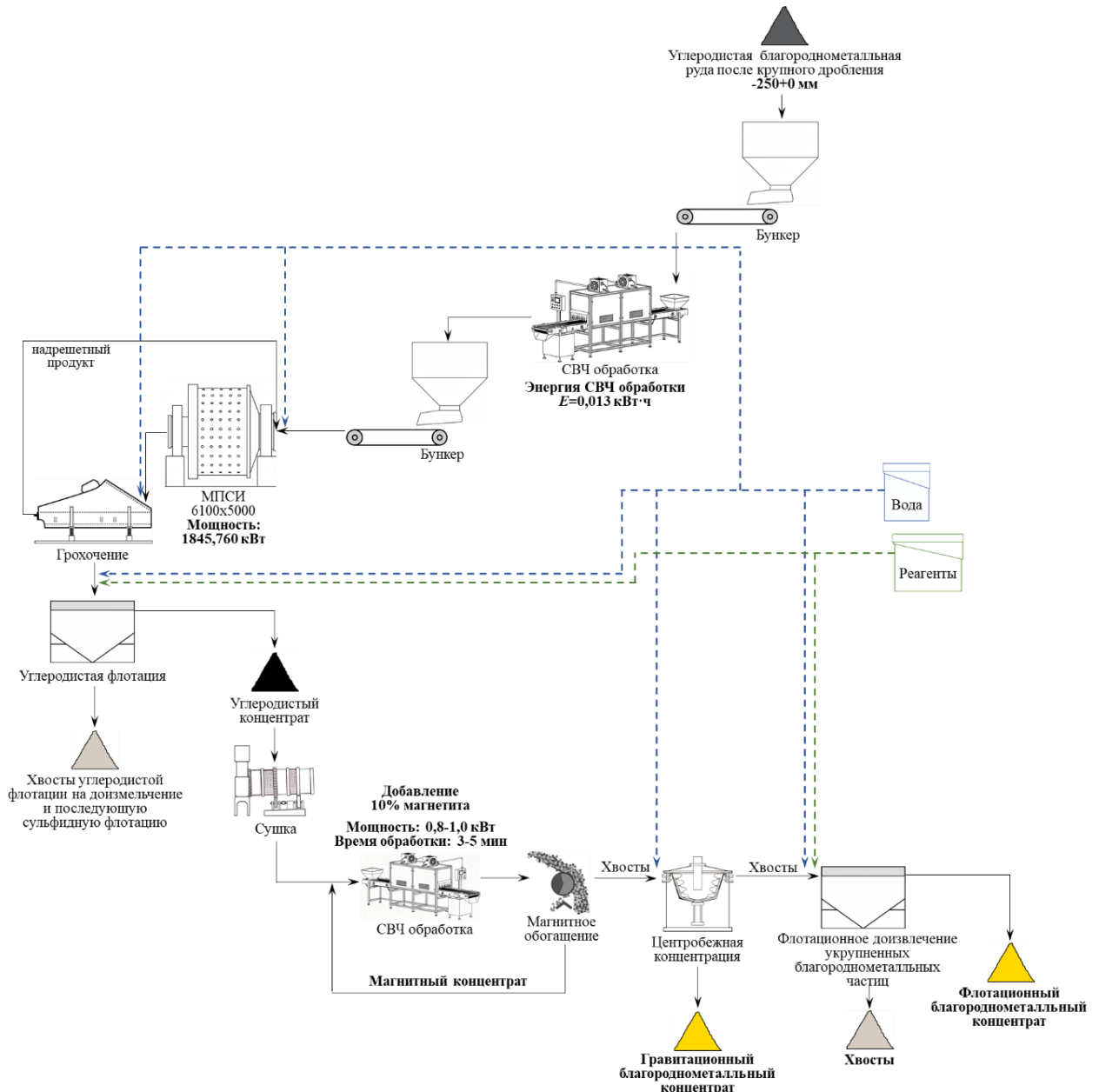


Рисунок 5.1 – Разработанная принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) (составлено автором)

Разработанная технологическая схема включает:

- предварительную СВЧ обработку исходного материала перед мельницей полусамоизмельчения с целью изменения прочностных параметров руды и снижения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемой МПСИ;

- получение углеродсодержащего продукта путем проведения углеродистой флотации и его СВЧ обработки с добавлением 10 % магнетита для укрупнения низкоразмерных благородных металлов и последующего их извлечения с применением гравитационного и флотационного обогащения с целью минимизации потерь ценных компонентов с хвостами переработки, а также магнитного обогащения для рециклинга магнитного концентрата в СВЧ обработку.

## 5.2 Технико-экономическое обоснование предложенной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1)

Для проведения технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1), показанной на рисунке 5.1, сведены результаты 3 и 4 глав. Исходные данные представлены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Исходные данные для технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы (Объект 1) (по данным автора)

Параметр	Значение	Единица измерения	Примечание
Производительность фабрики	1500000	т/год	Годовая
	190,0	т/ч	Часовая
Содержание золота	5,92	г/т	В исходной руде
Содержание серебра	0,31	г/т	
<b>Производительность СВЧ установки перед МПСИ</b>			
Производительность	190,0	т/ч	–
Производительность установки	245,7	т/ч	Длина конвейерной ленты 4 м, ширина 3 м, толщина слоя 0,25 м, кол-во циклов в час 30 ед., масса материала одного цикла обработки 8,19 т
Мощность	0,4	кВт	
Время обработки	2	мин	
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку	0,0016	кВт·ч/т	
<b>МПСИ</b>			
Мощность, затрачиваемая мельницей МПСИ	1845,760	кВт	Снижение на 157,619 кВт в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МПСИ	9,715	кВт·ч/т	Снижение на 0,829 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Суммарный расход электроэнергии МПСИ+СВЧ	9,716	кВт·ч/т	Снижение на 0,828 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки

Продолжение таблицы 5.1

Параметр	Значение	Единица измерения	Примечание
<b>Дополнительное извлечение благородных металлов из углеродистых продуктов обогащения</b>			
Производительность установки	6,00	т/ч	Длина конвейерной ленты 2 м, ширина 2 м, толщина слоя 0,05 м, кол-во циклов в час 30 ед., масса материала одного цикла обработки 8,19 т
Мощность	0,9	кВт (среднее)	
Время обработки	4	мин (среднее)	
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку	0,18	кВт·ч/т	
Суммарный расход электроэнергии СВЧ+МПСи+СВЧ (углеродистые продукты)	9,896	кВт·ч/т	Снижение на 0,648 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Извлечение золота из углеродистых продуктов	1,03	%	За счет извлечения укрупненных благороднометаллических частиц с применением гравитационного и флотационного обогащения
Извлечение серебра из углеродистых продуктов	0,81	%	
Извлечение золота в сульфидный концентрат до модернизации	86,49	%	Повышение извлечения золота в концентраты после модернизации на 1,03 %
Извлечение золота в концентраты после модернизации	87,52	%	
<b>Принятая стоимость</b>			
Электроэнергия	12,5	руб/кВт·ч	Принято на основе ДЭС, потребитель находится в 100 км от города/автотранспорта 10-20 руб/кВт·ч
Золото	9600	руб/г	Консервативная цена
Серебро	110	руб/г	

Технико-экономическая оценка проводилась на основе анализа только прироста экономического эффекта от модернизации действующей фабрики. В расчетах приняты постоянные (неиндексируемые) цены на золото и серебро, соответствующие уровню конца 2024 – начала 2025 гг.: 9600 руб/г и 110 руб/г соответственно. Фактические котировки для золота на 2026 год составляют порядка 12000 руб/г, а для серебра к концу 2025 года цена достигла 187 руб/г. Это позволяет рассматривать принятые цены, представленные в таблице 5.1, как заниженные и обеспечивающие консерватизм оценки.

В таблице 5.2 представлены ориентировочные капитальные вложения с учетом внедрения нового оборудования, а также резерва на непредвиденные расходы.

Таблица 5.2 – Ориентировочные капитальные вложения (по данным автора)

Оборудование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат	Примечание
СВЧ установка 1 (0,4 кВт, 2 мин)	80000	8,92	Предварительная обработка руды перед МПСИ
Замена мельницы МПСИ (с 6100×5400 на 6100×5000)	320000	35,68	С учетом доставки, монтажа, фундамента и работы
Установка для сушки	20000	2,23	Сушка углеродистого флотационного концентрата перед СВЧ обработкой
СВЧ установка 2 (0,9 кВт, 4 мин)	40000	4,46	Обработка углеродистого флотационного концентрата
Магнитный сепаратор (сухой)	15000	1,67	Извлечение магнетита, рециклинг магнитного концентрата с целью минимизации потерь благородных металлов
Центробежный концентратор Knelson	80000	8,92	Извлечение укрупненных благороднометаллических частиц
Флотационная машина	12700	1,42	Доизвлечение укрупненных благороднометаллических частиц из хвостов гравитационного обогащения
Дополнительные вложения	50600	5,64	Бункер, питатель, конвейер, насосы, трубопровод
Строительство производственного цеха	180000	20,07	Для размещения нового оборудования (здание, фундаменты, коммуникации)
Инженерное обеспечение и автоматизация	17000	1,90	АСУТП, электромонтажные работы
Резерв	81530	9,09	На непредвиденные расходы
<b>ИТОГО КАПИТАЛЬНЫЕ ВЛОЖЕНИЯ</b>	<b>896830</b>	<b>100,00</b>	<b>тыс. руб.</b>

Ориентировочные операционные затраты на реагенты и материалы, техническое обслуживание и ремонты, заработную плату и прочие расходы представлены в таблице 5.3.

Таблица 5.3 – Ориентировочные операционные затраты (по данным автора)

Наименование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат
Реагенты и материалы	107800	65,80
Техническое обслуживание и ремонты	17031	10,40
Заработная плата	24000	14,65
Прочие расходы	15000	9,15
<b>ИТОГО ЗАТРАТЫ</b>	<b>163831</b>	<b>100,00</b>

В таблице 5.4 представлены сводные результаты по вырубке: на основе извлечения золота и серебра из углеродистых флотационных концентратов, которые отправляются на хвостохранилище и не перерабатываются, а также на основе экономии электроэнергии за счет изменения прочностных параметров исходной углеродистой благороднометаллической руды перед рудоподготовительным переделом, по результатам моделирования схем рудоподготовки до и после СВЧ обработки и с учетом затрат электроэнергии на обработку.

Таблица 5.4 – Сводные результаты по выручке (по данным автора)

Показатель	Стоимость, тыс. руб.	Примечание
Золото из углеродистого флотационного концентрата	878054,4	Прирост выручки за счет вовлечения в переработку углеродистого флотационного концентрата с последующей СВЧ обработкой
Серебро из углеродистого флотационного концентрата	414,3	
Экономия электроэнергии	12150,0	С учетом снижения суммарного расхода электроэнергии затрачиваемой МПСИ и СВЧ обработкой в сравнении со схемой без СВЧ
<b>ИТОГО ВЫРУЧКА:</b>	<b>890618,7</b>	<b>тыс. руб.</b>

Горизонт расчета принят равным 10 годам. Первый год (2026) включает капитальные вложения и 4 месяца эксплуатации. Норма дисконта принята равной 18 %, что соответствует стоимости капитала в горнодобывающей отрасли России с учетом рисков. На основе принятого периода амортизации равного 10 годам для оборудования и 25 годам для здания цеха, рассчитаны доходы и расходы, результаты которых представлены в таблице 5.5. Резерв на непредвиденные расходы исключен из базы начисления амортизации, поскольку представляет собой оценочную статью бюджета, а не идентифицированный объект основных средств. При его фактическом освоении амортизационные отчисления увеличатся, что улучшит показатели проекта.

Таблица 5.5 – Сводная таблица доходов и расходов за период с 2026 по 2035 год (по данным автора)

Показатель, тыс. руб.	Года			
	2026	2027	2028	2029-2035
Выручка	296873	890619	890619	890619
Затраты	54610	163831	163831	163831
Амортизация	23577	70730	70730	70730
Операционная прибыль до налогов	218686	656058	656058	656058
Налог на имущество	4419	16640	15084	13528 → 4191
Налогооблагаемая база	214267	639418	640974	642530 → 651866
Налог на прибыль (20%)	42853	127884	128195	128506 → 130373
Чистая прибыль	171413	511534	512779	514024 → 521493
Операционный денежный поток	194990	582264	583509	584754 → 592223
Капитальные вложения	-896830	0	0	0
Денежный поток	-701840	582264	583509	584754 → 592223

Для периода с 2026 по 2035 год рассчитаны денежные потоки. Результаты расчетов представлены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Сводная таблица денежных потоков за период с 2026 по 2035 год (по данным автора)

Год	Денежный поток за год, тыс. руб.	Накопленный денежный поток, тыс. руб.	Примечание	Коэффициент дисконтирования	Дисконтированный денежный поток, тыс. руб.	Накопленный дисконтированный денежный поток, тыс. руб.
2026	-701840	-701840	Инвестиции	0,8475	-594780	-594780
2027	582264	-119576	Близко к окупаемости	0,7182	418173	-176607
2028	583509	463933	Окупаемость	0,6086	355142	178535
2029	584754	1048687	Прибыль	0,5158	301610	480145
2030	585999	1634686	Прибыль	0,4371	256145	736290
2031	587244	2221930	Прибыль	0,3704	217534	953824
2032	588489	2810418	Прибыль	0,3139	184741	1138565
2033	589733	3400152	Прибыль	0,2660	156892	1295457
2034	590978	3991130	Прибыль	0,2255	133240	1428696
2035	592223	4583353	Итого за 10 лет	0,1911	113153	1541849

На основе анализа результатов, представленных в таблице 5.6, установлено, что накопленный дисконтированный денежный поток переходит из отрицательной зоны в положительную между 2027 и 2028 годами, что соответствует дисконтированному сроку окупаемости 2,50 года. К концу 10-го года накопленный дисконтированный денежный поток достигает 1541849 тыс. руб., что является чистым дисконтированным доходом проекта.

Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) представлены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки (по данным автора)

Показатель	Значение	Единица измерения
<b>ГЛАВНЫЙ ПОКАЗАТЕЛЬ</b>		
Срок окупаемости	2,50	лет
<b>ФИНАНСОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Накопленный дисконтированный денежный поток	1541849	тыс. руб.
Внутренняя норма доходности	83	% год
Индекс доходности	2,72	
Производственная себестоимость 1 тонны концентрата	16,85	тыс. руб/т
Полная себестоимость 1 тонны концентрата	24,71	тыс. руб/т
Рентабельность производства	295	%
<b>КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ</b>		
Капитальные вложения	896830	тыс. руб.
Накопленный денежный поток	4583353	тыс. руб.
<b>ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Дополнительное извлечение Au	91,464	кг/год

## Продолжение таблицы 5.7

Показатель	Значение	Единица измерения
Дополнительное извлечение Ag	3,7665	кг/год
Экономия электроэнергии	12150	тыс. руб./год
<b>ОПЕРАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Годовая выручка	890619	тыс. руб.
Годовые затраты	163831	тыс. руб.

На основе анализа полученных результатов проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) установлено, что дисконтированный срок окупаемости предложенных решений составляет 2,50 лет (2 года 6 месяцев) при капитальных вложениях 896830 тыс. руб. Внутренняя норма доходности равна 83 % – это означает, что проект сохраняет положительный чистый дисконтированный доход при увеличении стоимости капитала до 83 %, что говорит о высоком запасе прочности. На основе полученного значения индекса доходности равного 2,72 можно сделать вывод о том, что каждый вложенный рубль приносит 2,72 руб. приведенной стоимости, из которых 1,72 руб. – чистый прирост стоимости.

На основе анализа данных, представленных в таблице 5.4, установлено, что наибольший вклад в годовую выручку оказывает золото (порядка 98,59 %). Вклад серебра пренебрежимо мал (порядка 0,05 %), что объясняется низким содержанием Ag в руде и его невысокой ценой. Данный факт очень важен, поскольку необходимо проведения анализа чувствительности, а изменение цены серебра практически не оказывает никакого влияния на экономику проекта.

Дополнительное извлечение золота из углеродистых продуктов обогащения после СВЧ обработки является технологическим риском проекта, а цена золота – рыночным риском. Для оценки влияния изменения дополнительного извлечения золота на индекс доходности приняты следующие диапазоны от -20 % до +10 % от базового 1,03 %. Асимметрия диапазона корректно отражает тот факт, что снижение извлечения более вероятно, чем его повышение. Диапазон изменения цены золота принят от -25 % до +25 % (с шагом 5 %). Результаты проведенной оценки представлены в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Оценка влияния изменения цены золота и дополнительного извлечения золота на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности	Цена золота, руб/г											
	7200	7680	8160	8640	9120	9600	10080	10560	11040	11520	12000	
Дополнительное извлечение Au, %	0,82	1,50	1,62	1,75	1,87	1,99	2,12	2,24	2,36	2,48	2,61	2,73
	0,88	1,62	1,75	1,88	2,01	2,14	2,27	2,40	2,53	2,66	2,79	2,92
	0,93	1,73	1,87	2,01	2,15	2,28	2,42	2,56	2,70	2,84	2,98	3,12
	0,98	1,85	1,99	2,14	2,28	2,43	2,58	2,72	2,87	3,02	3,16	3,31
	1,03	1,96	2,12	2,27	2,42	2,58	2,72	2,88	3,04	3,19	3,35	3,50
	1,08	2,08	2,24	2,40	2,56	2,72	2,88	3,05	3,21	3,37	3,53	3,69
	1,13	2,19	2,36	2,53	2,70	2,87	3,04	3,21	3,38	3,55	3,72	3,89

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице Таблица 5.8, можно сделать вывод о том, что даже при рассмотрении наихудшего сценария, когда извлечение золота из углеродистых продуктов снизится на 20 % и цена золота будет составлять 7200 руб/г, индекс доходности составит 1,5, что подтверждает безубыточность проекта.

Аналогично проведена оценка влияния изменения данных факторов на срок окупаемости, результаты которой представлены в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Оценка влияния изменения цены золота и дополнительного извлечения золота на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г										
		7200	7680	8160	8640	9120	9600	10080	10560	11040	11520	12000
Дополнительное извлечение Au, %	0,82	4,83	4,35	3,96	3,66	3,41	3,19	2,99	2,85	2,71	2,59	2,49
	0,88	4,38	3,96	3,65	3,38	3,15	2,95	2,80	2,67	2,55	2,44	2,34
	0,93	4,00	3,66	3,38	3,14	2,94	2,78	2,64	2,51	2,40	2,30	2,21
	0,98	3,71	3,41	3,15	2,94	2,77	2,62	2,49	2,38	2,27	2,18	2,10
	1,03	3,47	3,19	2,95	2,78	2,62	<b>2,50</b>	2,37	2,26	2,16	2,08	2,00
	1,08	3,25	2,99	2,80	2,64	2,49	2,37	2,25	2,15	2,06	1,98	1,92
	1,13	3,06	2,85	2,67	2,51	2,38	2,26	2,15	2,06	1,98	1,91	1,85

Анализ данных, представленных в таблице 5.9, позволяет установить, что при наихудшем сценарии дисконтированный срок окупаемости составит 4,83 года. При всех рассмотренных вариантах выявлено, что срок окупаемости находится в пределах от 1,85 до 4,83 лет.

Для определения насколько проект устойчив к изменению стоимости капитала и производительности фабрики проведена оценка влияния на индекс доходности. Диапазон изменения нормы дисконта принят от 12 % до 20 % (с шагом 2 %). Диапазон изменения производительности фабрики – от -20 % до +20 % (с шагом 10 %). Полученные результаты проведенной оценки представлены в таблице 5.10.

Таблица 5.10 – Оценка влияния изменения производительности и нормы дисконта на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Производительность, т/год				
		1200000	1350000	1500000	1650000	1800000
Норма дисконта	0,12	2,62	3,02	3,43	3,83	4,23
	0,14	2,42	2,79	3,16	3,53	3,90
	0,16	2,25	2,59	2,93	3,27	3,61
	0,18	2,10	2,42	<b>2,72</b>	3,04	3,36
	0,20	1,97	2,26	2,55	2,84	3,13

На основе анализа результатов, представленных в таблице 5.10, установлено, что при всех рассмотренных сценариях индекс доходности значительно выше, чем 1,00, что

подтверждает высокую эффективность проекта. Минимальный индекс доходности равный 1,97 достигнут при норме доходности 20 % и снижении производительности на 20 % от первоначально принятой. Изменение производительности фабрики оказывает наибольшее влияние, так как ее рост с 1,2 до 1,8 млн. тонн увеличивает индекс доходности на 60-65 %, при этом изменение нормы дисконта с 12 до 20 % приводит к снижению данного показателя на 24-26 %.

По аналогии проведена оценка влияния изменения данных параметров на дисконтированный срок окупаемости. Полученные результаты представлены в таблице 5.11.

Таблица 5.11 – Оценка влияния изменения производительности и нормы дисконта на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Производительность, т/год				
		1200000	1350000	1500000	1650000	1800000
Норма дисконта	0,12	3,00	2,65	2,38	2,17	2,01
	0,14	3,07	2,69	2,42	2,20	2,03
	0,16	3,13	2,74	2,45	2,23	2,05
	0,18	3,21	2,78	2,50	2,26	2,07
	0,20	3,28	2,83	2,52	2,28	2,09

Анализ полученных результатов, представленных в таблице 5.11, позволяет установить, что при всех рассмотренных комбинациях дисконтированный срок окупаемости не превышает 3,28 лет.

Для количественной оценки операционных рисков исследовано влияние изменения цены золота (в диапазоне от 7200 до 12000 руб/г) и операционных затрат (в диапазоне от -20 % до +20 % с шагом 10 %) на индекс доходности. Результаты представлены в таблице 5.12.

Таблица 5.12 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	131065	2,08	2,38	2,85	3,31	3,62
	147448	2,02	2,33	2,79	3,25	3,56
	163831	1,96	2,27	2,72	3,19	3,50
	180214	1,90	2,21	2,67	3,14	3,44
	196597	1,85	2,15	2,62	3,08	3,39

На основе анализа результатов, представленных в таблице 5.12, можно сделать вывод о том, что влияние изменения операционных затрат умеренное: при росте на 20 % и цене золота 9600 руб/г индекс доходности снижается на 0,1 (с 2,72 до 2,62, то есть на 3,79 %). Больше влияние оказывает изменение цены золота, поскольку при фиксированном значении операционных затрат рост цены Au с 7200 до 12000 руб/г повышает индекс доходности до

83 %. При росте операционных затрат на 20 % и минимальной цене золота (в рассматриваемом диапазоне) равной 7200 руб/г индекс доходности составляет 1,85, что также подтверждает эффективность проекта.

Аналогично проведена оценка влияния изменения данных параметров на срок окупаемости, результаты которой представлены в таблице 5.13.

Таблица 5.13 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	131065	3,25	2,82	2,40	2,10	1,95
	147448	3,36	2,89	2,44	2,13	1,97
	163831	3,47	2,95	2,50	2,16	2,00
	180214	3,59	3,03	2,54	2,20	2,02
	196597	3,71	3,12	2,59	2,23	2,05

Анализ результатов, представленных в таблице 5.13, позволяет установить, что максимальный дисконтированный срок окупаемости при рассмотрении всех сценариев в указанных ранее диапазонах составит 3,71 лет.

Анализ чувствительности проекта, проведенный по шести двумерным матрицам, представленным в таблицах 5.8-5.13, подтверждает устойчивость проекта ко всем рассмотренным сценариям. Индекс доходности для всех вариантов составил более 1,00. Минимальный индекс доходности 1,5 достигается при одновременном снижении извлечения золота на 20 % и падении его цены до 7200 руб/г. По результатам проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1) не выявлено сценариев убыточности проекта в исследуемых диапазонах параметров.

### 5.3 Разработка принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2)

На основании полученных результатов, представленных в главе 3 и 4, разработана принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2), представленная на рисунке 5.2.

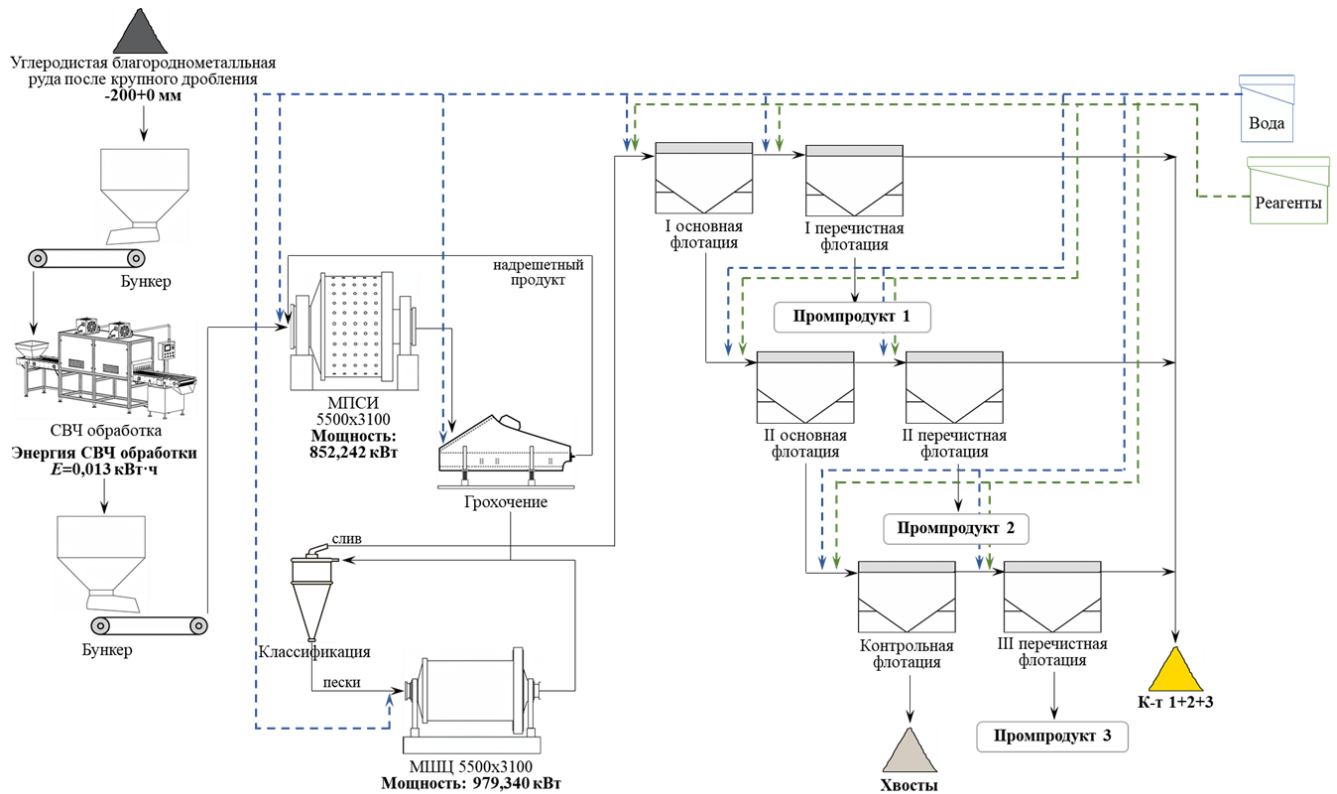


Рисунок 5.2 – Разработанная принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) (составлено автором)

Разработанная технологическая схема включает:

- предварительную СВЧ обработку исходного материала перед мельницей полусамозмельчения с целью изменения прочностных параметров руды и снижения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемой МПСИ и МШЦ;
- флотационное обогащение углеродистой благороднометаллической руды при обоснованном реагентном режиме для минимизации извлечения углеродистого вещества и потерь ценных компонентов с хвостами обогащения с получением концентратов 1-3 с содержанием золота 73,2 г/т при извлечении порядка 86,35 %.

#### 5.4 Технико-экономическое обоснование предложенной технологической схемы переработки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2)

Для проведения технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2), показанной на рисунке 5.2, сведены результаты 3 и 4 глав. Оценка проведена на основе анализа только прироста экономического эффекта от модернизации на действующей фабрике. Исходные данные для проведения технико-экономической оценки представлены в таблице 5.14.

Таблица 5.14 – Исходные данные для технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы (Объект 2) (по данным автора)

Параметр	Значение	Единица измерения	Примечание
Производительность фабрики	865000	т/год	Годовая
	109,71	т/ч	Часовая
Содержание золота	9,52	г/т	В исходной руде
<b>Производительность СВЧ установки перед МПСИ</b>			
Производительность установки	196,56	т/ч	Длина конвейерной ленты 4 м, ширина 3 м, толщина слоя 0,20 м, кол-во циклов в час 30 ед., масса материала одного цикла обработки 6,55 т
Мощность	0,4	кВт	
Время обработки	2	мин	
Удельный расход электроэнергии на СВЧ обработку	0,0020	кВт·ч/т	
<b>МПСИ</b>			
Производительность	109,71	т/ч	–
Мощность, затрачиваемая мельницей МПСИ	852,242	кВт	Снижение на 140,937 кВт в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МПСИ	7,768	кВт·ч/т	Снижение на 1,285 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Суммарный расход электроэнергии МПСИ+СВЧ	7,770	кВт·ч/т	Снижение на 1,283 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
<b>МШЦ</b>			
Производительность	200,982	т/ч	Изменение на 14,889 т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Мощность, затрачиваемая мельницей МШЦ	979,340	кВт	Снижение на 67,620 кВт в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Удельный расход электроэнергии, затрачиваемой МШЦ	4,873	кВт·ч/т	Изменение на 0,023 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
Суммарный расход электроэнергии МПСИ+МШЦ+СВЧ	12,643	кВт·ч/т	Снижение на 1,260 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
<b>Повышение извлечения золота в концентрат за счет интенсификации сульфидной флотации</b>			
Содержание Au в концентратах до модернизации	67,6	г/т	Повышение содержание золота в концентратах после модернизации на 5,6 г/т
Содержание Au в концентратах после модернизации	73,2	г/т	
Извлечение Au в концентраты до модернизации	83,04	%	Повышение извлечения золота в концентраты после модернизации на 3,31 %
Извлечение Au в концентраты после модернизации	86,35	%	

Продолжение таблицы 5.14

Параметр	Значение	Единица измерения	Примечание
<b>Принятая стоимость</b>			
Электроэнергия	10	руб/ кВт·ч	Принято на основе ДЭС, потребитель находится в 100 км от города/автотранспорта 10-20 руб/ кВт·ч
Золото	9600	руб/г	Консервативная цена ниже текущего рыночного уровня на 18-27 % диапазона цен на январь 2026 года

В таблице 5.15 представлены ориентировочные капитальные вложения с учетом внедрения нового оборудования (СВЧ установки, замены МПСИ, замены МШЦ, инженерного обеспечения и автоматизации, дополнительных вложений, резерва на непредвиденные расходы).

Таблица 5.15 – Ориентировочные капитальные вложения (по данным автора)

Оборудование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат	Примечание
СВЧ установка 1 (0,4 кВт, 2 мин)	80000	9,98	Предварительная обработка руды перед МПСИ
Замена мельницы МПСИ (с 5500х3600 на 5500х3100)	300000	37,43	С учетом доставки, монтажа, фундамента и работы
Замена мельницы МШЦ (с 3750х5000 на 3750х5000)	220000	27,45	С учетом доставки, монтажа, фундамента и работы
Дополнительные вложения	83900	10,47	Бункеры, питатели, конвейера и т.п.
Инженерное обеспечение и автоматизация	21000	2,62	АСУТП, электромонтажные работы
Резерв	96580	12,05	На непредвиденные расходы
<b>ИТОГО КАПИТАЛЬНЫЕ ВЛОЖЕНИЯ</b>	<b>801480</b>	<b>100,00</b>	<b>тыс. руб.</b>

Ориентировочные операционные затраты на реагенты и материалы, техническое обслуживание и ремонты, заработную плату и прочие расходы представлены в таблице 5.16.

Таблица 5.16 – Ориентировочные операционные затраты (по данным автора)

Наименование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат
Материалы и реагенты	320210	85,57
Техническое обслуживание и ремонты	17000	4,54
Заработная плата	22000	5,88
Прочие расходы	15000	4,01
<b>ИТОГО ЗАТРАТЫ</b>	<b>374210</b>	<b>100,00</b>

В таблице 5.17 представлены сводные результаты по выручке: на основе повышения извлечения золота из углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2), а также на основе экономии электроэнергии за счет изменения прочностных параметров исходной руды перед рудоподготовительным переделом, по результатам моделирования схем рудоподготовки до и после СВЧ обработки.

Таблица 5.17 – Сводные результаты по выручке (по данным автора)

Показатель	Стоимость, тыс. руб.	Примечание
Золото из концентратов	2616690	Прирост выручки за счет интенсификации сульфидной флотации
Экономия электроэнергии	10890	С учетом снижения суммарного расхода электроэнергии на 1,260 кВт·ч/т в сравнении со схемой без СВЧ обработки
<b>ИТОГО ВЫРУЧКА:</b>	<b>2627580</b>	<b>тыс. руб.</b>

Экономический эффект от модернизации оценивался на горизонте 7 лет (2026-2032 года), что обусловлено возможным изменением качества руды и необходимостью проведения новой модернизации. Срок физической службы оборудования принят равным 10 годам, однако, для консервативности оценки остаточная стоимость по окончании 7-го года в расчетах не учитывалась, при этом ликвидация оборудования по окончании периода не предполагается – активы продолжают эксплуатацию. Стоит отметить, что данное допущение не завышает экономические показатели проекта. При расчете начисления амортизации резерв на непредвиденные расходы исключен из базы, поскольку представляет собой оценочный финансовый буфер, а не объект основных средств. Данный подход также является консервативным, поскольку в случае полного или частичного освоения резерва амортизационный щит увеличится, что повысит экономические показатели проекта. Ставка дисконтирования принята равной 18 % годовых, обоснована как средневзвешенная стоимость капитала, согласующаяся с рисками проекта и практическими оценками по отрасли. Сводные результаты проведенных расчетов представлены в таблице 5.18.

Таблица 5.18 – Сводная таблица доходов и расходов за период с 2026 по 2032 год (по данным автора)

Показатель, тыс. руб.	Года			
	2026	2027	2028	2029-2032
Выручка	2627580	2627580	2627580	2627580
Затраты	374210	374210	374210	374210
Амортизация	70490	70490	70490	70490
Операционная прибыль до налогов	2182880	2182880	2182880	2182880
Налог на имущество	14732	13182	11631	10080→5428
Налогооблагаемая база	2168148	2169699	2171250	2172800→2177453
Налог на прибыль (20%)	433630	433940	434250	434560→435491
Чистая прибыль	1734518	1735759	1737000	1738240→1741962
Операционный денежный поток	1805008	1806249	1807490	1808730→1812452
Капитальные вложения	-801480	0	0	0
Денежный поток	1003528	1806249	1807490	1808730→1812452

Для периода с 2026 по 2032 год рассчитаны денежные потоки. Результаты расчетов представлены в таблице 5.19.

Таблица 5.19 – Сводная таблица денежных потоков за период с 2026 по 2032 год (по данным автора)

Год	Денежный поток за год, тыс. руб.	Накопленный денежный поток, тыс. руб.	Примечание	Коэффициент дисконтирования	Дисконтированный денежный поток, тыс. руб.	Накопленный дисконтированный денежный поток, тыс. руб.
2026	1003528	1003528	Окупаемость	0,8475	850448	850448
2027	1806249	2809777	Прибыль	0,7182	1297220	2147668
2028	1807490	4617267	Прибыль	0,6086	1100094	3247762
2029	1808730	6425997	Прибыль	0,5158	932923	4180685
2030	1809971	8235968	Прибыль	0,4371	791155	4971840
2031	1811212	10047180	Прибыль	0,3704	670930	5642769
2032	1812452	11859632	Итого за 7 лет	0,3139	568974	6211744

Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2), представлены в таблице 5.20.

Таблица 5.20 – Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки (по данным автора)

Показатель	Значение	Единица измерения
<b>ГЛАВНЫЙ ПОКАЗАТЕЛЬ</b>		
Срок окупаемости	0,94	лет
<b>ФИНАНСОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Накопленный дисконтированный денежный поток	6211744	тыс. руб.
Внутренняя норма доходности	163	% год
Индекс доходности	8,75	
Производственная себестоимость 1 тонны концентрата	3,74	тыс. руб/т
Полная себестоимость 1 тонны концентрата	4,47	тыс. руб/т
Рентабельность производства	503,2	%
<b>КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ</b>		
Капитальные вложения	801480	тыс. руб.
Накопленный денежный поток	11859632	тыс. руб.
<b>ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Дополнительное извлечение Au	272,6	кг/год
Экономия электроэнергии	10890	тыс. руб.
<b>ОПЕРАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Годовая выручка	2627580	тыс. руб.
Годовые затраты	374210	тыс. руб.

На основе анализа полученных результатов проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2) установлено, что дисконтированный срок окупаемости предложенных решений составляет 0,94 года ( $\approx 11$  месяцев), поскольку дисконтированный поток первого года (850448 тыс. руб.) превышает капитальные вложения (801480 тыс. руб.) и

окупаемость достигается в первый год. Высокий показатель внутренней нормы доходности 163 % обусловлен тем, что оценка проводилась только от прироста эффекта от модернизации при относительно низких капитальных вложениях и высоких значениях годовой выручки.

Одними из главных факторов неопределенности являются цена золота (внешний рыночный риск) и дополнительное его извлечение (внутренний технологический риск). Наибольшую угрозу для проекта представляет совместное ухудшение этих двух параметров. Для оценки влияния изменения цены золота и дополнительного его извлечения на индекс доходности приняты диапазоны варьирования от -25 % до +25 % (с шагом 5 %) и от -20 % до +10 % (с шагом 5 %) соответственно. Результаты данной оценки представлены в таблице 5.21.

Таблица 5.21 – Оценка влияния изменения цены золота и дополнительного извлечения золота на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Цена золота, руб/г										
		7200	7680	8160	8640	9120	9600	10080	10560	11040	11520	12000
Дополнительное извлечение Au, %	2,65	4,77	5,17	5,57	5,97	6,37	6,76	7,16	7,56	7,96	8,36	8,76
	2,81	5,13	5,55	5,98	6,40	6,82	7,25	7,67	8,09	8,51	8,94	9,36
	2,98	5,52	5,96	6,41	6,86	7,31	7,76	8,20	8,65	9,10	9,55	10,00
	3,14	5,88	6,35	6,82	7,29	7,77	8,24	8,71	9,18	9,65	10,13	10,60
	3,31	6,26	6,76	7,26	7,75	8,25	8,75	9,25	9,74	10,24	10,74	11,24
	3,48	6,64	7,17	7,69	8,21	8,74	9,26	9,78	10,31	10,83	11,35	11,88
	3,64	7,00	7,55	8,10	8,65	9,19	9,74	10,29	10,84	11,38	11,93	12,48

На основе анализа результатов, представленных в таблице 5.21, установлено, что при всех вариантах варьирования цены золота и дополнительного извлечения Au индекс доходности значительно превышает пороговое значение 1,0. Проект показывает устойчивость к совместному действию рыночного и технологического рисков.

Аналогично проведена оценка влияния изменения данных факторов неопределенности на срок окупаемости, результаты которой представлены в таблице 5.22.

Таблица 5.22 – Оценка влияния изменения цены золота и дополнительного извлечения золота на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г										
		7200	7680	8160	8640	9120	9600	10080	10560	11040	11520	12000
Дополнительное извлечение Au, %	2,65	2,15	2,06	1,98	1,91	1,88	1,61	1,41	1,25	1,13	1,03	0,94
	2,81	2,07	1,98	1,91	1,86	1,58	1,38	1,22	1,09	0,99	0,91	0,84
	2,98	1,99	1,91	1,85	1,56	1,35	1,19	1,06	0,96	0,88	0,81	0,75
	3,14	1,93	1,86	1,58	1,36	1,19	1,06	0,95	0,86	0,79	0,73	0,68
	3,31	1,75	1,62	1,37	1,19	1,05	0,94	0,85	0,78	0,72	0,67	0,62
	3,48	1,69	1,41	1,21	1,06	0,94	0,85	0,77	0,71	0,66	0,61	0,57
	3,64	1,49	1,26	1,09	0,96	0,86	0,78	0,71	0,66	0,61	0,57	0,53

Анализ данных, представленных в таблице 5.22, позволяет подтвердить быструю окупаемость проекта. При всех рассмотренных комбинациях срок окупаемости не превышает 2,2 лет (даже при пессимистичных сценариях).

Капитальные вложения и норма дисконта в совокупности формируют «инвестиционный барьер» проекта, что особенно актуально в условиях нестабильности стоимости капитала и характерного для производственных проектов перерасхода бюджета. Для оценки влияния изменения капитальных вложений на индекс доходности принят диапазон варьирования от первоначально принятого к расчету значения 801480 тыс. руб. и до +40 % (с шагом 10 %). Норма дисконта варьировалась от 16 % до 24 % (с шагом 2 %). Результаты проведенной оценки представлены в таблице 5.23.

Таблица 5.23 – Оценка влияния изменения капитальных вложений и нормы дисконта на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Капитальные вложения, тыс. руб.				
		801480	881628	961776	1041924	1122072
Норма дисконта	0,16	9,25	8,42	7,73	7,15	6,65
	0,18	8,75	7,97	7,32	6,77	6,30
	0,20	8,30	7,56	6,94	6,43	5,98
	0,22	7,88	7,18	6,60	6,11	5,69
	0,24	7,51	6,84	6,29	5,82	5,42

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 5.23, можно сделать вывод о том, что даже при рассмотрении наихудшего варианта, где капитальные вложения +40 % от первоначально принятого значения и норма дисконта равна 24 %, индекс доходности составляет 5,42 и проект сохраняет высокую инвестиционную привлекательность.

По аналогии проведена оценка изменения выбранных параметров на срок окупаемости проекта. Результаты представлены в таблице 5.24.

Таблица 5.24 – Оценка влияния изменения капитальных вложений и нормы дисконта на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Капитальные вложения, тыс. руб.				
		801480	881628	961776	1041924	1122072
Норма дисконта	0,16	0,93	1,11	1,32	1,58	1,90
	0,18	0,94	1,13	1,35	1,61	1,94
	0,20	0,96	1,15	1,37	1,64	1,97
	0,22	0,97	1,16	1,39	1,66	2,00
	0,24	0,99	1,18	1,41	1,69	2,04

Анализ данных, представленных в таблице 5,24, подтверждает быструю окупаемость предложенных решений при любых реалистичных условиях финансирования, при этом максимальный срок окупаемости составил 2,04 года.

В операционных затратах наибольший процент составляют реагенты и материалы. Цена золота и операционные затраты являются внешними рыночными факторами, которые могут изменяться одновременно и оказывать влияние на индекс доходности и срок окупаемости проекта. Для оценки влияния изменения цены золота на индекс доходности принят диапазон от 7200 руб/г до 12000 руб/г. Диапазон исследуемых изменений операционных затрат принят от -20 % до +20 % (с шагом 10 %). Результаты проведенной оценки представлены в таблице 5.25.

Таблица 5.25 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	<b>299368</b>	6,54	7,54	9,03	10,53	11,52
	<b>336789</b>	6,40	7,40	8,89	10,38	11,38
	<b>374210</b>	6,26	7,26	<b>8,75</b>	10,24	11,24
	<b>411631</b>	6,12	7,11	8,61	10,10	11,10
	<b>449052</b>	5,98	6,97	8,46	9,96	10,95

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 5.25, установлено, что при рассмотрении варианта, если цена золота снизится на 25 %, а операционные затраты увеличатся на 20 %, то индекс доходности составит 5,98, что подтверждает высокую устойчивость проекта к операционным рискам.

Аналогично проведена оценка влияния изменения данных факторов на срок окупаемости проекта, результаты которой представлены в таблице 5.26.

Таблица 5.26 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	<b>299368</b>	1,75	1,26	0,89	0,69	0,60
	<b>336789</b>	1,85	1,31	0,92	0,70	0,61
	<b>374210</b>	1,97	1,34	<b>0,94</b>	0,72	0,62
	<b>411631</b>	2,10	1,43	0,97	0,73	0,63
	<b>449052</b>	2,25	1,50	1,00	0,75	0,64

Анализ результатов, представленных в таблице 5.26, позволяет сделать вывод о том, что при всех рассмотренных комбинациях срок окупаемости проекта не превышает 2,25 лет.

Анализ чувствительности проекта, проведенный по шести двумерным матрицам, представленным в таблицах 5.21-5.26, подтверждает устойчивость проекта ко всем рассмотренным сценариям. Индекс доходности для всех вариантов составил более 1,00. По результатам проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы переработки углеродистой благороднометаллической руды (Объект 2) не выявлено сценариев убыточности проекта в исследуемых диапазонах параметров.

### 5.5 Технико-экономическое обоснование возможности включения цикла переработки углеродистых продуктов в предложенную технологическую схему (Объект 2)

Для оценки целесообразности возможности включения цикла углеродистой флотации с последующей переработкой углеродистых продуктов обогащения из разработанной схемы 1 (Объект 1) в уже модернизированную схему 2 (Объект 2) проведен расчет дополнительных затрат и выручки, которые возникают исключительно от добавления данного цикла.

Извлечение золота из углеродистого продукта по схеме 1 составляет 1,03 % от исходного содержания в руде – 91,5 кг/год при 8880000 г Au в руде. Однако, стоит отметить, что при включении в схему 2 условия изменяются, поскольку фабрика, модернизированная по схеме 2, перерабатывает 865000 т/год в сравнении со схемой 1, где производительность составляет 1500000 т/год. Содержание золота в исходной руде по схеме 2 выше 9,52 г/т в сравнении с 5,92 г/т, но общее годовое количество Au сопоставимо: 8234800 г / 8880000 г. Объем углеродистого флотационного концентрата, поступающего на переработку, принят пропорционально ниже. Исходные данные представлены в таблице 5.27.

Таблица 5.27 – Исходные данные для технико-экономической оценки комбинированной схемы (по данным автора)

Параметр	Значение	Единица измерения
Производительность фабрики	865 000	т/год
Содержание Au в руде	9,52	г/т
Содержание Ag в руде	0,67	г/т
Извлечение Au из углеродистого концентрата	0,54	%
Извлечение Ag из углеродистого концентрата	0,43	%
Извлечение Au в сульфидный концентрат (схема 2)	86,35	%
Суммарное извлечение золота в концентраты	86,89	%
Цена золота	9600	руб/г
Цена серебра	110	руб/г

В таблице 5.28 представлены ориентировочные капитальные вложения с учетом внедрения нового оборудования.

Таблица 5.28 – Ориентировочные капитальные вложения (по данным автора)

Оборудование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат
Сушильная установка	20000	4,20
СВЧ установка 2 (обработка углер. конц.)	40000	8,40
Магнитный сепаратор	15000	3,15
Центробежный концентратор Knelson	80000	16,80
Флотационная машина (углеродистая флотация + доизвлечение)	27700	5,82
Дополнительные вложения (бункеры, питатели, конвейеры)	50600	10,62
Строительство производственного цеха	180000	37,79
Инженерное обеспечение и автоматизация	17000	3,57
Резерв на непредвиденные расходы	46030	9,66
<b>ИТОГО КАПИТАЛЬНЫЕ ВЛОЖЕНИЯ</b>	<b>476330</b>	<b>100,00</b>

Ориентировочные операционные затраты на реагенты и материалы, техническое обслуживание и ремонты, заработную плату и прочие расходы представлены в таблице 5.29. Дополнительно учтены затраты на сопряжение схем для координации технологических потоков.

Таблица 5.29 – Ориентировочные операционные затраты (по данным автора)

Наименование	Стоимость, тыс. руб.	% от всех затрат
Реагенты и материалы	56775	42,75
Техническое обслуживание и ремонты	17031	12,82
Заработная плата	24000	18,07
Дополнительные затраты на сопряжение схем	20000	15,06
Прочие расходы	15000	11,29
<b>ИТОГО ЗАТРАТЫ</b>	<b>132806</b>	<b>100,00</b>

В таблице 5.30 представлены сводные результаты по выручке. Экономия электроэнергии не учтена в данной таблице поскольку уже реализовано в рамках схемы для Объекта 2.

Таблица 5.30 – Сводные результаты по выручке (по данным автора)

Показатель	Стоимость, тыс. руб.	%
Золото из углеродистого флотационного концентрата	428842	99,94
Серебро из углеродистого флотационного концентрата	272	0,06
<b>ИТОГО ВЫРУЧКА:</b>	<b>429114</b>	<b>100,00</b>

Норма дисконта принята равной 22 %, что выше ранее принятого значения 18 %. Повышение ставки обусловлено премией за технологический риск, поскольку цикл переработки углеродистого концентрата основан на СВЧ технологии, не имеющей широкого промышленного применения. Доходы и расходы за период с 2026 по 2035 год представлены в таблице 5.31.

Таблица 5.31 – Сводная таблица доходов и расходов за период с 2026 по 2035 год (по данным автора)

Показатель, тыс. руб.	Года			
	2026	2027	2028	2029-2035
Выручка	143038	429114	429114	143038
Затраты	44269	132806	132806	44269
Амортизация	10743	32230	32230	10743
Операционная прибыль до налогов	88026	264078	264078	264078
Налог на имущество	2337	8876	8167	7458 → 3203
Налогооблагаемая база	85689	255203	255912	256621 → 260875
Налог на прибыль (20%)	17138	51041	51182	51324 → 52175
Чистая прибыль	68551	204162	204729	205297 → 208700
Операционный денежный поток	79295	236392	236959	237527 → 240930
Капитальные вложения	-476330	0	0	0
Денежный поток	-397035	236392	236959	237527 → 240930

Для периода с 2026 по 2035 год рассчитаны денежные потоки. Результаты расчетов представлены в таблице 5.32.

Таблица 5.32 – Сводная таблица денежных потоков за период с 2026 по 2035 год (по данным автора)

Год	Денежный поток за год, тыс. руб.	Накопленный денежный поток, тыс. руб.	Коэффициент дисконтирования	Дисконтированный денежный поток, тыс. руб.	Накопленный дисконтированный денежный поток, тыс. руб.
2026	-397035	-397035	0,82	-325439	-325439
2027	236392	-160643	0,67	158823	-166616
2028	236959	76316	0,55	130495	-36121
2029	237527	313843	0,45	107219	71098
2030	238094	551936	0,37	88095	159193
2031	238661	790597	0,30	72381	231574
2032	239228	1029826	0,25	59469	291043
2033	239796	1269621	0,20	48861	339904
2034	240363	1509984	0,17	40145	380049
2035	240930	1750914	0,14	32983	413032

Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки, представлены в таблице 5.33.

Таблица 5.33 – Итоговые результаты проведенной технико-экономической оценки (по данным автора)

Показатель	Значение	Единица измерения
<b>ГЛАВНЫЙ ПОКАЗАТЕЛЬ</b>		
Срок окупаемости	3,34	лет
<b>ФИНАНСОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Накопленный дисконтированный денежный поток	413032	тыс. руб.
Внутренняя норма доходности	59	% год
Индекс доходности	1,87	
Производственная себестоимость 1 тонны концентрата	25,59	тыс. руб/т
Полная себестоимость 1 тонны концентрата	31,80	тыс. руб/т
Рентабельность производства	160,0	%
<b>КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ</b>		
Капитальные вложения	476330	тыс. руб.
Накопленный денежный поток	1750914	тыс. руб.
<b>ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Дополнительное извлечение Au	44,7	кг/год
Дополнительное извлечение Ag	2,5	тыс. руб.
<b>ОПЕРАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ</b>		
Годовая выручка	429114	тыс. руб.
Годовые затраты	132806	тыс. руб.

На основе анализа полученных результатов проведенной технико-экономической оценки целесообразности возможности включения цикла углеродистой флотации с последующей

переработкой углеродистых продуктов обогащения из разработанной схемы 1 (Объект 1) в уже модернизированную схему 2 (Объект 2) установлено, что дисконтированный срок окупаемости предложенных решений составляет 3,34 года ( $\approx 3$  года 4 месяца). На основе полученного индекса доходности равного 1,87 проект можно считать эффективным, однако, необходимо провести анализ чувствительности для исключения наличия зон убыточности.

Для определения насколько проект устойчив к изменению стоимости капитала и производительности фабрики проведена оценка влияния на индекс доходности. Диапазон изменения нормы дисконта принят от 18 % до 26 % (с шагом 2 %). Диапазон изменения производительности фабрики – от -20 % до +20 % (с шагом 10 %). Полученные результаты проведенной оценки представлены в таблице 5.34.

Таблица 5.34 – Оценка влияния изменения производительности и нормы дисконта на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Производительность, т/год				
		692000	778500	865000	951500	1038000
Норма дисконта	0,18	1,14	1,59	2,12	2,70	3,34
	0,20	1,08	1,50	1,98	2,52	3,12
	0,22	1,02	1,42	<b>1,87</b>	2,37	2,92
	0,24	0,98	1,35	1,76	2,23	2,75
	0,26	0,94	1,28	1,67	2,11	2,59

На основе анализа полученных результатов, представленных в таблице 5.34, установлено, что при минимальной загрузке фабрики и повышенной стоимости капитала проект убыточен (для двух комбинаций индекс доходности составляет менее 1,0).

По аналогии проведена оценка влияния изменения данных параметров на дисконтированный срок окупаемости. Полученные результаты представлены в таблице 5.35.

Таблица 5.35 – Оценка влияния изменения производительности и нормы дисконта на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Производительность, т/год				
		692000	778500	865000	951500	1038000
Норма дисконта	0,18	7,57	4,45	3,18	2,51	2,08
	0,20	8,29	4,62	3,26	2,55	2,10
	0,22	9,30	4,80	<b>3,34</b>	2,59	2,12
	0,24	10,84	5,00	3,42	2,63	2,15
	0,26	14,03	5,26	3,51	2,67	2,17

Анализ результатов, представленных в таблице 5.35, позволяет сделать вывод о том, что дисконтированный срок окупаемости при производительности 692000 т/год достигает порядка 7,6-14,0 лет, то есть проект не окупается в пределах горизонта расчета в 10 лет.

Проведена оценка влияния изменения цены золота (диапазон от 7200 до 12000 руб/г) и операционных затрат (диапазон от -20 % до +20 % от принятого значения с шагом 10 %) на индекс доходности. Результаты представлены в таблице 5.36.

Таблица 5.36 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	106245	1,41	1,65	2,02	2,38	2,63
	119525	1,33	1,58	1,94	2,31	2,55
	132806	1,26	1,50	1,87	2,23	2,48
	146086	1,18	1,43	1,79	2,16	2,40
	159367	1,11	1,35	1,72	2,08	2,32

На основе анализа данных, представленных в таблице 5.36, выявлено, что при рассмотрении всех сценариев индекс доходности составляет более 1,0. Стоит отметить, что запас прочности мал, поскольку при увеличении операционных затрат на 30 % и цене золота 7200 руб/г значение индекса доходности приблизится к 1,0.

Аналогично проведена оценка влияния изменения данных параметров на дисконтированный срок окупаемости. Результаты представлены в таблице 5.37.

Таблица 5.37 – Оценка влияния изменения цены золота и операционных затрат на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Операционные затраты, тыс. руб.	106245	4,85	3,87	3,04	2,57	2,35
	119525	5,30	4,12	3,18	2,66	2,41
	132806	5,85	4,42	3,34	2,74	2,48
	146086	6,59	4,76	3,51	2,84	2,56
	159367	7,59	5,18	3,70	2,94	2,64

Анализ полученных результатов, представленных в таблице 5.37, позволил установить, что срок окупаемости при рассмотренных вариантах составит от 2,6 до 7,6 лет.

Наибольшую угрозу для проекта представляет совместное ухудшение цены золота и его дополнительного извлечения. Для оценки влияния изменения цены золота и его дополнительного извлечения на индекс доходности приняты диапазоны от 7200 до 12000 руб/г

и от -20 % до +10 % (с шагом 5 %) соответственно. Результаты данной оценки представлены в таблице 5.38.

Таблица 5.38 – Оценка влияния изменения цены золота и его дополнительного извлечения на индекс доходности (по данным автора)

Индекс доходности		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Дополнительное извлечение Au, т/год	0,43	0,89	1,09	1,38	1,67	1,87
	0,46	0,99	1,19	1,50	1,81	2,02
	0,49	1,08	1,30	1,62	1,95	2,17
	0,52	1,17	1,40	1,75	2,09	2,32
	0,54	1,26	1,50	<b>1,87</b>	2,23	2,48
	0,57	1,35	1,61	1,99	2,37	2,63
	0,60	1,44	1,71	2,11	2,51	2,78

На основе анализа результатов, представленных в таблице 5.38, установлено, что проект убыточен при одновременном снижении извлечения на 20 % и цены золота до 7200 руб/г (достижение минимального индекса доходности 0,89), а также при снижении извлечения на 15 % – значение индекса 0,99.

По аналогии проведена оценка влияния изменения данных параметров на дисконтированный срок окупаемости. Полученные результаты представлены в таблице 5.39. Таблица 5.39 – Оценка влияния изменения цены золота и дополнительного извлечения на срок окупаемости (по данным автора)

Срок окупаемости, лет		Цена золота, руб/г				
		7200	8160	9600	11040	12000
Дополнительное извлечение Au, т/год	0,43	17,27	7,90	5,00	3,81	3,34
	0,46	10,52	6,50	4,42	3,46	3,03
	0,49	8,13	5,58	3,95	3,16	2,82
	0,52	6,77	4,90	3,62	2,92	2,64
	0,54	5,85	4,42	<b>3,34</b>	2,74	2,48
	0,57	5,19	4,01	3,09	2,59	2,34
	0,60	4,70	3,72	2,90	2,45	2,22

Анализ данных, представленных в таблице 5.39, позволяет сделать вывод о том, что при снижении извлечения на 15-20 % дисконтированный срок окупаемости составит 10,5-17,3 лет, то есть проект не окупается в пределах горизонта расчета в 10 лет.

Анализ чувствительности проекта, проведенный по шести двумерным матрицам, представленным в таблицах 5.34-5.39, выявил четыре сценария с индексом доходности менее 1,0. Из трех рассматриваемых схем – объединенная схема является единственной, у которой существуют зоны убыточности. Минимальный индекс доходности по всем рассмотренным матрицам составляет 0,89. Запас прочности объединенной схемы (48 %) – ниже, чем у ранее

рассматриваемых схем (Объекты 1 и 2). Достигнут максимальный дисконтированный срок окупаемости равный 17,3 лет. При неблагоприятных сочетаниях факторов инвестиции в объединенную схему не окупаются за полтора горизонта. По результатам проведенной технико-экономической оценки целесообразности возможности включения цикла углеродистой флотации с последующей переработкой углеродистых продуктов обогащения из разработанной схемы 1 (Объект 1) в уже модернизированную схему 2 (Объект 2) установлено, что данное решение экономически нецелесообразно по совокупности следующих критериев: наличие зон убыточности (индекс доходности  $<1,0$ ), низкий запас прочности, непропорциональные удельные капитальные вложения и высокий технологический риск.

### **5.6 Выводы по главе 5**

Разработана принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 1), включающая:

- предварительную СВЧ обработку исходного материала перед мельницей полусамоизмельчения с целью изменения прочностных параметров руды и снижения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемой МПСИ;

- получение углеродсодержащего продукта путем проведения углеродистой флотации и его СВЧ обработки с добавлением 10 % магнетита для укрупнения низкоразмерных благородных металлов и последующего их извлечения с применением гравитационного и флотационного обогащения с целью минимизации потерь ценных компонентов с хвостами переработки, а также магнитного обогащения для рециклинга магнитного концентрата в СВЧ обработку.

На основе анализа проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы 1 установлено, что дисконтированный срок окупаемости предложенных решений составляет 2 года 6 месяцев при капитальных вложениях 896830 тыс. руб. и индексе доходности равном 2,72. На основании результатов проведенного анализа чувствительности подтверждена устойчивость проекта ко всем рассмотренным вариантам, индекс доходности которых составил более 1,0.

Разработана принципиальная технологическая схема переработки углеродистой благороднометалльной руды (Объект 2), включающая:

- предварительную СВЧ обработку исходного материала перед мельницей полусамоизмельчения с целью с целью изменения прочностных параметров руды и снижения удельного расхода электроэнергии, затрачиваемой МПСИ и МШЦ;

- флотационное обогащение углеродистой благороднометалльной руды при обоснованном реагентном режиме для минимизации извлечения углеродистого вещества и

потерь ценных компонентов с хвостами обогащения с получением концентратов 1-3 с содержанием золота 73,2 г/т при извлечении порядка 86,35 %.

На основе анализа проведенной технико-экономической оценки разработанной принципиальной технологической схемы 2 установлено, что дисконтированный срок окупаемости предложенных решений составляет порядка 11 месяцев при капитальных вложениях 801480 тыс. руб. и индексе доходности равном 8,75. По результатам анализа чувствительности не выявлено сценариев убыточности проекта в исследуемых диапазонах параметров, что также подтверждает устойчивость проекта.

На основании проведенной технико-экономической оценки установлено, что включение цикла переработки углеродистого флотационного концентрата в технологическую схему 2 экономически нецелесообразно, поскольку при анализе чувствительности проекта выявлены зоны убыточности с индексом доходности  $<1,0$ , низкий запас прочности, непропорциональные удельные капитальные вложения и высокий технологический риск.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации представлены новые научно-технологические решения по переработке углеродистых благороднометалльных руд с применением СВЧ воздействия перед полусамоизмельчением и на стадии дообогащения, обеспечивающие снижение энергозатрат на измельчение, укрупнение низкоразмерных частиц золота и серебра и повышение их извлечения в концентраты, что имеет существенное значение для комплексной переработки руд благородных металлов и повышения экономической эффективности обогатительных фабрик. В ходе исследования были достигнуты следующие основные научно-технические результаты:

1. Систематизированы данные о технологиях переработки углеродистых благороднометалльных руд. Установлено, что СВЧ воздействие является перспективным методом интенсификации процессов рудоподготовки и обогащения, недостаточно изученным применительно к углеродсодержащему сырью.

2. Разработан и обоснован методический алгоритм исследований, включающий оценку влияния СВЧ воздействия на физико-механические и технологические характеристики и обогатимость углеродистых благороднометалльных руд, а также установление механизма укрупнения низкоразмерных благородных металлов и возможности их извлечения.

3. Установлено, что СВЧ воздействие на углеродистые благороднометалльные руды приводит к снижению рабочего индекса чистой работы дробления Бонда на 45-52 %, что обеспечивает разупрочнение рудной массы и снижение энергозатрат на рудоподготовительный передел. Показано, что интеграция СВЧ обработки в рудоподготовительный передел способствует повышению извлечения золота на 3,31 % при одновременном снижении содержания сорбционно-активного углерода в конечном концентрате до 0,77 %.

4. Установлено, что при добавлении магнетита в углеродсодержащие продукты и их последующей СВЧ обработке обеспечивается укрупнение тонкодисперсных частиц золота и серебра до 20-40 мкм, что позволяет достичь повышения суммарного извлечения Au и Ag до 86 % в комбинированных гравитационно-флотационных схемах.

5. Показано, что разработанные технологические схемы переработки углеродистых благороднометалльных руд с применением СВЧ обработки обеспечивают снижение извлечения сорбционно-активного углерода в сульфидный флотационный концентрат при одновременном повышении извлечения серы, что отражается ростом интегрального критерия эффективности схем. Установлено, что реализация предложенных схем переработки углеродистых благороднометалльных руд обеспечивает достижение индекса доходности до 8,75 для руд с содержанием сорбционно-активного углерода менее 1 % и порядка 2,72 для руд с содержанием углерода более 1 %, что подтверждает их высокую технико-экономическую эффективность.

Перспективным направлением дальнейших исследований является развитие разработанных технологических решений применительно к углеродсодержащим благороднометалльным рудам месторождений других типов с учетом различий минерального состава и природы сорбционно-активного углеродистого вещества.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов, А. А. Флотационные методы обогащения. – Москва: Издательство «Горная книга», 2016. – 595 с.
2. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Т. 2 – Москва: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. – 470 с.
3. **Абурова В.А.** Исследование возможности применения СВЧ воздействия при переработке углеродсодержащего сырья / **В.А. Абурова**, В.А. Люблянова // Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов (Плаксинские чтения — 2024) : Материалы международной конференции, Апатиты, 23–27 сентября 2024 года. — Апатиты: Изд-во ФИЦ КНЦ РАН, 2024. — С. 181-183.
4. Александрова, Т. Н. Применение микроволновой обработки для снижения степени упорности углеродистых концентратов / Т. Н. Александрова, А. А. Афанасова, А. В. Александров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. – № 1. – С. 148 - 154. – DOI: 10.15372/FTPRPI20200116.
5. Александрова, Т.Н. Влияние энергетического воздействия на прочностные характеристики золотосодержащей руды / Т.Н. Александрова, **В.А. Абурова**, Н.В. Николаева, Г.В. Струк // Обогащение руд. – 2025. – №3. – С. 3-8. – DOI: 10.17580/or.2025.03.01.
6. Александрова, Т.Н. «Невидимые» благородные металлы в углеродистых породах и продуктах обогащения: возможность выявления и укрупнения / Т.Н. Александрова, А.В. Афанасова, **В.А. Абурова** // Горные науки и технологии. – 2024.– Т. 9, № 3. – С. 231-242. – DOI: 10.17073/2500-0632-2024-03-229.
7. Александрова, Т. Н. Выбор параметров флотации сульфидных медно-никелевых руд на основе анализа распределения компонентов по флотирруемости / Т.Н. Александрова, А.В. Афанасова, В.В. Кузнецов, **В.А. Абурова** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 1. – С. 131–147. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_1\_0\_131.
8. Александрова Т.Н. Оценка влияния энергетического воздействия на прочностные параметры золотосодержащей руды / Т.Н. Александрова, **В.А. Абурова** // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025) : Материалы международной конференции, Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 года. – Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025. – С. 115-116.
9. Александрова Т.Н. Применение энергетических методов воздействия при переработке руд / Т.Н. Александрова, **В.А. Абурова** // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023) :

Материалы Международной конференции, Москва, 02-05 октября 2023 года. – М.: Издательство «Спутник +», 2023. – С. 129-131.

10. Алексеев, А. С. Минеральный состав руд золоторудного месторождения Чульбаткан, Нижнее Приамурье, Хабаровский край / А. С. Алексеев, Л. Н. Шишаква // Руды и металлы. – 2017. – №. 3. – С. 43-50.

11. Амдур, А. М. Извлечение золота из труднообогатимых руд и техногенных отходов путем их высокотемпературной обработки и последующей центробежной сепарации / А. М. Амдур, С. А. Федоров, А. Н. Матушкина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. № 11–1. – С. 95–106. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_111\_0\_95.

12. Афанасова, А. В. Укрупнение низкоразмерных благородных металлов из углеродистых материалов с применением микроволновой обработки / А. В. Афанасова, **В. А. Абурова** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 1. – С. 20–35. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_1\_0\_20.

13. Афанасова, А. В. Разработка эффективных технологических решений переработки золотосодержащих руд с учетом их критериев упорности: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук: 25.00.13. – Санкт-Петербург, 2019. – с 148.

14. Бабич, А. В. Экспериментальные исследования структурных изменений минеральных зерен пиритосодержащих руд в СВЧ полях / А. В. Бабич, В. А. Винников // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 6. – С. 106–114. – DOI: 10.25018/0236-1493-2019-06-0-106-114.

15. Бочаров, В. А. Флотационное обогащение полезных ископаемых: учебник / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина, Т. И. Юшина. – Москва: Горная книга, 2017. – 837 с.

16. Гзогян, С. Р. Влияние термических воздействий на сульфиды и оксиды железа / С. Р. Гзогян, Е. Л. Чантурия // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – №. 5. – С. 63-69.

17. Головенько, Ж. В. Компьютерный анализ структурных свойств нанокластеров золота / Ж. В. Головенько, С. Л. Гафнер, Ю. Я. Гафнер // Фундаментальные проблемы современного материаловедения. – 2010. – Т. 7. – № 2. – С. 11-16.

18. Головенько, Ж. В. Исследование структурных состояний нанокластеров золота методом молекулярной динамики / Ж. В. Головенько, С. Л. Гафнер, Ю. Я. Гафнер // Фундаментальные проблемы радиоэлектронного приборостроения. – 2008. – Т. 8. – № 2. – С. 83-86.

19. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2023 году». – Москва. – 2024. – 712 с.

20. Гришин, И. А. Исследование влияния реагентов-интенсификаторов помола на результаты измельчения золотосодержащей руды / И. А. Гришин, Е. Ю. Дегодя, Н. В. Гмызина, И. М. Кутлубаев, О. В. Зотеев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2024. – Т. 22. – №4. – С. 44-49. – DOI: 10.18503/19952732-2024-22-4-44-49.
21. Гришин, И. А. Влияние тонкодисперсной составляющей на переработку железосодержащего минерального сырья / И. А. Гришин, Е. Ю. Дегодя, И. А. Пыталев, О. В. Зотеев, И. В. Шадрюнова // Черные металлы. – 2025. – № 12. – С. 4-8. – DOI: 10.17580/chm.2025.12.01.
22. Гуляшинов, П. А. Изучение процесса термического разложения скородита и пирита / П. А. Гуляшинов, П. Л. Палеев, А. Н. Гуляшинов // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2017. – №. 12-1. – С. 22-27.
23. Ергешев, А. Р. Физико-химические и технологические свойства галенита, сфалерита и углеродистого материала полиметаллической малосульфидной Pb-Zn руды / А. Р. Ергешев, М. А. Кармеева, Н. Д. Ергешева, Р. Р. Токпаев, В. А. Игнаткина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2025. – № 9. – С. 163–181. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2025\_9\_0\_163.
24. Захаров Б. А., Меретуков М. А. Золото: упорные руды. — М.: ИД «Руда и Металлы», 2013. — 452 с.
25. Иваник, С. А. Флотационное выделение элементарной серы из золотосодержащих кеков / С. А. Иваник, Д. А. Илюхин // Записки Горного института. – 2020. – Т. 242. – С. 202-208. – DOI: 10.31897/PMI.2020.2.202.
26. Исаев, В. А. О роли газовой-жидких включений в процессе кристобалитизации природного кварца / В. А. Исаев, М. Л. Харахан // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – № 5. – С. 25-33.
27. Кабанов, А. А. Влияние воды на термическую устойчивость  $\text{CaCO}_3$  / А. А. Кабанов // Журнал физической химии. – 2001. – Т. 75. – № 4. – С. 746-748.
28. Карчанова, А. П. Направление повышения качества флотоконцентрата золотосодержащих руд на Майском месторождении / А. П. Карчанова, И. И. Асанова, В. П. Мязин // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2015. – № 10(125). – С. 4-12. – EDN UNJMCX.
29. Киореску, А. В. Интенсификация бактериально-химического выщелачивания никеля, меди и кобальта из сульфидной руды с применением микроволнового излучения / А. В. Киореску // Записки Горного института. – 2019. – Т. 239. – С. 528–535. – DOI: 10.31897/pmi.2019.5.528.

30. Ковалев, В. Н. Особенности разработки технологических схем обогащения углеродсодержащих золотосульфидных руд / В. Н. Ковалев, В. В. Голиков, Н. В. Рылов // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Химия. – 2017. – Т. 10. – № 1. – С. 99–109. – DOI 10.17516/1998-2836-0010. – EDN YMRZVP.

31. Лаврик, А. В. Результаты извлечения золота с субмикронными инкапсулированными формами нахождения из упорной руды месторождения Делькен / А. В. Лаврик, Т. Г. Конарева, А. В. Рассказова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12–1. – С. 121–128. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_121\_0\_121.

32. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. Т. 1. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет». 1999. – 342 с.

33. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. Т. 2. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет». 1999. – 452 с.

34. Патент № 2441079 С1 Российская Федерация, МПК С22В 11/00, С22В 1/00, С22В 3/04. способ извлечения благородных металлов из упорных и бедных руд: № 2010147703/02: заявл. 22.11.2010: опубл. 27.01.2012 / В. А. Низов; заявитель Общество с ограниченной ответственностью "БИНОТЕК". – EDN TTGXOF.

35. Патент № 2751395 С1 Российская Федерация, МПК С22В 11/00, В03D 1/02, В03D 101/06. Способ переработки упорных углистых золотосодержащих руд: № 2020140816: заявл. 11.12.2020: опубл. 13.07.2021 / Л. М. Желтова, А. Е. Сенченко, М. Ю. Винокуров; заявитель Акционерное общество "Золоторудная Компания ПАВЛИК", Общество с ограниченной ответственностью Научно-исследовательский и проектный институт "Технологии обогащения минерального сырья". – EDN EYKAGM.

36. Патент № 2375475 С1 Российская Федерация, МПК С22В 11/00, С22В 3/06. Способ обогащения упорных и бедных руд и извлечения из них благородных металлов: № 2008120058/02: заявл. 20.05.2008: опубл. 10.12.2009 / А. И. Сычев, А. В. Обысов, А. В. Дульнев [и др.]; заявитель Общество с ограниченной ответственностью Геологическое предприятие "Недра". – EDN JJSАЕХ.

37. Патент № 2176558 С1 Российская Федерация, МПК В03В 7/00. способ переработки материалов, содержащих благородные металлы: № 2000132156/03: заявл. 22.12.2000: опубл. 10.12.2001 / И. Ж. Бунин, В. А. Вдовин, Ю. В. Гуляев [и др.]. – EDN LHLRTI.

38. Патент № 2490070 С1 Российская Федерация, МПК В03D 1/02. Способ флотации сульфидных руд, содержащих благородные металлы: № 2012110118/03: заявл. 16.03.2012: опубл. 20.08.2013 / В. А. Чантурия, Т. А. Иванова, Т. В. Недосекина [и др.]; заявитель Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН). – EDN LOZLFD.

39. Патент № 2648400 С1 Российская Федерация, МПК В03D 1/02. Способ извлечения ультрадисперсных частиц золота из упорных углеродистых руд: № 2017109642: заявл. 22.03.2017: опубл. 26.03.2018 / А. В. Афанасова, Т. Н. Александрова; заявитель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет". – EDN WAJYVA.

40. Патент № 2799219 Российская Федерация, МПК В03В 7/00 (2006/01), В03D 1/02 (2006/01). Способ извлечения низкоразмерных структур благородных металлов из углеродистого сырья. Заявка № 2022132285 : заявл. 19.12.2022: опубл. 04.07.2023 / Т. Н. Александрова, А. В. Афанасова, **В. А. Абурова**; заявитель/патентообладатель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет". – 11 с. : ил.

41. Пилов, П. И. Интенсификация процессов обезвоживания под воздействием микроволнового электромагнитного излучения / П. И. Пилов, А. А. Березняк, Д. П. Буртовой, Д. Ю. Хохуля // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – №. 5. – С. 342-345.

42. Полюс: официальный сайт. – URL: <https://polyus.com/ru/> (Дата обращения 21.02.2023).

43. Рогожников, Д. А. Азотнокислотное вскрытие упорных сульфидных концентратов, содержащих благородные металлы / Д. А. Рогожников, Р. Э. Русалев, О. А. Дизер, С. С. Набойченко // Цветные металлы. – 2018. – №. 12. – С. 38-43. – DOI: 10.17580/tsm.2018.12.05.

44. Ромашев, А. О. Формирование адаптивного подхода с применением технологии машинного зрения для определения параметров осаждения продуктов обогащения / А. О. Ромашев, Н. В. Николаева, Б. Л. Гатиатуллин // Записки Горного института. – 2022. – Т. 256. – С. 677-685. – DOI: 10.31897/PMI.2022.77.

45. Саидахмедов, А. А. К вопросу о депрессии углерода при флотации углистых золотосодержащих руд / А. А. Саидахмедов, С. М. Юлдошев, М. С. Зуваева // Journal of Advances in Engineering Technology. – 2022. – №. 2. – С. 51-54. – DOI: 10.24412/2181-1431-2022-2-51-54.

46. Самсонов, В. М. Сравнительный анализ размерной зависимости температур плавления и кристаллизации наночастиц серебра: молекулярная динамика и метод Монте-Карло / В. М. Самсонов, Н. Ю. Сдобняков, В. С. Мясниченко [и др.] // Поверхность. Рентгеновские, синхротронные и нейтронные исследования. – 2018. – №. 12. – С. 65-69. – DOI: 10.1134/S0207352818120168.

47. Семенихин, Д.Н. Повышение качества золотосодержащего концентрата на основе комбинирования гравитационно-флотационных методов: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук: 25.00.13. – Санкт-Петербург, 2018. – с. 148.

48. Сосипаторов, А. И. К вопросу о депрессии углерода при флотации углистых золотосодержащих руд / А. И. Сосипаторов, Г. М. Панченко, А. Ю. Чикин, В.В. Высотин, М. А. Винокурова, А. Ю. Коблов // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2017. – Т. 21. – № 2(121). – С. 155-162. – DOI: 10.21285/1814-3520-2017-2-155-162.

49. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. Под ред. Мельникова Н. В., Ржевского В. В., Протодяконова М.М. — М.: Недра, 1975. — 279 с.

50. Шаповалов, Н. А. Устойчивость пирита при обжиге карбонатно-кремнеземистой смеси / Н. А. Шаповалов, Н. П. Бушуева, О. А. Панова // Вестник Белгородского государственного технологического университета им. ВГ Шухова. – 2015. – №. 2. – С. 162-164.

51. Шумилова, Л. В. Сульфидизация серебро-полиметаллических руд месторождения «Гольцовое» для снижения потерь серебра с хвостами обогащения / Л. В. Шумилова, О. С. Костикова // Записки Горного института. – 2018. – Т. 230. – С. 160–166. – DOI: 10.25515/pmi.2018.2.160.

52. Шумилова, Л. В. Бесцианидная технология извлечения золота с применением методов интенсификации процесса выщелачивания / Л. В. Шумилова, А. Н. Хатькова, К. К. Размахнин, М. Ф. Простакишин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 10-1. – С. 328—344. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_101\_0\_328.

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

54. Ahtiainen, R. Simultaneous sulfide oxidation and gold dissolution by cyanide-free leaching from refractory and double refractory gold concentrates / R. Ahtiainen, J. Liipo, M. Lundström // Minerals Engineering. – 2021. – Vol. 170. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107042.

55. Aleksandrova, T. N. Processing of platinum group metal ores in Russia and South Africa: Current state and prospects / T. N. Aleksandrova, C. O'Connor // Journal of Mining Institute. – 2020. – Vol. 244. – No. 4. – P. 462-473. – DOI: 10.31897/PMI.2020.4.9.

56. Aleksandrova, T. N. Gold-sulphide deposits of the Russian Arctic zone: Mineralogical features and prospects of ore beneficiation / T. N. Aleksandrova, I. V. Talovina, A. M. Duryagina // Geochemistry. – 2020. – Vol. 80. – No. 3. – P. 125510. – DOI: 10.1016/j.chemer.2019.04.006.

57. Aleksandrova, T. Extraction of Low-Dimensional Structures of Noble and Rare Metals from Carbonaceous Ores Using Low-Temperature and Energy Impacts at Succeeding Stages of Raw

Material Transformation / T. Aleksandrova, N. Nikolaeva, A. Afanasova, A. Romashev, **V. Aburova**, E. Prokhorova // *Minerals*. – 2023. – Vol. 13, Issue. 1. – p. 84. DOI: 10.3390/min13010084.

58. Aleksandrova, T. N. Low-grade structures of noble and non-Ferrous metals and methods of their selective separation / T. N. Aleksandrova, A. V. Afanasova, N. V. Nikolaeva // *Sustainable Development of Mountain Territories*. – 2021. – Vol. 13. – No. 2. – P. 161-169. – DOI: 10.21177/1998-4502-2021-13-2-161-169.

59. Alexandrova, T. Justification of evaluation criteria of gold beneficiation ability by gravitational methods / T. Alexandrova, A. Romashev, V. Potemkin // *Journal of Applied Engineering Science*. – 2020. – Vol. 18. – No. 2. – P. 230-237. – DOI: 10.5937/jaes18-26076.

60. Ali, A. Y. Quantifying Damage around Grain Boundaries in Microwave Treated Ores / A. Y. Ali, S. M. Bradshaw // *Chemical Engineering and Processing: Process Intensification*. – 2009. – Vol. 48. – No. 11. – P. 1566–1573. – DOI: 10.1016/j.cep.2009.09.001.

61. Ali, A. Y. Confined Particle Bed Breakage of Microwave Treated and Untreated Ores / A. Y. Ali, S. M. Bradshaw // *Minerals Engineering*. – 2011. – Vol. 24. – No. 14. – P. 1625–1630. – DOI: 10.1016/j.mineng.2011.08.020.

62. Altarawneh, S. Microwave Selective Heating of Electric Arc Furnace Dust Constituents toward Sustainable Recycling: Contribution of Electric and Magnetic Fields / S. Altarawneh, M. Al-Harashsheh, A. Buttress, C. Dodds, J. Rodriguez, S. Kingman // *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*. – 2021. – Vol. 104. – P. 521–528. – DOI: 10.1016/j.jiec.2021.09.001.

63. Amankwah, R. K. Microwave Roasting of a Carbonaceous Sulphidic Gold Concentrate / R. K. Amankwah, C. A. Pickles // *Minerals Engineering*. – 2009. – Vol. 22. – No. 13. – P. 1095–1101. – DOI: 10.1016/j.mineng.2009.02.012.

64. Amankwah, R. K. Microwave Roasting of Flash Flotation Concentrate Containing Pyrite, Arsenopyrite and Carbonaceous Matter / R. K. Amankwah, G. Ofori-Sarpong // *Minerals Engineering*. – 2020. – Vol. 151. – P. 106312. – DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106312.

65. Andrianandraina, S. H. Reuse of Acid Bioleachate in Bacterial Oxidation of a Refractory Gold Sulfide Concentrate / S. H. Andrianandraina, H. Darvishi-Alamdari, J.-F. Blai // *Minerals*. – 2022. – Vol. 12. – No. 9. – DOI: 10.3390/min12091087.

66. Andriese, M. D. Microwave Assisted Breakage of Metallic Sulfide Bearing Ore / M. D. Andriese, J.-Y. Hwang, W. Bell, Z. Peng, A. Upadhyaya, S. A. Borkar // *TMS Annual Meeting*. – 2011. – P. 379–386. – DOI: 10.1002/9781118062081.ch45.

67. Asamoah, R. K. Refractory gold ores and concentrates part 1: mineralogical and physico-chemical characteristics / R. K. Asamoah, M. Zanin, J. Gascooke [et al.] // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. – 2021. – Vol. 130. – No. 3. – P. 240-252. – DOI: 10.1080/25726641.2019.1626659.

68. Asamoah, R. K. Refractory gold ores and concentrates part 2: gold mineralisation and deportment in flotation concentrates and bio-oxidised products / R. K. Asamoah, M. Zanin, W. Skinner, J. Addai-Mensah // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. – 2021. – Vol. 130. – No. 4. – P. 269-282. – DOI: 10.1080/25726641.2019.1626660.
69. Asamoah, R. K. Specific Refractory Gold Flotation and Bio-Oxidation Products: Research Overview // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11. – No. 1. – DOI: 10.3390/min11010093.
70. Asamoah, R. K. Pulp mineralogy and chemistry, leaching and rheological behaviour relationships of refractory gold ore dispersions / R. K. Asamoah, W. Skinner, J. Addai-Mensah // *Chemical Engineering Research and Design*. – 2019. – Vol. 146. – P. 87-103. – DOI: 10.1016/j.cherd.2019.04.001.
71. Aylmore, M. Evaluating process options for treating some refractory ores / M. Aylmore, A. Jaffer // *Proceedings of ALTA 2012 International Gold Conference, Burswood Convention Centre, Perth, Western Australia*. – 2012. – DOI: 10.13140/2.1.4325.9842.
72. Badri, R. Sulphidic refractory gold ore pre-treatment by selective and bulk flotation methods / R. Badri, P. Zamankhan // *Advanced Powder Technology*. – 2013. – Vol. 24. – No. 2. – P. 512-519. – DOI: 10.1016/j.appt.2012.10.002.
73. Bai, Y. Effect of Microwave Pretreatment on Chalcopyrite Dissolution in Acid Solution / Y. Bai, W. Wang, K. Dong, F. Xie, D. Lu, Y. Chang, K. Jiang // *Journal of Materials Research and Technology*. – 2022. – Vol. 16. – P. 471–481. – DOI: 10.1016/j.jmrt.2021.12.014.
74. Barabasheva, E. E. Methods for processing oxidized and primary ores of the Kochkovskoe gold deposit in the Transbaikal territory / E. E. Barabasheva, M. V. Pikatova // *Mining Informational and Analytical Bulletin*. – 2021. – Vol. 2021. – No. 2-3. – P. 110-117. – DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_32\_0\_110.
75. Batchelor, A. R. Increasing the Grind Size for Effective Liberation and Flotation of a Porphyry Copper Ore by Microwave Treatment / A. R. Batchelor, D. A. Jones, S. Plint, S. W. Kingman // *Minerals Engineering*. – 2016. – Vol. 94. – P. 61–75. – DOI: 10.1016/j.mineng.2016.05.011.
76. Batchelor, A. R. Towards Large Scale Microwave Treatment of Ores: Part 2 – Metallurgical Testing / A. R. Batchelor, A. J. Buttress, D. A. Jones, J. Katrib, D. Way, T. Chenje, D. Stoll, C. Dodds, S. W. Kingman // *Minerals Engineering*. – 2017. – Vol. 111. – P. 5–24. – DOI: 10.1016/j.mineng.2017.05.003.
77. Belyi, A. V. Development of BIONORD® technology on Olimpiada deposit refractory arsenic-gold ores treatment in conditions of Extreme North / A. V. Belyi, D. V. Chernov, N. V. Solopova // *Hydrometallurgy*. – 2018. – Vol. 179. – P. 188-191. – DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.04.010.

78. Benli, B. Modeling and Box-Behnken design optimization of microwave treatment of sulphidic gold flotation tailing / B. Benli, H. Baştürkçü // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. – 2022. – Vol. 58. – No. 5. – DOI: 10.37190/ppmp/149929.
79. Bocharov, V. A. Methods of gold recovery during the concentration of refractory gold-bearing pyritic copper-zinc ores. Part 1. Analysis of practice and choice of ways of selective recovery of mineral phases of gold from pyritic copper-zinc ores / V. A. Bocharov, V. A. Ignatkina, A. A. Kayumov // *Tsvetnye Metally*. – 2017. – No. 4. – P. 11-16. – DOI: 10.17580/tsm.2017.04.01.
80. Bocharov, V. A. Methods of gold recovery during the concentration of refractory gold-bearing pyritic copper-zinc ores. Part 2. Technological peculiarities of gold associations release from pyritic copper-zinc ores / V. A. Bocharov, V. A. Ignatkina, A. A. Kayumov // *Tsvetnye Metally*. – 2017. – No. 5. – P. 13-20. – DOI: 10.17580/tsm.2017.05.02.
81. Bunin, I. Zh. Effect of High-Power Nanosecond Electromagnetic Pulses on the Microhardness, Physicochemical and Flotation Properties of Rare Metal Minerals / I. Zh. Bunin, N. E. Anashkina, I. A. Khabarova, M. V. Ryazantseva // *Minerals, Metals and Materials Series*. – 2023. – P. 369–378. – DOI: 10.1007/978-3-031-22576-5\_36.
82. Carrasco, C. Development of a Novel Methodology to Characterise Preferential Grade by Size Department and Its Operational Significance / C. Carrasco, L. Keeney, S. G. Walters // *Minerals Engineering*. – 2016. – Vol. 91. – P. 100–107. – DOI: 10.1016/j.mineng.2015.08.013.
83. Chanturia, V. A. Mechanism of Interaction of Cloud Point Polymers with Platinum and Gold in Flotation of Finely Disseminated Precious Metal Ores / V. A. Chanturia, T. N. Matveeva, T. A. Ivanova, V. V. Getman // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. – 2016. – Vol. 37. – No. 3. – P. 187-195. – DOI: 10.1080/08827508.2016.1168416.
84. Chanturia, V. A. New complexing agents to select auriferous pyrite and arsenopyrite / V. A. Chanturia, T. N. Matveeva, T. A. Ivanova [et al.] // *Journal of Mining Science*. – 2011. – Vol. 47. – No. 1. – P. 102-108. – DOI: 10.1134/S1062739147010126.
85. Chanturiya, V. A. Advances in Pulsed Power Mineral Processing Technologies / V. A. Chanturiya, I. Z. Bunin // *Minerals*. – 2022. – Vol. 12. – No. 9. – P. 1177. – DOI: 10.3390/min12091177.
86. Dunne, R. Chapter 20. Flotation of Gold and Gold-Bearing Ores / R. Dunne // *Gold Ore Processing. Second Edition* / ed. M. D. Adams. – Amsterdam: Elsevier, 2016. – P. 315-338. – DOI: 10.1016/B978-0-444-63658-4.00020-7.
87. Evdokimov, S. I. Development of a new flowchart and the method for flotation of ores of the Olimpiadinskoe deposit / S. I. Evdokimov, M. S. Datsiev, I. Y. Podkovyrov // *Russian Journal of Non-Ferrous Metals*. – 2014. – Vol. 55. – No. 2. – P. 105-113. – DOI: 10.3103/S1067821214020047.

88. Fang, X. Microwave Treatment of Copper–Nickel Sulfide Ore for Promotion of Grinding and Flotation / X. Fang, Z. Peng, T. Yin, M. Rao, G. Li // *Metals*. – 2024. – Vol. 14. – No. 5. – DOI: 10.3390/met14050565.
89. Farahat, M. Influence of microwave radiation on the magnetic properties of molybdenite and arsenopyrite / M. Farahat, A. M. Elmahdy, T. Hirajima // *Powder Technology*. – 2017. – Vol. 315. – P. 276-281. – DOI: 10.1016/j.powtec.2017.04.023.
90. Faramarzi, F. Simulating the impact of ore competence variability on process performance: Case study of a large copper mine / F. Faramarzi, S. S. Kanchibotla, R. Morrison // *SAG Conference*. – Vancouver, Canada, 2019.
91. Faraz, S. Improved recovery of a low-grade refractory gold ore using flotation-preoxidation-cyanidation methods / S. Faraz, D. Hossna, B. Rezgar, Z. Piroz // *International Journal of Mining Science and Technology*. – 2014. – Vol. 24. – No. 4. – P. 537-542. – DOI: 10.1016/j.ijmst.2014.05.018.
92. Fernandes, I. B. The Quantification of Entropy for Multicomponent Systems: Application to Microwave-Assisted Comminution / I. B. Fernandes, M. Rudolph, A. Hassanzadeh, K. Bachmann, C. Meskers, U. Peuker, M. A. Reuter // *Minerals Engineering*. – 2021. – Vol. 170. – P. 107016. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107016.
93. Ford, J. D. High Temperature Chemical Processing via Microwave Absorption / J. D. Ford, D. C. T. Pei // *Journal of Microwave Power*. – 1967. – Vol. 2. – No. 2. – P. 61–64. – DOI: 10.1080/00222739.1967.11688647.
94. Forson, P. Differential flotation of pyrite and arsenopyrite: Effect of hydrogen peroxide and collector type / P. Forson, M. Zanin, W. Skinner, R. Asamoah // *Minerals Engineering*. – 2021. – Vol. 163. – P. 106808. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106808.
95. Forson, P. Decoupling pyrite and arsenopyrite in flotation using thionocarbamate collector / P. Forson, W. Skinner, R. Asamoah // *Powder Technology*. – 2021. – Vol. 385. – P. 12-20. – DOI: 10.1016/j.powtec.2021.02.057.
96. Hapid, A. Oxidation of Sulfide Mineral and Metal Extraction Analysis in the Microwave-Assisted Roasting Pretreatment of Refractory Gold Ore / A. Hapid, S. Zullaikah, Mahfud, A. Kawigraha, Y. Sudiyanto, R. B. Nareswari, A. T. Quitain // *Arabian Journal of Chemistry*. – 2024. – Vol. 17. – No. 1. – P. 105447. – DOI: 10.1016/j.arabjc.2023.105447.
97. Haque, K. E. Microwave energy for mineral treatment processes - A brief review / K. E. Haque // *International Journal of Mineral Processing*. – 1999. – T. 57. – № 1. – P. 1-24. – DOI: 10.1016/s0301-7516(99)00009-5.

98. Haque, K. E. Gold Leaching from Refractory Ores Literature Survey / K. E. Haque // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. – 1987. – Vol. 2. – No.3. – P. 235–253. – DOI: 10.1080/08827508708952607.
99. He, C. Thermally Assisted Grinding of Cassiterite Associated with Polymetallic Ore: A Comparison between Microwave and Conventional Furnaces / C. He, J. Zhao, X. Su, S. Ma, T. Fujita, Y. Wei, J. Yang, Z. Wei // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11. – No. 7. – DOI: 10.3390/min11070768.
100. Huang, J. H. Hydrometallurgical decomposition of pyrite and marcasite in a microwave field / J. H. Huang, N. A. Rowson // *Hydrometallurgy*. – 2002. – Vol. 64. – No. 3. – P. 169-179. – DOI: 10.1016/S0304-386X(02)00041-5.
101. Islamov, S. Research risk factors in monitoring well drilling — A case study using machine learning methods / S. Islamov, A. Grigoriev, I. Beloglazov, S. Savchenkov, O. T. Gudmestad // *Symmetry*. – 2021. – Vol. 13. – No. 7. – P. 1293. – DOI: 10.3390/sym13071293.
102. Jooshaki, M. A Systematic Review on the Application of Machine Learning in Exploiting Mineralogical Data in Mining and Mineral Industry / M. Jooshaki, A. Nad, S. Michaux // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11. – No. 8. – DOI: 10.3390/min11080816.
103. Kerone: Continuous Microwave Heating Systems [Электронный ресурс]. – URL: <https://kerone.com/continuous-microwave-heating-systems.php>. (Дата обращения: 21.02.2023).
104. Khaled, D. E. Microwave Dielectric Heating: Applications on Metals Processing / D. E. Khaled, N. Novas, J. A. Gazquez, F. Manzano-Agugliaro // *Renewable and Sustainable Energy Reviews*. – 2018. – Vol. 82. – P. 2880–2892. – DOI: 10.1016/j.rser.2017.10.043.
105. Kingman, S. W. Recent developments in microwave processing of minerals / S. W. Kingman // *International Materials Reviews*. – 2006. – Vol. 51. – No. 1. – P. 1-12. – DOI: 10.1179/174328006X79472.
106. Kingman, S. W. Recent Developments in Microwave-Assisted Comminution / S. W. Kingman, K. Jackson, A. Cumbane, S. M. Bradshaw, N. A. Rowson, R. Greenwood // *International Journal of Mineral Processing*. – 2004. – Vol. 74. – No. 1. – P. 71–83. – DOI: 10.1016/j.minpro.2003.09.006.
107. Komogortsev, B. V. Improvement of flotation technologies for finely dispersed gold-bearing sulfide ore / B. V. Komogortsev, A. A. Varenichev // *Mining Informational and Analytical Bulletin*. – 2018. – Vol. 2018. – No. 10. – P. 180-190.
108. Lambert, J. M., Jr. Kinetics and mechanism of the pyrite-to-pyrrhotite transformation / J. M. Lambert, Jr., G. Simkovich, P. L. Walker Jr. // *Metallurgical and Materials Transactions B: Process Metallurgy and Materials Processing Science*. – 1998. – Vol. 29. – № 2. – P. 385–396. – DOI: 10.1007/s11663-998-0115-x.

109. Li, W. Comprehensive recovery of gold and base-metal sulfide minerals from a low-grade refractory ore / W. Li, S. Liu, Y. Song [et al.] // *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*. – 2016. – Vol. 23. – No. 12. – P. 1377-1386. – DOI: 10.1007/s12613-016-1361-6.
110. Li, H. Effectiveness of microwave-assisted thermal treatment in the extraction of gold in cyanide tailings / H. Li, H. Long, L. Zhang, S. Yin, S. Li, F. Zhu, H. Xie // *Journal of Hazardous Materials*. – 2020. – Vol. 384. – P. 121456. – DOI: 10.1016/j.jhazmat.2019.121456.
111. Li, Q. Effect of Microwave Heating on Fracture Behavior of Granite: An Experimental Investigation / Q. Li, X. Li, T. Yin // *Engineering Fracture Mechanics*. – 2021. – Vol. 250. – P. 107758. – DOI: 10.1016/j.engfracmech.2021.107758.
112. Litvinenko, V. S. Innovations as a Factor in the Development of the Natural Resources Sector / V. S. Litvinenko, I. B. Sergeev // *Studies on Russian Economic Development*. – 2019. – Vol. 30. – No. 6. – P. 637-645. – DOI: 10.1134/S107570071906011X.
113. Litvinenko, V. S. Assessment of the role of the state in the management of mineral resources / V. S. Litvinenko, E. I. Petrov, D. V. Vasilevskaya, A. V. Yakovenko, I. A. Naumov, M. A. Ratnikov // *Journal of Mining Institute*. – 2023. – Vol. 259 (eng). – P. 95-111. – DOI: 10.31897/PMI.2022.100.
114. Liu, S. Mitigating the negative effects of clay minerals on gold flotation by a lignosulfonate-based biopolymer / S. Liu, X. Chen, R. A. Lauten [et al.] // *Minerals Engineering*. – 2018. – Vol. 126. – P. 9-15. – DOI: 10.1016/j.mineng.2018.06.021.
115. Lopéz, R. Study of butyl-amine nanocrystal cellulose in the flotation of complex sulphide ores / R. Lopéz, H. Jordão, R. Hartmann [et al.] // *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. – 2019. – Vol. 579. – P. 123655. – DOI: 10.1016/j.colsurfa.2019.123655.
116. Lovas, M. The Application of Microwave Energy in Mineral Processing – a Review / M. Lovas, I. Znamenáčková, A. Zubrik, M. Kováčová, S. Dolinská // *Acta Montanistica Slovaca*. – 2011. – Vol. 16.
117. Luo, L. Effects of Microwave Pre-Treatment on the Flotation of Ilmenite and Titanite / L. Luo, H. Wu, J. Yang, Z. Tang, K. Shu, Y. Xu, W. Yan, L. Xu // *Minerals Engineering*. – 2020. – Vol. 155. – P. 106452. – DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106452.
118. Mariano, R. A. Definition of random and non-random breakage in mineral liberation - A review / R. A. Mariano, C. L. Evans, E. Manlapig // *Minerals Engineering*. – 2016. – Vol. 94. – P. 51–60. – DOI: 10.1016/j.mineng.2016.05.005.
119. Matei, V. A new way of representing A and b parameters from JK Drop-Weight and SMC tests: the “SCSE” / V. Matei, C.W. Bailey, S. Morrell // *SAG Conference*. – Vancouver. 2015.
120. Matveeva, T. N. Physicochemical effect of modified diethyldithiocarbamate on the surface of auriferous sulfide minerals in noble metal ore flotation / T. N. Matveeva, N. K. Gromova, T.

A. Ivanova, V. A. Chanturia // *Journal of Mining Science*. – 2013. – Vol. 49. – No. 5. – P. 803-810. – DOI: 10.1134/S1062739149050158.

121. McGill, S. L. The effects of power level on the microwave heating of selected chemicals and minerals quantifying damage around grain boundaries in microwave treated ores / S. L. McGill, J. W. Walkiewicz, G. A. Smyres // *MRS Online Proceedings Library (OPL)*. – 1988. – Vol. 124. – P. 247.

122. Morrison, R. Comparison of comminution circuit energy efficiency using simulation / R. Morrison, S. Morrell // *Minerals and Metallurgical Processing*. – 1998. – Vol. 15. – P. 22–25. – DOI: 10.1007/BF03403153.

123. Nad, A. Digitalization Solutions in the Mineral Processing Industry: The Case of GTK Mintec, Finland / A. Nad, M. Jooshaki, E. Tuominen, S. Michaux, A. Kirpala, J. Newcomb // *Minerals*. – 2022. – Vol. 12. – No. 2. – DOI: 10.3390/min12020210.

124. Napier-Munn, T.J. Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation / T.J. Napier-Munn, S. Morrell, R.D. Morrison, T. Kojovic // *JKMRC Monograph Series in Mining and mineral processing*. University of Queensland. – 2005. – No. 2. – 413 p.

125. Newcombe, B. The effect of rotor speed on the flash flotation performance of Au and Cu in an industrial concentrator / B. Newcombe, B. Akerstrom, E. Jaques // *Minerals Engineering*. – 2018. – Vol. 124. – P. 28–43. – DOI: 10.1016/j.mineng.2018.04.020.

126. Noble, J. P. P. A novel in situ high-temperature magnetometry method for radiofrequency heating applications / J. P. P. Noble, S. J. Bending, A. Sartbaeva, A. R. Muxworthy, A. K. Hill // *Advanced Energy Mater.* – 2022. – Vol. 12. – DOI: 10.1002/aenm.202102515.

127. Nunna, V. Beneficiation of low-grade, goethite-rich iron ore using microwave-assisted magnetizing roasting / V. Nunna, S. Hapugoda, M. I. Pownceby, G. J. Sparrow // *Minerals Engineering*. – 2021. – Vol. 166. – P. 106826. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106826.

128. On, H. Thermal decomposition of arsenopyrite by microwave heating and the effect of removal arsenic with wet-magnetic separation / H. On, H. Kim, E. Myung, D. Lim, C. Park // *Journal of the Mineralogical Society of Korea*. – 2017. – Vol. 30. – No. 3. – P. 103-112. – DOI: 10.9727/jmsk.2017.30.3.103.

129. Owusu, C. Adsorption studies of sulphidic refractory gold ore / C. Owusu, E. A. Agorhom, S. Fosu, E. Budu-Arthur // *Powder Technology*. – 2020. – Vol. 375. – P. 310-316. – DOI: 10.1016/j.powtec.2020.07.063.

130. Ozer, M. Flotation of antimony ores with high arsenic content / M. Ozer // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. – 2022. – Vol. 58. – No. 5. – P. 152865. – DOI: 10.37190/ppmp/152865.

131. Polymetal International plc [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.polymetalinternational.com/ru/> (Дата обращения 21.02.2023).
132. Pugh, R. J. Macromolecular organic depressants in sulphide flotation — A review, 1. Principles, types and applications / R. J. Pugh // *International Journal of Mineral Processing*. – 1989. – Vol. 25. – No. 1–2. – P. 101–130. – DOI: 10.1016/0301–7516(89)90059–8.
133. Pugh, R. J. Macromolecular organic depressants in sulphide flotation — A review, 2. Theoretical analysis of the forces involved in the depressant action / R. J. Pugh // *International Journal of Mineral Processing*. – 1989. – Vol. 25. – No. 1–2. – P. 131–146. – DOI: 10.1016/0301–7516(89)90060–4.
134. Rizmanoski, V. The Effect of Microwave Pretreatment on Impact Breakage of Copper Ore / V. Rizmanoski // *Minerals Engineering*. – 2011. – Vol. 24. – No. 14. – P. 1609–1618. – DOI: 10.1016/j.mineng.2011.08.017.
135. Rodriguez, J. S-Band elliptical–cylindrical cavity resonator for material processing / J. Rodriguez, J. Ampuero, W. Valderrama, A. Buttress, C. Dodds, S. Kingman, H. Carrasco // *Microwave and Optical Technology Letters*. – 2022. – Vol. 64. – No. 12. – P. 2160–2164. – DOI: 10.1002/mop.33431.
136. Shen, X. Microwave-assisted pyrolysis of plastics with iron-based catalysts for hydrogen and carbon nanotubes production / X. Shen, Z. Zhao, H. Li, X. Gao, X. Fan // *Materials Today Chemistry*. – 2022. – Vol. 26. – DOI: 10.1016/j.mtchem.2022.101166.
137. Silva, G. R. da The effects of microwave irradiation on the floatability of chalcopyrite, pentlandite and pyrrhotite / G. R. da Silva, K. E. Waters // *Advanced Powder Technology*. – 2018. – Vol. 29. – No. 12. – P. 3049–3061. – DOI: 10.1016/j.appt.2018.07.025.
138. Silyanov, S. A. Gold in the oxidized ores of the Olympiada Deposit (Eastern Siberia, Russia) / S. A. Silyanov, A. M. Sazonov, Y. A. Zvyagina [et al.] // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11. – No. 2. – DOI: 10.3390/min11020190.
139. Tabatabaei, R. H. The effect of non-sulphide gangue minerals on the flotation of sulphide minerals from Carlin-type gold ores / R. H. Tabatabaei, D. R. Nagaraj, S. M. S. M. Vianna [et al.] // *Minerals Engineering*. – 2014. – Vol. 60. – P. 26–32. – DOI: 10.1016/j.mineng.2014.02.004.
140. Teimoori, K. Multiphysics Study of Microwave Irradiation Effects on Rock Breakage System / K. Teimoori, R. Cooper // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2021. – Vol. 140. – P. 104586. – DOI: 10.1016/j.ijrmms.2020.104586.
141. Tungpalan, K. A Geometallurgical Approach for Predicting Separation Performance / K. Tungpalan, E. Wightman, L. Keeney, E. Manlapig // *Minerals Engineering*. – 2021. – Vol. 171. – P. 107065. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107065.

142. Walkiewicz, J. W. Microwave heating characteristics of selected minerals and compounds / J. W. Walkiewicz, G. Kazonich, S. L. McGill // *Minerals & metallurgical processing*. – 1988. – Vol. 5. – P. 39-42.
143. Wang, Q. Extraction of gold from refractory gold ore using bromate and ferric chloride solution / Q. Wang, X. Hu, F. Zi [et al.] // *Minerals Engineering*. – 2019. – Vol. 136. – P. 89-98. – DOI: 10.1016/j.mineng.2019.02.037.
144. Wang, J. Influence of Microwave Treatment on Grinding and Dissociation Characteristics of Vanadium Titano-Magnetite / J. Wang, T. Jiang, Y. Liu, X. Xue // *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*. – 2019. – Vol. 26. – No. 2. – P. 160–167. – DOI: 10.1007/s12613-019-1720-1.
145. Wang, S. Dynamic Fragmentation of Microwave Irradiated Rock / S. Wang, Y. Xu, K. Xia, T. Tong // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. – 2021. – Vol. 13. – No. 2. – P. 300–310. – DOI: 10.1016/j.jrmge.2020.09.003.
146. Yang, W. Comprehensive Recovery Technology for Te, Au, and Ag from a Telluride-Type Refractory Gold Mine / W. Yang, G. Wang, Q. Wang [et al.] // *Minerals*. – 2019. – Vol. 9. – No. 10. – DOI: 10.3390/min9100597.
147. Yergeshev, A. Technological Properties Contrast of Galena, Sphalerite, Carbonaceous Material and Choice of Flotation Technology / A. Yergeshev, R. Tokpayev, M. Karmeeva, T. Khavaza, N. Yergesheva, A. Atchabarova, M. Nauryzbayev, V. Ignatkina // *Minerals*. — 2025. — V.15. — No. 8. — 883. – DOI: 10.3390/min15080883.
148. Zhang, X. Thermal Decomposition Behavior of Pyrite in a Microwave Field and Feasibility of Gold Leaching with Generated Elemental Sulfur from the Decomposition of Gold-Bearing Sulfides / X. Zhang, C. Sun, Y. Xing, J. Kou, M. Su // *Hydrometallurgy*. – 2018. – Vol. 180. – P. 210–220. – DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.07.012.
149. Zhou, W. Recycling Iron from Oolitic Hematite via Microwave Fluidization Roasting and Magnetic Separation / W. Zhou, Y. Sun, Y. Han, P. Gao, Y. Li // *Minerals Engineering*. – 2021. – Vol. 164. – P. 106851. – DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106851.

**ПРИЛОЖЕНИЕ А**

**Патент на изобретение**

**РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ**



**ПАТЕНТ**

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

**№ 2799219**

**СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИЗКОРАЗМЕРНЫХ  
СТРУКТУР БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ  
УГЛЕРОДИСТОГО СЫРЬЯ**

Патентообладатель: *Федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение высшего образования  
"Санкт-Петербургский горный университет" (RU)*

Авторы: *Александрова Татьяна Николаевна (RU),  
Афанасова Анастасия Валерьевна (RU), Абурова Валерия  
Александровна (RU)*

Заявка № 2022132285

Приоритет изобретения 19 декабря 2022 г.  
Дата государственной регистрации  
в Государственном реестре изобретений  
Российской Федерации 04 июля 2023 г.  
Срок действия исключительного права  
на изобретение истекает 19 декабря 2042 г.



*Руководитель Федеральной службы  
по интеллектуальной собственности*

*Ю.С. Зубов*

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

## Акт внедрения результатов кандидатской диссертации в деятельность ООО «Р-Центр»

Утверждаю  
 Директор ООО «Р-Центр»  
 \_\_\_\_\_ / Борилкевич Б.Е.  
 « 25 » \_\_\_\_\_ 2025 г.



## АКТ

о внедрении(использовании) результатов  
 кандидатской диссертации  
Абуровой Валерии Александровны

по научной специальности 2.8.9. «Обогащение полезных ископаемых»

Специальная комиссия в составе:

Председатель: Борилкевич Б.Е.;

Члены комиссии: Артамонов И.С.; Маковецкий В.Д.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертации на тему «**Разработка технологии переработки углеродистых благороднометалльных руд с использованием энергетического воздействия**», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, внедрены в методики проведения научно-исследовательских работ компании ООО«Р-Центр» при проведении оценки влияния энергетического воздействия на минеральное сырье и продукты его обогащения.

Внедрение указанных результатов позволило подтвердить возможность применения энергетического воздействия на углеродистые продукты обогащения для укрупнения низкоразмерных благородных металлов при добавлении магнетита до крупности, извлекаемой с применением традиционных методов обогащения с целью снижения потерь ценных компонентов с хвостами переработки.

**Председатель комиссии**  
 Директор

  
 Подпись

**Борилкевич Б.Е.**  
 ФИО

**Члены комиссии:**  
 Тех. директор

  
 Подпись

**Маковецкий В.Д.**  
 ФИО

Нормоконтролер

  
 Подпись

**Артамонов И.С.**  
 ФИО

## ПРИЛОЖЕНИЕ В

### Акт об использовании результатов кандидатской диссертации в деятельности АО «Полиметалл Инжиниринг»

#### АКТ

**об использовании результатов кандидатской диссертации  
Абуровой Валерии Александровны, соискателя ученой степени  
по научной специальности 2.8.9. «Обогащение полезных ископаемых» на  
тему «Разработка технологии переработки углеродистых благородноме-  
талльных руд с использованием энергетического воздействия»**

Комиссия в составе:

Председатель Семенихин Д.Н.;

Члены комиссии: Чиркевич А.А., Кусарин Р.Р.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертации на тему «Разработка технологии переработки углеродистых благороднометаллических руд с использованием энергетического воздействия», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, могут быть использованы в деятельности АО «Полиметалл Инжиниринг» при разработке рекомендаций по оценке влияния энергетического воздействия на прочностные параметры минерального сырья. при выборе схем рудоподготовки.

Использование указанных результатов позволяет получить исходные данные для имитационного моделирования рудоподготовительных процессов при переработке различного вида сырья.

#### Председатель комиссии

Начальник лаборатории подготовительных и вспомогательных процессов обогащения ДНТИ АО «Полиметалл Инжиниринг», к.т.н.

Подпись Семенихина Д.Н. подтверждаю.  
Начальник Управления кадров



*Семенихин Д.Н.*  
Подпись

**Семенихин Д.Н.**  
ФИО

*Семенова Н.А.*  
Подпись

**Семенова Н.А.**  
ФИО

#### Члены комиссии:

Главный специалист отдела технологических расчётов и выпуска технической документации ДНТИ АО «Полиметалл Инжиниринг»

Старший инженер лаборатории подготовительных и вспомогательных процессов обогащения ДНТИ АО «Полиметалл Инжиниринг»

*Чиркевич А.А.*  
Подпись

**Чиркевич А.А.**  
ФИО

*Кусарин Р.Р.*  
Подпись

**Кусарин Р.Р.**  
ФИО

27.03.2025