

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Магнитогорский государственный технический университет  
им. Г.И. Носова»

*На правах рукописи*



Арабаджи Яна Николаевна

**РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СНИЖЕНИЯ  
ДИОКСИДА КРЕМНИЯ В ЦИНКОВОМ КОНЦЕНТРАТЕ ПРИ  
ФЛОТАЦИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

Специальность 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

**ДИССЕРТАЦИЯ**

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук, доцент  
Н.Н. Орехова

Магнитогорск – 2026

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	4
1 СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К ПОВЫШЕНИЮ КАЧЕСТВА ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ.....	10
1.1 Состояние производства цинкового концентрата.....	10
1.2 Требования к качеству цинковых концентратов.....	13
1.3 Причины повышенного содержания минералов вмещающих пород в цинковом концентрате .....	16
1.4 Особенности образования шламовых частиц .....	19
1.5 Способы снижения содержания компонентов нерудных минералов в цинковых концентратах.....	23
Выводы .....	29
2 МЕТОДЫ И МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЙ .....	32
2.1 Методики изучения вещественного состава объекта исследований и продуктов обогащения.....	32
2.2 Методика проведения экспериментов по оценке эффективности депрессора .	33
2.3 Методы и методики изучения физико-химических свойств поверхности минералов.....	37
2.4 Методика изучения механического выноса.....	40
3 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ СКЛОННОСТИ РУД К ШЛАМООБРАЗОВАНИЮ И МЕХАНИЗМА СНИЖЕНИЯ ИХ МЕХАНИЧЕСКОГО ВЫНОСА .....	45
3.1 Определение особенностей состава породообразующих минералов в сульфидных рудах .....	45
3.2 Основные признаки, определяющие ошламованность пульпы.....	49
3.3 Разработка критерия шламуемости и методики оценки склонности руд к шламообразованию .....	52
3.4 Результаты изучения вещественного состава объекта исследований.....	65
3.5 Определение шламуемости объекта исследований .....	69
3.6 Повышение качества цинкового концентрата путем управления механическим выносом .....	71
3.7 Изучение влияния изменения режимных параметров.....	73

3.8	Результаты экспериментов по определению коэффициента механического выноса .....	79
	Выводы .....	84
4	ИЗУЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ ДЕПРЕССОРА КРЕМНИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ.....	86
4.1	Изучение депрессирующей способности реагента RD-1033 .....	86
4.2	Изучение концентрата, полученного при использовании разработанного депрессора .....	88
4.3	Тестирование депрессора в цинк-пиритном цикле флотации .....	91
4.4	Определение краевого угла смачивания .....	95
4.5	ИК-спектры поверхности минералов .....	98
4.6	Измерение дзета-потенциала.....	103
4.7	Флотация мономинеральных фракций .....	108
4.8	Механизм действия депрессора RD-1033 .....	111
	Выводы .....	117
5	ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ.....	120
5.1	Опытно-промышленные испытания по внедрению оптимальных режимных параметров .....	120
5.2	Опытно-промышленные испытания высокомолекулярного депрессора кремнийсодержащих минералов.....	121
5.3	Испытания разработанной технологии получения цинкового концентрата .....	124
5.4	Технико-экономическая оценка эффективности внедрения предлагаемых технических решений .....	126
	Выводы .....	130
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	132
	Список литературы .....	136
	Приложение А .....	148
	Приложение Б .....	152
	Приложение В.....	153
	Приложение Г .....	154

## ВВЕДЕНИЕ

По востребованности цветных металлов в мире цинк уступает только алюминию и меди, при этом современный металлургический передел по переработке цинковых концентратов предъявляет все более высокие требования к их качеству, в том числе в части содержания диоксида кремния.

Истощение минерально-сырьевой базы и снижение содержания ценных компонентов отражается на ежегодном увеличении доли тонковкрапленных и бедных труднообогатимых цинксодержащих сульфидных руд в текущей переработке, ввиду чего технологии получения цинкового концентрата, соответствующего требованиям кондиций, многократно усложнились.

Непрерывное развитие технологий переработки таких руд требует, в том числе, более тонкого помола для раскрытия цинксодержащих сульфидов, что неизбежно приводит к увеличению доли частиц шламовой крупности в питании флотации.

Преимущественно со шламовыми частицами кремнийсодержащих минералов вмещающей породы связано загрязнение цинкового концентрата диоксидом кремния, которое происходит в результате флотации гидрофобных минералов, содержащих диоксид кремния, механического выноса частиц шламовой крупности в пенный слой и перехода тонких частиц нерудных минералов в концентрат за счет их неселективного налипания на частицы сфалерита флотационной крупности.

Для повышения эффективности отделения цинковых минералов от нерудных компонентов авторами научных трудов – Абрамовым А. А., Чантурией В. А., Бочаровым В. А., Глембоцким В. А., Классеном В. И., Игнаткиной В. А. и др. – разработаны различные рациональные технологические схемы, а также изучены многообразные способы и методы, используемые для изменения свойств флотационной пульпы. Тем не менее, снижение содержания диоксида кремния ниже 3 % при содержании кремнезема в исходной руде на уровне 35-40 % и тонком срастании сфалерита с вмещающей породой является трудной

задачей, решение которой известными способами затруднительно и малоэффективно.

В связи с чем поиск способов обескремнивания цинкового концентрата ниже кондиций является актуальной задачей для отрасли и ресурсосбережения государства.

**Целью работы** является разработка технологических решений для снижения содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате за счет селективной депрессии кремнийсодержащих минералов новым органическим депрессором и минимизации их механического выноса.

Для достижения цели диссертационного исследования были поставлены и решены следующие **задачи**:

- изучить минералогические особенности сульфидных руд, склонных к шламообразованию, и физико-механические свойства рудных и нерудных минералов, входящих в их состав;

- разработать методику оценки склонности руды к ошламованию и критерий прогнозирования данного свойства на стадии проведения минералогического анализа руды;

- теоретически изучить и экспериментально проработать возможные способы снижения извлечения нерудных минералов в цинковый концентрат;

- установить влияние режимных параметров флотации на механический вынос компонентов нерудных минералов и на основе моделирования флотационного процесса оценить вклад каждого управляемого параметра отдельно и в совокупности в снижение эффекта механического выноса;

- установить механизм действия эффективного органического депрессора кремнийсодержащих минералов вмещающих пород;

- апробировать разработанную комплексную технологию снижения загрязнения цинкового концентрата кремнийсодержащими минералами и определить экономическую эффективность их применения.

**Объектом исследования** являлась полиметаллическая руда Корбалихинского месторождения, характеризующаяся эмульсионной

вкрапленностью, сверхтонким срастанием минералов ценных компонентов с вмещающими породами и наличием волокнистых и пластинчатых кремнийсодержащих нерудных минералов. Кремнийсодержащие нерудные минералы представлены кварцем (30-40 %), клинохлором (15-17 %) и мусковитом (9-12 %).

**Предметом исследования** являются закономерности флотации и механического выноса кремнийсодержащих минералов в цинковый концентрат.

### **Научная новизна работы**

1. Впервые установлены и количественно описаны зависимости между удельным количеством органического депрессора RD-1033 во флотационной системе, изменением электрохимических характеристик поверхности (дзета-потенциал) и ее гидрофобно-гидрофильными свойствами (краевой угол смачиваемости, флотируемость) для кремнийсодержащих минералов [кварц, мусковит, клинохлор] и сфалерита.

2. Селективная депрессия кварца, мусковита и клинохлора высокомолекулярным депрессором RD-1033 обусловлена образованием на их поверхности гидрофильных супрамолекулярных комплексов, способных к полимеризации, состоящих из поликремниевого скелета, закрепленного на поверхности минералов через водородные связи (подтверждено ИК-спектрами), и формирующих гидратный слой карбоксильными и гидроксильными группами, что способствует гидрофилизации поверхности и вызывает агрегацию частиц, предотвращая их механический вынос в пену со сфалеритом.

3. Установлены закономерности влияния регулируемых режимных параметров (плотность пульпы, расход воздуха, скорость вращения импеллера) на механический вынос нерудных минералов с целью повышения качества цинкового концентрата при флотации полиметаллической руды.

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

Внедрен новый реагентный режим на основе разработанного селективного депрессора RD-1033 минералов: кварц, клинохлор, мусковит. Механизм действия реагента основан на формировании супрамолекулярных гидрофильных

комплексов, что позволяет целенаправленно снижать флотуемость кремнийсодержащих частиц. Разработанный технологический подход оформлен в качестве изобретения «Способ флотации сульфидных цинксодержащих руд цветных металлов» (подана заявка на патент № 2025110459 от 23.04.2025).

С использованием активного эксперимента получена математическая модель, описывающая зависимость коэффициента механического выноса от ключевых режимных параметров (плотность пульпы, расход воздуха, скорость импеллера). Модель служит основой для предиктивного управления и оптимизации селективности флотации с целью минимизации загрязнения концентрата ультратонкими шламами.

Разработан предиктивный критерий  $K_{ш}$  оценки склонности тонковкрапленных полиметаллических сульфидных руд к шламообразованию на основе минералогического состава. Для тонковкрапленных полиметаллических руд установлены граничные значения критерия  $K_{ш}$  ( $\leq 0,57$  и  $\geq 1,1$ ), позволяющие на стадии изучения руды прогнозировать формирование пульпы с повышенным ( $>40$  %) содержанием класса  $-20$  мкм и, как следствие, риск снижения селективности флотации. Методика даёт основу для предиктивного выбора и оптимизации технологических решений, направленных на снижение механического выноса.

Обоснованные решения по оптимизации режимных параметров цинк-пиритного цикла флотации внедрены в действующее производство по получению цинкового концентрата на Рубцовской обогатительной фабрике. Реализация разработанного комплекса мер управления технологией позволяет снизить извлечение  $\text{SiO}_2$  в концентрат на 30-35 % отн.

### **Методология и методы исследований**

В диссертационной работе выполнен анализ и систематизация данных по опыту переработки сульфидных руд; использован комплекс методов исследований: химический, микрорентгеноспектральный, рентгенофазовый, гранулометрический, ИК-спектроскопия; проведены лабораторные (в том числе с применением методов планирования экспериментов) и опытно-промышленные

испытания; квантово-химическое моделирование и технико-экономические расчеты. Исследования проведены с использованием сертифицированного оборудования по стандартным методикам.

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

1. Повышение селективности разделения сфалерита и кварца обеспечивается подачей органического высокомолекулярного депрессора RD-1033 с расходом 200-250 г/т, приводящей к избирательному снижению в два раза краевого угла смачивания и в 2,5 раза абсолютного значения  $\zeta$ -потенциала поверхности кварца, без перезарядки поверхности, что по экспоненциальной зависимости снижает константу скорости его флотации (в 1,2 раза) и вызывает агрегацию ультратонких шламов.

2. Адсорбция высокомолекулярного депрессора RD-1033, содержащего сополимеры акриловых и карбоновых кислот, на поверхности кремнийсодержащих минералов с формированием супрамолекулярных структур повышает гидрофилизацию поверхности и приводит к агрегации частиц вследствие приближения дзета-потенциала минеральной поверхности к нулю и способности реагента к полимеризации, что обеспечивает эффективное отделение породных минералов от сфалерита и снижает их механический вынос в пенный слой.

3. Синергетический эффект обескремнивания цинкового концентрата (не менее чем на 32 % отн.) достигается комбинированным применением нового высокомолекулярного депрессора RD-1033 (расход 200-250 г/т) с результатами разработанной математической модели по регулированию механического выноса силикатов путем оптимизации содержания твердого, скорости вращения импеллера и расхода воздуха при флотации и превышает аддитивный эффект от отдельного применения данных способов обескремнивания (1,96 % абс.).

**Обоснованность и достоверность научных положений, результатов и выводов** диссертационной работы подтверждаются использованием широкого спектра методов химических, физических и физико-химических исследований процесса флотации и минерального вещества, обширным объемом полученных экспериментальных данных. Разработанный комплекс эффективных способов

снижения содержания диоксида кремния в цинковом концентрате апробирован в условиях Рубцовской ОФ АО «Сибирь-Полиметаллы», что подтверждается актами опытно-промышленных испытаний.

### **Апробация результатов работы**

Результаты исследований и основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались: на международном совещании «Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов» (Плаксинские чтения, г. Апатиты, 2024 г.); на международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (г. Москва, 2025 г.); на международной конференции Tech Mining Сибирь-2025 (г. Красноярск, 2025 г.); на 83-й международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (г. Магнитогорск, 2025 г.); на Московском международном конгрессе обогатителей (г. Москва, 2025 г.); на конференции «Современные достижения университетских научных школ» (г. Магнитогорск, 2025г.); на международном совещании «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья» (Плаксинские чтения, г. Екатеринбург, 2025 г.).

**Публикации.** Результаты проведенных исследований отражены в 9 работах, в том числе 3 статьях в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из введения, 5 глав, заключения, библиографического списка из 109 наименований, содержит 154 страниц машинописного текста, 48 рисунков, 34 таблицы, 4 приложения.

**Личное участие автора** заключается в постановке цели и задач исследований, проведении экспериментальных испытаний, оценке закономерностей процессов и определении механизма действия высокомолекулярного органического депрессора кремнийсодержащих минералов, непосредственном участии в проведении лабораторных и опытно-промышленных испытаний, анализе и обобщении полученных результатов, подготовке научных публикаций и докладов; самостоятельно написана и оформлена диссертация.

**Благодарности.** Автор выражает глубокую признательность научному руководителю работы, доктору технических наук, профессору Ореховой Н. Н. за консультации и поддержку на протяжении всей работы.

## **1 СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К ПОВЫШЕНИЮ КАЧЕСТВА ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

### **1.1 Состояние производства цинкового концентрата**

По производству ряда цветных металлов Россия входит в пятёрку крупнейших производителей, а по никелю и алюминию занимает 3-е место. В условиях текущего курса на технологический суверенитет цветные металлы являются важнейшим ресурсом для различных секторов экономики. Речь, в первую очередь, идёт об авиа- и автомобилестроении, микроэлектронике, ракетной и атомной технике, химической промышленности и пр. [108]. Подавляющее большинство запасов тяжелых цветных металлов (более 80%) сосредоточено в сульфидных рудах, для извлечения которых в России действует более 200 горно-обогатительных комбинатов [31].

Минэкономразвития РФ прогнозирует в базовом сценарии рост металлургического производства в 2026 году – на 0,6 %, в 2027 году – на 2,0 %, в 2028 году – на 1,7 %. Об этом говорится в прогнозе социально-экономического развития России на 2026 год и на плановый период 2027 и 2028 годов [100].

По данным мировых аналитиков (LME, USGS), в перспективе ожидается рост цен на цветные металлы (таблица 1), что подтверждает важность горно-металлургической отрасли для России и необходимость производства конкурентоспособной на мировом рынке продукции высокой товарности.

Одним из стратегически важных цветных металлов является цинк – третий металл по производству и потреблению в мире. Годовое потребление цинка в России составляет около 250 тысяч тонн. Он также является третьим по распространенности после алюминия и меди.

Таблица 1 – Прогноз цены на металлы, тыс. долл./т

Металл	Факт				Прогноз цены			
	1 кв. 2025	2 кв. 2025	3 кв. 2025	4 кв. 2025	2026	2027	2028	2029
Медь	8,8	9,3	10,0	10,2	10,3	10,4	10,7	10,8
Никель	16,6	15,1	15,0	15,2	16,6	16,8	17,1	17,5
Цинк	2,3	2,3	2,6	2,6	2,6	2,7	2,8	2,8
Алюминий	2,2	2,2	2,5	2,4	2,5	2,6	2,7	2,8

Основными областями применения цинка являются: металлургия, машино- и приборостроение, автомобилестроение и транспорт; производство латуни, строительство (рисунок 1). Кроме того, соединения цинка также применяются в фармацевтике, здравоохранении, сельском хозяйстве в качестве удобрений, для обеспечения продовольственной безопасности. Некоторые из соединений цинка служат люминофорами и применяются в производстве экранов. Окись цинка способна поглощать ультрафиолетовые лучи и поэтому используется в качестве стабилизирующей добавки при изготовлении пластмасс.

Цинк, к примеру, играет важную роль в экологических аккумуляторах и солнечных панелях, которые используют солнечную энергию на устойчивой основе для эффективного энергообеспечения жизнедеятельности человека.

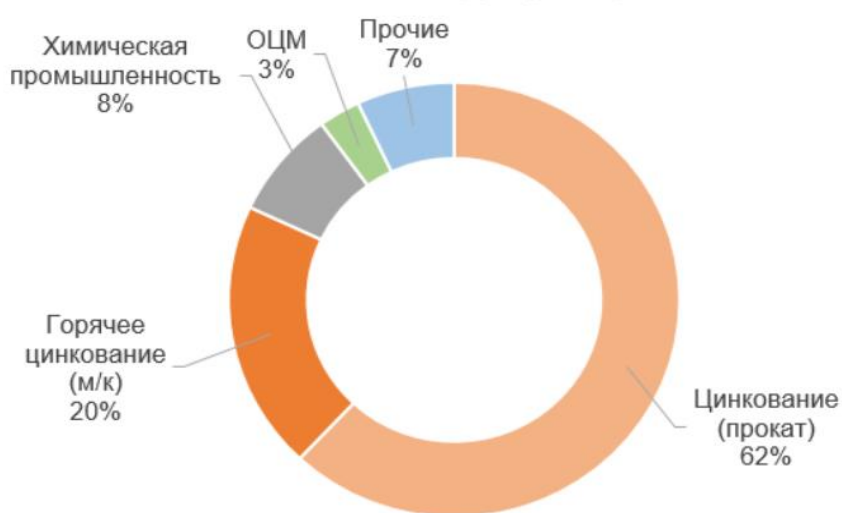


Рисунок 1 – Структура потребления цинка в России по отраслям

По состоянию на 2023 г. запасы цинка подсчитаны в 46 странах мира и составляют более 186 млн тонн; ресурсы, оцененные в недрах 84 стран, – 509 млн тонн.

Страной с самыми большими запасами цинка в мире является Австралия, на долю которой приходится 27 %, за ней следуют Китай, Мексика, Россия и др. Запасы руды этих четырех стран составляют около 63 % мировых запасов цинка (рисунок 2).

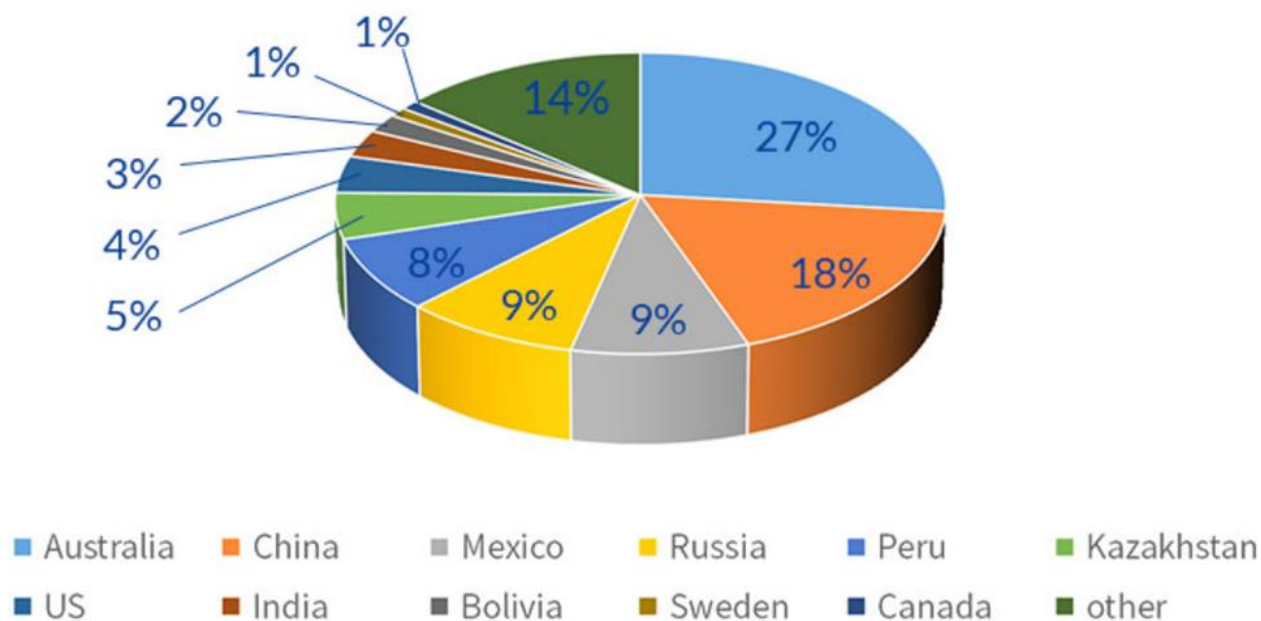


Рисунок 2 – Распределение запасов цинка по странам

Основные мощности по добыче и обогащению цинксодержащего сырья сосредоточены в Китае, Перу, Австралии, Индии, США, Мексике, Боливии. Эти 7 стран совместно обеспечивают более 76 % мирового производства цинка в концентратах.

Сырьём для производства металлического цинка и его соединений является цинковый концентрат, получаемый в результате обогащения комплексных полиметаллических руд, которые, кроме соединений цинка, в своем составе имеют также соединения железа, меди, свинца и других металлов.

В этой связи особую актуальность приобретает производство и выпуск высококачественных концентратов с минимальной долей примесных элементов, что требует проведения углубленных исследований.

## 1.2 Требования к качеству цинковых концентратов

Порядка 80-85 % цинка сосредоточено в сульфидных оруденениях, и сульфидные руды являются основным источником его получения [1].

По данным доклада Министерства природных ресурсов и экологии РФ [36], основную роль в структуре сырьевой базы цинка России играют полиметаллические (47,3 % балансовых запасов страны), свинцово-цинковые (28,8 %) и медноколчеданные (20,4 %) руды.

Руды со сложным вещественным составом и пониженным содержанием ценных компонентов составляют подавляющую часть минерально-сырьевых ресурсов, осваиваемых в настоящее время в Российской Федерации.

Разнообразие структурно-текстурных особенностей, характер вкрапленности, вещественный и минералогический состав руд требуют создания широкого многообразия технологий их переработки. Тем не менее основным процессом обогащения цинксодержащих руд является флотация, из-за необходимости разделения минералов, обогащение которых невозможно другими методами [27].

Для повышения эффективности отделения цинковых минералов от нерудных компонентов авторами научных трудов – Абрамовым А. А., Чантурией В. А., Бочаровым В. А., Глембоцким В. А., Классеном В. И., Игнаткиной В. А. – разработаны различные рациональные технологические схемы, а также изучены многообразные способы и методы, используемые для изменения свойств флотационной пульпы.

Для возможности извлечения полезных компонентов из всей рудной массы первоначально необходимо отделить их зерна от зерен минералов вмещающих пород [26]. Общеизвестно, что основная масса полезного минерала должна быть высвобожденной из сростков с нерудными минералами перед коллективной флотацией и из сростков друг с другом – перед селективной флотацией [2]. Современная практика организации процессов рудоподготовки сопровождается избыточным переизмельчением, что неизбежно при использовании

существующего дробильно-измельчительного оборудования, не адаптированного для разрушения руд с широким гранулометрическим составом (от сотых долей до нескольких миллиметров). Полное освобождение минерала (раскрытие) путем простого уменьшения размера куска возможно лишь при измельчении его до крупности наименьшего минерального зерна, т. е. за счет переизмельчения и лишних затрат энергии [40].

Основная задача дезинтеграции – раскрытие минералов из сростков (раскалывание по межминеральным границам) без их переизмельчения, так как большое количество образующегося тонкодисперсного материала (шламов) затрудняет многие обогатительные процессы. Проблематикой повышения эффективности процессов дробления и измельчения для снижения переошламования рудного сырья занимались многие ученые: Ревнивцев В. И., Чантурия В. А., Абрамов А. А., Тихонов О. Н., Новик Г. Я., Бунин И. Ж. и др.

Кроме того, совместное измельчение разнопрочных минералов, таких как сульфиды и породосодержащие компоненты, в первую очередь кварц ( $\text{SiO}_2$ ), неизбежно приводит к ошламованию измельчаемой руды.

Авторы Эйгелес М. А., Классен В. И., Бергер Г. С., Плаксин И. Н., Шоршер И. Н., Лапин С. С. и др. внесли большой вклад в изучение свойств минералов и исследования по их флотированию, в том числе отделение друг от друга и минералов вмещающих пород.

Несмотря на многообразие способов интенсификации флотации и увеличения ее эффективности, возрастающие требования к охране окружающей среды, повышение технико-экономических показателей процессов горнопромышленного сектора отражаются на росте требований к качеству товарной продукции обогатительного производства.

Цинковые концентраты, полученные в результате обогащения рудного сырья, направляются на последующую металлургическую переработку, в связи с чем к их составу предъявляются определенные требования.

Разработанные АО «Институт «ГИНЦВЕТМЕТ» технические условия «Концентраты цинковые» ГОСТ Р 54922-2012 [15] содержат нормативы по

химическому составу цинковых концентратов. Разработчик ТУ определяет семь марок цинковых концентратов КЦ-1 – КЦ-6 и цинко-индиевый концентрат КЦИ, в которых регламентируется содержание цинка и примесей в виде железа, меди, диоксида кремния, мышьяка и щелочных металлов натрия и калия (таблица 2).

Таблица 2 – Перечень контролируемых примесей

Контролируемые примеси		
Металлы	Оксиды	Неметалл/полуметалл
Fe, Cu, In	SiO <sub>2</sub>	As, K+Na

Породообразующие минералы (ПМ), входящие в состав горных пород, неизбежно флотировались совместно с сульфидами цинка и извлекаются в цинковый концентрат. Это приводит к негативным изменениям в процессе дальнейшей металлургической переработки (при обжиге) и отражается на росте себестоимости его переработки [43]. Силикатный расплав вызывает образование агломерата из множества слипшихся частиц, что нарушает аэродинамику кипящего слоя, укрупняет огарок, который накапливается на подине печи, создавая опасность залегания кипящего слоя с риском аварийной остановки печи. В связи с этим суммарное содержание элементов (% Cu + % Pb + % SiO<sub>2</sub>), например, для ОАО «Челябинский цинковый завод», рекомендовано на уровне < 4 % [96].

Повышение качества (кондиции) концентрата является важной задачей с точки зрения увеличения конкурентоспособности на мировом рынке. Кроме того, при росте массовой доли SiO<sub>2</sub> на 1 процентный пункт стоимость переработки цинкового концентрата может увеличиться более чем на 0,1 %, что при текущих объемах производства является значительной суммой.

В современных условиях взаиморасчетов производителей и потребителей стратегия ценообразования учитывает, помимо прочего, систему штрафов за содержание примесных элементов в цинковом концентрате при неизменности кондиции.

Таким образом, перед технологами стоят сложные задачи по повышению качества цинковых концентратов и эффективности переработки руд, обладающих, помимо усложняющегося вещественного состава, сниженным содержанием

ценных компонентов и повышенным количеством шламов, что неизбежно происходит в процессе рудоподготовительных операций.

### **1.3 Причины повышенного содержания минералов вмещающих пород в цинковом концентрате**

В процессе переработки сложных, в том числе вкрапленных сульфидных руд, известны следующие основные причины повышенного содержания компонентов нерудных минералов в пенном концентрате [45].

1. *Флотоактивность минералов вмещающих пород.* Основная часть породообразующих минералов обладает слабовыраженной природной способностью флотироваться (либо не флотируется вообще) [7].

Однако применяемые в цикле переработки руд разнообразные операции [5, 7] и происходящие в ходе измельчения ионообменные процессы [89] оказывают влияние на изменение свойств поверхности извлекаемых минералов. В процессе этих изменений происходит также унификация поверхностных свойств и породообразующих минералов, что приводит к их гидрофобизации и увеличивает их флотоактивность [54].

Кроме того, в составе породообразующих минералов сульфидных руд неизбежно присутствуют минералы, обладающие природной гидрофобностью, такие как тальк [64, 72], хлорит, серицит, мусковит [66] и др.

2. *Образование тонких и сверхтонких частиц вмещающих пород и их влияние на флотацию.* Начало исследований в данном направлении положено в 1950 г. Классеном В. А. Как видно из рисунка 3, известно как минимум 12 направлений влияния тонких шламов на флотацию, в том числе их налипание на более крупные частицы.

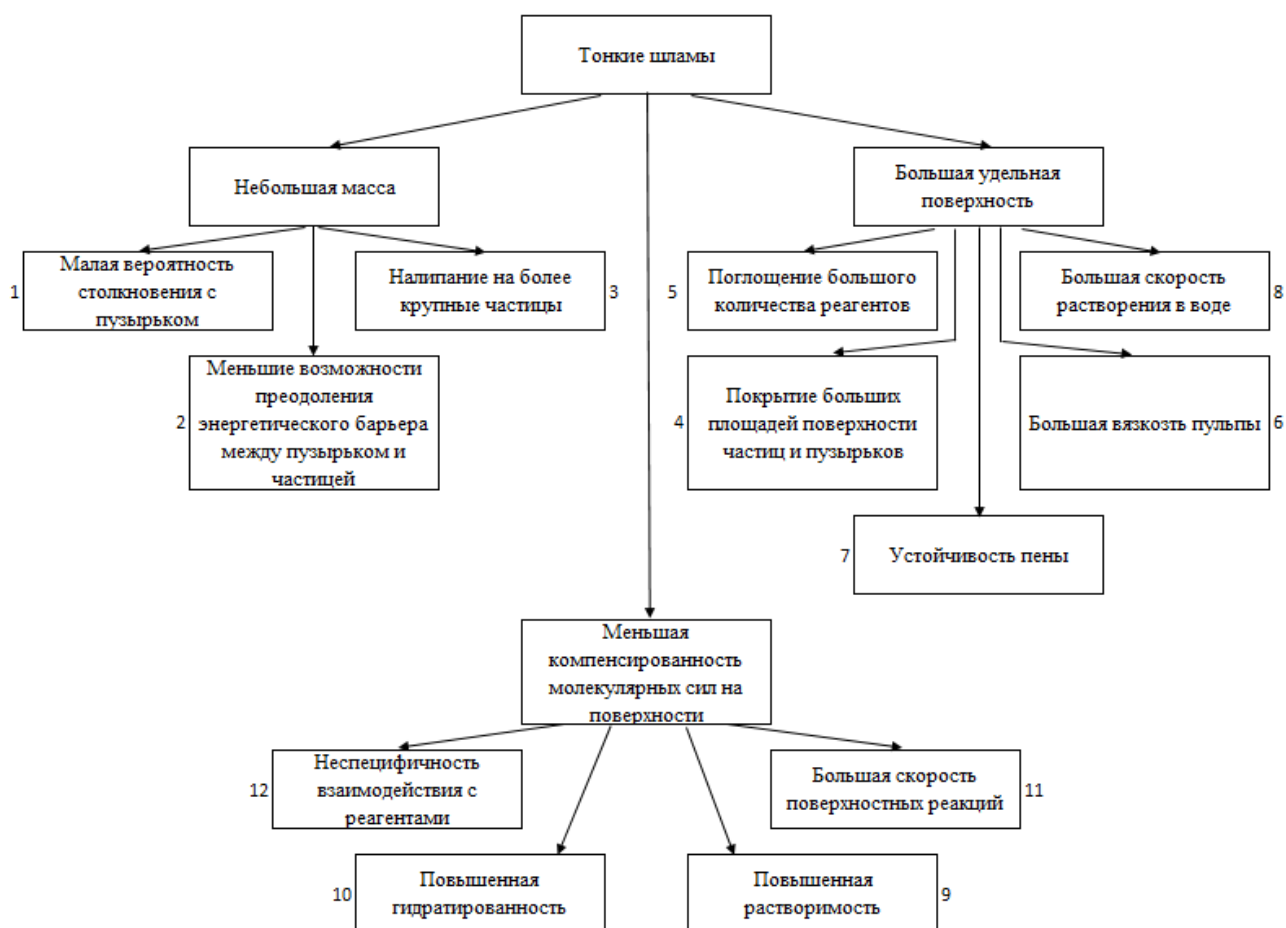


Рисунок 3 – Общая схема возможных направлений влияния тонких шламов на флотацию (В. А. Классен, 1950 г.)

В 1970 г. [30] при изучении влияния тонких шламов на флотацию сульфидов различной крупности было установлено их экранирующее действие при неполном покрытии ими поверхности воздушных пузырьков. Было определено, что в присутствии флотоактивных порообразующих шламов скорость флотации сульфидов флотоактивной крупности (содержание в исследуемой пробе класса  $-0,15+0,040$  мм – 60,3 %) значительно меньше.

В первоначальных исследованиях эффект налипания шламов на поверхность сульфидов ученые [19] объясняли силами электростатического притяжения, поскольку шламовые частицы компонентов порообразующих минералов и ценные минералы заряжены противоположно. Однако исследования последних лет показывают, что шламы могут покрывать поверхность сульфидных минералов даже если они имеют одинаковый знак заряда [70].

Тонкие частицы (крупностью менее 10 мкм) отличаются специфическими физическими и физико-химическими свойствами. Ввиду небольших размеров шламовые частицы обладают огромной удельной поверхностью, большой адсорбционной способностью, а также имеют более быстрое растворение [13].

Учитывая, что тонкие частицы минералов вмещающих пород сильно гидратированы, это вызывает гидрофилизацию поверхности сульфидных частиц флотоактивной крупности и их подавление при флотации. Тонкие шламовые частицы, имеющие большую удельную поверхность, поглощают из пульпы гораздо большее количество реагентов, чем крупные. Поэтому в присутствии тонких шламов расход реагентов-собирателей возрастает [11]. Кроме того, в результате шламового покрытия поверхности ценного минерала минералами вмещающих пород образуется гидрофильная «броня», что ухудшает адгезионные свойства между частицами и пузырьками воздуха или флотореагентами [79].

3. *Механический вынос в пенный продукт.* Вода и измельченные минеральные частицы, диспергированные в воде между пузырьками воздуха чуть ниже границы раздела пульпа-пена, переносятся в пену с поднимающимися пузырьками и, следовательно, извлекаются в концентрат. Этот процесс извлечения воды и выведение твердых частиц минералов при флотации известен как механический вынос [76, 83]. Схематичное изображение механического выноса в пенной фазе приведено на рисунке 4 [84], где в качестве выносимых частиц приведены минералы вмещающих пород. Следует отметить, что помимо вмещающих пород, механическому выносу подвержены также и медленнофлотируемые частицы полезных компонентов и их сростки с нерудными минералами.

Механический вынос, являющийся частью проблемы снижения качества концентрата, изучается на протяжении многих десятилетий [55, 71]. Общеизвестно, что данное явление мало зависит от характеристик поверхности (гидрофобных и гидрофильных) и поэтому не является избирательным. Он пропорционален количеству воды, поступающей в концентрат.

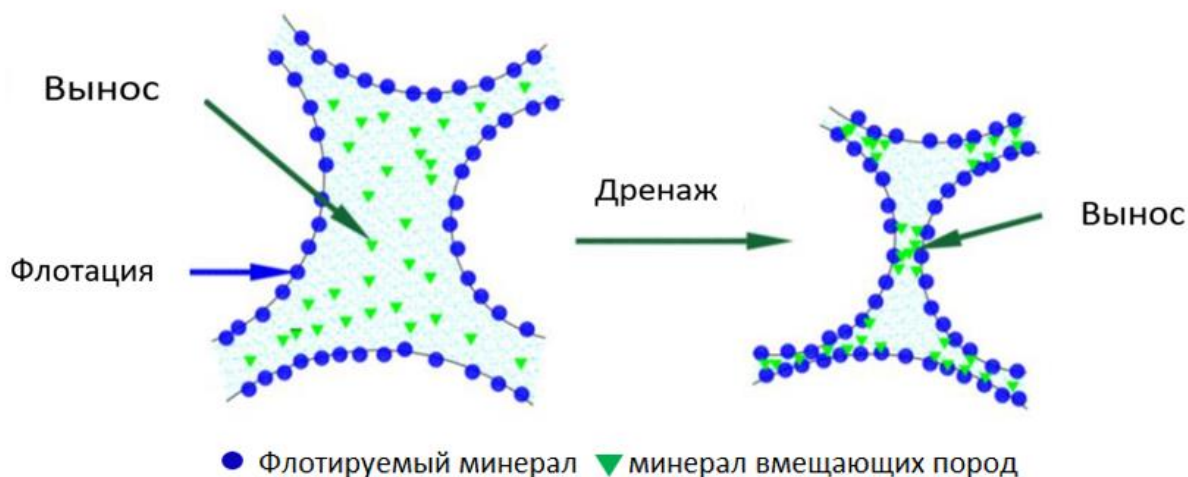


Рисунок 4 – Схематичное изображение механического выноса минералов вмещающих пород в пенной фазе [84]

Развитие науки и техники позволило ученым произвести углубленное изучение механизма механического выноса и определить основные параметры технологического процесса, влияющие на его силу. Так, выносу способствуют многие факторы, такие как свойства нерудных минералов, вязкость суспензии, структура пены, масса частиц и их форма [73].

Во флотационной системе все эти причины совместно оказывают влияние на результат флотации, при этом каждая из них требует комплексного и детального подхода для ее решения. Очевидно, что наиболее пристального внимания требуют руды, в процессе переработки которых образуется большое количество шламовых частиц.

#### 1.4 Особенности образования шламовых частиц

Существуют различные классификации полезных ископаемых, и в первую очередь это классификации с точки зрения их практического использования [35].

Есть также классификации генетические, охватывающие все полезные ископаемые недр по происхождению, в связи с процессами их образования [9]. Наиболее популярной в настоящее время является классификация Смирнова В. И., согласно которой все месторождения полезных ископаемых условно разделяются

на три серии: магматогенную (или эндогенную), экзогенную и метаморфогенную. Каждая серия в свою очередь разделяется на группы, а последние – на классы [39].

В составе руд любых месторождений присутствуют минералы, сопутствующие рудным, но к ним не принадлежащие, такие как: кварц, кальцит, доломит, эпидот, хлориты, слюды, полевые шпаты, глинистые минералы, пироксены, амфиболы и многие другие. Их называют сопутствующими, так как, кроме самого факта совместного нахождения, при их изучении обнаруживаются признаки близкоодновременного образования на какой-либо стадии или этапе формирования рудного тела. В этих случаях выделяют характерные ассоциации рудных и сопутствующих минералов – парагенезисы, в которых различают последовательно сформированные генерации минералов или их разновидностей. Примером общего парагенезиса для колчеданных месторождений является: пирит-халькопирит-сфалерит, вместе с сопутствующими минералами – хлоритом, эпидотом, альбитом, затем кварцем и белой слюдой (серицитом) [16].

Начало анализу парагенезисов минералов было положено Гольдшмидтом В. М. В развитии учения о парагенетических минеральных ассоциациях большое значение имели труды Годлевского М. Н., Соболева В. С., Жарикова В. А., Маракушева А. А. и Перчука Л. Л. В литературе [25] достаточно подробно описаны ассоциации главных и сопутствующих минералов для различных серий месторождений. Многие минералы при этом в своих особенностях состава, строения и физических свойств обнаруживают такие характерные проявления, которые отражают особенности условий образования руд и рудных тел (типоморфизм минералов).

Однако несмотря на наличие многообразных классификаций сульфидных руд – по типу, виду, ценному компоненту и пр., – в литературе отсутствует классификация по еще одному важному параметру, определяющему эффективность их переработки – шламуемости руд. При этом, учитывая неизбежное совместное присутствие в руде минералов ценных компонентов с сопутствующими, шламообразованию будут подвержены все минералы.

Анализ литературы позволил выделить общие факторы, определяющие склонность руд к ошламованию:

1. Физико-механические свойства минералов – размер частиц, форма, плотность, а также прочность на сжатие и трение.
2. Условия обработки (температура, влажность, скорость механического воздействия и другие параметры).
3. Вещественный состав.

Учитывая, что разные типы кристаллических решеток (кубическая, тетрагональная, гексагональная и др.) имеют различные механические свойства, то и склонность минералов к ошламованию во многом будет зависеть от их кристаллической решетки и структурных особенностей. Минералы с более рыхлой или менее плотной кристаллической решеткой могут быть более подвержены разрушению и образованию шлама, чем минералы с плотной и жесткой решеткой.

Помимо этого, сила связей между атомами в кристаллической решетке также может влиять на их шламуемость. Минералы с сильными ковалентными или ионными связями, как правило, более устойчивы к механическому воздействию и менее склонны к ошламованию, чем минералы с более слабыми связями. Энергия межмолекулярного и межатомного взаимодействия (Ван-дер-Ваальса) составляет 10-20 кДж/моль, в то время как энергия ковалентной связи имеет значение приблизительно от 200 до 1000 кДж/моль.

Также на механические свойства минерала и, соответственно, на его склонность к ошламованию влияет наличие примесей в кристаллической решетке и такие свойства, как спайность и отдельность. В минералах, обладающих весьма совершенной спайностью, существуют плоскости скольжения, вдоль которых атомы могут легко смещаться. При механическом воздействии в мельнице зерно такого минерала раскалывается по этим плоскостям, что увеличивает склонность руды к шламообразованию.

При механическом воздействии минералы, представленные крупными и хорошо сформированными кристаллами, могут иметь меньшую склонность к

ошламованию, чем минералы с мелкими или неправильными формами кристаллов, так как последние могут иметь больше слабых мест и дефектов.

Знание минерального состава цинксодержащих руд помогает определению их качества, выяснению содержания в них полезных и вредных примесей. Как утверждает Лихникевич Л. Г. [91], минералогические исследования являются основой для прогнозирования технологических свойств и выбора оптимальных технологических решений. В частности, при исследовании руд новых месторождений для научных и практических целей весьма важно изучение минеральных ассоциаций. Такой анализ помогает выбирать наиболее рациональный метод их обогащения при прогнозной оценке эффективности и целесообразности их разработки и, вероятно, позволит спрогнозировать ошламование. Понимание этого процесса даст возможность предвидеть рост содержания нерудных компонентов в цинковом концентрате и разработать меры по его снижению.

В таблице 3 приведены основные физико-механические свойства некоторых минералов, входящих в состав сульфидных руд, что наглядно демонстрирует их разнообразие. Например, плотность сульфидов варьирует от 3,9 до 7,6 г/см<sup>3</sup>, твердость от 2 до 6,5 – все это будет предопределять особенности их переработки, и, вероятно, позволит спрогнозировать склонность руд изучаемых месторождений к ошламованию.

Таблица 3 – Физико-механические свойства некоторых сульфидных и порообразующих минералов

Класс / семейство минерала	Группа / наименование минерала	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Спайность
Сульфидные минералы				
Сложные сульфиды	Халькопирит	4,2	3,5 – 4,0	Нет
	Кубанит	4,0 – 4,1	3,4	Нет
	Арсенопирит	5,9 – 6,2	5,5 – 6,0	Средняя
	Пентландит	4,6 – 5,0	3,5 – 4,0	Совершенна
Простые сульфиды	Пирротин	4,6 – 4,7	4,0	Не совершенна
	Сфалерит	3,9 – 4,2	3,5 – 4,0	Совершенна
	Галенит	7,2 – 7,6	2,0 – 3,0	Весьма совершенна
	Пирит	5,0	6,0 – 6,5	Весьма несовершенна

## Окончание таблицы 3

Класс / семейство минерала	Группа / наименование минерала	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Спайность
Породообразующие минералы				
Силикаты	Хлориты	2,6 – 3,3	1,5 – 2,5	Весьма совершенна
	Слюды	2,7 – 3,3	2,5 – 3,0	Весьма совершенна
	ПШ	2,5 – 2,6	6,0 – 6,5	Совершенна
Оксиды	Кварц	2,6 – 2,7	7,0	Нет
Карбонаты	Кальцит	2,6 – 2,8	3,0	Совершенна

### 1.5 Способы снижения содержания компонентов нерудных минералов в цинковых концентратах

Одним из наиболее распространенных методов снижения извлечения минералов вмещающих пород в пенный продукт является повышение качества перерабатываемых руд, что обеспечивается проведением предварительной концентрации (предварительного обогащения), основное предназначение которой – создание благоприятных технологических, экономических и экологических условий для переработки добытой горной массы в последующем глубоком обогащении. Такой подход находит все большее распространение в разных странах [61, 65, 75].

Для предварительного обогащения применяют гравитационные (центрифугирование, отсадка, тяжелосредная сепарация), магнитные, информационные методы обогащения (рентгенофлуоресцентный, рентгеноабсорбционный, радиометрический, радиорезонансный, оптический) [46, 48, 63]. При этом наиболее широко применяется рентгенорадиометрическая сепарация (РРС), используемая, например, на рудниках Кокпатас, Ново-Шемурский, Токур и др.

У каждого из этих методов есть ряд существенных недостатков, а также область их применения имеет ограничения. В частности, магнитные методы подходят для железорудного магнетитового сырья и не эффективны при переработке сырья, не обладающего магнитными свойствами.

Технология тяжелосредного обогащения получила широкое распространение при обогащении углей. Главным ограничением использования тяжелосредной

сепарации является наличие глины и шламуемость перерабатываемого материала, т. к. это повышает вязкость суспензии и, как следствие, эффективность извлечения ценных компонентов снижается.

Для эффективного применения информационных методов требуется наличие в сырье контрастности по разделяемому признаку, однако данные технологии неэффективны при изменчивости вещественного состава, вариативности содержаний цветных металлов, тонкой вкрапленности и наличии большого количества сростков в измельченных рудах, – все это снижает перспективность данного направления для наших исследований.

Аналогично, ввиду высоких содержаний минералов ценных компонентов в классе крупности менее 20 мкм, применение операции обесшламливания (тонкого грохочения), успешно используемое при переработке титаномагнетитовых руд [97], не подходит для переработки высокошламуемых руд.

Возможным способом минимизации негативного влияния шламов на флотацию признан метод, предложенный Годеном А. М. в 1945 г. и Глембоцким В. А. в 1948 г. [103], подразумевающий раздельную флотацию песковой и шламовой части. Однако у данного приема существует ряд ограничений, таких как: 1) наибольшая эффективность достигается при переработке однокомпонентного сульфидного сырья, такого как медные, свинцовые, золотосодержащие руды; 2) наличие в рудном сырье избирательности распределения минералов по классам крупности, например, халькопирит – в классе менее 45 мкм, сфалерит – в классе более 45 мкм. Данная технологическая схема до 2023 года была реализована на Жезказганской ОФ. Значительными недостатками данного метода являются существенное усложнение технологической схемы переработки руды и закономерное увеличение машиноемкости предприятий, что в совокупности с современными тенденциями роста производительности по объему перерабатываемого сырья делает данный прием нецелесообразным для полиметаллических трехкомпонентных руд. В том числе из-за указанных недостатков при модернизации Жезказганской ОФ производят изменение

технологии переработки медных руд с исключением отдельной флотации песковой и шламовой фракций.

Для сложных вкрапленных руд, таких как полиметаллическая руда Корбалихинского месторождения, разделение целевых минералов по концентратам осложнено близостью их флотационных свойств. Снижение извлечения породообразующих минералов достигается повышением селективности процесса.

Типичным решением в борьбе с нежелательным соизвлечением примесных компонентов в цинковый концентрат при флотационном обогащении полиметаллических руд является подавление флотуемости породообразующих минералов. Как показал анализ литературных источников [5], в последнем десятилетии основным направлением снижения массовой доли нерудных минералов в концентратах, изучаемым российскими учеными и исследователями, является подбор депрессоров, позволяющих снизить природную гидрофобность минералов вмещающих пород или адсорбцию собирателей на шламах.

Однако дозирование депрессоров в большинстве случаев приводит к подавлению также минералов ценных компонентов, и, учитывая многообразие типов нерудных минералов, входящих в состав тех или иных сульфидных руд, практика обогащения минерального сырья указывает на необходимость подбора депрессора для каждого конкретного сорта рудного сырья.

В связи с этим перспективным направлением работ производителей реагентов является моделирование депрессоров на основе знания их свойств, механизма действия и структуры поверхности подавляемых минералов. Кроме того, изменение поверхностных свойств минералов с использованием различных реагентов позволяет минимизировать негативный экранирующий эффект налипания тонких и ультратонких частиц минералов вмещающих пород и их совместное влияние на эффективность и селективность флотационного процесса.

Учитывая высокие требования к содержанию примесей в цинковом концентрате, работы по подбору эффективного депрессора минералов вмещающих пород для полиметаллической руды Корбалихинского месторождения были включены в перечень обязательных исследований при корректировке

Технологического регламента на переработку руды в 2018-2019 гг. Однако разработанная технология базировалась на применении реагентов зарубежных производителей (Solvey, Clariant), включая депрессор КМЦ торговой марки DLM 62С компании Lamberti. В связи с изменениями геополитической ситуации с 2020 г. перед технологами АО «Сибирь-Полиметаллы» встала задача государственной важности – исключить использование технологий и реагентов, поставляемых зарубежными странами.

Для решения были привлечены российские разработчики реагентов, имеющиеся на рынке. В частности, специалисты ООО «Кемикал Эр энд Ди», основываясь на информации о вещественном составе и свойствах минералов тонковкрапленной руды Корбалихинского месторождения, выдвинули гипотезу о перспективности супрамолекулярной химии. Известно, что смеси веществ на основе силоксана широко используются в качестве сшивающих агентов для улучшения адгезии полимерных материалов (каучуков, органических смол и др.) к поверхности неорганических материалов, таких как стекло, металлы, минеральные наполнители и волокна [12, 59].

Кроме того, в настоящее время широко используется технология моделирования молекулярной динамики, что позволяет проводить кристаллохимические исследования процесса флотации минералов [52]. Эта методология позволяет понять взаимодействие реагентов с минеральной поверхностью на атомарном уровне, что является ключевым фактором для оптимизации процессов обогащения полезных ископаемых. Моделирование молекулярной динамики позволяет не только проследить за движением молекул в растворе, но и оценить их стабильность в зависимости от различных воздействий на систему.

Результатами совместной работы химиков и обогатителей стала разработка серии депрессоров с торговым названием RD, механизм действия которых основан на создании супрамолекулярной системы и возможности гидрофилизации кремнийсодержащих минералов органическими веществами, входящими в состав депрессора.

В ходе проведения обширного комплекса работ, обусловленных необходимостью импортозамещения в России, были протестированы не менее 40 [92] различных образцов депрессоров нерудных минералов и их смесей, имеющих на российском рынке: КМЦ натриевые и калиевые [99], гексаметафосфат [95], ЖС [41], крахмалы кукурузный [18, 85] и картофельный, акремон [41], разнообразные модификации компании «Флотент» [18], пирофосфат натрия [101], композитные депрессоры серии RD [44] и др.

Экспериментально доказано (таблица 4), что применение разработанного органического высокомолекулярного депрессора RD-1033 позволяет снизить извлечение  $\text{SiO}_2$  с 3,78 до 1,45 %, при сохранении извлечения цинка в концентрат. То есть высокомолекулярный образец RD-1033, в отличие от остальных, не подавлял флотоактивность сфалерита.

Установлено, что практически все депрессоры несколько подавляют флотуруемость сфалерита, что приводит к снижению извлечения цинка в концентрат. При этом применение жидкого стекла и реагентов марки DP не позволяет значительно снизить извлечение  $\text{SiO}_2$  в концентрат. Представленные в таблице 4 данные указывают не только на эффективную депрессию порообразующих минералов высокомолекулярным депрессором RD-1033, но и, вероятно, на создание более благоприятных условий для закрепления собирателя на поверхности сфалерита, что косвенно подтверждается некоторым увеличением его извлечения (на 0,74 % абс.).

Литературный обзор [5] также показал, что повышение селективности флотационного процесса может быть достигнуто снижением механического выноса шламовых частиц нерудных минералов.

Таблица 4 – Результаты влияния депрессоров на извлечение цинка и диоксида кремния в концентрат цинк-пиритной флотации

Тип депрессора	Извлечение, %		Тип депрессора	Извлечение, %	
	цинк	диоксид кремния		цинк	диоксид кремния
База (без депрессора)	93,07	<b>3,78</b>	Гексаметафосфат	83,08	2,10
RD-1033	93,81	<b>1,45</b>	Крахмал	90,55	2,98
Жидкое стекло	91,35	3,17	КМЦ	92,98	2,99
DP 64 FR	88,65	3,45	Акремон	85,10	2,65
DP 63 FR	86,21	3,10	Пирофосфат натрия	81,77	3,67

Одним из наиболее важных параметров, оказывающих влияние на эффективность флотации и механический вынос минералов вмещающих пород, является турбулентность в пульпе, которая поддается корректировке посредством подбора оптимальной скорости вращения импеллера и формирования пузырьков нужного размера, обеспечивающих возможность транспортировки закрепившихся частиц минералов. Также известно, что увеличение зоны покоя (область над турбулентной зоной в пульпе) и использование пенных перегородок позволяет снизить вероятность извлечения нерудных минералов путем механического выноса [74]. Учитывая существующую связь между потоком воздуха, подаваемого на флотацию, и извлечением воды в пенный продукт, что, в свою очередь, напрямую влияет на силу механического выноса нецелевых минералов [53], необходимо углубленное изучение управляемых факторов технологического процесса, способных снизить загрязнение флотационных концентратов.

Известен также еще один способ снижения механического выноса несulfидных минералов, который заключается в промывке пены во время флотации. Процесс включает в себя распыление чистой воды на пенный продукт

перед его направлением в желоб концентрата. Промывочная вода проходит через слой пены, отделяя и смывая унесённые тонкие частицы пород и глинистых материалов [80].

Таким образом, анализ современного состояния технологий повышения качества цинкового концентрата путем снижения содержания компонентов нерудных минералов в нем показал, что актуальными и перспективными способами видятся: применение органического депрессора минералов вмещающих пород, позволяющего повысить их гидрофильность и снизить способность налипать на сульфидные минералы, а также разработка алгоритма управления механическим выносом.

### **Выводы**

1. Актуальность повышения качества цинковых концентратов обусловлена истощением богатых руд, увеличением доли тонковкрапленных и труднообогатимых руд, а также необходимостью увеличения технико-экономических показателей процессов металлургической переработки цинковых концентратов и, как следствие, ужесточением требований металлургического передела к содержанию диоксида кремния ( $\text{SiO}_2$ ). Снижение содержания  $\text{SiO}_2$  ниже кондиций является важной задачей для экономики отрасли и ресурсосбережения, в том числе и из-за существующего риска, что потребление цинка может начать отставать от темпов его производства, что приведет к еще большему росту требований к качеству товарной продукции. Обескремнивание цинкового концентрата ниже кондиций приведет к росту его стоимости (за счет уменьшения штрафов за содержание  $\text{SiO}_2$  в нем).

2. На основании выполненного анализа определены основные причины снижения качества цинковых концентратов за счет увеличения доли минералов вмещающих пород в них. Основными причинами повышенного содержания минералов вмещающих пород в цинковом концентрате являются: флотоактивность некоторых порообразующих минералов; образование тонких и ультратонких шламовых частиц, которые негативно влияют на селективность

флотации; механический вынос тонких гидрофильных частиц в пенный продукт. Ключевой технологический вызов при переработке тонковкрапленных руд – это шламообразование. Оно связано с физико-механическими свойствами минералов, их спайностью, твёрдостью и условиями измельчения. В настоящее время отсутствует общепринятый критерий оценки шламуемости руд, что затрудняет прогнозирование и управление этим процессом. Наиболее интересными для исследований являются руды, в процессе переработки которых образуется большое количество шламовых частиц.

3. Перспективными направлениями для снижения содержания минералов вмещающих пород во флотационных концентратах являются: применение депрессоров, селективных к кремнийсодержащим минералам, а также углублённое изучение влияния управляющих операций флотации регулируемых факторов на механический вынос тонких породных частиц с целью создания эффективных способов его снижения.

4. В настоящее время большая часть применяемых для депрессии вмещающей породы депрессоров не обеспечивает требуемую селективность, распространяя свое действие на целевые сульфидные минералы.

5. Перспективным для изучения является реагент RD-1033, разработанный на основе технологии моделирования молекулярной динамики с использованием принципа супрамолекулярной сборки и представляющий собой высокомолекулярный комплекс. Из 40 протестированных различных образцов и их смесей он обеспечивает необходимый эффект, при этом учитывается стратегия государственного значения – импортозамещение. Механизм действия реагента и его влияние на свойства поверхности минералов изучены в настоящее время недостаточно.

6. Необходимо углубленное изучение управляемых факторов технологического процесса, способных снизить загрязнение флотационных концентратов путем минимизации механического выноса шламовых частиц минералов вмещающих пород в пенный продукт.

7. Ввиду значительного влияния физико-механических свойств минералов, входящих в состав руд, определяющих их характеристики и особенности переработки, с целью своевременного поиска решений по минимизации негативного влияния шламов на качественно-количественные показатели флотационных концентратов необходима оценка руд по критерию шламуемости, отсутствующему в настоящее время в научной литературе. Основные требования к критерию – доступность и простота оценки на стадии минералогического анализа сырья.

## 2 МЕТОДЫ И МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЙ

### 2.1 Методики изучения вещественного состава объекта исследований и продуктов обогащения

Измерение массовых долей ценных компонентов в исходной руде выполнялось в соответствии с Государственными стандартами и методиками РФ с использованием спектрометра эмиссионного с индуктивно связанной плазмой «Arcos», атомно-абсорбционного спектрометра «Solaar», анализатора серы «CS-800», системы автоматического титрования «Titration Excellence T-70», спектрофотометра сканирующего «Specord 250 Plus». Технологические минералогические исследования проводились на автоматизированном минералогическом комплексе TESCAN TИМА с установленными энергодисперсионными детекторами PulseTop 30.

Пробы концентратов исследовались в виде россыпи, для чего порошок крепили на специальных столиках с помощью двустороннего углеродного скотча. Лишний материал аккуратно сдували сжатым воздухом. Перед проведением анализа проба напылялась углеродом.

Полный минералогический состав определен с использованием оптического микроскопа Axio Imager A1m, укомплектованного автоматизированным анализатором «Минерал С7» и электронного сканирующего микроскопа EVO-MA 15.

Микрорентгеноспектральный анализ (РСМА) проводили на растровом электронном микроскопе CamScan MV2300 с системой энергодисперсионного анализа EDX Inca с использованием программных комплексов Vega TC и Inca Issue.

Изучение гранулометрического состава проведено с применением ситового анализатора MSA W/D-200 «Kroosh Technologies Ltd.», шламового анализатора Адап и дифракционного лазерного анализатора размера частиц «Helos-KR».

Для определения гранулометрического состава и степени раскрытия минералов выполнено изучение пробы руды, измельченной до регламентной

крупности – 85 % класса крупности менее 0,071 мм в лабораторной шаровой мельнице, объемом 7 л. Тесты по измельчаемости проведены по известной методике, при соотношении Ж : Т, равном 1 : 3 [6, 21].

## **2.2 Методика проведения экспериментов по оценке эффективности депрессора**

Как было описано в разделе 1.5, лабораторными исследованиями определено, что из протестированных более чем 40-ка депрессоров и их комбинаций, наиболее эффективным является высокомолекулярный органический депрессор RD-1033, позволяющий снизить извлечение  $\text{SiO}_2$  с 3,78 до 1,45 %, при сохранении извлечения цинка в концентрат. Определено, что новый реагент, в отличие от остальных, не подавлял флотоактивность сфалерита.

В связи с чем, эксперименты по оценке эффективности депрессора RD-1033 проведены в несколько этапов:

I этап (открытый цикл) – определение эффективности подавления минералов вмещающих пород, входящих в состав руды Корбалихинского месторождения;

II этап (открытый цикл) – эксперименты на питании цинк-пиритного цикла флотации;

III этап (замкнутый цикл) – подтверждение эффективности действия реагента.

Схема проведения экспериментов I этапа приведена на рисунке 5. Перед постановкой экспериментов по флотации, навески руды были измельчены до крупности, предусмотренной технологической схемой переработки – 85 % класса крупности менее 71 мкм.

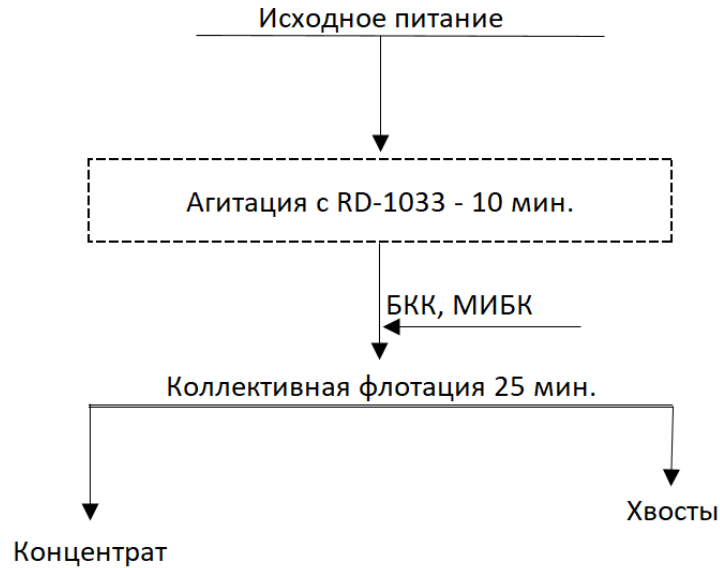


Рисунок 5 – Схема проведения экспериментов на I этапе

При постановке данной серии тестов использовался пенообразователь метилизобутилкарбинол (МИБК). В качестве собирателя применяли используемый на предприятии коллектор – бутиловый ксантогенат калия (БКК). Расход БКК подбирался таким образом, чтобы обеспечить приемлемый, для выполнения анализов, уровень извлечения минералов ценных металлов (медь, свинец, цинк), и при этом сохранялся его дефицит для минимизации гидрофобизации поверхности частиц вмещающих пород.

При постановке экспериментов использовали 1 %-ные растворы реагентов: БКК, МИБК и RD-1033.

Оценка эффективности флотации отдельных минералов определена по комплексному показателю (критерий Ханкока-Луйкена ( $E$ )) (1):

$$E = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{100 - \beta_{исх}} \cdot 100, \quad (1)$$

где:

$\varepsilon_k$  – извлечение в концентрат, %;

$\gamma_k$  – выход концентрат, %;

$\beta_{исх}$  – содержание в исходной руде, %.

По уравнению Коэна определен коэффициент разделения сульфидных и нерудных минералов ( $I$ ) или коэффициент селективности (2):

$$I = \frac{\varepsilon_{\text{сульф}}}{\varepsilon_{\text{нер}}}, \quad (2)$$

где:

$\varepsilon_{\text{сульф}}$  – извлечение сульфидов в концентрат, %;

$\varepsilon_{\text{нер}}$  – извлечение нерудных минералов в концентрат, %.

На II этапе проведены эксперименты в операции основной цинк-пиритной флотации. Схема проведения экспериментов с указанием точек подачи и расходов реагентов приведена на рисунке 6.

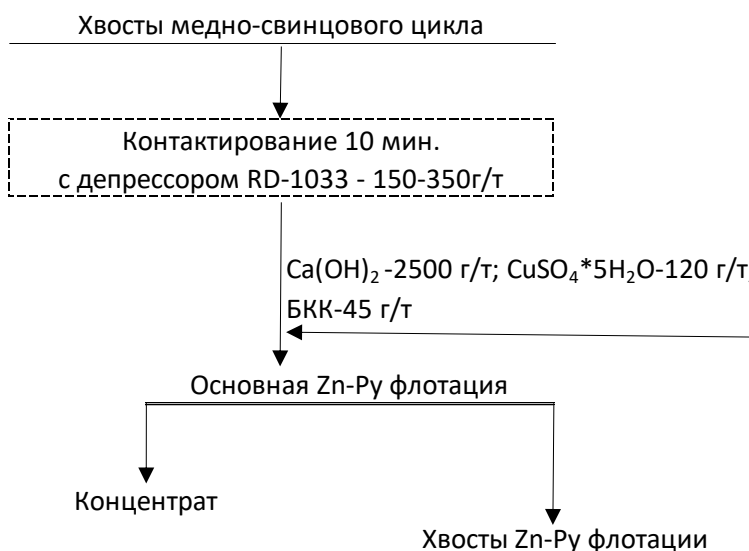


Рисунок 6 – Схема проведения экспериментов

Тестирование разработанного депрессора RD-1033 в замкнутом цикле (III этап) выполнено по технологической схеме цинк-пиритного цикла флотационного обогащения руды Корбалихинского месторождения, представленной на рисунке 7. Количество навесок определено принципом соответствия масс металлов во входящей руде массам металлов в конечных продуктах обогащения (цинковый концентрат и отвальные хвосты) – 5 навесок, массой по 1 кг.

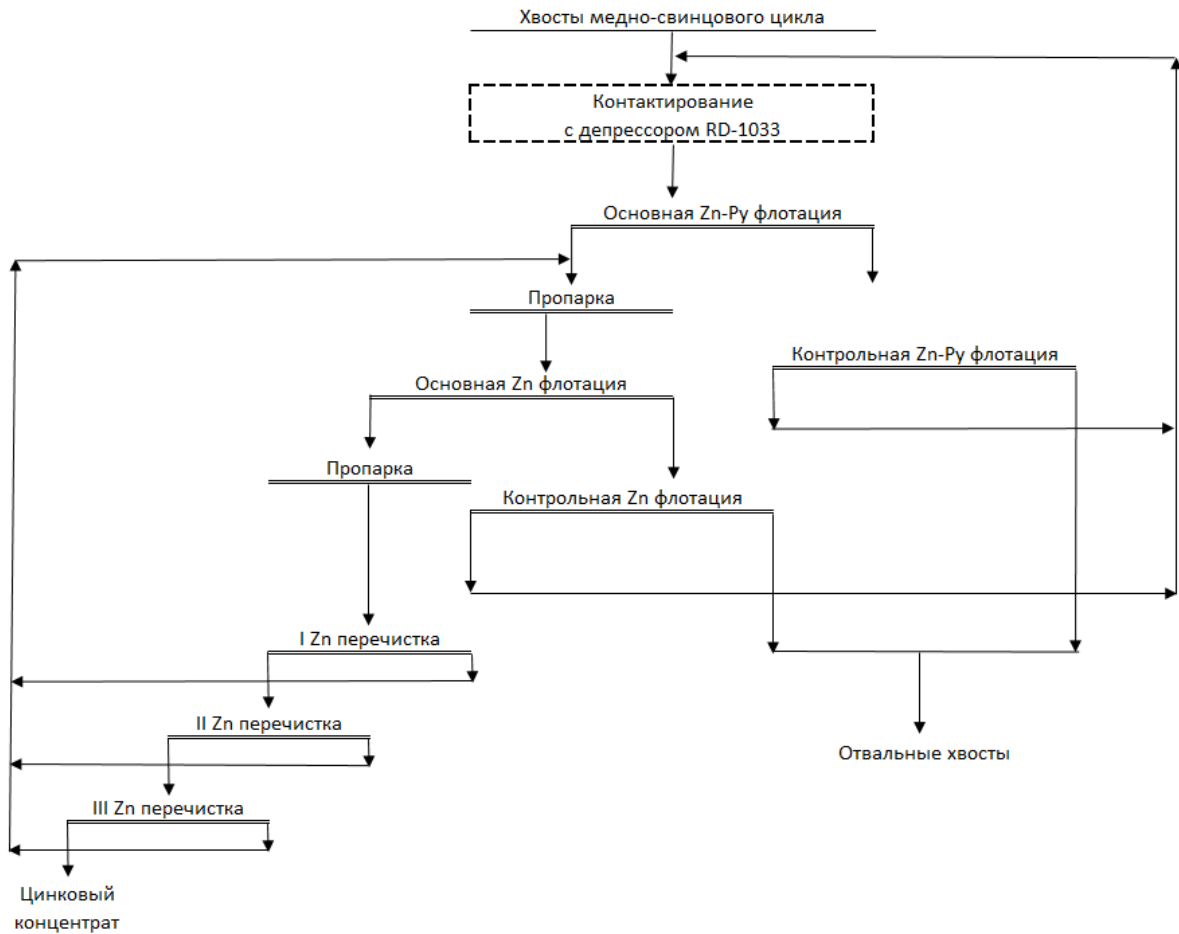


Рисунок 7 – Цинк-пиритный цикл переработки руды Корбалихинского месторождения

Все флотационные тесты выполнены на пневмомеханических машинах «Механобр-Техника» и «Вектис».

Реагентный режим, представленный в таблице 5, соответствует режимной карте Рубцовской ОФ, принятой для переработки Корбалихинской руды. Раствор извести подавали в виде известкового молока, концентрацией 5 %.

Таблица 5 – Режимная карта проведения экспериментов

Технологическая операция	Плотность пульпы, % тв.	Щелочность, св. CaO, г/м <sup>3</sup>	Расход реагентов, г/т				Продолжительность операции, мин.
			БКК	CuSO <sub>4</sub> ·5H <sub>2</sub> O	Ca(OH) <sub>2</sub>	RD-1033*	
Агитация	30					200-250	10
Основная Zn-Py флотация	30	450	45	120	2500		6
Контрольная Zn-Py флотация	ост.	ост.	5				3
Пропарка (30-35°C)	27	550		30	500		3
Основная Zn флотация	27	550	15				6
Контрольная Zn флотация	ост.	ост.	5				3
Пропарка (30-35°C)	27	750			500		3
I Zn перечистка	27	750	3		300		5
II Zn перечистка	23	750					4
III Zn перечистка	23	750					3

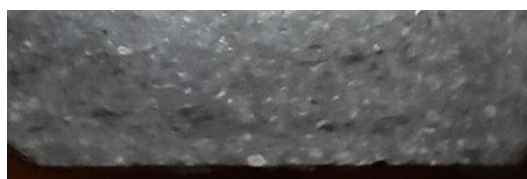
Примечание: \* – дозируется в опыте сравнения

### 2.3 Методы и методики изучения физико-химических свойств поверхности минералов

*Изучение угла контакта* проведено на лабораторной установке для определения краевого угла смачивания методом лежащей капли, который относится к статическим методам определения поверхностного натяжения. В основе метода – определение параметров профиля капли, лежащей на плоской поверхности твердого тела по абрису проекции капли или по её фотографии.

Аншлифы (рисунок 8) изготовлены из штучных образцов руды Корбалихинского месторождения: с преобладающим содержанием сфалерита, более 90% по поверхности; и с преобладающим содержанием кварца.

а)



б)



Рисунок 8 – Фото поверхности аншлифов а) сфалерит, б) кварц

Проведены две серии опытов. В первой определяли краевой угол смачивания аншлифов, обработанных только раствором реагента депрессора, во второй – поверхности, предварительно обработанной раствором реагента депрессора, а затем раствором реагента собирателя – БКК.

*Изучение сорбционной активности* разработанного депрессора по отношению к сфалериту и кварцу проведено при помощи метода ИК-спектроскопии. Навеску минералов крупностью менее 20 мкм агитировали в растворе депрессора RD-1033 при концентрации 0,01 и 0,05 % при естественном рН и при рН равном 10 ед. ( $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ) и Т : Ж = 1 : 3 в течение 3 минут. По истечении данного времени твердую фазу отделяли фильтрацией и высушивали на воздухе.

ИК-спектры регистрировались в режиме диффузионного отражения при комнатной температуре и атмосферном давлении (спектрометр IR – Affinity (Shimadzu), приставка диффузного отражения DiffusIR (PikeTechnologies)) в диапазоне длин волн 600-4000  $\text{см}^{-1}$ , разрешение – 4,0  $\text{см}^{-1}$ , число сканов – 200. Обработку спектров проводили с использованием программного обеспечения IRSolution (Shimadzu). Дополнительно произвели снятие ИК-спектров исходного реагента.

Обработку и идентификацию спектров выполняли с помощью методической литературы [28, 32, 49, 50, 58, 81].

*Измерение  $\zeta$ -потенциала* коллоидных систем, как основной характеристики поверхностных свойств частиц [86] для изучения изменения их физических свойств проводили на электроакустическом спектрометре Dispersion DT-310 фирмы Dispersion Technology Inc. Для определения влияния дозирования высокомолекулярного депрессора кремнийсодержащих минералов на поверхностные свойства сфалерита и минералов вмещающих пород были произведены замеры дзета-потенциала (электрокинетического потенциала – ЭКП) тонкоизмельченных проб нерудной части исходной руды и мономинералов, входящих в состав объекта исследований (клинохлора, мусковита, кварца и сфалерита). Состав пробы нерудных шламов приведен в таблице 6. Проба

тонкоизмельченного сфалерита представлена, %: 92,3 (сфалерит), 1,2 (халькопирит), 1,5 (галенит), 3,6 (пирит) и 1,4 (прочие минералы).

Таблица 6 – Состав пробы нерудных шламов

Наименование	Содержание, %	Наименование	Содержание, %
кварц	51,7	кальцит	0,8
клинохлор	25,3	альбит	2,8
мусковит	16,2	амфиболы	0,8
пироксены	1,6	прочие минералы	0,8

Депрессирующая способность реагента проверена с помощью *флотации основных кремнийсодержащих породообразующих минералов* (кварц, клинохлор, мусковит), а также сфалерита. В качестве примера на рисунке 9 приведен минерал клинохлор.



Рисунок 9 – Клинохлор

Минералы кварца, клинохлора, мусковита, и сфалерита были подготовлены для проведения флотации в крупности -0,020 мм. Флотация проведена на лабораторной машинке «Вектис» в камере объемом 0,125 л, где Т : Ж=1 : 24 согласно методике [6].

Навески в 5 грамм помещались в камеру флотомашины с дистиллированной водой и последующим добавлением реагентов. Общее время флотации составило 5 минут, съем концентрата осуществляли в керамическую емкость. Для создания пенного слоя дозировали вспениватель с расходом 20 г/т. Расход собирателя составил 100 г/т, расход депрессора варьировали в диапазоне от 50 до 400 г/т. При постановке экспериментов использовали 1 %-е растворы реагентов. Время контакта с депрессором составило 10 мин; с собирателем – 1 мин; с

пенообразователем – 0,5 мин. рН пульпы во время экспериментов поддерживали на уровне 10,6 ед. в соответствии с практикой предприятия. Оценку депрессирующей способности реагента осуществляли путем взвешивания пенного продукта, полученного в опыте с добавлением собирателя и пенообразователя и в опыте с предварительным контактированием минералов с депрессором.

Для изучения скорости флотации минералов выполнены тесты в кинетическом режиме с пофракционным съемом пенного продукта с интервалом 1 минута. По результатам кинетических тестов графическим методом определены константы скорости флотации ( $k$ ,  $\text{мин}^{-1}$ ) минералов.

Проверку возможности образования супрамолекулярного комплекса депрессора с поверхностью кремнийсодержащих минералов выполнили с помощью квантово-химического моделирования программы HyperChem 8.1 поскольку программные пакеты по квантово-химическому моделированию являются хорошей основой для оценки флотации с микроскопической точки зрения и способны показывать взаимодействие на границе раздела на молекулярном или атомном уровне [17].

## 2.4 Методика изучения механического выноса

Понятие механического выноса, связанного с попаданием в пену частиц, без их прилипания к пузырькам, известно с 60-х годов XX века [20].

В период 1980-1990 гг. Трахаром В. Дж., Уореном Л. Дж. и впоследствии Россом В. Е. были предложены несколько методов, позволяющих оценить вклад механического выноса минеральных частиц в процесс флотации [69]. Одним из распространенных способов оценки фактора механического выноса является его вычисление при постановке опытов по определению естественной флотуемости минерального сырья [87].

Нами был принят принцип, соответствующий методологии, предложенной в 1981 г. Трахаром В. Дж., при котором извлечение твердых частиц и воды измеряется во время двух параллельных флотационных тестов, выполняемых в кинетическом режиме: один в присутствии собирателя, а другой – в его отсутствие.

В 1989 г. Росс В. Е. опубликовал данные, доказывающие, что при одинаковом извлечении воды в концентрат (обычно получаемом после различных временных промежутков флотации в таких условиях, поскольку скорость извлечения минералов различна), количество минералов, извлекаемое за счет механического выноса, одинаково [69]. Принятая методика при постановке теста по бесколлекторной флотации позволяет определить долю как механического выноса, так и истинной флотации в общем извлечении минералов.

Определение влияния технологических параметров флотационного процесса на фактор механического выноса выполняли на пробах питания цинк-пиритного цикла флотации руды Корбалихинского месторождения, отобранных с технологического процесса. Для исключения влияния остаточной концентрации в жидкой фазе пульпы, а также сорбированных на поверхности минералов реагентов, использованных на предшествующих стадиях обогащения, пробу подвергли операциям десорбции-сорбции-отмывки. В качестве десорбента и сорбента использованы сернистый натрий (400 г/т) и активированный уголь (500 г/т). Отмывку твердой фазы осуществляли свежей водой в несколько приемов до полного исключения наличия угля и ионов реагентов в жидкой фазе пульпы.

Флотационные тесты выполнены в лабораторной флотационной машине объемом 1 л с фракционным съемом пены через 1, 3, 6, 9 и 12 минут. Для смыва частиц с пенного порога камеры флотомашины каждой фракции, с целью исключения искажения результатов тестов, во всех опытах использовали 15 мл свежей воды, которая вычиталась при обработке результатов тестов.

Для создания пенного слоя при проведении тестов бесколлекторной флотации использовался пенообразователь с расходом 80 г/т (МИБК). Тесты по полному реагентному режиму соответствовали режимной карте предприятия в данной операции:  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  до содержания остаточной концентрации  $\text{CaO}$  в диапазоне 450-550 г/дм<sup>3</sup>;  $\text{CuSO}_4$  и БКК 120 и 50 г/т соответственно.

Расчет фактора механического выноса кремнийсодержащих минералов вмещающих пород ( $ENT_i$ ) в процессе флотации выполняли по формуле (3) [74, 82, 90, 94]:

$$ENT_i = \frac{\varepsilon_{ent} \cdot (1 - \varepsilon_{water})}{(1 - \varepsilon_{overall}) \cdot \varepsilon_{water}}, \quad (3)$$

где:

$\varepsilon_{ent}$  – извлечение компонента в пенный продукт при бесколлекторной флотации, доли ед.;

$\varepsilon_{water}$  – извлечение воды в пенный продукт, доли ед.;

$\varepsilon_{overall}$  – извлечение компонента в пенный продукт при проведении эксперимента по полному реагентному режиму, доли ед.

Используемый нами способ в основе своей имеет сравнение количества твердой фазы, перешедшей в концентрат при бесколлекторной флотации при определенном извлечении воды с количеством твердой фазы, извлеченной в концентрат при дозировании собирателя (полный реагентный режим) при аналогичном извлечении воды. Поскольку извлечение частиц меньше чем воды, коэффициент безразмерен и меньше единицы.

Оценка эффекта механического выноса кремнийсодержащих частиц вмещающих пород в пенный продукт выполнялась в первую очередь с точки зрения факторов, влияющих на него.

Для решения поставленной задачи был применен метод математического планирования эксперимента и статистической обработки результатов измерений, который позволяет заменить натурные эксперименты моделированием в лабораторных условиях и оптимизировать план эксперимента с целью сокращения требуемого количества опытов [22]. Полный факторный эксперимент (ПФЭ) позволяет выявить не только влияние отдельных факторов, но и их взаимодействие, что способствует повышению эффективности процесса. Важным достоинством принятого инструмента также является то, что с помощью ПФЭ можно определить, какие факторы оказывают наибольшее влияние на процесс, и сосредоточить усилия на оптимизации именно этих факторов [23]. Данный метод представляет собой

объединение теоретического и экспериментального исследования объекта управления. Вид математической модели определяется теоретическими исследованиями, а коэффициенты модели рассчитываются на основании экспериментальных данных и, соответственно, несут на себе погрешность эксперимента. Для успешного применения математической модели при решении задач оптимизации проводится проверка ее адекватности реальному процессу.

Ценность математического описания заключается в том, что оно дает информацию:

- о закономерностях влияния отдельных факторов на функцию отклика;
- позволяет количественно определить значение функции отклика при заданных значениях факторов;
- может служить основой для оптимизации процесса.

Для построения матрицы экспериментов натуральные значения уровней факторов преобразовали в кодовые безразмерные величины по формуле (4):

$$X_i = \frac{x_i - x_{i0}}{\Delta x_i}, \quad (4)$$

где:

$X_i$  – кодовое значение  $i$ -го фактора;

$x_i$  – натуральное текущее значение  $i$ -го фактора;

$\Delta x_i$  – интервал варьирования.

Функциональная зависимость коэффициента механического выноса минералов вмещающих пород при флотации имеет вид (5):

$$Y = f(X_1, X_2, X_3) \text{ или } ENT = f(\Pi, P, C) \quad (5)$$

План ПФЭ для трех факторов, влияющих на коэффициент механического выноса приведен в таблице 7.

Независимыми вариационными факторами, влияющими на процесс приняты:

- плотность пульпы ( $\Pi$ ) во флотационной камере –  $X_1$  (интервал варьирования 25-35 % тв., в условных единицах -1 - +1);

- расход ( $P$ ) подаваемого воздуха –  $X_2$  (интервал варьирования 1-3 л/мин, в условных единицах -1 - +1);

- скорость (С) вращения импеллера –  $X_3$  (интервал варьирования 30-40  $\text{с}^{-1}$ , в условных единицах -1 - +1).

Таблица 7 – План ПФЭ

Номер опыта	Факторы			Взаимодействия				Функция	
	$X_1$	$X_2$	$X_3$	$X_1X_2$	$X_1X_3$	$X_2X_3$	$X_1X_2X_3$	ENT <sub>Э</sub>	ENT <sub>Т</sub>
1	+	+	+	+	+	+	+	ENT <sub>Э1</sub>	ENT <sub>Т1</sub>
2	-	+	+	-	-	+	-	ENT <sub>Э2</sub>	ENT <sub>Т2</sub>
3	+	-	+	-	+	-	-	ENT <sub>Э3</sub>	ENT <sub>Т3</sub>
4	-	-	+	+	-	-	+	ENT <sub>Э4</sub>	ENT <sub>Т4</sub>
5	+	+	-	+	-	-	-	ENT <sub>Э5</sub>	ENT <sub>Т5</sub>
6	-	+	-	-	+	-	+	ENT <sub>Э6</sub>	ENT <sub>Т6</sub>
7	+	-	-	-	-	+	+	ENT <sub>Э7</sub>	ENT <sub>Т7</sub>
8	-	-	-	+	+	+	-	ENT <sub>Э8</sub>	ENT <sub>Т9</sub>
9	0	0	0					ENT <sub>Э9</sub>	
10	0	0	0					ENT <sub>Э10</sub>	
11	0	0	0					ENT <sub>Э11</sub>	
12	0	0	0					ENT <sub>Э12</sub>	

Для фактора  $X_1$  принято  $X_{01}=30$  % тв. и  $\Delta X_1=5$  % тв. Для фактора  $X_2$  принято  $X_{02}=2$  л/мин и  $\Delta X_2=1$  л/мин. Для фактора  $X_3$  принято  $X_{03}=35$   $\text{с}^{-1}$  и  $\Delta X_3=5$   $\text{с}^{-1}$ .

Для проверки воспроизводимости результатов эксперимента и устранения искажения коэффициентов выполнено трехкратное повторение тестов.

### **3 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ СКЛОННОСТИ РУД К ШЛАМООБРАЗОВАНИЮ И МЕХАНИЗМА СНИЖЕНИЯ ИХ МЕХАНИЧЕСКОГО ВЫНОСА**

#### **3.1 Определение особенностей состава породообразующих минералов в сульфидных рудах**

Учитывая значимое влияние вещественного состава минерального сырья на эффективность его переработки и показатели конечной продукции, был проанализирован массив данных по более чем 50-ти сульфидным рудам цветных металлов, добываемым и перерабатываемым в настоящее время в России и за рубежом, а также месторождениям, отнесенным к перспективным для дальнейшей отработки (приложение А). Границами изучения являются сульфидные руды, в связи с чем в выборке рассмотрены руды – носители ценных компонентов: медь, никель, цинк, золото и свинец.

Для проведения анализа все руды, вошедшие в изучаемый массив, были разделены по количеству сульфидов в них, согласно общей классификации [24], на:

- сплошные (массивные), содержащие свыше 80 % рудных минералов и малую долю вмещающей породы;
- вкрапленные (прожилковые), делящиеся на:
  - густовкрапленные (с содержанием 50–80 % рудных минералов);
  - вкрапленные (с 30–50 %);
  - бедновкрапленные (ниже 30 %) с редкими вкраплениями ценных минералов, без четких границ между ними и вмещающей породой.

На рисунке 10 приведено распределение руд, вошедших в анализируемую выборку по отдельным классификационным типам. Исходя из приведенных данных видно, что анализируемая выборка представлена как высокосульфидными, так и малосульфидными рудами.

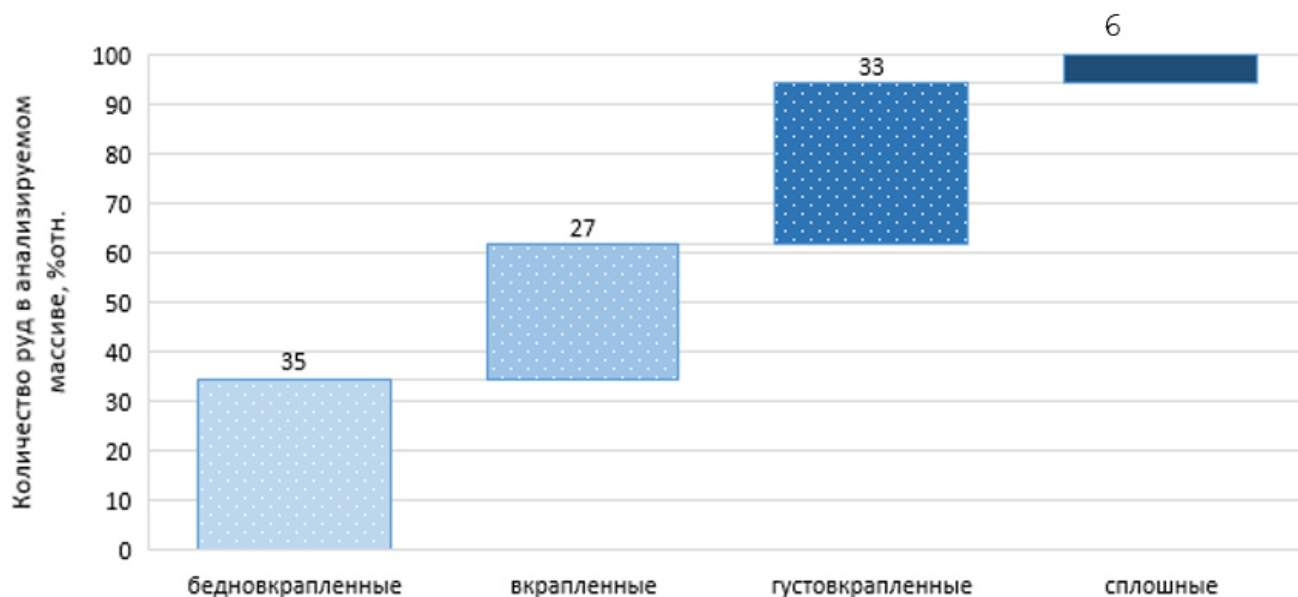


Рисунок 10 – Распределение руд в выборке по отдельным классификационным типам

Все сульфидные руды цветных металлов отличаются вещественным составом и классифицируются в зависимости от содержащихся в них минеральных образований. В настоящее время известно более 4000 минералов, однако широко распространены лишь около 70 [8]. Помимо сульфидных минералов – носителей цветных металлов, в состав горных пород неизбежно входят породообразующие минералы. Учитывая цели данного исследования, фокус внимания при изучении минерального состава сульфидных руд был направлен на них.

В таблице 8 приведен усредненный минеральный состав проанализированного массива сульфидных руд (включая распределение по классификационным типам). Также в таблице 8 приведено минимальное и максимальное количество минералов, с учетом их классификации по химическому составу и кристаллическому строению (семейство).

Для наглядности, на рисунке 11 представлена диаграмма усредненного распределения различных классов породообразующих минералов в общем количестве нерудных компонентов.

Таблица 8 – Минералогический состав анализируемого массива сульфидных руд

Класс	Сульфиды	Силикаты				Оксиды*	Карбонаты	Прочие
Семейство		Хлориты	Слюды	Полевые шпаты	$\Sigma$	Кварц	Кальциты	
Подкласс		листовые / слоистые		каркасные				
Массовая доля, абс.								
Минимум	3	0	0	0	-	7	0	1
Максимум	84	28	29	45	-	63	75	65
<b>Среднее</b>	<b>39</b>	<b>8</b>	<b>6</b>	<b>9</b>	<b>23</b>	<b>22</b>	<b>6</b>	<b>10</b>
В том числе:	относительно суммы породных минералов в руде							
бедновкрапленные	до 30	10	11	12	<b>33</b>	<b>36</b>	11	20
вкрапленные	от 30 до 50	13	8	13	<b>34</b>	<b>37</b>	9	20
густовкрапленные	от 50 до 80	17	8	20	<b>45</b>	<b>41</b>	8	6
сплошные	выше 80	24	12	16	<b>52</b>	<b>25</b>	11	12

Примечание: \* - в рамках исследований рассматривался кварц, ввиду его наибольшего распространения



Рисунок 11 – Распределение различных классов породообразующих минералов в общем количестве нерудных компонентов сульфидных руд

В ходе анализа определено, что во всех сульфидных рудах присутствует кварц, а количество карбонатов может достигать 75 % абс. Количество хлоритов и суммы минералов класса силикатов относительно общего количества нерудных минералов увеличивается в ряду бедновкрапленные → вкрапленные → густовкрапленные → сплошные сульфидные руды. В сплошных сульфидных рудах из силикатных минералов преобладают минералы семейства хлоритов.

Учитывая, что подавляющее большинство породообразующих минералов в сульфидных рудах представлено минералами класса силикатов (листовые и каркасные) и кварцем (38 % отн. и 36 % отн. соответственно), потенциально именно эти минералы при переошламование пульпы будут извлекаться в товарную продукцию обогатительного производства. Оставшиеся минералы представлены карбонатами (10 % отн.) и прочими силикатами, оксидами и т. д.

Данная информация имеет важное значение при поиске эффективной технологии обогащения руд новых малоизученных месторождений. Доля анализируемых минералов, перешедших в шламы в процессе рудоподготовки, будет зависеть от их физико-механических свойств, а также от реологических свойств горных пород, слагающих перерабатываемую руду.

### 3.2 Основные признаки, определяющие ошламованность пульпы

При исследовании руд новых месторождений и поиске оптимальных приемов, позволяющих получать максимальные технологические показатели, важную роль играют определенные особенности минерального сырья. В литературе широко представлены различные классификации рудного сырья по характерным признакам, таким как вкрапленность, формы нахождения рудных минералов, фазовый состав элементов и другие. Однако несмотря на многочисленное упоминание негативного влияния шламуемости руд и ошламованности пульпы, в научной литературе отсутствует четкое определение данных технологических параметров.

Для разработки стратегии минимизации загрязнения флотационных концентратов шламами вмещающих пород необходимо определить основные понятия, а также выявить особенности сульфидных руд, позволяющие оценить возможность разработки легкодоступного критерия шламуемости руд.

Хорошо известно, что в пульпе присутствуют частицы разной крупности и, что флотируемость минералов зависит от размера частиц. При этом принято выделять: крупные частицы, частицы флотоактивной крупности и шламы.

В литературе разные авторы применяют термин «шлам» к частицам крупностью: менее 45 мкм, менее 20 мкм, менее 15 мкм, встречаются также менее 5 или даже 3 мкм. Т. е. единый подход к определению крупности частиц, относимых к шламам, отсутствует.

Специалистами АО «Уралмеханобр» в своих исследованиях дано такое определение «шламам»: шлам во флотационном процессе – часть измельченного материала крупностью, отличающейся в 5 раз и более от номинальной крупности этого материала [98].

В свете необходимости более эффективного извлечения ресурсов из руд с низким содержанием полезных ископаемых, а также стремительной тенденции к снижению количества богатых сплошных руд, характеризующихся крупнозернистым строением, трудности, связанные с высвобождением основной

массы полезного минерала из сростков с вмещающей породой и друг с другом, носят возрастающий характер. С 2000-х годов при разработке технологических схем практически повсеместно используется операция межцикловой флотации, благодаря которой тонину помола исходной руды перед основным флотационным циклом удалось повысить с 50-60 % класса крупности менее 71 мкм [27] до >85 %.

Кроме того, все более широкое распространение находят технологии ультратонкого измельчения, где требуемой конечной крупностью измельченного материала является класс крупности 20, 15, 10 мкм, а в некоторых случаях 8 - 9 мкм. С учетом того, что технологии ультратонкого измельчения становятся ключевыми для развития более устойчивых и эффективных производств, создание или усовершенствование флотационных машин в современных условиях позволяет эффективно извлекать такие частицы в пенный продукт.

Таким образом, в современных реалиях промышленного производства отнесение частиц крупностью менее 45 мкм к шламам непрактично. Кроме того, шламы – это не просто мелкие частицы, а технологически вредная фракция, которая ухудшает процессы переработки руд.

В контексте флотационной переработки тонковкрапленных сульфидных руд более корректным определением термина «шламы», на наш взгляд, является: «Шламы – это частицы крупностью менее 20 мкм, образованные в результате механического разрушения тонковкрапленной сульфидной руды в процессе рудоподготовительных операций». Данное заключение обусловлено выявленным в процессе разработки технологии обогащения руды Корбалихинского месторождения, нарушением селективности флотационного процесса (рисунок 12). Установленная тенденция также подтверждается современной практикой переработки руд.

На сегодняшний день в российской и зарубежной литературе применительно к шламам все большее употребление находят понятия «тонкие» и «ультратонкие» частицы [71, 84, 107], также без конкретизации численного значения. С учетом принятой дефиниции шламов, при переработке сульфидных руд нами определено следующее разделение:

- тонкие частицы – шламовые частицы крупностью менее 20, но более 10 мкм;
- ультратонкие частицы – шламовые частицы крупностью менее 10 мкм.

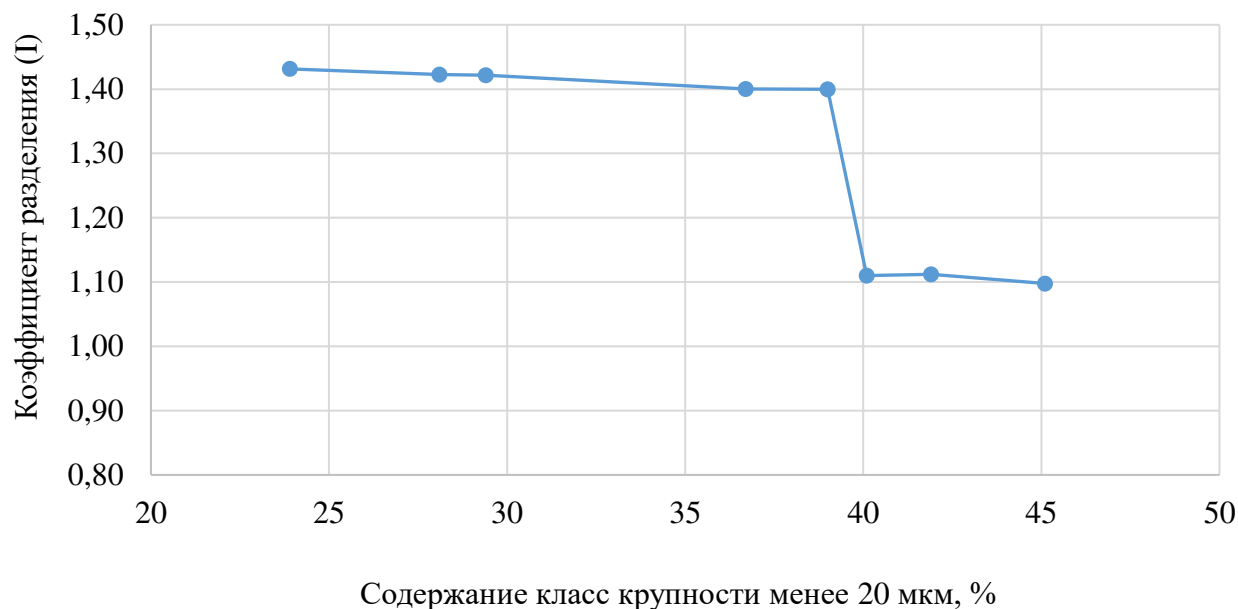


Рисунок 12 – Зависимость коэффициента разделения (коэффициент селективности) от содержания шламовых частиц в питании флотации

При создании подходящей метрики к шламуемым отнесены руды, при измельчении которых в стандартной лабораторной шаровой мельнице (от исходной крупности минус 2,0 мм до 85 % частиц размером менее 71 мкм) образуется более 40 % тонких и ультратонких частиц.

На основании перечисленных выше принципов определена количественная характеристика «ошламованности» пульпы тонковкрапленных полиметаллических сульфидных руд.

Если при измельчении тонковкрапленной полиметаллической сульфидной руды в стандартной лабораторной шаровой мельнице до конечной крупности 85 % минус 71 мкм, при плотности пульпы 60 % твердого и шаровой загрузке, равной 35 % от объема мельницы, образуется более 40 % тонких и ультратонких частиц (минус 20 мкм), то такая пульпа является ошламованной.

Принимая во внимание основные факторы и физико-химические особенности, определяющие склонность минералов к шламуемости, подробно описанные в 1 главе, основные минералы, входящие в состав сульфидных руд, можно разделить по шламуемости на 3 группы:

- шламующиеся минералы – галенит, хлориты, слюды и карбонаты, что обусловлено, в первую очередь, их низкой твердостью (2-3 по шкале Мооса). Кроме того, хлориты и слюды обладают слоистой структурой.

- слабо шламующиеся минералы – халькопирит, кубанит, пентландит, пирротин и сфалерит. Т. к. практически все рассматриваемые сульфидные минералы имеют среднее (3-5) значение твердости по шкале Мооса и обладают низкой спайностью, либо вообще не обладают ею, они классифицированы как слабо шламующиеся. Исключением является галенит, низкая твердость и весьма совершенная спайность которого сказывается на его высокой шламуемости. Разрушение кристаллов галенита происходит по плоскостям спайности без разрушения ионных связей [10].

- не шламующиеся минералы – арсенопирит, пирит, кварц и полевые шпаты, как обладающие высокой твердостью (более 5 по шкале Мооса) и характеризующиеся отсутствием спайности.

### **3.3 Разработка критерия шламуемости и методики оценки склонности руд к шламообразованию**

Наличие критерия, который позволит оценить, насколько рудное сырье склонно к шламуемости, играет важную роль при выборе оптимальных схем рудоподготовки и подборе соответствующего оборудования при изучении новых месторождений и оценке рентабельности их разработки.

Для установления закономерностей склонности минерального сырья к шламообразованию выполнено несколько итераций исследований и проанализировано: содержание серы и железа; количество сульфидов и ПМ в руде; сумма массовых долей извлекаемых ценных компонентов и др. В таблице 9

приведены результаты корреляционного анализа взаимосвязи между количеством породообразующих и рудных минералов в сульфидных рудах различного типа.

Таблица 9 – Корреляционный анализ взаимосвязи содержания породообразующих и сульфидных минералов в различных типах сульфидных руд

Тип руды	Породообразующие минералы				
	хлориты	слюды	ПШ	карбонаты	кварц
	филосиликаты (слоистые/листовые)		тектосиликаты (каркасные)		
бедновкрапленные	-0,2	-0,2	-0,4	0,0	0,2
вкрапленные	0,4	<b>0,9</b>	<b>-0,9</b>	0,2	<b>-0,7</b>
густовкрапленные	-0,4	-0,4	<b>-0,7</b>	0,0	-0,5
сплошные	<b>-0,7</b>	-0,2	-0,5	<b>0,6</b>	0,1

В бедновкрапленных рудах взаимосвязь между содержанием породообразующих и сульфидных минералов не установлена, что обусловлено большим их разнообразием по основному ценному компоненту и, соответственно, обширными парагенетическими комбинациями. Чем вариативнее парагенезис, тем разнообразнее минеральный состав и менее прогнозируема шламуемость руды. На основании изложенного прогноз шламуемости бедновкрапленных руд по содержанию сульфидов или минералов вмещающих пород будет наименее достоверен.

Выполненный анализ показал наличие очень тесных связей между количеством сульфидов и содержанием слюдяных минералов (прямо пропорциональная связь), а также полевошпатовых минералов и кварца (обратно пропорциональная связь) во вкрапленных рудах. Скорее всего, при промышленной переработке, по мере увеличения количества рудных минералов во вкрапленных рудах, склонность к шламообразованию будет возрастать.

В густовкрапленных рудах по мере увеличения доли рудных минералов содержание не шламуемых минералов семейства полевых шпатов снизится – предположительно, данные руды не будут иметь склонность к ошламованию.

Сплошные сульфидные руды, по всей видимости, также не склонны к ошламованию, т. к. по мере увеличения содержания рудных минералов в них будет снижаться доля шламуемых минералов семейства хлоритов и увеличиваться количество шламуемых минералов семейства карбонатов.

Вероятно, количество рудных минералов может служить косвенным показателем или индикатором склонности сульфидных руд к ошламованию, однако шламуемость зависит и от ряда иных факторов, включая тип руды и минералов, физико-механических и химических свойств компонентов, а также их взаимодействия друг с другом.

Биленко Л. Ф. и др. подробно исследовали процессы отдельного и совместного измельчения материалов, обладающих различной твердостью [26, 34, 109]. В ходе данных работ установлено, что измельчаемость мягких пород (на примере известняка с твердостью по шкале Мооса равной 2-3) в 2-2,5 раза выше измельчаемости твердых пород (на примере нефелиновой руды, обладающей твердостью 5,5-6).

Известно, что частицы с высокой твердостью действуют как агенты передачи энергии, увеличивая помол мягких минеральных частиц при их совместном измельчении. В результате этого более мягкие минералы переходят в шламовые фракции, в то время как твердые остаются в крупных классах [60, 102].

В последующих итерациях определения условий, при которых происходит ошламование пульпы, с целью поиска зависимостей проанализированы тонковкрапленные руды, тонина помола перед основным флотационным циклом которых находится на сопоставимом уровне –  $85 \pm 2$  % по классу крупности менее 71 мкм. Минералы, входящие в состав рассматриваемых руд, условно разделены на твердые (твердость по шкале Мооса более 5) и мягкие (твердость по шкале Мооса менее 5). Содержание их в руде обозначим как  $C_{\text{ТВ}}$  и  $C_{\text{МЯГК.}}$ , а их соотношение ( $C_{\text{ТВ.}}/C_{\text{МЯГК.}}$ ) – условным фактором твердости.

Как ранее было отмечено, важными свойствами минералов, влияющими на их ошламование, являются спайность и отдельность. Однако отдельность, в отличие от спайности, изменчивое свойство, т. к. связано с внешними характеристиками и качеством минерала, а спайность связана с его внутренними структурными свойствами [67]. Т. е. отдельность зависит от неоднородности структуры минералов и изменяется при наличии сростков с другими минералами, и для ее определения необходимы дополнительные исследования. В связи с этим при разработке удобного и простого критерия шламуемости отдельность минералов не учитывали.

Для возможности математического воспроизведения искомой величины применено условное разделение минералов на:

- обладающие спайностью (к ним отнесены минералы со средней, совершенной и весьма совершенной спайностью);
- не обладающие спайностью (к ним отнесены минералы с несовершенной и весьма несовершенной спайностью).

Содержание в руде твердых и мягких минералов, обладающих спайностью, обозначим как  $C_{\text{со сп.}}^{\text{ТВ.}}$  и  $C_{\text{со сп.}}^{\text{МЯГК.}}$ , а их долю в общем количестве твердых и мягких минералов как  $C_{\text{со сп.}}^{\text{ТВ.}}$  и  $C_{\text{со сп.}}^{\text{МЯГК.}}$ .

В таблице 10 приведена сводная информация по количеству твердых и мягких минералов, а также минералов, обладающих спайностью. Табличные данные отфильтрованы по возрастанию суммы минералов, отнесенных в настоящем исследовании к твердым. Как видно, минимальное количество как твердых, так и мягких минералов составляет ~15 %, т. е. соотношение  $C_{\text{ТВ.}}/C_{\text{МЯГК.}}$  в сульфидных рудах колеблется в диапазоне от 0,18 до 5,67 ед.

Таблица 10 – Данные по содержанию минералов, обладающих различными свойствами

Тип руды	Содержание, %					Тип руды	Содержание, %				
	С <sub>тв.</sub>	С <sub>тв. со сп.</sub>	С <sub>мягк.</sub>	С <sub>мягк. со сп.</sub>	β <sub>шл.</sub>		С <sub>тв.</sub>	С <sub>тв. со сп.</sub>	С <sub>мягк.</sub>	С <sub>мягк. со сп.</sub>	β <sub>шл.</sub>
Медно-никелевая	14,0	5,9	86,0	51,6	<b>51,1</b>	Медно-цинковая	67,1	31,9	32,9	16,45	38,0
Золотосодержащая медно-цинковая	27,8	10	72,2	45,1	<b>42,0</b>	Медно-цинковая	68,9	22	31,1	19,9	<b>40,9</b>
Медно-никелевая	28,9	9,7	71,1	60,1	<b>53,8</b>	Золотосодержащая медно-цинковая	69,2	36,7	30,8	20,7	29,0
Золото-сульфидная	32,7	5	67,3	45	<b>49,1</b>	Золотосодержащая медная	69,5	24,4	30,5	20,1	<b>43,8</b>
Медно-золотая	36,0	10,6	64,0	40,8	<b>48,5</b>	Медно-цинковая	69,1	38,4	30,9	25	<b>41,3</b>
Медно-свинцово-цинковая	37,4	12,8	62,6	41,9	<b>51,2</b>	Медно-цинковая	70,4	26	29,6	12,4	<b>47,9</b>
Медно-никелевая	38,1	18,1	61,9	38	<b>46,4</b>	Медно-никелевая	70,8	48,8	29,2	20,4	32,5
Медно-никелевая	38,4	13,9	61,6	28,4	34,0	Золотосодержащая медно-цинковая	72,5	14,6	27,5	22,9	<b>45,6</b>
Свинцово-цинковая	39,4	15	60,6	39,9	<b>45,3</b>	Золотосодержащая медно-цинковая	75,0	45,6	25,0	16	<b>41,7</b>
Золотосульфидная	40,5	18,9	59,6	40,2	<b>45,2</b>	Медно-цинковая	75,3	20,8	24,7	20,1	<b>48,3</b>
Золотосодержащая свинцово-цинковая	44,8	1,6	55,2	33,12	<b>47,0</b>	Медно-цинковая	80,1	25,9	19,9	15,4	<b>46,5</b>
Медно-никелевая	46,1	11,8	53,9	39,5	19,8	Медно-свинцово-цинковая	50,7	15,6	49,4	32,9	<b>45,0</b>
Золотосульфидная	62,1	33	37,9	28,5	12,6	Золотосульфидная	51,6	20,4	48,4	29	38,4

Окончание таблицы 10

Тип руды	Содержание, %					Тип руды	Содержание, %				
	С <sub>тв.</sub>	С <sub>тв. со сп.</sub>	С <sub>мягк.</sub>	С <sub>мягк. со сп.</sub>	β <sub>шл.</sub>		С <sub>тв.</sub>	С <sub>тв. со сп.</sub>	С <sub>мягк.</sub>	С <sub>мягк. со сп.</sub>	β <sub>шл.</sub>
Золотосульфидная	53,0	15,5	47,0	21	20,8	Медно-цинковая	81,8	57,6	18,2	9	25,5
Золото-сульфидная	53,7	26,9	46,3	22,1	28,0	Медно-цинковая	82,2	58,7	17,8	10,4	<b>42,0</b>
Свинцово-цинковая	54,5	12,4	45,5	18,9	35,4	Золотосодержащая медная	83,4	24,5	16,6	5,9	<b>40,8</b>
Медно-свинцово-цинковая	57,6	14,3	42,4	28,4	<b>45,1</b>	Медно-золотая	84,5	32,5	15,5	2,4	<b>46,8</b>
Медно-цинковая	60,2	26,5	39,8	21	19,8	Медно-цинковая	85,8	60,4	14,2	12,3	<b>45,1</b>
Медно-никелевая	62,5	31,5	37,5	11,6	26,5	Медно-никелевая	85,2	15,7	14,8	10	<b>51,9</b>
Золотосульфидная	78,7	11,5	21,3	13,5	<b>46,5</b>						

Примечание: β<sub>шл.</sub> – содержание шламовой фракции в питании основного цикла флотации

При аппроксимации искомой формулы критерия шламуемости на каждом этапе строили графические зависимости руд по областям с содержанием шламов больше и меньше 40 % в зависимости от значения, полученного при расчете по анализируемой формуле. Поиск критерия вели по условию появления на графике четких областей, в которых концентрируются руды, измельченные до 85 % содержания класса 71 мкм и содержащие более 40 % шламов крупностью менее 20 мкм.

Анализ табличных данных (таблица 10) позволил установить, что ошламование пульпы в большинстве случаев наблюдается, если: 1) содержание твердых минералов составляет менее 50 % и более 70 %; 2) доля твердых минералов, обладающих спайностью, составляет не менее 0,4 %, а доля мягких минералов, обладающих спайностью, более 0,6 %.

Для наглядности установленные зависимости представлены графически на:

- рисунке 13 красной линией обозначена граница ошламованности пульпы. Как видно, основное количество руд, изображенных на рисунке черными точками, сосредоточены в областях с содержанием твердых минералов в руде до 50 и более 70 % абс. – выделено синим пунктиром;
- рисунке 14 а) и б) фиолетовой заливкой выделены области с наибольшей концентрацией руд, при измельчении которых образуется ошламованная пульпа, изображенная на рисунке синим треугольником. Как видно, ошламованность наблюдается, если доля твердых минералов, обладающих спайностью, составляет не менее 0,4 % (рисунок 14 а), а доля мягких минералов, обладающих спайностью, более 0,6 % (рисунок 14 б).

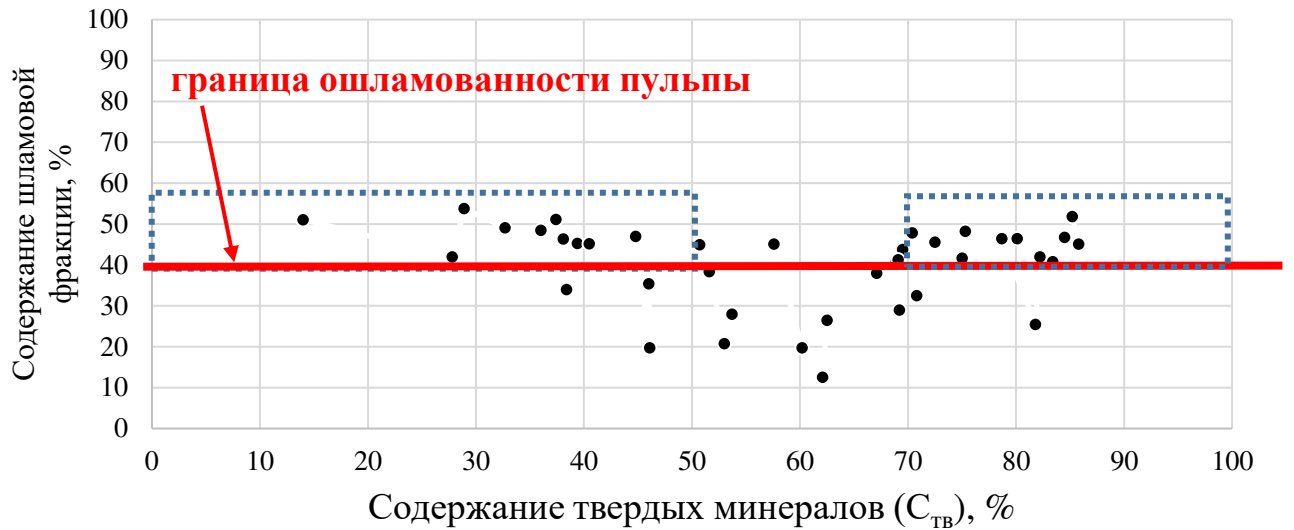


Рисунок 13 – Зависимость содержания шламовой части в измельченных пробах руд от содержания твердых минералов

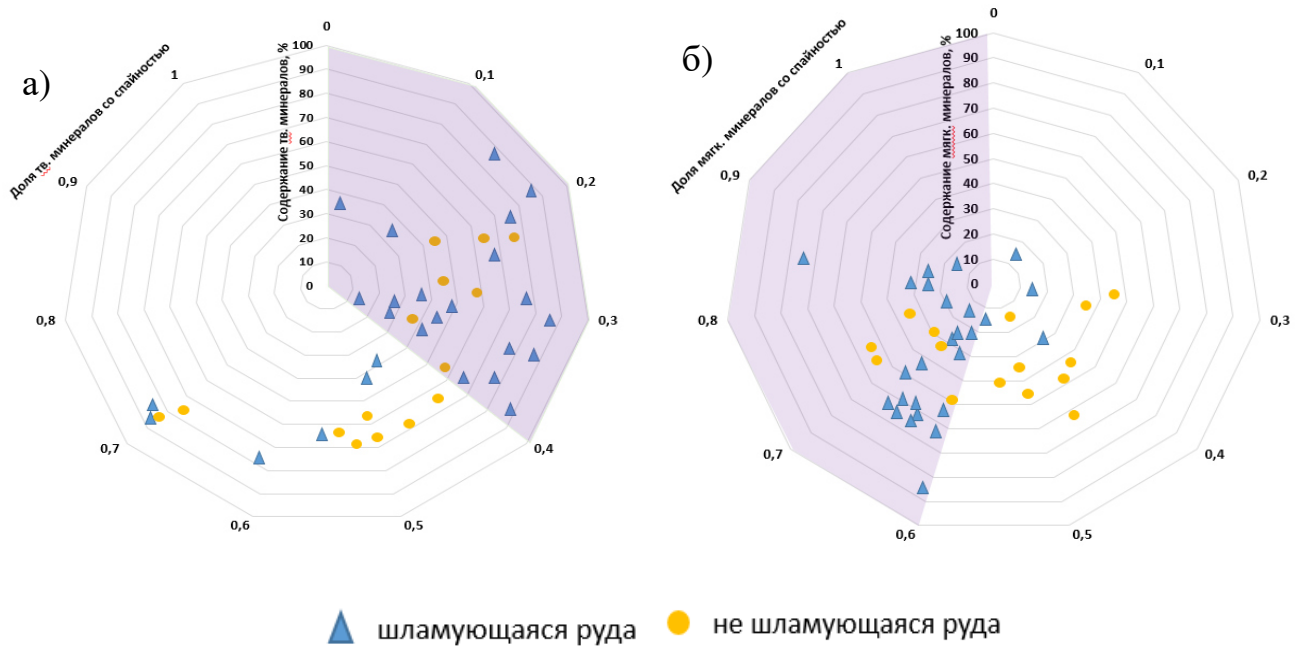


Рисунок 14 – Диаграмма влияния доли твердых (а) и мягких (б) минералов, обладающих спайностью, на шламуемость (содержание класса менее 20 мкм более 40 %)

Наличие критических областей объясняется различиями в измельчаемости разнопрочных материалов при их автономном и совместном измельчении. В условиях преобладания в смеси минералов с высокой твердостью (более 70 %) они действуют как агенты передачи энергии, увеличивая измельчение мягких

минеральных частиц. В результате более мягкие минералы переходят в шламовые фракции, а твердые остаются в крупных классах [24, 74]. В то же время, при наличии в смеси менее 50 % твердых минералов, длительность процесса измельчения, необходимая для достижения раскрываемости минералов, увеличивается, приводя тем самым к повышенному шламообразованию.

На общую кинетику шламообразования и «качество шлама» влияет также соотношение твердых и мягких минералов, обладающих спайностью. Например, при высоком содержании твердых минералов и низком – мягких, частицы шлама будут более «зернистыми» (из-за раскалывания) и менее склонными к налипанию и изменению реологических свойств пульпы.

В свою очередь, высокое содержание мягких минералов ускоряет кинетику измельчения, и руда будет переизмельчаться даже при невысокой тонине помола. При этом шламовые частицы будут представлены чешуйчатыми, пластинчатыми частицами с большой удельной поверхностью. Это самый проблемный тип шлама, который резко ухудшает все технологические показатели.

Очевидно, при высоком содержании мягких минералов, а также повышенном количестве минералов, обладающих спайностью, склонность руды к ошламованию будет возрастать.

Исходя из установленных зависимостей, эмпирическая формула шламуемости может представлять соотношение количества твердых и мягких минералов с учетом доли минералов, обладающих спайностью. Таким образом, расчетную формулу шламуемости (Ш) можно записать в виде (6):

$$\text{Ш} = \frac{C_{\text{ТВ.}} \cdot C_{\text{СО СП.}}^{\text{ТВ.}}}{(100 - C_{\text{ТВ.}}) \cdot C_{\text{СО СП.}}^{\text{МЯГК.}}} \quad (6)$$

где:

$C_{\text{ТВ.}}$  – содержание твердых минералов, %;

$C_{\text{СО СП.}}^{\text{ТВ.}}$  и  $C_{\text{СО СП.}}^{\text{МЯГК.}}$  – доля твердых и мягких минералов, обладающих спайностью, соответственно, доли. ед.

Для наглядности в таблице 11 отражены результаты расчета граничных значений Ш, позволяющих спрогнозировать группировку тонковкрапленных полиметаллических сульфидных руд по их шламуемости.

Таблица 11 – Расчет граничных значений шламуемости

Содержание минералов, %		Доля минералов, обладающих спайностью, доли ед.		Расчетное значение Ш	Прогнозная склонность руды к ошламованию
твердые	мягкие	твердые	мягкие		
Граничные значения по условному фактору твердости					
≤50	≥50	-	-	≤1,0	Склонна к ошламованию
≥70	≤30	-	-	≥2,33	
Расчет по разработанному критерию (формула 6)					
≤50	≥50	0,40	0,60	≤0,67	Высокошламуемая
≥70	≤30	0,40	0,60	≥1,55	

Расчетами при помощи предложенного инструмента оценки склонности рудного сырья к ошламованию, объединяющего количество сульфидов и минералов вмещающих пород в руде с их физико-механическими свойствами, такими как спайность и твердость, определены граничные значения. Так, можно спрогнозировать, что при значении Ш:

1. в границах 1,0 ÷ 1,55 расположены руды не склонные к ошламованию;
2. менее 0,67 и более 1,55 сосредоточены высокошламуемые руды;
3. в диапазоне от 0,67 до 1,0 руды будут характеризоваться как менее склонные к ошламованию (или среднешламуемые).

В ходе дальнейших исследований путем аппроксимации аналитической формулой найдено выражение, позволяющее с высокой точностью определить границы отнесения пульпы к ошламованному типу и предложена формула безразмерного критерия шламуемости (7):

$$K_{\text{ш}} = \frac{C_{\text{со сп.}}}{C_{\text{тв.}}}, \quad (7)$$

где:

$C_{\text{со сп.}}$  – содержание минералов (твердых и мягких), обладающих спайностью, %;

$C_{\text{тв.}}$  – содержание твердых минералов, %.

Установлено, что при измельчении до крупности более 85 % класса 71 мкм руд с низким содержанием спайных минералов и высоким содержанием твердых ( $K_{ш}$  меньше 0,57), происходит интенсивное истирание твердых частиц и закономерное повышенное шламообразование. А при соотношении содержания минералов, обладающих спайностью, к количеству твердых минералов больше 1,1, помимо природной шламуемости спайных минералов, твердые минералы будут выступать в роли агентов передачи энергии.

Зависимость шламуемости от соотношения содержания минералов, обладающих спайностью (твердых и мягких) к общему содержанию твердых минералов графически отображена на рисунке 15, где красной линией обозначена граница ошламованности пульпы. Именно данное соотношение является критерием шламуемости ( $K_{ш}$ ) и позволяет с высокой точностью отнести руды с  $K_{ш} \leq 0,57$  и  $K_{ш} \geq 1,1$  к шламуемому типу, т. к. все руды, изображенные черными точками, находятся в данных областях – выделено синим пунктиром.

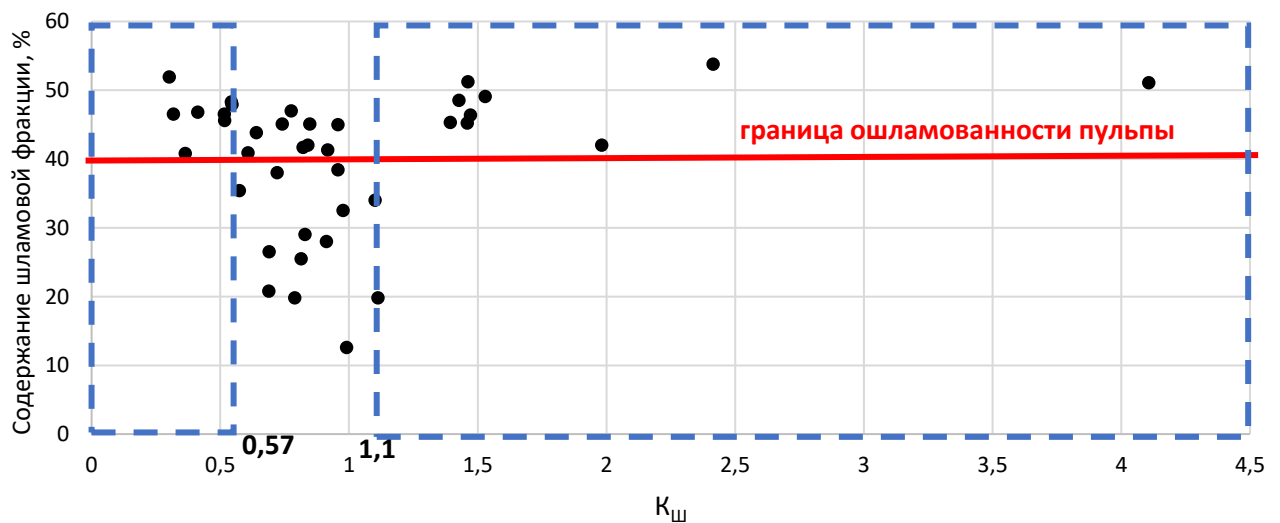
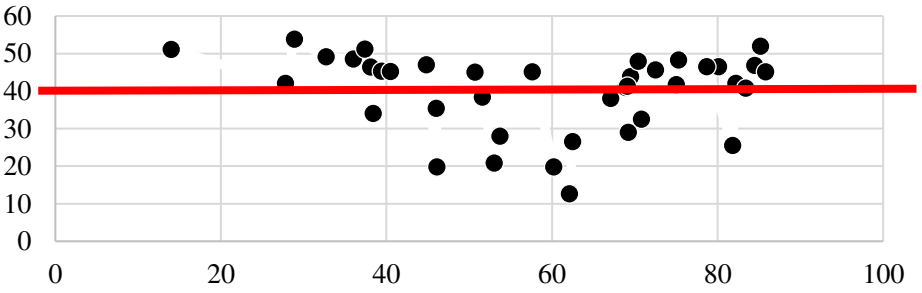
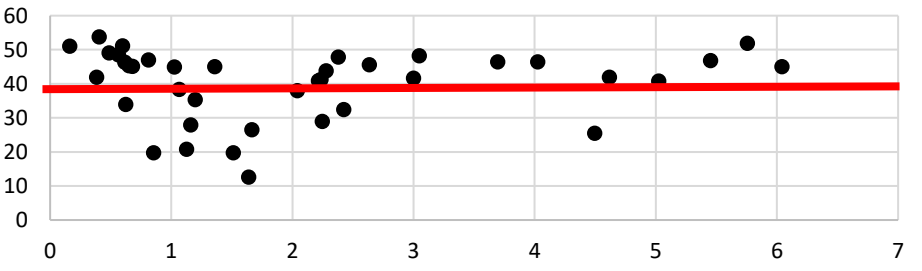
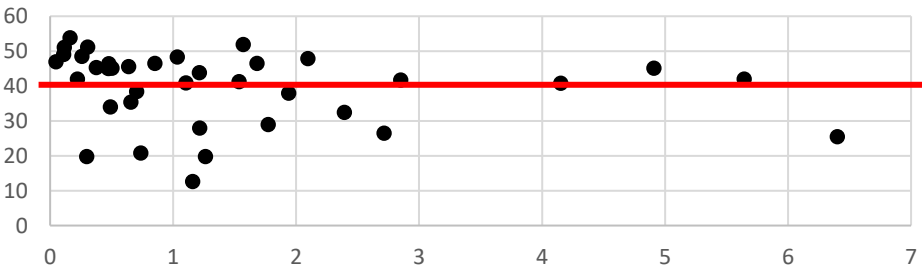
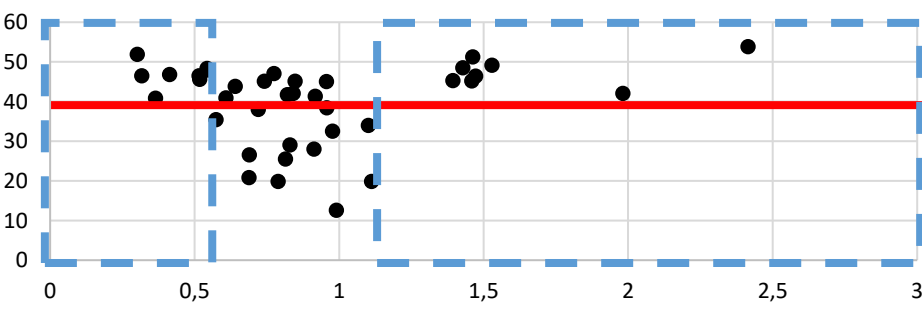


Рисунок 15 – Зависимость шламуемости от соотношения содержания минералов, обладающих спайностью (твердых и мягких), к общему содержанию твердых минералов

Ниже приведен свод полученных зависимостей, установленных в ходе разработки критерия шламуемости, из которого наглядно видно, что только предлагаемая формула 7 позволяет определить четкие границы отнесения руд к

шламуемому типу. Расчеты по другим рассматриваемым формулам плохо прогнозируемы, т. к. в выявленных областях могут присутствовать как ошламованные, так и не ошламованные руды, что вероятно указывает на доминирование других физико-механических свойств (отдельность, пластичность, трещиноватость и т. д.), влияющих на образование шламовых частиц в процессе измельчения руды (таблица 12).

Таблица 12 – Сводные результаты исследований по поиску критерия шламуемости

Зависимости, где красной линией обозначена граница ошламованности пульпы, а руды изображены черными точками	Формула расчета
	$C_{\text{ТВ.}}$
	$C_{\text{ТВ.}}/C_{\text{МЯГ.}}$
	$\frac{C_{\text{ТВ.}} \cdot C_{\text{СО СП.}}^{\text{ТВ.}}}{(100 - C_{\text{ТВ.}}) \cdot C_{\text{СО СП.}}^{\text{МЯГК.}}}$
	$\frac{C_{\text{СО СП.}}}{C_{\text{ТВ.}}}$

Ниже предлагается методика оценки склонности руды к ошламованию.

Для оценки склонности руды к ошламованию используется стандартное лабораторное оборудование: шаровая барабанная мельница периодического действия, набор стандартных сит с размером ячеек 0,071 и 0,020 мм, совок для отбора пробы, мерный цилиндр, весы лабораторные, сушильный шкаф и секундомер.

Исследования проводятся в следующей последовательности:

1. Отобранные в соответствии с ГОСТ 14180-80 навески пробы руды массой 1 кг крупностью -2,0 мм помещают в шаровую барабанную мельницу периодического действия.

2. Соотношение Т : Ж, тип и сортамент мелющих тел, а также шаровая загрузка должны соответствовать стандартным значениям, принятым при проведении тестов по изучению измельчаемости руд, например, в соответствии с методикой Механобр.

3. Измельчению подвергают не менее 3-х проб при разном времени, определенном из следующего принципа:

3.1. оптимальное время измельчения, обеспечивающее измельчение руды до  $85 \pm 2$  % по классу крупности менее 0,071 мм, определенное по бенчмарку;

3.2. время, обеспечивающее переизмельчение навески руды – на 20-30 % абс. продолжительнее, чем 3.1.;

3.3. время, обеспечивающее недоизмельчение навески руды – менее длительное, чем 3.1.

4. После каждого интервала времени измельчения навески выгружают и сушат. В высушенных пробах определяют содержание класса крупности менее 0,071 мм (в соответствии с ГОСТ 24598-81).

5. Строится графическая зависимость массовой доли класса минус 0,071 мм в измельченном продукте от продолжительности измельчения, по которой определяется время, необходимое для измельчения пробы до 85 % класса крупности менее 0,071 мм.

6. Выполняется измельчение контрольной навески в течение времени, определенном в п.5. После контрольного интервала времени измельчения навеску выгружают и сушат. В высушенной пробе определяют содержание класса крупности  $-0,020$  мм. Дополнительно производят проверку соответствия необходимому требованию: 85 % содержания класса крупности менее  $0,071$  мм.

На основании выполненных исследований делается вывод: если в пробе тонковкрапленной сульфидной полиметаллической руды, измельченной до 85 % класса крупности менее  $0,071$  мм, содержится более 40 % шламовой фракции крупностью менее  $0,020$  мм – такая пульпа является ошламованной, а руда склонна к шламообразованию.

Практическая значимость оценки ошламованности пульпы заключается в предиктивной разработке корректирующих действий при изучении руд новых месторождений, разработке технологий их переработки и/или модернизации и усовершенствования действующих обогатительных производств. Для высокошламуемых руд необходимы обширные исследования по поиску путей минимизации негативного влияния шламов не только на стадии подготовки сырья к обогащению, но и в процессе флотационной переработки, а также на стадиях сгущения и фильтрации пульповых продуктов.

Таким образом, комплексом проведенных исследований установлено, что при соотношении содержания минералов, обладающих спайностью к содержанию твердых минералов ( $K_{ш}$ ) в руде менее  $0,57$  и более  $1,1$  в процессе измельчения до крупности минус  $71$  мкм  $>85$  % формируется пульпа с критическим содержанием класса минус  $20$  мкм (свыше 40 %). Данное состояние пульпы при её плотности 35 % твердого является причиной резкого снижения коэффициента селективности последующей флотации.

### **3.4 Результаты изучения вещественного состава объекта исследований**

Химический и минералогический составы руды Корбалихинского месторождения приведен в таблице 13.

Таблица 13 – Вещественный состав исследуемой руды

Наименование	Символ	Содержание, %	Наименование	Символ	Содержание, %
Элементы					
медь	Cu	0,86	железо	Fe	13,04
цинк	Zn	6,51	сера	S	17,1
свинец	Pb	1,88	мышьяк	As	0,08
Соединения					
диоксид кремния	SiO <sub>2</sub>	39,80	оксид магния	MgO	3,81
оксид алюминия	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,02	оксид кальция	CaO	1,70
Минералы					
твердые			мягкие		
пирит	Py	23,4	галенит	Ga	2,2
кварц	Qz	31,9	халькопирит	Cr	2,5
альбит	Ab	1,7	сфалерит	Sf	10,2
пироксены	Px	1,0	клинохлор	Clc	15,6
			мусковит	Mu	10,0
			кальцит	Ca	0,5
			амфиболы	Am	0,5
			прочие минералы	-	0,5
сумма	C <sub>ТВ.</sub>	58,0	сумма	C <sub>МЯГ.</sub>	42,0
со спайностью	C <sub>СО СП.</sub> <sup>ТВ.</sup>	0,45 доли ед.	со спайностью	C <sub>СО СП.</sub> <sup>МЯГК.</sup>	0,93 доли ед.
обладающие спайностью					
C <sub>со сп.</sub> = 65,1 %					

При изучении минералогического состава установлено, что пирит, сфалерит, халькопирит и галенит являются основными рудными минералами и встречаются только совместно. Из минералов вмещающих пород в руде наиболее распространены кварц, клинохлор и мусковит. В незначительных количествах присутствуют амфиболы, пироксены, барит и кальцит.

Исследование химического состава вмещающих пород (таблица 14) показало, что кремний, являющийся основной вредной примесью в цинковом концентрате, присутствует в различных количествах и формах во всех породных минералах руды Корбалихинского месторождения, за исключением кальцита.

Таблица 14 – Минералы вмещающих пород руды Корбалихинского месторождения

Наименование	Содержание, % отн.	Химическая формула минерала
кварц	51,7	$\text{SiO}_2$
клинохлор	25,3	$(\text{Mg,Fe}^{2+})_5\text{Al}[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}](\text{OH})_8$
мусковит	16,2	$\text{KAl}_2[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH})_2$
пироксены	1,6	$\text{AB}(\text{Si}_2\text{O}_6)$ , где: A – Li, Na, Ca, Mg, $\text{Fe}^{2+}$ ; B – Mg, $\text{Fe}^{2+}$ , $\text{Fe}^{3+}$ , Al, $\text{Mn}^{2+}$ , $\text{Ni}^{2+}$ , Ti, $\text{Cr}^{3+}$ , $\text{V}^{3+}$ ; Si иногда замещён Al.
кальцит	0,8	$\text{CaCO}_3$
альбит	2,8	$\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ , примеси: K, Ca, Rb, Cs.
амфиболы	0,8	$\text{A}_{0-1}\text{B}_2\text{C}_5[\text{T}_4\text{O}_{11}]_2(\text{OH, O, Cl, F})_2$ , где: A – Li, K, Na; B – Ca, Na, Mg, $\text{Fe}^{2+}$ , Mn; C – Mg, $\text{Fe}^{3+}$ , $\text{Fe}^{2+}$ , Al, Mn, Ti, (Cr, V, Ni); T – Si, Al, (Ti)
прочие минералы	0,8	
Итого нерудные минералы	100	

Наибольший исследовательский интерес в рамках поставленной задачи, представляют минералы: кварц, клинохлор и мусковит, т. к. кремний в исходной пробе руды на 40,20 % связан с силикатами и на 59,55 % находится в форме кварца. Кварц, клинохлор и мусковит содержат до 99,6; 33,9 и 45,2 % кремния соответственно.

На рисунке 16 отчетливо видны тесные тонкие срастания сфалерита с нерудными минералами.

В ходе исследований установлено, что руда Корбалихинского месторождения характеризуется сложным, тонким срастанием зерен минералов. Структуры отличаются разнообразием и наложением друг на друга. Основными структурами руд являются идио-, гипидио- и аллотриаморфно-зернистые. Широко проявлены катакластические (раздробленные), коррозионные (скелетная, реликтовая, разъедания) структуры, неблагоприятные при процессах флотационного обогащения руд, а также коллоидные (скрытокристаллическая,

концентрически-зональная, перлитовая) и структуры распада твердых растворов (эмульсионная) [106].

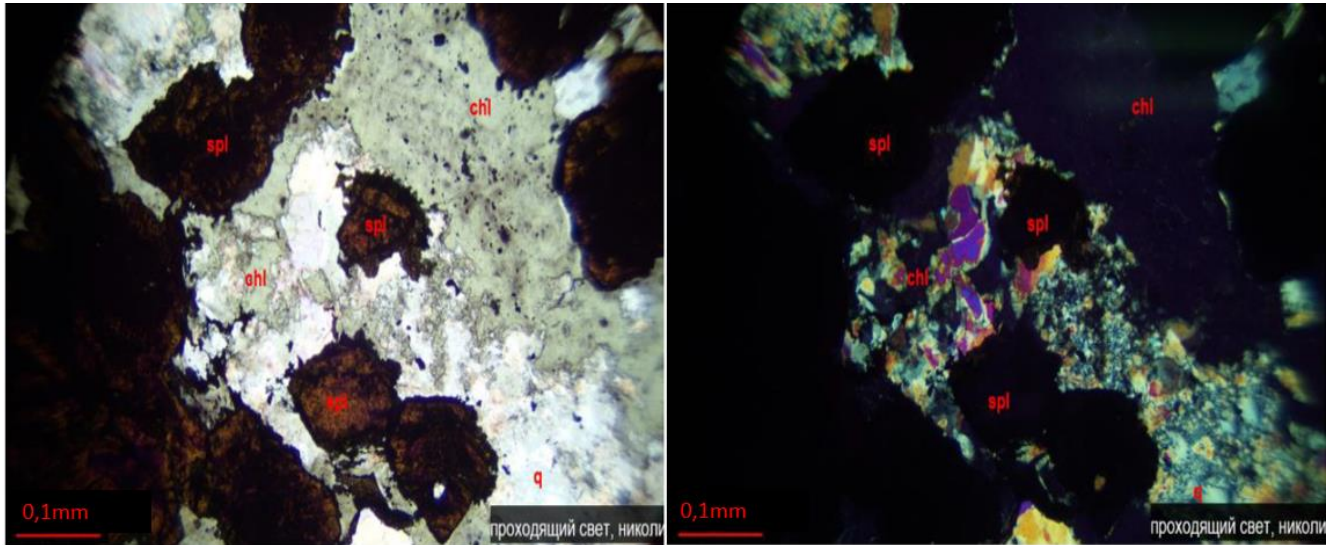


Рисунок 16 – Тонкие сростания сфалерита с нерудными минералами (на примере клинохлора и кварца) (буквенные обозначения: spl – сфалерит, chl – клинохлор, q – кварц)

Внутреннее строение представлено зернистыми агрегатами неправильной формы, почковидными выделениями и фрамбоидами. Строение подобных выделений сложное, часто ритмично-зональное (рисунок 17) и представляет собой полиминеральный агрегат различных сульфидов.

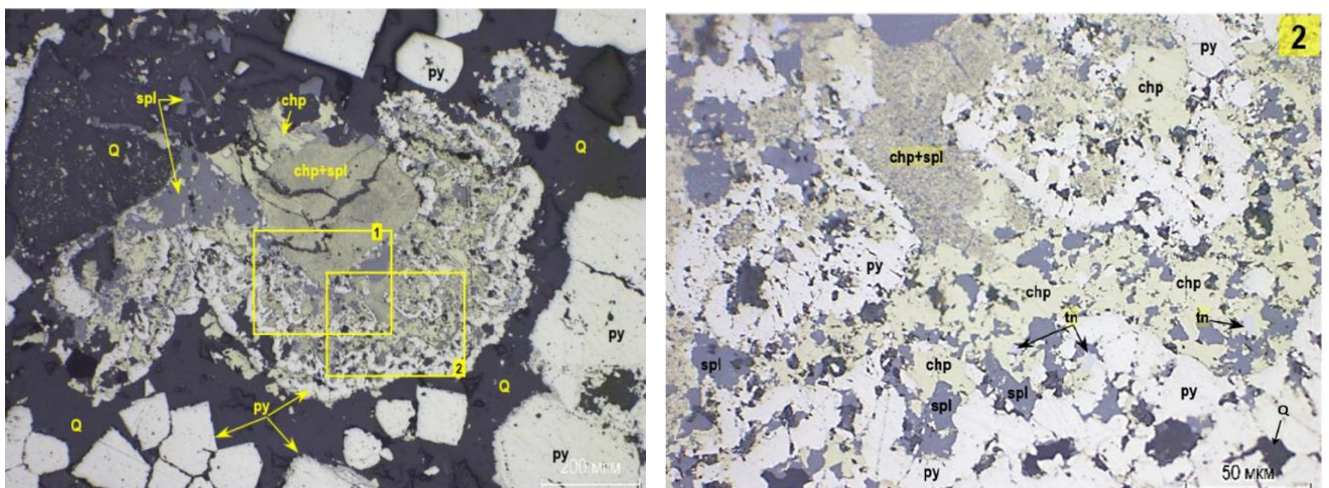


Рисунок 17 – Внутреннее строение полиминеральных агрегатов различных сульфидов с включениями кварца (буквенные обозначения: chp - халькопирит, py – пирит, spl – сфалерит, Q – кварц)

### 3.5 Определение шламуемости объекта исследований

Согласно выполненному по формуле 6 расчету, шламуемость (Ш) объекта исследований составила 0,668, а соотношение содержания минералов, обладающих спайностью, к содержанию твердых минералов в руде, т. е. критерий шламуемости ( $K_{ш}$ ) составляет 1,12, что указывает на отнесение данной руды к шламуемому типу.

Изучение строения руды Корбалихинского месторождения обуславливает необходимость организации многостадийной схемы измельчения. Это позволяет достичь требуемой степени раскрытия минералов и делает возможным выделение селективных медного, свинцового и цинкового концентратов.

На рисунке 18 представлена шкала гранулометрического состава. Анализ склонности руды Корбалихинского месторождения к ошламованию показал, что в процессе ее измельчения до регламентной крупности образуется 45,1 % тонких частиц, из них на долю ультратонких приходится 22,4 %.

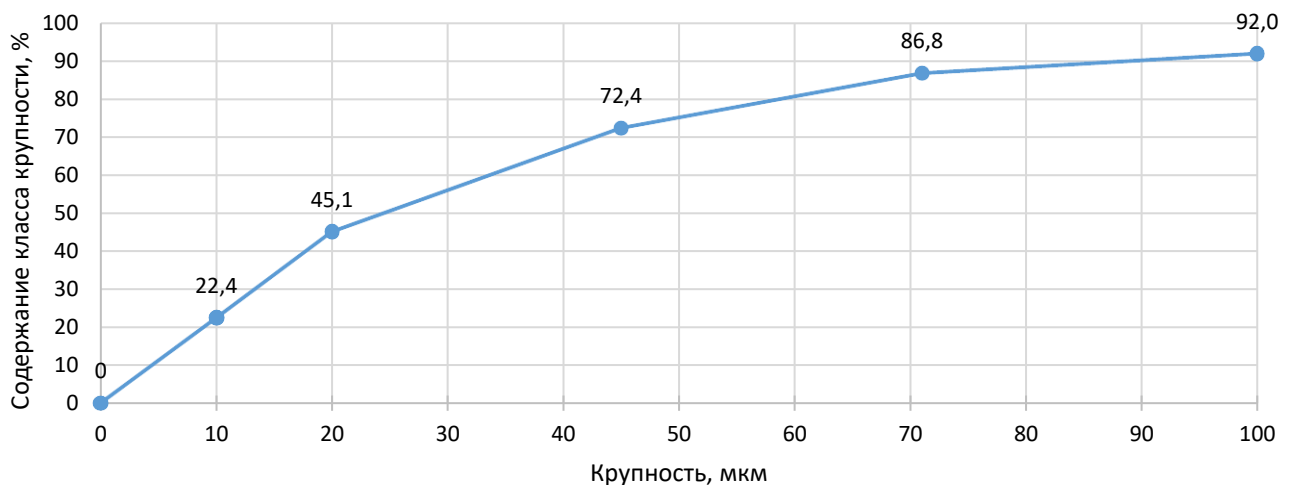


Рисунок 18 – Гранулометрическая характеристика измельченной пробы

Изучение степени раскрытия минералов измельченной пробы руды, представленное в таблице 15, показало, что минералы пирита на 96,7 % отн. присутствуют в свободном виде. Свободные зерна галенита, сфалерита и нерудных минералов составляют большую часть данных минералов всей пробы – 71,1; 78,4 и 72,8 % отн. соответственно. Свободных зерен халькопирита в пробе содержится 58,5 % отн.

Все зерна галенита в пробе находятся в шламовой крупности – менее 20 мкм. Для остальных минералов количество зерен шламовой крупности составляет: 21,2 % – пирит; 50,2 % – халькопирит; 53,0 % – сфалерит; 75,7 % – нерудные минералы.

Подавляющее большинство (64,4 % отн.) раскрытых зерен нерудных минералов сосредоточено в тонких шламах крупностью менее 20 мкм. На флотоактивные классы размером:  $-0,071+0,045$  мм приходится 6,3 % от всех нерудных минералов пробы, из них 4 % отн. свободны; крупнее 0,071 мм приходится 6,0 % от всех нерудных минералов пробы, из них 1,5 % отн. свободны.

Таблица 15 – Степень раскрытия руды крупностью 85 % класса  $-0,071$  мм

Минерал		Сод-е, % отн.	Распределение зерен минералов (% отн.) по классам крупности (мкм)				
			0-10	10-20	20-45	45-71	>71
<b>Галенит</b>		<b>100,0</b>	<b>53,7</b>	<b>46,3</b>	-	-	-
свободные зерна		71,1	33,3	37,8	-	-	-
в сростании с	халькопиритом	1,2	1,2	-	-	-	-
	сфалеритом	11,1	8,8	2,3	-	-	-
	пиритом	1,6	1,6	-	-	-	-
многокомпонентные сростки		15,0	8,8	6,2	-	-	-
<b>Пирит</b>		<b>100,0</b>	<b>10,2</b>	<b>11,0</b>	<b>23,9</b>	<b>27,2</b>	<b>27,7</b>
свободные зерна		96,7	8,9	10,4	22,5	27,2	27,7
в сростании с	халькопиритом	1,8	0,2	0,4	1,2	-	-
	сфалеритом	0,4	0,4	-	-	-	-
	галенитом	0,6	0,6	-	-	-	-
многокомпонентные сростки		0,5	0,1	0,2	0,2	-	-
<b>Халькопирит</b>		<b>100,0</b>	<b>28,3</b>	<b>21,9</b>	<b>23,0</b>	<b>26,8</b>	-
свободные зерна		58,5	6,5	1,7	3,5	26,8	-
в сростании с	пиритом	14,3	1,9	5,3	7,1	-	-
	сфалеритом	2,7	2,7	-	-	-	-
	галенитом	0,8	0,8	-	-	-	-
многокомпонентные сростки		23,7	6,4	4,9	12,4	-	-
<b>Сфалерит</b>		<b>100,0</b>	<b>30,8</b>	<b>22,2</b>	<b>30,7</b>	<b>11,1</b>	<b>5,2</b>
свободные зерна		78,4	24,0	18,1	20,8	10,3	5,2
в сростании с	пиритом	0,8	0,8	-	-	-	-
	халькопиритом	5,7	1,6	-	4,1	-	-
	галенитом	5,4	2,7	1,2	1,5	-	-
многокомпонентные сростки		9,7	1,7	2,9	4,3	0,8	-

## Окончание таблицы 15

Минерал	Сод-е, % отн.	Распределение зерен минералов (% отн.) по классам крупности (мкм)				
		0-10	10-20	20-45	45-71	>71
<b>Нерудные минералы</b>	<b>100,0</b>	<b>47,3</b>	<b>28,4</b>	<b>12,0</b>	<b>6,3</b>	<b>6,0</b>
свободные зерна	72,8	39,6	24,8	2,9	4,0	1,5
многокомпонентные сростки	27,2	7,7	3,6	9,1	2,3	4,5

Все сростки минералов вмещающих пород с рудными минералами представлены многокомпонентными агрегатами.

Проведенные исследования по измельчаемости и определению степени раскрытия минералов подтвердили высокую шламуемость изучаемой руды. Полученные результаты свидетельствуют о возможности использования разработанного критерия для предварительной оценки склонности полиметаллических тонковкрапленных сульфидных руд к ошламованию. Такой подход позволит делать прогноз на основе ограниченных данных по минералогическому составу, исключая необходимость дорогостоящих и продолжительных лабораторных испытаний.

Присутствие 64,4 % отн. раскрытых зерен нерудных минералов в тонких шламах неизбежно приведет к их повышенному извлечению в концентраты, снизив тем самым качество последних.

Таким образом, определена необходимость разработки эффективных решений по снижению содержания нерудных минералов в пенных продуктах, таких как поиск эффективного депрессора, а также минимизация их механического выноса путем подбора оптимальных режимных параметров технологического процесса.

### **3.6 Повышение качества цинкового концентрата путем управления механическим выносом**

Как было описано в главе 1, в процессе флотации неизбежно присутствует явление механического выноса, вызванное увлечением материала водой,

содержащейся между пузырьками, покрытыми прикрепившимися частицами ценных компонентов.

Кроме того, коэффициент механического выноса используется при построении флотационных моделей в специализированных программных пакетах, таких как JKSimFloat, что подчеркивает его значимость. Данная модель считается одной из самых совершенных в симуляторах флотации и предлагает пользователям большое количество опций для расчета различных показателей извлечения [38].

В информационном пространстве широко освещены данные о факторах, оказывающих влияние на эффект механического выноса, и методах его регулирования: скорость подачи и расход воздуха, турбулентность во флотационной камере, производительность операций по твердому, крупность минеральных частиц, плотность и состав пульпы, а также ряд других [53, 56, 57, 74, 76, 105].

Большинство факторов, влияющих на механический вынос, относятся к физико-химическим или механическим параметрам твердой и жидкой фазы пульпы.

С точки зрения технологии особое внимание в исследованиях уделяется регулируемым параметрам промышленного процесса флотации, главным образом, позволяющим влиять на продолжительность пребывания пульпы и пены в камере флотомашин, и воздействие на которые можно оперативно реализовать в действующем процессе обогатительной фабрики. Проведенный анализ [53, 56, 57, 74, 76, 105] позволил выделить основные из них: плотность пульпы, расход воздуха и скорость вращения импеллера. Как правило, исследования сосредоточены на влиянии каждого параметра в отдельности, что не позволяет оценить их значимость при совокупном воздействии.

Таким образом, для разработки стратегии управления механическим выносом необходимо проведение исследований по определению граничных значений режимных параметров, обеспечивающих требуемые условия: необходимый уровень извлечения цинка при максимальной селективности процесса.

### 3.7 Изучение влияния изменения режимных параметров

Тесты по оценке вариативности качественно-количественных показателей концентрата, выделяемого в операции основной цинк-пиритной флотации, выполнены в открытом цикле флотации по схеме и реагентному режиму, приведенному в главе 2.

Данные о влиянии плотности пульпы, которая характеризует массу частиц в единице объема флотационной пульпы, на результаты флотации приведены в таблице 16 и наглядно отражены на рисунке 19. Увеличение концентрации твёрдого вещества с 10 до 40 % тв. повышает вязкость суспензии, снижая тем самым свободу движения частиц и аэрированность пульпы [104]. Фото пенного слоя при содержании твёрдого в пульпе 20 % тв. приведено на рисунке 20.

Ожидается, что при повышенной плотности вероятность механического захвата нерудных минералов минерализованными пузырьками и увлечение выноса их в пену увеличивается. В проведенной серии опытов извлечение диоксида кремния увеличивается с 5,58 до 6,61 %, содержание диоксида кремния в концентрате возрастает на 4,73 % абс., коэффициент разделения, определенный по формуле 2, снижается с 16,84 до 13,92.

Таблица 16 – Результаты тестов при вариации плотности пульпы

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Zn	SiO <sub>2</sub>	Zn	SiO <sub>2</sub>
$\rho=10\%$					
Концентрат	16,2	37,69	14,67	93,94	5,58
Хвосты	83,8	0,47	48,00	6,06	94,42
Исходное	100	6,5	42,6	100	100
$\rho=20\%$					
Концентрат	15,9	38,07	16,56	93,26	6,18
Хвосты	84,1	0,52	47,50	6,74	93,82
Исходное	100	6,49	42,58	100	100
$\rho=30\%$					
Концентрат	15,3	39,14	17,69	92,42	6,35
Хвосты	84,7	0,58	47,10	7,58	93,65
Исходное	100	6,48	42,60	100	100
$\rho=40\%$					
Концентрат	14,5	41,23	19,40	91,98	6,61
Хвосты	85,5	0,61	46,50	8,02	93,39
Исходное	100	6,5	42,57	100	100

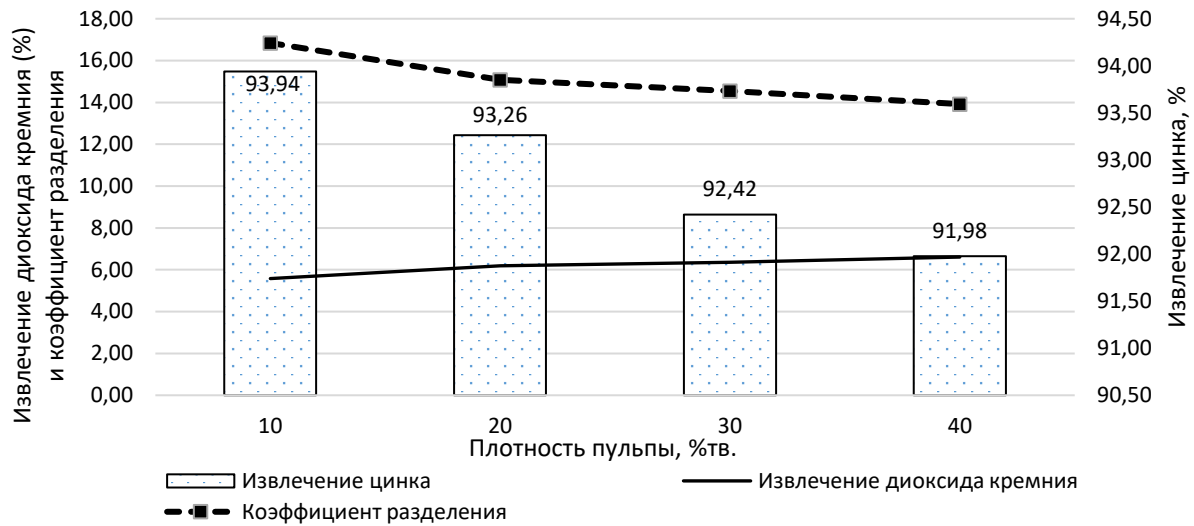


Рисунок 19 – Результаты серии тестов по определению влияния плотности пульпы на эффективность флотации



Рисунок 20 – Флотационная пена в эксперименте при плотности пульпы 20 % тв.

В ходе проведения экспериментов отмечено, что из-за стесненных условий движения снижается вероятность столкновения частиц с пузырьками и, как было отмечено другими исследователями [88], привело к снижению выхода концентрата.

Результатами следующей серии экспериментов установлено прямое влияние расхода воздуха на высоту и стабильность пенного слоя в камере флотомашины.

Установлено, что недостаточный расход воздуха (1 л/мин) снижает вероятность столкновения флотируемых частиц с пузырьками воздуха, и частицы ценных компонентов не извлекаются в пенный продукт, приводя к сверхнормативным потерям цинка с хвостами флотации. Как видно на фото (рисунок 21), пенный слой, создаваемый минимальным количеством воздуха, недостаточный и легко разрушается. Потери в данном эксперименте составили 13,89 % (таблица 17).



Рисунок 21 – Фото пенного слоя в эксперименте с расходом воздуха – 1 л/мин

Таблица 17 – Результаты тестов при вариации расхода воздуха

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Zn	SiO <sub>2</sub>	Zn	SiO <sub>2</sub>
Расход воздуха 1 л/мин					
Концентрат	13,7	40,23	9,84	86,11	3,17
Хвосты	86,3	1,03	47,80	13,89	96,83
Исходное	100	6,4	42,6	100	100
Расход воздуха 2 л/мин					
Концентрат	15,3	39,14	17,69	92,42	6,35
Хвосты	84,7	0,58	47,10	7,58	93,65
Исходное	100	6,48	42,60	100	100
Расход воздуха 3 л/мин					
Концентрат	16,0	37,69	20,36	92,76	7,65
Хвосты	84,0	0,56	46,80	7,24	92,35
Исходное	100	6,5	42,57	100	100
Расход воздуха 4 л/мин					
Концентрат	16,4	36,92	24,13	93,30	9,29
Хвосты	83,6	0,52	46,20	6,70	90,71
Исходное	100	6,49	42,58	100	100

На рисунке 22 показано, что увеличение расхода воздуха позволяет повысить извлечение цинка в концентрат, однако при этом возрастает и извлечение минералов вмещающих пород. При максимальном расходе воздуха 4 л/мин селективность флотации снижается, на что указывает уменьшение коэффициента разделения до 10,04 против 27,2 при подаче 1 л/мин воздуха. Качество концентрата по цинку в опыте при расходе воздуха 4 л/мин составило 36,92 % против 40,23 % в опыте при расходе воздуха, равном 1 л/мин.

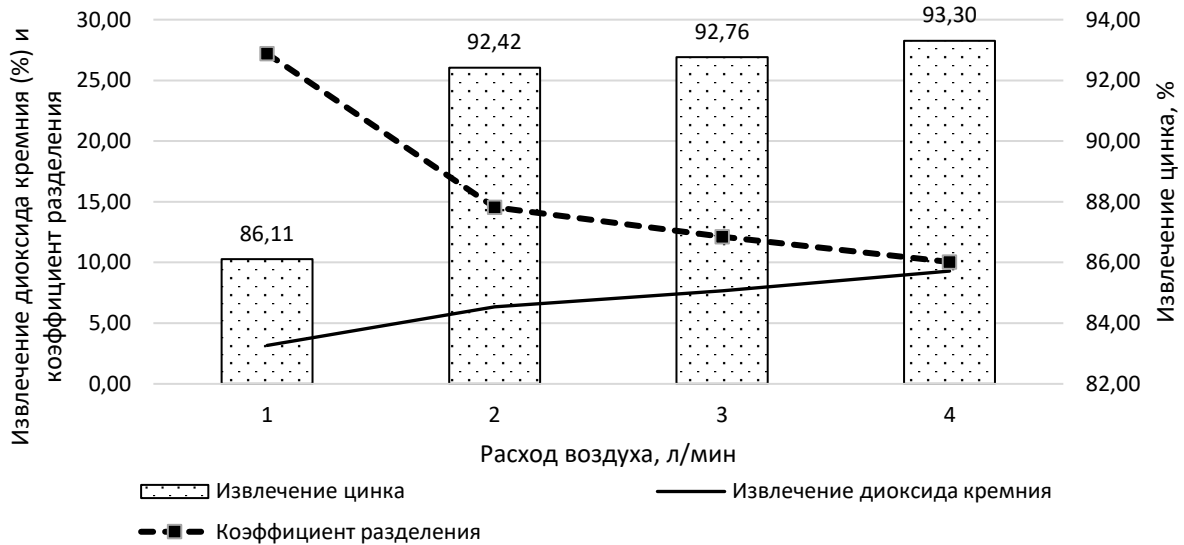


Рисунок 22 – Результаты серии тестов по определению влияния расхода воздуха на эффективность флотации

Высота пенного слоя и селективность разделения минералов и, соответственно, эффективность флотации также зависят от скорости импеллера, поскольку она оказывает определяющее влияние на количество пузырьков и их дисперсность.

Чем больше число пузырьков и их размеры, тем лучше аэрированность пульпы и больше скорость флотации. Результаты тестов приведены в таблице 18, где видно: недостаточная скорость вращения ( $25 \text{ с}^{-1}$ ) не позволила создать необходимое количество пузырьков, что отразилось на низком уровне извлечения цинка в концентрат (86,86 %), при этом качество концентрата и коэффициент разделения в данной серии опытов получены максимальные – 41,8 и 46,78 соответственно.

Таблица 18 – Результаты тестов при вариации скорости вращения импеллера

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Zn	SiO <sub>2</sub>	Zn	SiO <sub>2</sub>
Скорость 25 с <sup>-1</sup>					
Концентрат	13,3	41,80	5,94	86,86	1,86
Хвосты	86,7	0,97	48,20	13,14	98,14
Исходное	100	6,4	42,58	100	100
Скорость 30 с <sup>-1</sup>					
Концентрат	14,8	38,12	11,97	88,15	4,16
Хвосты	85,2	0,89	47,92	11,85	95,84
Исходное	100	6,4	42,6	100	100
Скорость 35 с <sup>-1</sup>					
Концентрат	15,3	39,14	17,69	92,42	6,35
Хвосты	84,7	0,58	47,10	7,58	93,65
Исходное	100	6,48	42,60	100	100
Скорость 40 с <sup>-1</sup>					
Концентрат	20,1	30,35	25,76	93,85	12,16
Хвосты	79,9	0,50	46,80	6,15	87,84
Исходное	100	6,5	42,57	100	100
Скорость 45 с <sup>-1</sup>					
Концентрат	56,5	11,33	43,57	98,66	57,81
Хвосты	43,5	0,20	41,30	1,34	42,19
Исходное	100	6,49	42,58	100	100

Изменение гидродинамических параметров при повышении скорости вращения импеллера до 45 с<sup>-1</sup> из-за повышенной турбулентности приводит к снижению эффективности сцепления между частицами и пузырьками, и происходит неселективный вынос пульпового материала в пенный продукт. Из-за увеличения скорости импеллера скорость флотации возросла – и выход концентрата увеличен более чем в 4 раза, что наглядно представлено на фото (рисунок 23).

Из представленных на рисунке 24 данных видно, что извлечение цинка составляет 98,66 %, при этом качество концентрата (по цинку) не превышает 11,33 %, а коэффициент разделения составляет 1,71.



Рисунок 23 – Пенный слой в эксперименте при повышении скорости вращения импеллера до  $45 \text{ с}^{-1}$

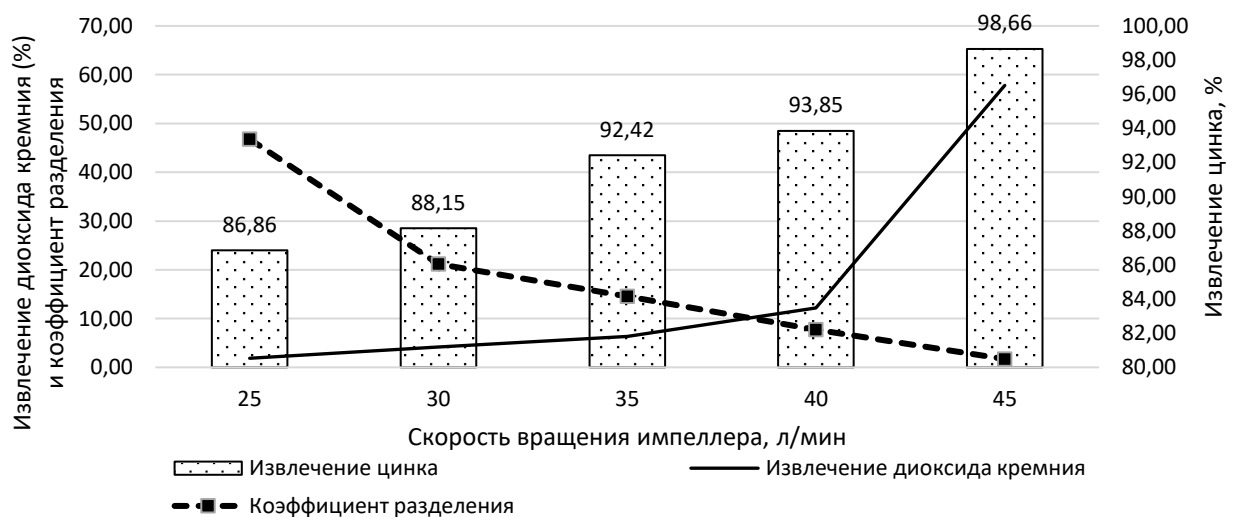


Рисунок 24 – Результаты серии тестов по определению влияния скорости вращения импеллера на эффективность флотации

Управляя режимными параметрами технологического процесса, во флотомашине необходимо создать аэрогидродинамические условия, способные обеспечить одновременно эффективное закрепление целевых минералов на поверхности пузырьков воздуха и обеспечить высокий уровень селективности процесса, исключая механический вынос частиц минералов вмещающих пород в пенный слой. Экспериментальным путем определен диапазон значений скорости

вращения импеллера, обеспечивающий необходимую и достаточную турбулентность, чтобы обеспечить образование агрегатов «пузырек-частица» и не нарушать их.

Таким образом, применительно к технологическому процессу получения цинка из полиметаллической руды определен рациональный диапазон регулирования режимных параметров, способный обеспечить необходимый уровень извлечения цинка при максимальном коэффициенте разделения сульфидов и минералов вмещающих пород:

- плотность пульпы в диапазоне 20-30 %;
- расход воздуха от 1 до 3 л/мин.;
- скорость вращения импеллера от 30 до 40 с<sup>-1</sup>.

Данные значения были приняты в качестве независимых факторов при определении коэффициента механического выноса, выполненном для оценки значимости каждого параметра при совокупном воздействии на них.

### **3.8 Результаты экспериментов по определению коэффициента механического выноса**

Методика изучения механического выноса (учитывающая естественную гидрофобность минералов) детально раскрыта в разделе 2.4, где также приводится методология планирования и проведения полного факторного эксперимента, использованного для выявления взаимного влияния регулируемых факторов на коэффициент механического выноса.

Известно, что при бесколлекторной флотации первоначально доминирующий эффект имеет истинная флотация как рудных, так и не рудных минералов, обладающих естественной флотируемостью. После чего (при достаточной продолжительности флотации) нерудные минералы извлекаются в пенный продукт за счет механического выноса, который, как известно, пропорционален извлечению воды [74, 77, 84].

Извлечение  $\text{SiO}_2$  механическим выносом определяется по формуле ( $\varepsilon_{ENT(\text{SiO}_2)}$ ), % (8):

$$\varepsilon_{ENT(\text{SiO}_2)} = \frac{ENT \cdot \varepsilon_{water}}{1 + \varepsilon_{water} \cdot (ENT - 1)}, \quad (8)$$

где:

$\varepsilon_{water}$  – извлечение воды в пенный продукт, %;

$ENT$  – коэффициент механического выноса, доли ед.

Результаты экспериментов и выполненные расчеты позволили оценить процентное соотношение механического выноса и истинной флотации в общем извлечении  $\text{SiO}_2$ . Так, извлечение минералов вмещающих пород за счет естественной флотуемости составляет 32,4 %, а 67,6 % извлекается за счет механического выноса.

Воспроизводимость опытов была проверена по критерию Кохрена, значение которого составило 0,22, что ниже табличного значения – 0,51. Таким образом, условие  $G_p \leq G_t$  выполнено, следовательно, опыты признаны воспроизводимыми.

Для проверки значимости коэффициентов регрессии провели оценку:

- дисперсии воспроизводимости;
- дисперсии среднего результата;
- погрешности в определении коэффициентов регрессии.

Для полученных значений доверительной вероятности и степеней свободы определили значение критерия Стьюдента. Анализ показал значимость всех коэффициентов регрессии.

Подставив в уравнение регрессии выражения для кодирования факторов и выполнив арифметические преобразования, получено уравнение регрессии, выраженное в натуральных значениях факторов (9):

$$ENT_p = -2,0403 + 0,063 \cdot П + 0,1029 \cdot В + 0,0759 \cdot С - 0,00004 \cdot П \cdot В - 0,0021 \cdot П \cdot С + 0,00022 \cdot П \cdot В \cdot С - 0,0066 \cdot В \cdot С \quad (9)$$

где:

$П$  – плотность пульпы;

$Р$  – расход воздуха;

$C$  – скорость вращения импеллера.

Результатами расчета остаточной дисперсии определено, что ее значение меньше дисперсии воспроизводимости, следовательно, не применяя критерий Фишера, можно утверждать, что найденное уравнение регрессии адекватно. Таким образом, построенная модель адекватна фактической тенденции, и найденная зависимость достоверно описывает процесс механического выноса компонентов нерудных минералов в зависимости от изменения режимных параметров в процессе флотации полиметаллической руды.

Экспериментальные ( $ENT_{э}$ ) и расчетные ( $ENT_{р}$ ) данные представлены в таблице 19 и на рисунке 25. Как видно, погрешность каждого расчетного коэффициента механического выноса не превышает 5 %, что подтверждает возможность применения найденной математической модели для определения потенциала минимизации загрязнения цинкового концентрата минералами вмещающих пород в исследуемом диапазоне изменения выбранных параметров управления технологического процесса.

Таблица 19 – Результаты сравнения экспериментальных и расчетных данных по определению механического выноса нерудных минералов в концентрат

Номер опыта	Доли ед.					Погрешность, % $\delta$
	$ENT_{э1}$	$ENT_{э2}$	$ENT_{э3}$	$\overline{ENT}$	$ENT_{р}$	
1	0,7662	0,7848	0,7834	0,7781	0,7488	3,92
2	0,6108	0,6326	0,6049	0,6161	0,6344	2,88
3	0,4006	0,4029	0,3868	0,3967	0,4066	2,48
4	0,6158	0,6016	0,6067	0,6080	0,6103	0,37
5	0,6443	0,6185	0,6128	0,6252	0,6442	3,04
6	0,5140	0,5369	0,5053	0,5188	0,5304	2,25
7	0,4646	0,4455	0,4299	0,4467	0,4691	4,78
8	0,2790	0,2644	0,2761	0,2732	0,2850	4,15

Как видно из уравнения (9), индексы каждого фактора в отдельности положительные, что указывает на прямо пропорциональную связь между переменными. Ранжируя факторы по их значимости, в соответствии с величиной коэффициентов при них, можно констатировать следующую последовательность: расход воздуха, скорость вращения импеллера и плотность пульпы. Тем не менее, числовые значения коэффициентов свидетельствуют о практически сопоставимом воздействии данных факторов. Это означает, что корректировка только одного из наиболее значимых параметров не позволит достичь результатов, сопоставимых с теми, которые могут быть достигнуты посредством комплексной регуляции всех факторов. Таким образом, для оптимизации процесса необходимо учитывать суммарный эффект взаимодействия всех упомянутых параметров. Верификация данного подхода осуществлена в рамках опытно-промышленных испытаний (раздел 5.1).

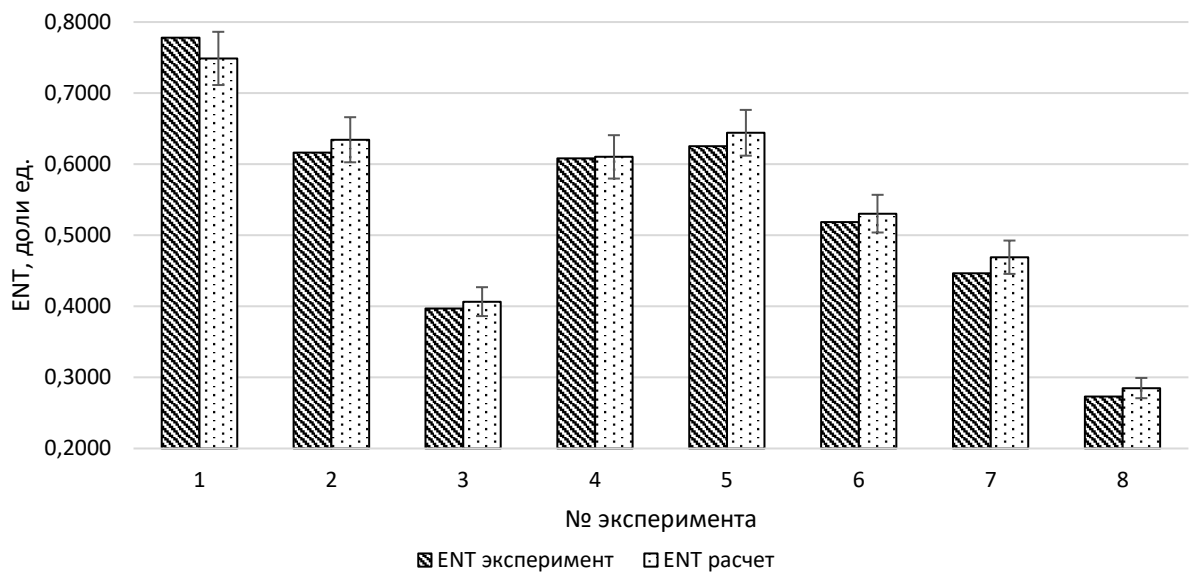


Рисунок 25 – Погрешность экспериментальных и расчетных данных по определению коэффициента механического выноса кремнийсодержащих минералов вмещающих пород в концентрат

Графическая визуализация функциональной зависимости коэффициента механического выноса от изменения режимных параметров приведена на рисунках 26 и 27: при постоянном расходе воздуха – и вращении импеллера, соответственно.

Область оптимальных значений режимных параметров, обеспечивающих необходимый уровень извлечения цинка в концентрат и селективность процесса с минимальным коэффициентом механического выноса кремнийсодержащих минералов в концентрат флотации, выделена красным цветом.

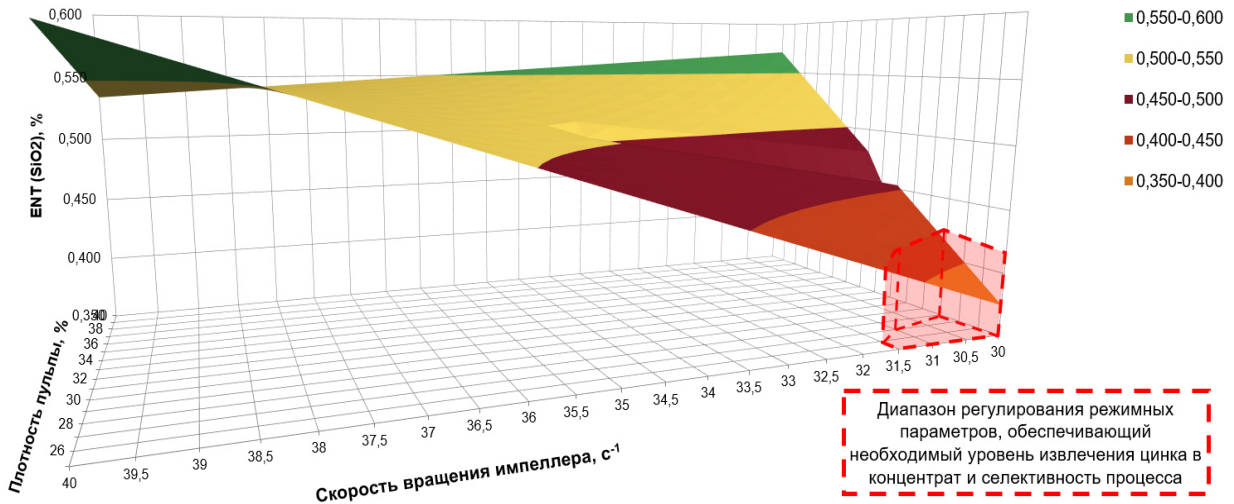


Рисунок 26 – Зависимость коэффициента механического выноса кремнийсодержащих минералов в цинковый концентрат в условиях изменения плотности пульпы и скорости вращения импеллера (при постоянном расходе воздуха – 2 л/мин)

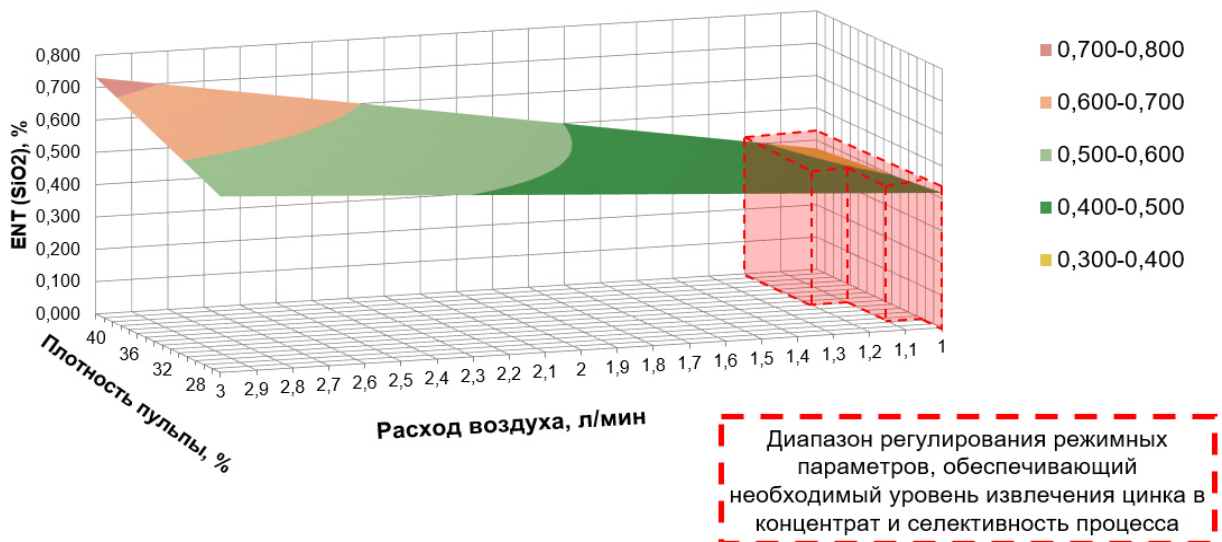


Рисунок 27 – Зависимость коэффициента механического выноса кремнийсодержащих минералов в цинковый концентрат в условиях изменения плотности пульпы и расхода воздуха (при постоянной скорости вращения импеллера –  $35 \text{ с}^{-1}$ )

## Выводы

1. Выполнен анализ минералогического состава сульфидных руд, который показал, что основными породообразующими минералами, определяющими потенциальное загрязнение концентратов кремнезёмом, являются силикаты (листовые и каркасные) и кварц, суммарно составляющие около 73% от всех нерудных минералов.

2. Уточнено понятие «шламов» применительно к процессу флотации тонковкрапленных сульфидных руд. Под шламами предложено понимать частицы крупностью менее 20 мкм, образующиеся при механическом разрушении руды в процессах рудоподготовки. Критерием ошломованности пульпы является содержание более 40 % класса -20 мкм после измельчения до 85 % класса -0,071 мм.

3. Впервые разработан и апробирован количественный критерий шламуемости руд ( $K_{ш}$ ), основанный на соотношении содержания в руде минералов, обладающих спайностью, к общему содержанию твёрдых минералов ( $K_{ш} = \frac{C_{со сп.}}{C_{ТВ}}$ ). Установлены граничные значения критерия: руды с  $K_{ш} \leq 0,57$  и  $K_{ш} \geq 1,1$  обладают высокой склонностью к шлагообразованию.

4. Разработана и описана методика лабораторной оценки склонности руд к шлагообразованию, включающая стандартную процедуру измельчения и гранулометрического анализа. Методика позволяет прогнозировать технологическое поведение руды на ранних стадиях исследований.

5. Экспериментально подтверждено, что руда Корбалихинского месторождения является высокошламуемой: расчётное значение критерия  $K_{ш} = 1,12$ . При регламентном измельчении образуется 45,1 % частиц мельче 20 мкм, из них 22,4 % составляют ультратонкие частицы (<10 мкм). Около 64,4 % свободных зёрен нерудных минералов сконцентрированы в шламовых фракциях.

6. Определены ключевые регулируемые технологические параметры, влияющие на механический вынос шламовых частиц в пенный продукт: плотность пульпы, расход воздуха и скорость вращения импеллера. Для каждого параметра

установлен рациональный диапазон, обеспечивающий приемлемую селективность флотации и уровень извлечения цинка: плотность пульпы – 20-30 % тв., расход воздуха – 1-3 л/мин, скорость вращения импеллера – 30-40 с<sup>-1</sup>.

7. С помощью методов математического планирования эксперимента (ПФЭ) построена адекватная математическая модель, описывающая влияние выбранных параметров на коэффициент механического выноса (ENT) нерудных минералов. Анализ модели показал, что все три фактора оказывают сопоставимое влияние, а для эффективного снижения выноса необходимо комплексное управление их взаимодействием.

8. Определены оптимальные значения режимных параметров для минимизации механического выноса в лабораторных условиях: плотность пульпы – 25 % тв., расход воздуха – 1 л/мин, скорость вращения импеллера – 30 с<sup>-1</sup>.

9. Установлено, что основная часть (около 67,6 %) – извлечения диоксида кремния (SiO<sub>2</sub>) в концентрат приходится на механический вынос, в то время как на долю естественной флотуемости породообразующих минералов приходится лишь около 32,4 %. Это подтверждает необходимость целенаправленного управления гидродинамическими условиями флотации.

10. Результаты, изложенные в главе 3, создают основу для предиктивного управления качеством цинкового концентрата. Разработанный критерий  $K_{ш}$  позволяет прогнозировать шламуемость руды на стадии минералогического анализа, а математическая модель и оптимальные параметры дают инструментарий для снижения механического выноса как при проектировании, так и при оптимизации действующих технологических процессов.

## 4 ИЗУЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ ДЕПРЕССОРА КРЕМНИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ

### 4.1 Изучение депрессирующей способности реагента RD-1033

По данным производителя, реагент-депрессор RD-1033 представляет собой высокомолекулярное соединение сложного состава, состоящее из сополимеров акриловых и карбоновых кислот, имеющих активные реакционные центры в карбоксильных группах  $-C(O)-OH$ , ангидридов карбоновых кислот – в карбонильных  $=O$ , многоатомных спиртов  $-OH$ , поликремнийорганических соединений  $-Si-O-Si$ , аминов  $-NH_2$  и воды.

Результаты флотации исследуемой руды, измельченной до крупности 85 % класса менее 71 мкм, в условиях дозирования депрессора и без него отражены в таблице 20.

Приведенные данные подтверждают депрессирующее действие реагента на кремнийсодержащие нерудные минералы (кварц, клинохлор и мусковит, в подавляющем большинстве содержащиеся в руде Корбалихинского месторождения). Извлечение нерудных минералов в концентрат снижено на 6,35 % отн. (2,54 % абс.). Проведенными экспериментами определено, что при незначительном снижении выхода концентрата (с 44,5 (без депрессора) до 43,0 – в условиях предварительной обработки депрессором) извлечение сульфидных минералов возросло:

- халькопирита на 1,37 %;
- галенита на 2,27 %;
- сфалерита на 0,24 %.

Исключением является пирит, извлечение которого снижено на 0,19 %, что может быть связано с тесным срастанием минералов и тонкой вкрапленностью пирита во вмещающих породах.

Подавление нерудных минералов создает более благоприятные условия для флотации сульфидов, что видно по росту качества получаемого концентрата.

Таблица 20 – Результаты флотационных тестов на руде Корбалихинского месторождения

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %				
		Извлечение, %				
		Ср	Ga	Sf	Pу	Nr
Без депрессора						
Коллективный концентрат	44,5	<u>3,85</u> 68,81	<u>2,61</u> 53,72	<u>11,23</u> 48,92	<u>26,84</u> 50,98	<u>55,47</u> 40,01
Хвосты флотации	55,5	<u>1,40</u> 31,19	<u>1,80</u> 46,28	<u>9,40</u> 51,08	<u>20,7</u> 49,02	<u>66,70</u> 59,99
Исходная руда	100,0	<u>2,50</u> 100	<u>2,20</u> 100	<u>10,20</u> 100	<u>23,40</u> 100	<u>61,70</u> 100
С депрессором						
Коллективный концентрат	43,0	<u>4,06</u> 70,18	<u>2,87</u> 55,99	<u>11,66</u> 49,16	<u>27,64</u> 50,79	<u>53,77</u> 37,47
Хвосты флотации	57,0	<u>1,30</u> 29,82	<u>1,70</u> 44,01	<u>9,10</u> 50,84	<u>20,20</u> 49,21	<u>67,70</u> 62,53
Исходная руда	100,0	<u>2,50</u> 100	<u>2,20</u> 100	<u>10,20</u> 100	<u>23,40</u> 100	<u>61,70</u> 100

Примечание: Ср-халькопирит, Ga-галенит, Sf-сфалерит, Pу-пирит, Nr-нерудные минералы

Расчетные значения эффективности обогащения и коэффициента разделения приведены в таблице 21. Как видно, эффективность обогащения всех сульфидных минералов возросла от 1,72 до 3,86 % абс. Отрицательная эффективность обогащения нерудных минералов говорит о противоположном процессе – подавлении флотуемости. Увеличение абсолютной величины указывает на рост эффективности депрессии нерудных минералов, т. е. повышение их гидрофилизации. Также закономерно отмечен рост коэффициента разделения сульфидов относительно пороодообразующих минералов.

Таблица 21 – Результаты оценки эффективности действия депрессора

Параметр	Опыт	Минерал				
		Ср	Ga	Sf	Pу	Nr
Извлечение в концентрат, %	без депрессора	68,81	53,72	48,92	50,98	40,01
	с депрессором	70,18	55,99	49,16	50,79	37,47
Эффективность по Ханкоку-Луйкену	без депрессора	24,93	9,42	4,92	8,46	-11,74
	с депрессором	27,87	13,28	6,86	10,18	-14,45

## Окончание таблицы 21

Параметр	Опыт	Минерал				
		Ср	Ga	Sf	Py	Nr
Коэффициент разделения	без депрессора	1,72	1,34	1,22	1,27	-
	с депрессором	1,87	1,49	1,31	1,36	-

Примечание: Ср-халькопирит, Ga-галенит, Sf-сфалерит, Py-пирит, Nr-нерудные минералы

#### 4.2 Изучение концентрата, полученного при использовании разработанного депрессора

В целях анализа влияния обработки руды Корбалихинского месторождения депрессором RD-1033, полученный концентрат каждого теста был разделен на узкие фракции крупности для оценки распределения сульфидных минералов. Содержание вмещающих пород (обозначенных как Nr) в каждой фракции определено за вычетом содержаний всех сульфидов, входящих в исследуемую руду (халькопирит, галенит, сфалерит, пирит).

Гранулометрический состав выделенных концентратов и изучение распределения минералов по узким классам крупности (таблица 22) указывает на изменение состава флотационной пены. Выход ультратонких шламов снижен на 4,76 %.

Очевидно, снижение извлечения минералов вмещающих пород на 2,54 % абс. (таблица 21) обусловлено эффективной депрессией, в первую очередь свободных зерен, содержание которых в классе крупности менее 10 мкм в исходной пробе составляет 39,6 % относительно всех свободных нерудных минералов (таблица 14, раздел 3.5).

Таким образом, применение высокомолекулярного депрессора RD-1033 минимизирует флотируемость ультратонких нерудных шламовых частиц.

Таблица 22 – Распределение минералов по классам крупности в концентрате

Класс крупности, мкм	Опыт	Выход, %	Минерал				
			Ср	Ga	Sf	Py	Nr
Более 71	без депрессора	5,62	4,7	5,4	4,2	6,2	5,7
	с депрессором	8,14	13,0	13,9	9,8	10,3	6,0
Менее 71, но более 45	без депрессора	13,03	17,6	15,0	12,8	13,7	12,3
	с депрессором	13,49	18,6	19,3	14,8	14,6	11,9
Менее 45, но более 20	без депрессора	28,99	31,6	35,6	34,9	28,5	27,5
	с депрессором	30,00	33,2	33,5	30,9	30,4	29,2
Менее 20, но более 10	без депрессора	22,02	24,0	22,0	23,5	22,7	21,2
	с депрессором	22,79	21,9	19,1	23,1	23,1	22,8
Менее 10	без депрессора	30,34	22,1	22,1	24,6	28,8	33,2
	с депрессором	25,58	13,2	14,3	21,5	21,6	30,1

Примечание: Ср – халькопирит, Ga – галенит, Sf – сфалерит, Py – пирит, Nr – нерудные минералы

Закономерно, что выход и пропорциональное ему извлечение минералов наиболее флотоактивного класса крупности менее 45, но более 20 мкм максимальны.

Подавляющее действие депрессора на шламы вмещающих пород позволило в ходе опыта (путем коагуляции ультратонких шламов нерудных минералов) повысить выход класса крупности более 71 мкм с 5,62 до 8,14 %.

Полученные при постановке базового (без депрессора) и тестового (с добавлением депрессора) опытов, образцы концентратов, подготовленные по соответствующей методике (раздел 2.1), были изучены на РСМА. Данный метод позволяет получить не только высококачественное изображение наблюдаемого объекта, но и количественную информацию об особенностях его строения.

Результаты микрофотографий фрагментов концентратов представлены на рисунке 28, где хорошо видно, что поверхность крупных флотоактивных частиц сульфидов в концентрате, сфлотированном в условиях дозирования депрессора, не покрыта частицами шламовой крупности.

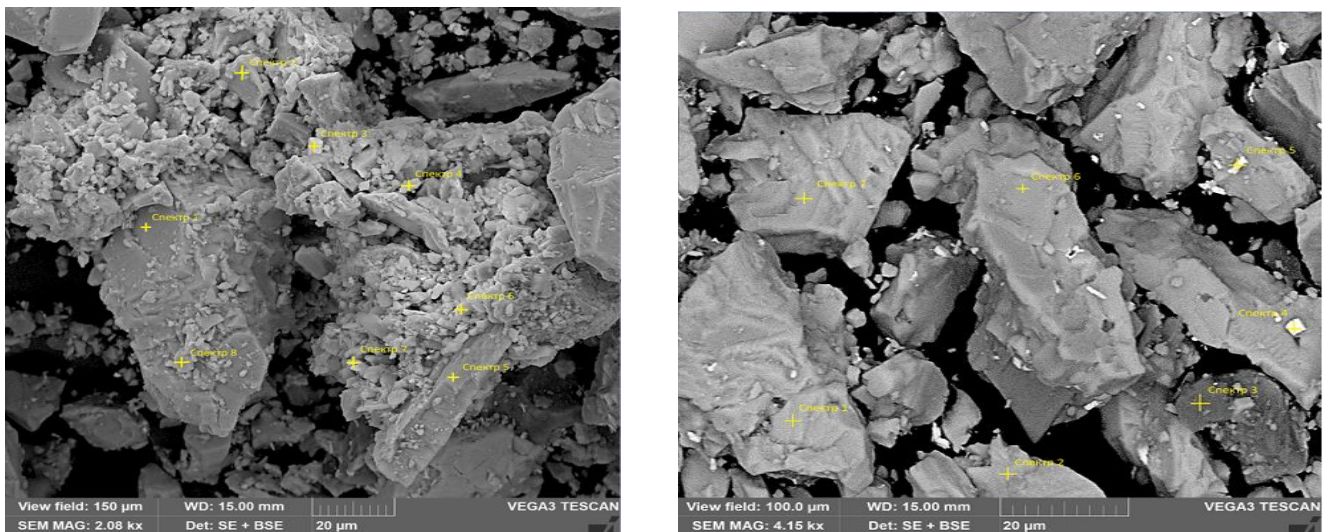


Рисунок 28 – Изображения сканирующего электронного микроскопа образца концентрата, полученного в опыте без использования депрессора (слева) и с использованием депрессора (справа)

Методом растровой электронной микроскопии (таблица 23) в пробах концентратов установлены спектры обычных сульфидных минералов (Zn, Cu, Pb, Fe, S) и спектры породообразующих элементов (Si, Al, Mg, Ca).

Таблица 23 – Данные ЭДС – РЭМ проб концентратов

Элементный состав, %	Номер спектра							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Базовый опыт (без депрессора)								
Zn	71,6	54,8	4,5	3,9	13,9	7,6	6,0	2,6
S	19,5	23,0	40,2	4,7	21,0	12,4	13,1	2,3
O	3,8	5,6	-	-	-	-	53,1	64,3
Fe	2,7	7,3	25,9	1,1	2,7	1,7	6,5	0,7
Cu	1,0	8,0	29,1	-	0,4	0,4	0,3	0,2
Si	0,6	1,0	0,3	55,8	33,4	49,1	16,8	0,9
Mg	0,3	-	-	30,7	-	27,4	-	1,1
Al	0,4	0,2	-	3,7	20,8	1,2	4,1	0,6
Ca	-	-	-	-	7,8	-	0,1	27,3
K	-	-	-	0,1	-	0,2	-	-
Тестовый опыт (с применением депрессора)								
Zn	46,0	40,3	5,7	7,1	13,3	6,4	2,1	1,7
S	53,0	44,9	9,7	29,9	7,2	51,7	1,2	68,3
O	-	3,2	-	-	1,0	-	59,6	-
Fe	0,7	3,7	1,1	0,8	2,4	18,4	0,4	27,2
Cu	0,3	1,9	0,5	0,7	0,4	21,4	0,2	0,2
Si	-	2,3	83,0	-	56,4	1,2	0,6	0,9
Mg	-	1,0	-	-	18,6	-	1,3	1,3
Al	-	0,8	-	-	0,7	-	0,2	0,3
Ca	-	-	-	-	-	0,1	34,3	-
K	-	0,1	-	-	-	0,1	-	-
Pb	-	1,6	-	61,5	-	0,7	-	-

### 4.3 Тестирование депрессора в цинк-пиритном цикле флотации

Постановку тестов осуществляли на пробах хвостов медно-свинцового цикла флотации. Данные по содержанию основных элементов и минералогический состав приведены в таблице 24. Содержание меди, свинца и цинка в питании флотации составило 0,22; 0,53 и 6,5 % соответственно. Диоксида кремния содержится 42,6 %.

Таблица 24 – Вещественный состав питания флотационных опытов

Элемент / минерал // соединение	Символ	Массовая доля, %	Минерал	Символ	Массовая доля, %
медь	Cu	0,22	галенит	Ga	0,9
цинк	Zn	6,50	пирит	Py	21,4
свинец	Pb	0,53	кварц	Qz	30,8
железо	Fe	12,77	клинохлор	Clc	21,5
сера	S	15,34	мусковит	Mu	11,5
//диоксид кремния	SiO <sub>2</sub>	42,6	барит	Ba	0,1
/халькопирит	Ср	0,9	кальцит	Ca	2,1
/сфалерит	Sf	10,3	прочие	-	0,5

Распределение минералов и их сростков в питании флотации приведено в таблице 25, из которой видно, что сфалерит свободен на 65,6 %. Большинство (25,4 % абс.) конгломератов приходится на сростки с халькопиритом. Как видно на рисунке 29, формы нахождения зерен халькопирита в сфалерите – мелкопятнистые, цементационные, пойкилитовые, что неизбежно приведет к соизвлечению меди в цинковый концентрат при флотации.

Также из данных таблицы 25 видно, что нерудные минералы на 75,3 % свободны и на 23,7 % находятся в виде многокомпонентных сростков. Основная часть (~80 % отн.) свободных зерен нерудных минералов представлена классом крупности менее 10 мкм.

Рост содержания диоксида кремния в цинковом концентрате путем извлечения многокомпонентных сростков за счет гидрофобизации собирателем сульфидов, входящих в их состав, и закрепления сростков на пузырьке воздуха, неизбежен. На сростания сфалерита с нерудными минералами приходится 0,5-1,0 % абс.

Таблица 25 – Распределение минералов и их сростков в питании флотации

Минерал	Содержание, % абс.						
	свободные зерна	сростки					
		с Sf	с Ср	с Ga	с Py	с Nr	многокомпонентные
Пирит	92,25	2,50	1,80	0,60	-	2,35	0,50
Сфалерит	65,60	-	25,40	5,20	0,50	0,50	2,80
Галенит	0,50	91,15	1,58	-	1,42	1,50	3,85
Халькопирит	4,95	85,29	-	1,20	1,52	1,24	5,80
Нерудные	75,30	1,00	-	-	-	-	23,7

Примечание: Ср – халькопирит, Ga – галенит, Sf – сфалерит, Py – пирит, Nr – нерудные минералы

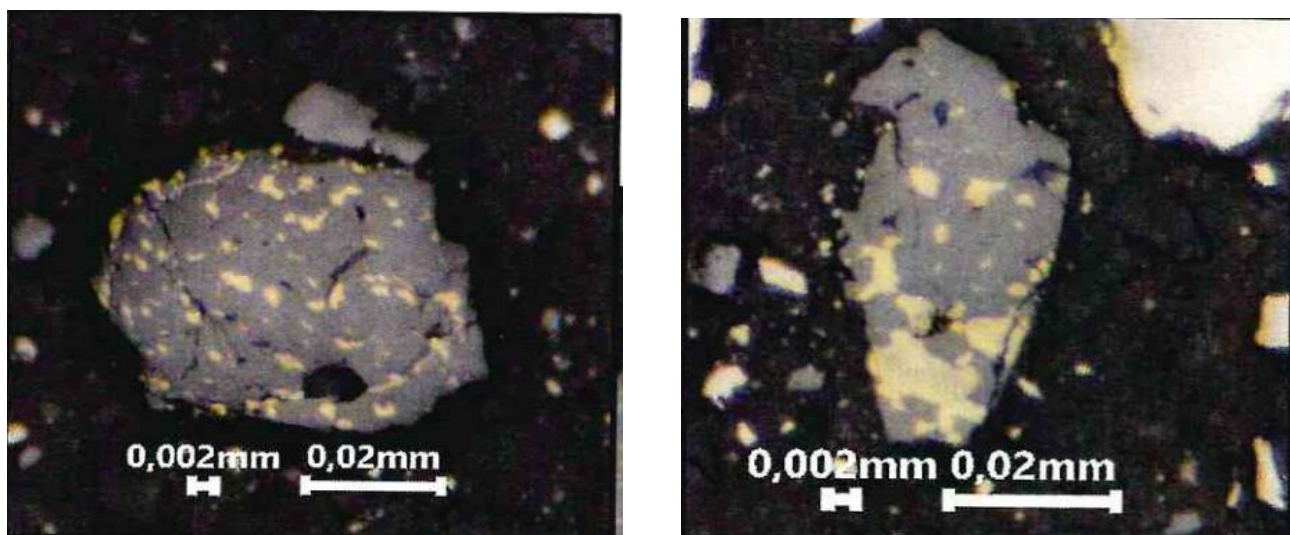


Рисунок 29 – Тонкие эмульсионные включения халькопирита в сфалерите  
(серый цвет – сфалерит; желтый цвет – халькопирит)

Экспериментами, выполненными в открытом цикле цинк-пиритной флотации, установлено, что дозирование 200 г/т RD-1033 позволяет снизить содержание диоксида кремния в концентрате с 17,45 % (в опыте без депрессора) до 15,43 %, без подавления флотиремости сфалерита. Массовая доля цинка и его извлечение в концентрат составили 38,56 и 93,2 % соответственно, при базовых значениях 38,49 и 93,18 % соответственно.

Результаты тестирования на III этапе приведены в таблице 26, из которой видно, что применение депрессора с расходом 200 г/т перед основной цинк-пиритной флотацией позволяет повысить качество цинкового концентрата, в первую очередь по содержанию диоксида кремния. Выход цинкового концентрата в опытах приведен к одному значению, и путем интерполяции произведен пересчет качественно-количественных показателей продуктов обогащения. Так, массовая доля  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате снижена с 4,85 % (без обработки депрессором) до 3,14 % (при условии предварительной обработки пульпы депрессором вмещающих пород). Извлечение  $\text{SiO}_2$  в цинковый концентрат в опыте с использованием депрессора снижено на 35 % относительно базового эксперимента (с 1,34 до 0,87 % абс.).

Таблица 26 – Результаты лабораторных опытов по определению эффективности действия разработанного депрессора

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>	Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>
Без депрессора									
Цинковый концентрат	11,74	1,62	2,71	51,47	4,85	73,32	53,38	92,50	1,34
Отвальные хвосты, в т. ч.:	88,26	0,08	0,31	0,55	47,62	26,68	46,62	7,50	98,66
хвосты Zn-Py флотации	78,96	0,07	0,28	0,5	49,8	21,31	37,10	6,04	92,31
хвосты Zn флотации	9,3	0,15	0,61	1,02	29,1	5,38	9,52	1,45	6,35
Исходное питание	100	0,26	0,60	6,5	42,6	100	100	100	100
С предварительным контактированием с депрессором в течение 10 минут									
Цинковый концентрат	11,74	1,71	2,81	51,68	3,14	75,26	55,12	93,11	0,87
Отвальные хвосты, в т. ч.:	88,26	0,07	0,30	0,51	47,84	24,74	44,88	6,89	99,13
хвосты Zn-Py флотации	78,96	0,06	0,24	0,41	49,29	17,76	31,67	4,97	91,38
хвосты Zn флотации	9,3	0,2	0,85	1,35	35,52	6,97	13,21	1,93	7,76
Исходное питание	100	0,27	0,60	6,5	42,6	100	100	100	100

Представленные данные указывают на эффективную депрессию породообразующих минералов и создание благоприятных условий для повышения эффективности закрепления собирателя на поверхность сульфидов, что, помимо роста качества концентрата по цинку, приводит и к росту его извлечения.

Таким образом установлено, что органический депрессор с торговым наименованием RD-1033 селективно подавляет флотируемость кремнийсодержащих шламов вмещающих пород. В связи с этим необходимо изучить механизм его взаимодействия с поверхностью минералов.

#### 4.4 Определение краевого угла смачивания

Основной характеристикой смачиваемости плоской поверхности твердого тела жидкостью является угол контакта  $\Theta$ , который отсчитывается от касательной к свободной поверхности жидкости, проведенной в точке  $R$  раздела трех фаз (жидкой, газообразной, твердой) в сторону жидкости. В связи с чем для оценки степени межмолекулярного взаимодействия частиц разработанного реагента с минералами исследуемой руды проведены тесты по определению краевого угла смачивания.

Проанализированы экспериментальные данные исследования смачиваемости минеральной поверхности аншлифа кварца с определением краевого угла смачивания после его обработки раствором высокомолекулярного депрессора флотации кремнийсодержащих минералов различной концентрации.

Известно, что размер и форма частиц, а также их морфология влияют на результирующую гидрофобность и смачиваемость [62]. Авторами [4] выполнена систематизация информации по изменению краевого угла смачивания порообразующих минералов в зависимости от различных параметров обработки и способа измерения. Известно, что угол контакта кварца колеблется в диапазоне  $20,0 \div 67,1^\circ$ .

Первоначально определены значения краевых углов смачивания необработанной реагентами поверхности минеральных аншлифов, которые составили 56,9 и 67,2 градусов для кварца и сфалерита соответственно (рисунок 30), что согласуется с данными других авторов.

До обработки



После обработки раствором реагента



а)

б)

Рисунок 30 – Фото лежащих капель воды на поверхности аншлифов:

а) сфалерит, б) кварц

При выполнении первого эксперимента определено (рисунок 31), что наименьшему краевому углу смачивания кварца ( $\theta = 29^\circ$ ) соответствует концентрация раствора реагента RD-1033, равная 0,01 % (200 г/т). С увеличением концентрации реагента RD-1033 краевой угол смачивания увеличивается, и при концентрации 0,05 % составляет 45,7 градуса, что также ниже значения естественной гидрофобности образца. Теоретически, повышение значения угла контакта может быть следствием полислойного покрытия образца при такой концентрации реагента в растворе и противоположной ориентации гидрофобных частей молекул реагента (или существования реагента при такой концентрации в мицеллярной форме).

Как проиллюстрировано на рисунке 31, для сфалерита так же наблюдается снижение значения краевого угла смачивания. Наименьшему краевому углу смачивания сфалерита ( $\theta = 52^\circ$ ) соответствует концентрация раствора реагента RD-1033, равная 0,0125 %. С увеличением концентрации депрессора краевой угол смачивания увеличивается и при концентрации 0,05 % составляет 54 градуса. Это значительно ниже значения естественной гидрофобности образца, что, вероятно, является следствием присутствия на его поверхности включений минералов, содержащих кремний.

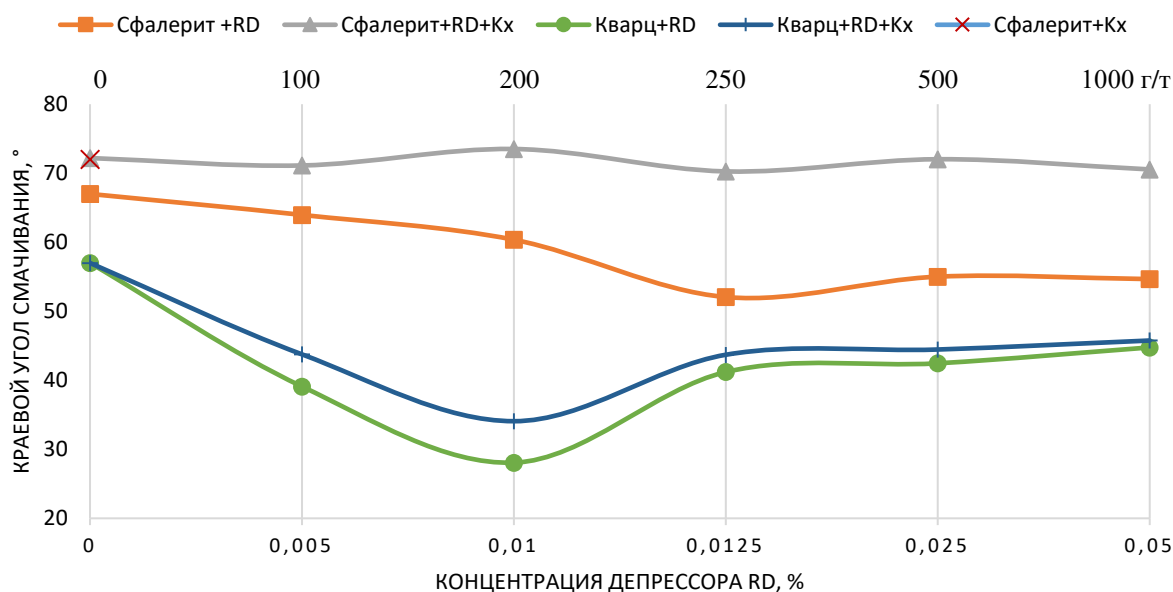


Рисунок 31 – Влияние обработки раствором депрессора поверхности минералов на изменение её смачиваемости до и после обработки раствором собирателя

При обработке аншлифа последовательно раствором депрессора (переменная концентрация) и раствором собирателя (одна и та же концентрация 0,01 %) с увеличением концентрации депрессора на сфалерите значение краевого угла практически не менялось и оставалось близким к значению краевого угла в нулевом опыте (аншлиф, выдержанный в растворе ксантогената).

Изменения краевого угла смачивания поверхности кварца повторяли зависимость, полученную без обработки поверхности собирателем, однако значения краевых углов после обработки БКК оказались немного выше.

При выполнении второго эксперимента по изучению влияния последовательной обработки депрессором и собирателем с фиксированным значением концентрации раствора депрессора (0,01 %) и с переменным значением концентрации раствора ксантогената получили следующие результаты (рисунок 32).

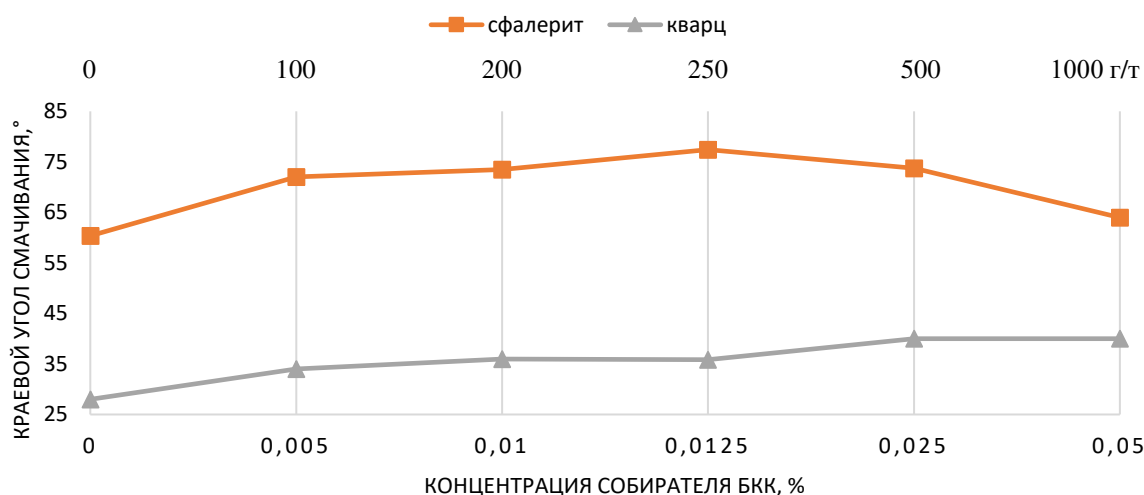


Рисунок 32 – Влияние последовательной обработки депрессором и собирателем поверхности минералов на изменение её смачиваемости

Как видно, с увеличением концентрации раствора БКК краевой угол смачивания сфалерита сначала возрастает, а затем уменьшается, что, вероятно, связано с образованием полислоистого покрытия с противоположной ориентацией молекул на поверхности. Это соответствует известной теории адсорбции гетерогенных органических соединений на поверхностях, имеющих активные центры [3]. Установлено, что после обработки раствором ксантогената в диапазоне концентраций 0,005-0,0125 %, краевой угол смачивания идентичен углу контакта, определенному в условиях обработки собирателем без предварительного дозирования депрессора, что указывает на отсутствие взаимодействия депрессора RD-1033 с поверхностью сульфидов.

С увеличением концентрации раствора БКК краевой угол смачивания кварца возрастает, но во всем диапазоне изученных концентраций остается меньше угла естественной гидрофобности образца, что указывает на эффективное закрепление депрессора на поверхности кварца, исключая взаимодействие с собирателем.

#### 4.5 ИК-спектры поверхности минералов

ИК-спектр реагента RD-1033 приведен на рисунке 33. Как видно, в спектральном диапазоне от 500 до 1010 см<sup>-1</sup> расположены полосы поглощения, описывающие колебания кремнийорганического скелета: валентные колебания

Si – O и деформационные колебания Si – H. Дублет в области от 970 до 1260  $\text{см}^{-1}$  относится к валентным колебаниям связи C – O, полосы в области от 1460 до 1600  $\text{см}^{-1}$  и от 1770 до 1870  $\text{см}^{-1}$  относятся к колебаниям связей  $\text{NH}_2$  аминов и C = O ангидридов карбоновых кислот. Пик поглощения в интервале 2900-3000  $\text{см}^{-1}$  относится к валентным колебаниям связей C – H акриловой кислоты. Широкая интенсивная полоса, лежащая в интервале от 3000 до 3550  $\text{см}^{-1}$ , указывает на наличие водородных связей группы COO – H карбоновых кислот.

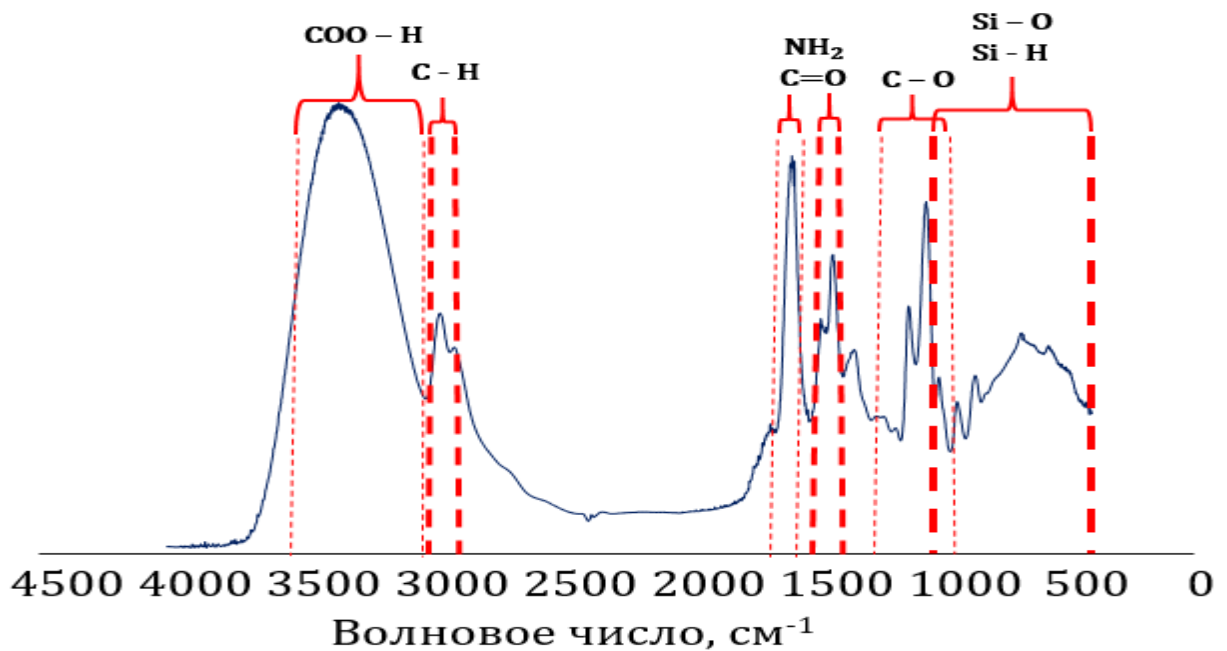


Рисунок 33 – ИК-спектр реагента RD-1033

На рисунке 34 а) представлены спектры кварца после агитации в дистиллированной воде (нижняя кривая) и растворе реагента при рН-10 ед. (две верхние кривые в разной концентрации раствора депрессора). Аналогичные данные при естественном уровне рН-7 ед. приведены на рисунке 34 б). Как видно, уровень рН не оказывает влияния на интенсивность связи компонентов реагента с поверхностью кварца.

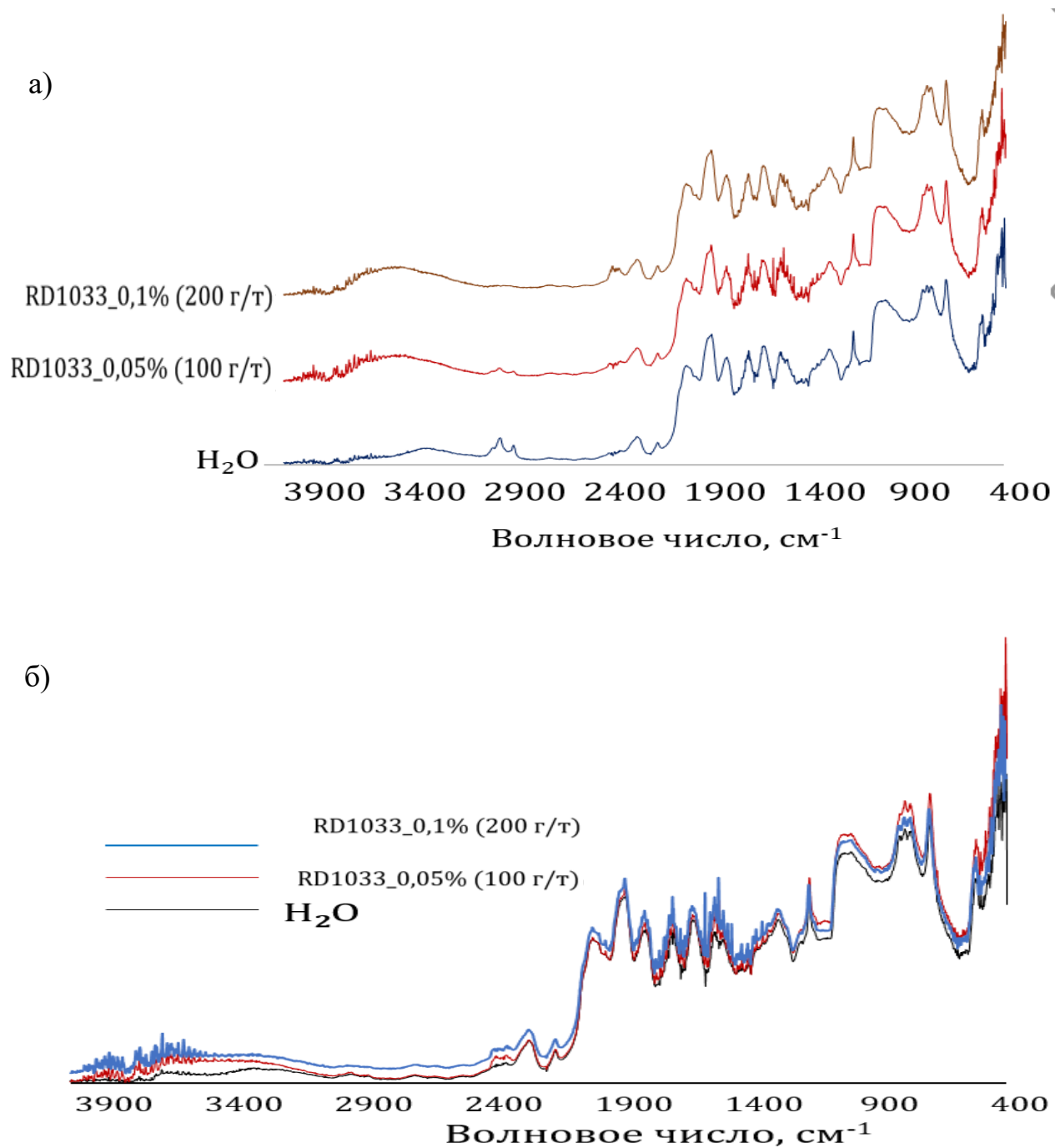


Рисунок 34 – ИК-спектры кварца после взаимодействия с дистиллированной водой и раствором реагента RD-1033: а) при pH-10 ед; б) при pH-7ед.

Как видно из рисунка 35, в области длин волн от 1400 до 2900 см<sup>-1</sup> полученные спектры абсолютно идентичны и представляют собой картину, типичную для  $\alpha$  – кварца. Отнесение полос спектра представлено в таблице 27.

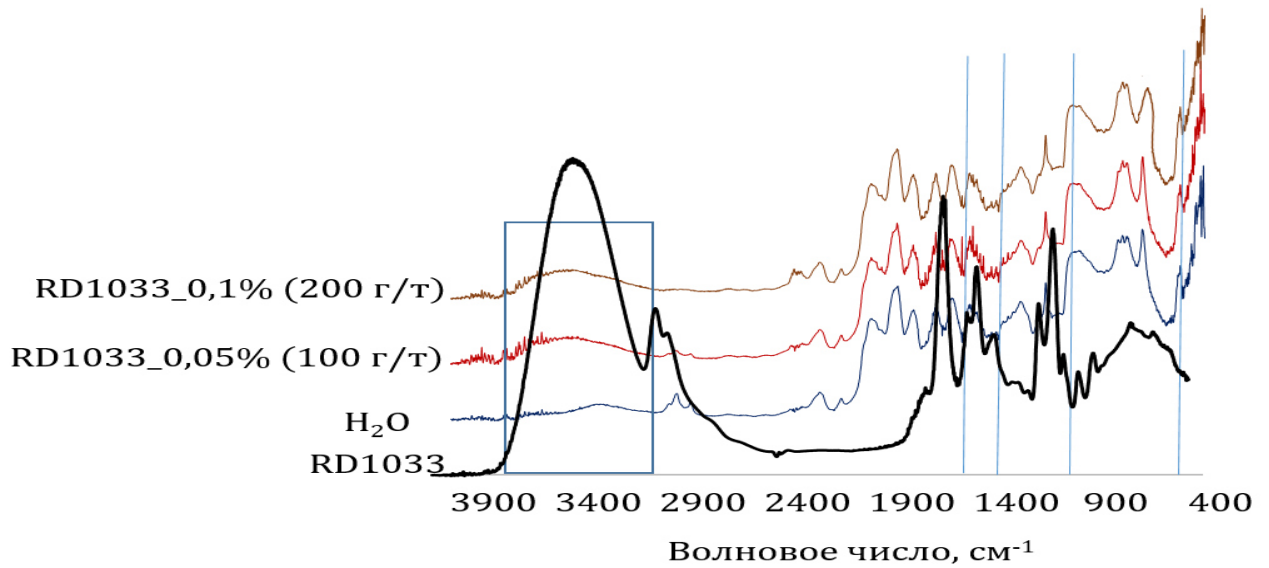


Рисунок 35 – ИК-спектры депрессора RD-1033 и кварца до и после обработки

Таблица 27 – Отнесение полос в спектре диффузного отражения мелкодисперсного кварца

Положение максимума или спектральный интервал полосы, $\text{см}^{-1}$	Отнесение полосы	Источник
500 - 1010	Валентные колебания Si – O и деформационные колебания Si – H	[32, 49]
1149, 1159	Ассиметричные валентные колебания Si – O – Si	[49, 58]
1791, 1869, 1988	Полосы обертонов связи Si – O или комбинированные полосы колебаний связи Si – O в структуре минерала и O – H (Si – OH...H <sub>2</sub> O)	[49]
1470	Деформационные колебания OH – групп, расположенных в вершинах кислородных тетраэдров	[58]
1604	Молекулярная адсорбированная вода	[81]
1683	Полоса обертонов поглощения связи Si – O остова SiO <sub>2</sub>	[81]
3100 – 3600	Колебания связи O – H адсорбированных молекул H <sub>2</sub> O	[28, 49]
около 3640	Неассоциированные OH группы и комплексы типа Si- -OH.....O – Si с H- связями, единичные молекулы воды	[28, 32]

Из представленных выше данных видно, что спектры минерала после контакта с раствором реагента RD-1033 заметно отличаются от спектральных

кривых кварца после агитации в дистиллированной воде. Обработка кварца раствором депрессора RD-1033 приводит к увеличению интегральной интенсивности широкой полосы, лежащей в спектральном интервале 3000-700  $\text{см}^{-1}$ . Это характерно для валентных колебаний гидроксильных групп  $\text{OH}^-$  [32, 93], связанных водородной связью и относящихся к олигомерным ассоциатам воды. Также широкая полоса поглощения в интервале 3450-3550  $\text{см}^{-1}$  характерна для многоатомных спиртов группы  $\text{O} - \text{H}$ . Кроме того, увеличение пиков в области полос поглощения от 500 до 1400  $\text{см}^{-1}$  указывает на образование водородных связей поликремниевого скелета реагента с гидроксильными группами на поверхности кварца.

Таким образом, на основании полученных данных установлено, что при взаимодействии раствора депрессора RD-1033 с внешним слоем кварца возрастает гидратированность его поверхности, что способствует ее гидрофилизации, а следовательно, в процессе флотации приведет к его депрессии и снижению флотируемости.

Дополнительно проведена оценка воздействия депрессора RD-1033 на поверхностные свойства сульфидов (сфалерита и халькопирита). Проиллюстрированные (рисунок 36) данные доказывают отсутствие взаимодействия депрессора RD-1033 с сульфидами.

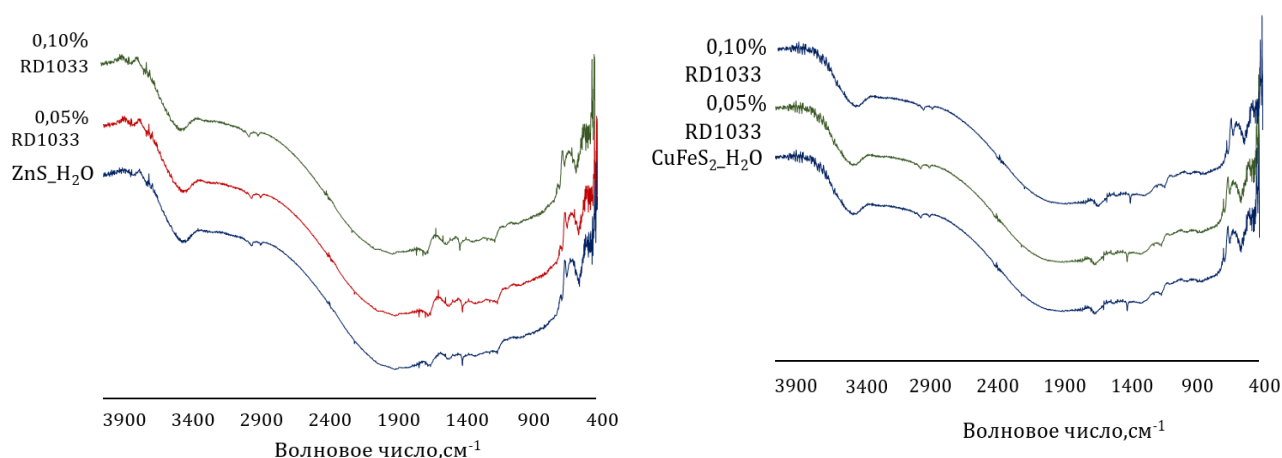


Рисунок 36 – ИК-спектры поверхности сульфидов (сфалерита и халькопирита) после обработки депрессором RD-1033

#### 4.6 Измерение дзета-потенциала

Ввиду того, что  $\zeta$ -потенциал это средний потенциал в двойном электрическом слое, образованном между подвижными заряженными ионами и неподвижным поверхностным зарядом [78], то его измерение представляет собой косвенный метод измерения зарядов на границе раздела частицы руды и жидкой фазы пульпы.

На рисунке 37 представлены результаты зависимости дзета-потенциала шламов нерудной части исследуемой руды и сфалерита от pH среды, создаваемой гидроксидом натрия. Также проведены опыты с известковым молоком, используемым в технологическом процессе цинк-пиритного цикла флотации. Установлено, что дисперсные частицы шламов, как сфалерита, так и нерудных минералов, в нулевой точке измерения (pH-7 ед.) имеют отрицательный заряд. Известно, что заряд поверхности тонко и крупнодисперсных частиц одного и того же минерала может быть разным, как по величине, так и по знаку. Например, в исследованиях [68] у трех образцов сфалерита при pH от 6 до 11 ед.  $\zeta$ -потенциал находился в диапазоне от -5 до -40 мВ. В наших исследованиях значение  $\zeta$ -потенциала сфалерита в нейтральной среде составило -0,2 мВ.

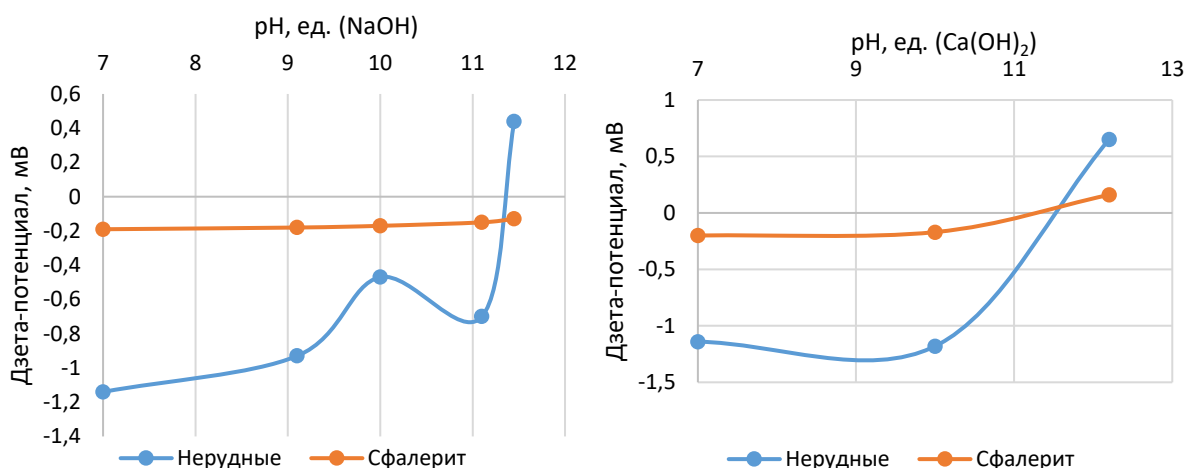


Рисунок 37 – Зависимости дзета-потенциала шламов от pH среды (NaOH или Ca(OH)<sub>2</sub>)

Как видно из рисунка, изоэлектрическая точка нерудных минералов наблюдается при рН-11,5 ед., как создаваемом NaOH, так и Ca(OH)<sub>2</sub>, что объясняется адсорбцией катионов на отрицательно заряженной поверхности кварца. Известно, что оптимум адсорбции катионов кальция наблюдается при рН>10,5 ед., когда в растворе в основном существуют ионы MeOH<sup>+</sup>[42]. Изменение заряда сфалерита с -0,2 до +0,16 мВ при повышении рН наблюдается только при использовании раствора извести. Результаты наших исследований о влиянии известковой среды на ЭКП поверхности шламов сульфидов подтверждают данные, полученные другими исследователями [107].

Как показано на рисунке 38, дозирование депрессора при рН-7 ед. не оказывает влияния на поверхность сфалерита. Так, при изменении расхода депрессора от 100 до 300 г/т ζ-потенциал сфалерита находится в диапазоне -0,20 ÷ -0,21 мВ.

При обработке шламов вмещающих пород в тех же условиях наблюдается сдвиг ζ-потенциала в сторону положительных значений, что косвенно свидетельствует о взаимодействии депрессора с их поверхностью. Минимальное (-0,57 мВ) значение дзета-потенциала кремнийсодержащих шламов вмещающих пород достигнуто при расходе RD-1033, равном 200 г/т.

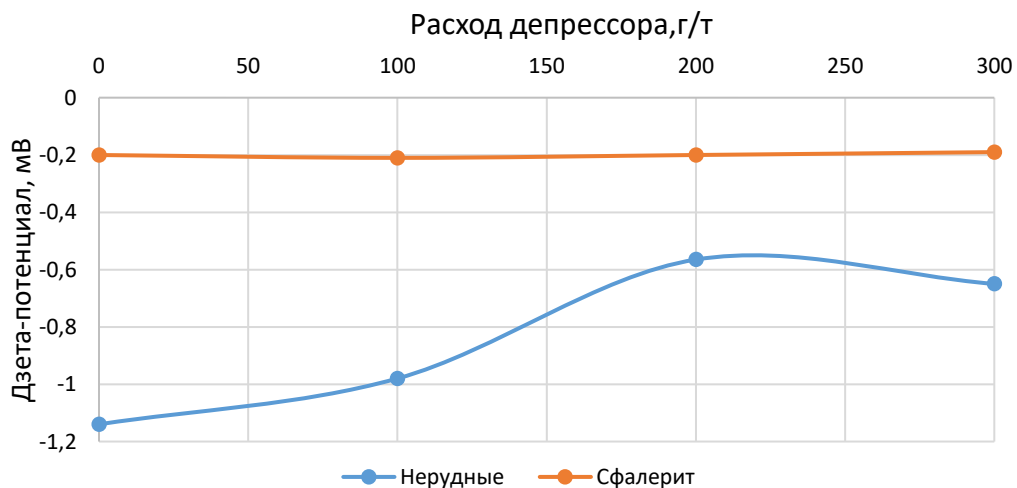


Рисунок 38 – Влияние добавления депрессора на дзета-потенциал шламов в нейтральной среде (рН-7 ед.)

Приближение дзета-потенциала к нулевому значению, согласно известной теории Дерягина, Ландау, Фервея, Овербека (ДЛФО) [33, 37], свидетельствует о том, что силы притяжения, такие как силы Ван-дер-Ваальса, начинают превалировать над силами отталкивания. Это приводит к снижению отталкивающего эффекта двойного электрического слоя, т. е. частицы становятся менее заряженными и менее склонными к отталкиванию друг от друга. В результате увеличивается вероятность их слипания и образования более крупных агрегатов.

В ходе проведения экспериментов по определению дзета-потенциала дисперсной системы произведено также измерение: электрофоретической подвижности ( $\mu$ ), длины Дебая ( $\kappa^{-1}$ ) или толщины двойного электрического слоя (ДЭС) [14]. Измеренные значения сведены в таблицу 28.

Приведенные в таблице 28 данные подтверждают эффект коагуляции, вызванный контактированием депрессора RD-1033 с тонкоизмельченными шламами нерудных минералов, на что указывает уменьшение толщины ДЭС на  $\sim 7\%$  отн. (с 2,83 до 2,64 нм) и электрофоретической подвижности на  $\sim 20\%$  отн. (с 0,0638 до 0,0511  $\text{м}^2/(\text{В}\cdot\text{с})$ ). Как известно, чем больше размер частиц, тем меньше их подвижность по сравнению с отдельными мелкими частицами, поскольку увеличение размера и массы затрудняет их движение.

Отмечено, что толщина ДЭС, как и электрофоретическая подвижность сфалерита при подаче депрессора изменяются незначительно.

Таблица 28 – Свойства изучаемых дисперсных систем

Условия обработки	$\mu \cdot 10^{-10}, \text{м}^2/(\text{В}\cdot\text{с})$	$\kappa^{-1}, \text{нм}$
Сфалерит		
база (без обработки)	0,0261	4,77
контактирование с депрессором 10 мин. (200 г/т)	0,0242	4,64
Нерудные минералы		
база (без обработки)	0,0638	2,83
контактирование с депрессором 10 мин. (200 г/т)	0,0511	2,64

На следующем этапе проведены исследования по изучению изменения свойств поверхности минералов, обработанных депрессором RD-1033 в щелочной среде, созданной раствором извести. Как видно из данных рисунка 37, при дозировке известкового молока в суспензию нерудных минералов, предварительно обработанных депрессором, смещение заряда поверхности в положительную сторону, наблюдаемое в опытах без подачи депрессора (рисунок 39), не происходит. При этом поверхность сфалерита, даже в условиях подачи депрессора, меняет заряд на положительный.

Отсутствие изоэлектрической точки у шламов вмещающих пород при pH выше 12 ед. объясняется созданием тонкопленочного гидрофильного покрытия депрессора на поверхности кремнийсодержащих шламов, что предохраняет их поверхность от адсорбции ионов  $\text{Ca}^{2+}$ , сохраняя тем самым отрицательный заряд и минимизируя вероятность налипания шламов вмещающих пород на отрицательно заряженные частицы сфалерита.

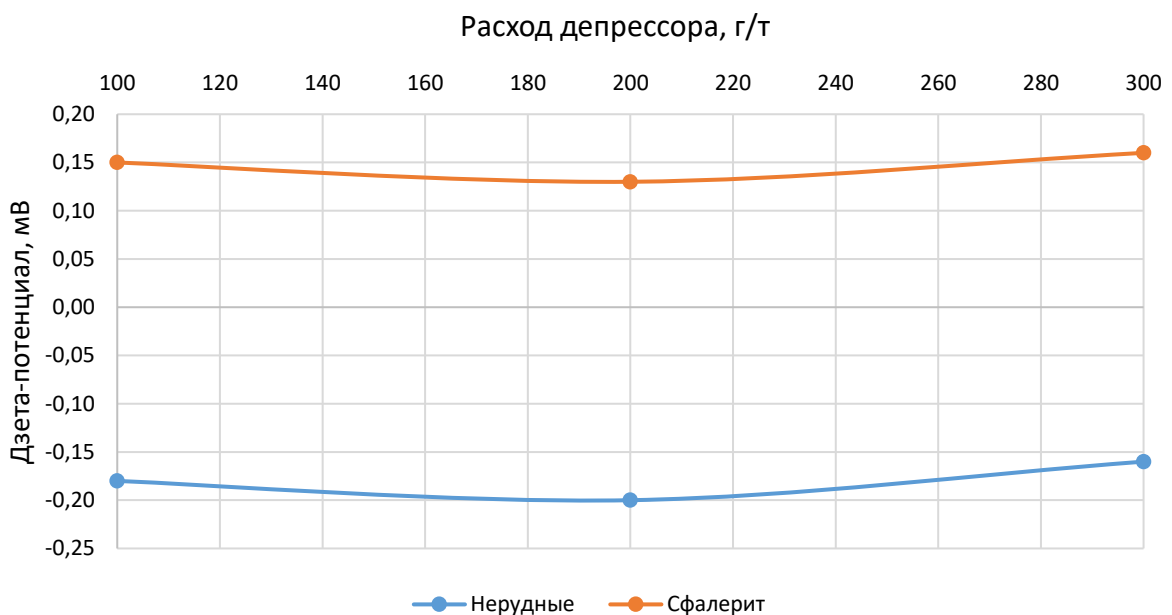


Рисунок 39 – Влияние щелочной среды ( $\text{pH} > 12$  ед. ( $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ) на дзета-потенциал шламов, обработанных депрессором

Дополнительно произведены измерения электрокинетических потенциалов чистых минералов (клинохлор, мусковит, кварц и сфалерит) в нейтральной и

сильнощелочной среде в условиях их обработки депрессором с различным расходом (рисунок 40). Как видно, в зависимости от состояния системы,  $\zeta$ -потенциал сфалерита и кремнийсодержащих минералов различен: в сильнощелочной среде сфалерит после последовательной подачи извести и депрессора ( $\text{CaO} + \text{RD } 200 \text{ г/т}$ ) имеет невысокий положительный потенциал, в то время как кремнийсодержащие минералы – отрицательный, причем значимо меньший, чем в условиях слабощелочного pH и отсутствия в системе депрессора.

Отмеченные различия обуславливают снижение флотируемости частиц породы и бедных сростков сфалерита с ними при использовании анионного собирателя по электростатическому механизму, что в дополнение к повышению вероятности агрегации кремнийсодержащих шламов свидетельствует об эффективном действии реагента. Кроме того, отмечено усиление эффекта при изменении порядка обработки: последовательной обработке сначала депрессором (с расходом  $200 \text{ г/т}$ ), затем раствором извести.

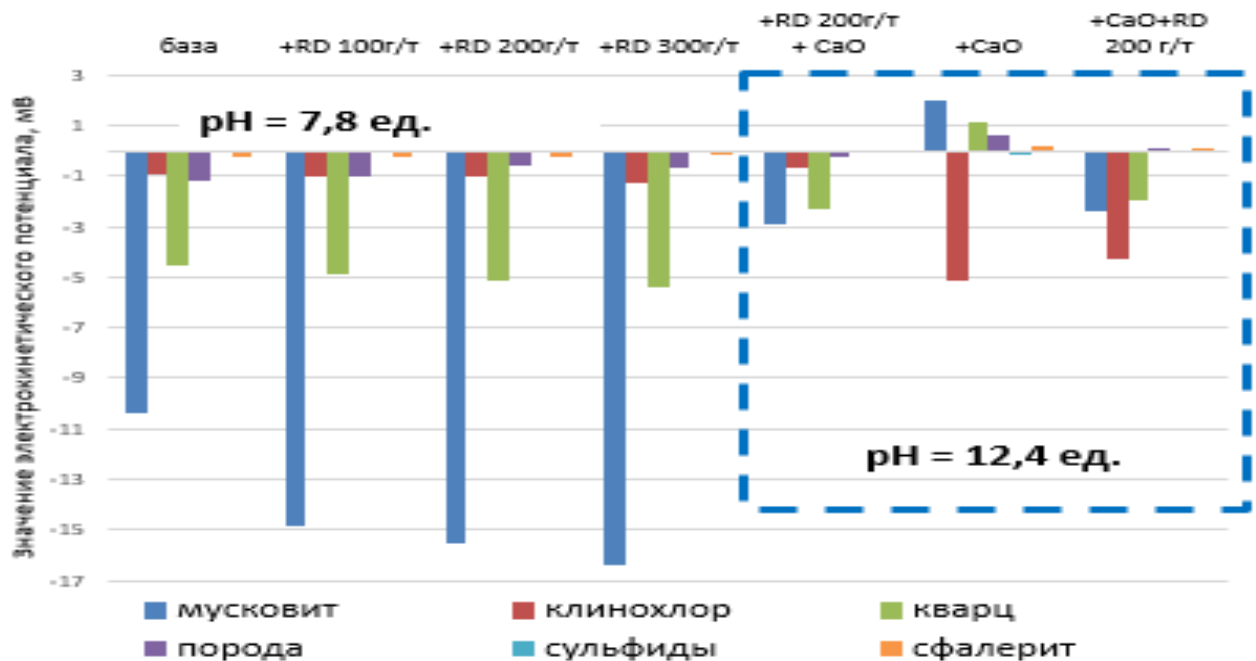


Рисунок 40 – Значения электрокинетических потенциалов в различных условиях дозирования депрессора

Агрегация и укрупнение частиц подтверждены гранулометрическим составом суспензии нерудных шламов, использованной в данных исследованиях

без обработки депрессором, и в условиях последовательной обработки RD-1033 (200 г/т) и раствором извести на лазерном анализаторе. Как видно из рисунка 41, пик, характеризующий наибольшую объемную долю частиц, сместился с крупности 5 мкм (без обработки) в сторону 12 мкм (после обработки). Медианный размер частиц при обработке депрессором увеличился с 6,2 до 10,5 мкм.

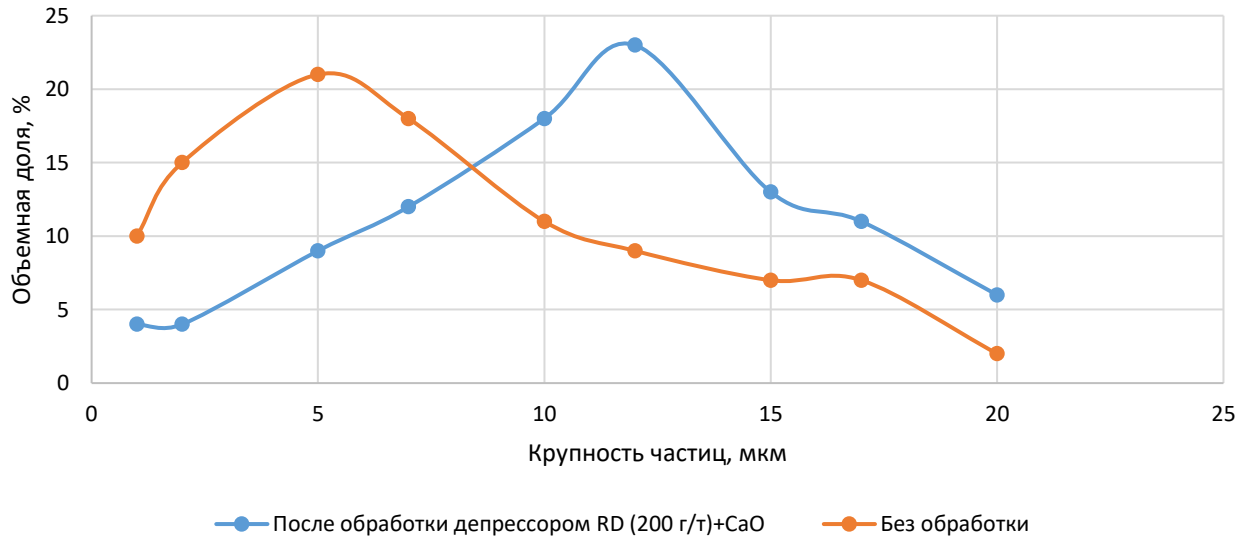


Рисунок 41 – Гранулометрический состав нерудных шламов без обработки и после обработки депрессором

Агрегируясь и укрупняясь, нерудные шламы, даже в случае их прикрепления к пузырьку воздуха или в результате захвата (обусловленного механическим выносом), под действием силы тяжести отделяются от пузырька и остаются в камере флотомашины, тем самым способствуя повышению качества цинкового концентрата.

#### 4.7 Флотация мономинеральных фракций

Далее проведена серия опытов в контролируемых условиях на минералах кварца, клинохлора, мусковита, а также сфалерита, что позволяет исключить влияние примесей и точно оценить, как депрессор взаимодействует с целевыми минералами. Относительная ошибка по выходу концентратов параллельных опытов при доверительной вероятности в 95 % не превышает 0,5 %.

После проведения флотационных испытаний полученные продукты высушивались и взвешивались. Выход пенного продукта в данном случае является извлечением.

Анализ результаты тестов по флотации минералов (рисунок 42) подтверждает практически полное отсутствие подавляющего эффекта депрессора с расходом до 200 г/т на флотиримость сфалерита. При этом выход всех изученных кремнийсодержащих минералов снижается при расходе 200 г/т: с 18,8 до 6,6 % для кварца; с 23,0 до 18,8 % для мусковита; с 24,0 до 9,4 % для клинохлора. Увеличение дозировки депрессора до 400 г/т позволяет незначительно снизить выход минералов вмещающих пород в пенный продукт по сравнению с расходом 200 г/т, однако отмечается также небольшое подавление флотиремости сфалерита (на 2,4 %) относительно базового опыта.

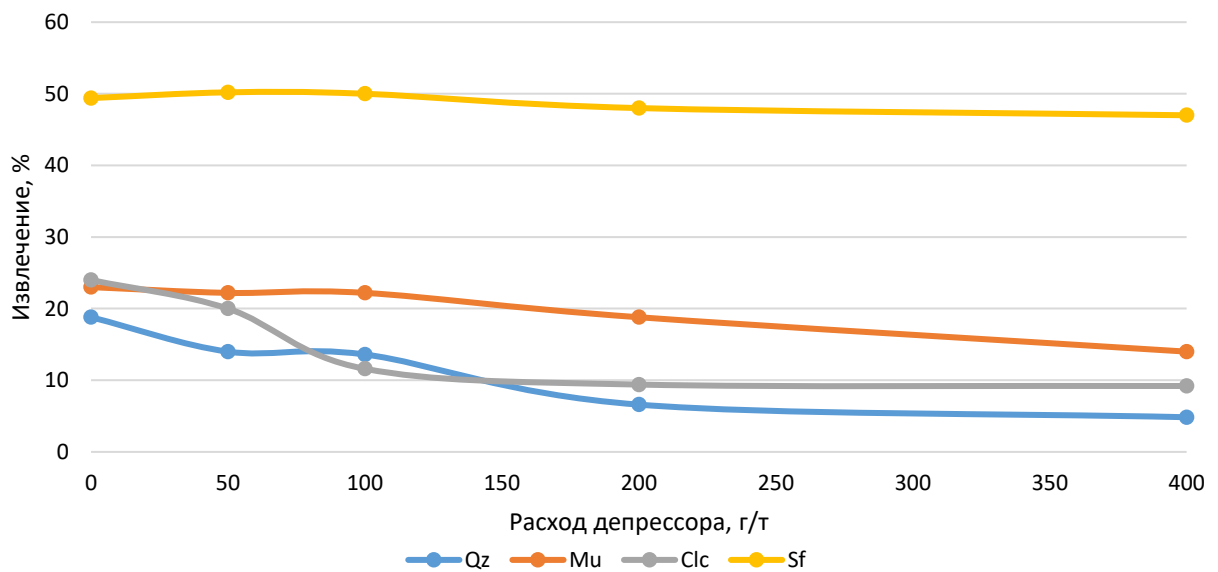


Рисунок 42 – Результаты флотации минералов в условиях различного расхода депрессора (Qz – кварц, Mu – мусковит, Clc – клинохлор, Sf – сфалерит)

Опыты по кинетике флотации (рисунок 42) позволили определить константу скорости флотации, которая отражает все субпроцессы и выполняет роль индикатора – объективного отклика флотационной системы на реагентный режим [51].

Кинетика флотации минералов по базовому режиму в присутствии БКК и пенообразователя – и в условиях предварительного контактирования с 200 г/т депрессора представлена на рисунке 43.

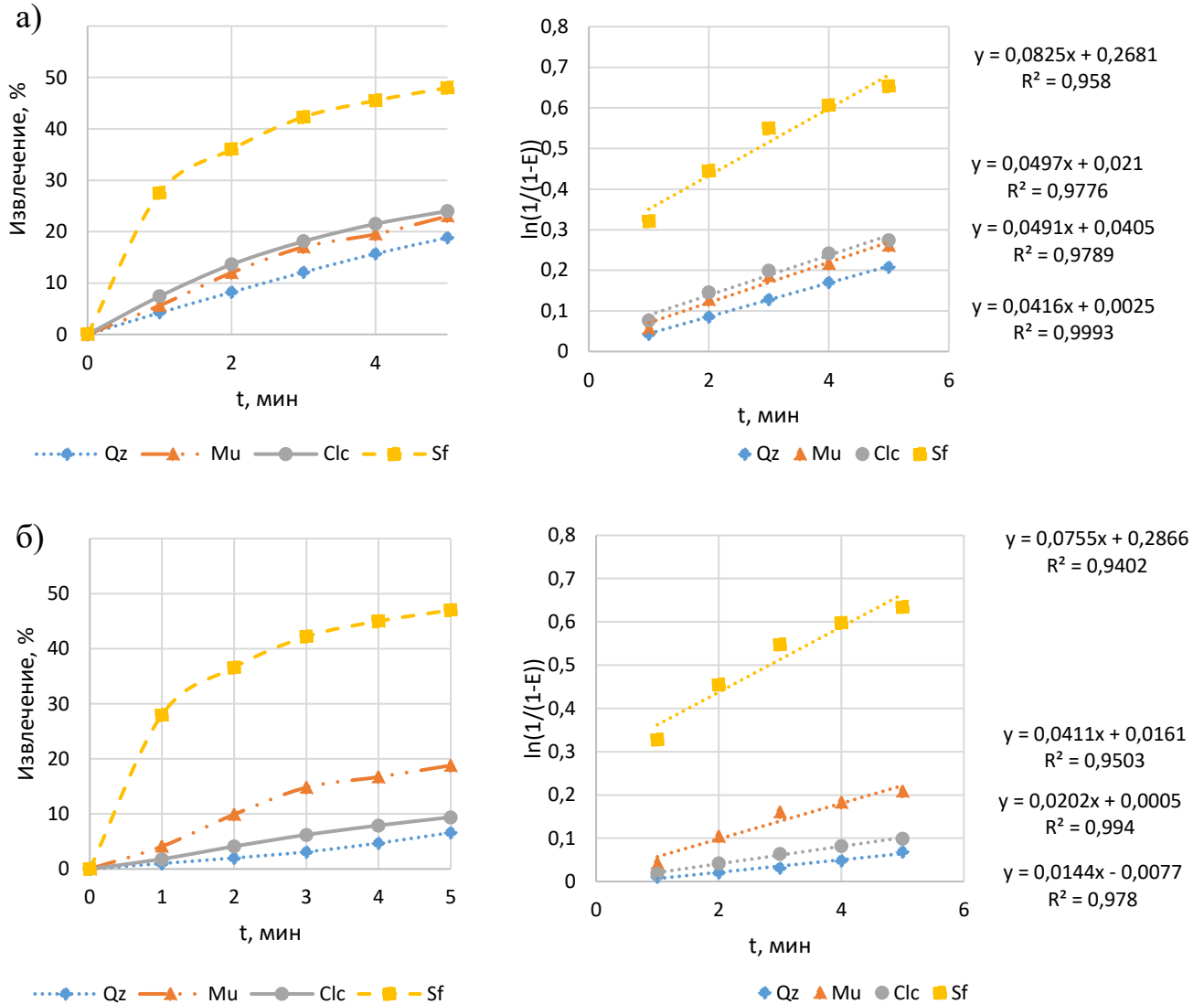


Рисунок 43 – Кинетика флотации минералов в базовом режиме (а) и с использованием нового депрессора (б)

Значения констант скорости флотации минералов в базовом режиме и при использовании RD-1033 приведены в таблице 29. Анализ определенных величин показывает, что дозирование депрессора практически не оказывает влияния на константу скорости флотации сфалерита и приводит к снижению флотируемости породообразующих минералов. Максимальный эффект наблюдается при обработке

клинхлора, константа скорости флотации которого снижена в 4,3 раза,  $k^{-1}$  кварца снижается на ~20 % отн., мусковита на ~5 % отн.

Таблица 29 – Результаты расчета констант скорости флотации минералов

Минерал	Без депрессора		С депрессором	
	$k^{-1}$	$R^2$	$k^{-1}$	$R^2$
Кварц	0,1944	0,978	0,1584	0,978
Мусковит	0,4452	0,994	0,4245	0,950
Клинхлор	0,7535	0,950	0,1763	0,994
Сфалерит	1,3764	0,940	1,4281	0,940

#### 4.8 Механизм действия депрессора RD-1033

Благодаря возможности программы HyperChem 8.1 воссоздавать сложные системы флотации в виртуальной среде (проводя многочисленные итерации) мы можем понять взаимодействие и механизм образования связи между депрессором и атомами минералов вмещающих пород [17].

Механизм депрессии минералов вмещающих пород, содержащих диоксид кремния, высокомолекулярным органическим депрессором сложного состава основан на методе самосборки [29, 47], который позволяет соединять поверхность минерала с реагентом, образуя гидрофильное покрытие. При разработке рецептуры депрессора производители выбирали органические соединения, теоретически способные закрепляться на поверхности минералов вмещающих пород и имеющие функциональные группы, гидрофилизующие поверхность минералов. Состав депрессора приведен в таблице 30.

Таблица 30 – Состав высокомолекулярного депрессора RD-1033

Реагент	Функциональная группа	Доля в составе, %
Поликремнийорганическое соединение (на основе силоксана)	<b>Si-O-Si</b>	10-50
Многоатомные спирты	-ОН	10-50

## Окончание таблицы 30

Реагент	Функциональная группа	Доля в составе, %
Сополимеры акриловых и карбоновых кислот	-C-(O)-ОН	5-30
Ангидриды карбоновых кислот	=O	5-30
Амины	-NH <sub>2</sub>	1-5
Вода	H <sub>2</sub> O	до 4

Органические соединения, входящие в состав высокомолекулярного депрессора, в водной среде соединяются в супрамолекулу, выполняя определенную задачу в гидрофилизации минеральной поверхности кремнийсодержащих минералов (таблица 31).

Таблица 31 – Назначение функциональных групп в составе реагента

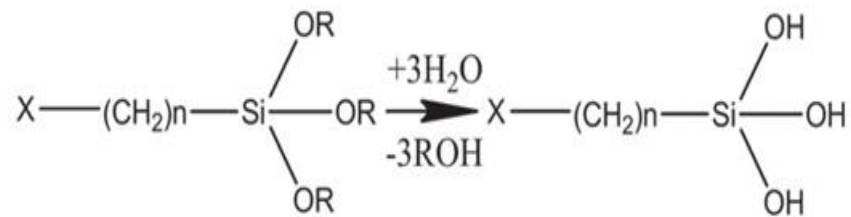
Соединение	Назначение
Поликремнийорганическое соединение (на основе силоксана)	<p><i>является центром супрамолекулы:</i></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• образуется в результате гидролиза органосилана в воде, протекающего с заменой этокси групп на –ОН-группы и образованием концевых силанольных групп (<math>\equiv\text{Si}-\text{OH}</math>), что позволяет закрепиться на породе, содержащей диоксид кремния;</li> <li>• удерживает с помощью нековалентных связей (преимущественно Ван-дер-Ваальсовых) органические молекулы с полярными группами, способными образовывать водородные связи с водой: гидроксильные, карбоксильные;</li> <li>• способствует поликонденсации супрамолекул за счет образования силоксановой связи.</li> </ul>
Многоатомные спирты	<ul style="list-style-type: none"> <li>• обеспечивают гидратацию поверхности частицы породы за счет водородных связей между гидроксильной группой и молекулами воды;</li> <li>• снижают поверхностное натяжение воды, обеспечивая доступ кремнийорганического соединения к поверхности минералов.</li> </ul>
Сополимеры акриловых и карбоновых кислот	<ul style="list-style-type: none"> <li>• сополимеры содержат функциональные группы карбоновых кислот, обеспечивающих гидратацию поверхности частицы породы за счет водородных связей между карбоксильной группой и молекулами воды;</li> <li>• за счет полимеризации способствуют созданию поверхностной пленки реагента и агрегации шламовых частиц минералов вмещающих пород, покрытых пленкой реагента.</li> </ul>

## Окончание таблицы 31

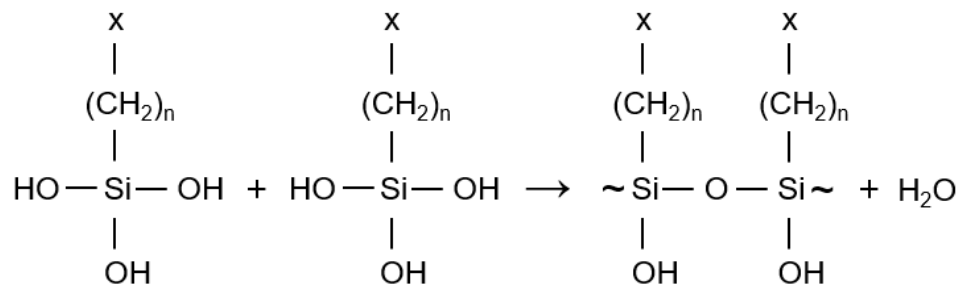
Соединение	Назначение
Ангидриды карбоновых кислот	<ul style="list-style-type: none"> <li>• обеспечивают гидратацию поверхности кремнийсодержащих частиц породы за счет водородных связей между карбоксильной группой и молекулами воды.</li> </ul>
Амины	<ul style="list-style-type: none"> <li>• не участвуют в сборке супрамолекулы;</li> <li>• снижают поверхностное натяжение воды, обеспечивая доступ кремнийорганического соединения к поверхности минералов.</li> </ul>

Создание тонкопленочного гидрофильного покрытия депрессора на поверхности кремнийсодержащих минералов происходит в несколько стадий следующим образом (рисунок 44):

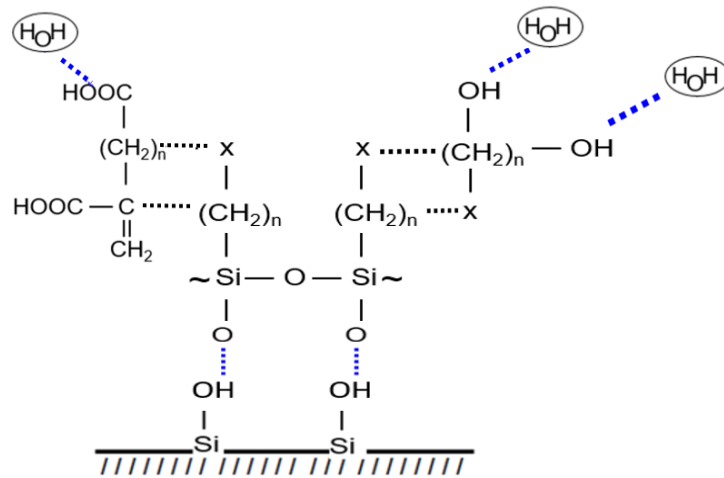
1. При попадании в воду органосилан гидролизуется с заменой этоксихрупп на гидроксильные группы –ОН и созданием концевых силанольных связей Si–ОН, что позволяет закрепляться на кремнийсодержащих частицах породы:



2. Происходит конденсация гидролизованного мономера (органосилана) с образованием силоксановых связей Si–O–Si:







..... - силы Ван-дер-Ваальса

..... - водородная связь

6. Полимеризация частиц, экранированных гидрофильной пленкой, приводит к их агрегации, в процессе которой частицы укрупняются и уплотняются:

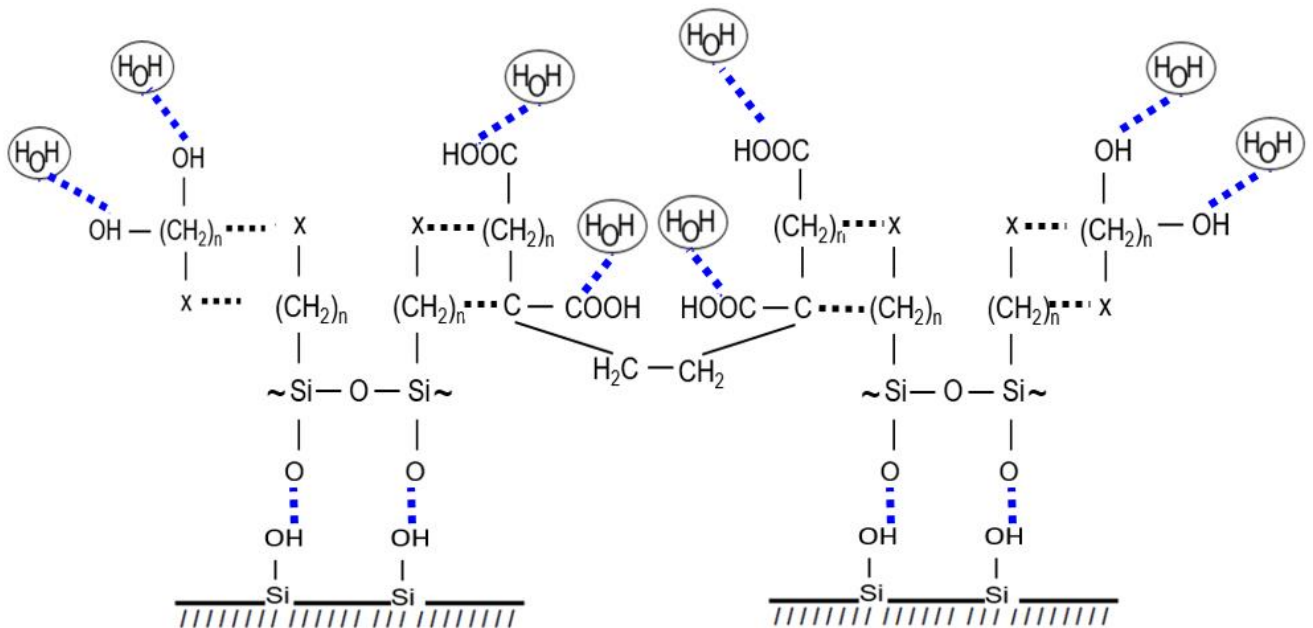


Рисунок 44 – Механизм создания тонкопленочного гидрофильного покрытия депрессора на поверхности кремнийсодержащих минералов

Таким образом, основной механизм действия реагента как депрессора кремнийсодержащих минералов вмещающих пород заключается в образовании

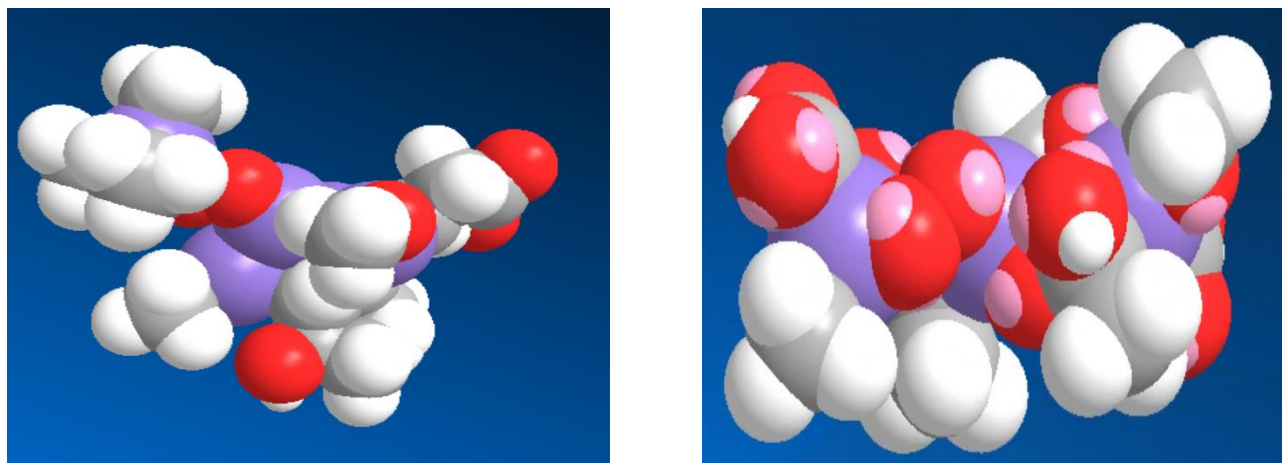
комплексов, в центре которых расположены молекулы поликремниевой матрицы, закрепленные водородными связями с гидроксильными группами поверхности клинохлора, кварца и мусковита. Способность физической адсорбции депрессора и создание тонкопленочного гидрофильного покрытия на поверхности кремнийсодержащих минералов обеспечивается снижением поверхностного натяжения входящими в состав реагента аминами и многоатомными спиртами. Присутствующие в реагенте акриловые и карбоновые кислоты, закрепляясь через кремнийорганическую молекулу, способствуют агрегации шламов кремнийсодержащих минералов, в ходе которой частицы укрупняются, что доказано увеличением медианного размера частиц при обработке депрессором с 6,2 до 10,5 мкм. Образованная супрамолекулярная система за счет высокой молярной массы ( $M_r \gg 3000$ ) менее способна к механическому выносу и остается в камере флотомашины.

С помощью квантово-химического моделирования в программе HyperChem 8.1 выполнена проверка образования супрамолекулярного комплекса депрессора с поверхностью кремнийсодержащих минералов.

Результаты расчетов в виде таблиц с данными моделирования до и после прикрепления молекулы депрессора к поверхности минерала приведены в приложении Б.

Установлено, что длины связей и валентные углы после сборки близки к оптимальным, что говорит о стабильности структуры и правильности геометрии молекулы. Например, оптимальный угол между атомами O(26)-H(45) равен актуальному и составляет  $0,9720^\circ$ , а между атомами C(22)-H(41) оптимальный угол составляет  $1,1130^\circ$  при актуальном  $1,1110^\circ$ .

Как видно на рисунке 45, образовавшаяся супрамолекула сохранила функциональные группы депрессора и стала более устойчивой (компактной). По результатам моделирования установлено, что собранная супрамолекула не разрушается со временем.



○ - водород; ● - кислород; ● - кремний; ● - углерод.

а)

б)

Рисунок 45 – Конформация молекулы депрессора (а) и супрамолекулы после его закрепления на поверхности частицы (б)

Образование супрамолекулярного комплекса с вмещающими породами происходит за счет стремления молекул к снижению затрат энергии и созданию наиболее прочной структуры, устойчивой к внешним факторам.

### Выводы

1. Флотационные опыты подтверждают депрессирующую способность высокомолекулярного реагента на кремнийсодержащие минералы. Извлечение нерудных минералов в коллективный концентрат снижено на 6,35 % отн. (2,54 % абс.). Эффективность обогащения всех сульфидных минералов возросла с 1,72 до 3,86 % абс. Также отмечен рост коэффициента разделения сульфидов относительно породообразующих минералов.

2. Использование высокомолекулярного депрессора RD-1033 снижает флотируемость частиц нерудных минералов ультратонкой крупности. Их количество в коллективном концентрате снижено на 4,76 %. Выход и пропорциональное ему извлечение минералов наиболее флотоактивного класса крупности менее 45, но более 20 мкм максимальны. Поверхность крупных флотоактивных сульфидов не покрыта частицами шламовой крупности.

3. Дозирование депрессора RD-1033 с расходом 200 г/т перед основной цинк-пиритной флотацией способствует улучшению качества цинкового концентрата. Так, массовая доля  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате уменьшается с 4,85 до 3,14 %. Также снижается извлечение  $\text{SiO}_2$  в цинковый концентрат на 35 % в сравнении с базовым экспериментом без использования депрессора. Создание благоприятных условий для повышения эффективности закрепления собирателя на поверхности сульфидов позволяет повысить извлечение цинка в концентрат с 92,50 до 93,11 %.

4. Комплексом исследований на минералах доказана гидрофилизация поверхности кремнийсодержащих минералов и их подавление. При обработке поверхности депрессором RD-1033 с расходом 200 г/т:

– снижается краевой угол смачивания кварца с 56,9 до 29° при концентрации реагента – 0,01%;

– ИК-спектроскопией установлено увеличение широкой полосы в интервале 3000-3700  $\text{см}^{-1}$  за счет роста количества гидроксильных групп  $\text{OH}^-$ . Также отмечено увеличение пиков в области полос поглощения от 500 до 1400  $\text{см}^{-1}$ , что указывает на образование водородных связей поликремниевого скелета реагента с гидроксильными группами на поверхности кварца;

–  $\zeta$ -потенциал нерудных минералов сдвигается в сторону положительных значений (с -1,14 до -0,57 мВ), что повышает вероятность агрегации кремнийсодержащих шламов. Медианный размер частиц при обработке суспензии нерудных шламов депрессором увеличился с 6,2 до 10,5 мкм;

– выход концентрата при флотации минералов снижается: с 18,8 до 6,6 % для кварца; с 23,0 до 18,8 % для мусковита; с 24,0 до 9,4 % для клинохлора;

– константа скорости флотации клинохлора снижается в 4,3 раза,  $k^{-1}$  кварца снижается на ~20 % отн., мусковита на ~5 % отн.

5. Изменение свойств поверхности сульфидов и флотирруемости сфалерита при дозировании депрессора с расходом 200 г/т практически отсутствует. Подавление отмечается при увеличении расхода депрессора до 400 г/т.

6. Механизм действия реагента заключается в создании тонкопленочного гидрофильного покрытия на поверхности кремнийсодержащих минералов, состоящего из каркасных комплексов, в центре которых расположены молекулы поликремниевой матрицы, закрепленные водородными связями с гидроксильными группами поверхности клинохлора, кварца и мусковита. Способность физической адсорбции депрессора обеспечивается снижением поверхностного натяжения входящими в состав реагента аминами и многоатомными спиртами. Присутствующие в реагенте акриловые и карбоновые кислоты, закрепляясь через кремнийорганическую молекулу, способствуют агрегации шламов кремнийсодержащих минералов, в ходе которой частицы укрупняются, что доказано увеличением медианного размера частиц при обработке депрессором с 6,2 до 10,5 мкм. Образованная супрамолекулярная система, за счет высокой молярной массы ( $M_r \gg 3000$ ), менее способна к механическому выносу и остается в камере флотомашин.

## 5 ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

### 5.1 Опытно-промышленные испытания по внедрению оптимальных режимных параметров

Для повышения качества цинкового концентрата, путем снижения механического выноса шламов вмещающих пород в пенные продукты цинк-пиритного цикла, на действующей ОФ реализуется комплекс мероприятий. Эти меры основаны на результатах, полученных в ходе проведенных лабораторных исследований, с учетом коэффициентов масштабирования к промышленным условиям.

На рисунке 46 представлена проектная схема цепи аппаратов. Стрелками схематично показаны мероприятия, внедренные на данном этапе:

1. Система разбавления пульпы, поступающей в операции перечистного цикла флотации для снижения содержания твердого более чем в 2 раза;
2. Снижение на 10 % отн. скорости вращения импеллера флотомашины перечистного цикла;
3. Оптимизация расхода воздуха, подаваемого во флотоблоки основных операций. Подача воздуха по операциям снижена в диапазоне от 15 до 25 % отн.

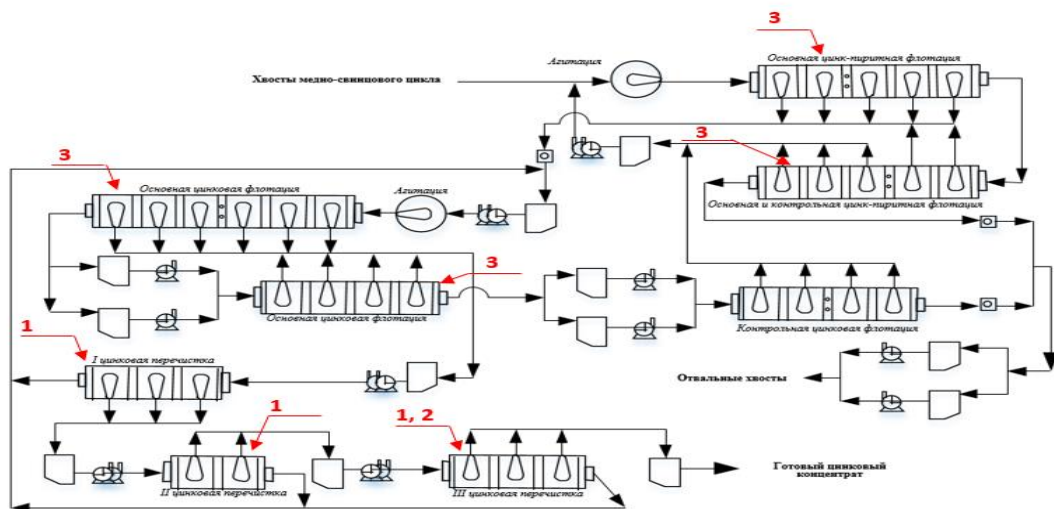


Рисунок 46 – Схема цепи аппаратов цинк-пиритного цикла переработки руды Корбалихинского месторождения

В процессе освоения данных мероприятий были проведены многократные опробования всех материальных потоков, по результатам которых оптимизировали режимные параметры технологических операций (в диапазоне значений, приведенных в главе 3).

Результаты промышленной эксплуатации ОФ в условиях внедрения оптимальных режимных параметров операций цинк-пиритного цикла флотации полиметаллической руды Корбалихинского месторождения указывают на возможность снижения механического выноса кремнийсодержащих минералов вмещающих пород в пенные продукты. По данным товарных балансов до и после реализации в III и VI квартал 2024 г. зафиксирован рост качества цинкового концентрата за счет снижения на 15,66 % отн. (с 2,81 до 2,37 %) массовой доли  $\text{SiO}_2$  в нем. Качественно-количественные показатели товарного цинкового концентрата по основному металлу при этом остались на уровне базового значения (52,1-52,9 %).

Акт реализации комплекса мероприятий, направленных на снижение механического выноса шламов вмещающих пород в пенные продукты цинк-пиритного цикла флотационной переработки руды Корбалихинского месторождения, приведен в Приложении В.

Положительный опыт реализованных мероприятий по оптимизации режимных параметров технологического процесса тиражируется на все операции схемы получения цинкового концентрата.

## **5.2 Опытно-промышленные испытания высокомолекулярного депрессора кремнийсодержащих минералов**

По результатам исследований, изложенных в главе 4, оптимальным расходом реагента RD-1033 для депрессии кремнийсодержащих минералов в питание основной цинк-пиритной флотации является 200 г/т. Данный расход был принят при проведении ОПИ на действующей ОФ. Подачу депрессора осуществляли с минимальным расходом и постепенно увеличивали до необходимого уровня.

В период проведения испытаний осуществляли наблюдения и измерения различных характеристик и условий работы операций цинк-пиритного цикла флотации с целью обеспечения их соответствия установленным в базовый период – без подачи депрессора.

Для оценки эффективности действия депрессора в оба периода (базовый и экспериментальный) было организовано ежесменное проведение опробований с отбором проб входящих и конечных продуктов цикла. Дискретность отбора частных проб – каждые 2 часа. Частные пробы объединяли в накопительные сменные пробы с последующим контролем их плотностных и гранулометрических характеристик. В накопленных сменных пробах определяли содержания основных элементов: Cu, Pb, Zn и SiO<sub>2</sub> – и выполняли сопоставление полученных результатов с технологическими сменными балансами, формируемыми в автоматической системе управления технологическим процессом предприятия.

Основываясь на имеющейся информации были рассчитаны технологические балансы (таблица 32):

– за период работы РОФ-2 при подаче 200 г/т депрессора RD-1033 (с 20 по 22 сентября 2024 г.);

– в базовом режиме без подачи депрессора (сентябрь 2024 г. за исключением периода с 17 по 22 сентября, когда осуществляли дозирование реагента- депрессора).

По результатам проведенных ОПИ подтверждена эффективность работы высокомолекулярного депрессора кремнийсодержащих минералов вмещающих пород. Массовая доля SiO<sub>2</sub> снижена с базовых 2,84 до 2,43 % (14,44 % отн.). Акт с заключением об эффективности депрессора в цинк-пиритном цикле переработки полиметаллической руды Корбалихинского месторождения приведен в Приложении Г.

Таблица 32 – Технологический баланс в период проведения ОПИ депрессора на действующей РОФ-2 (сентябрь 2024 г.)

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>	Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>
Базовый период (без депрессора)									
Медный концентрат	2,9	18,94	4,29	6,35	0,98	62,19	6,33	2,68	0,07
Свинцовый концентрат	3,5	1,00	40,13	19,35	1,73	3,96	71,50	9,87	0,15
Цинковый концентрат	10,5	1,66	1,14	52,8	<b>2,84</b>	19,73	6,09	80,79	0,76
Отвальные хвосты	83,1	0,15	0,38	0,55	46,92	14,11	16,07	6,66	99,02
Исходная руда	100	0,88	1,96	6,86	39,38	100,00	100,00	100,00	100,00
Период ОПИ (с депрессором)									
Медный концентрат	2,8	19,07	3,59	7,19	0,97	59,28	5,06	2,92	0,07
Свинцовый концентрат	3,7	1,57	40,03	18,62	1,69	6,45	74,51	10,00	0,16
Цинковый концентрат	10,4	1,69	1,11	53,07	<b>2,43</b>	19,51	5,81	80,09	0,64
Отвальные хвосты	83,1	0,16	0,35	0,58	47,03	14,76	14,63	6,99	99,13
Исходная руда	100	0,90	1,99	6,89	39,42	100,00	100,00	100,00	100,00

### 5.3 Испытания разработанной технологии получения цинкового концентрата

На основании результатов лабораторных и опытно - промышленных исследований проведены контрольные лабораторные тесты для повышения эффективности процесса получения цинкового концентрата и уточнения уровня достигаемых качественно-количественных характеристик. При постановке экспериментов были организованы:

- контактирование пульпы с депрессором RD-1033 перед основной цинк-пиритной флотацией для депрессии кремнийсодержащих минералов;
- поддержание оптимальных режимных параметров, обеспечивающих минимизацию механического выноса шламов вмещающих пород.

По результатам контрольных испытаний установлено, что разработанный комплекс методов снижения извлечения кремнийсодержащих компонентов в цинковый концентрат позволяет повысить его качество по содержанию диоксида кремния (таблица 33). Массовая доля  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате снижена с 2,97 % (базовая технология) до 2,02 % (при условии реализации разработанного комплекса методов). Извлечение  $\text{SiO}_2$  по предлагаемой технологии снижено относительно базовой на 32 % отн.

Результатами минералогического анализа цинковых концентратов, выделенных по базовой и предлагаемой технологиям (рисунок 47), определена эффективная депрессия кремнийсодержащих минералов и минимизация их механического выноса. Содержание кварца и мусковита снижено на 0,5 %, клинохлора с 3,4 до 0,6 %, что создает благоприятные условия для роста эффективности флотации сфалерита, содержание которого в концентрате увеличено на 1 % абс.

Таблица 33 – Результаты лабораторных опытов по определению эффективности разработанного комплекса

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>	Cu	Pb	Zn	SiO <sub>2</sub>
Базовая технология									
Цинковый концентрат	11,96	1,59	2,48	52,31	<b>2,97</b>	82,68	48,62	93,38	0,84
Отвальные хвосты	88,04	0,05	0,36	0,50	47,42	17,32	51,38	6,62	99,16
Исходное питание	100	0,23	0,61	6,7	42,1	100	100	100	100
Внедрение разработанного комплекса									
Цинковый концентрат	11,91	1,6	2,48	52,63	<b>2,02</b>	82,85	48,42	93,56	0,57
Отвальные хвосты	88,09	0,04	0,36	0,49	47,52	17,15	51,58	6,44	99,43
Исходное питание	100	0,23	0,61	6,7	42,1	100	100	100	100

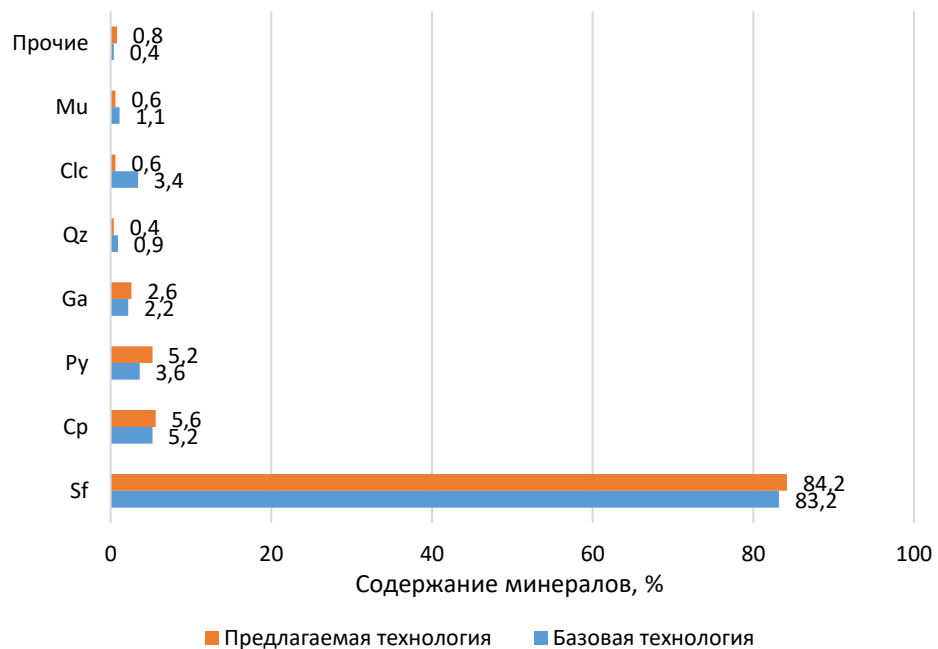


Рисунок 47 – Минералогический состав цинковых концентратов, выделяемых по базовой и предлагаемой технологии (Му – мусковит, Clc – клинохлор, Qz – кварц, Ga – галенит, Py – пирит, Cp – халькопирит, Sf – сфалерит)

Ожидаемый эффект по снижению содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате от совместного внедрения разработанных способов составляет 30,04 % (15,66 % за счет подавления механического выноса и 14,44 % за счет депрессии). При этом, по данным контрольных испытаний, установлено снижение содержания  $\text{SiO}_2$  на 32 % отн., что объясняется их синергетическим эффектом (рисунок 48).

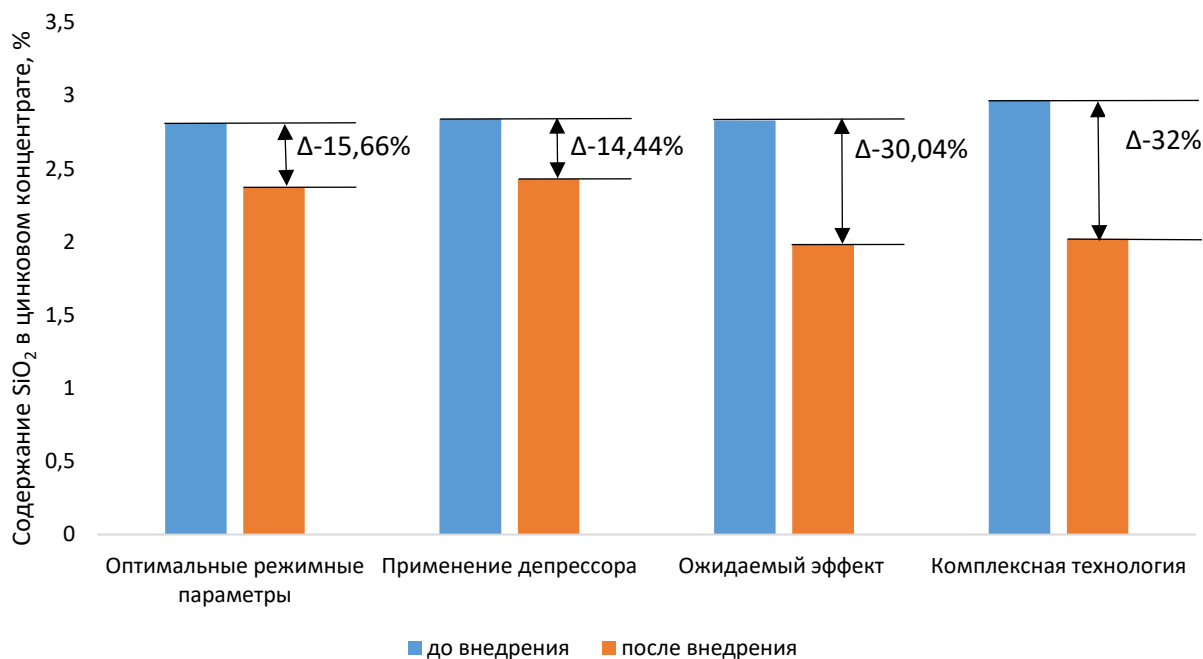


Рисунок 48 – Сводные результаты оценки эффективности применяемых способов повышения качества цинкового концентрата

#### 5.4 Технико-экономическая оценка эффективности внедрения предлагаемых технических решений

Для ориентировочной технико-экономической оценки внедрения предлагаемых технических решений выполнен расчет основных показателей переработки полиметаллической руды Корбалихинского месторождения на условную производительность обогатительной фабрики по исходной руде 1 000 тыс. т/год с выпуском цинкового концентрата 125 600 СМТ в год. по базовой технологии. Внедрение оптимальных режимных параметров при снижении плотностных характеристик пульпы приведет к снижению производительности ОФ по исходной руде. Следовательно, выпуск товарного цинкового концентрата по

рекомендуемой технологии будет снижен и составит 125 100 СМТ в год. Остальные исходные параметры определены на основе реальных показателей обогащения руд действующей обогатительной фабрики.

Расчёт годовых эксплуатационных затрат на реализацию разработанного комплекса технических решений включает затраты на покупку дополнительного оборудования, материалы, электроэнергию, заработную плату и амортизацию с учетом уже имеющихся затрат обогатительной фабрики.

При вычислении капитальных затрат стоимость оборудования для приготовления рабочего раствора и его дозирования в технологический процесс была определена в соответствии с прейскурантами компаний-дистрибьюторов в Москве, Санкт-Петербурге и Екатеринбурге без учёта налога на добавленную стоимость [станция дозирования реагента – 9 628 330 руб.].

Затраты на покупку дополнительного реагента исходя из удельной нормы его расхода – 0,2 кг/т и информации о стоимости, предоставленной заводом-изготовителем составили 433 тыс. руб. за 1 тонну (без НДС) с доставкой.

Итоговый эффект от внедряемых мероприятий заключается в снижении содержания  $\text{SiO}_2$  на 0,95 % в цинковом концентрате.

Годовой прирост товарной продукции рассчитывается согласно условий возможного контракта предприятия на реализацию цинкового концентрата: цена концентрата снижается на 9,7 доллара США за каждый 1 % содержания  $\text{SiO}_2$ , таким образом при снижении содержания  $\text{SiO}_2$  на 0,95 % цена реализации концентрата возрастает на 9,2 долл. США за 1 тонну.

Цена 1 тонны концентрата принята исходя из практики работы предприятий горно-обогатительного комплекса России и составляет в среднем 32 % от стоимости тонны цинка на Лондонской бирже. По данным LME цена закрытия за 3 месяца на дату обращения (18.03.2025г) составила 2 958<sup>1</sup> долл. США. Таким

---

1 96,5 руб. за 1 \$ - курс доллара США (прогноз на 2025 г.) - Прогноз социально-экономического развития Российской Федерации на 2025 год и плановый период 2026 и 2027 годов, Министерство экономического развития Российской Федерации, 2024 г.

образом цена 1 тонны концентрата ( $C_k$ ) составила 91 343 руб. в базовом варианте и 92 232 руб. по разработанной технологии.

Товарная продукция рассчитывается по формуле 10:

$$T_{ПГ} = C_{кр}(C_{кб}) \cdot Q_{кр}(Q_{кб}) \quad (10)$$

где:

$C_{кр}$  и  $C_{кб}$  – цена 1 тонны цинкового концентрата по разработанной и базовой технологии, руб.

$Q_{кр}$  и  $Q_{кб}$  – годовой объем производства цинкового концентрата по разработанной и базовой технологии, тонн.

Расчетом получено:

$T_{ПГб} = 91\,343 \cdot 125\,600 = 11\,472\,685,82$  тыс.руб. в год. по базовой технологии.

$T_{ПГр} = 92\,232 \cdot 125\,100 = 11\,538\,259,17$  тыс.руб. в год. по разработанной технологии.

Себестоимость ( $C$ ) производства цинка в концентрате принята исходя из практики работы предприятий горно-обогатительного комплекса России, и составляет 80 000 руб.

Затраты на производство концентрата по базовой технологии рассчитаем по формуле 11:

$$Z_{Гб} = C \cdot Q_{кб} \quad (11)$$

где:

$C$  – себестоимость производства цинка в концентрате, руб.;

$Q_{кб}$  – годовой объем производства цинкового концентрата по базовой технологии, тонн.

Затраты на производство концентрата по разработанной технологии, учитывающие увеличение эксплуатационных затрат, рассчитаем по формуле 12:

$$Z_{Гр} = (C \cdot Q_{кр}) + ДЗ \quad (12)$$

Расчет дополнительных годовых эксплуатационных затрат ( $ДЗ$ ) на производство концентрата представлен в таблице 34.

Дополнительный расход электроэнергии потребуется при эксплуатации станции растворения и дозировки реагента – 3 кВт·ч. При работе 24 часа в сутки суточный расход составит 72 кВт.

Время работы обогатительной фабрики 341 день в год (с учетом остановки на планово-предупредительные ремонты 2 дня в месяц), на основании чего рассчитан дополнительный годовой расход электроэнергии:

$$72 * 341 = 24\,552 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

Цена 1 кВт·ч электроэнергии по данным предприятия — 4, 21 руб.

Таблица 34 – Расчет дополнительных годовых эксплуатационных затрат

№ п/п	Наименование	Ед.изм.	Цена, руб./ед.	Удельный расход, г/т	Расход на весь объем	Стоимость, руб.
1	Депрессор	т	463 000,00	200,00	200,00	92 600 000,00
2	Электроэнергия	кВт·ч	4,21		24 552,00	103 363,92
3	Амортизация ОС	руб.				1 874 425,57
Итого на весь объем						94 577 789,5

Из расчета получено, что на годовое производство цинкового концентрата потребуется ( $Z_r$ ):

- 10 048 000 тыс.руб. в год – по базовой технологии;
- 10 102 577,79 тыс.руб. в год – по разработанной технологии.

Годовая прибыль до налогообложения рассчитывается по формуле 13.

$$\text{Пноб}_r = \text{ТП}_r - Z_r \quad (13)$$

Получено:

$\text{Пноб}_{rб} = 11\,472\,685,82 - 10\,048\,000 = 1\,424\,685,82$  тыс.руб. по базовой технологии.

$\text{Пноб}_{rp} = 11\,538\,259,17 - 10\,102\,577,79 = 1\,435\,681,38$  тыс.руб. по разработанной технологии.

Налог на прибыль равен 25 % и составляет:

356 171,45 тыс.руб. по базовой технологии.

358 920,34 тыс.руб. по разработанной технологии.

Чистая прибыль рассчитывается по формуле 14:

$$П_ч = П_{ноб_г} - Н_{приб} \quad (14)$$

где:

$Н_{приб}$  – налог на прибыль.

Произведя вычисления получено:

$\Delta П_{гб} = 1\,424\,685,82 - 356\,171,45 = 1\,068\,514,37$  тыс.руб. по базовой технологии;

$\Delta П_{гб} = 1\,435\,681,38 - 358\,920,34 = 1\,076\,761,03$  тыс.руб. по разработанной технологии.

Таким образом, годовой прирост чистой прибыли  $\Delta П_г$  составит 8 246,66 тыс. руб.

Прогнозный экономический эффект с учетом амортизации приобретаемых основных средств ( $A_{ос}$ ) (станция растворения и дозирования реагента) рассчитывается по формуле 15:

$$\text{ЭЭ} = \Delta П_г - A_{ос} \quad (15)$$

$$\text{ЭЭ} = 8\,246\,665 - 1\,874\,425,6 = 6\,372\,239,4 \text{ руб.}$$

На основании выполненных расчетов определено, что за счет снижения содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате на 0,95 % годовой экономический эффект при переработке полиметаллической руды Корбалихинского месторождения в объеме 1 000 тыс.т. составит 8 246,7 тыс. руб., срок окупаемости капитальных вложений менее 1 года (11,3 месяцев).

### Выводы

1. Для подтверждения эффективности разработанных в лабораторных условиях методов повышения качества цинкового концентрата на действующей ОФ проведены опытно-промышленные испытания, в ходе которых установлена возможность снижения содержания диоксида кремния без увеличения потерь цинка:

– не менее чем на 14,44 % отн. за счет дозирования высокомолекулярного депрессора RD-1033 с расходом 200 г/т;

– не менее чем на 15,66 % отн. путем снижения механического выноса кремнийсодержащих минералов в концентрат, достигаемого подбором оптимальных режимных параметров процесса флотации.

2. Ожидаемый эффект по снижению содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате от совместного внедрения оптимальных режимных параметров и использования депрессора RD-1033 составит 30,04 % отн.

3. Результаты испытаний разработанного комплекса определено, что реализация данной технологии за счет синергетического эффекта предлагаемых способов позволяет снизить массовую долю  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате на 32 % отн. с 2,97 % (базовая технология) до 2,02 %.

4. Технико-экономическая оценка внедрения разработанного комплекса методов снижения содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате на 0,95 % при условной производительности обогатительной фабрики по исходной руде 1 000 тыс. т/год показала, что годовой экономический эффект составит 8 246,7 тыс. руб., срок окупаемости капитальных вложений менее 1 года (11,3 месяцев).

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой изложены новые научно обоснованные технологические решения по разработке способов обескремнивания цинкового концентрата для повышения его качества, имеющие существенное значение для развития страны.

Основные выводы и практические результаты диссертационного исследования:

1. Изучение минералогических особенностей сульфидных тонковкрапленных полиметаллических руд, а также физико-механических свойств рудных и нерудных минералов, входящих в их состав, показало, что руды, склонные к шламообразованию, в большинстве случаев содержат твердых минералов либо менее 50 %, либо более 70 %; при этом доля твердых минералов, обладающих спайностью, составляет не менее 0,4 %, а доля мягких минералов, обладающих спайностью, составляет более 0,6 %.

2. Разработана методика оценки склонности руд к шламообразованию. Установлено, что при соотношении содержания в руде минералов, обладающих спайностью к содержанию твердых минералов ( $K_{ш}$ ) менее 0,57 и более 1,1, при измельчении до крупности -71 мкм >85 % формируется ошламованная пульпа с критическим содержанием класса -20 мкм свыше 40 %, что при содержании твердого в пульпе 35 %, характерной для основных операций флотации, является причиной резкого снижения коэффициента селективности ( $I = \frac{\epsilon_{сульф}}{\epsilon_{нер}}$ ).

3. Изучение теории и практики получения цинковых концентратов показало, что основными причинами снижения селективности и извлечения примесных элементов вмещающих пород в концентрат являются: природная флотоактивность, неселективное налипание на частицы сульфидов флотоактивной крупности и их механический вынос. Наиболее актуальными и перспективными способами снижения извлечения кремнийсодержащих

минералов являются применение депрессоров и управление механическим выносом, негативное влияние которого возрастает с увеличением шламуемости руды.

4. Теоретически обоснованы и экспериментально подтверждены эффективность применения высокомолекулярного депрессора и одновременной корректировки плотности пульпы ( $\Pi$ ), расхода воздуха ( $P$ ) и скорости вращения импеллера ( $C$ ), на механический вынос шламов вмещающих пород и снижение их извлечения в цинковый концентрат.

5. Определен рациональный диапазон регулирования режимных параметров, способный обеспечить необходимый баланс между извлечением цинка и коэффициентом разделения сульфидов и минералов вмещающих пород: плотность пульпы в диапазоне 20-30 %; расход воздуха от 1 до 3 л/мин.; скорость вращения импеллера от 30 до 40 с<sup>-1</sup>.

6. Проведением полного факторного эксперимента получена математическая модель, достоверно описывающая закономерности изменения механического выноса компонентов нерудных минералов в зависимости от изменения режимных параметров в процессе флотации полиметаллической руды:

$$ENT_p = -2,0403 + 0,063 \cdot \Pi + 0,1029 \cdot P + 0,0759 \cdot C - \\ - 0,00004 \cdot \Pi \cdot P - 0,0021 \cdot \Pi \cdot C + 0,00022 \cdot \Pi \cdot P \cdot C - 0,0066 \cdot P \cdot C$$

7. Установлены зависимости влияния расхода депрессора на флотируемость, дзета-потенциал и ИК-спектры кремнийсодержащих минералов и сфалерита, которые позволили определить область расхода депрессора, приводящего к наибольшему снижению извлечения кремнийсодержащих минералов и его селективность к кремнийсодержащим минералам вмещающих пород. Краевой угол смачивания кварца ( $C=0,01$  % или 200 г/т) снижается с 56,9 до 29 градусов;  $\zeta$ -потенциал нерудных минералов приближается к изоэлектрической точке, что повышает вероятность агрегации кремнийсодержащих шламов; константа скорости флотации снижена у клинохлора в 4,3 раза, у кварца на ~20 % отн., у мусковита на ~5 % отн. Изучением ИК-спектра поверхности кварца установлено увеличение ширины полосы,

характерной для гидроксильных групп  $\text{OH}^-$  ( $3000 - 3700 \text{ см}^{-1}$ ) и зафиксировано увеличение пиков в области полос поглощения от  $500$  до  $1400 \text{ см}^{-1}$ , что указывает на образование водородных связей поликремниевого скелета реагента с гидроксильными группами на поверхности кварца.

8. Предложен селективный к кремнийсодержащим вмещающим породам высокомолекулярный органический депрессор и установлен механизм его действия, который заключается в образовании комплекса, в центре которого расположены молекулы поликремниевого матрицы, соединяющиеся водородными связями с поверхностью кварца, клинохлора и мусковита. Способность физической адсорбции депрессора и создание тонкопленочного гидрофильного покрытия на поверхности кремнийсодержащих минералов обеспечивается снижением поверхностного натяжения входящими в состав реагента аминами и многоатомными спиртами. Присутствующие в реагенте акриловые и карбоновые кислоты, закрепляясь через кремнийорганическую молекулу, способствуют агрегации шламов кремнийсодержащих минералов, в ходе которой частицы укрупняются, что доказано увеличением медианного размера частиц при обработке депрессором с  $6,2$  до  $10,5 \text{ мкм}$ . Образованная супрамолекулярная система, за счет высокой молярной массы ( $M_r \gg 3000$ ), менее способна к механическому выносу и остается в камере флотомашин.

9. Опытными-промышленными испытаниями подтверждено снижение массовой доли  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате за счет: снижения механического выноса шламов вмещающих пород на  $15,66 \%$  отн. (с  $2,81$  до  $2,37 \%$ ) (Акт от  $14.01.2026$ ) и депрессии кремнийсодержащих минералов вмещающих пород высокомолекулярным депрессором с  $2,84$  до  $2,43 \%$  ( $14,44 \%$  отн.) (Акт от  $26.05.2025$ ). Реализация комплексной технологии, сочетающей оба подхода, обеспечивает синергетический эффект, выражающийся в снижении содержания диоксида кремния в цинковом концентрате не менее чем на  $32 \%$  отн., что превышает аддитивный ожидаемый эффект ( $30,04 \%$  отн.).

10. Испытаниями разработанной комплексной технологии доказано снижение содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковом концентрате с  $2,97 \%$  (базовая технология)

до 2,02 %, что обеспечит годовой экономический эффект в размере 8 246,7 тыс.руб. со сроком окупаемости капитальных вложений менее 1 года (11,3 месяцев).

На основании выполненных исследований рекомендуется для повышения качества цинковых концентратов на действующих предприятиях, перерабатывающих тонковкрапленные полиметаллические руды, склонные к шламообразованию (с критерием  $K_{ш} < 0,57$  и  $K_{ш} > 1,1$ ), а также при проектировании новых обогатительных фабрик, применять комплексный подход, включающий оптимизацию плотности пульпы, скорости вращения импеллера и расхода воздуха совместно с использованием селективного высокомолекулярного органического депрессора.

### Список литературы

1. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: в 3 т. Т. 3 / А. А. Абрамов. – Москва: Недра. – 2005. – Вып. 2. – 470 с.
2. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды : 1 : в 3 т. Т. 3 / А. А. Абрамов. – МГГУ. – Москва: Горная книга, 2005. – Вып. 1. – 575 с.
3. Абрамов, А. А. Флотация. Реагенты-собиратели. Т. 7 / А. А. Абрамов,. – горная книга. – Москва : Горная книга, 2012. – 656 с.
4. Александрова, Т. Н. Модификация свойств порообразующих минералов при флотации / Т. Н. Александрова, Е. О. Прохорова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – Т. 12. – С. 123-138.
5. Арабаджи, Я. Н. Аспектный анализ механизмов загрязнения сульфидных концентратов шламами из вмещающих пород и обзор методов его снижения / Я. Н. Арабаджи, Н. Н. Орехова, К. И. Абдрахманов, Э. И. Абдрахманов // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2024. – Т. 30. – С. 55-70.
6. Барский, Л. А. Исследование полезных ископаемых на обогатимость / Л. А. Барский, С. И. Митрофанов, В. Д. Самыгин. – Москва : Недра, 1974. – 352 с.
7. Бергер, Г. С. Флотируемость минералов / Г. С. Бергер. – Госгортехиздат. – Москва: Госгортехиздат, 1962. – 262 с.
8. Бестемьянова, К. В. Минералогия руд черных, цветных и лёгких металлов / К. В. Бестемьянова, Л. А. Зырянова, А. А. Пешков. – Томск: Издательство Томского государственного университета, 2022. – 84 с.
9. Бетехтин, А. Г. Курс минералогии / А. Г. Бетехтин. – КДУ, 2007. – 721 с.
10. Брагина, В. И. Кристаллография, минералогия и обогащение полезных ископаемых / В. И. Брагина. – Учебное пособие. – Красноярск: СФУ, 2012. – 152 с.
11. Воробьев, Н. И. Обогащение полезных ископаемых / Н. И. Воробьев, Д. М. Новик. – УО БГТУ. – Минск: УО БГТУ, 2008. – 174 с.

12. Воронков, М. Г. Силоксановая связь и ее влияние на строение и физические свойства кремнийорганических соединений / М. Г. Воронков, Ю. А. Южелевский, В. П. Милешкевич // Успехи химии. – 1975. – Т. 44. – № 4. – С. 715-743.

13. Глембодский, В. А. Флотация / В. А. Глембодский, В. И. Классен, И. П. Плаксин. – Москва: Госгортехиздат, 1961. – 547 с.

14. ГОСТ 8.653.1-2016 Методы определения дзета-потенциала. Часть 1. Электрокинетические методы. – Москва: Стандартинформ, 2016.

15. ГОСТ Р 54922-2012 Национальный стандарт Российской Федерации. Концентраты цинковые. Технические условия. – Москва: Стандартинформ, 2014.

16. Дистлер, В. В. Методы исследования рудообразующих сульфидов и их парагенезисов / В. В. Дистлер. – Москва: Наука, 1980. – 183 с.

17. Игнатов, С. К. Квантовохимическое моделирование атомно-молекулярных процессов / С. К. Игнатов. – Нижний Новгород: Нижегородский государственный университет им. Н.И. Лобачевского, 2019. – 81 с.

18. Афанасова, А. В. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные пороодообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд / А. В. Афанасова, В. А. Абурова, Е. О. Прохорова, Е. А. Лушина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6-2. – С. 161-174.

19. Классен, В. И. Введение в теорию флотации / В. И. Классен. – 2. – Москва: Госгортехиздат, 1959. – 636 с.

20. Классен, В. И. О механическом выносе шламовых частиц при флотации / В. И. Классен, С. А. Тихонов // Цветные металлы. – 1964. – С. 4-8.

21. Козин, В. З. Исследование руд на обогатимость / В. З. Козин. – УГГУ. – Екатеринбург: УГГУ, 2008. – 304 с.

22. Козин, В. З. Теория инженерного эксперимента / В. З. Козин, А. Е. Пелевин. – Екатеринбург: УГГУ, 2016. – 124 с.

23. Козин, В. З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых / В. З. Козин. – М.: Недра, 1984. – 114 с.

24. Колмачихина, О. Б. Минерально-сырьевая база цветной металлургии / О. Б. Колмачихина. – Екатеринбург: Уральский университет, 2022. – 94 с.
25. Коржинский, Д. С. Теоретические основы анализа парагенезисов минералов / Д. С. Коржинский. – Москва: Наука, 1973. – 288 с.
26. Львов, В. В. Система оптимального управления процессом двухстадийного мокрого измельчения сульфидных медно-никелевых руд : дис. ... канд. техн. наук : 25.00.13 / Львов Владислав Валерьевич ; науч. рук. Тихонов Олег Николаевич : – СПб: Санкт-Петербургский горный университет, 2010. – 170 с.
27. Морозов, Ю. П. Флотационные методы обогащения / Ю. П. Морозов. – Екатеринбург: УГГУ, 2011. – 155 с.
28. Накмото, К. Инфракрасные спектры неорганических и координационных соединений / К. Накмото. – Москва: Мир, 1966. – 411 с.
29. Нугманова, А. Г. Супрамолекулярная самосборка гибридных коллоидных систем / А. Г. Нугманова, М. А. Калинина // Коллоидный журнал. – 2022. – С. 669-692.
30. Осолодков, Г. А. Влияние тонких шламов на флотацию сульфидов различной крупности / Г. А. Осолодков // Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного знамени. – 1970. – С. 118-120.
31. Петров, Е. И. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов РФ в 2022 году / Е. И. Петров, Д. Д. Тетенькин. – ВИМС. – Москва: ВИМС, 2023. – 640 с.
32. Плюснина, И. И. Инфракрасные спектры минералов / И. И. Плюснина. – Москва: Издательство Московского университета, 1976. – 175 с.
33. Наумов, В. Н. Поверхностные явления и дисперсные системы: Учебное пособие / В. Н. Наумов, В. А. Малов, О. Н. Еронько, Е. Е. Бибик. – СПбГТИ (ТУ), 2007. – 146 с.
34. Ревнивцев, В. И. Развитие теории, совершенствование техники и технологии подготовки руд к обогащению : Сборник научных трудов / В. И. Ревнивцев, И. М. Костин, Л. Ф. Биленко, В. П. Яшин. – Ленинград, 1982.

35. Рихтер, Я. А. Геология полезных ископаемых / Я. А. Рихтер. – Саратов: Саратовский ГУ, 2015. – 121 с.
36. Роснедра. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов РФ в 2023 году / Роснедра. – 2024. – 716 с.
37. Савицкая, Т. А. Коллоидная химия: строение двойного электрического слоя, получение и устойчивость дисперсных систем : Пособие для студентов / Т. А. Савицкая. – БГУ. – Минск: БГУ, 2011. – 82 с.
38. Семенихин, Д. Н. Повышение качества золотосодержащего концентрата на основе комбинирования гравитационно-флотационных методов : дис. ... канд. техн. наук : 25.00.13. / Семенихин Дмитрий Николаевич ; науч. рук. Т. Н. Александрова – СПб: Санкт-Петербургский горный университет, 2018. – 148 с.
39. Смирнов, В. И. Геология полезных ископаемых / В. И. Смирнов. – Москва: Недра, 1982. – 326 с.
40. Смольяков, А. Р. Раскрытие минералов при измельчении руды / А. Р. Смольяков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – С. 224-234.
41. Кузнецова, И. Н. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации малосульфидной платинометаллической руды / И. Н. Кузнецова, А. А. Лавриненко, Э. А. Шрадер, Л. М. Саркисова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 5. – С. 200-208.
42. Сорокин, М. М. Флотация. Модификаторы. Физические основы. Практика : Учебное пособие / М. М. Сорокин. – МИСиС. – Москва: Дом МИСиС, 2016. – 372 с.
43. Терентьев, В. М. Исследование и разработка технологии обжига в печах кипящего слоя тонкодисперсных сульфидных цинковых концентратов : дис. ... канд. техн. наук : 05.16.02 / Терентьев Владимир Михайлович ; науч. рук. Козлов Павел Александрович : – Екатеринбург: Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, 2017. – 151 с.
44. Технические условия. – ООО «Кемикал Эр энд Ди», 2023.

45. Фатьянов, А. В. Переработка карбонатно-флюоритовых руд месторождений Монголии и Забайкалья / А. В. Фатьянов, Л. Г. Никитина, С. А. Щеглова // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2017. – Т. 23. – № 4. – С. 33-37.

46. Федоров, Ю. О. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Федоров, И. У. Кацер, О. В. Коренев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2005. – Т. 5. – С. 21-37.

47. Федорова, О. А. Супрамолекулярная химия / О. А. Федорова. – РХТУ им. Д. И. Менделеева. – Москва, 2010. – 204 с.

48. Цыпин, Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки / Е. Ф. Цыпин. – Екатеринбург: УГГУ, 2015. – 303 с.

49. Чукин, Г. Д. Химия поверхности и строение дисперсного кремнезёма / Г. Д. Чукин. – Типография Паладин,. – Москва: ООО «Принта», 2008. – 171 с.

50. Стенькин Ю.А. и др. Стабильные центры с водородной связью в матрице кристаллического кварца. – URL: <https://omsu.ru/vestnik/articles/y1998-i1/a029/article.html> (дата обращения: 21.04.2025). – Текст : электронный.

51. Ignatkina, V. A. A kinetic study of reagent flotation to improve the flotation contrast of sulphide minerals / A. A. Kayumov, N. D. Yergesheva, P. A. Chernova // Tsvetnye Metally. – 2023. – № 10. – С. 15-22.

52. Zhan, W. A novel insight of interaction mechanism of carboxymethyl cellulose with talc surface: A combined molecular dynamic simulation and DFT investigation / W. Zhan, S. Yang, S. Bao // Applied Clay Science. – 2024. – Т. 247.

53. Wang, L. A review of entrainment: Mechanisms, contributing factors and modelling in flotation / L. Wang, Y. Peng, K. Runge, D. Bradshaw // Minerals Engineering. – 2015. – Т. 70. – A review of entrainment. – С. 77-91.

54. Zanin, M. A study of mechanisms affecting molybdenite recovery in a bulk copper/molybdenum flotation circuit / M. Zanin, I. Ametov, S. Grano // International Journal of Mineral Processing. – 2009. – Т. 93. – № 3. – С. 256-266.

55. Savassi, O. N. An empirical model for entrainment in industrial flotation plants / O. N. Savassi, D. J. Alexander, J. P. Franzidis, E. V. Manlapig // Minerals Engineering. – 1998. – T. 11. – № 3. – C. 243-256.
56. Ata, S. Phenomena in the froth phase of flotation — A review / S. Ata // International Journal of Mineral Processing. – 2012. – ТТ. 102-103. – C. 1-12.
57. Wang, P. Evaluation of collector performance at the bubble-particle scale / P. Wang, F. Reyes, J. J. Cilliers, P. R. Brito-Parada // Minerals Engineering. – 2020. – T. 147. – C. 106-140.
58. Farmer, V. C. The infrared spectra of minerals. / V. C. Farmer. – London: : Mineralogical Society, 1974.
59. Gibbs, D. B. Bonded interactions in silica polymorphs, silicates and siloxane molecules / D. B. Gibbs, A. F. Wallace, D. F. Cox // American Mineralogist - AMER MINERAL. – 2009. – C. 1085-1102.
60. Zhao, R. Grinding kinetics of quartz and chlorite in wet ball milling / R. Zhao, Y. Han, M. He, Y. Li // Powder Technology. – 2017. – T. 305. – C. 418-425.
61. Härkki, K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants / K. Härkki // Proceedings of the XXVII International Mineral Processing Congress. Santiago, Chile: Gecamin. – 2014. – C. 2-22.
62. Hunter, T. N. Effect of esterically bonded agents on the monolayer structure and foamability of nano-silica / T. N. Hunter, E. J. Wanless, G. J. Jameson // Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects. – 2009. – T. 334. – № 1. – C. 181-190.
63. Jacek, K. Sensor based sorting with signal pattern recognition: The new powerful tool in mineral processing / K. Jacek // International Mineral Processing Congress. – 2014. – C. 1-10.
64. Becker, M. Mineralogical characterisation of naturally floatable gangue in Merensky Reef ore flotation / M. Becker, P. J. Harris, J. G. Wiese, D. J. Bradshaw // International Journal of Mineral Processing. – 2009. – T. 93. – № 3. – C. 246-255.
65. Moore, P. Processing performance / P. Moore // International Mining. – 2018. – C. 66-73.

66. Olphen, H. van. Clays and clay minerals: Proceedings of the Fourteenth National / H. van Olphen // Journal of Colloid and Interface Science. – 1967. – Т. 23. – Clays and clay minerals. – № 2. – С. 304.

67. Read, P. G. Gemology / P. G. Read. – Second. – Oxford Auckland Boston, 1999. – 366 с.

68. Restrepo, L. Aggregation of sphalerite: role of zinc ions / L. Restrepo, J. A. Finch // Journal of Colloid and Interface Science. – 2003. – Т. 259. – № 1. – С. 36-42.

69. Ross, V. E. Determination of the contributions by true flotation and entrainment during the flotation process. T. 30 / V. E. ROSS. – 30 с.

70. Yu Y. Slime coatings in froth flotation: A review / Y. Yu, L. Ma, M. Cao, Q. Liu // Minerals Engineering. – 2017. – Т. 114. – С. 26-36.

71. Smith, P. G. Entrainment of particles into flotation froths / P. G. Smith, L. J. Warren // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 1989. – Т. 5. – № 1-4. – С. 123-145.

72. Chen, G. The effect of high intensity conditioning on the flotation of a nickel ore, part 2: Mechanisms / G. Chen, S. Grano, S. Sobieraj, J. Ralston // Minerals Engineering. – 1999. – Т. 12. – № 11. – С. 1359-1373.

73. Li, H. The entrainment behaviour of sericite in microcrystalline graphite flotation / H. Li, Q. Feng, S. Yang [и др.] // International Journal of Mineral Processing. – 2014. – Т. 127. – С. 1-9.

74. Wang, L. Entrainment in froth flotation: The degree of entrainment and its contributing factors / L. Wang, Y. Peng, K. Runge // Powder Technology. – 2016. – Т. 288. – С. 202-211.

75. Максимов, И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых. Часть 2 / И. И. Максимов, В. Ф. Баранов, А. В. Богданович, В. И. Кибирев. Обогащение руд – 2015. – Т. № 6. – С. 50-58.

76. Zheng, X. Modelling of entrainment in industrial flotation cells: Water recovery and degree of entrainment : Featuring selected papers presented at Process Systems for the Metallurgical Industries '05 symposium, Cape Town, South Africa /

X. Zheng, N. W. Johnson, J.-P. Franzidis // Minerals Engineering. – 2006. – T. 19. – № 11. – C. 1191-1203.

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

78. Butt, H.-J. Physics and chemistry of interfaces / H.-J. Butt, K. Graf, M. Kappl. – John Wiley & Sons, 2003. – 382 p.

79. Chen, Y. A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation / Y. Chen. – 2020. – Vol. 60. – P. 1-12.

80. Wang, P. Enhancing nickel grade and recovery with counter-current washing of the concentrated bubbly-zone of a single stage REFLUX<sup>TM</sup> Flotation Cell / P. Wang, M. Yvon, S. Parkes, K. P. Galvin // Minerals Engineering. – 2024. – Vol. 206. – P. 1-13.

81. Saikia, B. J. Fourier transform infrared spectroscopic estimation of crystallinity in SiO<sub>2</sub> based rocks / B. J. Saikia, G. Parthasarathy, N. C. Sarmah // Bulletin of Materials Science. – 2008. – Vol. 31. – № 5. – P. 775-779.

82. Bhambhani, T. The effect of particle size and shape on transport through confined channels in three-phase froths : the fu foundation school of engineering and applied science / Tarun Bhambhani. – USA : Columbia University, 2019. – 256 p. – URL: <https://core.ac.uk/reader/210999692> (date accessed: 19.03.2025). – Text : electronic.

83. Hoseinian, F. S. The effect of water recovery on the ion flotation process efficiency / F. S. Hoseinian, B. Rezai, E. Kowsari, M. Safari // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2020. – Vol. 56. – № 5. – P. 919-927.

84. Qiu, Y. Understanding the entrainment behavior of gangue minerals in flake graphite flotation / Y. Qiu, Z. Mao, K. Sun [et al.] // Minerals. – 2022. – Vol. 12. – № 9. – P. 1-15.

85. Zhang, M. Ultrasonic treatment improves the performance of starch as depressant for hematite flotation / M. Zhang, Z. Xu, L. Wang // Ultrasonics Sonochemistry. – 2022. – Vol. 82. – P. 1-8.

86. Zhou, W. Adsorption of bulk nanobubbles on the chemically surface-modified muscovite minerals / W. Zhou, J. Niu, W. Xiao, L. Ou // *Ultrasonics Sonochemistry*. – 2019. – Vol. 51. – P. 31-39.

87. Runge, K. Laboratory flotation testing - An essential tool for ore characterisation. Т. 16 / K. Runge. – AusIMM: Australasian Institute of mining and metallurgy, 2010. – URL: <https://espace.library.uq.edu.au/view/UQ:477305> (дата обращения: 12.02.2025). – Текст : электронный.

88. Олиферович, Д. С. Анализ и учет факторов, влияющих на технологический процесс флотации калийных руд / Д. С. Олиферович, Л. Ю. Шилин, С. В. Батюков, В. Н. Пригара // Доклады белорусского государственного университета информатики и радиоэлектроники. – 2009. – № 2 (40). – С. 59-66.

89. Бочаров, В. А. О взаимосвязи физико-химических свойств тонкодисперсных сульфидных пульп и результатов селективной флотации / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 2. – С. 332-341.

90. Александрова, Т. Н. Выбор параметров флотации сульфидных медно-никелевых руд на основе анализа распределения компонентов по флотирруемости / Т. Н. Александрова (Мельникова), А. В. Афанасова, В. В. Кузнецов, В. А. Абурова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 1. – С. 131-147.

91. Германовна, Л. Е. Опережающие минералогические исследования руд редких металлов - основа для прогнозирования технических свойств и выбора оптимальных технологических решений : доктор наук / Л. Е. Германовна. – ФГБУН Институт геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии Российской академии наук, 2021. – URL: <https://dissercat.com/content/operezhayushchie-mineralogicheskie-issledovaniya-rud-redkikh-metallov-osnova-dlya-prognoziro> (дата обращения: 14.02.2025). – Текст : электронный.

92. Арабаджи, Я. Н. Изучение влияния депрессора на изменение физико-химических свойств поверхности минералов / Я. Н. Арабаджи, Д. А. Кизяев,

Н. Н. Орехова, О. Е. Горлова // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2025. – № 4. – С. 19-30.

93. Руми, М. Х. Исследование композиций на основе паркентской каолиновой глины / М. Х. Руми, Ш. К. Ирматова, М. А. Зуфаров [и др.] // Новые огнеупоры. – 2018. – Т. 0. – № 11. – С. 29-33.

94. Кузнецов, В. В. Развитие методов определения показателей флотуемости минералов для разработки эффективных технологических решений при переработке золотосодержащих руд / В. В. Кузнецов. – 2024. – С. 193.

95. Орлов, С. Л. Технология получения качественного магнетитового концентрата из отходов обогащения магнетитовой руды саткинского месторождения / С. Л. Орлов, М. Г. Балакин. – Текст : электронный. – 2022. – С. 203-208. – URL: <https://elibrary.ru/item.asp?id=49301715> (дата обращения: 16.04.2025).

96. Паньшин, А. М. Освоение процесса обжига тонкодисперсных цинковых концентратов уральских месторождений на ОАО ЧЦЗ / А. М. Паньшин, А. В. Затонский, П. А. Козлов [и др.] // Цветные Металлы. – 2010. – № 5. – С. 34-37.

97. Пелевин, А. Е. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномагнетитовой руды / А. Е. Пелевин, Н. А. Сытых // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 5. – С. 154-166.

98. Мамонов, С. В. Перспективные технологии раскрытия минерального сырья при подготовке к флотационному обогащению / С. В. Мамонов, В. Н. Закирничный, А. А. Метелев [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 5. – С. 158-169.

99. Лавриненко, А. А. Применение отечественных полимерных анионоактивных депрессоров при флотации забалансовой оталькованной медно-никелевой руды / А. А. Лавриненко, И. Н. Кузнецова, О. Г. Лусинян, Г. Ю. Гольберг // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2023. – Т. 29. – № 5. – С. 5-14.

100. Прогноз социально-экономического развития Российской Федерации на 2026 год и на плановый период 2027 и 2028 годов | Министерство экономического развития Российской Федерации. – URL: [https://economy.gov.ru/material/directions/makroec/prognozy\\_socialno\\_ekonomicheskogo\\_razvitiya/prognoz\\_socialno\\_ekonomicheskogo\\_razvitiya\\_rf\\_na\\_2026\\_god\\_i\\_na\\_planovyy\\_period\\_2027\\_i\\_2028\\_godov.html](https://economy.gov.ru/material/directions/makroec/prognozy_socialno_ekonomicheskogo_razvitiya/prognoz_socialno_ekonomicheskogo_razvitiya_rf_na_2026_god_i_na_planovyy_period_2027_i_2028_godov.html) (дата обращения: 15.03.2026). – Текст: электронный.

101. Прохорова, Е. О. Оценка поверхностных свойств угля и породообразующих минералов при воздействии депрессоров / Е. О. Прохорова, А. Ю. Смирнов, Т. Н. Александрова (Мельникова) // Успехи современного естествознания. – 2024. – № 5. – С. 110-115.

102. Жуков, В. П. Расчетно-экспериментальные исследования измельчения смеси разнопрочных компонентов / В. П. Жуков, Д. А. Осипов, Н. Otwinowski, D. Urbaniak // Известия высших учебных заведений. Серия химия и химическая технология. – 2017. – Т. 60. – № 6. – С. 109-115.

103. Самыгин, В. Д. Моделирование влияния гидродинамических факторов на селективность процесса флотации. Ч. 2. Влияние разделения исходного питания на крупные и мелкие фракции частиц / В. Д. Самыгин, П. В. Григорьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 2. – С. 161-166.

104. Арабаджи, Я. Н. Снижение механического выноса кремнийсодержащих минералов вмещающих пород в концентрат путем оптимизации режимных параметров технологического процесса / Я. Н. Арабаджи, Н. Н. Орехова, А. Ю. Тюленев, Л. П. Баранова // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – № 23. – С. 18-27.

105. Шумилова, Л. В. Влияние режимных параметров на эффективность работы флотомшины «Jameson Cell» / Л. В. Шумилова, О. С. Костикова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 6. – С. 207-212.

106. Шумская, Е. Н. Разработка технологии обогащения труднообогатимой колчеданной полиметаллической руды Корбалихинского

месторождения / Е. Н. Шумская, О. Ю. Поперечникова, Н. О. Тихонов // Горный журнал. – 2014. – № 11. – С. 78-83.

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

108. Цветная металлургия имеет особое значение для экономики. – URL: <https://ac.gov.ru/news/page/cvetnaa-metallurgia-imeet-osoboe-znachenie-dla-ekonomiki-27642> (дата обращения: 13.02.2025). – Текст : электронный.

109. Биленко, Л. Ф. Кинетика измельчения частиц разного минерального состава и крупности и их смесей в шаровой мельнице : дис. ... канд. техн. наук : 05.00.00 / Л. Ф. Биленко. – Ленинград, 1968. – 179 с. – URL: <https://search.rsl.ru/ru/record/01010203228> (дата обращения: 24.03.2025). – Текст : электронный.

## Приложение А

Таблица 1 – Массив данных по сульфидным рудам

Тип руды	Cu	Zn	Pb	Ni	Au	Сумма а извле к. Ме	S	Fe	Cr	Cub	Py/ Apy	Sf	Po	Pnt	Ga	Сумма Sulf	SiO <sub>2</sub>	Сумма Nr	Qz	хлорит ы	слюд ы	Сумма алюмосилика тов	ПШ	карбон аты
Медно-никелевая	1,8			1,2		3	27	39	18	1			13,3	5		37,3	36	62,7	20	9,0	7,0	16,0	10	9
Свинцово-цинковая		2,65	0,43			3,08	4,12		2		1	10			1	14		86	5,5				4	75,1
Золотосодержащая медно-цинковая	0,26	5,49			2,5	8,25	10,25	10,84	0,45		26,83	10,17				37,45	13,01	62,55	9,9	7,5	4,4	11,9	5	33
Медно-никелевая	3,23			1,05		4,28	12,7	15	19,65	12,3	0,9		12,8	17,34		62,99	21,6	37,01	20	1,6	4,9	6,5	8	0,6
Медно-цинковая	3,2	10,8				14	3,7	9,72			9,2					9,2	60,2	90,8	30,5	28,0	9,0	37,0	9,6	8,3
Медная	1,64					1,64	11,44	11	6,3		12					18,3		81,7	24	19,5	32,5	63,0		1,26
Медная	0,732					0,732	1,59	8,92	4		9					13	53	87	19,5	19	14	33	28	
Медно-цинковая	1,22	3,42				4,64	22,5	30,29	3		7,7	5	35			50,7	27,7	49,3	22		9,2	12,3	12,3	
Медно-свинцово- цинковая	0,55	1,47	0,62			2,64	7,87	14,6	0,7		3,5	15,9			3,9	24	35	76	35,4	18,6	4,0	32,6		12
Медно-никелевая	3,08			2,17		5,25	18	13	8,46	1,7	5,8		29	15,4		60,36	16,9	39,64	10,33	10,0	4,9	14,9	12	0,48
Медно-никелевая	2,98			2,9		5,88	19,6	17	7,23	2,1	4		23,3	17,3		53,93	18,8	46,07	22,44	8,0	4,4	12,4	9	
Свинцово-цинковая руда		1,84	1,48			3,32	2,5	4,88			1	6,5			3,8	11,3	48,63	88,7	37,4		27,0	27,0	9	
Золотосульфидная					2,83	2,83	1,15	2,97			1,5					1,5	8,31	98,5	7,2	24,4	7,8	32,2	5,25	45
Золотосодержащая свинцово-цинковая		1,4	3		4,86	9,26	2,1	13,2			0,9	2			3,3	6,2	51,9	93,8	30,6	14	29	43	10	

Продолжение таблицы 1

Медная	0,94					0,94	47,4	39,4	2		41	1				44	8,31	56	7,1	6,0	0,5	12,5	13	12,5
Золотосульфидная					2,36	2,36	0,65	5,35			3					3	57,24	97	33,9	12,9	28,8	41,7	18,4 1	
Медно-свинцово-цинковая	1,78	3,86	1,07			6,71	25,3	20,9	2,4		40	5,5			0,8	48,7	24,9	51,3	10,65	15,0	18,5	33,5		0,1
Золотосульфидная					0,7	0,7	2,36	5,6			3,8					3,8	60,5	96,2	33,8	10	28,5	38,5	14	6
Медно-никелевая	0,2	0,02		1,45		1,67	7,1	15,4	0,5	0,5	2		17,5	7,9		28,4	48,4	71,6	27,7	4,5	6,8	11,3	18,7	10,5
Золотосульфидная					2,2	2,2	1,84	3,56			3,5					3,5	66,06	96,5	49,2	10,0	19,0	29,0	0,27	14,46
Золотосульфидная					1,53	1,53					6,37					6,37	77,3	93,63	55,7		12,8	12,8	13,8	7,9
Свинцово-цинковая		4,68	2,1			6,78	21,77	20,5			37	7,05			3,3	47,35	13,14	52,65	17,5	1,4	1,9	3,2		24
Медно-свинцово-цинковая	0,86	6,95	1,88			9,69	17,18	13,04	2,5		23,4	10,2			2,2	38,3		61,7	32,2	15,0	9,0	24,0	2	1
Золотосульфидная					3	3	1,78	5,3			2,6					2,6	68,6	97,4	46,1	12	25	37	10	1,7
Медно-никелевая	0,93			0,32		1,25	4,1	5	2,91	0,2	1		1,1	3,28		8,49	28,4	91,51	30,3	1,1	7,4	8,5	28	5,52
Медно-цинковая	0,66	1,54				2,2	45,1	38,7	1		55	2				58	8,31	42	3,2	0,5	2,0	2,5	2	1
Медно-никелевая	0,22			1,53		1,75	4,42	11,5	1		1		12	8,5		22,5	47,7	77,5	12,5	2,0	5,0	7,0	49	1
Золотосульфидная					0,65	0,65	0,5	4,17			0,5					0,5		99,5	28,1	4,4	18,7	23,1	33,4 8	8,28
Медная	0,4					0,4	5,2	4,6								0	55,7	100	44,1	12,9	2,1	15,0	22,7	
Медно-цинковая	0,97	2,11				3,08	26,5	23,95	1		46	2				49	21,8	51	10,1	19,0	2,0	21,0	11	7

Продолжение таблицы 1

Медно-цинковая	2,07	1,3				3,37	22,7	20,1	5		37	2				44	36,4	56	21,9		3,0	3,0	10	5
Золотосодержащая медно-цинковая	1,88	2,65			1,1	5,63	14,93	12,2	3,91		22,36	5,09				31,36		68,64	28,8	7,9	0,5	8,4	18	
Золотосодержащая медно-цинковая	1,86	1,17			1,08	4,11	26,5	25,6	3,5		46	2				51,5	27,6	48,5	21,5	19,5	6,0	25,5	2	4
Медно-цинковая	2,19	1,11				3,3	48	42,04	3,96		56,62	5,12				65,7	8,31	34,3	5,5	3,5	3,0	6,5	7	1
Медно-цинковая	0,23	1,52				1,75	35,6	30,6	0,4		65	1,7				67,1	8,31	32,9	4,4	1,0	2,0	3,0	1	24
Золотосодержащая медно-цинковая	6	0,8			1,9	8,7	0,62	4,8			1,8					1,8	59,1	98,2	38,3	5,4	16	21,4	30,2	
Медно-никелевая	0,28 6			0,53		0,816	1,49	9,07	0,5		5,3		5	1,6		12,4	33,19	87,6	20,5	8,0		8,0	45	5,9
Золотосодержащая медно-цинковая	1,54	4,69			1,2	7,43	13,4	9,81	3,9		28	7,4				39,3	48,4	60,7	40,2	13,5	23,1	36,6	4,3	
Золотосодержащая медно-цинковая	0,99	0,26			1,9	3,15	29,3	26,25	2		48,2					50,2	26,72	49,8	17,8	6,0	6,0	12,0	9	9
Медно-цинковая	1,37	2,05				3,42	45,1	38,24	5		71	4,3				80,3	7,06	19,7	2,1	5,0	1,0	6,0	2,2	1,8
Медно-свинцово- цинковая	1,36	7,84	3,75			12,95	10,19	5,38	3,8		6,9	10,6		3,7		25	57,9	75	63,3		4,8	4,8	5,9	
Медная	1,31					1,31	12,03	8,41	4,4		33	0,5				37,9	72,58	62,1	45,9	2,8	2,3	5,1	1,5	1,6
Медно-цинковая	1,22	1,73				2,95	42,8	36,9	5		69	6				80	8,31	20	4,1	3,5	3,0	6,5	7	1
Медно-цинковая	1,22	1,73				2,95	42,8	36,9	5		66,8	6				77,8	8,31	22,2	4,9	3,5	3,0	6,5	7	1
Золотосодержащая медно-цинковая	3,93	3,87			6,5	14,3	20,5	0,5	9		29	6				44	27,7	56	44,8	11,6	2,9	14,5	8	9,7
Медно-цинковая	1,91	1,72				3,63	31	30	6,2		71	2,9				80,1	19,39	19,9	5,2	4,0	2,0	6,0	6	1,2

Продолжение таблицы 1

Золотосодержащая медная	1,19				1,5	2,69	29,4	26,4	2,9		38,1				41	8,31	59	38,9	2,9	5,8	8,7	6,4	4,9
Медная	0,91					0,91	29,2	18,5	2		55				57	26,7	43	20,5	8,0	3,0	11,0	9	2
Медно-цинковая	1,12	1,2				2,32	28,1	26,4	3		49	1			53	10	47	28,8	4,0	2,0	6,0	8	3
Медная	1,67					1,67	31	21,8	3		38	1			42	8,31	58	41,8	2,3	2,0	4,3	5,4	0,9
Медная	1,5					1,5	18,66	21,56	5,5		42,5	0,7			48,7	35,8	51,3	40,7	8,5	14,3	22,8	11,9	4,8
Медно-цинковая	0,78	1,88				2,66	12,11	12,28	3,9		43	4,9			51,8	8,31	48,2	48,9	3,5	3,0	6,5	7	1

Примечание: Ср-халькопирит, Сиб-кубанит, Ру-пирит, Ару-арсенопирит, Ро-пирротин, Pnt-пентландит, Ga-галенит, Sulf-сульфиды, Ng-нерудные, Qz-кварц

## Приложение Б

До прикрепления к  
поверхности минералов

После прикрепления к  
поверхности минералов

	Atom	Atom Type (MM2)	Charge (MM2)	Charge (Huckel)
1	Si(1)	Si Silane	0	1.38097
2	O(2)	O Ether	0	-0.577842
3	C(3)	C Carbonyl	0	0.266757
4	C(4)	C Alkane	0	0.145985
5	O(5)	O Ether	0	-0.567363
6	C(6)	C Alkane	0	-0.293359
7	O(7)	O Ether	0	-0.606037
8	O(8)	O Alcohol	0	-0.390874
9	C(9)	C Alkane	0	0.0795675
10	O(10)	O Carbonyl	0	-0.630336
11	O(11)	O Carboxyl	0	-0.13466
12	Si(12)	Si Silane	0	1.46117
13	C(13)	C Alkane	0	-0.101821
14	O(14)	O Ether	0	-0.355335
15	C(15)	C Alkane	0	-0.174169
16	Si(16)	Si Silane	0	1.36014
17	O(17)	O Ether	0	-0.35682
18	C(18)	C Alkane	0	-0.418272
19	O(19)	O Alcohol	0	-0.400235
20	O(20)	O Ether	0	-0.576403
21	C(21)	C Carbonyl	0	0.280891
22	C(22)	C Alkane	0	0.0984851
23	C(23)	C Alkane	0	-0.199155
24	O(24)	O Alcohol	0	-0.390466
25	O(25)	O Carbonyl	0	-0.625555
26	O(26)	O Carboxyl	0	-0.120973
27	H(27)	H	0	0.0323017
28	H(28)	H	0	0.0820402
29	H(29)	H Alcohol	0	0.200006
30	H(30)	H	0	0.0214155
31	H(31)	H	0	0.0566988
32	H(32)	H	0	0.0218559
33	H(33)	H Carboxyl	0	0.214205
34	H(34)	H	0	0.0123512
35	H(35)	H	0	0.0466236
36	H(36)	H	0	0.040049
37	H(37)	H	0	0.211196
38	H(38)	H Alcohol	0	0.204197
39	H(39)	H	0	0.0217723
40	H(40)	H	0	0.0238313
41	H(41)	H	0	0.0226205
42	H(42)	H	0	0.0288021
43	H(43)	H	0	0.143378
44	H(44)	H	0	0.048805
45	H(45)	H Alcohol	0	0.199301
46	H(46)	H Carboxyl	0	0.214255

	Display	Atoms	Actual (° / Å)	Optimal (° / Å)
1		O(26)-H(46)	0.9720	0.9720
2		O(24)-H(45)	0.9420	0.9610
3		C(23)-H(44)	1.1130	1.1130
4		C(23)-H(43)	1.1130	1.1130
5		C(23)-H(42)	1.1130	1.1130
6		C(22)-H(41)	1.1130	1.1110
7		C(22)-H(40)	1.1130	1.1110
8		C(22)-H(39)	1.1130	1.1110
9		O(19)-H(38)	0.9420	0.9610
10		C(18)-H(37)	1.1130	1.1130
11		C(18)-H(36)	1.1130	1.1130
12		C(18)-H(35)	1.1130	1.1130
13		C(15)-H(34)	1.1130	1.1110
14		O(11)-H(33)	0.9720	0.9720
15		C(9)-H(32)	1.1130	1.1110
16		C(9)-H(31)	1.1130	1.1110
17		C(9)-H(30)	1.1130	1.1110
18		O(8)-H(29)	0.9420	0.9610
19		C(6)-H(28)	1.1130	1.1110
20		C(6)-H(27)	1.1130	1.1110
21		C(21)-O(26)	1.3380	1.3380
22		C(21)-O(25)	1.2080	1.2080
23		C(13)-O(24)	1.4020	1.4030
24		C(13)-C(23)	1.5230	1.5290
25		O(20)-C(22)	1.4020	1.3960
26		Si(16)-C(21)	1.8880	
27		Si(16)-O(20)	1.6260	1.6260
28		Si(16)-O(17)	1.6145	1.6260
29		C(15)-O(19)	1.4020	1.4100
30		C(4)-C(18)	1.5230	1.5200
31		O(14)-O(17)	1.4280	1.4280
32		C(15)-Si(16)	1.8800	1.8950
33		C(13)-C(15)	1.5230	1.5350
34		Si(12)-O(14)	1.6260	1.6260
35		Si(12)-C(13)	1.8800	1.9100
36		O(7)-Si(12)	1.6260	1.6260
37		C(6)-Si(12)	1.8800	1.8800
38		C(3)-O(11)	1.3380	1.3380
39		C(3)-O(10)	1.2080	1.2080
40		O(5)-C(9)	1.4020	1.3960
41		C(4)-O(8)	1.4020	1.4120
42		C(4)-O(7)	1.4020	1.3930
43		O(2)-C(6)	1.4020	1.3980
44		Si(1)-O(5)	1.6260	1.6260
45		Si(1)-C(4)	1.8811	1.8950
46		Si(1)-C(3)	1.8880	
47		Si(1)-O(2)	1.6260	1.6260
48		Si(16)-C(21)-O(26)-H(46)	180.0000	
49		O(25)-C(21)-O(26)-H(46)	-0.0000	
50		Si(12)-C(13)-O(24)-H(45)	180.0000	
51		C(15)-C(13)-O(24)-H(45)	-60.2310	
52		C(23)-C(13)-O(24)-H(45)	59.8845	
53		Si(12)-C(13)-C(23)-H(42)	180.0000	



### Акт

о реализации комплекса мероприятий, направленных на снижение механического выноса шламов вмещающих пород в пенные продукты цинк-пиритного цикла флотационной переработки руды Корбалихинского месторождения

Для повышения технико-экономических показателей переработки полиметаллической руды Корбалихинского месторождения на обогатительной фабрике АО «Сибирь-Полиметаллы» применены оптимальные режимные параметры цинк-пиритного цикла флотации, определенные в ходе подготовки диссертационной работы Я.Н. Арабаджи.

Промышленные испытания по внедрению комплекса мероприятий, направленных на снижение механического выноса шламов вмещающих пород в пенные продукты цинк-пиритного цикла флотационной переработки руды Корбалихинского месторождения проведены без изменения схемы и реагентного режима действующего производственного процесса. По данным товарных балансов до и после реализации - III и VI квартал 2024г. соответственно, зафиксирован рост качества товарного цинкового концентрата за счет снижения на 15,66% отн. (с 2,81 до 2,37%) массовой доли SiO<sub>2</sub> в нем.

Мероприятия по корректировке режимных параметров цинк-пиритного цикла флотации для снижения механического выноса шламов вмещающих пород в пенные продукты применяются по настоящее время.

Главный обогатитель  
 АО «Сибирь-Полиметаллы»

А.Ю. Тюленев

Начальник РОФ  
 АО «Сибирь-Полиметаллы»

Ю.А. Коротков

Главный специалист  
 ОАО «УГМК»

Я.Н. Арабаджи

## Приложение Г

УТВЕРЖДАЮ:  
 Главный инженер  
 АО «Сибирь - Полиметаллы»  
  
 2025 г.



## Акт

о проведении опытно-промышленных испытаний  
 реагента RD-1033 для снижения содержания диоксида кремния в цинковом  
 концентрате при переработке руды Корбалихинского месторождения

Промышленные испытания реагента RD-1033 для снижения содержания диоксида кремния в цинковом концентрате проведены в период с 20 по 22 сентября 2024г. Переработка рудного сырья осуществлена по действующей схеме ОФ. Расход депрессора в период ОПИ составил – 200 г/т.

По результатам работы обогатительной фабрики в базовом режиме и в период опытно-промышленных испытаний, отраженных в технологических балансах за анализируемые периоды, получен цинковый концентрат с идентичным уровнем качественно-количественных показателей по цинку. Массовая доля диоксида кремния в цинковом концентрате составила:

- в базовом режиме (без реагента депрессора породы) – 2,84%;
- за период с депрессором породы RD-1033 – 2,43%.

Таким образом, результатами ОПИ подтверждена возможность снижения доли минералов вмещающих пород в цинковом концентрате, выделяемом из полиметаллической сульфидной руды. Применение депрессора RD-1033 позволяет снизить массовую долю диоксида кремния в нем на 14,44% отн.

Главный обогатитель  
 АО «Сибирь-Полиметаллы»

  
 А.Ю. Тюленев

Начальник РОФ  
 АО «Сибирь-Полиметаллы»

  
 Ю.А. Коротков

Главный специалист  
 ОАО «УГМК»

  
 Я.Н. Арабаджи