

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»
(НИТУ «МИСиС»)**

На правах рукописи



Смайлов Берик Болатович

**РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОЦЕНКИ ОБОГАТИМОСТИ
И МОДЕЛИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ СХЕМ
ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ
СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД**

Специальность 25.00.13 – «Обогащение полезных ископаемых»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
кандидат технических наук,
старший научный сотрудник
Шехирев Дмитрий Витальевич

Москва, 2018

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	4
1. Анализ современного состояния технологий переработки труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд и современных способов оценки обогатимости руд.....	11
1.1. Технологии переработки труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд	11
1.1.1. Общая характеристика труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд и перспективных технологий их переработки	11
1.1.2. Современное состояние технологий переработки труднообогатимого свинцово-цинкового минерального сырья	15
1.1.3. Современное состояние технологий переработки труднообогатимого медно-цинкового минерального сырья	26
1.1.4. Современные реагенты-собиратели для флотационного обогащения труднообогатимых сульфидных руд цветных и благородных металлов.....	31
1.2. Способы оценки обогатимости руд, основанные на современных методах изучения вещественного состава руд и кинетики их флотации.....	35
1.3. Выводы по главе 1	46
2. Методы исследований и использованное оборудование, характеристика объекта исследования	48
2.1. Описание оборудования и методов технологических исследований	48
2.2. Описание оборудования и методов подготовки проб продуктов для минералогического изучения	53
2.3. Характеристика вещественного состава пробы упорной свинцово-цинковой руды	67
2.4. Выводы по главе 2.....	75
3. Раскрытие минералов при измельчении и способ оценки предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов	76
3.1. Изучение изменений гранулометрического состава руды и степени раскрытия минералов в ходе измельчения	76
3.2. Способ оценки предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов, основанный на данных об индивидуальных минералогических характеристиках частиц измельченной руды.....	93
3.3. Выводы по главе 3	102
4. Технологические исследования флотации пробы упорной свинцово-цинковой руды. Способы оценки результатов обогащения руды и поведения в процессе минеральных частиц, основанные на представлении обогащаемого материала в виде совокупности сортов частиц	104

4.1. Технологические исследования основных операций свинцовой и цинковой флотации пробы упорной свинцово-цинковой руды	104
4.2. Способ оценки результатов обогащения руды, основанный на представлении обогащаемого материала в виде совокупности сортов, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами	117
4.3. Способ оценки поведения различных видов минеральных частиц в процессе флотации через определение кривых кинетики флотации сортов частиц и расчет спектров флотиремости сортов.....	132
4.4. Выводы по главе 4.....	138
5. Прогноз показателей обогащения свинцово-цинковой руды при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации. Обоснование и экспериментальная проверка схемы флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды	140
5.1. Прогноз показателей обогащения свинцово-цинковых руд при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации, основанная на использовании спектров флотиремости сортов частиц и обоснование схемы флотационного передела комбинированной технологии.....	140
5.2. Экспериментальная проверка схемы флотационного передела комбинированной технологии	155
5.3. Выводы по главе 5.....	162
ОБЩИЕ ВЫВОДЫ	163
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	165

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы обусловлена тем, что среди запасов сульфидных руд цветных металлов, в том числе свинцово-цинковых руд, имеется значительная доля труднообогатимых, упорных.

На слайде 2 приведены технологические показатели обогащения, полученные в разные годы различными организациями, на различных пробах высокосульфидной упорной свинцово-цинковой руды одного из пока не разрабатываемых месторождений бывшего СССР. Видно, что во многих случаях концентраты не достигают требуемых значений по содержанию целевого металла, и при этом часто не обеспечивается удовлетворительное извлечение.

По данным академика В.А. Чантурия, существенная часть еще не разрабатываемых рудных месторождений России, учтенных Государственным балансом, по многим видам полезных ископаемых может перейти в категорию забалансовых. Переработка этих руд с применением традиционных технологий окажется нерентабельной из-за низких технологических показателей.

Например, переоценка месторождений с учетом указанного фактора показала, что в категорию забалансовых перейдут 34 % свинцовых руд.

Для разработки новых, в том числе комбинированных, технологий требуются новые способы анализа обогатимости, устанавливающие конкретные, связанные с вещественным составом, причины упорности, трудной обогатимости руд.

Эти способы должны количественно связывать загрязнение концентратов и потери в хвостах с определенными видами минеральных частиц.

В частности, эти способы должны количественно устанавливать, какую роль в низких технологических показателях играет недостаточное раскрытие ценных минералов, а какую – недостаточная селективность разделения минеральных частиц.

Для разработки новых способов оценки обогатимости имеется современная аналитическая база, в том числе аппаратные способы так называемой автоматизированной минералогии.

Наиболее широко применяются аппаратно-программные комплексы, основанные на электронной микроскопии с рентгено-флюоресцентным микрозондированием и компьютерном анализе получаемых изображений.

Это достаточно близкие по своему функционалу комплексы QEMSCAN и MLA -анализатор раскрытия минералов (США); Mineralogic (Германия); INCAMineral (Великобритания); TИМА (Чехия).

Для статистически представительного количества конкретных минеральных частиц изучаемого продукта, данные комплексы накапливают информацию о минеральном составе объема и поверхности частиц, об их крупности и морфологии, создают базу данных сотен тысяч частиц.

Формируемые встроенным программным обеспечением отчеты представляют собой обобщенные, интегрированные, но весьма детальные данные о изучаемом продукте.

Так, MLA System дает сведения:

- о минеральном и химическом составе образца;
- о распределениях по размерам частиц и минеральных зерен;
- о распределениях минералов по их массовой и поверхностной доле в частицах,
- об ассоциациях минералов;
- о теоретических кривых наилучшей взаимосвязи содержания и извлечения любого минерала для множества возможных концентратов этого минерала, которые могут быть получены из изучаемого продукта при данной степени раскрытия.

Главное ограничение способов обработки данных, встроенных в MLA System, состоит в том, что они не приспособлены к расчету параметров, сопоставимых по степени детализации учета вещественного состава, характеризующих не продукты по отдельности, а технологическую операцию в целом.

Новые способы оценки обогатимости, на наш взгляд, должны характеризовать результаты технологической операции на основе количественных данных о распределении различных видов минеральных частиц по продуктам обогащения.

Поэтому актуальность работы связана с необходимостью совершенствования способов обработки данных, получаемых средствами автоматизированной минералогии, для использования при оценке результатов технологических операций обогащения руд.

В мировой практике подготовленность частиц к флотационному разделению при заданном реагентном режиме часто характеризуют распределением массы материала и масс его компонентов – элементов, минералов, по фракциям, флотирующимся с различной скоростью.

Наиболее полно данный подход развит в трудах О.Н. Тихонова и его школы.

По данным о кинетике флотации исходного материала, а также его компонентов - элементов или минералов, рассчитывают плотности распределения масс материала и его компонентов по константе скорости флотации (спектры флотируемости).

Задавая конфигурацию схемы цикла флотации и время флотации в операциях, осуществляют теоретический расчет сепарационной характеристики схемы.

На основе спектров флотируемости исходного материала и его компонентов, и сепарационной характеристики схемы цикла флотации, рассчитывают технологические показатели схемы.

Спектры флотируемости являются характеристикой обогатимости материала при заданном реагентном режиме.

Таким образом, в классическом варианте нет сведений о том, какие именно виды минеральных частиц отвечают за попадание определенной доли интересующего компонента в ту или иную фракцию флотуемости.

Информация о кинетике флотации и распределении по флотуемости различных видов минеральных частиц даст возможность оценивать и прогнозировать поведение минералов, связанных с различными видами частиц, во флотационных операциях и схемах.

Предлагаемый в работе способ оценки обогатимости учитывает распределения различных видов минеральных частиц по фракциям флотуемости.

Поэтому актуальным является комбинирование автоматизированной минералогии с изучением кинетики флотации для оценки обогатимости материала и прогноза технологических показателей в схемах циклов флотации с учетом характеристик флотуемости различных видов минеральных частиц.

Цель работы – разработка способа оценки обогатимости полиметаллических руд и прогноза технологических показателей для различных схем флотации, основанного на данных анализа руд и продуктов с применением средств автоматизированной минералогии и параметров кинетики флотации

Основные задачи исследований:

Провести анализ состояния технологий переработки упорных полиметаллических руд, а также современных способов оценки обогатимости руд с привлечением данных технологической минералогии и кинетики флотации.

Изучить вещественный состав пробы упорной высокосульфидной тонковкрапленной свинцово-цинковой руды, установить, с применением традиционных реагентов, режимы основных операций свинцовой и цинковой флотации, провести в установленном режиме флотационные опыты, в том числе кинетические, изучить полученные продукты с применением методов автоматизированной минералогии.

Разработать способ оценки предельной, определяемой только раскрытием минералов в результате измельчения, обогатимости полиметаллических руд с учетом возможности получения нескольких конечных продуктов; определить расчетные предельно возможные показатели для изучаемой пробы упорной тонковкрапленной свинцово-цинковой руды для задачи получения свинцового и цинкового концентратов.

Разработать способ представления руды и продуктов обогащения в виде совокупности сортов частиц, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами; на основании данных анализа продуктов флотации средствами автоматизированной минералогии, определить принцип разбиения коллектива минеральных частиц на сорта для изучаемой пробы упорной свинцово-цинковой руды.

Разработать способ оценки результатов обогащения, позволяющий установить сорта частиц, вносящих наибольший вклад в загрязнение концентратов и/или потери ценных минералов; применить его к результатам флотации изучаемой пробы упорной свинцово-цинковой руды.

Разработать способ оценки поведения различных видов минеральных частиц в процессе флотации, с определением кривых кинетики флотации сортов частиц; установить кинетики флотации сортов частиц, выделенных в составе продуктов флотации изучаемой пробы упорной свинцово-цинковой руды.

Разработать методику прогноза показателей обогащения свинцово-цинковых руд при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации, основанную на использовании в качестве исходных данных спектров флотиремости сортов частиц; применить ее для выбора схемных решений циклов свинцовой и цинковой флотации изучаемой пробы упорной свинцово-цинковой руды.

С учетом проведенной оценки обогатимости изучаемой пробы упорной свинцово-цинковой руды и разработанных рекомендаций, предложить и экспериментально проверить схему первичной переработки руды.

Научная новизна работы заключается:

в разработке способа оценки предельно возможных показателей обогащения измельченной руды, определяемых только раскрытием минералов, основанный на данных о минералогических характеристиках частиц измельченного исходного материала, предполагающий, что для каждой частицы осуществляется выбор одного из нескольких конечных продуктов, куда следует поместить частицу, в соответствии с ее минеральным составом;

в разработке способа оценки результатов обогащения руды, основанного на представлении каждого из продуктов в виде совокупности сортов, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами, включающий расчет балансов по сортам частиц, и установление сортов, в наибольшей степени ответственных за снижение качества концентратов и/или потери ценных компонентов;

в установлении, из экспериментальных данных кинетики флотации пробы свинцово-цинковой руды, с использованием разработанного способа представления продуктов в виде совокупности сортов частиц, кинетики флотации отдельных сортов, в частности, раскрытых частиц галенита, сфалерита и пирита, а также частиц с поверхностью, представленной двумя определенными минералами в заданных диапазонах долей поверхности, в классах крупности - 71+45; -45+20; -20+10 и -10 мкм;

Практическое значение работы:

Разработана методика прогноза показателей обогащения при использовании различных схемных решений внутри цикла флотации, основанная на анализе продуктов кинетического флотационного опыта средствами автоматизированной минералогии и расчете спектров флотируемости сортов частиц, позволяющая определять для каждого продукта схемы его состав по сортам частиц, а также интегральные минеральный и элементный составы.

Предложена комбинированная технология переработки упорной свинцово-цинковой руды, заключающаяся в сочетании открытой прямой селективной флотации с добавлением реагента-депрессора пирита в перечистные операции с получение кондиционного цинкового концентрата и гидрометаллургической переработки свинцово-цинкового промпродукта. Это дало возможность получить 53 % -ный цинковый концентрат при его извлечении 52 %, и извлечь в продуктивный раствор свинца 43,6 % и цинка 22,2 %, суммарное извлечение цинка составило 74,6 %.

Реализация работы: Разработанная методика прогноза показателей обогащения при использовании различных схемных решений внутри цикла флотации принята к использованию ООО «НОРД Инжиниринг» - инжиниринговой компанией, специализирующейся на создании и внедрении технологий переработки сырья в горно-металлургической отрасли.

Методы исследований:

Для решения поставленных задач использовались следующие современные физико-химические и технологические методы:

Оптическая микроскопия с использованием исследовательского микроскопа промышленного назначения Nikon Eclipse LV 100 с цифровой системой регистрации изображений.

Гранулометрический анализ продуктов в диапазоне от 10 до 45 мкм с использованием прецизионных аналитических микросит фирмы Fritsch

Методы автоматизированной минералогии с использованием комплекса MLA System, состоящего из сканирующего электронного микроскопа Quanta 650 и специального программного обеспечения MLA Suite.

Метод потенциометрии для определения значений pH и Eh в исследуемых водных системах.

Технологические исследования проведены в лаборатории кафедры обогащения руд МИСиС с использованием современного дробильного, измельчительного, флотационного и вспомогательного, в том числе весового, оборудования.

Методы математической обработки данных, расчетов, математического моделирования с использованием компьютерных средств Microsoft Access, Microsoft Excel, Delphi 10.1 Berlin Professional.

Экспресс-анализ элементного состава продуктов рентгено-флюоресцентным методом с использованием аппаратов Excalibur и Elvax.

Анализ элементного состава продуктов осуществлялся также в специализированных аналитических лабораториях ВИМС, Гиредмета, МИСиС.

Обоснованность и достоверность научных положений и выводов, представленных в работе обеспечивается представительностью исходных данных; использованием современных, в том числе аппаратных наукоемких, средств проведения исследований, основанных на апробированных методиках выполнения измерений; большим объемом лабораторных исследований; воспроизводимостью экспериментов; применением строгих математических методов при обработке результатов, расчетах и моделировании. Подтверждается согласованностью выводов теоретического анализа и данных эксперимента.

Публикации: По теме диссертационной работы опубликованы 4 научных работы, в том числе 3 в журналах из перечня ВАК Минобрнауки РФ:

Шехирев Д.В., Смайлов Б.Б. Кинетика извлечения частиц различного минерального состава в ходе флотации свинцово-цинковой руды // Обогащение руд. – 2016. - № 2. - С. 20-26.

Раскрытие галенита и сфалерита в процессе измельчения свинцово-цинковой руды / А. Б. Смайлова, Б. Б. Смайлов, А. М. Думов, Д. Мураитов // Обогащение руд. – 2016. - № 6. - С. 25-31.

Оценка обогатимости флотационным методом на основе анализа распределения по фракциям флотуемости / Д.В. Шехирев Б. Б. Смайлов, Д. Мураитов А. М. Думов // Обогащение руд. – 2017. - № 4. - С. 28-35.

Комбинированная технологии обогащения сульфидных труднообогатимых руд цветных металлов / Д.В. Шехирев, Б.Б. Смайлов, А.Б. Смайлова, В.И. Журавлев // «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016) / Науч. ред. акад. РАН В.А. Чантурия; сост. к.т.н. доц. Т.В. Чекушина. – Москва: АО «Издательский дом «Руда и Металлы», 2016. – 659 с. – (Материалы международной конференции). - С. 236-239.

Исследования были поддержаны:

Работа выполнена при финансовой поддержке Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014 - 2020 годы», проект RFMEFI57514X0085 «Комбинированная технология комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья цветных и благородных металлов».

Основные защищаемые положения:

Способ оценки предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов, основанный на данных об индивидуальных минералогических характеристиках частиц измельченной руды, предполагающий, что для каждой частицы расчетно, в соответствии с заданным критерием, осуществляется выбор одного из нескольких конечных продуктов, куда следует поместить частицу, в соответствии с ее минеральным составом.

Способ оценки результатов обогащения руды, основанный на представлении исходного питания и каждого из продуктов в виде совокупности сортов, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами, включающий расчет балансов по сортам частиц и установление сортов, в наибольшей степени ответственных за снижение качества концентратов и/или потери ценных компонентов.

Способ оценки поведения различных видов минеральных частиц в процессе флотации, включающий анализ продуктов кинетического флотационного опыта средствами автоматизированной минералогии, определение кривых кинетики флотации сортов частиц и расчет спектров флотуемости сортов частиц.

Методика прогноза показателей обогащения свинцово-цинковых руд при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации, включающая анализ продуктов кинетического флотационного опыта средствами автоматизированной минералогии и расчет спектров флотуемости сортов частиц, расчет распределения сортов частиц по продуктам схемы, что позволяет определять для каждого продукта его состав по сортам частиц, а также интегральные минеральный и элементный составы.

1. Анализ современного состояния технологий переработки труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд и современных способов оценки обогатимости руд

1.1. Технологии переработки труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд

1.1.1. Общая характеристика труднообогатимых сульфидных полиметаллических руд и перспективных технологий их переработки

К настоящему времени богатые и легкообогатимые месторождения руд цветных металлов практически отработаны. Основу современной минерально-сырьевой базы России преимущественно составляют бедные, тонковкрапленные, смешанные и комплексные труднообогатимые руды [1].

Большинство еще не разрабатываемых рудных месторождений России, учтенных Государственным балансом, по многим видам полезных ископаемых могут перейти в категорию забалансовых, так как, учитывая мировые цены на конечную продукцию, их разработка с применением традиционных технологий окажется нерентабельной. Переоценка месторождений с учетом указанного фактора показала, что в категорию забалансовых руд перейдут 34 % свинцовых, 49 % оловянных, 34 % магнетитовых, от 15 до 30 % титановых, медных, вольфрамовых, апатитовых руд и угля [1].

Следовательно, в настоящий момент в России выявился ряд несоответствий состояния минерально-сырьевой базы, т. е. необходимости вовлечения в переработку труднообогатимого минерального сырья - с одной стороны, и состояния техники, технологии первичной переработки минерального сырья на горно-обогатительных предприятиях - с другой [1].

. Индикаторами нарастающей технологической упорности руд пока неразрабатываемых месторождений цветных металлов России и стран СНГ, а также многих руд текущей добычи являются [2] [4], в частности, существенное снижение содержания основных полезных компонентов, усложнение вещественного состава и морфологии руд, более тонкая вкрапленность зерен минералов рудного и породного минеральных комплексов и их взаимоагрегирование, до субмикроскопических проявлений, снижение технологической контрастности минералов, входящих в руды.

Сложность и многообразие минерального состава труднообогатимых сульфидных руд цветных металлов является причиной накопления в промпродуктах практически неразделяемых традиционными методами сульфидных полиминеральных комплексов. Распределяясь между концентратами и хвостами, они увеличивают потери цветных и драгоценных металлов и ухудшают качество концентратов [3]

К труднообогатимым рудам можно отнести прежде всего упорные тонковкрапленные сульфидные пиритсодержащие колчеданные полиметаллические, свинцово-цинковые, медно-цинковые руды, а также и пирротинсодержащие никелевые и медно-никелевые руды, во многом близкие по физико-химическим свойствам и технологическим особенностям минералов.

Эти руды имеют сложный минеральный и фазовый состав, неравномерную вкрапленность, широкий спектр крупности рудных частиц, находящийся в тесном срастании с пиритом и породообразующими минералами. Особенности структуры минералов, степень дефектности их кристаллической решетки, примесный состав и степень окисления, присутствие в рудах различных генераций пирита, близость физических и физико-химических свойств сульфидных минералов обуславливают значительные трудности раскрытия сульфидов и выделения их в селективные продукты обогащения [4].

Для этого типа руд характерны наличие различных модификаций пирита (пирротина) с неравномерной крупностью и характером их взаимной вкрапленности в основных рудных и породных минералах, количественное непостоянство изоморфных примесных ценных компонентов.

Задачи переработки значительных объемов горной массы, представляющей собой труднообогатимое и бедное комплексное минеральное сырье, получения из него кондиционной продукции, во многих случаях не могут быть решены применением классической последовательностью обогатительная фабрика – металлургический завод. Это естественным путем привело к комбинированным схемам обогащения, включающим операции механической и химической (гидрометаллургической) селекции в единой технологии, реализуемой на обогатительной фабрике [5].

Применение для переработки труднообогатимых руд комбинированных технологий обогащения, сочетающих собственно обогатительные и в основном гидрометаллургические (реже пирометаллургические) процессы в единой технологической схеме обогатительного предприятия является общей мировой тенденцией.

Под собственно обогатительными подразумеваются процессы механического разделения минеральных частиц без изменения их химического состава. В частности, это процессы флотации, гравитационного, магнитного обогащения и т.п.

При гидрометаллургических процессах происходят преобразования химического состава материала некондиционных и промежуточных продуктов обогащения. В частности, в процессах выщелачивания происходит переход извлекаемых металлов из природных минералов в жидкую фазу.

К настоящему времени определилась целевая роль и усилилось технологическое значение гидрометаллургических процессов в схемах первичной переработки бедного труднообогатимого

сырья, а комбинированные технологии утвердились в качестве самостоятельного научно-технического направления в обогащении полезных ископаемых.

Разработке комбинированных технологий для переработки труднообогатимых руд цветных и благородных металлов посвящено значительное количество исследований.

Перспективным является технологический подход, при котором для труднообогатимых руд на стадии обогащения предусматривают получение богатых монометаллических флотационных концентратов и полиметаллических комплексных промежуточных продуктов, куда извлекают высокоактивные тонкодисперсные свободные и сростковые зерна минеральных комплексов и сложные тонкие полиминеральные агрегаты. Промежуточный продукт перерабатывают отдельно, используя комбинированные технологии, сочетающие обогатительные и химико-металлургические процессы [7].

Одним из пионеров научно-технического направления разработки комбинированных схем является А.С. Черняк [8], который определил необходимость применения технологий химической селекции в схемах переработки труднообогатимых руд и лежалых хвостов в связи с увеличивающимися объемами переработки.

В прерогативу гидрометаллургического передела в рамках комбинированных технологиях обогащения А.С. Черняк отнес вопросы обработки упорных промежуточных продуктов традиционного механического обогащения и некондиционных концентратов, которые не могут быть эффективно доработаны механическими методами или непосредственно использованы потребителями [8] .

Одной из первых комбинированных технологий, примененных в СССР в промышленных масштабах, был процесс проф. Мостовича, использованный на Алмалыкском, Балхашском и Джезказганском горно-металлургических комбинатах для переработки верхней, окисленной части месторождений по разработке Гинцветмета. После измельчения руды и выщелачивания серной кислотой проводили цементацию и последующую флотацию ценных компонентов.

Большими возможностями по переработке некондиционных сульфидных продуктов является автоклавный процесс.

Гинцветметом разработан и внедрен на Норильском горно-металлургическом комбинате, является автоклавная технология химического обогащения пирротинового концентрата

Предложена автоклавно–флотационная технологическая схема, позволяющая перерабатывать коллективные медно-свинцово-цинковые концентраты автоклавным выщелачиванием [9].

Но автоклавные технологии требуют сложного и дорогостоящего оборудования, высоких давлений и температур, сопряжены с повышением класса опасности производства. Поэтому, несмотря на очевидные преимущества автоклавных процессов по технологическим показателям,

постоянно ведутся поиски процессов, обеспечивающие выщелачивание цветных металлов как из некондиционных продуктов, так и из концентратов при атмосферном давлении [10].

Применение пиро- или гидрометаллургической обработки на каком-либо из этапов обогащения руды может не только упростить схему, но и существенно снизить эксплуатационные затраты [11].

В зависимости от физико-химических особенностей извлекаемого компонента наиболее широкое распространение получило выщелачивание: кучное, чановое, автоклавное, подземное, биохимическое. В последние годы широко используют сорбционно-экстракционные процессы; хлоридовозгонный обжиг и способы энергетического воздействия.

Передовые технологические разработки в области обогащения руд в основном связаны с гидрометаллургией, на что указывает широкое распространение экстракции, ионного обмена и т.д., а в то же время в области физической переработки минерального сырья (измельчении, гравитации, магнитных и электростатических методах и т.п.) изменения не столь значительны [12].

Несмотря на актуальность, до сих пор комбинированные технологии широкого распространения в России не получили. Особенно это касается труднообогатимых свинцово-цинковых, медно-цинковых и колчеданных медных руд.

Определяющей основой для изучения поведения минералов в процессах обогащения и разработки методов извлечения является технологическая минералогия [13] .

В ряде источников отмечается, что при обосновании необходимости применения комбинированной технологии и ее разработке требуется не только знание химического состава, но и глубокое изучение минерального состава сырья , [14,15].

В частности, при комбинировании обогатительных и гидрометаллургических процессов в единой схеме возникает очень важный вопрос выбора глубины механического обогащения, решение которого возможно только на основании оценки обогатимости руды с учетом особенностей ее вещественного состава.

Необходимость разработки новых, в том числе комбинированных технологий, на основе оценки обогатимости руд с учетом их вещественного состава, с целью рационального использования недр, отмечается и в нормативных документах.

В типовых методических указаниях по определению, учету, экономической оценке и нормированию потерь твердых полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов при переработке минерального сырья, утвержденных Госгортехнадзором СССР 23 июня 1987 года, отмечается обязанность недропользователя вести работы, направленные на повышение эффективности использования недр, необходимость обоснования недропользователем величины неизбежных потерь металлов с отходами, а также регламентирует экономический подход к обоснованию неизбежных потерь металлов с отходами.

Ростехнадзор Правилами охраны недр (ПБ 07-601-03) [16] устанавливает требования к переработке минерального сырья с целью предотвращения сверхнормативных потерь. В п. 137 сочетание физических (механических) и химических методов в комбинированной технологии относится к первичной переработке минерального сырья, т.е. к обогащению в широком смысле этого термина: «К первичной переработке добытого из недр минерального сырья относятся технологические процессы его преобразования в товарные продукты путем физических, химических и комбинированных методов воздействия».

Ростехнадзор Правилами охраны недр при переработке минерального сырья (ПБ 07-600-03) [17] устанавливает технические требования по охране недр при первичной переработке минерального сырья. Особо отмечается необходимость обеспечить оптимальное сквозное извлечение всех полезных компонентов, содержащихся в сырье. В п. 11 подчеркивается необходимость разработки вариантов технологий первичной переработки минерального сырья, обеспечивающих рациональное использование недр, *с учетом ценности и обогатимости сырья*.

П. 12. требует включения в проектную документацию обоснований и технических решений по обеспечению оптимального извлечения металлов из первичного минерального сырья в кондиционную продукцию, *с учетом вещественного состава и технологических свойств сырья*.

Создание новых технологических процессов комплексной переработки сырья на основе сочетания обогащения и гидрометаллургии является одним из приоритетных направлений развития поисковых исследований в области комплексной и глубокой переработки природного и техногенного минерального сырья в Российской Федерации на краткосрочную перспективу (2014–2020 гг.)

1.1.2. Современное состояние технологий переработки труднообогатимого свинцово-цинкового минерального сырья

Методическими рекомендациями по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых для свинцовых и цинковых руд [18] регламентируются требования к технологиям переработки этих руд.

Для легкообогатимых свинцовых и цинковых руд рекомендуется флотационная технология. Для флотации свинцово-цинковых руд применяются следующие схемы: коллективная флотация с последующей селекцией коллективного концентрата, коллективно-селективная схема и последовательная селективная флотация.

Технология обогащения окисленных и смешанных свинцовых руд зависит не только от состава окисленных минералов и их ухудшения их флотируемости в ряду: церуссит - англезит - вульфенит - плюмбоярозит, но и от состава вмещающих пород. Легче всего обогащаются руды с силикатной породой, хуже – с карбонатной.

Следует отметить, что, несмотря на весьма трудную обогатимость ряда свинцово-цинковых руд, рекомендаций по применению комбинированных технологий, даже для смешанных, содержащих окисленные минеральные формы свинца и цинка, в документе не содержится.

Обогащение цинковых и свинцово-цинковых руд определяется их текстурными и структурными особенностями, степенью окисления, содержанием сульфидных и окисленных минералов свинца, цинка и железа, характером их взаимосвязи и ассоциации с минералами породы, содержанием и природой шламов и растворимых солей [19] .

Практически на всех фабриках осуществляют только раздельную переработку окисленных и сульфидных (смешанных) руд.

При значительном содержании в рудах охристо-глинистых первичных шламов и растворимых солей, их удаляют при промывке крупнодробленой руды (фабрики «Галетти», «Берг Аукас», «Буггеру», «Сартори») [20]. В связи с высоким содержанием охристо-глинистой массы (до 30—35 %) в некоторых рудах для получения удовлетворительных результатов флотации принимаются специальные меры по диспергированию и удалению шламов из мелкодробленного материала (например, на фабрике «Монт-Агруксо») [21]

При крупной вкрапленности минералов свинца и цинка или благоприятной текстуре руд в начале процесса в качестве обязательных используют радиометрическую сортировку или предконцентрацию в тяжелых суспензиях, отсадку или их комбинацию [22] . Это позволяет в большинстве случаев получить (например, на фабриках «Галетти», «Сартори», «Мамели», «Межица» и др.) не только экономический, но и технологический эффект.

Технологическая целесообразность включения предварительного гравитационного обогащения подтверждается также практикой работы фабрик «Ожел Бялый», «Олькуш», «Мамели». На фабрике «Франклин» цинк в руде представлен в основном магнитным минералом франклинитом, он извлекается магнитной сепарацией [23] . Для извлечения франклинита и еще менее магнитных силикатных минералов цинка на фабрике установлены магнитные сепараторы высокой интенсивности.

Самоизмельчение руд и рудно-галечное измельчение, за исключением свинцово-цинковых фабрик «Вассбо» и «Сан-Салви», практически не применяются.

Высокая степень раскрытия минералов из сростков с одновременным предотвращением их переизмельчения достигается стадийным измельчением и флотацией.

Для фабрик, перерабатывающих сульфидные свинцово-цинковые руды, общепринятой является схема прямой селективной флотации. По ней сравнительно легко обогащаются после измельчения до 80 - 90 % класса минус 0,074 мм свинцово-цинковые руды стратиморфных и скарновых месторождений, а также жильные руды.

При значительном содержании в рудах пирита и марказита применяют схему последовательного извлечения сульфидов свинца, цинка, железа, окисленных минералов свинца и, наконец, цинка. Эта схема используется на фабриках «Сартори», «Монт-Агруксо», «Мамели». Недостатки такой схемы - возможность значительных потерь сфалерита и церуссита, загрязнение окисленного свинцового концентрата сульфидами железа. Для повышения извлечения цинка на фабриках «Монт-Агруксо», «Олькуш» введен цикл предварительной коллективной флотации сульфидов цинка и железа с последующим их разделением [25].

Эффективное раскрытие сростков извлекаемых минералов с минералами породы достигается не всегда. При переработке сильножелезистых руд в большинстве случаев даже очень высокая степень их измельчения не может обеспечить удовлетворительного раскрытия сростков минералов свинца и цинка с минералами железа. Так, при измельчении руды из отвалов Ачисайского месторождения до минус 0,074 мм, из сростков с минералами железа высвобождается лишь 40 % цинковых минералов; отвалов руды месторождения «Коншанчань» - не более 60 - 62 %. Содержание раскрытых свинцовых минералов в обеих пробах также невелико и составляет примерно 52—56 %. Остальные минералы свинца и цинка настолько тесно связаны с минералами железа, что их полное разделение не обеспечивается при измельчении материала даже до 0,002 мм [26] .

При обогащении свинцово-цинковых руд часто сталкиваются с неэффективностью селективной флотации, что объясняется тонким рассеиванием минералов [27]. В этом случае минералы свинца и цинка не могут быть извлечены в виде чистых и годных к продаже концентратов. В большинстве случаев для тонковкрапленных руд содержание свинца в концентрате колеблется от 30% до 40% Pb, при низком извлечении металла. Галенит находится в очень тонко рассеянной форме и срастается со сфалеритом, что затрудняет получение высокосортных концентратов цинка и приводит к необходимости использования очень тонкого измельчения и применения цианида при значительных его расходах.

Производственные показатели работы обогатительной фабрики, горнодобывающего и перерабатывающего комплекса Mount Isa Mines, расположенного в штате Queensland (Австралия), значительно ухудшились в 1980 –х годах из-за снижающегося качества руды. Руда стала значительно более тонковкрапленной, и стала содержать намного больше трудно высвобождаемого пирита. Компания вынуждена была начать новые научные разработки в области высвобождения минералов и их разделения.

Результатом этой работы стало создание нового направления в технологии рудоподготовки – мельница IsaMill, совместное изобретение Mount Isa Mines (Австралия) и Netzsch Feinmahltechnik GmbH (Германия) для ультратонкого помола руды [29] . Технология IsaMill продемонстрировала способность энергоэффективного измельчения до крупности менее 10 микрон с высокой

износоустойчивостью оборудования и без использования дорогих экзотических материалов. В результате получен 20% прирост извлечения цинка в цинковый концентрат, 5% прирост извлечения свинца в свинцовый концентрат, и 70% снижение производства бедного свинцового промпродукта.

На основании анализа работы действующих фабрик установлена взаимосвязь между извлечением свинца флотацией и величиной «цинкового модуля» Zn:Pb, который соответствует отношению содержания цинка и свинца в руде. Чем большее значение «цинкового модуля», тем меньше извлечение свинца из руды. При значении цинкового модуля 1,5 ожидаемое извлечение свинца составляет не менее 80 %, при увеличении значения цинкового модуля до 4,0 ожидаемое извлечение свинца снижается до 50 % [30].

Комбинирование процессов обогащения и металлургии позволяют значительно улучшить технологические и экономические показатели переработки труднообогатимых окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд.

Вельц-процесс (в длинных цилиндрических вращающихся печах), традиционно применяемый для переработки кеков на цинковых заводах, успешно используется в Польше для переработки окисленных свинцово-цинковых продуктов (содержащих не менее 8 % цинка); для переработки окисленных цинковых концентратов (содержащих около 32 % цинка), получаемых на фабрике «Сартори» (Италия). Применение вельц-процесса позволяет извлекать не только свинец, но и кадмий, висмут и другие металлы и элементы из отвальных руд и продуктов, не поддающихся дальнейшему механическому обогащению [32] .

Для гидрометаллургического извлечения металлов из коллективных концентратов, обогащенных продуктов или богатых руд могут быть использованы режимы кислотного, цианидного и аммиачного выщелачивания. Так, на фабрике «Брокен Хилл» богатые цинковые руды выщелачивают после сухого измельчения растворами серной кислоты с последующим извлечением из них цинка электролизом. Недостатки технологии — образование при выщелачивании коллоидного диоксида кремния, затрудняющего отделение раствора от твердого остатка; сравнительно большой расход электроэнергии при электролизе цинка и серной кислоты при содержании в рудах карбонатов породы и способных к водородно-ионному обмену глинистых минералов.

Для выщелачивания свинца и цинка приемлемыми являются растворы, содержащие серную кислоту и хлорид натрия. Так при исследовании выщелачивания полиметаллических сульфидных руд Архонского рудника Садонского свинцово-цинкового комбината было выявлено увеличение скорости извлечения свинца в 1,42, а цинка – в 1,3 раза при введении в раствор гипохлорита натрия (10 г/л NaOCl) по сравнению с серноокислотно-хлоридным раствором [34].

Аммиачное выщелачивание предложено для извлечения свинца и цинка из окисленных руд месторождения «Мацуа». Преимущества его перед кислотным выщелачиванием — возможность получения маточных растворов с высокой концентрацией в них металлов и почти полной

регенерацией растворителя; отсутствие заметного растворения основных минералов породы (карбонатов, силикатов, гидроксидов железа); исключение проблемы коррозии оборудования.

После очистки раствора выщелачивания от железа (окислением его при аэрации раствора и осаждением в виде гидроксида), кадмия и серебра (цементацией порошком металлического цинка), применяя экстрагент LIX-64, из аммиачных цинксодержащих растворов селективно извлекают 90 % свинца. Реэкстракция свинца осуществляется обработкой органической фазы кислотой; из полученного раствора он осаждается в виде карбоната при продувке углекислым газом. Извлечение цинка из раствора (более 90 %) и регенерация растворителя осуществляется в ректификационных колоннах и многоступенчатых испарителях теми же методами, которые применяются для осаждения меди и никеля из аммиачных растворов.

В связи с истощением запасов легкообогатимых цинксодержащих руд, в переработку вовлекается все менее качественное полиметаллическое сырье. Как следствие, ухудшается качество цинковых концентратов: менее 40 % цинка, более 9 % железа и 2-4 % меди. Подобные концентраты перерабатываются лишь подшихтовкой к кондиционным. Попытка, не меняя технологии, полностью перейти на переработку бедных концентратов на предприятии НВМ&S (Канада) закончилась неудачей. Для решения проблемы разработаны режимы автоклавного выщелачивания низкокачественного цинкового концентрата, которые обеспечивают извлечение цинка в раствор до 99 % и выше, при переходе до 80% серы в форму элементной серы. Выщелачивание делится на 2 периода: начальный (активный), с участием серной кислоты и образованием элементной серы, и конечный (медленный) с окислением серы до сульфатной. При выщелачивании в две стадии, доля концентрата, окисленного на активном периоде выше, чем в одностадийном процессе. Это позволяет повысить селективность извлечения цинка в раствор и степень извлечения серы в форму элементной серы[35] .

Проведены эксперименты по выщелачиванию свинцового сульфидного концентрата серной кислотой различных концентраций при атмосферном давлении. Установлено, что обработка концентрата разбавленной серной кислотой при продувке воздухом действительно позволяет вывести основное количество примесей в раствор. Полученные данные свидетельствуют возможной альтернативе стадии обжига концентратов — их обработке серной кислотой, но требуется более подробное изучение распределения и извлечения ценных примесей [36] .

Процесс «выщелачивание-осаждение-флотация» (LPF - Leach-Precipitation-Flotation) был изобретен 1929-34 гг. Miami Copper Company. LPF-процесс изначально применялся только для руд, содержащих окисленные и сульфидные медные минералы, которые подвергались выщелачиванию серной кислотой. Далее растворенную медь осаждали металлическим железом. Цементированную медь флотировали вместе с остальными сульфидными минералами. Позднее аналогичный подход уже применялся для окисленных свинцовых руд и никельсодержащих латеритовых формаций.

Свинец осаждался железным скрапом в горячей пульпе и далее свинцовую губку также, как и медные минералы, флотировали. К LPF-процессу могут быть отнесены несколько различных вариантов технологических схем. В одном из вариантов, усредненную руду измельчают и классифицируют на пески и шламы; песковую фракцию направляют на флотацию, а шламы перерабатывают LPF-процессом. Такой тип схемы применялся на обогатительных фабриках Butte и Hayden. Другой вариант заключался в том, что в LPF-процесс направляются хвосты флотации руды. Примером является фабрика Miami.

Процесс BuKaZinc (BuKa Minerals, 1998) был изобретен для тонковкрапленного свинцово-цинко-серебряного месторождения The Lady Loretta в Австралии. Принципиальная последовательность операций процесса изображена на рисунке 1.1.

Так как получить обычными методами обогащения кондиционные концентраты для стандартных гидрометаллургических заводов с данного месторождения было затруднительно, BuKa Minerals разработала уникальный процесс специально для данного месторождения. Этот процесс включает в себя двухстадиальное фьюмингование руды/концентрата, выщелачивание карбонатом аммония возгонов, получение черного свинца из кека выщелачивания во вращающейся печи и прокаливание осажденного из раствора карбоната цинка с образованием его оксида, который направляется далее на электролитическое рафинирование [38]. Данная технология позволяет перерабатывать труднообогатимые руды и низкокачественные концентраты.

Процесс PRIMALEAD, разработанный испанской фирмой Tecnicas Reunidas SA, позволяет производить высокосортный концентрат оксида свинца из бедных или комплексных сульфидных концентратов для предприятий по переработке как первичного, так и вторичного свинца [39].

Галенит, являясь самым нестабильным из сульфидов, легко поддается окислению и с помощью окислителя (сульфата железа) превращается в сульфат свинца. Небольшое количество попутно растворяющегося цинка осаждается и извлекается в виде гидрооксида или карбоната цинка. Извлечение растворенного свинца производится химическим осаждением в виде оксида или карбоната. Так как выщелачивание свинца проводится сульфатом железа (III), то для реализации данного процесса PRIMALEAD требуется организация стадии регенерации железа.

Регенерация трехвалентного железа может проводиться с применением нескольких методов: химической реакции, биологического окисления или электрического окисления и т.д. Регенерированный окислитель – сульфата трехвалентного железа возвращается на стадию окисления галенита. Окисленные свинец и серебро растворяются в горячем рассоле хлоридов натрия и кальция, при высоком извлечении. В результате остается твердый материал с нетронутым минералом ZnS, который после тщательной промывки подается на селективную флотацию цинка. При флотации получают высокосортный концентрат цинка без содержания свинца. При необходимости можно провести предварительное доизмельчение.

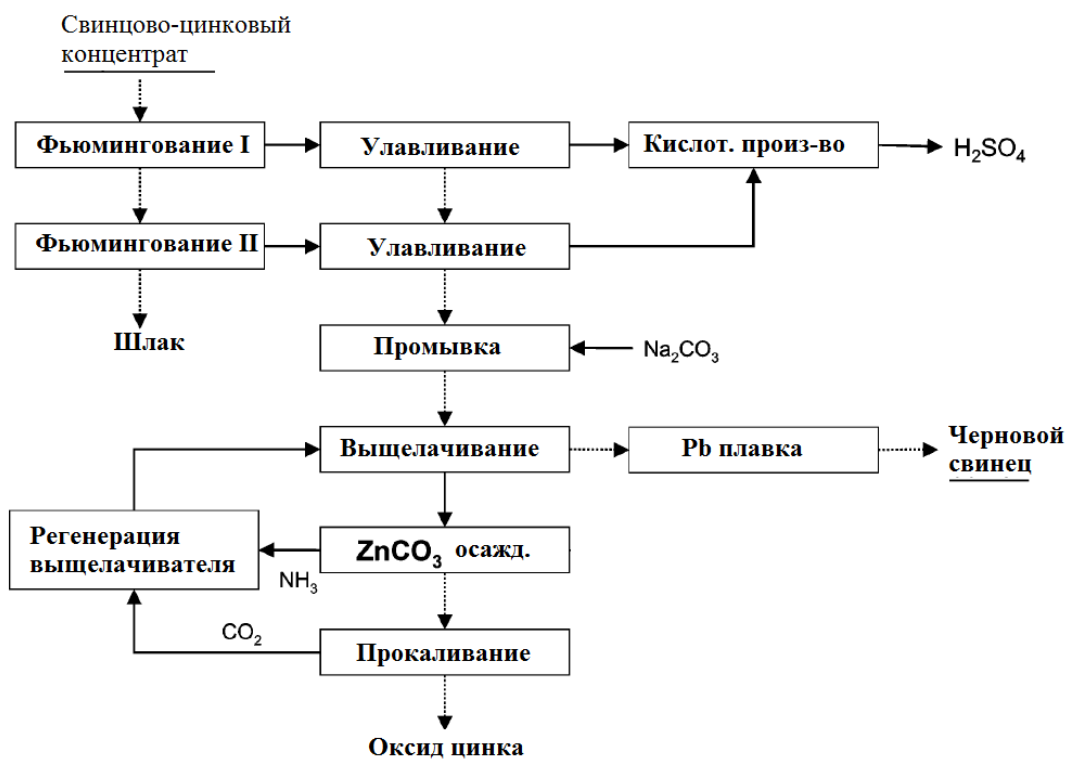


Рисунок 1.1 – Принципиальная последовательность операций технологии BuKaZinc для переработки коллективного свинцово-цинкового концентрата



Рисунок 1.2 – Принципиальная последовательность операций процесса PRIMALEAD

Технология процесса включает в себя коллективную флотацию сульфидов свинца и меди/цинка, выщелачивание свинца и флотация медных/цинковых минералов. Принципиальная последовательность операций процесса приведена на рисунке 1.2.

Возможен и другой вариант процесса, при повышенной концентрации окислителя вместе с окислением галенита и преобразованием его в сульфат свинца, идет окисление сфалерита с переходом цинка в раствор. Степень окисления галенита составляет 97-98 %, извлечение цинка в раствор – 90-95 %.

После отделения жидкой фазы кек, содержащий сульфат свинца, обрабатывается горячим рассолом хлорида натрия. Свинец и серебро переходят в раствор в виде свинцово-натриевых и серебро-натриевых хлоридов.

Свинец извлекается из раствора в виде концентрата оксида или карбоната свинца химическим осаждением с использованием щелочного реагента, например, гидроокиси кальция. Чистый концентрат свинца идет на реализацию предприятиям по производству первичного и вторичного свинца. Извлечение серебра из рассола производится путем цементирования с менее благородным металлом, например, свинцом, цинком или железом и т.д. Получаемый цемент серебра может дальше очищаться для получения слитков.

Процесс Noranda позволяет перерабатывать низкокачественные цинковые концентраты с получением продукта в виде оксида цинка при высоком извлечении. Принципиальная последовательность операций процесса приведена на рисунке 1.3.

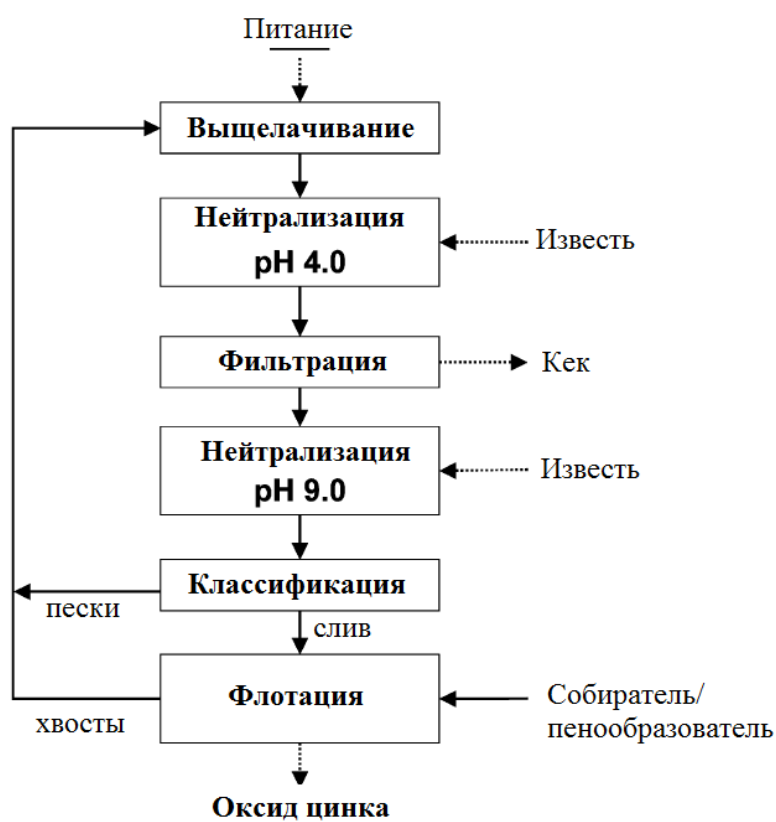


Рисунок 1.3 - Принципиальная последовательность операций процесса Noranda

Процесс включает в себя выщелачивание в растворе серной кислоты и двухстадийную нейтрализацию. На первой стадии нейтрализации удаляются из раствора силикаты, примеси Fe, Al, As и Sb осаждением известью и фильтрацией. Далее проводится цементация Cu, Cd, Ni и Co цинковой пылью. На второй стадии увеличивают pH до 9 и температуру до 90°C с добавлением суспензии гидроксида кальция. Происходит осаждение оксида цинка вместе с вновь образованным гипсом. Извлечение ZnO в конечный продукт осуществляется флотацией с 3 мг/л $C_{12}H_{23}NH_2HCl$ в качестве собирателя.

Процесс MIM Albion является примером, когда альтернативой металлургическим подходам технологий может быть применение специальных методов рудоподготовки, обеспечивающей полное раскрытие сростков, несмотря на то, что труднообогатимые свинцово-цинковые руды характеризуются весьма тонкой вкрапленностью и взаимным прорастанием ценных и породных минералов.

Этот подход применен на горнодобывающем и перерабатывающем комплексе компании Mount Isa Mines, (штат Queensland, Австралия). Компания начала проводить исследования в области высвобождения минералов и их разделения. Результатом этой работы стало создание новой технологии рудоподготовки – мельница IsaMill для ультратонкого помола руды (совместное изобретение Mount Isa Mines, Австралия и Netzsch Feinmahltechnik GmbH, Германия). Технология Albion представляет собой очень привлекательный процесс переработки упорных сульфидных минералов с целью извлечения ценных металлов, заключенных в кристаллической решетке сульфидов. Технологический процесс включает ультратонкое измельчение минералов с последующим окислительным выщелачиванием в открытых чанах при атмосферном давлении. Однако данное решение сопряжено со значительным расходом электроэнергии [40] .

Хвосты обогащения руд цветных металлов содержат значительное количество кислотообразующих минералов - пирит и другие сульфиды. Извлечение сульфидных минералов из хвостов поэтому не только важно с точки зрения полноты использования сырья, но и с точки зрения экологии. Исследованы типичные свинцово-цинковые хвосты завода Hindustan Zinc Limited в Rampura-Agucha (Индия). С тонких классов крупности наблюдается повышение массовых долей серебра и пирита. Массовые доли свинцовых и цинковых минералов больше в сравнительно более грубых фракциях. Микроскопические исследования грубых фракций показали, что свинцовые и цинковые минералы находятся в сростках. В хвостах содержится 19.41% пирита, 2.02% цинка, 0,69 % свинца, и 26.94 г/т серебра. Главный минерал породы – кварц. Сделан вывод, что классификация с последующей гравитационной сепарацией приведет к извлечению пирита и серебра. Извлечение свинца и цинка из хвостов может быть достигнуто только после измельчения для раскрытия сростков [41] .

Предложенная технология переработки лежалых хвостов Архонского свинцово-цинкового месторождения аналогична действующей на фабрике. Но, в связи с более сильной окисленностью поверхности сульфидных минералов, чем в руде и текущих хвостах, требует увеличенных расходов сернистого натрия на сульфидизацию и тщательного контроля окислительно-восстановительного потенциала при флотации [42] .

В лежалых хвостах флотационной фабрики во внутренней Монголии содержится свинец, цинк и серебро. При этом металлы содержатся в основном в окисленных минеральных формах, таких как церуссит, англезит, смитсонит и гемиморфит, при небольших долях свинца и цинка в сульфидных минералах. При флотации хвостов по прямой селективной схеме при помоле до 95 % класса минус 74 мкм получен свинцовый концентрат с массовой долей свинца 48.30% и извлечением 65.41%, и цинковый концентрат с массовой долей цинка 42.24%, и извлечением 84.69%,. суммарное серебра в свинцовый и цинковый концентраты 55.53%. Достаточно высокие извлечения металлов обуславливают экономическую эффективность, но качество концентратов ниже принятого на рынке [43] .

Исследована в лабораторном масштабе возможность переработки флотационным методом лежалых хвостов обогащения свинцово-цинковых руд, содержащие 3.12% цинка, 3.43% свинца, 0,71 г/т золота и 74 г/т серебра. В результате сульфидной флотации получены концентраты с высоким содержанием цинка. Флотация окисленных минералов эффективна для получения концентратов с высоким содержанием свинца. В результате сульфидной флотации получен коллективный свинцово-цинкового концентрат с массовыми долями 43.02 % цинка и 12.23 % свинца. С другой стороны, флотацией окисленных форм свинца может быть получен концентрат с массовой долей свинца 22,7%. Эти результаты позволяют предположить, что устойчиво возможно получение коллективного концентрата с суммой массовых долей свинца и цинка 55-56 %, с массовыми долями 430 г/т серебра и 1,8 г/т золота при извлечении цинка 60 % и свинца 40 % [44] . Однако для переработки данного коллективного концентрата потребуется нетрадиционная гидрометаллургическая технология.

Разработана технология доизвлечения серебра из хвостов обогащения свинцово-серебряных руд шахты Каннингтон (Австралия). Более 80 % серебра находится в форме микровключений размером менее 2 мкм в свинцовых минералах, в основном в галените. Предложено тиосульфатное выщелачивание с последующей сорбцией серебра на ионообменной. Присутствие аммиака оказывает негативное влияние на выщелачивание серебра, но положительно сказывается на сорбции и элюировании. Присутствие меди наоборот, оказывает положительное влияние на выщелачивание и негативное действие на процесс ионного обмена. Установлено, что полная сорбция серебра из растворов выщелачивания на смоле Amberjet 4200 достигается три часа. Элюирование серебра проводится 5М раствором NaCl. Ионный обмен повышает концентрацию

серебра от 20 мг/л серебра в растворе выщелачивания до 100 мг/л в элюате, что достаточно для электролиза [45] .

Изучено доизвлечение окисленных цинковых минералов из хвостов флотации обогатительной фабрики Денди в Северо-Западном Иране. Для сульфидизации используется сернистый натрий, в качестве собирателя – первичный амин. Наибольшие массовую долю цинка в концентрате (40.4 %) и извлечение (70 %) обеспечивает применение гексаметафосфата как диспергатора. Обычно для повышения извлечения цинка применяют предварительное обесшламливание, но в данном случае цинк представлен в основном шламистыми частицами, поэтому обесшламливание нецелесообразно [46] .

В полиметаллических свинцово-цинковых рудах в качестве попутных ценных компонентов обычно присутствуют серебро и золото. Применение к переработке продуктов обогащения этих руд гидрометаллургических процессов создает определенные проблемы извлечения благородных металлов.

Основным процессом в гидрометаллургии золота и серебра является цианирование, которое известно уже около 120 лет. Это положение связано с тем, что извлечение золота и серебра с использованием цианистого процесса обладает рядом технических и экономических преимуществ по сравнению с другими гидрометаллургическими технологиями, однако высокая токсичность цианидов заставляет исследователей всего мира искать альтернативные растворители для извлечения золота и серебра [47]

В настоящее время, кроме цианидов и царской водки, известно около сорока систем, способных переводить золото и серебро в растворы, но не многие из них (по разным причинам) пригодны для промышленного применения в гидрометаллургии благородных металлов. [48] .

Для выщелачивания серебра из руд и концентратов наиболее перспективными являются такие альтернативные методы, как применение бромидных, хлоридных, йодидных систем, неорганических кислот и их смесей, тиомочевины, аммиачных систем, тиосульфатного, аммиачно-тиосульфатного и сульфитного, роданидного растворения.

Известно, что в конце XIX столетия способ хлоринационного выщелачивания золота из рудного сырья (гидрохлорирование) применялся на некоторых золотодобывающих предприятиях, однако впоследствии он был повсеместно вытеснен из промышленной практики более совершенным цианистым процессом. В последние годы интерес к гидрохлорированию снова возрос, главным образом в связи с переработкой упорных для цианирования углеродсодержащих руд и концентратов.

В последние годы процесс бромного выщелачивания золота изучается весьма активно во многих странах, в том числе и в России. Интерес к этому растворителю вызван, главным образом, его высокой кинетической способностью по отношению к золоту, а также и к другим благородным

металлам (Ag, Pt, Pd) [50] . Следует, однако, отметить, что применение брома связано с высоким расходом реагента (поскольку наряду с золотом, он окисляет и другие компоненты руды), необходимостью защиты оборудования от коррозии и другими проблемами, решение которых требует проведения более глубоких исследований и крупномасштабных экспериментов.

В отличие от золота, серебро растворяется в горячей концентрированной серной кислоте, а в азотной кислоте – даже при комнатной температуре. Однако применение горячей концентрированной серной кислоты для больших объемов кека представляется практически нереализуемым. Применение азотной кислоты не обеспечивает достаточного извлечения серебра в раствор. Это скорее всего связано с блокированием поверхности серебра элементной серой при воздействии азотной кислоты вследствие наличия серы в кеке (в виде сульфатов, а также невыщелоченных сульфидов железа). Кроме того, азотная кислота разлагается с выделением оксидов азота, что весьма неблагоприятно для окружающей среды.

Существует метод растворения серебра в кислых хлоридных и хлоридно-сульфатных растворах, при котором в качестве окислителя используется пиролюзит (MnO_2).

Пиролюзит растворяется медленно, что приводит к медленному образованию активного хлора в объеме раствора и, соответственно к уменьшению выделения хлора в атмосферу.

В отличие от золота процесс растворения металлического серебра в сернокислых растворах $CS(NH_2)_2$, содержащих сульфат железа, осложняется кинетическими затруднениями из-за образования на поверхности частиц серебра пленок, состоящих из Ag, Fe и S.

В процессе PRIMALEAD окисленное в результате атмосферного горячего сернокислотного выщелачивания серебро растворяются в горячем рассоле хлорида натрия, и с высоким извлечением осаждаются цинковой пылью..

Более высокое, как правило, извлечение серебра в гидрометаллургическом цикле, что особенно четко проявляется при наличии в рудах сульфидных форм серебра: аргентита, пираргирита, прустита и др.

1.1.3. Современное состояние технологий переработки труднообогатимого медно-цинкового минерального сырья

Среди медно-цинковых руд, в зависимости от содержания сульфидов, различают сплошные массивные или колчеданные (более 50%) и вкрапленные (менее 25%). По размерам зерен сульфидов руды относят к крупновкрапленным (0,4 мм и более), средневкрапленным (0,2 - 0,4 мм), и тонковкрапленным (менее 0,1 мм).

За время эксплуатации основных медно-цинковых месторождений их минерально-сырьевая база заметно ухудшилась. На переработку поступают более труднообогатимые медно-цинковые руды, отличающиеся низким содержанием ценных компонентов, неблагоприятным соотношением

меди и цинка, тонким взаимопроращением сульфидов между собой и пустой породой и высоким содержанием сульфидов железа. Все это приводит к снижению технологических показателей обогащения и большим потерям цветных металлов с отвальными хвостами. Медно-цинковые руды отечественных месторождений в основном являются сульфидными. Из-за сложного минерального состава руд, высокой доли сульфидов железа, достигающей до 90 %, близости физико-химических и технологических свойств сульфидов в процессе обогащения возникают большие трудности. Медно-цинковые сульфидные руды перерабатывают, в основном, флотацией и при этом важной проблемой является селекция медных и цинковых минералов от сульфидов железа. Поиск и разработка селективных собирателей и совершенствование реагентного режима флотации является одним из основных способов повышения технологических показателей обогащения.

В целом, трудности обогащения медно-цинковых руд обусловлены:

- неравномерной и весьма тонкой вкрапленностью минералов меди, сфалерита и благородных металлов в сульфидные минеральные агрегаты, сложным и тесным взаимопроращением части сульфидов, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение.

- неодинаковой флотируемостью различных сульфидов меди. Причиной неодинаковой флотируемости разных сульфидов меди являются различия в природе их поверхности, способности к окислению и в значениях необходимой концентрации собирателя при флотации.

- неодинаковой флотируемостью различных сульфидов цинка. Одной из причин неодинаковой флотируемости разновидностей сфалерита является различное содержание в них изоморфной примеси железа (от 0 до 20 %), кадмия (до 2,5 %), индия, галлия. Особенно сильная его активация наблюдается в присутствии вторичных сульфидов и окисленных минералов меди, что является основной причиной особых трудностей флотационного разделения сульфидов меди и цинка при переработке руд зоны вторичного обогащения

- резким преобладанием содержания в рудах пирита, наличием в рудах нескольких разновидностей пирита, различающихся по содержанию примесей, морфометрическим, физическим, технологическим свойствам;

- близостью флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди сульфидов цинка;

- непостоянством вещественного состава руд, создающим при отсутствии усреднительных и шихтовальных складов и систем автоматизации значительные трудности при управлении технологическим процессом [54]

Отмеченные особенности вещественного состава являются причиной недостаточно высоких показателей обогащения ряда медно-цинковых руд. Они преодолеваются посредством разработки развитых технологических схем с использованием реагентных режимов селективной флотации, учитывающих особенности флотационных свойств разделяемых минералов.

Значительной проблемой обогащения медно-цинковых руд, является низкое извлечение из них золота.

Содержание свободного золота в рудах Урала колеблется от долей процента до 25 % (по отдельным пробам до 30 %). Извлечение золота в медный концентрат находится в пределах 10 – 15 %, в цинковый концентрат - до 15 %. Велики потери драгоценных металлов с отвальными хвостами и пиритным концентратом (распределение золота в пиритный концентрат 40 – 90 %).

Благородные металлы, переходящие в пиритный концентрат и отвальные хвосты, полностью теряются. При переработке пиритных концентратов на серную кислоту золото остается в огарках от обжига.

Золото и серебро, находящиеся в цинковом концентрате, также полностью теряются. Ранее цинковый клинкер, содержащий медь и благородные металлы, возвращался в металлургический передел меди, но в связи с низким содержанием в нем металлов (1,5 – 3 г/т Au, 3 – 12% Ag, 1 – 2, 5% Cu) перевозки его стали нерентабельными. Поэтому практически весь клинкер на сегодняшний день складывается на цинковых заводах [55] .

Анализ отвальных хвостов показал, что существенные потери составляет золото в виде не раскрытых от сульфидов, но переизмельченных классов – 10 мкм, а также в крупных медно – пиритных, медно – цинковых и медно – породных сростках. При этом переизмельченное золото только на 10 – 12% находится в свободном виде, на 25- 30% ассоциировано с медными минералами и на 30 – 60% - с пиритом [56].

В то же время тенденции развития рудной базы цветной металлургии показывают, что в переработку вовлекаются все более труднообогатимые руды, характеризующиеся снижением общего содержания в них металлов и усложнением вещественного состава [57] . В этих условиях все большее практическое значение имеет изыскание научно обоснованных способов повышения эффективности и селективности процесса флотационного обогащения при переработке золотосодержащих колчеданных руд путем использования предварительных физико-химических и энергетических воздействий, внедрение гравитационных узлов обогащения в технологическую схему с целью наиболее полного попутного извлечения золота, разработка комбинированных технологических схем.

На основании проведенных исследований разработана комбинированная технология переработки медно-цинковых руд с бактериальным выщелачиванием упорных медно-цинковых промпродуктов и использованием бактериальных растворов цинкового купороса в качестве депрессора сфалерита при флотационном разделении [58] .

Экспериментально показано, что получаемые в цикле чанового бактериального выщелачивания медно-цинкового промпродукта растворы цинкового купороса, содержащие

22,0+25,0 г/л цинка, 0,5+1,0 г/л меди, 8+12 г/л окисного железа, могут быть использованы на предприятии в качестве депрессора сфалерита при флотационном разделении [59] .

Для переработки медно-цинковых руд, содержащих как сульфидные, так и окисленные минералы цинка предложена комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология, включающая флотационное выделение сульфидного медно-цинкового концентрата и кучное выщелачивание цинка из окисленных цинковых минералов с последующим извлечением цинка из растворов выщелачивания экстракцией и электроэкстракцией [60] .

Процесс *CENIM-LNETI* был разработан совместно Национальным Центром Metallургических Исследований (CENIM, Испания) и Национальной Лабораторией Промышленной Инженерии и Технологии (LNETI, Португалия) в конце 1980-х и начале 1990-х годов [61] .

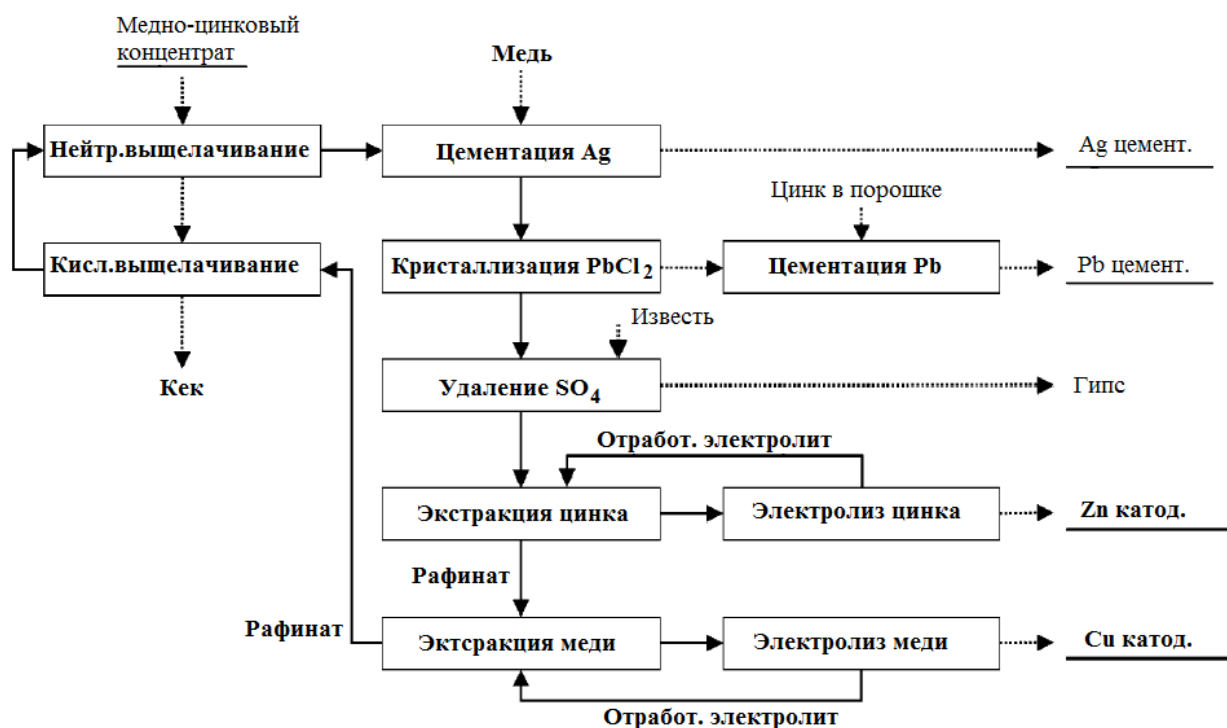


Рисунок 1.4 – Принципиальная последовательность операций процесса CENIM-LNETI для переработки коллективного медно-цинкового концентрата.

Процесс применим к смешанным медно-цинко-свинцовым сульфидным рудам и концентратам. Его уникальность в использовании растворов хлорида аммония (NH₄Cl) как среду для выщелачивания [62] , Принципиальная последовательность операций приведена на рисунке 1.4. Процесс выщелачивания проводится в 6-молярном растворе NH₄Cl при температуре 105°C и подаче кислорода. Преимущество выщелачивания хлоридом аммония заключается в практически неизменяемом рН раствора (6-7). Из-за относительно высокого рН, раствор содержит исключительно малые количества растворенных примесей и, в частности, свободного железа. Свинец извлекается в виде нерастворимого хлорида свинца путем охлаждения и вакуумной

кристаллизации при 50°C. Сульфаты, которые образуются при выщелачивании, удаляются в виде гипса добавлением извести. Цинк и медь извлекаются из водной фазы путем экстракции с ДЭГФК при 50°C и LIX 65N соответственно. После промывки каждый из растворов цинка и меди, направляются на электролитическое рафинирование.

Процесс Nitrosyl, предложенный O'Brien в 1996 году, заключается в обработке сульфидов меди и цинка в высококонцентрированных растворах азотной и серной кислот. Сульфидная медно-цинковая руда или коллективный концентрат загружается в закрытый реактор (пачук), содержащий 1,0-1,5 моль HNO₃ на каждый моль Cu в питании и 40-65% H₂SO₄. Далее производится нагрев смеси и окисление кислородом в течение часа. Затем медь и цинк последовательно извлекаются из раствора путем экстракции [63] .

Позднее, в 1998 году, O'Brien и Peters запатентовали улучшенную технологию Nitrosyl процесса, которая заключалась в выщелачивании сульфидов меди и цинка только серной кислотой в неокислительной атмосфере [64] .

Процесс IBES. Непрямое биовыщелачивание с эффектами разделения (The Indirect Bioleaching with Effects Separation - IBES) основан на процессах сульфатного и бактериального выщелачивания и применим к сульфидным медно-цинковым рудам или концентратам. Процесс включает в себя операции окислительного выщелачивания сульфидных минералов с помощью трехвалентного железа и бактериального окисления железа для регенерации выщелачивателя. При этом практически полностью выщелачивается цинк, а халькопирит может быть выделен из кека выщелачивания флотацией после нейтрализации кека, в щелочной среде в условиях депрессии пирита, флотоактивность которого при выщелачивании снижается вследствие окисления поверхности [65] .

Ввиду особенностей текстуры, структуры и вещественного состава золотосодержащих медно-цинковых колчеданных руд в основе их успешного комплексного обогащения лежит необходимость селективной дезинтеграции [66] . Имеются предложения по решению проблемы извлечения "упорного" золота из сульфидов решают принципиально новым методом - воздействием на сырье мощными электрическими импульсами. Разработан новый метод селективного раскрытия минералов в воде наносекундными импульсами, который позволил раскрыть до свободного состояния до 87 % золота в лежалых пиритных отходах обогащения руд Учалинской ОФ при затратах электроэнергии до 4,2 кВт час/т сырья [67] .

На основе изучения вещественного состава лежалых хвостов колчеданных руд предложены принципиальные технологические схемы и режимы обогащения, позволяющие выделить из техногенных хвостов золото-медный концентрат или золото-пиритный продукт, которые могут быть переработаны по пирогидрометаллургическим технологиям. Гравитационно-флотационная схема переработки лежалых хвостов позволяет получить золото-пиритный продукт с содержанием

золота 5,37 г/т и серебра 27,53 г/т при извлечении 54,5 и 53,9 % соответственно. Наиболее высокое извлечение золота во флотационный концентрат достигается при плотности пульпы 30–40 % твердого; оптимальные рН среды для флотации золотосодержащих минеральных ассоциаций — 7,5–9,0 [68] ..

С учетом особенностей вещественного состава лежалых хвостов флотационного обогащения колчеданных медно-цинковых руд Урала разработана комбинированная гравитационно-флотационная технология их переработки с получением кондиционных концентратов [69] [111].

На опытной фабрике ОАО «Покровский рудник» проведены непрерывные полупромышленные испытания цианидной технологии переработки лежалых пиритных хвостов обогащения ОАО «Гайский ГОК» в замкнутом режиме [70].

Показано, что предварительное разделение лежалых хвостов на винтовых шлюзах может сократить объемы цианируемого материала и расходы цианида почти в два раза, однако при этом сквозное извлечение золота уменьшается до 30–31 % [71] .

1.1.4. Современные реагенты-собиратели для флотационного обогащения труднообогатимых сульфидных руд цветных и благородных металлов

Как известно, селективные реагентные режимы – наиболее доступный способ регулирования флотоактивности минералов [72] . Поэтому ориентация на комбинированные технологии не снижает требований к технологическому уровню флотационного процесса, задача которого - выделение качественных концентратов и промпродукта для гидрометаллургической переработки.

При сочетании в комбинированной технологии флотационных и гидрометаллургических процессов желательно устойчивое получение кондиционных концентратов с возможно большим извлечением целевых металлов. Флотационный передел и переработка кондиционных концентратов на специализированных металлургических предприятиях более дешевы, чем переработка на месте некондиционных комплексных промпродуктов.

Поэтому задача совершенствования селективности флотационного процесса остается актуальной и для комбинированной технологии переработки труднообогатимых сульфидных руд цветных и благородных металлов и техногенного сырья – лежалых хвостов обогащения этих руд.

На отечественных обогатительных фабриках основным собирателем при флотации медно-цинково-пиритных руд вот уже многие десятилетия является бутиловый ксантогенат. Он относится к сильным собирателям, обладает высокой собирательной способностью по отношению ко всем сульфидным минералам руд цветных металлов. За рубежом наравне с бутиловым применяют этиловый ксантогенат.

Более селективными, но при этом менее сильными собирателями являются соединения солей дитиофосфорной кислоты (аэрофлоты). По зарубежным данным доля потребления аэрофлотов в

общем объеме потребления сульфидрильных собирателей составляет 25%. На российских предприятиях аэрофлоты находят весьма ограниченное применение. Однако имеющийся отечественный опыт показывает, что аэрофлоты на российских предприятиях могут найти применение при совершенствовании технологических режимов в значительно большем объеме, чем в настоящее время. Несколько усовершенствованных модификаций аэрофлотов, разработанных в институтах «Механобр» и ЗАО «Механобр-Оргсинтез-реагент», уже успешно применяются в промышленности [73] .

Для повышения качества медного концентрата при флотации медно-цинковых руд использованы собиратели из класса аэрофлотов (диалкилдитиофосфатов) в дополнение к бутиловому ксантогенату, что позволило получить более высокое извлечение меди и благородных металлов при более высоком качестве медного концентрата по сравнению с применением одного ксантогената [74] .

Аэрофлоты как дополнительный собиратель к ксантогенату позволяют поднять извлечение тонких классов сульфидов и минералов, содержащих драгоценные металлы (золото, серебро), а также повысить селективность отделения халькопирита и сфалерита от пирита. Эффективность флотации тонких частиц сульфидов аэрофлотами обусловлена более высокой их активностью на границе раздела газ - жидкость в сравнении с ксантогенатом.

Применение аэрофлотов в селективных схемах как самостоятельного реагента-собирателя и в коллективных схемах в сочетании с ксантогенатами и другими собирателями, является в настоящее время доступным и эффективным способом повышения технико-экономических показателей флотации руд, содержащих цветные, редкие и драгоценные металлы [77] .

Институтами Гинцветмет, [78] , МИСиС исследовательской лабораторией Гайского ГОКа в середине 90-х годов были испытаны собиратели.

- меркаптобензотиазол (МКБТ) в сочетании с раствором маточника бутилового ксантогената в соотношении 1:1 при общем расходе 60 г/т. Разработанный технологический режим позволил получить равнозначные с ксантогенатом показатели при снижении общего расхода собирателя на 30-40%.

- реагент S-703 (смесь алкилдитиофосфата; диалкилсульфида; алкилового эфира полипропиленгликоля) оказался эффективен при расходе 50 г/т и 40% - ой замене им ксантогената. Исследованное сочетание с бутиловым ксантогенатом позволяет увеличить извлечение меди на 1-1,5%. Реагент S-703 рекомендован также как собиратель благородных минералов.

- реагент F-100 эффективен в сочетании с бутиловым ксантогенатом при расходе 100 г/т. Полученные показатели идентичны фабричным при использовании бутилового ксантогената;

- реагент S-701 является высокоселективным собирателем при извлечении халькопирита и подавлении пирита и других сульфидных минералов. Собиратель работает при малых расходах ~30-

50 г/т руды и при этом качественные показатели флотации по меди и цинку получены на уровне стандартного режима.

Получение медного и свинцового флотационных концентратов, с использованием в качестве собирателей сочетания нетрадиционных форм диэтилдитиокарбамата и дитиофосфата, не со щелочными металлами, а с аммонием предложено в [79] .

Контроль электрохимического потенциала жидкой фазы пульпы при флотации, используя диэтилдитиокарбамат в качестве собирателя, позволяет селективно флотировать галенит и сфалерит, отделяя их от пирротина, из лежалых хвостов свинцово-цинково-серебряных руд

Синтезированные в институте «Гинцветмет» новые модифицированные собиратели серий «СИГ», «СГМ», «Берафлот» показали высокую перспективность их использования для повышения извлечения металлов и качества концентратов. Установлены более слабые собирательные свойства этих флотореагентов к пириту [80] .

На ряде зарубежных фабрик, перерабатывающих медные, медно-молибденовые и полиметаллические руды нашли широкое применение тионокарбаматы [81]

По силе собирательного действия на халькопирит и молибденит тионокарбаматы не уступают соответствующим им ксантогенатам и вместе с тем являются более слабыми собирателями пирита, чем дитиофосфаты [82] . В то же время полная замена ксантогената тионокарбаматом может оказаться неэффективной, из-за повышения потерь в сростках с пиритом, и относительно высокой стоимости этих реагентов [83] .

Наиболее известным реагентом этого класса является американский реагент Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат), производимый Dow Chemical Company. Сочетание Z-200 с различными ксантогенатами (амиловым, изопропиловым) широко использовалось за рубежом (США, Чили, Канада) при флотации сульфидных медно-цинковых руд в качестве собирателя минералов меди и активированной цинковой обманки [84]

В Японии используют широкий ассортимент реагентов (чаще всего сочетаний): этиловый, вторичный бутиловый, амиловый, гексиловый ксантогенаты, бутиловый натриевый аэрофлот, изобутиловый натриевый аэрофлот. Средний удельный расход собирателей на 1 т руды на фабриках составляет 124 г/т.

Разработаны методы повышения эффективности переработки отходов флотационного обогащения медно-цинковых руд путем повышения эффективности флотации шламовых фракций рудных минералов, восстановления флотируемости окисленных зерен сульфидов и повышения селективности разделения сульфидов меди и цинка от пирита, для чего предложено использование гидрофобного бутадиен-стирольного сополимера для селективной флокуляции тонких частиц сульфидов медно-цинковых руд [86] .

В течение многих лет во всем мире разрабатываются способы предотвращения флотации пирита и других сульфидов железа при сохранении флотуемости минералов цветных металлов.

В СССР была разработана технология промышленного производства 0-изопропил-N-метилтионокарбамата (ИТК), а прием комбинирования его с ксантогенатом был испытан при флотации медно-молибденовых руд. Исследованиями Гинцветмета по сорбции ИТК установлено, что поверхностью халькопирита и молибденита ИТК сорбируется так же, как и ксантогенат; пиритом – весьма незначительно.

ИТК более эффективен по сравнению с изобутиловым ксантогенатом при флотационном разделении халькопирита и пирита в широком диапазоне рН, однако, при больших расходах (более 20 мг/л) селективность его действия снижается. Совместное действие ИТК и ксантогенатов при флотации было изучено применительно к минералам меди, молибдениту и пириту. Отмечается, что совместное использование бутилового ксантогената и ИТК при разделении халькопирита и пирита приводит к повышению полноты извлечения металлов, но при этом снижается селективность флотации.

Исследованиями Бочарова В.А. и Игнаткиной В.А. определены собиратели наиболее слабо флотуемые пирит – диметилдитиокарбамат, изобутиловый дитиофосфат, «Берафлот-3035». Особенность действия «Берафлота-3035» определяется образованием различных поверхностных соединений реагента на пирите, халькопирите, сфалерите, галените [91] .

Повышение извлечения сульфидов меди и цинка в соответствующие товарные концентраты, выделение значительной части цинкового концентрата в рудном цикле после флотационного извлечения сульфидов меди и активированного сфалерита, а также снижение флотуемости пирротина и пирита во всех технологических операциях достигается при применении в качестве собирателей композиции М-ТФ, представляющую собой смесь изобутилового дитиофосфата и тионокарбаматов, подаваемую в сочетании с бутиловым ксантогенатом по циклам флотации в индивидуальных пропорциях [92] .

Чантурия Е.Л., Ивановой Т.А. и Зимбовским И.Г. предложен комплексообразующий реагент – собиратель «АМД» класса амидопиразолонов. Использование этого реагента позволяет существенно повысить селективность разделения сфалерита и пирита флотацией. Механизм селективного действия реагента заключается в образовании на поверхности сфалерита гидрофобных комплексных соединений «АМД» с цинком, способствующие повышению флотуемости сфалерита, тогда как на поверхности пирита образуются в этих же условиях гидрофильные пленки, снижающие его флотуемость [93] .

Для снижения флотуемости пирита и других сульфидов железа, повышения флотоактивности минералов цветных металлов, частиц самородного золота, его открытых сростков с сульфидами при реагентной обработке перед флотацией предварительно в раствор дитиофосфата

вводят в качестве модифицирующего компонента до 10 массовых процентов раствора тиомочевины $((\text{NH}_2)_2\text{CO})$ или ее производных. После этого пульпу из руды последовательно кондиционируют с модифицированным дитиофосфатом при pH 8,5-9,0, а затем с ксантогенатом при pH более 9,0 [94]

Несмотря на значительное количество проведенных исследований, из-за сложной структуры труднообогатимых сульфидных руд, близких физико-химических, и, в частности, сорбционных свойств сульфидных минералов, технология их селективного разделения с применением только флотации остается несовершенной. Основная проблема состоит в отделении медных и цинковых минералов от сульфидов железа.

Сочетание комбинированных технологий с селективными реагентами существенно повышает комплексность использования рудного сырья и экологическую безопасность его переработки.

1.2. Способы оценки обогатимости руд, основанные на современных методах изучения вещественного состава руд и кинетики их флотации

Разработка технологий переработки бедных, комплексных, тонковкрапленных труднообогатимых руд является одной из задач, которые невозможно решать без оценки обогатимости руд, основанной на глубоком изучении вещественного состава и технологических свойств во взаимосвязи.

Если трудная обогатимость сульфидных руд в связана исключительно с тонкой вкрапленностью, то возможно ограничиться сверхтонким измельчением. Применение при переработке свинцово-цинковых руд Горы Айза (Австралия) специальных мельниц тонкого доизмельчения IsaMill обеспечило увеличение извлечения цинка и свинца в одноименные концентраты соответственно на 20 % и 5 %, при одновременном повышении качества концентратов [96]

Если в числе причин трудной обогатимости – близость флотационных свойств сульфидных минералов цветных металлов, а также пирита, то практически единственным решением остается применение комбинированной технологии.

Комбинированные технологии предусматривают в цикле собственно обогащения (механического разделения минеральных частиц) выделение в концентраты только легко извлекаемой части ценных минералов. Нераскрытые минеральные агрегаты и/или неразделимые частицы раскрытых, но близких по свойствам минералов, извлекают в отдельный продукт и направляют в металлургический цикл [97]

В целях уменьшения затрат целесообразно уменьшение выхода и повышение качества продукта, направляемого на гидрометаллургический передел. Поэтому задача обеспечения максимально возможной селективности флотации остается актуальной.

Известно, что высокосернистые руды часто труднообогатимы. В частности, значительная часть свинцово-цинковых руд колчеданных месторождений труднообогатима [98]

Для этих руд одну из главных проблем обогащения часто составляет отделение галенита и сфалерита от пирита.

В России практически единственным депрессором пирита осталась известь, действие которой значительно эффективнее, чем просто повышенной щелочности среды. Еще в конце сороковых годов депрессирующее действие извести связывали с образованием на поверхности пирита тончайших частиц карбоната и сульфата кальция, а также гидроксидов железа [99] [6].

Теоретические квантовомеханические расчеты, моделирующие взаимодействие ионов OH^- и CaOH^+ с поверхностью пирита, показали, что адсорбция последних сильнее, и что именно присутствие кальция обеспечивает большую энергию взаимодействия иона CaOH^+ с пиритом [100]

Прямыми экспериментами, с использованием рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии и времяпролетной вторичной ионной масс-спектрометрии [101] подтверждено наличие на депрессируемом пирите гидроксидов железа. Однако при этом установлена значительная вариация физико-химического состояния поверхности минеральных частиц одного типа и размера.

Последнее подтверждается и практикой флотации, часто наблюдающейся высокой флотоактивностью части пирита, проявляющейся в слабой его депрессии известью.

Конкретные причины трудной обогатимости руды связаны с минеральным составом частиц, поступающих на обогащение после рудного измельчения. Поэтому исследование руды на обогатимость должно включать методы технологической минералогии с целью установления взаимосвязи характеристик различных разновидностей (сортов) минеральных частиц с распределением минералов по продуктам обогащения.

Прогнозная оценка качества полезных ископаемых, проведенная на стадии геологического изучения месторождения с применением методов технологической минералогии, в дальнейшем оптимизирует управление технологическими процессами при его освоении [102] .

Технологическая минералогия существенно расширила свои практические возможности с появлением аппаратных методов так называемой автоматизированной минералогии

Методы автоматизированной минералогии используются при оценке обогатимости руд, для чего имеется современная аппаратная аналитическая база.

Наиболее широко применяются аппаратно-программные комплексы, основанные на электронной микроскопии с рентгено-флюоресцентным микрозондированием и компьютерном анализе получаемых изображений.

Это достаточно близкие по своему функционалу комплексы QEMSCAN и MLA -анализатор раскрытия минералов (США); Mineralogic (Германия); INCAMineral (Великобритания); TИМА (Чехия).

Для статистически представительного количества конкретных минеральных частиц изучаемого продукта, данные комплексы накапливают информацию о минеральном составе объема и поверхности частиц, об их крупности и морфологии, создают базу данных сотен тысяч частиц.

Формируемые встроенным программным обеспечением отчеты представляют собой обобщенные, интегрированные, но весьма детальные данные о изучаемом продукте [103]

Например, MLA System дает сведения:

- - о минеральном и химическом составе образца;
- - о распределениях по размерам частиц и минеральных зерен;
- - о распределениях минералов по их массовой и поверхностной доле в частицах,
- - об ассоциациях минералов;
- о теоретических кривых наилучшей взаимосвязи содержания и извлечения любого минерала для множества возможных концентратов этого минерала, которые могут быть получены из изучаемого продукта.

Первое зарегистрированное использование термина «**автоматизированная минералогия**» в технических журналах появилось в конце восьмидесятых - начале девяностых, в статьях, описывающих посредством qemscan технологий и приложений. Термин приобрел значительную популярность после того, как он был использован, чтобы назвать новую международную конференцию в июле 2006 года (Брисбэй, Австралия). [<http://www.min-eng.com/automatedmineralogy06/index.html>]

Как пример использования термина можно привести факт, что 23–24 мая 2018 г. в СВКНИИ ДВО РАН состоялся международный семинар «Приборные комплексы по автоматизированной минералогии/петрографии в исследованиях с помощью электронной микроскопии для решения задач поиска, разведки и добычи полезных ископаемых». Семинар был организован фирмой FEI и СВКНИИ ДВО РАН. [<http://vnedra.ru/c-предельной-точностью-1824/>]

Применение аппаратурных методов автоматизированной минералогии к анализу технологии позволяет оценить управляющие факторы (например, расход собирателя) с точки зрения конкретных результатов их действия на поведение различных сортов минеральных частиц в технологическом процессе [106]

Программное обеспечение комплексов автоматизированного минералогического анализа предусматривает расчет широкого ряда характеристик вещественного состава изучаемого продукта и вывод их в виде стандартно предусмотренных форм таблиц и графиков. Но имеется возможность обрабатывать и промежуточную информацию по самостоятельно разрабатываемым алгоритмам. Например, обработкой полученного изображения массы минеральных частиц после грубого помола предсказывается ожидаемая степень раскрытия минералов при более тонком помоле до заданного размера частиц [108]

При исследованиях, нацеленных на разработку комбинированной технологии, эти методы дают возможность экспрессной оценки эффективности последующей гидрометаллургической переработки минеральных продуктов того или иного состава [109]

В целом вклад автоматизированной минералогии в создание и реализацию технологий переработки минерального сырья оценивается как исключительно значимый, даже в экономическом отношении, так как позволяет не только ускорить и удешевить исследования, но и достичь более обоснованных технологических решений [110]

Главное ограничение методов обработки данных, встроенных в MLA System и другие подобные системы, состоит в том, что они не приспособлены к расчету параметров, сопоставимых с перечисленными по степени детализации учета вещественного состава, характеризующих не продукты по отдельности, а технологическую операцию в целом

Оценка обогатимости руд с применением средств автоматизированной минералогии и прогнозирование на этой оценке показателей работы технологических схем переработки руд получило мощный импульс развития с появлением нового направления в области рационального природопользования – геометаллургии [111,112].

В рамках этого направления *фактически объединяются понятия оценки обогатимости руды и моделирования технологии ее переработки.*

Геометаллургия объединяет знания по геологии, добыче полезных ископаемых, обогащению и металлургии, экологии и экономике для максимального увеличения прибыльности разработки месторождения в совокупности со снижением технических и производственных рисков.

Один из главных методов геометаллургии – компьютерное моделирование рудных тел месторождения и технологии переработки руды, с учетом ее конкретных характеристик на разных участках залегания.

Один из основоположников, финский исследователь Ламберг, считает, что сквозной информацией, объединяющей переделы в геометаллургии, является информация о минеральных частицах. Новое поколение компьютерных моделей обогатительных схем базируется на подробных данных о морфологии множества минеральных частиц, слагающих исходные, промежуточные и конечные продукты, частиц многофазных, многокомпонентных, разной крупности и т.п. [113] [3].

Эти данные о продуктах получают использованием систем анализа изображений оптической микроскопии, а также анализа средствами автоматизированной минералогии [114,115,116] [4-6].

Геометаллургия - это моделирование, начиная еще на стадии разведки месторождения, всего жизненного цикла предприятия – от геологических запасов и горной добычи к переработке на фабрике и металлургическом заводе.

Моделирование вначале технологическое, а далее – экономическая оценка вариантов.

В частности, геометаллургия включает подсчет и моделирование запасов с учетом их обогатимости. Это уже осуществляется фирмой SGS [<https://www.sgs.ru/ru-ru/mining/exploration-services/geometallurgy/geometallurgy-framework>]

Одной из самых сложных задач при разработке моделей обогатительных схем является моделирование процессов измельчения. Моделирование измельчения является, в том числе *оценкой обогатимости* руды с точки зрения оценки возможности последовательного достижения все большей степени раскрытия минералов.

Если в процессах разделения общий набор частиц не изменяется, а только распределяется по продуктам, в зависимости от свойств каждой частицы, то при измельчении исчезают одни и появляются другие частицы, с другими свойствами, изменяется количество частиц. В этом случае моделирования измельчения должно давать прогноз нового распределения частиц по их морфологическим типам, на основе данных о составе исходного продукта и параметрах процесса измельчения.

Изучению закономерностей процесса измельчения, его физике, всегда уделялось большое внимание. Современные представления об энергетике внутри мельничной загрузки и технология разрушения рассмотрены в современном издании [118]

Многочисленные работы посвящены математическому моделированию измельчения. Но в абсолютном большинстве случаев результатом моделирования является достигаемых в процессе измельчения новый гранулометрический состав продукта. Основы моделей изменения гранулометрического состава при измельчении приведены А. Линчем в широко известной монографии [119]

Многие работы посвящены установлению влияния на процесс измельчения видов мелющих тел и их поведения в мельнице [120,121] В последнее время стал популярен метод DEM-моделирования, как для изучения движения потоков измельчающей среды [122] так и одновременно – измельчаемого материала полидисперсного состава [123]

В большинстве случаев модели основаны на данных кинетики измельчения. Используя кинетические константы, осуществляют расчет изменения гранулометрического состава в процессе измельчения [125,126,127] в ряде моделей дополнительно применяют энергетические параметры, как, например, в [128]

Для изучения закономерностей измельчения и определения технологических показателей процесса в установившемся режиме используют пакет JKSimMet, в том числе внося изменения в заложенные в пакет модели [129] осуществляют моделирование работы мельниц в замкнутом цикле с классификатором [130]

Ряд авторов упоминают о необходимости определения оптимального режима измельчения для достижения эффективной степени раскрытия минеральных форм руды, но при этом ограничиваются изучением изменения грансостава [131,132] Поведение ценных и породных минералов при измельчении, селективность часто оценивается по изменению массовой доли ценного минерала в классах крупности материала в ходе процесса измельчения [133,134,135, однако это характеризует не столько раскрытие, сколько иную разрушаемость ценных минералов по сравнению с породой.

Многие работы посвящены оценке степени раскрытия минералов в продуктах, которая связывается с гранулометрическим составом, размером вкрапленности. Но результатом являются интегральные характеристики – доля раскрытых частиц, дисперсия степени раскрытия [136,137] Для изучения взаимосвязи между гранулометрическим составом руды и степенью раскрытия в работе использовалась система автоматизированного минералогического анализа QEMSCAN, но характеристика раскрытия ограничивалась распределением минералов по свободным частицам, двойным и сложным сросткам.

Таким образом, информация о закономерностях изменения распределения минералов по сросткам различных видов на фоне изменения гранулометрического состава в процессе измельчения в литературе отсутствует, имеется рассмотрение отдельных сторон процесса раскрытия.

Одна из причин такого положения – недостаточность накопленных экспериментальных данных о морфологическом составе продуктов измельчения разных руд, при различной продолжительности измельчения.

Особенно сложна оценка обогатимости руд флотацией, так как не существует независимого метода определения способности к флотации минеральных частиц сорта как некоторого физического свойства, подобно плотности и т.п.

Поэтому неоднородность свойств частиц при флотации учитывается их распределением по интенсивности флотации, т.е. константе скорости флотации в формуле Белоглазова – экспоненциальной кинетике флотации, отвечающей первому порядку [140]

Следует учитывать, что модель первого порядка скорости флотации имеет ограничения.

В работе [141] кинетика индивидуальной флотации узких классов крупности кальцита и целестина аппроксимировалась уравнениями первого, второго и дробного порядка, в последнем случае использовалось также значение предельного извлечения. Наилучшая корреляция достигнута

при дробном порядке, значения константы скорости пропорциональны размеру частиц в степени от 1,1 до 1,35. Можно предположить, что превышение кажущегося порядка над единицей вызвано влиянием флокуляции, происходящей одновременно с флотацией и являющейся процессом второго порядка. В пульпе присутствовали только одинаковые частицы флотируемого минерала узкого класса крупности (объемное содержание в пульпе 2.2 %). Влияние флокуляции на кинетику в этом случае, очевидно, повышается по сравнению с флотацией в присутствии значительного количества нефлотируемых частиц породы.

В [142] на примере флотации халькопирита и молибденита из медно-порфировых руд показано, что при кинетике с замедленной начальной фазой процесса лучшее соответствие эксперименту не у модели первого порядка с распределением по флотируемости, а у решения уравнения первого порядка по концентрации флотируемых частиц, но с дробным порядком производной. Данное решение содержит три определяемых параметра – предельное извлечение, порядок производной (от 0.60 до 0.95) и константу скорости. Можно предположить, что аномальность кинетики связана либо с задержкой накопления пенного слоя из-за малого содержания флотируемых минералов, либо с недостаточным временем агитации с реагентами.

Тем не менее, в большинстве случаев представление о первом порядке скорости флотации и соответствующем распределении по константе скорости удовлетворительно описывает кинетику. Понятие распределения материала по интенсивности флотации (спектра флотируемости), основанное на предположении о первом порядке кинетики флотации индивидуальных фракций, широко обсуждалось в 60-е – 80-е годы, и в итоге было принято большинством обогатителей и включено в фундаментальные обобщающие источники, например, в [133] [143]

Чаще всего распределение по флотируемости аппроксимируют заранее заданным законом распределения – гамма, прямоугольным, треугольным, синусоидальным, Вейбулла, двойным нормальным [6]-бимодальным гамма, нормальным, экспоненциальным [144]

Исследуя кинетику флотации углей авторы [135] пришли к выводу, что аппроксимация спектра флотируемости формулами распределений с тремя определяемыми параметрами дает меньшую ошибку расчетной кинетики, чем двухпараметрическими. При этом ошибка менее чувствительна к форме распределения, чем к местоположению функции распределения на оси скорости флотации.

Абстрактность понятия фракции флотируемости часто оценивается критически, при этом утверждается, что для заданного реагентного режима флотируемость надо связывать исключительно с ее морфологией, т.е. размером, формой частицы и тем, какими минералами и в какой доле представлена ее поверхность; морфология, в свою очередь, определяет свойства поверхности с учетом физико-химических условий данного реагентного режима.

Однако, с появлением автоматизированных методов количественного минералогического анализа оказалось, что морфология частицы не полностью определяют ее флотуемость. В работе [145] [9] определяли флотуемость частиц различной морфологии путем отбора проб пульпы с промышленного процесса (свинцово-цинковая руда, фабрика Ред Дог) и проведением опытов по кинетике флотации в лабораторной флотомашине. Показано, что одинаковые по морфологии частицы (например, раскрытый галенит) имеет разную скорость флотации в пробах питания, концентрата и хвостов одной и той же операции. В исследовании [146] кинетику флотации частиц раскрытого халькопирита (медная руда месторождения Маунт Айза Майн) различного размера (от 2 до 90 мкм) изучали в «стандартной» флотационной ячейке Руштона [147]. В полулогарифмических координатах ни один из графиков кинетики, построенных отдельно для каждой крупности, не выпрямился, при этом чем больше крупность, тем менее близок к прямой соответствующий график. Это свидетельствует о наличии фракций различной флотуемости во всех классах крупности халькопирита, причем, чем больше крупность, тем шире диапазон скорости флотации частиц в классе.

Таким образом, подход к моделированию схем на основе формального распределения материала по флотуемости, рассчитываемого на основе кинетического опыта в лабораторной флотомашине, еще не исчерпал себя.

О.Н. Тихоновым был развит системный подход [148] согласно которому можно прогнозировать обогатимость руд для любых конфигураций схем на основе распределения исходного питания по разделительному признаку и сепарационных характеристик аппаратов. Для флотационного процесса разделительным признаком является интенсивность флотации частиц.

В расчетах следует учитывать отличие работы промышленных флотомашин от лабораторной, на которой проводится кинетический опыт для расчета спектра флотуемости [149].

Поэтому для прогноза технологических показателей циклов флотации произвольной конфигурации и с различным временем флотации в операциях, предлагалось использовать экспоненциальные сепарационные характеристики флотомашин, с масштабирующим множителем перед значением интенсивности флотации – суммарной площадью поверхности пузырьков в единице объема пульпы.

Высокая точность прогноза изменения технологических показателей при внесении возмущений в условия работы схемы, например, при изменении объема исходного питания, достигнута с использованием экспериментально определяемых распределений по флотуемости продуктов (медная руда, фабрика Рио-Тинто) [151]. Распределения по флотуемости продуктов устанавливали путем проведения кинетического опыта в лабораторной флотомашине на пробах пульпы, взятых с фабричного процесса. Таким образом, осуществлялся флотометрический анализ продуктов, что является весьма интересной особенностью данной работы. При этом для каждой

промышленной флотомашины брали пробы питания и обоих продуктов. В каждой пробе определяли массовые доли трех фракций – быстрофлотируемой, медленнофлотируемой и нефлотируемой, а затем рассчитывали операционные извлечения этих фракций и коэффициенты масштабного перехода как отношение констант скорости флотации фракции в промышленной флотомашине и в лабораторной. Дальнейшее моделирование показателей схемы проводили с использованием распределения по флотируемости исходного питания и учитывая коэффициенты масштабного перехода.

В [152] представлены результаты тестирования и прогнозирования показателей эффективности, полученных с использованием программного пакета UniFlot на примере фабрики комбината «Печенганикель». В примененном методе анализа рассчитывали предельно возможные показатели, достигаемые в предположении идеальных сепарационных характеристик операций, для имеющегося распределения по флотируемости исходного питания схемы. Проведено сравнение расчетных данных с производственными показателями и определены пути улучшения процесса обогащения.

На основе сопоставления распределений по флотируемости, можно делать выводы об особенностях воздействия реагентов на минералы.

Например, в работе [153] изучено влияние композиций сульфгидрильных собирателей (бутилового ксантогената калия, бутилового дитиофосфата натрия и МТФ) при разном их соотношении на распределение неактивированного сфалерита по фракциям флотируемости. При рН 8 и при расходе композиции собирателей 200 г/т кинетика флотации сфалерита определялась средне флотируемой фракцией 2 и медленно флотируемой фракцией 1, доля быстро флотируемых фракций 3 была низкой. Повышение общего расхода композиции собирателей в два раза, привело к увеличению доли быстро флотируемых фракций в три раза и одновременному снижению доли медленно флотируемых фракций в два раза. При рН 12 повышение расхода композиции в два раза дало только небольшое перераспределение между медленно и средне флотируемыми фракциями, быстрофлотируемые фракции не появлялись.

В настоящее время важное место в оценке обогатимости руд, прогнозе технологических показателей занимает моделирование обогатительных процессов и схем. Оно превратилось в практический инструмент, используемый, в том числе, при оптимизации технологических схем, на начальных стадиях проектирования при обосновании инвестиций, и даже при проверке теоретических представлений о какой-либо составляющей обогатительной технологии [154]

Появились коммерческие программные продукты, ставшие фактически стандартами для предварительного построения технологий и прогнозной оценки их ожидаемых результатов. Лидером среди них являются комплекс компьютерных программ JKTech совместной разработки

Австралии и ЮАР. В составе комплекса – пакет моделирования процессов флотации JKSimFloat [155]

Моделирование предполагает объединение представлений о свойствах перерабатываемого сырья и закономерностях работы обогатительных аппаратов [156] Сырье представляется не как однородная масса, а как набор потоков твердых частиц, где частицы, принадлежащие одному потоку, идентичны по свойствам, а разным потокам – различны. В обогатившей свое время в нашей стране работе [157] такие потоки названы монофазами. Моделирование флотации представляет собой несколько особый случай среди других обогатительных процессов [158] Свойства частиц, от которых зависит ход процессов гравитационного, магнитного, электрического разделения, то есть крупность, средняя плотность, магнитная восприимчивость, электропроводность и тому подобное, могут быть измерены независимо от обогатительного процесса. На основе этих измерений могут быть установлены распределения масс твердого и ценных компонентов по значению свойств. что дает возможность, зная сепарационные характеристики оборудования, рассчитать технологические показатели операций и схемы в целом.

Единственным свойством, которое может использоваться при моделировании флотационных процессов, является скорость флотации монофаз, которая находится в зависимости не только от собственных свойств минеральных частиц, но и от реагентного режима. Под количественной мерой скорости флотации узкой фракции частиц обычно понимают константу скорости флотации в уравнении К.Ф. Белоглазова, описывающего кинетику флотации данной фракции. Иначе эту величину называют флотируемостью, ее размерность $[\text{мин}^{-1}]$. Распределения массы твердого или массы ценного компонента по флотируемости находят экспериментально по данным кинетического опыта в лабораторной флотомашине периодического действия или путем опробования промышленной схемы флотации [161]

Известен ряд общих закономерностей, например, связь флотируемости с крупностью, минеральным составом поверхности. Еще в 1972 году, при оценке флотируемости твердого, меди, железа, молибдена в составе медно-молибденовой руды по промышленным данным отдельно рассматривались классы крупности менее и более 74 мкм [162] Данные о распределении минеральных частиц и ценных компонентов по флотируемости, используются как исходные данные в пакете JKSimFloat [163]

Понятие распределения по флотируемости основано на представлении о кинетике флотации как процесса первого порядка [164] при этом каждая фракция флотируется независимо от других со своей скоростью, общая кинетика – суперпозиция флотации всех фракций [165]

При расчете распределения по флотируемости по данным кинетического опыта, имеются математические сложности, связанные с неустойчивостью результатов расчета относительно небольших изменений исходных данных. Поиск решения только в ограниченном пространстве,

например, связанном с тем, что массовые доли фракций флотуемости положительны, и в сумме равны единице, возвращает задаче устойчивость [169]

Появление методов количественного минералогического анализа дало надежду на то, что в качестве первичных свойств монофаз могут выступать морфологические характеристики частиц – их крупность, минеральный состав поверхности и т.п. Так, в работе [170] прогнозная скорость флотации определяется сопоставлением минерального состава частиц питания и порций концентрата кинетического опыта.

Связь крупности и флотуемости является предметом многолетних, но непрекращающихся исследований.

Как правило, исследования выполняются на мономинеральных фракциях узкого класса крупности. Исследования флотуемости тонких классов галенита (менее 38 мкм) в беспенном аппарате Лившица показали, при всех изученных расходах собирателя, рост скорости флотации с увеличением размера частиц от класса 0-9 мкм до класса 23-38 мкм [171] При этом увеличение скорости от класса 0-9 мкм к классу 9-18 мкм невелико, а при переходе к более крупным классам становится существеннее.

В работе [172] изучалась флотация сфалерита при разных расходах собирателя и разной крупности пузырьков в обычной флотокамере. В качестве флотуемого материала использовался практически мономинеральный сфалеритовый концентрат. При оценке результатов флотации, с помощью лазерного гранулометра, отдельно рассматривались три класса крупности – грубый ($d_{80} = 100$ мкм), средний ($d_{80} = 39$ мкм) и тонкий ($d_{80} = 15$ мкм). Во всех опытах отмечена наименьшая скорость флотации для тонкого материала, наибольшая – для грубого, причем разница становится более заметной с увеличением размера пузырьков от 0,1 до 1 мм.

Зависимость флотации полидисперсного пирита от интенсивности перемешивания, расхода воздуха изучалась в лабораторной, замкнутой на себя колонне [173] Извлечение, следовательно, скорость флотации, при всех режимах оказывалось наименьшим у фракции 0-25 мкм по сравнению с фракцией 25-75 мкм.

Данные по изучению скорости флотации сростков определенного типа в литературе найти не удалось. Исключением является работа [174] где сростки моделировались прессованием таблеток из измельченных химически чистых порошков разного состава и последующим измельчением таблеток до узкого класса крупности. Показана прямая связь между гидрофобностью, характеризуемой краевым углом на таблетке до ее измельчения, и скоростью флотации измельченного материала в беспенном аппарате.

На скорость флотации частиц влияют многие, дополнительные к их собственным свойствам, факторы, - флокуляция, иные виды взаимодействия с другими сортами частиц.

Поэтому изучение скорости флотации минеральных форм в целях использования данных об их кинетике флотации для последующего моделирования следует вести в условиях, близких к реальной флотации.

1.3. Выводы по главе 1

1. Выполнен аналитический обзор научно-технической, нормативной и методической литературы, затрагивающей переработку труднообогатимых, в том числе тонковкрапленных руд цветных металлов.

2. Рациональное, комплексное извлечение содержащихся в природном и техногенном минеральном сырье полезных компонентов; совершенствование технологий переработки минерального сырья на базе изучения вещественного состава и технологических свойств и минерального сырья, проведения опытных технологических испытаний; комбинирование различных методов механического обогащения и химических, в том числе гидрометаллургических процессов при первичной переработке минерального сырья является требованием закона РФ «О недрах», а также нормативами и методическими рекомендациями Роснедр и Ростехнадзора.

3. Усложнение состава, ухудшение технологических свойств руд, накопление отходов их переработки, становящихся техногенным минеральным сырьем, является общемировой тенденцией. Особенно это характерно для России, где руды большинства месторождений цветных металлов, перспективных к переработке, являются труднообогатимыми. Одним из наиболее труднообогатимых видов сырья являются комплексные сульфидные свинцово-цинковые и медно-цинковые руды вследствие тонкой вкрапленности и сложным сростанием минералов, наличием значительной доли сульфидов железа, присутствия минералов в виде нескольких разновидностей, отличающихся поведением в технологических процессах.

4. Данные исследований, технологические подходы, практика переработки труднообогатимых сульфидных, а также смешанных и окисленных руд цветных и благородных металлов свидетельствуют об ограниченности традиционного подхода к их первичной переработке, предполагающего стандартные обогатительные процессы, и наличие в качестве конечной продукции этой стадии только кондиционных концентратов. Мировой тенденцией является все большее участие гидрометаллургических и других химических процессов в первичной переработке труднообогатимых медных, медно-цинковых, свинцово-цинковых руд, наряду с обычными обогатительными процессами.

5. В отличие от стандартных гидрометаллургических технологий, применяющихся на металлургической стадии переработки кондиционных концентратов, разработка и использование гидрометаллургических процессов в рамках комбинированных технологий, требует детального изучения состава руды и нестандартных, некондиционных продуктов ее обогащения, При этом

необходимо учитывать не только химический состав, но и особенности минерального состава, морфологических характеристик минеральных частиц, что возможно только с применением современных аппаратных методов.

б. Для удовлетворения возросших требований к уровню исследований обогатимости необходимо разрабатывать новые способы оценки обогатимости, базирующиеся на современных средствах аппаратного анализа вещественного состава и компьютерных моделях, позволяющие глубже понять конкретные, связанные с вещественным составом, причины пониженной обогатимости и путем прогноза наметить направления совершенствования технологии.

2. Методы исследований и использованное оборудование, характеристика объекта исследования

2.1. Описание оборудования и методов технологических исследований

При проведении лабораторных испытаний для обеспечения представительности исследуемой исходной руды масса пробы составила 200 кг. Проведена подготовка пробы с сокращением крупности, усреднением и распределением по навескам 1 кг. Максимальная крупность исходного куска составляла 50 мм, а крупность максимального куска дробленого продукта должна быть не более 3-4 мм.

Требованиям к переработке указанной пробы удовлетворяет использованный в работе модуль Rocklabs в составе щековой дробилки «Boyd» и непрерывного сократителя. Технические характеристики модуля представлены в таблице 2.1, изображение - на рисунке 2.1.

Таблица 2.1 - Технические характеристики дробилки Boyd

Марка	«Boyd»
Производительность по питанию, кг/мин	6 - 10
Коэффициент дробления за один цикл	25
Средний размер исходного материала, мм	50 - 60
Фракция на выходе, мм, не менее	2
Ширина щек, мм	300
Габаритные размеры, мм	1160×720×1030
Масса, кг	560

Модуль предназначен для дробления образцов горных пород, керна, руды, щебня с целью получения мелкой и равномерной фракции за один цикл и с высокой скоростью. Особенностью дробилки Boyd является наличие подвижности обеих рабочих щек. Одна щека имеет привод сверху, другая - снизу, что обуславливает воздействие на образец не только силы сжатия, но и разрыва, за счёт поступательного движения щёк относительно друг друга. Это обеспечивает коэффициент измельчения не ниже 25. Ширина разгрузочной щели дробилки устанавливалась 2 мм при сведенных щеках.

Проба загружается в бункер, дробится, далее вибрационным питателем подается в делитель и сокращается в необходимой пропорции. Непрерывный конусный делитель Rocklabs настраивался для деления на три части в пропорции 0,25:0,5:0,25.

Грохочение дробленой руды осуществлялось на инерционном самобалансном наклонном грохоте с размером ячейки сита 1 мм. Надрешетный продукт грохота дважды подвергался повторному дроблению для достижения заданного гранулометрического состава. Технические характеристики лабораторного грохота приведены в таблице 2.2, фото – на рисунке 2.2.



Рисунок 2.1 - Щековая дробилка «Boyd» с непрерывным сократителем Rocklabs



Рисунок 2.2 – Инерционный самобалансный вибрационный грохот ГИС-051



Рисунок 2.3 – Шаровая мельница 40МЛ



Рисунок 2.4 – Машина флотационная лабораторная 240ФЛ (камера 3 л)

Таблица 2.2 – Технические характеристики лабораторного грохота

Марка	ГИС-051
Производительность по питанию, т/ч	0,02-4
Крупность разделения, мм	1
Количество сит, шт.	1
Площадь грохочения, м ²	0,5
Угол наклона, град.	10-25
Мощность привода, кВт	0,55

Общая масса дробленой руды разделялась на навески массой 1 кг с помощью желобчатого делителя проб Джонсона.

Необходимая конечная крупность измельчения исследуемой руды составила 88 % класса минус 44 мкм, а максимальная крупность куска исходного продукта - 3-4 мм. Данным требованиям удовлетворяет шаровая мельница МШЛ-7 (40МЛ) производства НПК «Механобр-Техника» (рисунок 2.3) для тонкого мокрого измельчения проб в периодическом режиме. Техническая характеристика мельниц приведена в таблице 2.3, изображение - на рисунке 2.3.

Таблица 2.3 – Технические характеристики лабораторной мельницы 40 МЛ

Марка	40 МЛ
Объем барабана, л	7
Максимальная крупность исходного питания, мм	6
Частота вращения барабана, мин-1	68
Шаровая загрузка, кг	9
Диаметр шаров, мм	15-20
Мощность двигателя, кВт	1,1

Исходная навеска для измельчения составляла 1 кг, а содержание твердого в пульпе при флотации составляло 30 % и менее. Данному условию удовлетворяет лабораторная флотомашинка производства АО «Механобр-техника» 240ФЛ с максимальным объемом камеры 3 л. Технические характеристики флотомашинки приведены в таблице 2.4, фото флотомашинки - на рисунке 2.4.

Измельчение до крупности 88% класса минус 44 мкм осуществлялось в течение 50 мин. Шаровая нагрузка составляла 5,6 кг, а отношение жидкого к твердому (Ж:Т) было равно 0,66:1.

Время одного гребка пеногона составляет 3 секунды. Общее время каждой флотации составляет 15 мин.

Полученные продукты, без высушивания переливались в пластиковые емкости и плотно запечатывались пленкой для предотвращения окисления, и далее в мокром виде направлялись на рассев на микроситах.

Таблица 2.4 – Технические характеристики флотационной машины 240 ФЛ

Марка	240 ФЛ
Объем камеры, л	3
Диаметр импеллера, мм	70
Частота вращения импеллера, с-1	до 46
Количество воздуха, засасываемого импеллером л/с,	0,07
Частота вращения пеногона, об/мин	0,25
Мощность двигателя привода импеллера, кВт	0,18

Данная флотомашинa является устройством периодического действия, что позволяет проводить процесс флотации в течение любого заданного времени. Регулировка количества подаваемого воздуха осуществляется вентилем ротаметра. Всплывший пенный продукт удаляется из камеры лопаткой пеногона.

Для поддержания уровня пульпы во флотомашине на постоянном уровне дополнительно к стандартной конструкции в камеру помещен уровнемер поплавкового типа, управляющий двумя перистальтическими насосами, подающими воду из емкости. Расход воды составляет до 20 л/ч на один насос.

Пробой для проведения опытов флотации являлась измельченная навеска руды массой 1 кг.

При проведении опытов по кинетике флотации для точности результатов и воспроизводимости опытов осуществлялось автоматическое поддержание постоянного уровня пульпы. До начала опытов нулевое положение поплавка уровнемера закреплялось на требуемом уровне пульпы и проверялось в рабочем режиме движения воды во флотомашине с добавлением пенообразователя. При снижении уровня пульпы ниже заданной отметки поплавки опускается, замыкая герметичный контакт и тем самым приводя в действие перистальтические насосы. Подача воды в камеру осуществляется насосами по трубкам и продолжается до тех пор, пока поплавки не вернется к заданной отметке, после чего размыкается герметичный контакт и насосы отключаются. Таким образом, уровень пульпы в камере поддерживался на постоянном значении с погрешностью в пределах ± 5 мм от заданного. Расход двух перистальтических насосов являлся достаточным, чтобы обеспечить поддержание уровня в любой период в ходе всего опыта флотации.

Большинство флотационных опытов проведено по схеме (рисунок 2.5) из основной свинцовой флотации с получением свинцового черного концентрата, и основной цинковой флотации с получением черного цинкового концентрата.

В том числе проводились опыты с порционным съемом пенных продуктов в обеих операциях, с целью определения кинетики флотации. В кинетических опытах выделялись по 7 порций пенного продукта с каждой операции флотации. Время отбора порций указано в таблице 2.5, при малом времени отбора подсчитывалось количество оборотов пеногона.

Таблица 2.5 - Продукты кинетики флотации

Операция, продукт	Номер порции пенного продукта	Количество гребков пеногона при наборе порции	Время от начала флотации, мин
Свинцовая флотация. Черновой свинцовый концентрат	1	3	0,15
	2	7	0,35
	3	9	0,45
	4	-	2
	5	-	5
	6	-	10
	7	-	15
Цинковая флотация. Черновой цинковый концентрат	1	3	0,15
	2	7	0,35
	3	9	0,45
	4	-	2
	5	-	5
	6	-	10
	7	-	15
-		-	-

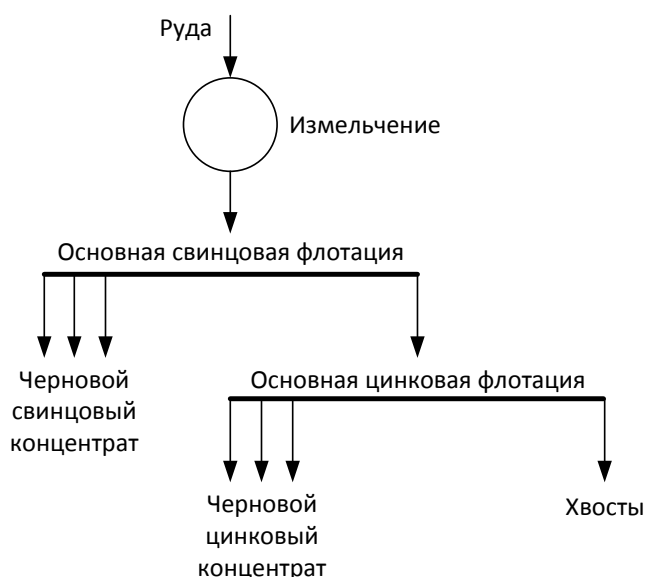


Рисунок 2.5 - Схема проведения флотационных опытов

Использованные в работе реагенты были выбраны из числа традиционно используемых при обогащении свинцово-цинковых руд на основании результатов лабораторных испытаний.

Краткое описание и способ разведения реагентов для подачи во приготовления используемых реагентов представлены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 - Описание и приготовление растворов и реагентов

Реагент	Формула	Приготовление
Сода кальцинированная	$\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$	Для приготовления 100 г раствора с концентрацией 10 % берется 10 г соды и добавляется 90 мл воды. Раствор тщательно перемешивается.
Сернистый натрий	$\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$	Для приготовления 1% раствора навеска в 1,54 г помещается в колбу 50 мл и заливается водой. Хорошо перемешивается до растворения кристаллов.
AERO 7261A DEPRESSANT		400 мг AERO заливается 100 мл воды.
Цинковый купорос	$\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	Навеска в 4,46 г помещается в колбу 50 мл и заливается водой. Хорошо перемешивается до растворения. 5 % раствор.
Аэрофлот	(RO)2P(S)SK	1 мл аэрофлота заливается 50 мл воды. 1 % раствор.
Гашёная известь	$\text{Ca}(\text{OH})_2$	Навески в 2г заливается 50 мл воды и хорошо перемешивается. Выдерживается день для наилучшего растворения извести.
Медный купорос	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	1,56 г медного купороса заливается 100 мл воды. 1 % раствор.
Ксантогенат	$\text{C}_4\text{H}_9\text{OC}(\text{S})\text{SK}$	Навеска 0,5 г ксантогената заливается 50 мл воды. Хорошо перемешивается. 1 % раствор.
МИБК (4-метил-2-пентанол)	$\text{CH}_3\text{C}_5\text{H}_{10}\text{OH}$	0,05 г заливается 100 мл воды. 0,05 % раствор.

2.2. Описание оборудования и методов подготовки проб продуктов для минералогического изучения

Минералогическое изучение продуктов осуществлялось отдельно по классам крупности.

Для разделения продуктов флотации на классы крупности сконструирована установка с использованием прецизионных аналитических микросит фирмы Fritsch с вибрационным сотрясателем. Размер ячеек микросит составлял от 10 до 45 мкм. Рассев осуществляется мокрым способом, при котором достигается самый точный результат при использовании прецизионных микросит. Технические характеристики микросит приведены в таблице 2.7, фото установки - на рисунке 2.6.

Таблица 2.7 - Технические характеристики микросит

Размер отверстий, мкм	Живое сечение, %	Диаметр сита, мм
10	11,2	110
15	9,8	
20	17,5	
25	10,4	
30	14,9	
45	8,5	

Сита устанавливаются друг над другом с уменьшением размера ячеек сверху вниз (крайнее верхнее сито – 45 мкм, крайнее нижнее, соответственно – 10 мкм). Для подачи просеиваемого продукта и воды предусмотрено приемное отверстие над крайним верхним ситом. Подача продукта осуществляется порционно ручным способом, подача воды – постоянно перистальтическими насосами.

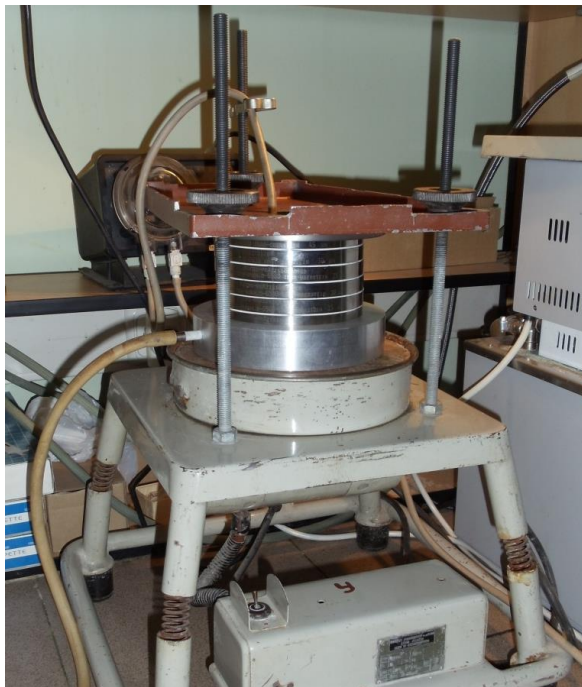


Рисунок 2.6 - Установка из микросит с вибрационным грохотом

Перед началом отсева сита полностью заполняются водой во избежание их забивания материалом в процессе отсева. Подача питания осуществляется порционно через отверстие над верхним ситом. Вода в сита подается постоянно перистальтическим насосом. Отсев материала происходит за счет вибраций. Минусовой класс нижнего сита с размером отверстий 10 мкм отводится из поддона установки в конические колбы (рисунок 2.7, а), а затем сливается в общую емкость объемом 30 л. Данный класс является самым большеобъемным продуктом за счет постоянной подачи воды в процессе отсева.

Опытным путем определено, что максимальная масса материала для отсева составляет 25 г. Процесс отсева занимает в среднем 1-2 часа.

После окончания отсева верхние классы каждого сита собираются в чаши для выпаривания и высушиваются (рисунок 2.7, б).



а



б

Рисунок 2.7 – а) сбор в колбу класса минус 10 + 0 мкм; б) чаши для выпаривания с продуктами рассева

Класс минус 10 + 0 мкм (рисунок 2.7, а), который может достигать по объему 15-20 литров, фильтруется через фильтровальную бумагу «Синяя лента» на воронке Бюхнера, установленной на колбе Бунзена (с тубусом), с помощью вакуумного компрессора.

Фильтрация полученных продуктов рассева производится с помощью вакуумного компрессора, воронки Бюхнера, и фильтровальной бумаги.

Сушка продуктов осуществляется в сушильной печи с проволочными нагревателями при температуре не выше 150 °С в чашах для выпаривания.

Взвешивание сухих продуктов производится на электронных лабораторных весах, предел допускаемой погрешности которых составляет $\pm 0,001$ г.

Для анализа исследуемого материала на сканирующем электронном микроскопе необходимо изготовление брикетов. Стандартные полипропиленовые формы для заливки образцов диаметром 30 мм подходят для анализа поверхности дна брикета и требуют большего количества материала, чем масса некоторых полученных расситованных классов. Для этого из полипропилена была вырезана специальная форма для заливки образцов с диаметром отверстий 10 мм (рисунок 2.8), что позволило заливать продукты, массой 0,5 - 1 г.



Рисунок 2.8 - Форма для заливки образцов

Наполнителем для заливки служит эпоксидная смола, которая затвердевает при добавлении отвердителя. Возникающие в процессе заливки пузырьки воздуха удаляются с помощью невысокого вакуума в импрегнаторе. После этого в каждое отверстие формы вставляются тонкие полипропиленовые перегородки, для разделения образца на две половинки. Это необходимо для того, чтобы анализировать впоследствии поперечное сечение образца, в котором частицы по мере оседания, в зависимости от плотности и крупности, распределяются по всей высоте образца. Время затвердевания брикетов составляет не менее 8 часов.

После затвердевания половинки образцов заливаются в стандартную форму (рисунок 2.9). В каждую форму вмещается по 4 половинки образца срезом вниз. После затвердевания брикеты готовы к шлифованию и полированию.

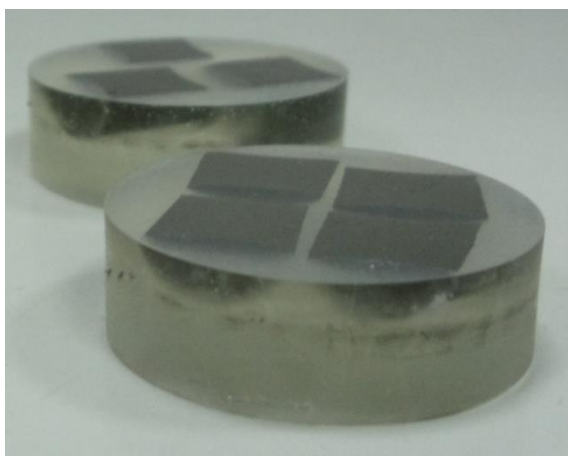


Рисунок 2.9 - Брикеты с исследуемыми образцами

Для холодной заливки образцов в брикеты используется вакуумный импрегнатор CitoVac фирмы Struers и полипропиленовые формы. Вакуумный импрегнатор предназначен для запрессовки материалов чувствительных к нагреву и прессовым усилиям с целью заполнения всех полостей и связывания материала образца. CitoVac имеет большую вакуумную камеру, что позволяет заливать в смолу крупногабаритные образцы или большое количество образцов. Технические характеристики представлены в таблице 2.8, фото вакуумного импрегнатора - на рисунке 2.10.



Рисунок 2.10 – Вакуумный импрегнатор CitoVac

Таблица 2.8 – Технические характеристики вакуумного импрегнатора CitoVac

Марка	CitoVac
Вместимость форм, шт.	одновременно до 9
Диаметр форм, мм	30
Давление, мбар	100-150
Мотор, В	220

Для шлифования и полирования брикетов используется шлифовально-полировальный станок Rotorol-35 фирмы Struers, с регулируемой скоростью вращения в диапазоне 40-600 об/мин. Вместе с полуавтоматическим вращателем на 8 образцов PdM-Force-20 обеспечивает однородное шлифование, полирование минералогических образцов и их тонких срезов. PdM-Force-20 включает капельницу для лубриканта (для охлаждения диска). Усилие прикладывается индивидуально на каждый образец с помощью специальных пружин и может быть увеличено до 20Н. Станок оснащен входом и выходом для воды и водным краном, а также поддерживающим диском MD-Disc для установки на него всех видов дисков. Диск оснащен сильным магнитным слоем с высокоточной обработкой для наибольшего возможного магнитного притяжения. Технические характеристики шлифовально-полировального станка представлены в таблице 2.9, фото станка – на рисунке 2.11.



Рисунок 2.11 - Шлифовально-полировальный станок RotoPol-35

Таблица 2.9 - Технические характеристики шлифовально-полировального станка

Марка	Rotopol-35 / PdM-Force-20
Держатель образцов, шт	8
Прижимное давление на образцы, Н	до 20
Скорость вращения, об/мин	40-600 (с шагом 10 об/мин)
Мотор, кВт	0,75

Используемые полировальные диски станка имеют диаметр 300мм и подразделяются на бакелитосвязанные алмазные и тканевые (суконные):

- MD-Piano 500 - алмазный абразивный шлифовальный диск для быстрого снятия материала твердостью HV 150-2000; предназначен для выравнивания и тонкого шлифования материалов с твердостью и обеспечивает хорошее, равномерное снятие;

- MD-Allegro - стальной композиционный диск, обеспечивающий тонкое шлифование материалов с твердостью HV150 и выше, используя алмазный абразив. После одношагового шлифования при помощи MD-Allegro образец готов к полированию;

- MD-Largo - стальной композиционный диск для полирования мягких материалов при твердости HV 40-150 в один шаг используя алмазный абразив. Алмазная суспензия или спрей применяется через регулярные интервалы в ходе подготовки образца. Композиты материала диска в сочетании с использованием алмазов как абразивного включения способствует одинаковому удалению материала различного фазового состава без замазывания, измельчения и деформации;

- MD-Dur, MD-Dac, MD-Nap - суконные полировальные диски используются для удаления деформации после тонкого шлифования и получения зеркальной поверхности.

Для проведения рентгеноспектрального микроанализа, картирования и получения изображений в обратно рассеянных электронах крайне желательно избежать влияния рельефа. Для получения поверхности образца с высокой отражающей способностью, которая свободна от царапин и деформаций, образцы перед исследованием на микроскопе должны быть аккуратно отшлифованы и отполированы.

Цель шлифования – снятие материала (вскрытие) и выравнивание поверхности образца с использованием алмазных дисков. В процессе шлифования дополнительное добавление абразива не требуется, достаточно добавления воды для охлаждения поверхности диска и образца.

Полирование требуется для удаления деформации от тонкой шлифовки и получения высоко отражающей ровной поверхности перед исследованием на сканирующем микроскопе.

В качестве добавляемого абразива используются алмазы, благодаря исключительной твердости и режущей способности. Алмазная продукция выпускается в трех формах: алмазная паста, алмазная суспензия и алмазный спрей, и имеет различные размеры алмазной крошки.

Параметры, которые влияют на подготовку образцов: давление на образцы при шлифовке/полировке, распределение относительной скорости и направление вращения диска и столика с образцами, добавление алмазных суспензий и лубрикантов, а также используемые разновидности алмазных и суконных полировальных дисков.

Скорость вращения диска шлифовально-полировального станка и скорость вращения держателя образцов играют важную роль. Это относительное вращение позволяет получить изменяемое распределение скорости (таблица 2.10).

Таблица 2.10 – Зависимость качества шлифования от скорости вращения держателя и диска

Скорость держателя, об/мин	Скорость диска, об/мин	Распределение относительной скорости	Характеристики	Применение
150	От 300 до 600	Высокое	Агрессивный съём припуска	Применяется для грубого снятия материала твердых образцов.
150	150	Минимальное	Равномерный и низкий съём припуска. Производит минимальные повреждения	Обеспечивает плоскостность образца. Применяется для удержания включений и хрупких фаз.

Для высокого съема припуска более низкая скорость вращения держателя относительно более высокой скорости вращения диска производит наиболее агрессивную шлифовку/полировку. Недостатками высокой скорости распределения может являться создание гораздо больших

повреждений, особенно в хрупких фазах, а также неравномерный выход из строя абразивного диска, что приводит к неравномерному снятию поверхности образца.

Минимальное распределение относительной скорости можно получить вращением держателя с таким же количеством оборотов в минуту и в том же направлении, что и приводной диск станка. Это условие наиболее подходит для удержания включений и хрупких фаз, а также для получения равномерной окончательной обработки всего образца. Недостатком данного способа является достаточно низкая величина съёма припуска.

Так как в используемом станке предусмотрено только противоположное направление движения держателя относительно движения диска, то во время подбора методики шлифования/полирования исследуемых образцов возникли трудности, заключающиеся в рельефности поверхности и выкрашивании частиц из образца.

В таблице 2.12 представлены основные этапы шлифования и полирования образцов исследуемой руды, применяемые диски и абразивы. Поскольку образцы отличаются по составу и размерам частиц от единиц микрон до 45 мкм и выше, то для каждого класса крупности подбиралась своя методика полирования.

Таблица 2.11 Таблица 2.12 - Этапы шлифования и полирования образцов

Стадия	Диск	Абразив	Охлаждение диска	Время, мин
Шлифование	MD-Piano	-	Вода	До вскрытия поверхности
	MD-Allegro	-	Вода	0,5 – 1
Полирование	MD-Largo	Алмазный спрей 9 мкм	Лубрикант	0,3 - 3
	MD-Dur	Алмазный спрей 6 мкм	Лубрикант	0,3 – 3
	MD-Dac	Алмазный спрей 3 мкм	Лубрикант	10 - 15
	MD-Nap	Алмазный спрей 1 мкм	Лубрикант	5 - 10

Давление на образцы, скорость диска и время каждой операции подобрано индивидуально для каждого образца.

Для контроля качества подготовки поверхности образцов применяется оптический микроскоп промышленного назначения Nikon Eclipse LV 100, который применяется для исследования и анализа минералов, кристаллов, металлов методом поляризации в отраженном и проходящем свете.

Система имеет возможность регистрации серии изображений (сечений), сфокусированных в разных плоскостях, смещенных по оси Z. Увеличенный диапазон фокусировки по оси Z позволяет изучать образцы с большим перепадом высот. Микроскоп оснащен сенсорным ЖК-монитором для

управления и отображения изображения. Технические характеристики оптического микроскопа представлены в таблице 2.12, фото микроскопа - на рисунке 2.12.



Рисунок 2.12 – Оптический микроскоп Nikon Eclipse LV 100

Таблица 2.12 - Технические характеристики оптического микроскопа Nikon

Марка	Nikon Eclipse LV 100
Оптическая система	Скорректированная на бесконечность
Окуляры	10х/ 22
Объективы	Проходящий свет, серия CFI P: 4х, 10х, 20х, 40х, 100х
	Отраженный свет: серия CFI LU Plan Flour: 5х, 10х, 20х, 50х, 100х
Анализатор	Вращающийся на 360°; минимальный шаг 0.1°
Поляризатор проходящего света	Со шкалой
Осветитель проходящего света	Галогенная лампа 12 В - 50 Вт; встроенная фасеточная оптика “Fly-eye” – для цифровой микроскопии
	Галогенная лампа 12 В - 100 Вт

Для напыления на образцы углеродного слоя используется система SPI-Module (фото представлено на рисунке 2.13). Углеродный слой необходим для того, чтобы сделать поверхность образца проводящей для стекания заряда и во избежание накопления статического заряда на нем. Напыляемый слой углерода составляет 30 нм. Напыление происходит путем испарения углеродного волокна высокой чистоты в вакууме, создавая рассеянное покрытие, без необходимости поворачивания образца.



Рисунок 2.13 - Система для напыления углеродного слоя SPI-Module

Проводящий слой уменьшает нестабильность пучка электронов в электронном микроскопе, вызванную скоплением заряда на образце, и улучшает качество изображения, делая его резче.

2.6. Оборудование и методы проведения анализа средствами автоматизированной минералогии

Основным оборудованием для проведения исследования является автоматизированный минералогический комплекс MLA System, состоящий из сканирующего электронного микроскопа Quanta 650 и специального программного обеспечения MLA Suite. Комплекс позволяет анализировать пробы продуктов переработки минерального сырья с возможностью качественного и количественного определения минералов, металлов и примесей. Размер анализируемых частиц может достигать 2 мкм, а включения минералов размером до 0,2 мкм (200 нм). В нём реализован принцип регистрации отражённых электронов и рентгенофлуоресцентного излучения. Фото комплекса MLA System представлено на рисунке 2.14.

Растровый электронный микроскоп (РЭМ) Quanta 650 позволяет получать изображения различных объектов с увеличением, превышающим 100 000 крат, с большим числом элементов разложения (пикселей).



Рисунок 2.14 – Автоматизированный минералогический комплекс MLA System

В состав микроскопа входят четыре основных блока, при совместной работе создающие изображение объекта:

- • электронная пушка
- • система линз, формирующая электронный зонд
- • генератор развёртки
- • детекторы вторичного излучения
- • два энергодисперсионных детектора отраженных электронов

В приборе предусмотрено получение оцифрованного изображения высокого разрешения с возможностью его ввода, обработки и записи.

Система Quanta имеет компьютерное управление, состоящее из контроллера микроскопа (компьютера) и вспомогательного компьютера для связи с сетью и работы с дополнительными программами. Управляющим программным обеспечением является MLA Suite, контролирующей всю работу электронного микроскопа, включая автоматический анализ образцов и обработку полученных данных.

Исследуемые образцы устанавливаются на столике, вмещающем до 14 образцов одновременно. Столик имеет моторизованный привод и ручное управление по осям X, Y, Z, вращение и наклон. В столике закреплены 5 стандартов: золота, серебра, меди, свинца и кварца, которые необходимы для настройки яркости и контраста изображения.

Для анализа под сканирующим микроскопом, исследуемые образцы (брикеты) устанавливаются в специальный столик. Все операции, связанные с установкой, заменой образцов

после их напыления необходимо осуществлять в перчатках, во избежание загрязнения поверхности.

Основными настройками микроскопа являются:

- ускоряющее напряжение 15 кВ;
- ток эмиссии 41 μ А;
- давление 0,6 мбар (низкий вакуум);
- скорость сканирования 7 μ с;
- увеличение 800-1600;
- контраст и яркость.

Яркость и контраст изображения настраиваются перед началом анализа по стандарту золота, расположенному на столике. Уровень серого цвета (BSE) золота составляет 252, что соответствует белому. Это самый яркий элемент. Оптимально настроить контраст и яркость изображения помогает видеоскоп. После включения видеоскопа на экран выводятся две горизонтальные прямые, представляющие границы видеосигнала: верхняя, соответствует уровню белого, а нижняя соответствует уровню чёрного. Кривая между ними представляет реальный видеосигнал. Выход кривой за границы означает потерю сигнала и, соответственно, потерю качества изображения и, как правило, этого следует избегать.

Увеличение определяется отношением размера кадра на экране к размеру раstra на объекте. Если размер раstra на объекте уменьшается, а растр на экране остаётся тем же самым, увеличение изображения растёт. Увеличение настраивается исходя из крупности анализируемых частиц.

Для получения качественных изображений при малых токах пучка необходимо использовать малые скорости сканирования (большое время пикселя).

Для удобства фокусировки изображения объекта следует найти на нём характерную деталь с резкими краями. Совместная регулировка контраста, яркости, увеличения и фокуса позволит получить изображение наилучшего качества. Фокусироваться рекомендуется при увеличении в 2-3 раза превышающем то увеличение, при котором собираемся работать. Например, работая с увеличением 800х, фокусирование производилось при увеличениях 1600х - 2400х.

Область в любой точке объекта, облучаемая сфокусированным пучком (зондом), называется размером пятна. Размер пятна задаётся числами от 1 до 7, соответствующими току зонда. Для каждого ускоряющего напряжения от 200 В до 30 кВ величина тока зонда соответственно увеличивается. При слишком большом размере пятна изображение выглядит размытым, а при слишком малом - зашумленным. В процессе анализа использовался размер пятна 7,2, соответствующий стандартной съемке.

После настройки микроскопа выбирается режим анализа образцов. Для анализа всех образцов выбран режим XBSE STD - рентгеноспектральный анализ каждого минерального зерна с получением изображений в обратнорассеянных электронах. Это наиболее часто используемый

режим анализа. В данном режиме после измерения образца создается лист минералов, отличающихся по спектру на 6% и более. При обработке минерального листа оператором определяется содержание химических элементов для каждого минерала, задается название, плотность, химическая формула, и определенный цвет, что визуально облегчает различение минералов на общей картине при дальнейшей обработке изображения. Определение химического состава производится микросондовым (точечным рентгено-флуоресцентным) анализом.

Информацией для дальнейшей обработки служат изображения, прошедшие первичную классификацию всех минералов по составленному минеральному листу, где параметром определения минералов являются их спектры. Однако при этом имеется определенная погрешность идентификации минералов. Для получения наиболее точных результатов анализа подбирались дополнительные настройки программного обеспечения, одними из которых являются повышение уровня сходимости спектров с минеральным листом, добавление ограничений уровня серого цвета (BSE) для основных минералов (таблица 2.13) и добавление ограничений по пикам элементов в спектрах минералов.

Таблица 2.13 – Параметры пределов диапазона уровня серого (BSE) для минералов

Минерал	Минимальный уровень BSE	Максимальный уровень BSE
Галенит	143	255
Пирит	90	120
Сфалерит (все разновидности)	100	130
Халькопирит	110	125
Кварц	40	50

Минералы, перечисленные в таблице 2.13, хорошо отличаются по уровню BSE, поэтому для них были определены минимальные и максимальные значения по изображению в обратно-отраженных электронах.

Следующей функцией обработки изображений применялись поправки:

- Touchup BSE Overlay (закрашивание по BSE) – позволяет по заданному уровню серого перекрасить один минерал в другой (таблица 2.14).

Таблица 2.14 – Параметры применения функции Touchup

Минерал	Минимальный уровень BSE	Максимальный уровень BSE	Наложение минерала
Пирит	143	255	Галенит
Неизвестный	35	70	Неизвестный карбонат
Неизвестный	90	110	Пирит
Неизвестный	111	142	Сфалерит со средним содержанием Fe

- Touchup (Mineral to Any Host) – позволяет закрасить (определить) небольшие области в цвет, окружающего минерала. При этом задаются минералы и размер фазы. Например, все неизвестные минералы размером меньше 200 пикселей.

После настройки параметров классификации минералов следует операция соединения частиц, попавших на границу фрейма (кадра). Соединение частиц может производиться, используя уровень серого, данные классификации или по размеру смещения изображения частиц.

Затем все соприкасающиеся частицы разделяются по границам и удаляются все повторяющиеся частицы (дубликаты).

Все перечисленные операции не обеспечивают 100% желаемого результата, остаются некоторые ошибки. Например, неточное соединение или разделение частиц. Поэтому после программной обработки идет ручное корректирование изображения: удаление дефектов (пузырьков воздуха, загрязнения поверхности приводящее к размазыванию картинки), разделение соприкасающихся частиц.

После полной обработки изображений с помощью MLA Suite создается база данных (файл Access) полученных результатов, которые также представляются в табличной и графической формах. Данные можно сохранять в файле Excel.

2.3. Характеристика вещественного состава пробы упорной свинцово-цинковой руды

Объектом исследования является проба свинцово-цинковой колчеданной руды, в достаточной мере типичная для весьма труднообогатимых колчеданных тонковкрапленных свинцово-цинковых руд.

Для руды характерна резко выраженная неоднородность химического и минерального состава. Сочетание высоких концентраций рудообразующих элементов: железа, цинка, свинца и серы формируют несколько геохимических типов руд: колчеданно-сфалерит-галенитовый (полиметаллический); вкрапленный с четкими очертаниями зерен дисульфидов железа и редкими зернами сфалерита; кварц-кальцит-сидеритовый со следами окислов и гидроокислов железа.

Главные ценные компоненты – цинк, свинец. Элементы-спутники - кадмий, селен, серебро.

Главными рудными минералами являются пирит, сфалерит и галенит. Встречаются участки мелкокристаллического и аморфного мельниковит – пирита и мельниковит – марказита с общей химической формулой FeS_2 . Эти участки содержат зерна магнетита, и поэтому являются магнитными. Иногда вместо магнетита в участках с мельниковитом присутствуют зерна блеклой руды (Рисунок 2.1).

В таблице 2.1 представлены результаты химического анализа усредненной пробы руды.

В таблице 2.2 представлен элементный состав руды, определенный с использованием комплекса MLA System. Отмечается хорошее совпадение данных.

Таблица 2.15 - Химический состав усредненной пробы труднообогатимой свинцово-цинковой руды

Элемент/оксид	Содержание, % масс	Элемент/ оксид	Содержание, % масс
Свинец	1,03	Оксид бария	0,80
Цинк	6,80	Мышьяк	0,11
Медь	0,03	Сурьма	0,02
Железо	252	Золото	<0,00002
Сера общ.	22,4	Серебро	0,0072
Сера сульфата	0,3	Кадмий	0,02
Диоксид кремния	12,5	Таллий	0,01
Оксид кальция	8,0	Галлий	0,005
Оксид магния	2,0	Титан	0,003
Оксид марганца	2,1	Хлор	0,002
Триоксид алюминия	2,5	П.п.п.	2,4
Диоксид углерода	12,5	Итого	98.7372

Примечания: Недостаток суммы % масс до 100 % объясняется отсутствием в таблице содержания кислорода в оксидах и гидрооксидах железа, а также неучетом кислорода в сульфатной сере. П.п.п. – потери при прокаливании при 105⁰С.

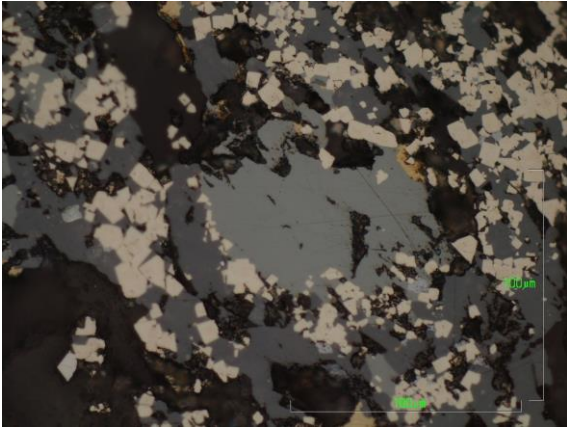


Рисунок 2.15 – Фрагмент участка мельниковит – марказитового состава (черное, неровное, выщербленное)

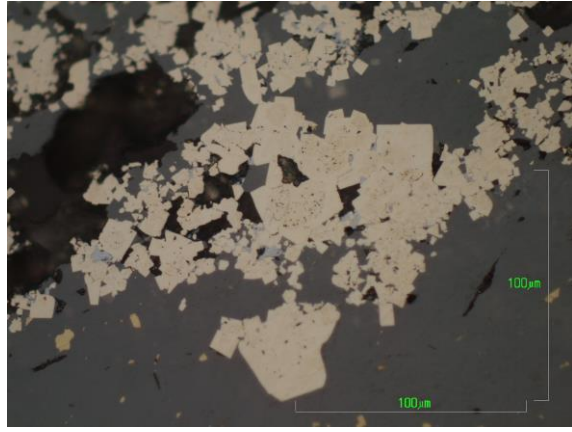


Рисунок 2.16 – Цементация сфалеритом крупных зерен пирита и мелких зерен марказита

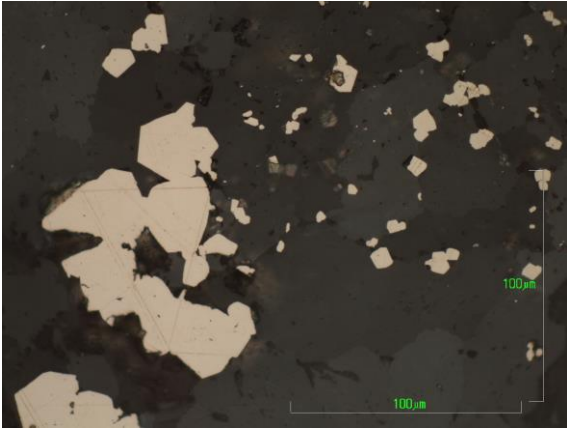


Рисунок 2.17 – Идиоморфные выделения пирита развиваются в карбонатных пустотах

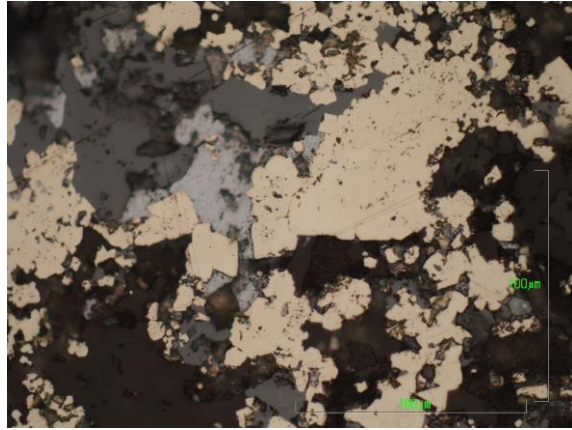


Рисунок 2.18 – Агрегат пирита с мелкими прожилками галенита (слева на снимке)

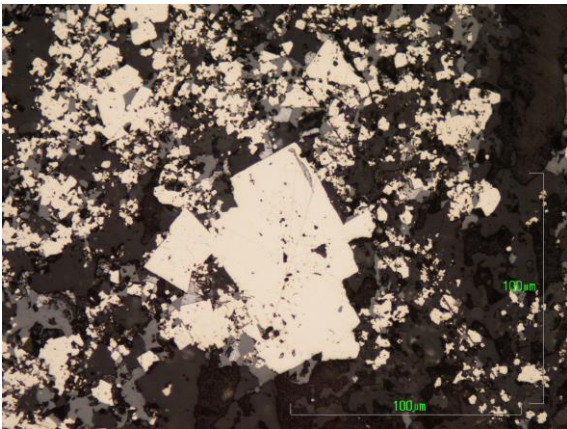


Рисунок 2.19 – Крупное зерно пирита в мелкозернистом марказит-сфалеритовом агрегате, сцементированном кальцитом (черное)

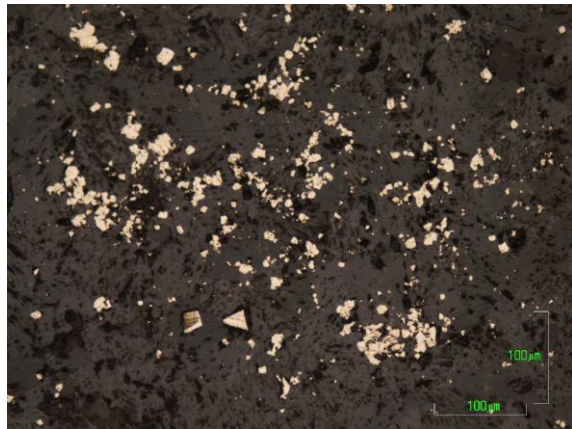


Рисунок 2.20 - Мелкая вкрапленность марказита в кальците (серое, полупрозрачное) и сидерите (более темное)

Таблица 2.16 Элементный состав пробы свинцово-цинковой руды (по данным MLA)

Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %
Ag (г/т)	10.85	Na	0.01
Al	0.85	Nd	0.00020
As	0.01	O	22.55
Ba	1.65	P	0.01
C	3.83	Pb	0.87
Ca	6.44	Pr	0.00
Cu	0.01	S	23.59
F	0.01	Si	4.05
Fe	28.11	Zn	4.95
K	0.36	Не идентифицировано	1.15
Mg	0.77		
Mn	0.76	Всего	100.00

В таблице 2.3 представлены результаты химического анализа продуктов сухой ситовки пробы руды.

Таблица 2.17 - Элементный состав продуктов сухой ситовки пробы руды

класс	Содержание, % масс.	
	Свинец	Цинк
+ 2,5 мм	1,06	6,17
- 2,5 мм	1,09	6,00
- 1,25 мм	0,97	6,17
-0,5 мм	1,01	6,07
-0,125 мм	1,09	5,52
- 0,315 мм	1,19	6,28
- 0,074 мм	1,19	6,83
- 0,044 мм	1,54	5,63

Проба представлена колчеданной свинцово-цинковой сульфидной рудой с преобладанием дисульфидов железа (пирита, марказита, мельниковит-пирита и мельниковит-марказита).

На рисунке 2.2 видно, как массы сфалерита цементируют крупные кристаллы пирита и марказита (вверху снимка). С правой стороны снимка видно, что цементации подвергается мелкозернистый агрегат зерен пирита, который корродирован сфалеритом.

Вмещающими породами являются мелкозернистый диабаз, состоящий из карбонатов кальция, кварца (SiO₂), авгита (Ca, Mg, Fe, Al) x [(Si⁹Al)2O₅] и калиевого полевого шпата K[(AlSi)3O₈].

Пирит слагает основную часть массивной и полосчатой колчеданной руды, а также формирует скопления и вкрапленники (от нескольких мм до сотых долей мм) в кварц-карбонатных жилах, которые пересекают массивную руду. Распространены колломорфные, сферолитовые,

почковидные и кольцевые образования тонкозернистого пирита. Наиболее характерные формы зерен пирита, слагающие ленточные агрегаты представлены на рисунках 2.3 и 2.4. Как правило, на контакте с зернами пирита находятся мелкие зерна мельниковит-пирита, которые изображены на рисунке 2.3 в центре снимка. Они устанавливаются с помощью полировки стальной иглой. Через несколько секунд зерна мельниковита вновь покрываются черным налетом. Затем, что эти зерна весьма легко выкрашиваются из аншлифа, поэтому измерить размер этих зерен невозможно. Возможно, что эти зерна обогащают шламовые классы.

Пирит присутствует в аншлифах от единичных выделений до сплошных масс. Он хорошо раскристаллизован в отличие от мельниковит-пирита и мельниковит-марказита. Большое количество пирита присутствует в агрегатах аллотриоморфной структуры в сростках со сфалеритом и галенитом. Размер сростков варьирует от 0,1 до 0,3 мм, и основное место в них принадлежит пириту.

Как видно из рисунка 2.5, крупные кристаллы пирита размером 0,2 мм часто находятся в центре мелкозернистой марказит-сфалеритовой массы, которая внутри содержит направленные зерна галенита. При внимательном изучении поверхности пирита видно, что он испещрен порами, внутри которых находятся галенит.

В кальците разрозненные кристаллы пирита размером 0,02x0,02 и 0,03x0,03 мм, буквально испещряют контакты кальцита с массивной рудой (рисунок 2.6).

Очень сложные и тонкие срастания галенита, сфалерита, марказита и кальцита – это основная картина взаимоотношений между минералами руды (Рисунок 2.7). Размер сростков между этими 4-мя минералами варьирует от десятых долей мм до сотых долей мм. Можно предположить, что расплывчатые, заливообразные контакты между этими минералами будет трудно разрушить в процессе измельчения руды.

Стоит обратить особое внимание на чрезвычайно характерные срастания пирита с галенитом, которые представлены на рисунках 2.4, 2.5, 2.8. На последнем рис. отчетливо виден пористый, ячеистый и сотовый характер поверхности галенита. Ориентировочно, более 30% всего галенита в руде сосредоточено в структуре подобного типа.

Галенит является основным носителем серебра в пробе руды. Можно отметить две формы галенита: сростки с пиритом в т.н. ячеистых структурах (рисунки 2.4, 2.5, 2.8); сростки со сфалеритом и карбонатами кальция, где он имеет четкие границы (Рисунок 2.10) взаимоотношений с этими минералами и вполне флотуемый размер от 0,7 до 0,05 мм (рисунки 2.9, 2.10).

Соотношение первой и второй форм в пробе по ориентировочному подсчету 3:7.

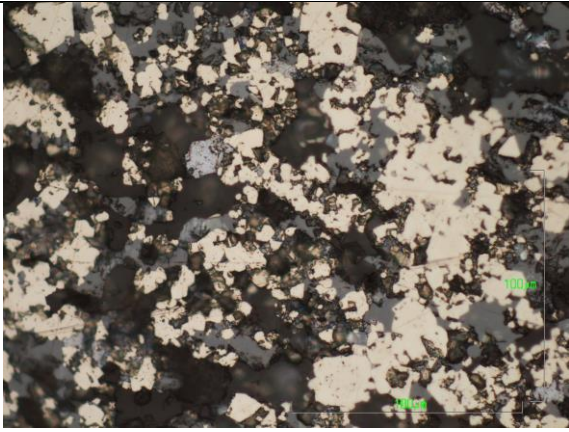


Рисунок 2.21 – Сложные взаимные срастания галенита (белое), пирита (бледно-желтое), сфалерита (серое) в кальцитовой массе (темное)

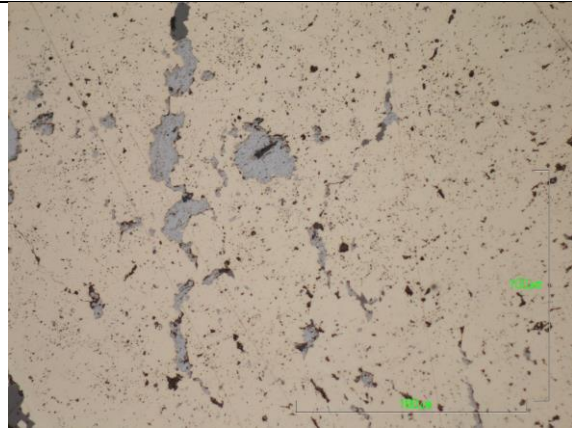


Рисунок 2.22 – Тончайшая вкрапленность галенита (несколько мкм) в крупных зернах пирита

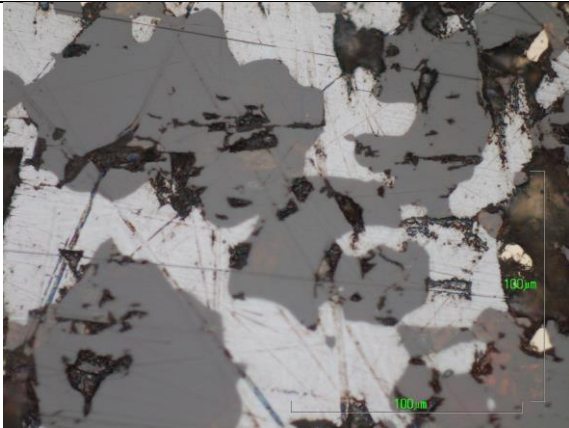


Рисунок 2.23 – Характер срастаний галенита (большое зерно (бело) со сфалеритом (серое)

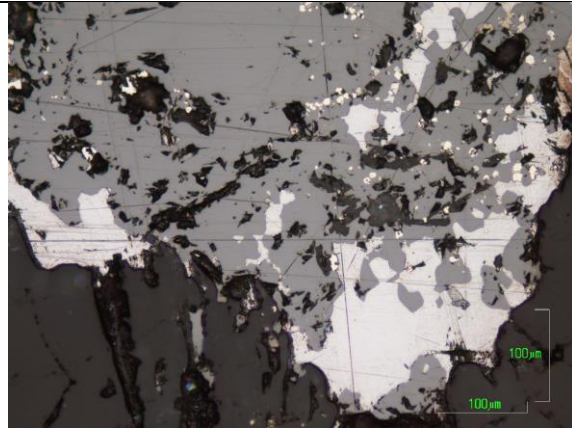


Рисунок 2.24 – Тесные срастания галенита (белое) со сфалеритом (серое) с тонкой вкрапленностью марказита в окружении карбонатов (темное)



Рисунок 2.25 – Тесные срастания галенита (белое) со сфалеритом (серое) с тонкой вкрапленностью марказита. Черные – кальцит

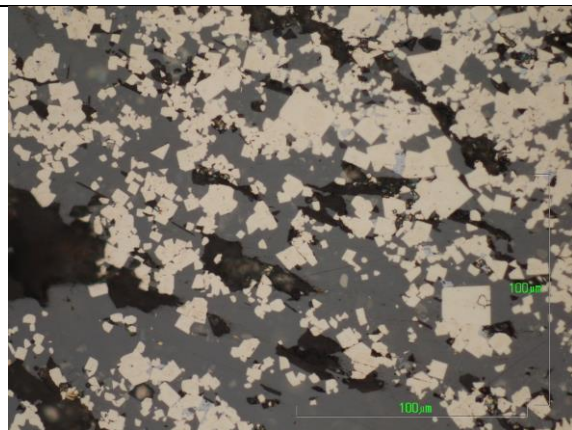


Рисунок 2.26 – Идиоморфные выделения пирита и марказита, распределенные в мелкозернистом агрегате сфалерита

Можно видеть прожилки галенита, пересекающие зерна пирита (рисунок 2.15), а также густую вкрапленность галенита в карбонатовой прожилке размером от 0,08 до 0,005 мм (рисунки 2.11, 2.12). С карбонатами связано 20-25% отн. всего галенита руды.

Сфалерит присутствует в пробе руды в количестве около 10 % отн. Основной формой его нахождения является мелкозернистый агрегат с общим размером 0,1 до 5 мм, обильно усыпанный вкрапленниками галенита и пирита. Если границы срастания сфалерита с пиритом правильные и четкие, то с галенитом – размытые и заливообразные (рисунок 2.11). Однако минимальный размер выделений зерен сфалерита (0,07 мм) позволяет надеяться на успешный перевод сфалерита в цинковый концентрат.

Сростки составляют около 35-40% отн. Поверхность в сростках преимущественно открытая. Однако встречаются и закрытые (замкнутые) сростки особенно в последних мелких классах ситования. Сростки сфалерита с нерудными минералами отличаются резким контактом и большим размером рудного сульфида (см. рисунок 2.16, 2.17). Эта вторая технологическая разновидность выделения сфалерита.

Основная роль сфалерита – это цемент в массиве агрегатов марказит-сфалеритового состава.

Блеклая руда $[Cu_{12}(As, Sb)_4S_{13}]$ не пользуется широким развитием, но является источником сурьмы и мышьяка в руде. Что касается меди (см. таблица 2.3), то она преимущественно связана со сфалеритом (рисунок 2.1). Выделения блеклой руды обычно располагаются среди сфалерита и галенита.

Очень редко она в виде самостоятельных выделений появляется в жильной массе и среди пирита. Форма выделения неправильная; немного корродирует сфалерит. Размер ее выделений в поперечнике 0,06-0,09 мм (рисунок 2.1).

Степень окисления руды крайне незначительная. Определенная химическим методом сульфатная сера преимущественно связана с баритом ($BaSO_4$), который находится в тесном срастании с кальцитом и кварцем.

В пробе встречаются кристаллы размером до 5 мм кальцита, особенно в карбонатных прожилках.

Карбонаты кальция, магния, марганца и железа являются минералами первичного происхождения и никак не определяют окисленность руды. Кварц-карбонатные жилы большой мощности до 5-10 см пересекают вмещающие породы и массивную руду.

Окисленность пробы в основном выражается в наличии гидроксидов железа ($FeO \cdot nH_2O$). Свидетельством, что главным окисленным минералом среди гидроксидов железа является гидрогетит является дериватограмма, на которой отмечается эндотермический пик при 500°C, связанный с потерей кристаллизационной воды (Рисунок 2.13).

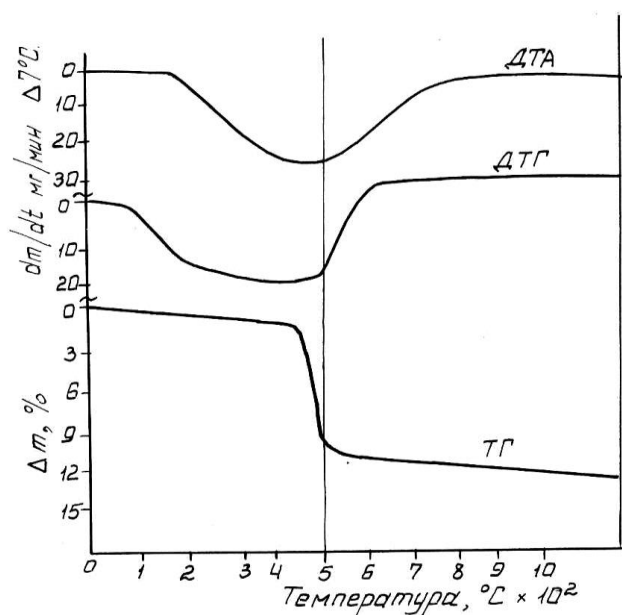


Рисунок 2.27 – Кривые термического анализа гидрогетита. дериватограф ОД-103. ДТА – дифференциальный термоанализ, ДТГ – дифференциально-термогравиметрический анализ, ТГ - термогравиметрия

Колчеданные руды относятся к числу труднообогатимых не из-за сложности минерального состава (таблица 2.4).

Таблица 2.18 Полный минеральный состав пробы свинцово-цинковой руды (по данным MLA)

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Галенит	1.03	Карбонат (Fe, Zn, Mn)	0.13
Пирит	38.95	Карбонат (Fe, Zn, Mn, Ca)	0.68
Сфалерит-клеюфан	2.56	Карбонат (Ca, Fe, Mg, Mn)	1.18
Сфалерит со средним содержанием железа	4.93	Карбонат (Ca, Fe, Mn, Mg)	5.05
Сфалерит-марматит	0.35	Апатит	0.05
Ковеллин	0.01	Глина	0.03
Халькопирит	0.01	Алюмосиликат (Na)	0.18
Арсенопирит	0.03	Алюмосиликат (Ba)	0.02
Аргентит	0.00	Алюмосиликат (Ba, K)	1.61
Барит	2.44	Алюмосиликат (Fe, Mg)	2.24
Монацит (Ce)	0.00	Алюмосиликат (K, Mg)	1.29
Кварц	5.74	Алюмосиликат (K, Fe, Mg)	0.06
Магнетит	0.27	Алюмосиликат (Fe, Mg, K, Ba)	0.05
Флюорит	0.01	Алюмосиликат (Ca, K, Mg)	2.60
Блеклая руда	0.01	Алюмосиликат (Fe, Ca, Mg)	0.37
Карбонат (Ca)	9.58	Не идентифицировано	1.15
Карбонат (Fe, Mn, Mg)	17.37	Всего	100.00

Минералогический анализ MLA System показывает, что в исходной руде 40% составляет пирит, 34% карбонаты, из которых большую часть занимают карбонаты (Ca, Fe, Mn, Mg), 8,4%

алюмосиликаты. Сфалерит содержится в количестве 7,84%, а галенит - 1,03%. В прочие минералы в основном входят не указанные карбонаты и алюмосиликаты, а также минералы, находящиеся в небольшом количестве. Окисленные минералы свинца в продуктах не были найдены. В таблице 2.5 представлены результаты MLA по списку, где минералы были сгруппированы под общими названиями («сфалерит», «алюмосиликаты» и т.п.)

Таблица 2.19 Минеральный состав пробы свинцово-цинковой руды по сгруппированным минералам (по данным MLA)

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Галенит	1.03	Карбонаты	34.00
Пирит	38.95	Барит	2.44
Сфалерит	7.84	Кварц	5.74
Прочие сульфиды	0.06	Прочие несльфидные	1.50
Алюмосиликаты	8.44	Всего	100,00

Примечание: содержание несльфидных минералов 52.18 %, если пренебречь незначительной долей прочих сульфидов.

В рассматриваемой пробе всего присутствуют порядка 15-ти минералов. Трудная обогатимость, как это можно предположить по данным оптической микроскопии, обуславливается наличием большого количества пирита, его мелкокристаллической модификации (мельниковита) и, главное, тесным взаимопроращением рудных сульфидов между собой и с минералами пустой породы.

С помощью встроенных средств обработки данных MLA были определены степень раскрытия и ассоциации минералов в пробе (рисунок 2.28).

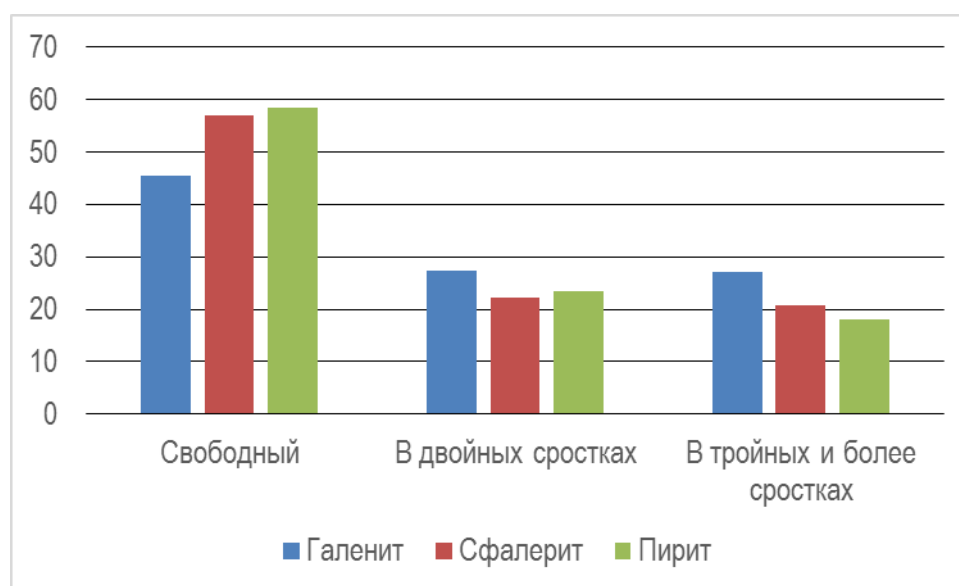


Рисунок 2.28 Степень раскрытия минералов в измельченной пробе

Проба руды тонковкрапленная. По данным MLA, при измельчении до 88 % - 44 мкм (подбор режима измельчения в разделе 4) степень раскрытия галенита 45.5 %, сфалерита 57.0 %, пирита 58.4 %. Остальная часть минералов почти поровну делится между двойными и сложными сростками.

Проведенный анализ результатов исследования вещественного состава, пробы руды, позволили выявить основные факторы, которые относят предоставленную пробу к упорному труднообогатимому сырью, такие как:

- тонкая зернистость галенита,;
- наличие разных генераций сфалерита, сфалерит представлен марматитом – железистой разновидностью сфалерита;
- тесное взаимопроращение разделяемых минералов.

2.4. Выводы по главе 2

1) Применяемые в работе исследовательские методы и аппаратура отвечают современным требованиям и могут обеспечить разработку способов оценки обогатимости руд на новой материальной базе

2) Проведенный анализ результатов исследования вещественного состава, пробы руды, позволили выявить основные факторы, которые относят предоставленную пробу к упорному труднообогатимому сырью, такие как:

тонкая зернистость галенита;

наличие разных генераций сфалерита, сфалерит представлен марматитом – железистой разновидностью сфалерита;

тесное взаимопроращение разделяемых минералов.

3. Раскрытие минералов при измельчении и способ оценки предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов

3.1. Изучение изменений гранулометрического состава руды и степени раскрытия минералов в ходе измельчения

В данном разделе используются результаты, полученные только с помощью встроенных производителем в MLA System средств обработки данных анализа брикетов из частиц руды и продуктов.

Измельчению подвергалась дополнительная проба упорной свинцово-цинковой руды, Характеристика минерального состава ее идентична пробе, описанной в разделе 2.3. Дополнительная проба отличается от основной несколько (но ненамного) более крупной вкрапленностью галенита и сфалерита. Выбор пробы с более крупной вкрапленностью был обусловлен тем, чтобы при изучении последовательности раскрытия, материал от дробленой руды до большого времени измельчения был более контрастен по степени раскрытия. Дополнительная проба рассматривается только в этом разделе 3.1, если в этом разделе имеется в виду основная тонковкрапленная проба, то это специально указывается. Во всей остальной части работы речь идет только об основной тонковкрапленной пробе.

Методика проведения лабораторных опытов по дроблению и измельчению и применяемое оборудование приведены в разделе 2.1.

На рисунке 3.1 представлен, по результатам ситового анализа, гранулометрический состав руды – исходной после дробления и после измельчения в течение различного времени – от 10 до 50 минут.

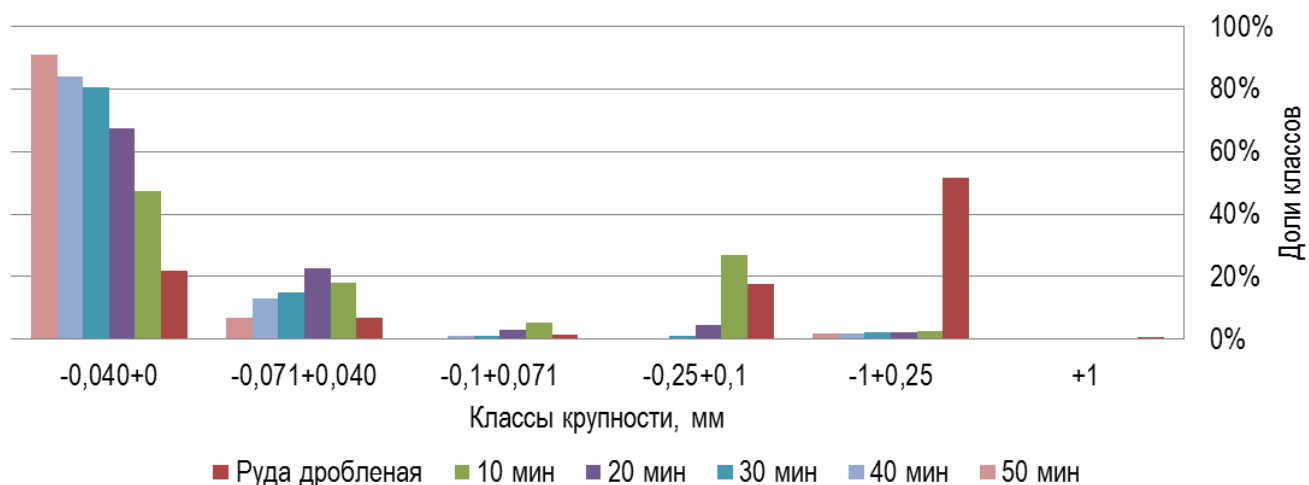


Рисунок 3.1 Гранулометрический состав руды при различном времени измельчения

Таблица 3.1 - Гранулометрический состав руды и продуктов измельчения

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %			Распределение, %		
		галенит	пирит	сфалерит	галенит	пирит	сфалерит
Руда дробленая (измельчение 0 минут)							
-1+0,25	52,15	0,82	35,48	7,36	49,56	52,31	52,27
-0,25+0,1	17,68	0,83	35,93	7,09	16,91	17,96	17,06
-0,1+0,071	1,30	0,76	32,81	6,07	1,14	1,20	1,07
-0,071+0,04	6,86	1,06	33,17	6,92	8,39	6,44	6,47
-0,04+0	22,01	0,94	35,50	7,72	24,00	22,09	23,14
Всего	100,00	0,86	35,37	7,35	100,00	100,00	100,00
Измельчение 10 минут							
-1+0,25	2,48	0,76	42,55	6,53	2,08	2,78	2,24
-0,25+0,1	26,94	0,63	38,16	6,39	18,82	27,11	23,90
-0,1+0,071	5,26	0,86	35,63	5,97	5,02	4,94	4,36
-0,071+0,04	17,90	0,86	34,64	6,25	16,98	16,35	15,53
-0,04+0	47,42	1,09	39,06	8,20	57,10	48,82	53,96
Всего	100,00	0,90	37,93	7,21	100,00	100,00	100,00
Измельчение 30 минут							
-1+0,25	2,23	0,78	39,00	5,03	1,80	2,20	1,47
-0,25+0,1	1,06	0,64	34,37	5,65	0,70	0,92	0,78
-0,1+0,071	1,03	0,69	33,12	5,80	0,74	0,87	0,79
-0,071+0,04	14,97	0,67	33,79	5,29	10,45	12,81	10,39
-0,04+0	80,71	1,03	40,70	8,18	86,30	83,20	86,57
Всего	100,00	0,96	39,48	7,62	100,00	100,00	100,00
Измельчение 50 минут							
-1+0,25	1,76	0,64	42,55	6,16	1,15	1,94	1,32
-0,25+0,1	0,38	0,77	36,52	6,99	0,30	0,36	0,33
-0,1+0,071	0,09	0,75	31,89	5,32	0,07	0,07	0,06
-0,071+0,04	6,79	0,67	30,38	5,88	4,63	5,34	4,89
-0,04+0	90,99	1,01	39,14	8,39	93,85	92,29	93,41
Всего	100,00	0,97	38,59	8,17	100,00	100,00	100,00

Характер изменения грансостава руды в ходе измельчения виден по рисунку 3.1. За первые 10 минут класс -1+0,25 мм, составлявший почти половину массы дробленой руды, полностью исчезает. Количество класса -0,25+0,1 мм максимально после 10 минут измельчения, но после 20 минут количество этого класса становится незначительным. Через максимум, соответствующий 20 минутам измельчения, проходит количество класса -0,071+0,040 мм. Монотонно увеличивается количество класса -0,044 мм.

Гранулометрические составы для разных продолжительностей измельчения приведены в таблице 1. Практическая идентичность выхода классов и распределений всех минералов по классам крупности свидетельствует об отсутствии преваляющего сокращения крупности какого-либо минерала, т.е. селективность измельчения практически отсутствует.

Для проверки надежности данных MLA по гранулометрическому составу, получаемых обработкой изображений шлифов, параллельно был произведен ситовой анализ руды, измельченной в течении 50 минут, на микроситах, по методике, описанной в разделе 2.2.

Сравнение результатов мокрого ситового анализа на микроситах и расчетного гранулометрического состава, полученного с помощью программы MLA (рисунок 3.2), доказывают достаточную точность определения программой гранулометрического состава.

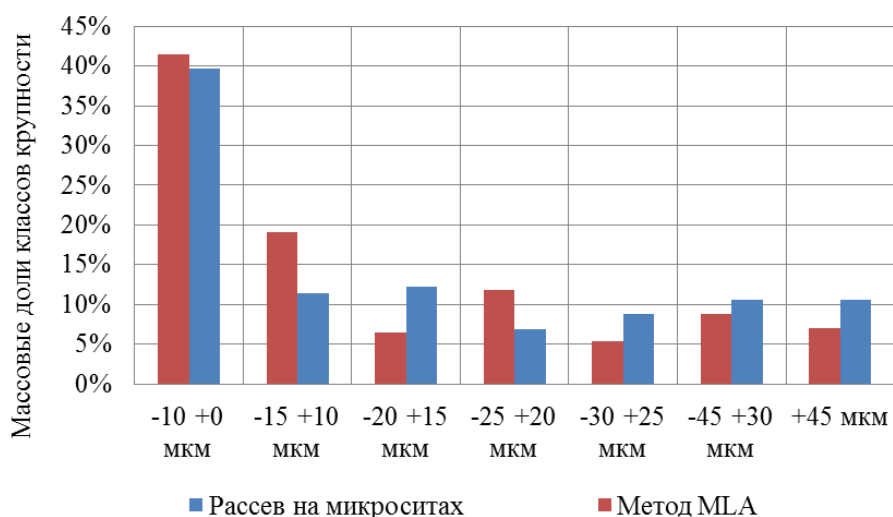


Рисунок 3.2 – Гранулометрический состав пробы свинцово-цинковой руды после измельчения в течение 50 минут

На рисунке 3.3 а) приведены гранулометрические составы «по минусу» минеральных частиц, составляющих руду после дробления, а также после измельчения в течение 10, 30 и 50 минут, построенные по данным MLA.

По данным «по минусу» рисунка 3.3 а) видно, что начиная с 30 минут измельчения гранулометрическая характеристика руды соответствует тонкому измельчению и при дальнейшем увеличении времени измельчения меняется не столь заметно, как до того.

На рисунке 3.3 б-г) приведены гранулометрические характеристики, построенные MLA для минеральных зерен, без различения зерен, входящих в сростки и раскрытых минеральных зерен.

При увеличении времени измельчения (начиная с нуля, т.е. отсутствия измельчения для дробленой руды), наибольшие изменения в гранулометрической характеристике минеральных зерен, заключающиеся в уменьшении размера зерен в минеральных частицах, характерны для пирита (рисунок 3.3, б). В меньшей степени уменьшение размеров зерен характерно для сфалерита, еще в меньшей степени – для галенита.

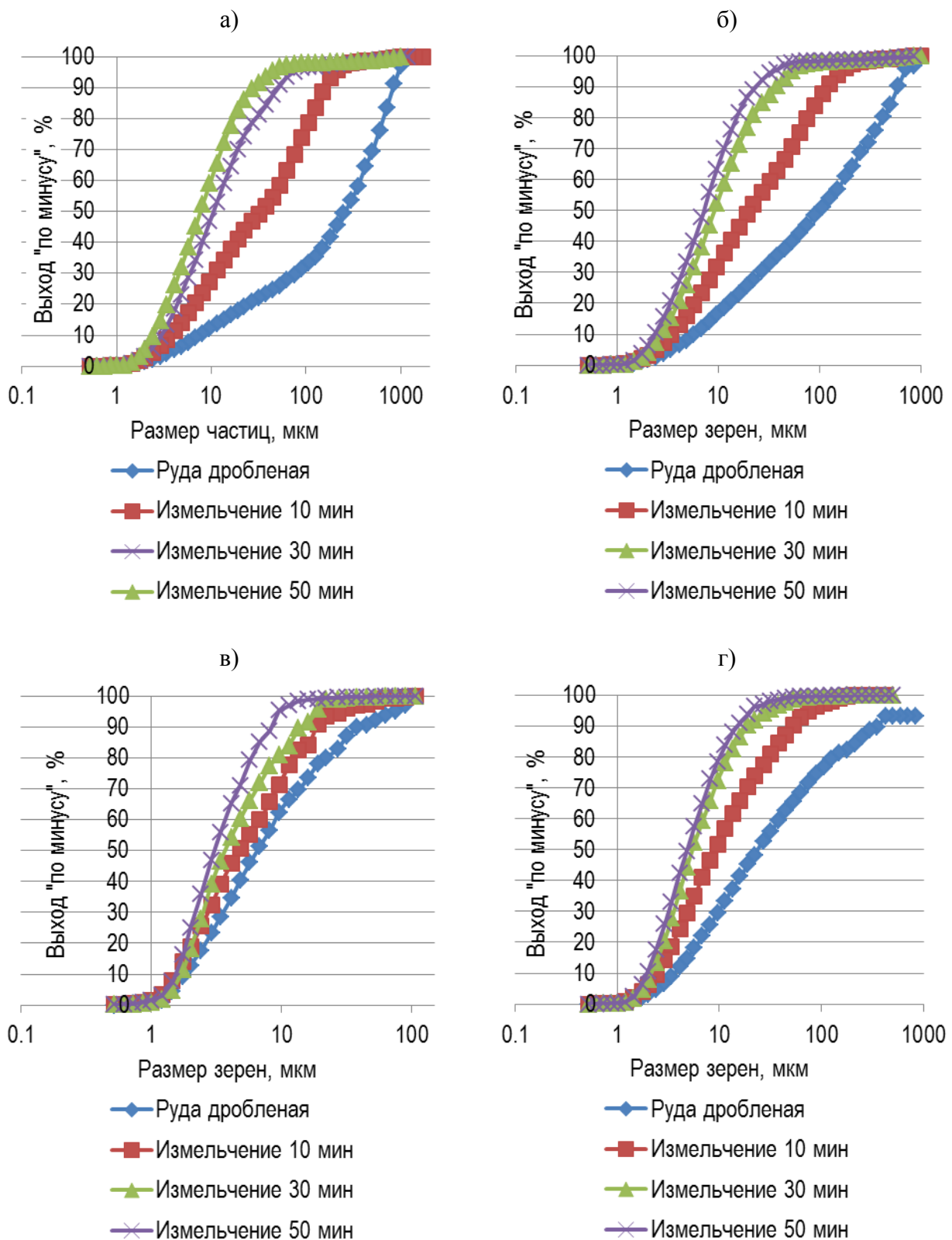


Рисунок 3.3 - Гранулометрический состав при разном времени измельчения:
 а) минеральных частиц; б) зерен пирита; в) зерен галенита; г) зерен сфалерита.
 Размеры зерен – включая раскрытые частицы и сростки.
 Данные MLA.

При любом времени измельчения, в том числе для дробленой руды, гранулометрическая характеристика соответствует наиболее крупным зернам для пирита, наименее крупным – для галенита. Очевидна связь этого с исходной наиболее крупной вкрапленностью в руде пирита, наиболее тонкой – для галенита.

Сам по себе гранулометрический состав не говорит о достижении раскрытия. Поэтому по данным МЛА для были построены графики изменения распределения массовой доли содержащегося в руде галенита (рисунок 3.4, а), сфалерита (рисунок 3.4, б), пирита (рисунок 3.4, в) и суммы несурьфидных минералов (рисунок 3.3, г) по сроткам с различной массовой долей данного минерала, включая раскрытые зерна.

Для всех минералов основной процесс раскрытия заканчивается к 30 минутам измельчения, дальнейший прирост массовой доли минерала в виде раскрытых зерен к 50 минутам невелик.

Для галенита и сфалерита в исходной руде наибольшая массовая доля минерала находилась в сротках, где содержание минерала в частице – в диапазоне от 0 до 20 %. Галенита с этими сротками было связано около 70 %, сфалерита – около 30 %. Именно эти сротки наиболее активно расходовались в ходе измельчения, переходя в сротки других типов, очевидно, в итоге подпитывая группу раскрытых частиц. Как для галенита, так и для сфалерита, сротки с содержанием минерала в остальных диапазонах в ходе измельчения практически не изменяли находящийся в них запас рассматриваемого минерала. Минерал как бы перетекает из бедных сротков в раскрытые частицы через сротки промежуточные по содержанию минерала в частицах, подобно перетеканию жидкости из одной емкости в другую через промежуточный бак, уровень жидкости в котором постоянен.

Практически противоположная картина наблюдается для пирита и несурьфидных минералов. В дробленой руде эти минералы были представлены в основном богатыми сротками - частицами с содержанием пирита от 80 до 100 % (около 30 % пирита) и с содержанием пирита от 60 до 80 % (тоже около 30 % пирита); частицами с содержанием несурьфидных от 80 до 100 % (около 50 % несурьфидных). С любым из остальных видов сротков связано менее 10 % указанных минералов. Раскрытие пирита шло в основном за счет сротков с содержанием пирита от 60 до 80 %, в заметно меньшей степени – за счет более богатых сротков с содержанием пирита от 80 до 100 %. Раскрытие несурьфидных – практически исключительно за счет богатых сротков.

Содержание галенита в руде – 1,03 %, сфалерита – 7,84 %, пирита – 38,95 %, несурьфидных – 52,18 % (таблица 2.19).

Таким образом, налицо закономерность связи содержания минерала в исходной руде с видами сротков перед измельчением, с которыми этот минерал в основном связан и которые будут расходоваться при измельчении, образуя в итоге раскрытые частицы.

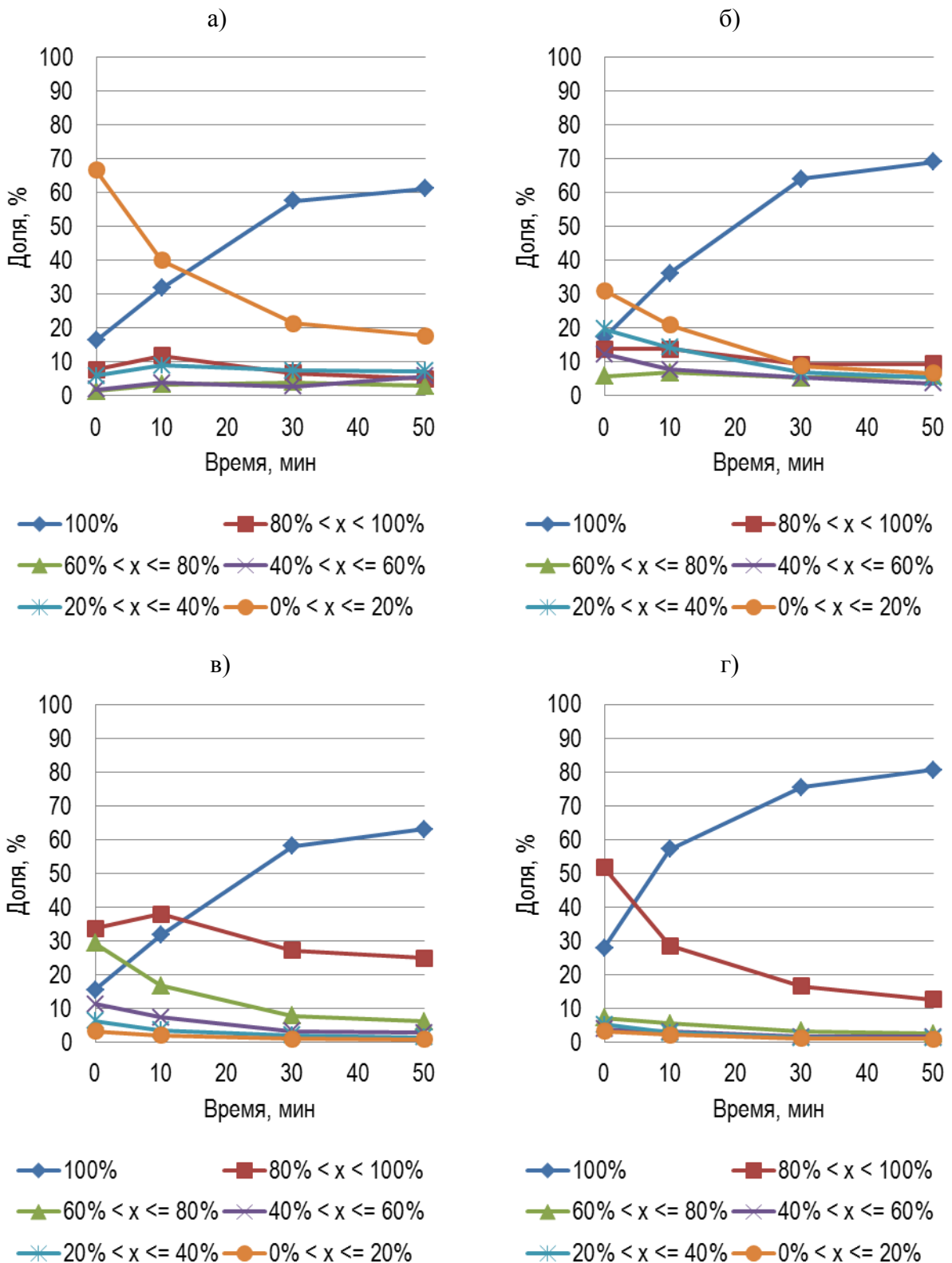


Рисунок 3.4 - Изменение массовой доли минерала (от всей массы минерала в руде), связанного со сростками с определенным диапазоном содержания данного минерала в частице в ходе измельчения:
 а) галенита; б) сфалерита; в) пирита; г) несulfидных.
 Под осью абсцисс – диапазоны содержаний минерала в частицах.
 Данные МЛА.

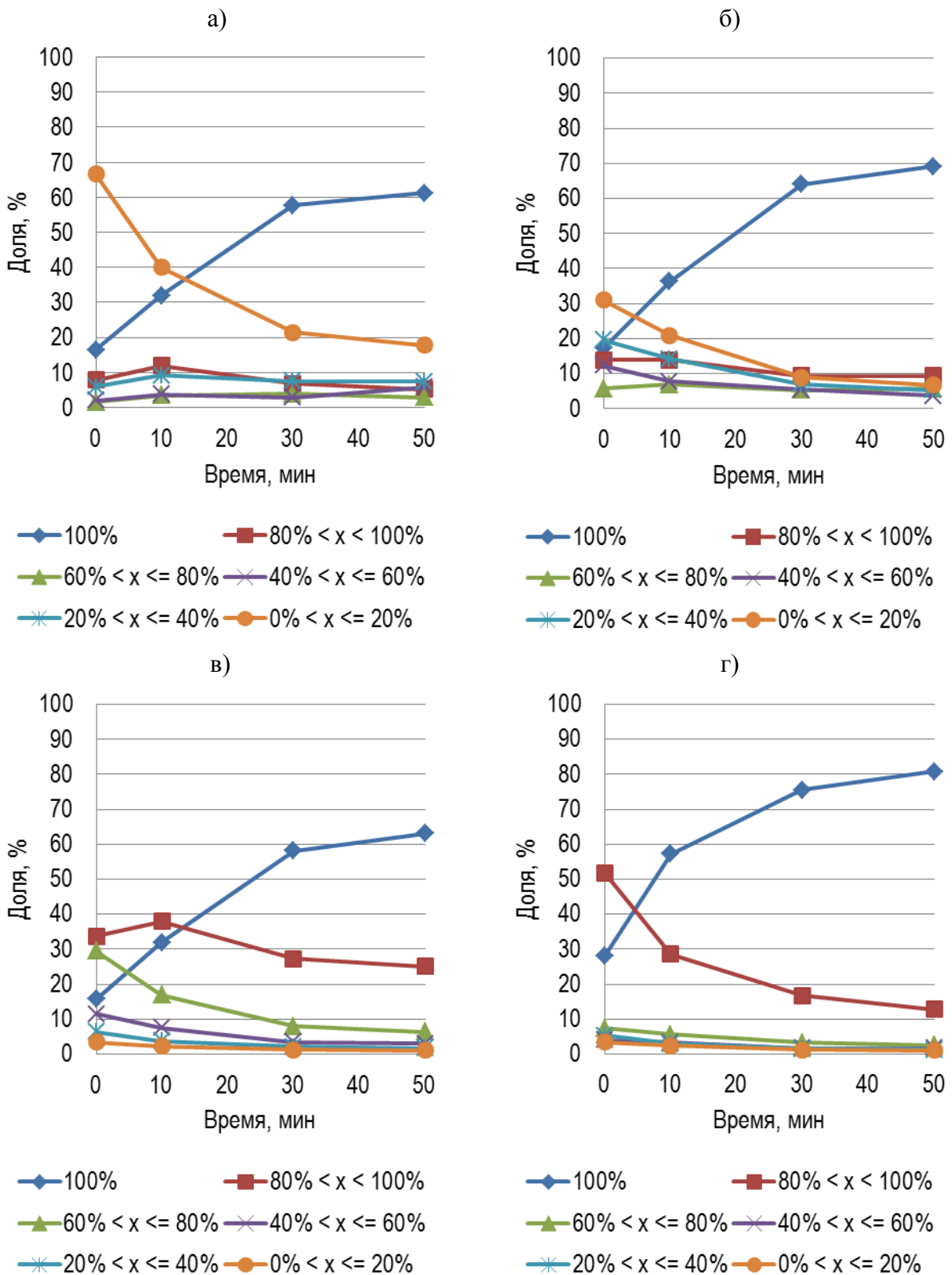


Рисунок 3.5 - Изменение массовой доли минерала (от всей массы минерала в руде), связанного со сростками с определенным диапазоном доли поверхности частицы, представленной данным минералом, в ходе измельчения:

а) галенита; б) сфалерита; в) пирита; г) несульфидных.

Под осью абсцисс – диапазоны доли поверхности частицы, представленной данным минералом. Данные MLA.

Минералы с малым содержанием в руде изначально (в дробленной руде, но где уже имеется достаточно много частиц, имеющих размер одного порядка с размером вкрапленности минералов) представлены бедными сростками (с содержанием минерала от 0 до 20 %). С бедными сростками связана тем большая доля минерала, чем меньше его содержанием в руде.

Минералы с большим содержанием изначально представлены сростками самыми богатыми (с содержанием минерала от 80 до 100 %) и несколько менее богатыми (с содержанием минерала от 60 до 80 %). Чем выше содержание минерала в руде, тем полнее он связан с самыми богатыми сростками.

Для любого содержания минерала в руде, доля этого минерала, связанного со сростками со средним содержанием данного минерала в частице, менее 10 %, и эта доля слабо меняется в ходе измельчения.

Основной метод обогащения свинцово-цинковых руд – флотация. Поэтому важно отследить, как в ходе измельчения меняется минеральный состав поверхности сростков. На рисунке 3.4 представлено, как изменялись в ходе измельчения распределения массы данного минерала по видам сростков. На рисунке 3.4 виды сростков классифицировались по диапазону содержаний данного минерала в частице. На рисунке 3.5 виды сростков различаются по доле поверхности частицы, представленной данным минералом.

Во многом ход кривых рисунка 3.5 аналогичен рисунку 3.4

Закономерности совершенно те же, если под богатым или бедным сростком понимать сросток, в котором данный минерал занимает большую долю поверхности частицы или малую. В частности, галенит и сфалерит в дробленной руде связаны в основном с частицами, у которых доля поверхности, представленная соответствующим минералом, менее 20 %, и именно этот тип частиц расходуется в ходе измельчения, в итоге образуя частицы с мономинеральной поверхностью галенита или сфалерита.

На рисунке 3.6 приведены кривые, характеризующие изменения минеральных ассоциаций в ходе измельчения. По оси абсцисс для данного минерала отложена доля от общей поверхности зерен данного минерала, граничащая с заданным другим минералом. Например, синяя кривая рисунка 3.4 а) показывает, что в дробленной руде доля поверхности зерен галенита (от общей поверхности зерен галенита), граничащая с пиритом, составляла около 50 %. В процессе измельчения эта доля уменьшилась до 20 %. Все графики – убывающие функции, так как в ходе измельчения возрастает доля свободной поверхности каждого минерала, и, соответственно, уменьшается доли поверхности, являющейся смежной границей между двумя минералами.

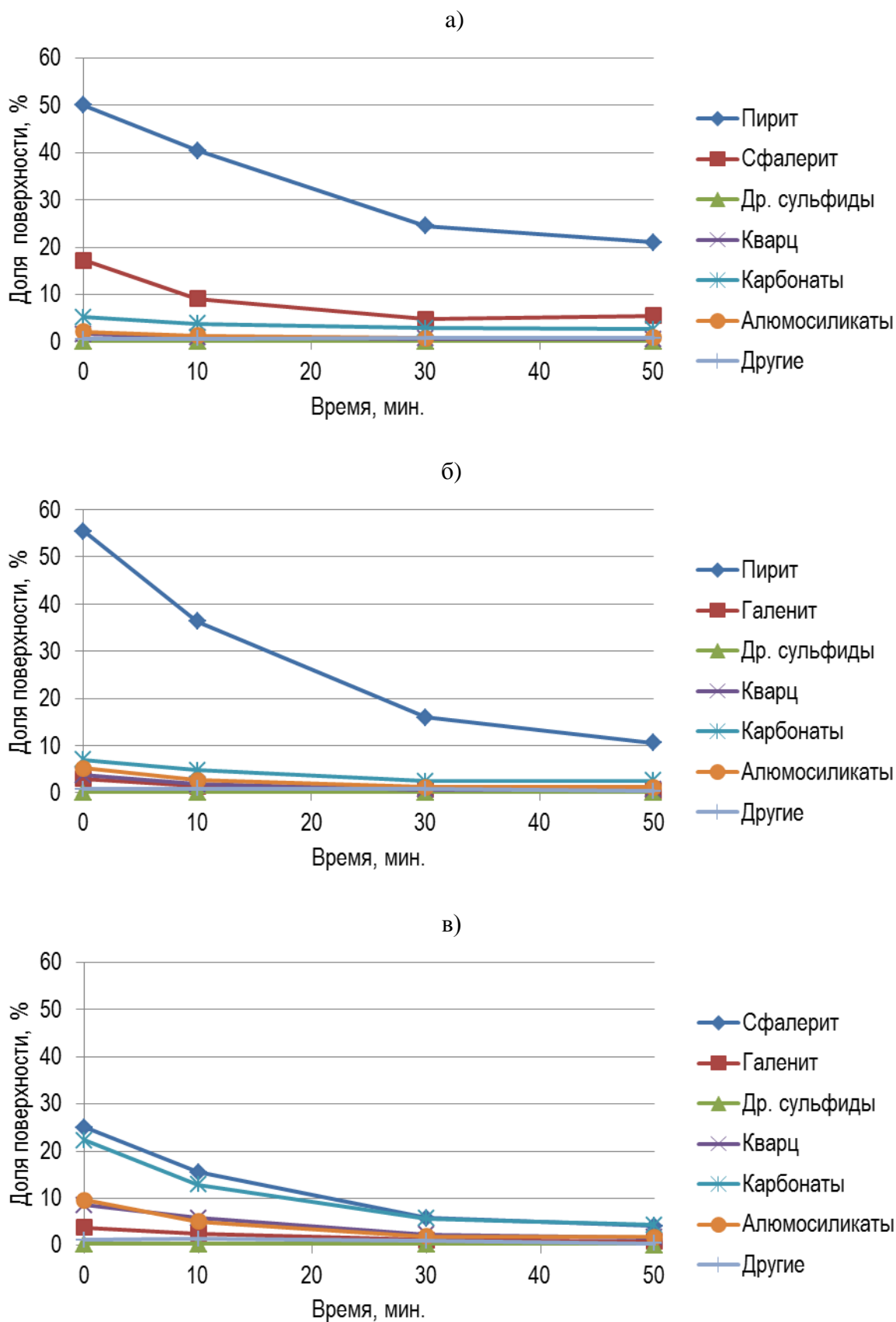


Рисунок 3.6 - Изменение доли площади поверхности зерна минерала, граничащей с другим минералом (минеральных ассоциаций), в ходе измельчения:
 а) галенита; б) сфалерита; в) пирита.
 Данные MLA.

Галенит (рисунок 3.6, а) в основном ассоциирован с пиритом и сфалеритом, и этих ассоциатов сохраняется достаточно много до достижения максимального из изученных времен измельчения. Достаточно много ассоциатов галенита и со сфалеритом – около 20 % поверхности галенита в дробленной руде, но при максимальном времени измельчения эта ассоциация незначительна.

Сфалерит (рисунок 3.6, б) в дробленной руде сильно ассоциирован с пиритом, доля его границ с пиритом даже несколько больше, чем у галенита. При максимальном времени измельчения остается около 10 % поверхности сфалерита, граничащей с пиритом.

Количество остальных ассоциатов для галенита и для сфалерит гораздо меньше.

Пирит (рисунок 3.6, в) в дробленной руде практически одинаково (20-25 % доли поверхности) ассоциирован со сфалеритом и с карбонатами, в полном соответствии с результатами оптического минералогического анализа, где отмечалась вкрапленность пирита в кальцит. Доля остальных ассоциатов невелика.

В таблице 3.2 приведены, для главных минералов руды (в том числе объединенной группы несulfидных минералов) значения массовой доли минерала от его количества в руде, находящегося в виде раскрытых частиц, и находящегося в частицах, вся поверхность которых представлена данным минералом.

Таблица 3.2 - Доля минералов, связанная с раскрытыми частицами и с частицами с мономинеральной поверхностью после измельчения 50 минут (MLA)

Минерал	Раскрытого минерала, %	Минерала в частицах с мономинеральной поверхностью, %
Галенит	61.19	61.75
Сфалерит	69.14	70.26
Пирит	63.12	67.07
Несulfидные	80.73	84.51

Видно, что доля минерала в частицах с мономинеральной поверхностью больше, чем в раскрытых частицах. При этом разница минимальна для галенита, максимальна для несulfидных, т.е. возрастает с увеличением содержания минерала в руде. Эта разница обусловлена наличием закрытых сростков данного минерала с другими. Естественно, чем больше содержание минерала в руде, тем больше вероятность образования частиц с мономинеральной поверхностью, представленной данным минералом, содержащих в себе и другие минералы.

В таблицах 3.3-3.5 приведены данные о распределении галенита, сфалерита и пирита по типам сростков, отличающихся диапазоном доли поверхности частиц, занятой соответствующим минералом, внутри классов крупности для разного времени измельчения.

В таблицах приведены выхода типов сростков от класса крупности, массовые доли минерала в типах сростков и распределения минерала по типам сростков в классе крупности.

Таблица 3.3 – Распределение галенита по типам сростков в классах крупности (MLA)

Типы сростков	Время измельчения, минуты				Среднее	Стандартное отклонение
	0	10	30	50		
-1+0,25 мм						
закрытые сростки	8,55	6,93	9,83	6,85	8,04	1,23
от 0 до 20 %	87,02	89,24	80,59	93,10	87,48	4,54
от 20 до 40 %	4,13	3,27	1,65	0,00	2,26	1,58
от 40 до 60 %	0,00	0,00	4,07	0,00	1,02	1,76
от 60 до 80 %	0,04	0,00	0,00	0,00	0,01	0,02
от 80 до 100 %	0,00	0,00	0,14	0,00	0,03	0,06
раскрытые зерна	0,26	0,56	3,73	0,05	1,15	1,50
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,25+0,1 мм						
закрытые сростки	10,72	18,72	14,48	10,00	13,48	3,47
от 0 до 20 %	71,80	77,53	68,48	73,21	72,75	3,25
от 20 до 40 %	13,33	2,87	11,44	2,41	7,51	4,92
от 40 до 60 %	0,67	0,19	5,05	3,86	2,44	2,06
от 60 до 80 %	2,23	0,21	0,01	0,00	0,61	0,94
от 80 до 100 %	0,47	0,04	0,05	0,02	0,15	0,19
раскрытые зерна	0,78	0,44	0,49	10,50	3,05	4,30
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,1+0,071 мм						
закрытые сростки	16,83	17,46	22,01	16,46	18,19	2,23
от 0 до 20 %	62,05	56,92	64,30	55,26	59,63	3,68
от 20 до 40 %	8,73	5,43	2,84	6,44	5,86	2,12
от 40 до 60 %	3,29	3,37	2,42	4,40	3,37	0,70
от 60 до 80 %	7,05	3,16	1,00	1,70	3,23	2,34
от 80 до 100 %	0,06	5,42	0,79	1,85	2,03	2,06
раскрытые зерна	1,99	8,24	6,65	13,89	7,69	4,25
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,071+0,04 мм						
закрытые сростки	12,99	21,50	31,44	30,45	24,09	7,49
от 0 до 20 %	32,27	52,09	56,34	41,14	45,46	9,42
от 20 до 40 %	13,23	6,66	6,38	12,33	9,65	3,15
от 40 до 60 %	4,61	3,46	1,14	3,86	3,27	1,30
от 60 до 80 %	3,68	1,57	0,11	0,69	1,51	1,35
от 80 до 100 %	20,47	6,73	3,10	8,71	9,75	6,51
раскрытые зерна	12,77	7,98	1,49	2,84	6,27	4,46
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,04+0 мм						
закрытые сростки	2,13	3,47	5,75	7,88	4,81	2,19
от 0 до 20 %	5,59	11,78	10,92	12,46	10,19	2,71
от 20 до 40 %	4,16	8,84	6,03	5,93	6,24	1,67
от 40 до 60 %	4,17	5,68	3,39	3,90	4,28	0,85
от 60 до 80 %	8,12	8,93	3,48	2,80	5,83	2,72
от 80 до 100 %	13,17	8,64	3,77	1,42	6,75	4,53
раскрытые зерна	62,66	52,65	66,67	65,61	61,90	5,54
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
Сфалерит						

Таблица 3.4 – Распределение сфалерита по типам сrostков в классах крупности (MLA)

Типы сrostков	Время измельчения, минуты				Среднее	Стандартное отклонение
	0	10	30	50		
-1+0,25 мм						
закрытые сrostки	0,20	0,52	1,66	0,36	0,69	0,58
от 0 до 20 %	49,54	65,59	70,48	70,96	64,14	8,69
от 20 до 40 %	23,92	26,62	14,00	23,78	22,08	4,80
от 40 до 60 %	8,24	2,50	9,29	2,40	5,60	3,18
от 60 до 80 %	17,27	4,32	3,74	2,20	6,88	6,05
от 80 до 100 %	0,24	0,27	0,57	0,20	0,32	0,14
раскрытые зерна	0,60	0,17	0,27	0,11	0,29	0,19
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,25+0,1 мм						
закрытые сrostки	0,94	1,40	1,88	0,99	1,31	0,38
от 0 до 20 %	47,14	53,26	50,80	45,54	49,18	3,03
от 20 до 40 %	22,37	20,02	17,75	16,13	19,07	2,36
от 40 до 60 %	12,35	9,97	10,50	24,00	14,20	5,72
от 60 до 80 %	8,43	6,71	7,66	5,02	6,95	1,27
от 80 до 100 %	7,79	8,03	8,51	6,89	7,81	0,59
раскрытые зерна	0,98	0,60	2,91	1,43	1,48	0,87
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,1+0,071 мм						
закрытые сrostки	2,15	2,13	3,36	2,29	2,48	0,51
от 0 до 20 %	37,89	43,97	45,84	44,90	43,15	3,11
от 20 до 40 %	19,34	21,87	19,97	21,96	20,79	1,15
от 40 до 60 %	11,87	11,20	10,46	11,59	11,28	0,53
от 60 до 80 %	11,09	9,05	8,04	6,63	8,70	1,63
от 80 до 100 %	13,04	8,76	9,81	8,84	10,11	1,74
раскрытые зерна	4,63	3,01	2,51	3,79	3,49	0,80
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,071+0,04 мм						
закрытые сrostки	1,84	3,70	4,54	4,74	3,70	1,15
от 0 до 20 %	25,43	32,19	34,73	30,14	30,62	3,41
от 20 до 40 %	16,86	18,98	18,41	16,86	17,78	0,94
от 40 до 60 %	12,67	11,94	11,47	11,04	11,78	0,60
от 60 до 80 %	14,98	9,30	6,47	10,15	10,23	3,06
от 80 до 100 %	18,89	14,79	12,35	18,86	16,22	2,79
раскрытые зерна	9,34	9,10	12,03	8,20	9,66	1,43
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,04+0 мм						
закрытые сrostки	0,29	0,37	0,43	0,56	0,41	0,10
от 0 до 20 %	4,26	4,06	3,93	3,55	3,95	0,26
от 20 до 40 %	3,35	5,18	5,08	5,07	4,67	0,76
от 40 до 60 %	4,56	6,36	5,20	5,32	5,36	0,65
от 60 до 80 %	7,19	9,82	6,46	6,12	7,40	1,45
от 80 до 100 %	8,67	8,94	5,12	4,60	6,83	1,98
раскрытые зерна	71,70	65,27	73,77	74,78	71,38	3,70
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
пирит						

Таблица 3.5 – Распределение пирита по типам сростков в классах крупности (MLA)

Типы сростков	Время измельчения, минуты				Среднее	Стандартное отклонение
	0	10	30	50		
-1+0,25 мм						
закрытые сростки	0,01	0,05	0,10	0,01	0,04	0,04
от 0 до 20 %	7,87	7,96	10,64	8,61	8,77	1,12
от 20 до 40 %	16,01	11,29	10,79	16,34	13,61	2,58
от 40 до 60 %	30,54	23,04	24,35	22,43	25,09	3,22
от 60 до 80 %	36,06	37,02	27,83	38,72	34,91	4,20
от 80 до 100 %	9,37	20,16	25,96	13,82	17,33	6,29
раскрытые зерна	0,13	0,48	0,33	0,07	0,25	0,16
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,25+0,1 мм						
закрытые сростки	0,12	0,15	0,19	0,17	0,16	0,03
от 0 до 20 %	7,89	7,06	7,64	7,53	7,53	0,30
от 20 до 40 %	12,63	13,32	11,36	14,81	13,03	1,24
от 40 до 60 %	20,27	19,20	17,56	23,18	20,05	2,05
от 60 до 80 %	28,71	29,77	26,75	30,80	29,01	1,50
от 80 до 100 %	29,14	29,02	33,91	21,83	28,47	4,31
раскрытые зерна	1,23	1,48	2,60	1,69	1,75	0,52
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,1+0,071 мм						
закрытые сростки	0,23	0,30	0,45	0,31	0,32	0,08
от 0 до 20 %	7,74	7,12	9,11	8,14	8,03	0,72
от 20 до 40 %	12,56	11,44	13,79	13,03	12,71	0,85
от 40 до 60 %	19,29	17,65	18,41	19,32	18,67	0,69
от 60 до 80 %	26,06	30,49	28,60	28,95	28,52	1,59
от 80 до 100 %	31,00	29,76	27,36	27,61	28,93	1,52
раскрытые зерна	3,11	3,24	2,29	2,63	2,82	0,38
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,071+0,04 мм						
закрытые сростки	0,29	0,42	0,47	0,76	0,49	0,17
от 0 до 20 %	6,42	6,74	6,74	9,97	7,47	1,45
от 20 до 40 %	10,45	11,37	10,24	13,33	11,34	1,22
от 40 до 60 %	16,64	17,29	16,05	19,24	17,30	1,20
от 60 до 80 %	24,06	26,38	26,88	25,09	25,60	1,10
от 80 до 100 %	34,15	32,11	32,54	24,41	30,80	3,77
раскрытые зерна	7,98	5,70	7,08	7,21	6,99	0,82
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
-0,04+0 мм						
закрытые сростки	0,10	0,06	0,11	0,13	0,10	0,03
от 0 до 20 %	1,30	1,41	1,21	1,15	1,27	0,10
от 20 до 40 %	3,32	2,61	2,27	2,22	2,60	0,44
от 40 до 60 %	3,37	3,77	3,86	4,12	3,78	0,27
от 60 до 80 %	6,11	8,35	7,52	8,61	7,65	0,97
от 80 до 100 %	14,08	17,03	12,51	11,52	13,78	2,08
раскрытые зерна	71,72	66,77	72,53	72,25	70,82	2,36
всего в классе	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	

Для простоты изложения будем называть сростки с меньшей долей поверхности, представленной данным минералом, бедными, а с большей – богатыми.

Как и следовало ожидать, для всех продуктов в относительно крупных классах (-1 +0,25 и -0,25 +0,1 мм) тонко вкрапленный в руду галенит находится в основном в виде частиц с малой долей поверхности, представленной галенитом и закрытых сростках, в более мелких классах крупности количество галенита в этих типах сростков постепенно уменьшается, но даже в классе -0,07+0,04 мм оно составляет 70 %. Раскрытого галенита во всех этих классах не более 10 %. Резкое уменьшение количества галенита в бедных сростках и, соответственно, рост количества раскрытого галенита наблюдаются только в классе -0,04 мм.

Сфалерит, так же, как и галенит, в классах крупнее 0,04 мм представлен в виде раскрытых зерен не более чем на 10 %, резкий рост количества раскрытого сфалерита отмечается только в классе -0,04 мм. Но, в отличие от галенита, по мере уменьшения крупности количество сфалерита в бедных сростках уменьшается более заметно. В классе -0,07 +0,04 мм оно становится около 30 %, по остальным, более богатым типам сростков сфалерит распределен более равномерно.

Пирит даже в крупном классе (-1 +0,25 мм) представлен бедными сростками (с долей пиритной поверхности менее 20 %) только на 20 %, в более мелких классах это количество пирита практически неизменно, и только в классе -0,04 мм пирита в виде бедных сростков почти не остается. В крупном классе пирит равномерно распределен по всем типам сростков с долей пиритной поверхности более 20 %. С уменьшением крупности в классах крупнее, чем 0,04 мм несколько возрастает количество пирита в богатых сростках и снижается в более бедных, но в целом распределение пирита по типам сростков остается относительно равномерным. Раскрытого пирита в классах крупнее 0,04 мм мало – менее 10 % - при незначительном росте от класса -1 +0,25 мм к классу -0,071 +0,04 мм. Как и для галенита со сфалеритом, скачок количества пирита в раскрытых зернах отмечается только в классе -0,04 мм. Таким образом, несмотря на большую массовую и объемную долю пирита, сложный характер вкрапленности обуславливает его высвобождение только при измельчении до крупности -0,04 мм.

Однако наиболее важным является то, что внутри каждого класса крупности распределения любого минерала по типам сростков (различающихся долей поверхности, представленной данным минералом) зависят только от крупности класса, но практически одинаковы для любой продолжительности измельчения. Постоянство содержания минерала в данном узком классе крупности в ходе измельчения отмечалось рядом исследователей и связывается с отсутствием избирательности измельчения, то есть преимущественного накопления какого-либо легко разрушающегося минерала в тонких классах при увеличении продолжительности измельчения вследствие близкой прочности минералов [27]. Очевидно, что установленное в работе постоянство распределения минералов по видам сростков также связано с равной прочностью минералов.

Таким образом, подтверждено, что минеральный состав частиц, их морфология в конкретном классе крупности определяются фактически только текстурно-структурными характеристиками руды.

Теоретическое предсказание взаимосвязи структуры и текстуры руды с морфологическими характеристиками частиц различной крупности – весьма сложная и недостаточно изученная задача.

Учитывая полученные результаты, можно предложить более простой путь моделирования измельчения с прогнозированием распределений материала по сортам частиц с различными минералогическими характеристиками. Это осуществимо, используя существующие модели измельчения, достоверно прогнозирующие гранулометрический состав в зависимости от исходного распределения по крупности, продолжительности измельчения и других технологических факторов (на основе экспериментальных данных, полученных при проведении тестов).

Распределение частиц по сортам, различающимся долями поверхности, представленной определенными минералами, а также распределение масс всех минералов по этим сортам внутри каждого класса крупности не меняется в ходе измельчения. Эти распределения зависят только от крупности частиц в классе, и могут быть определены экспериментально, путем проведения измельчения в лабораторных условиях с последующим количественным минералогическим получаемых классов крупности продуктов.

Следует дополнительно к стандартным тестам провести несколько опытов при различных продолжительностях измельчения с рассевом продуктов.

Далее материал из одинаковых классов крупности всех продуктов, полученных при различном времени измельчения, следует объединить и подвергнуть каждый объединенный класс крупности количественному минералогическому анализу.

Объединение материала в классах желательно не только в целях усреднения, но и в целях обеспечения представительности присутствия, достаточного для статистики количества частиц, относящихся ко всем классам крупности и всем типам сростков.

Тогда прогноз распределения частиц по сортам в продукте измельчения сведется к прогнозированию выходов классов крупности по известным кинетическим моделям. Далее, зная из эксперимента распределения частиц по типам сростков в каждом класса крупности, легко рассчитываются выхода сортов и распределения минералов по сортам от руды:

$$\gamma_{ij} = \gamma^{(i)}\gamma_j^{(i)} \quad (3.1)$$

Где γ_{ij} - выход сорта частиц, относящегося к классу крупности i и типу сродков j , от руды,
 $\gamma^{(i)}$ - выход класса крупности j от руды, прогнозируемый кинетической моделью,
 $\gamma_j^{(i)}$ - выход типа сродков i от класса крупности i , определяемый в дополнительном эксперименте.

$$\varepsilon_{ij}^M = \frac{\gamma_{ij}\beta_j^{(i)M}}{\alpha^M} \quad (3.2)$$

Где ε_{ij}^M - извлечение минерала M в сорта частиц, относящегося к классу крупности i и типу сродков j , от руды,
 $\beta_j^{(i)M}$ - содержание минерала M в типе сродков i в классе крупности i , определяемое в дополнительном эксперименте,
 α^M - содержание минерала M в руде.

Минерал M – не обязательно тот, который принимался во внимание при определении типа сродков. Количественный минералогический анализ позволяет рассчитать содержание любого минерала в сорте, связанном с частицами, входящими в данный тип сродков в данном классе крупности.

На рисунке 3.7 представлены кривые так называемой теоретической предельной обогатимости по свинцу и цинку для изучаемой пробы свинцово-цинковой руды после измельчения ее в течение 30 минут и 50 минут.

Кривые построены встроенным программным комплексом MLA System, реализующем предположение, что из руды получают только один концентрат – либо свинцовый, либо цинковый. Расчет строится на отборе в концентрат и накоплении в нем частиц (из базы данных частиц MLA) последовательно от самых богатых по данному металлу (для раскрытых частиц – от наибольших по массе металла) до наиболее бедных. Соответственно, с добавлением каждой частица увеличивается извлечение металла, но, в случае, если в частицах имеются другие минералы, постепенно снижается содержание металла. В расчетно набранном таким способом концентрате отсутствуют ошибки разделения - ни одна частица, содержащая металл, не может не попасть в концентрат, причем не может «отстать» от менее богатой частицы. Снижение качества концентрата по сравнению с чистым минералом данного металла связано только с недостаточным раскрытием, снижением массовой доли металла в частица по другим причинам (например, присутствие металла в двух минералах – более богатом по металлу и более бедном).

Как видно по кривым рисунка, при измельчении в течение 30 минут, раскрытие ниже, чем при более длительном измельчении.

Прирост степени раскрытия, достигаемый увеличением времени измельчения с 20 до 50 минут, обеспечивает увеличение извлечения при том же самом содержании металла в концентрате, на 3..4 % для свинца и 2..3 % для цинка.

На рисунке 3.8 на фоне кривых теоретической предельной обогатимости основной, более тонковкрапленной пробы при ее измельчении в течение 50 минут, приведены технологические показатели, полученные при технологических исследованиях и испытаниях различных проб данной руды, выполненных различными организациями почти за длительный период. Видно, что обогатимость основной пробы ниже, чем пробы, использованной для изучения кинетики измельчения: при том же извлечении свинца 80 % в расчетном концентрате дополнительной пробы содержание свинца порядка 70 %, а в расчетном концентрате основной пробы -

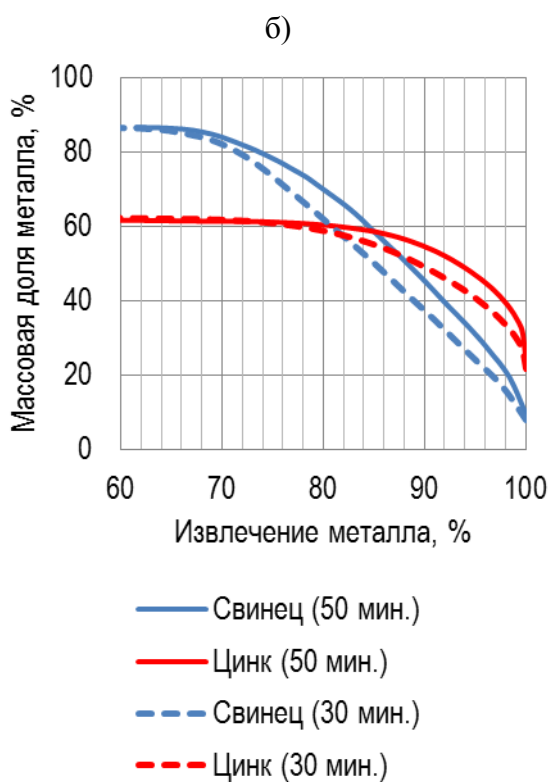


Рисунок 3.7 - Кривые теоретической предельной обогатимости по свинцу и цинку (MLA) для пробы измельченной в течение 30 и 50 минут

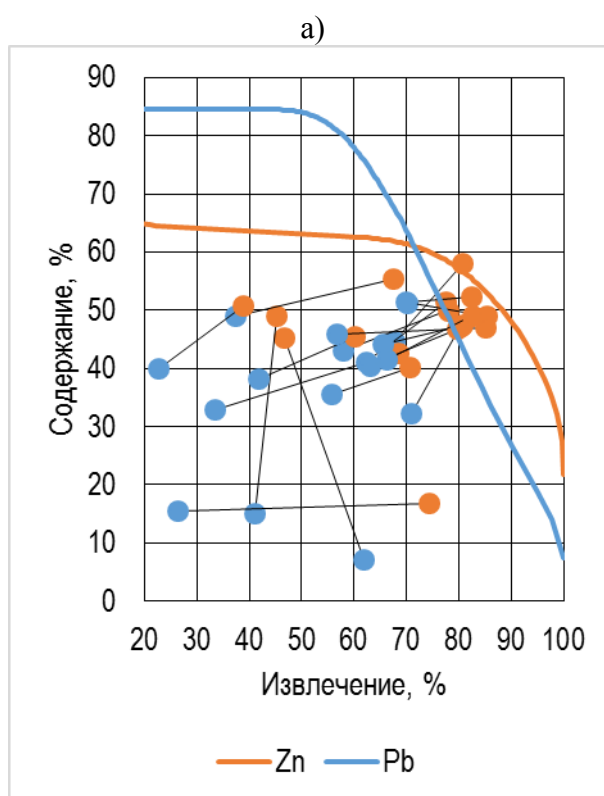


Рисунок 3.8 - Кривые теоретической предельной обогатимости по свинцу и цинку (MLA) для пробы измельченной в течение 50 минут и данные исследований

Изученная в работе основная проба – одна из наиболее тонковкрапленных среди всех исследованных. Но тем не менее показатели, максимально допускаемые раскрытием ее минералов, превышают полученные за историю исследований разных проб руды, особенно по свинцу.

3.2. Способ оценки предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов, основанный на данных об индивидуальных минералогических характеристиках частиц измельченной руды

В данном разделе изложение касается только основной пробы тонковкрапленной упорной свинцово-цинковой руды.

В данном разделе используются результаты, полученные уже не с помощью встроенных производителем в MLA System средств обработки данных, а с помощью разработанных нами при выполнении настоящей работы.

Дополнительно к стандартному, встроенному в систему MLA, для обеспечения наших расчетов исходными данными, было разработано программное средство, преобразующее внутреннюю информацию MLA об исследованном образце в рабочую базу данных частиц образца.

Следует отметить, что при конвертации данных не были нарушены права производителя MLA System. Более того, производитель специально предусмотрел возможность работы со своей базой данных, открыв к ней доступ и оформив ее в формате Access.

Для каждой частицы в рабочей базе данных образца указывается ее выход относительно суммы всех частиц базы данных образца, массовые доли в ней минералов и элементов, доли ее поверхности, представленные каждым минералом, а также расчетная средняя плотность и ряд геометрических характеристик частицы.

На графиках рисунка 3.8 нанесены рассчитанные для изучаемой пробы встроенным обеспечением MLA так называемые теоретические кривые предельной взаимосвязи извлечения и содержания. Показаны кривые для галенита (Г-MLA) и сфалерита (С-MLA).

Каждая из этих кривых характеризует множество максимально возможных технологических показателей при накоплении свинцового (или цинкового) концентрата частицами, содержащими галенит (или сфалерит), последовательно, от частиц, с большей массой галенита (или сфалерита) к частицам, с меньшей массой ценных минералов.

Максимально возможные показатели – в том смысле, что лимитированы только сростками, только раскрытием галенита (или сфалерита) и соответственно, содержанием галенита (или сфалерита) в частицах.

Кривые подобного типа важны для того, чтобы убедиться, достижимо ли в принципе требуемое качество концентрата при достаточном извлечении, или это недостижимо из-за сростков, даже при идеально эффективной операции разделения частиц. В последнем случае требуется более тонкое измельчение.

Необходимость разработки способа, обозначенного в защищаемом положении связана с ограничением встроенного способа MLA.

Встроенный способ дает не может дать оценку теоретических предельно возможных показателей, если из руды выделяют несколько концентратов разных минералов. Например, если предполагается выделение свинцового и цинкового концентрата, то сростки, содержащие и свинец и цинк, будут учтены при расчете обеих кривых - и для свинца, и для цинка. То есть будет двойной счет, с заранее неизвестной, зависящей от количества и состава сростков, ошибкой.

Идеальным считается разделение, при котором в концентрат попадает только целевой минерал, при этом в другие продукты целевой минерал не попадает, что соответствует 100 % извлечению при 100 % качестве. Реальные показатели отличаются от идеальных по двум причинам – из-за неидеальности раскрытия частиц (наличия сростков) и неидеальности разделения (попаданию минералов, в том числе в раскрытом виде, в нецелевые продукты, вследствие недостаточной селективности реагентной обработки и работы флотомашин).

Для адекватной оценки обогатимости материала необходимо отдельно выяснить роль недостаточного раскрытия. При этом недостаточно знать суммарные цифры - долю ценного минерала, присутствующего в раскрытом виде, в виде двойных и сложных сростков и т.п. Например, при преобладании, среди сростков ценных минералов, частиц с низким их содержанием, очевидно, равный прирост извлечения ценных минералов за счет сростков будет сопровождаться большим снижением содержания ценного минерала в концентрате, чем при преобладании сростков богатых.

Будем называть целевым минералом концентрата или продукта тот минерал, ради концентрирования которого выделяется продукт, а нецелевым – минерал, присутствие которого в данном продукте нежелательно.

Достаточно полную информацию о степени раскрытия и с этой точки зрения готовности материала к разделению, дают кривые теоретической предельной обогатимости, построенные на основании данных о минеральном составе частиц обогащаемого продукта. Кривые теоретической предельной обогатимости, как и обычные кривые обогатимости, показывают взаимосвязь содержания целевого минерала в концентрате с его извлечением в концентрат.

Но сам концентрат формируется из частиц обогащаемого продукта в предположении, что ошибки при разделении, распределении частиц между продуктами разделения отсутствуют. Такая теоретической предельной обогатимости будет соответствовать показателям обогащения, наилучшим из возможных, которые допускаются реальным раскрытием минералов в обогащаемом продукте.

Собственным программным обеспечением MLA обеспечивается построение кривых теоретической предельной обогатимости любого минерала (группы минералов) или элемента (группы элементов). Алгоритм построения кривой состоит в накапливании (расчетно) концентрата путем последовательного присоединения к нему частиц из базы данных об изученных частицах

обогащаемого продукта, сначала полностью раскрытых (в порядке убывания массы), а затем – сростков (в порядке убывания в частицах содержания целевого минерала). По мере присоединения частиц пересчитываются извлечение целевого минерала в уже накопленный концентрат и содержание целевого минерала в нем.

Однако, если предполагается выделение из обогащаемого продукта нескольких концентратов, такой подход завышает показатели по извлечению. Например, для свинцово-цинковой руды, построение кривых КПО для галенита будет осуществляться с учетом сростков, где присутствует и сфалерит. Но при построении кривых теоретической предельной обогатимости для сфалерита будут учтены эти же сростки. Таким образом, возникает двойной счет извлечения как галенита, так и сфалерита.

Предлагается способ, позволяющий осуществлять построение кривых предельной обогатимости при получении нескольких продуктов из обогащаемого материала. При этом хвосты могут также рассматриваться как оптимизируемый по составу продукт, целевой компонент для которого – группа минералов, не являющихся ценными.

Задача учета нескольких продуктов решается тем, что построение кривых теоретической предельной обогатимости осуществляется в два этапа. На первом - частицы обогащаемого продукта, в зависимости от значения критерия, определяемого их индивидуальными минералогическими характеристиками, по одной, распределяют по продуктам. На втором – для каждого продукта сортируют отнесенные к нему частицы по значению массовой доли компонента, целевого для данного продукта. Далее строят кривые теоретической предельной обогатимости для каждого продукта, расчетным образом, накапливая «концентрат» от богатых частиц к бедным, используя в итоге все частицы продукта. Конечная точка кривой теоретической предельной обогатимости, когда учтены все частицы продукта, определит максимальное извлечение, возможное для данного продукта при наличии других продуктов, и соответствующее содержание целевого минерала.

При параллельном способе для каждой очередной частицы сразу производится выбор между всеми продуктами, в какой продукт частица должна быть направлена. При последовательном способе набирают частицы вначале в один продукт, а затем, из оставшихся частиц – во второй продукт, затем – в третий, и т.п. Последовательный способ имеет смысл применять, если критерии, зависящие от минеральных характеристик частицы, для разных продуктов – разные, и при этом заданы так, что частица, удовлетворяющая критерию для первого продукта (выделяемого в реальном процессе вначале), одновременно удовлетворяет критерию для другого, выделяемого позже.

Фактически изложенный способ равнозначен математической модели схемы с операциями идеального разделения с реальными (неидеальными) характеристиками исходного продукта.

Критерии, вычисляемый на основании минеральных характеристик каждой частицы, являются признаками разделения.

Понятия разделение и обогащение не равнозначные. Разделение зависит от совокупности свойств частицы, «ощущаемых» технологическим процессом. Обогащение, сопутствующее разделению, зависит от того, насколько массовая доля целевого минерала в каждой частице коррелирует с комплексом свойств частицы, определяющих разделение.

В работе предложено три вида критерия для построения теоретической предельной обогатимости.

Первый вид критерия (критерий 1) почти аналогичен используемому собственным программным обеспечением MLA. При последовательном выделении концентратов выбираются наиболее богатые целевым минералом частицы. Но при накоплении частиц очередного концентрата следующие концентраты не накапливаются, пока есть частицы, удовлетворяющие критерию текущего концентрата. Накопление очередного концентрата останавливается, когда соотношения массовой доли целевого минерала с массовыми долями нецелевых минералов, у любой из оставшихся частиц, становятся меньше заданных предельных. Для каждого нецелевого минерала предельное соотношение задано отдельно, например, для снижения содержания в концентрате регламентируемых вредных примесей. Проведя несколько расчетов с разными значениями соотношений, можно выбрать нужную, с точки зрения минерального состава обогащаемого продукта, глубину извлечения каждого минерала в свой целевой продукт, получив максимально достижимые при этом технологические показатели.

Два других вида критерия рассчитаны на параллельное выделение концентратов.

Один (критерий 2) соответствует случаю, когда разделение и обогащение полностью совпадают. Согласно этому критерию, частица направляется в тот продукт, в котором извлечение его целевого минерала при присоединении данной частицы прирастет больше, чем извлечения всех других минералов в их целевых продуктах, если частица попадет в любой из этих продуктов. Этот критерий соответствует также выбору концентрата того минерала, степень обогащения которого, рассчитанная для данной частицы, максимальна. Очевидно, для любого данного продукта предельно малое содержание целевого минерала в присоединяемой частице равно содержанию этого минерала в руде.

Другой критерий (критерий 3) некоторым образом ориентирован на флотацию. Согласно этому критерию, частица направляется в тот продукт, целевым минералом которого занята доля поверхности частицы большая, чем доля, занятая любым другим минералом (принцип простого большинства). Но доля минерала на поверхности и массовая доля минерала коррелируют не строго, особенно слаба корреляция в области массовой доли целевого минерала в частице 50 %. Предельно малая для каждого продукта доля занятой его целевым минералом поверхности частицы, равна $1/N$,

где N – количество учитываемых минералов, в сумме составляющих всю руду. Например, в нашем случае, для четырех минералов, минимальная доля равна 25 %. В продукт, в том числе, попадут частицы, у которых массовая доля целевого минерала меньше, чем доля на поверхности. Это будет как для тех минералов, у которых плотность меньше средней плотности частицы, а также для тех минералов, которые в частицах часто представляют собой корки, оторочки и т.п.

На базе Microsoft Access и Microsoft Excel разработаны вычислительные средства, позволяющие обеспечить перенос данных из хранилища MLA System в базы данных частиц по продуктам разделения, сведение данных продуктов разделения в базу данных частиц исходного питания, расчет кривых предельных обогатимости с учетом возможности получения нескольких продуктов (последовательно или параллельно) в соответствии с тремя различными критериями.

Схема алгоритма для предлагаемого способа оценки предельной обогатимости приведена на рисунке 3.9.

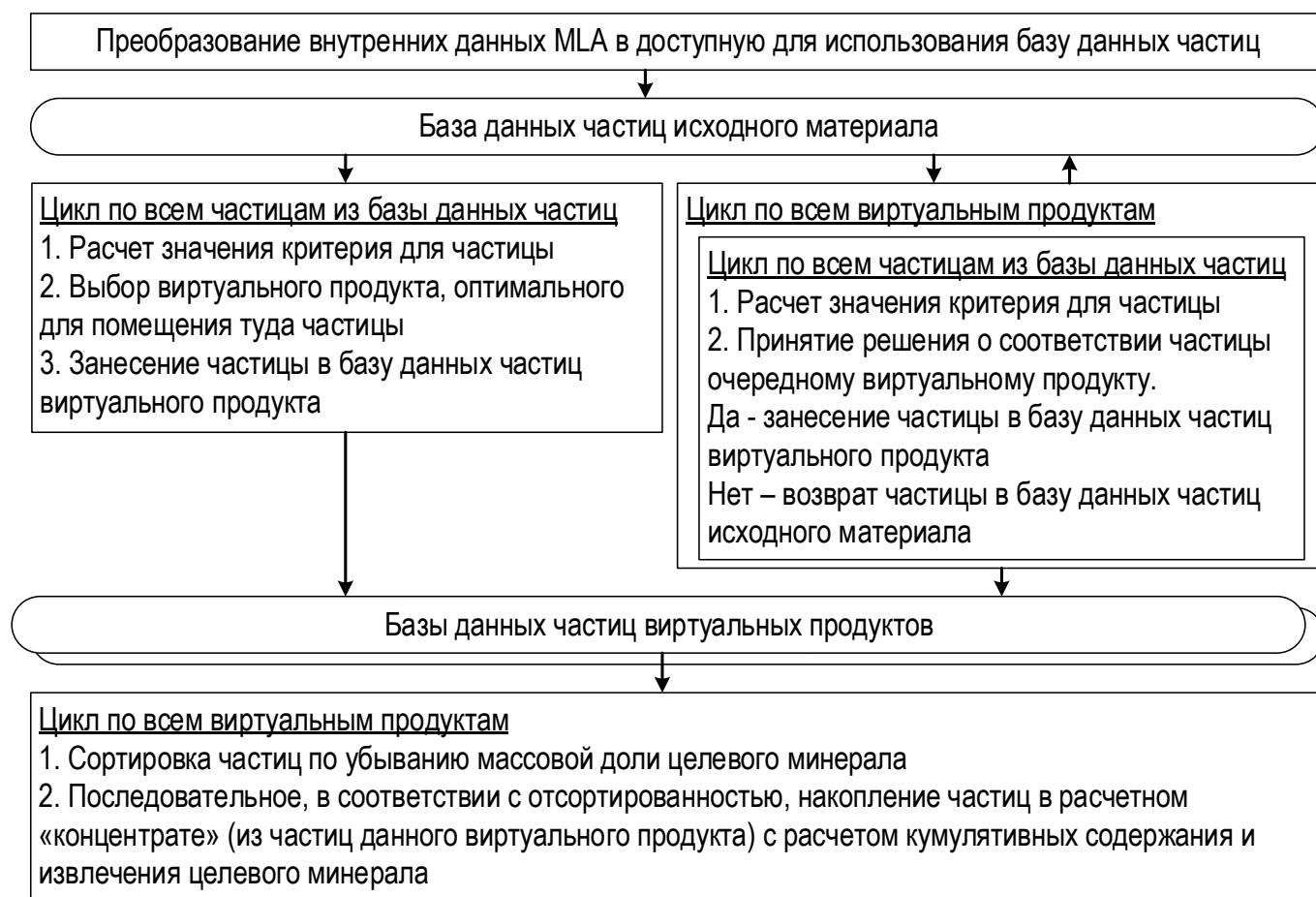
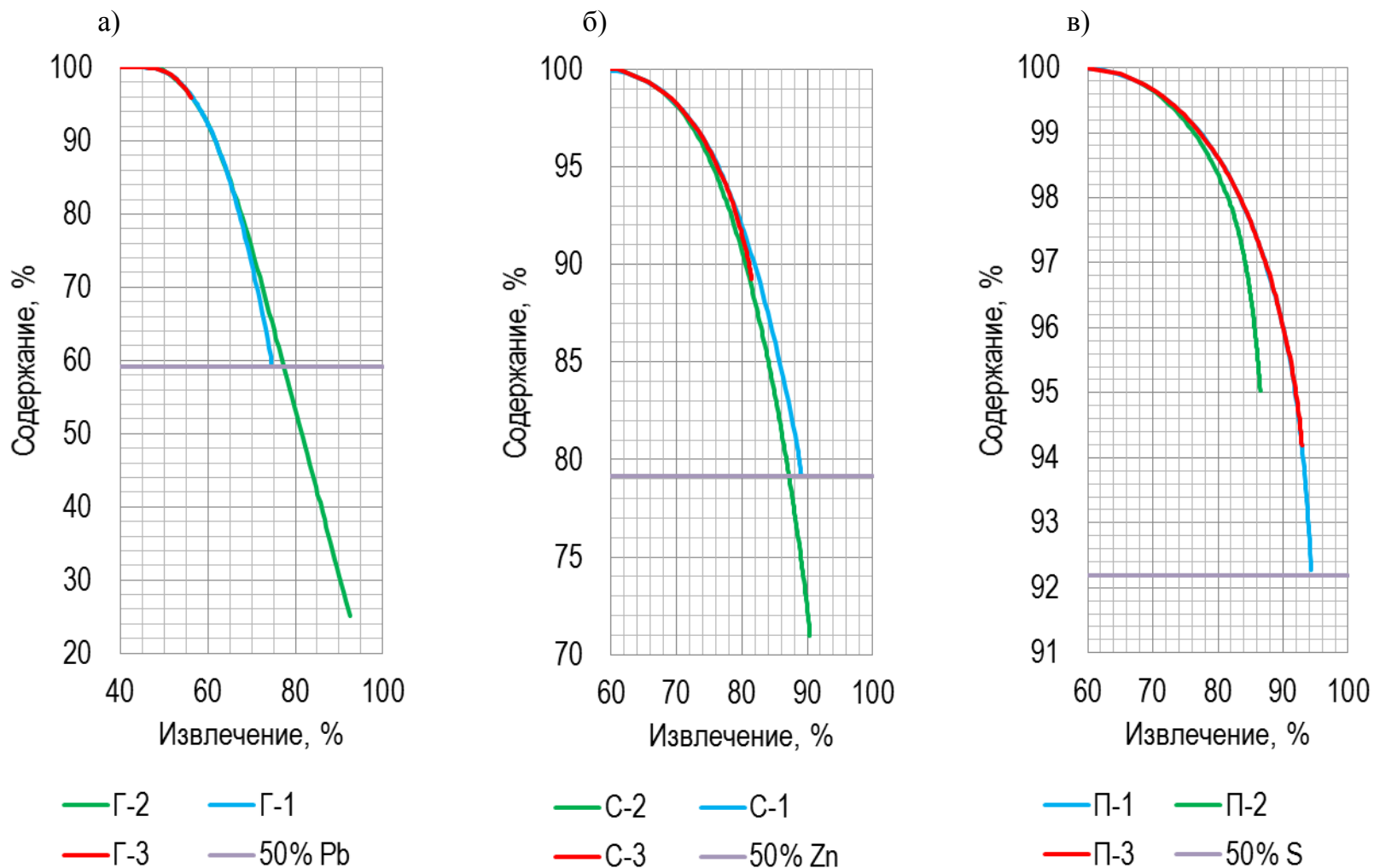


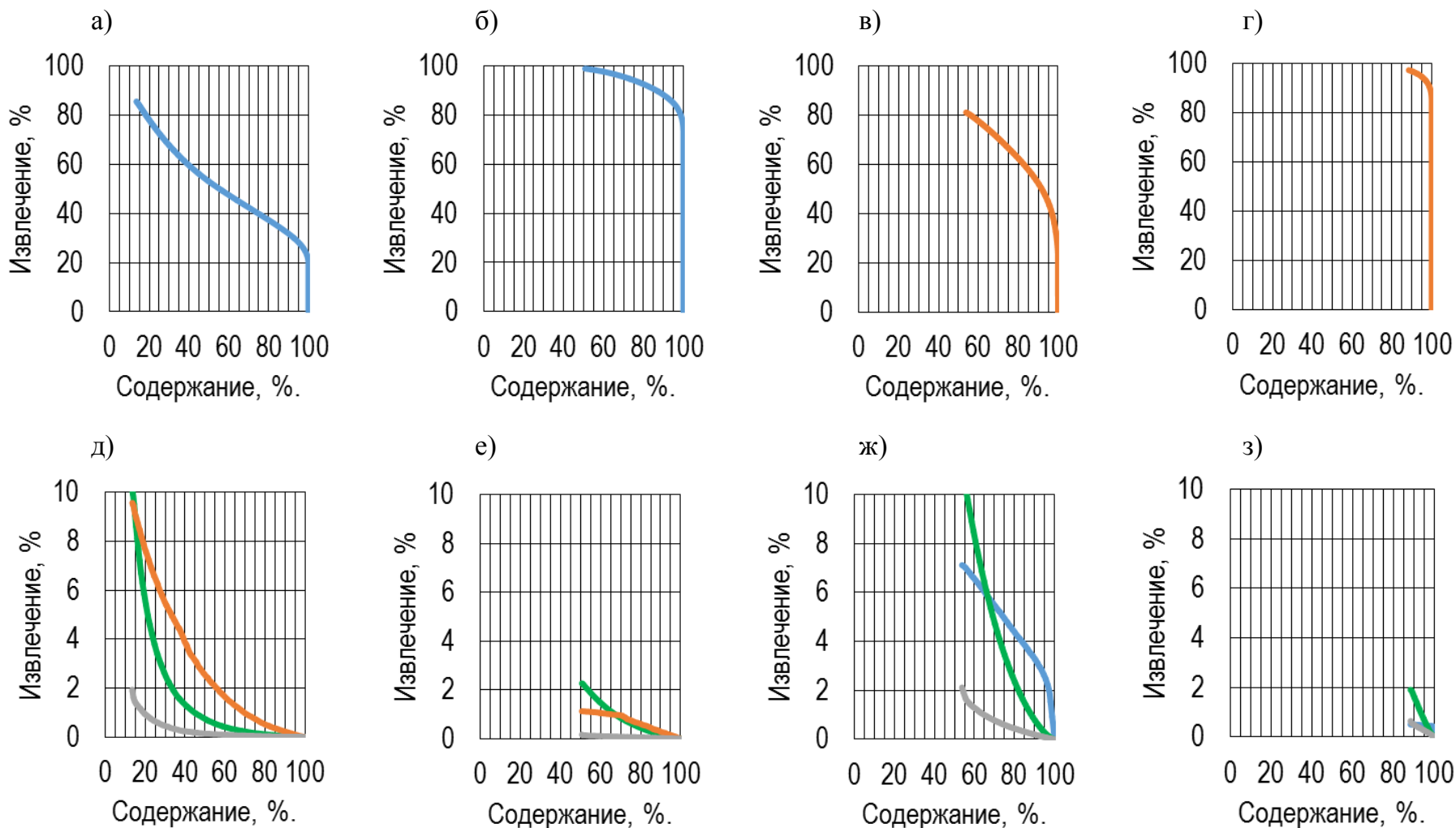
Рисунок 3.9 Способ расчета теоретических кривых предельных показателей, лимитируемых только раскрытием минералов

На рисунке 3.10 показаны кривые теоретической предельной обогатимости, рассчитанные по всем трем критериям для галенита, сфалерита и пирита для свинцово-цинковой руды. Показатели по полностью накопленным концентратам приведены в таблице 3.6.



Для минералов: галенита (а); сфалерита (б); пирита (в). Обозначения кривых на графиках – Кривые теоретической предельной обогатимости рассчитаны по критерию соотношения массовых долей в частицах (Г-1, С-1, П-1); по критерию максимального прироста извлечения (Г-2, С-2, П-2); по критерию преобладания доли поверхности (Г-3, С-3, П-3).

Рисунок 3.10 – Кривые предельной обогатимости для свинцово-цинковой руды.



Для классов крупности: -45 + 20 мкм (а, в, д, ж); -10 + 0 мкм (б, г, е, з).
 Для минералов: галенита (а, б), сфалериата (в, г); для минералов, сопутствующих
 целевому минералу галениту (д, е) сфалериту (ж, з) в предельных концентратах.

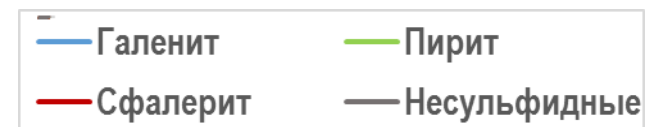


Рисунок 3.11 – кривые предельной обогатимости для отдельных классов крупности свинцово-цинковой руд

Для критерия 1 задаваемые предельные соотношения целевого минерала с нецелевыми подбирались такими, чтобы итоговые накопленные концентраты соответствовали заданным содержаниям в них целевого компонента – в свинцовом концентрате 50 % свинца (галенита), в цинковом – 50 % цинка (сфалерита), в пиритном – 50 % пиритной серы (пирита). Начальные участки кривой теоретической предельной обогатимости, соответствующие богатым концентратам, практически совпадают при расчетах по всем критериям. Различия заметны только в нижних областях кривой теоретической предельной обогатимости, полученных присоединением к предельным концентратам наиболее бедных целевым минералом сростков.

Отличие критерия 2 в том, что его кривые теоретической предельной обогатимости тем больше ориентировано на извлечение бедных целевым минералом частиц, чем меньше содержание данного целевого минерала в исходной руде. Поэтому по этому критерию кривая для галенита (1.03 % в руде) заходит в область больших извлечений, чем кривая для сфалерита (7.84 % в руде), а последнее, в свою очередь – чем кривая для пирита (38.95 % в руде).

Таблица 3.6 – Показатели по целевым минералам для максимально накопленных предельных концентратов

Критерий	Извлечение в предельный концентрат	Массовая доля в предельном концентрате	Массовая доля в руде	Выход предельного концентрата	Эффективность по Ханкоку-Люйкену	Массовая доля целевого металла в к-те
Галенит						Pb
1	74.40%	60.40%	1.03%	1.27%	73.89%	51.01%
2	92.50%	25.20%	1.03%	3.79%	89.63%	21.28%
3	56.10%	95.90%	1.03%	0.60%	56.07%	81.00%
Сфалерит						Zn
1	89.00%	79.50%	7.84%	8.77%	87.05%	50.22%
2	90.40%	71.00%	7.84%	9.98%	87.26%	44.85%
3	81.40%	89.20%	7.84%	7.15%	80.56%	56.35%
Пирит						S
1	94.30%	92.30%	38.95%	39.79%	89.28%	50.06%
2	86.50%	95.00%	38.95%	35.46%	83.60%	51.53%
3	92.90%	94.20%	38.95%	38.41%	89.25%	51.09%

Как и следовало ожидать, в наименьшей степени сростки характерны для концентратов, рассчитанных по критерию 3, где минимально допустимая доля поверхности, представленная целевым минералом – 25 %). По этому критерию показатели того предельного концентрата лучше, у которого больше содержание целевого минерала в руде.

Кривые теоретической предельной обогатимости, рассчитанные как по критерию 1, так и по критерию 2 показывают возможность получения кондиционных концентратов свинца (50 % Pb) и цинка ((50 % Zn) с удовлетворительными извлечениями соответственно 74.5 % и 86.9 % (КПО по

критерию 2, см. рисунок). Аналогичные уровни извлечения дает кривая теоретической предельной обогатимости по критерию 1 (см. таблицу).

Таким образом, данную руду при изученной степени измельчения нельзя считать заведомо недоизмельченной, имеющей недопустимое количество недораскрытых ценных минералов.

Предложенный способ допускает вести расчеты не только для руды в целом, но и для отдельных классов крупности. При этом все алгоритмы остаются теми же, но используются только частицы, принадлежащие рассматриваемому классу крупности.

Одновременно с расчетом кривых теоретической предельной обогатимости по целевому минералу, можно осуществлять расчет содержаний и извлечений других минералов, попадающих в предельный концентрат.

На рисунке 3.11 приведено сопоставление кривых теоретической предельной обогатимости, рассчитанных по критерию 2, для двух классов крупности: $-45 +20$ мкм (для руды - выход класса 26,2 %, содержание галенита 1,02 %, сфалерита 7,77 %, доля сростков – 39,6 %), и $-10 +0$ мкм (для руды – выход класса 39,66 %, галенита 1,19 %, сфалерита 8,36 %, доля сростков – 10,8 %).

В классе $-45+20$ мкм содержание в концентрате галенита 60 % (около 50 % по свинцу) можно обеспечить при извлечении 48 %, сфалерита 80 % (около 50 % по цинку) – при извлечении 64 %. При этом для данного галенитового предельного концентрата главную роль среди примесей играет сфалерит, значение пирита и несурьфидных мало, присутствие пирита возрастает только при получении предельных концентратов с большим извлечением галенита, роль несурьфидных гораздо меньше и в этом случае. Для данного сфалеритового предельного концентрата основные примеси – галенита, вдвое меньше пирита, очень немного несурьфидных.

В классе -10 мкм содержание в концентрате галенита 60 % (около 50 % по свинцу) можно обеспечить при извлечении 97 %. Кривая теоретической предельной обогатимости по критерию 2 останавливает набор сфалеритового концентрата уже при содержании сфалерита 87 % (около 55 % по цинку) – при извлечении 96 %. Примеси в галенитовом концентрате – в равной степени сфалерит и пирит, в сфалеритовом – преобладает пирит.

Таким образом, тонкий класс демонстрирует высокую обогатимость, класс $-45 +20$ мкм – посредственную, но этого класса вдвое меньше, чем тонкого.

Разработанный метод расчета кривых теоретической предельной обогатимости при наличии нескольких продуктов демонстрирует гибкость и информативность. Для исследуемой свинцово-цинковой руды показано, что степень раскрытия соответствует возможности получения удовлетворительных технологических показателей

3.3. Выводы по главе 3

1) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды экспериментально подтверждено хорошее совпадение гранулометрического состава, определенного непосредственным рассевом на микроситах (в диапазоне 45 - 10 мкм), и определенного изучением аншлифов при аппаратурном анализе раскрытия частиц с использованием MLA System

2) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды экспериментально получена закономерность постоянства в каждом классе крупности (по мере изменения доли этого класса в ходе измельчения) его состава из сростков - отдельно по доле, занимаемой на поверхности частицы, каждым заданным минералом (галенитом, пиритом, сфалеритом, группой несulfидных минералов)

3) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды установлено, что в ходе измельчения раскрытие частиц, оцениваемое по долям поверхности частиц, занятых разными минералами, для минералов с низким содержанием (галенит, сфалерит) происходит в основном за счет уменьшения доли бедных сростков, а минералов с высоким содержанием (пирита, несulfидных) - за счет уменьшения доли богатых сростков.

4) Предложено осуществлять построение кривых предельной обогатимости материала в два этапа, на первом - распределяя частицы по нескольким продуктам, последовательно или параллельно, в зависимости от значения критерия, рассчитанного по значениям параметров минералогической характеристики частицы, а на втором - сортируя частицы по значению массовой доле целевого компонента для данного продукта.

5) В качестве критерия выбора целевого продукта при построении кривых обогатимости для нескольких целевых продуктов предложено использовать соотношения массовых долей различных компонентов в частице, соотношение долей поверхности частицы, представленной разными минералами, а также критерий, обеспечивающий выбор продукта, приращение в извлечении целевого компонента в котором при помещении туда данной частицы, будет максимальным.

6) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды показано, что кривые предельной обогатимости, особенно по галениту, позволяют получать соответствующие требованиям ГОСТ и ТУ свинцовый и цинковый концентраты при удовлетворительных извлечениях, что находится в противоречии распространенному мнению (и практике обогащения тонковкрапленных руд, например, по технологии Xtrata), что для тонковкрапленных руд недораскрытие является главной причиной неудовлетворительных показателей обогащения.

7) На базе Microsoft Access и Delphi 10.1 Berlin Pro разработаны вычислительные средства, позволяющие обеспечить формирование файлов состава продуктов по сортам

(сортировкой частиц из баз данных частиц по продуктам разделения), расчет показателей обогащения по сортам, формирование файлов кинетик флотации по сортам и расчет распределений сортов по фракциям флотуемости, а также расчет технологических показателей разделения по сорта с учетом распределения сортов по фракциям флотуемости и кривых предельной обогатимости материала флотацией по каждому из циклов флотации.

8) На базе Microsoft Access и Microsoft Excel разработаны вычислительные средства, позволяющие обеспечить перенос данных из хранилища MLA System в базы данных частиц по продуктам разделения, сведение данных продуктов разделения в базу данных частиц исходного питания, расчет кривых предельных обогатимости с учетом возможности получения нескольких продуктов (последовательно или параллельно) в соответствии с тремя различными критериями.

4. Технологические исследования флотации пробы упорной свинцово-цинковой руды. Способы оценки результатов обогащения руды и поведения в процессе минеральных частиц, основанные на представлении обогащаемого материала в виде совокупности сортов частиц

4.1. Технологические исследования основных операций свинцовой и цинковой флотации пробы упорной свинцово-цинковой руды

Исследованиями, проведенными в течение длительного времени различными организациями на различных пробах данной руды показано, что применение традиционного подхода, с чисто флотационным обогащением далеко не всегда позволяет получить товарный свинцовый концентрат и обеспечить достаточное извлечение цинка в цинковый концентрат. Не дает удовлетворительных результатов ни межцикловая флотация, и сочетание собирателей (включая слабые селективные собиратели), ни усложнение схемы по составу ее циклов. При попытке выделить качественный цинковый концентрат неизбежно образование низкосортного промпродукта, не поддающегося дальнейшему флотационному обогащению.

Поэтому, на основании анализа литературы (глава 1), сделан вывод, что требуется схема переработки руды по комбинированной технологии.

Комбинированная технология должна состоять из двух переделов – флотационного и гидрометаллургического. При этом на гидрометаллургический передел должен направляться неразделимый флотацией некондиционный продукт.

Учитывая высокое содержание пирита в руде, была выбрана прямая селективная схема флотации (рисунок 4.1)

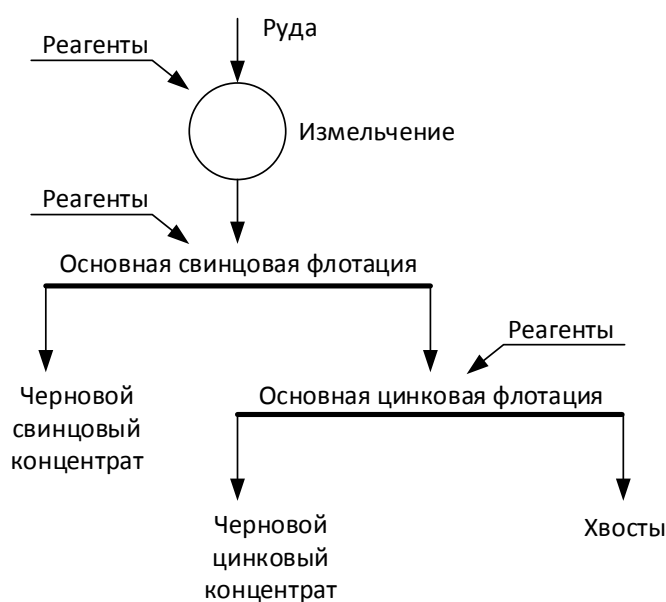


Рисунок 4.1 – Схема основных операций прямой селективной флотации

При исследовании флотационного передела прежде всего решалась задача подбора режима операций основной свинцовой и основной цинковой флотации, обеспечивающего возможно большее разделение свинца и цинка между собой и минимизацию потерь металлов с отвальными хвостами. Для обеспечения надежности интерпретации результатов в большинстве случаев снимались кинетики свинцовой и цинковой флотации.

Определение времени измельчения

На основании данных минералогического анализа, для раскрытия сростков минералов свинца и цинка с пиритом с целью обеспечения отвального качества хвостов при относительно минимальном выходе черновых концентратов, требуется обеспечение крупности частиц порядка 50 мкм. Номинальный размер 50 мкм (крупность 95 % -50 мкм) соответствует крупности материала 91-93 % -44 мкм.

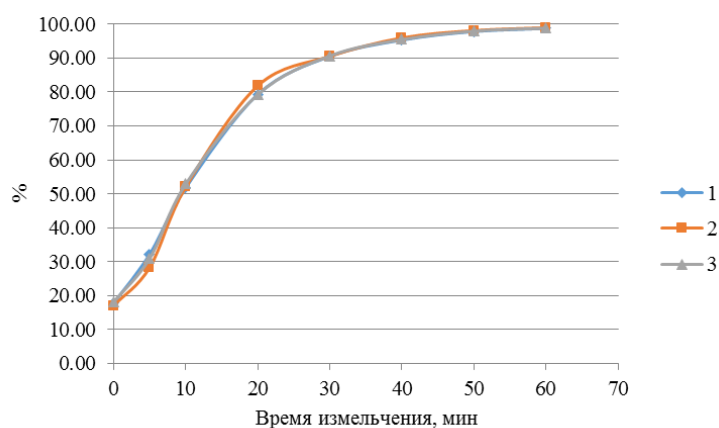


Рисунок 4.2 - Зависимость выхода класса -0.071 мм и распределения Pb и Zn в этот класс от времени измельчения. 1 –Выход класса -0.071 мм; 2 – Распределение Pb в класс -0.071 мм; 3 –Распределение Zn в класс -0.071 мм

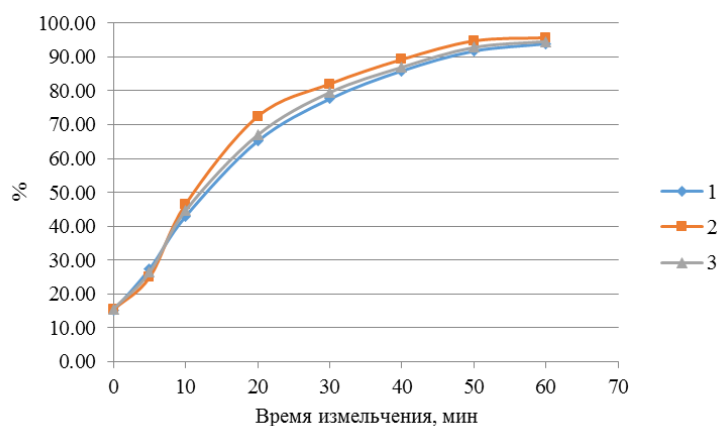


Рисунок 4.3 - Зависимость выхода класса -0.044 мм и распределения Pb и Zn в этот класс от времени измельчения. 1 –Выход класса -0.044 мм; 2 – Распределение Pb в класс -0.044 мм; 3 –Распределение Zn в класс -0.044 мм

Достижение крупности 92 % класса -44 мкм достигается при времени измельчения в лабораторной мельнице 50 минут (см. рисунки 4.1 и 4.2)

Измельчение не носит селективного характера. Преимущественного накопления цинка и даже свинца в тонких классах не происходит.

Определение вида радикала собирателя и расхода реагента

В голове процесса, в цикле основной свинцово-цинковой флотации, с помощью слабого собирателя дитиофосфата осуществляется флотация преимущественно свинцовых минералов, сопровождающаяся флотацией некоторой доли минералов цинка (Pb флотация). Для уменьшения выхода пирита и извлечения цинка в черновой Pb концентрат добавляется депрессор. Затем, после добавления сильного собирателя ксантогената и создания сильнощелочной среды, осуществляется флотация оставшейся части цинковых минералов (Zn флотация). В операциях Pb флотации и Zn флотации получают соответственно черновые Pb и Zn концентраты. Камерным продуктом Zn флотации получают отвальные хвосты.

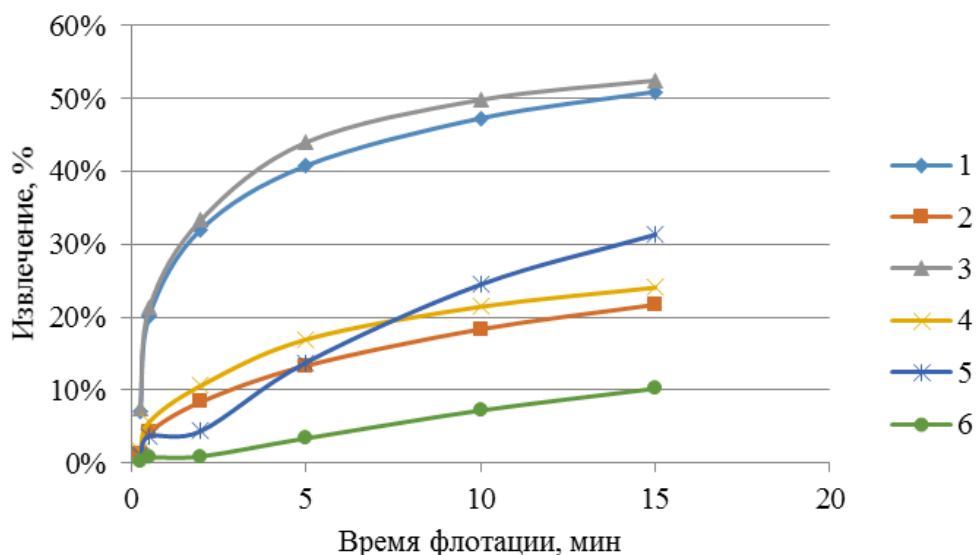
Критерием выбора слабого собирателя, в том числе, служила разница в извлечениях свинца и цинка в Pb флотации.

Как видно по графикам рисунков 4.4 и 4.5, наиболее высокое извлечение свинца и цинка в коллективный концентрат получается при добавлении во флотацию собирателя изобутилового дитиофосфата (DSP 007) 80 г/т, и в этом случае разница извлечения свинца и цинка выше чем в остальных и составляет 28,42 %. Результаты при применении собирателя DSP 007 оказались чуть лучше, чем для бутилового дитиофосфата (DSP 002) и существенно лучше, чем для изопропилового дитиофосфата (DSP 011). Поэтому в дальнейших опытах определяли оптимальный расход DSP 007.

На рисунках 4.6 и 4.7 приведены кинетики извлечения свинца и цинка в основной свинцово-цинковой флотации при расходах изобутилового аэрофлота 80, 100 и 120 г/т при измельчении руды до 78 % -44 мкм, на рисунках 4.8 и 4.9 - при измельчении руды до 92 % -44 мкм

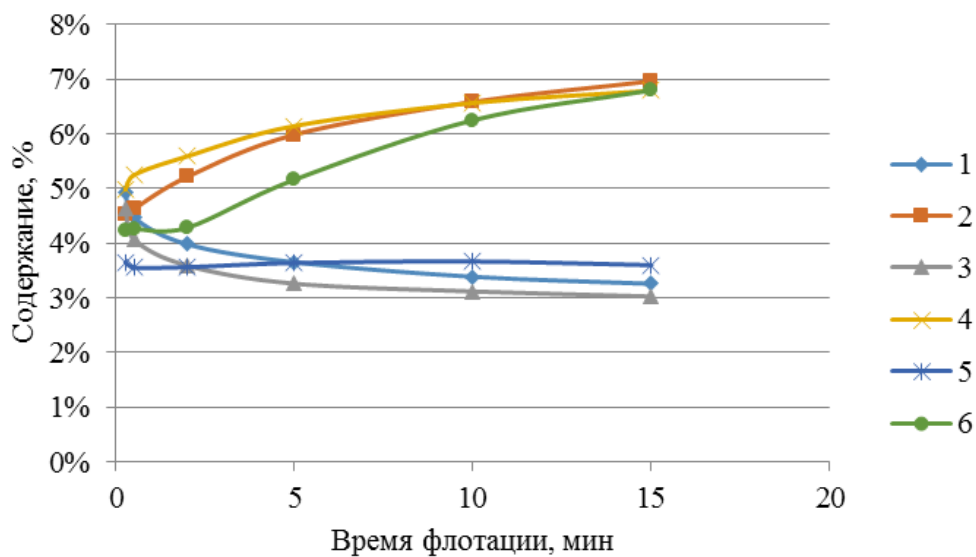
При помоле до 78 % -44 мкм наиболее высокое извлечение в свинцовый концентрат свинца и цинка получается при расходе DSP 007 120 г/т - 68.8 % и 40.7 % соответственно. При подаче 80 г/т и 100 г/т собирателя извлечение свинца и цинка ниже, но качество коллективного концентрата заметно повышается, так как выхода концентратов меньше по сравнению с опытом, где расход собирателя 120 г/т.

При более тонком помоле до 92 % -44 мкм извлечения металлов в свинцовый концентрат чуть ниже. При 120 г/т собирателя извлечение свинца и цинка доходит до 66,1 и 32,8 % соответственно. Т.е. извлечение свинца уменьшается незначительно, а разница в извлечениях свинца и цинка в свинцовый концентрат увеличивается. Следовательно, целесообразен более тонкий помол руды.



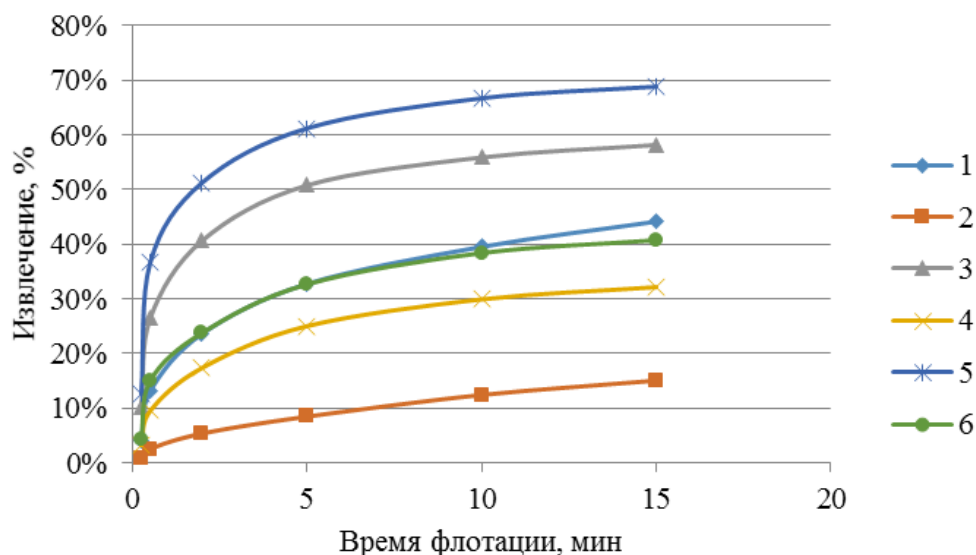
1 – DSP 002 80 г/т Извлечение Pb; 2 – DSP 002 80 г/т Извлечение Zn;
 3 – DSP 007 80 г/т Извлечение Pb; 4 – DSP 007 80 г/т Извлечение Zn;
 5 – DSP 011 80 г/т Извлечение Pb; 6 – DSP 011 80 г/т Извлечение Zn

Рисунок 4.4 - Зависимость извлечения Pb и Zn в Pb концентрат от времени флотации при разных собирателях



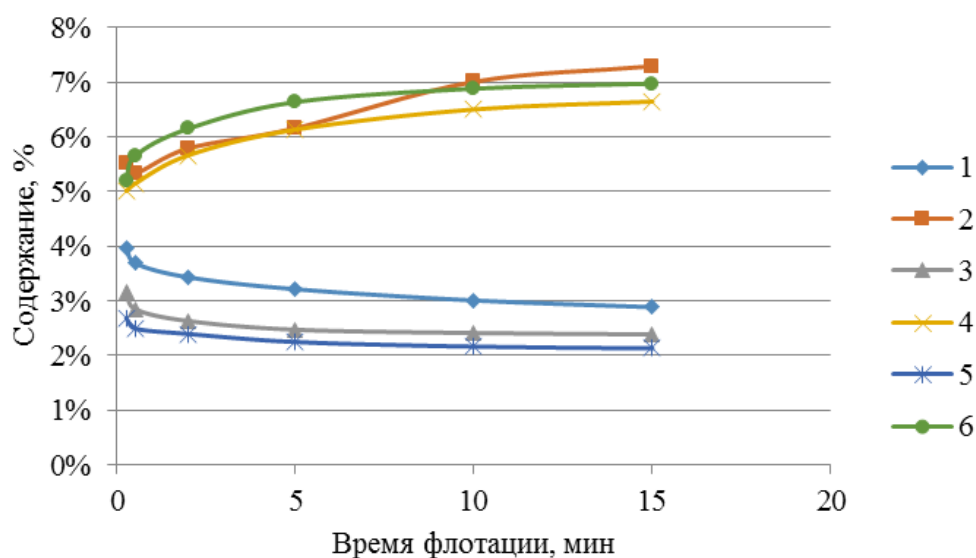
1 – DSP 002 80 г/т Содержание Pb; 2 – DSP 002 80 г/т Содержание Zn;
 3 – DSP 007 80 г/т Содержание Pb; 4 – DSP 007 80 г/т Содержание Zn;
 5 – DSP 011 80 г/т Содержание Pb; 6 – DSP 011 80 г/т Содержание Zn

Рисунок 4.5 - Зависимость содержания Pb и Zn в Pb концентрате от времени флотации при разных собирателях



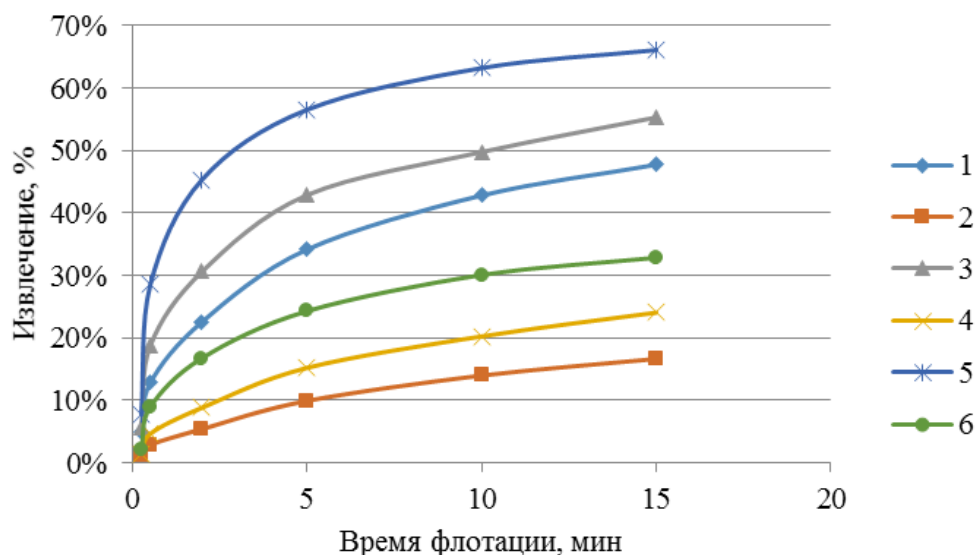
1 – DSP 007 80 г/т Извлечение Pb; 2 – DSP 007 80 г/т Извлечение Zn;
 3 – DSP 007 100 г/т Извлечение Pb; 4 – DSP 007 100 г/т Извлечение Zn;
 5 – DSP 007 120 г/т Извлечение Pb; 6 – DSP 007 120 г/т Извлечение Zn

Рисунок 4.6 - Зависимость извлечения Pb и Zn в Pb концентрате от времени флотации при разных расходах собирателя DSP 007 при измельчении руды до 78 % -44 мкм



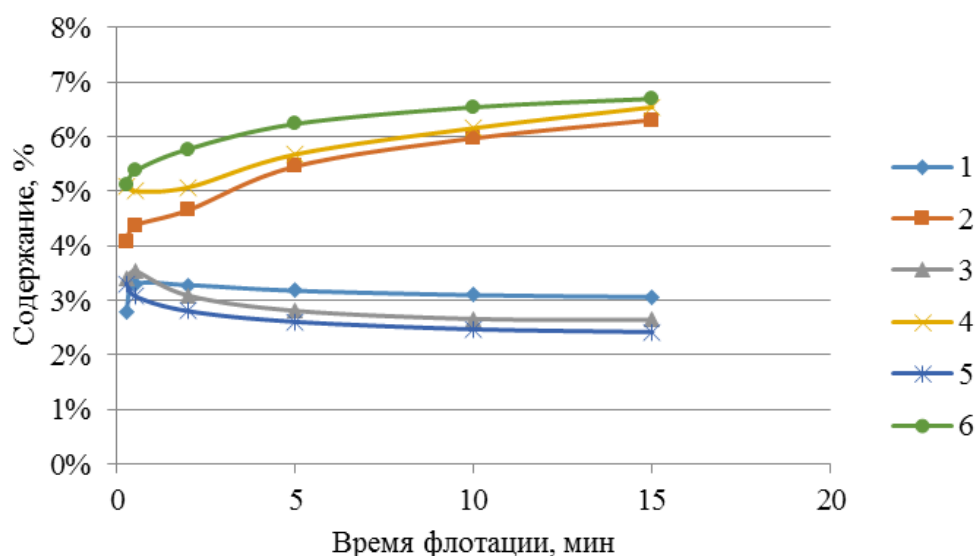
1 – DSP 007 80 г/т Содержание Pb; 2 – DSP 007 80 г/т Содержание Zn;
 3 – DSP 007 100 г/т Содержание Pb; 4 – DSP 007 100 г/т Содержание Zn;
 5 – DSP 007 120 г/т Содержание Pb; 6 – DSP 007 120 г/т Содержание Zn

Рисунок 4.7 - Зависимость содержания Pb и Zn в Pb концентрате от времени флотации при разных расходах собирателя DSP 007 при измельчении руды до 78 % -44 мкм



1 – DSP 007 80 г/т Извлечение Pb; 2 – DSP 007 80 г/т Извлечение Zn;
 3 – DSP 007 100 г/т Извлечение Pb; 4 – DSP 007 100 г/т Извлечение Zn;
 5 – DSP 007 120 г/т Извлечение Pb; 6 – DSP 007 120 г/т Извлечение Zn

Рисунок 4.8 - Зависимость извлечения Pb и Zn в Pb концентрат от времени флотации при разных расходах собирателя DSP 007 при измельчении руды до 92 % -44 мкм



1 – DSP 007 80 г/т Содержание Pb; 2 – DSP 007 80 г/т Содержание Zn;
 3 – DSP 007 100 г/т Содержание Pb; 4 – DSP 007 100 г/т Содержание Zn;
 5 – DSP 007 120 г/т Содержание Pb; 6 – DSP 007 120 г/т Содержание Zn

Рисунок 4.9 - Зависимость содержания Pb и Zn в Pb-концентрате от времени флотации при разных расходах собирателя DSP 007 при измельчении руды до 92 % -44 мкм

Качество концентрата при расходе собирателя 120 г/т низкое, так как при данном расходе происходит некоторое увеличение флотоактивности пирита. Это значит, что дальнейшее увеличение расхода собирателя нецелесообразно, так как будет повышаться выход концентрата за счет пирита и снижаться массовые доли свинца и цинка в концентрате.

Определение расхода депрессоров сфалерита в свинцовой флотации

Наиболее распространенными реагентами, применяемыми для депрессии сфалерита в свинцовой флотации, является сочетание сернистого натрия с цинковым купоросом.

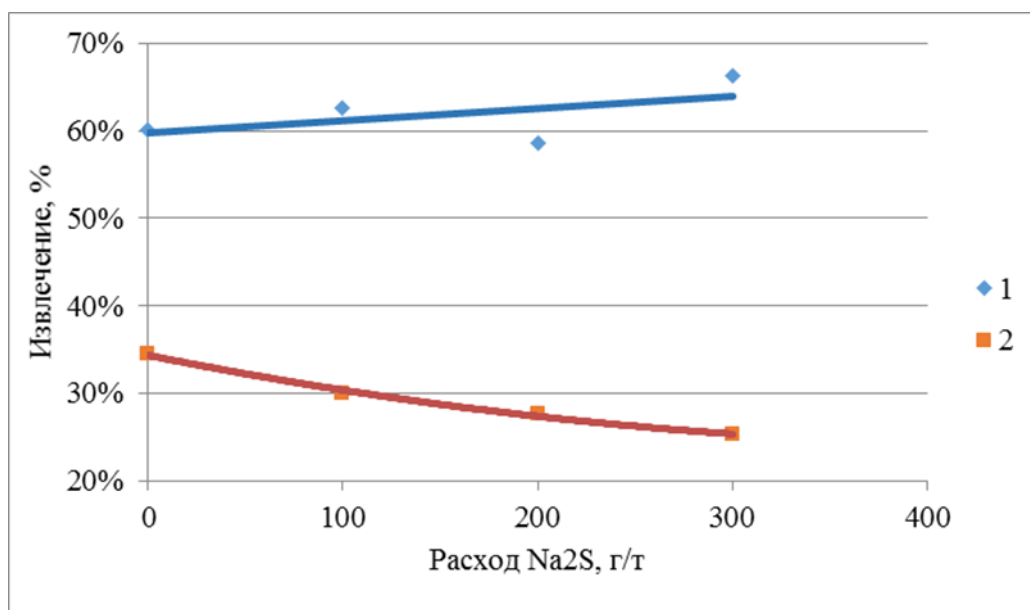
Целью этой серии опытов было изучение перераспределения цинка между черновым свинцовым концентратом и питанием цинковой флотации с применением депрессоров.

Для проведения опытов в качестве депрессора сфалерита был использован сернистый натрий в сочетании с цинковым купоросом. Содержание класса минус 44 мм в питании флотации 92 %, плотность пульпы 30 % твердого, рН пульпы 7,9.

Изменение показателей обогащения по свинцу и цинку при различных расходах сернистого натрия без подачи цинкового купороса приведены на рисунках 4.10-4.12.

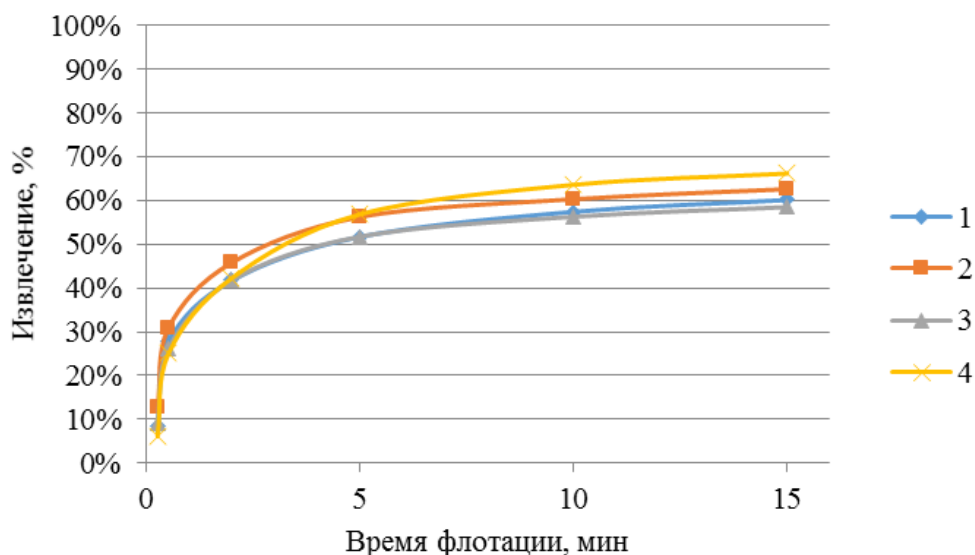
Применение сернистого натрия при расходах от 0 и 300 г/т в свинцовой флотации несколько подавляет флотацию сфалерита, и слегка активирует минералы свинца, по-видимому вследствие предотвращения окисления минералов свинца при измельчении.

При подаче 300 г/т сернистого натрия извлечение свинца в черновой свинцовый концентрат увеличивается от 60,2 до 66,2 %, а извлечение цинка снижается с 34,4 до 25,2 %.



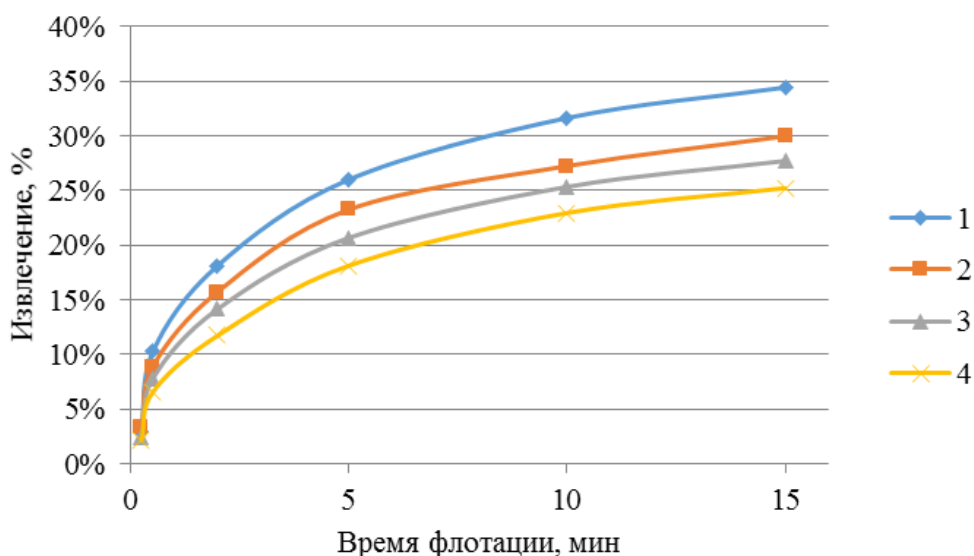
1 – Извлечение Pb; 2 – Извлечение Zn

Рисунок 4.10 - Зависимость извлечения Pb и Zn в Pb концентрат от расхода Na₂S, при постоянном рН=7,9



1 – без Na₂S; 2 - Na₂S 100 г/т; 3 - Na₂S 200 г/т; 4 - Na₂S 300 г/т

Рисунок 4.11 - Зависимость извлечения Pb в Pb концентрат от времени флотации при разном расходе Na₂S (При pH=7,9)

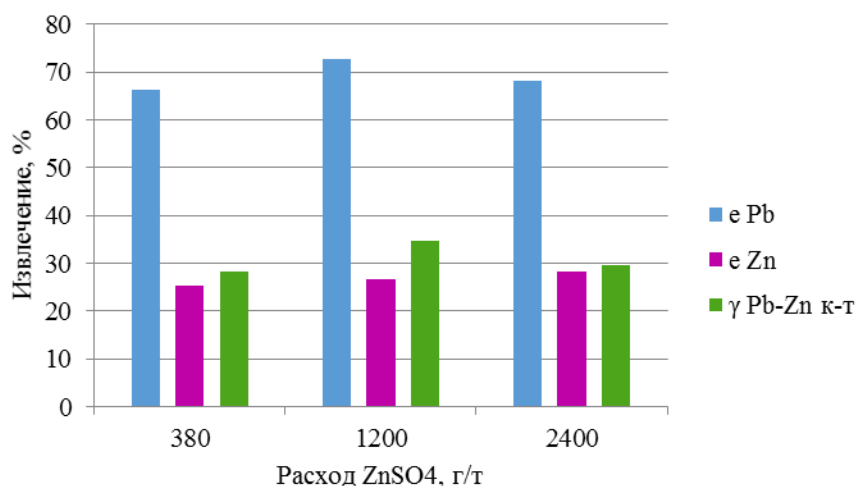


1 – без Na₂S; 2 - Na₂S 100 г/т; 3 - Na₂S 200 г/т; 4 - Na₂S 300 г/т

Рисунок 4.12 - Зависимость извлечения Zn в Pb концентрат от времени флотации при разном расходе Na₂S (При pH=7,9)

Следующая серия опытов поставлена для определения расхода цинкового купороса в целях большей депрессии минералов цинка. Условия проведения флотации остаются те же. Расход сернистого натрия 300 г/т. Расходы цинкового купороса 380, 1200 и 2400 г/т.

Результаты проведенных опытов при различных расходах цинкового купороса приведены на рисунке 4.13.



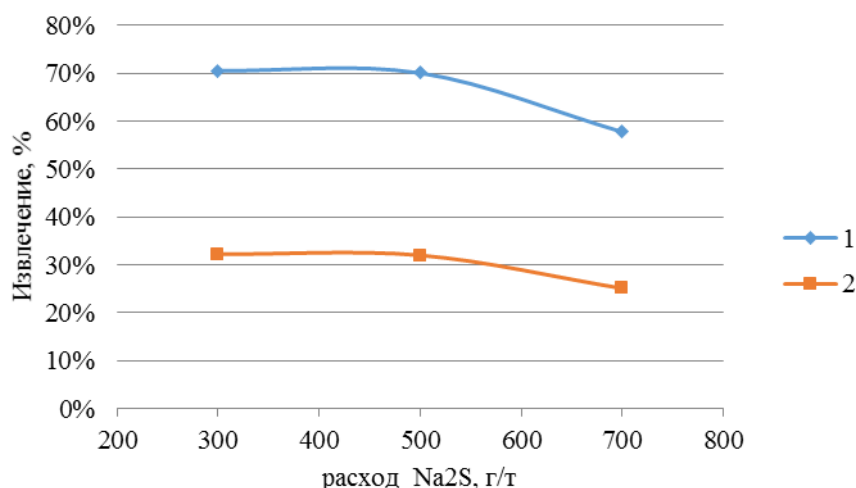
Извлечение Pb; 2 – Извлечение Zn; 3 – Выход Pb черного концентрата
 Рисунок 4.13 – Зависимость извлечения свинца и цинка от расхода цинкового купороса

Расход цинкового купороса 380 г/т не изменяет показатели свинцовой флотации по сравнению с подачей только сернистого натрия.

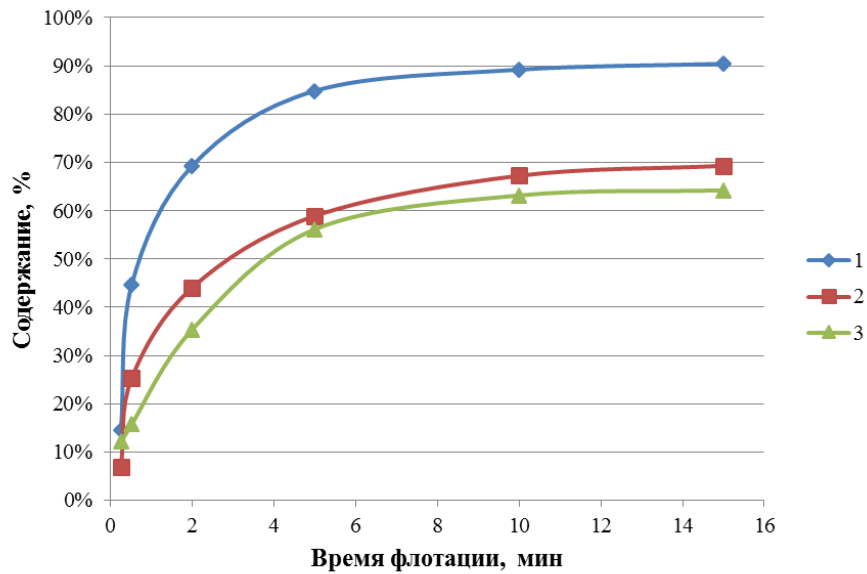
Оптимальный расход цинкового купороса составляет 1200 г/т. При этом расходе извлечение свинца повышается до 72,66 %, цинка – до 26,58 %. Разница извлечений свинца и цинка при таком расходе максимальна и составляет 46,08 %.

Увеличение расхода цинкового купороса до 2400 г/т вызывает некоторое снижение извлечения свинца (до 68 %) и незначительное увеличение извлечения цинка (до 28,2 %) в свинцовый концентрат.

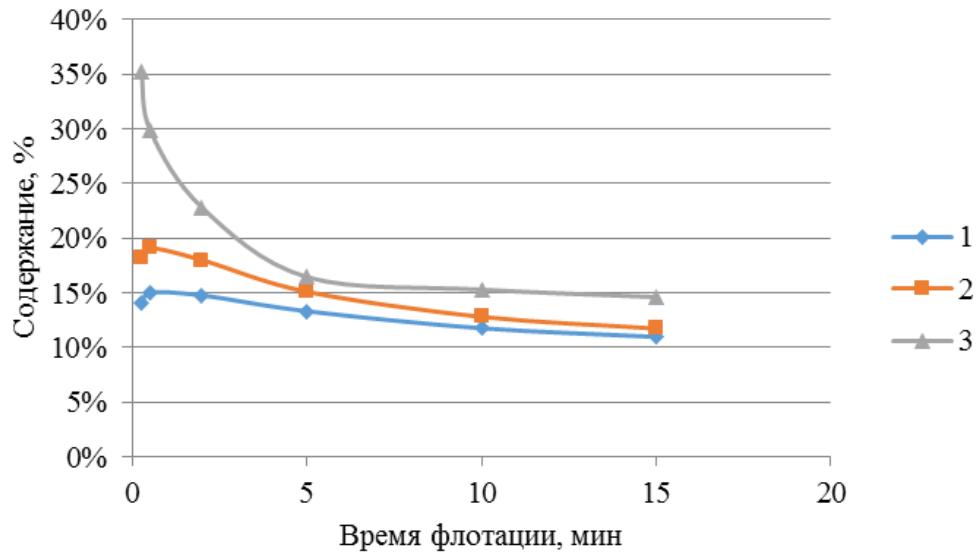
При расходе цинкового купороса 2400 г/т показано, что необходимости увеличения расхода сернистого натрия выше 300 г/т не имеется (рисунок 4.14).



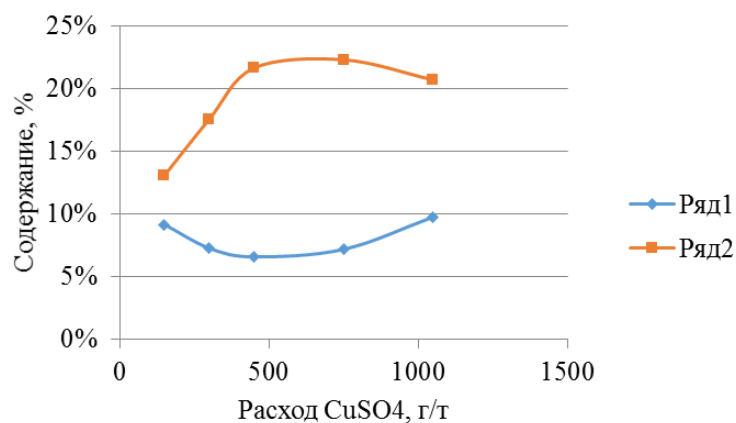
1 – Извлечение Pb; 2 – Извлечение Zn
 Рисунок 4.14 - Зависимость извлечения Pb и Zn в Pb к-т от расхода Na₂S, при постоянном расходе ZnSO₄



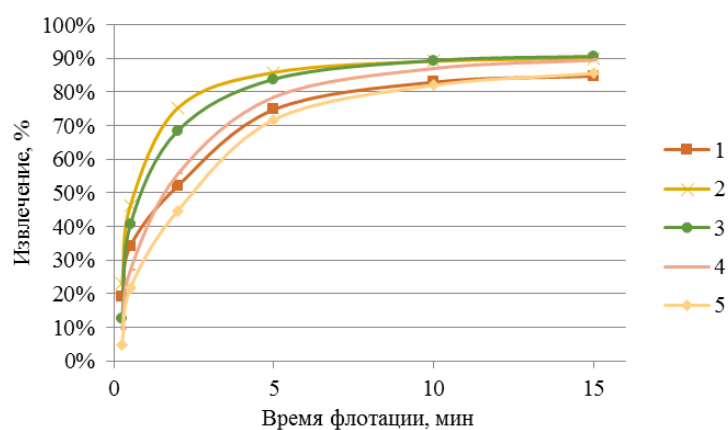
1 – CaO 2 кг/т; 2 – CaO 6 кг/т; 3 – CaO 17 кг/т (остаточная концентрация 720 мг/л)
 Рисунок 4.15 - Зависимость частного извлечения Zn в Zn флотации от времени флотации при разных расходах CaO



1 – CaO 2 кг/т (остаточная концентрация CaO 0 мг/л);
 2 – CaO 6 кг/т (остаточная концентрация CaO 0 мг/л);
 3 – CaO 17 кг/т (остаточная концентрация CaO 720 мг/л)
 Рисунок 4.16 - Зависимость содержания Zn в концентрате Zn флотации от времени флотации при разных расходах CaO

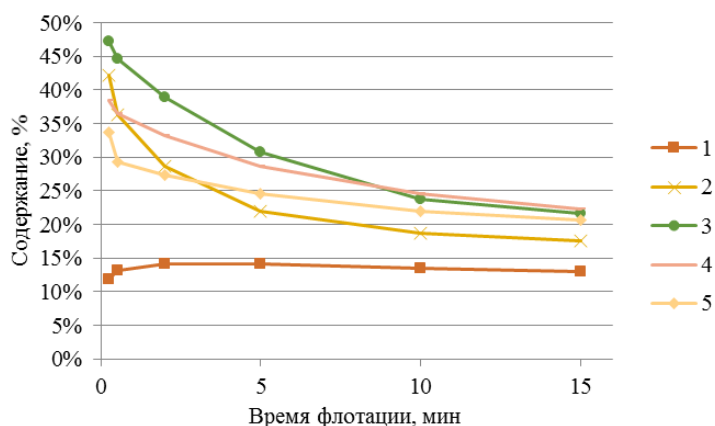


1 – Содержание Zn в отвальных хвостах; 2 – Содержание Zn в черновом Zn-ом к-те
 Рисунок 4.17 - Зависимость качества черного Zn концентрата и отвальных хвостов после Zn флотации от расхода CuSO₄



1 - расход CuSO₄ 150 г/т; 2 - расход CuSO₄ 300 г/т; 3 - расход CuSO₄ 450 г/т;
 4 - расход CuSO₄ 750 г/т; 5 расход CuSO₄ 1050 г/т

Рисунок 4.18 - Зависимость частного извлечения Zn в Zn флотации от времени флотации при разном расходе CuSO₄



1 - расход CuSO₄ 150 г/т; 2 - расход CuSO₄ 300 г/т; 3 - расход CuSO₄ 450 г/т;
 4 - расход CuSO₄ 750 г/т; 5 расход CuSO₄ 1050 г/т;

Рисунок 4.19 - Зависимость содержания Zn в черновом концентрате в Zn флотации от времени флотации при разном расходе CuSO₄

Определение расхода извести

На рисунках 4.15 и 4.16 приведены результаты опытов по определению расхода извести перед цинковой флотацией. Отмечено интенсивное поглощение извести рудой – даже при расходе 6 кг/т остаточная концентрация свободного CaO титрованием не определяется. При этом pH водной вытяжки после измельчения руды без реагентов 7.2. Тем не менее, несмотря на отсутствие остаточной концентрации свободной CaO, расход извести 6 кг/т оказывает практически такое же депрессирующее действие на цинк в цинковой флотации, как и расход 17 г/т при остаточной концентрации CaO 720 мг/л. Выбран расход извести 2 кг/т, при этом расходе выше, чем при больших расходах, содержание цинка в черновом цинковом концентрате.

Определение расхода активатора сфалерита в свинцовой флотации

В практике флотации для активации сфалерита обычно применяют медный купорос.

На рисунках 4.17 - 4.19 показаны результаты флотации цинка при расходах медного купороса 150, 300, 450, 750 и 1050 г/т.

По результатам опытов можно отметить, что с добавлением медного купороса приводит к резкому увеличению скорости флотации цинковых минералов.

Степени обогащения цинкового концентрата при расходах 450 и 750 г/т наибольшие. Этим же расходам соответствует наибольшее извлечение цинка в цинковой флотации. При дальнейшем увеличении расхода медного купороса наблюдается некоторое подавление флотации цинка.

В подобранном реагентном режиме проведен кинетический опыт, схема и режим – на рисунке 4.20. Методика проведения опыта – в разделе 2.1.

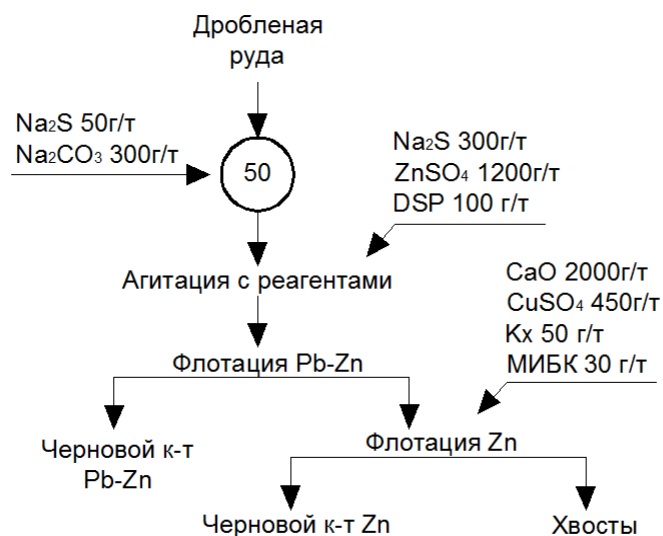


Рисунок 4.20 Схема и режим кинетического опыта с подобранным реагентным режимом

В таблице 4.1 представлен баланс опыта по минералам конечным продуктам, а на рисунке – кинетики флотации минералов, где несulfидные минералы представлены объединенной группой.

Таблица 4.1 Баланс минералов по конечным продуктам прямой селективной флотации свинцово-цинковой руды.

Продукт	γ , %	Минерал													
		Галенит		Пирит		Сфалерит		Алюмосил.		Карбонаты		Барит		Кварц	
		β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %	β , %	ϵ , %
Pb черновой к-т	27,2	3,3	86,4	69,0	48,2	8,2	28,5	3,7	12,0	11,8	9,4	0,9	9,6	2,2	10,6
Zn черновой к-т	24,1	0,4	8,8	44,2	27,4	22,3	68,6	6,8	19,4	19,5	13,8	1,4	13,5	4,1	17,2
Хвосты	48,7	0,1	4,8	19,5	24,4	0,5	2,8	11,9	68,6	53,6	76,8	3,9	76,9	8,5	72,1
Исходная руда	100	1,0	100	38,9	100	7,8	100	8,4	100	34,0	100	2,4	100	5,7	100

По данным таблицы видно, что при проведении данных флотационных экспериментов не удалось достигнуть высокой степени обогащения для черновых концентратов. В свинцовом концентрате, при низком содержании галенита, наблюдаются заметные потери сфалерита и высокое содержание пирита. Цинковый концентрат также загрязнен пиритом. При этом следует отметить, что потери ценных минералов с отвальными хвостами низкие.

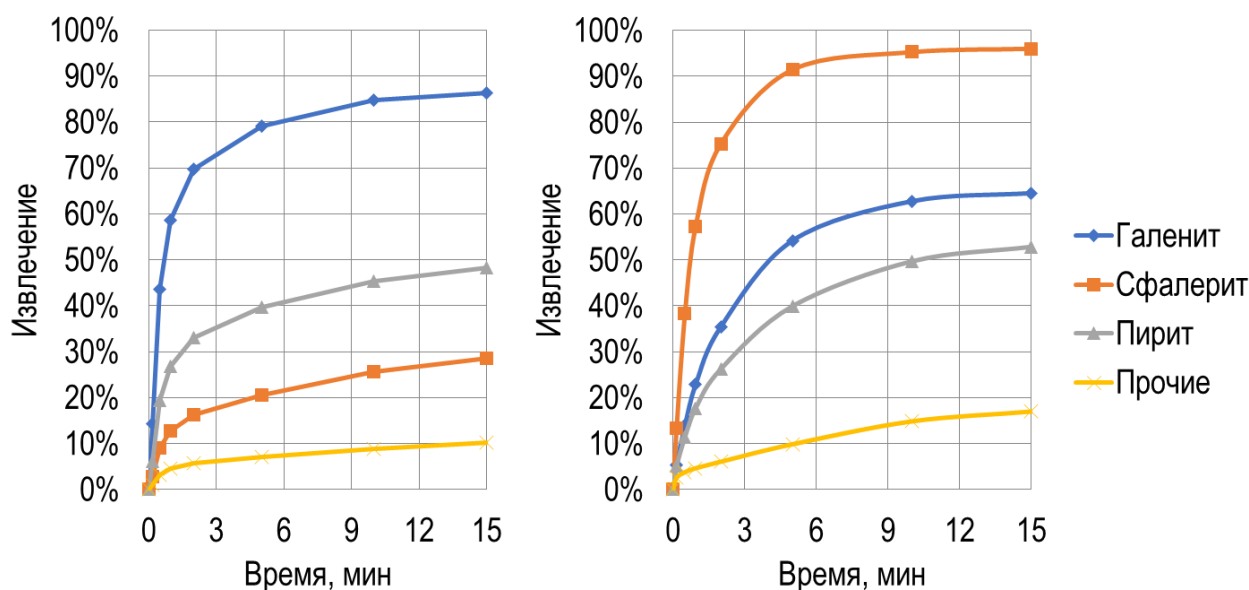


Рисунок 1 - Кинетика флотации минералов в операциях основной свинцовой флотации (а) (от руды) и основной цинковой флотации (б) (от камерного продукта свинцовой флотации)

Галенит и сфалерит имеют удовлетворительное извлечение и высокую скорость флотации в своих циклах. Но при этом, несмотря на принимаемые меры по депрессии, пирит показывает не только весьма заметное извлечение в черновые свинцовый и цинковый концентраты, но и высокую скорость флотации, особенно в свинцовом цикле. Высокая скорость флотации в свинцовом цикле характерна также для части сфалерита.

4.2. Способ оценки результатов обогащения руды, основанный на представлении обогащаемого материала в виде совокупности сортов, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами

Разработанный способ применен на примере результатов флотационного обогащения изучаемой пробы по схеме прямой селективной флотации из операций основной свинцовой и основной цинковой флотации с получением черновых свинцового и цинкового концентратов.

Предлагаемый способ основан на представлении исходного материала как совокупности сортов частиц, различающихся крупностью и минералогическими характеристиками частиц. В данном случае в качестве минералогической характеристики используется минеральный состав поверхности частиц.

На практике часто используются балансы технологических опытов, подсчитанные с по классам крупности продуктов. Это позволяет определить, какой именно класс крупности ответственен за потери ценного компонента или загрязнение концентрата и сделать, если это возможно, соответствующие усовершенствования технологии. Для наиболее важных опытов давались дополнительно минералогические сведения, полученные с помощью оптического микроскопа. Но в расчет балансов могло войти в лучшем случае распределение минералов по раскрытым и сросткам, и то определенное не на базе заведомо надежной статистики.

С появлением методов количественной минералогии с применением автоматизированного анализа раскрытия минералов (MLA System и др.) появилась возможность экспериментально определять минеральный состав большого числа частиц пробы исследуемого минерального продукта (сотни тысяч и более). Статистически разнообразие составов изученных частиц можно считать соответствующим таковому в исследуемом продукте. Приборы типа MLA, или программы обработки оптических микроскопических изображений, с получением данных о большом количестве минеральных частиц, стали нормой для обогатительных лабораторий. Появилась тенденция рассчитывать балансы по минералам, реже - по отдельным формам присутствия ценных минералов (раскрытые, сростки).

Однако в практике анализа показателей технологических опытов подробные, с тонкими деталями состава частиц, минералогические данные используются для количественно между собой не связанных описаний отдельных продуктов. Роль тех или иных форм присутствия минералов в потерях или загрязнениях учитывается не количественно.

В данной работе предлагается использовать подробную информацию о минералогических характеристиках частиц, получаемую с помощью современных

автоматизированных средств, для характеристики обогатительной операции, а не только отдельных продуктов.

Имеется в виду следующее. Содержание ценного компонента в концентрате – характеристика только концентрата, его можно определить, имея только сам концентрат и не интересуясь как он получен.

Выход концентрата, извлечение ценного компонента в концентрат, степень обогащения – это уже характеристика не концентрата, а обогатительной операции (схемы), которая обеспечила получение этого концентрата. Именно по значениям этих величин делаются выводы о необходимости совершенствования технологии. Еще более информативно, если эти величины подсчитаны не только для руды в целом, но и для ее отдельных частей – например, для классов крупности. И еще более информативно, если подобные показатели будут подсчитаны для определенных форм присутствия минералов.

Отсюда следует, что материал должен быть разбит на относительно узкие группы частиц, в которых форма присутствия интересующих минералов может считаться различающейся несущественно. Например, группа частиц - сростков двух минералов, в которой задано минимальное и максимальное значение массовой доли первого минерала (значит, по остатку – второго) и все частицы из этой группы имеют в своем составе только эти два минерала, и их массовые доли в любой частице не выходят за указанный диапазон.

Пользуясь данными автоматизированной минералогии, можно выделить из общего коллектива частиц изученной пробы продукта частицы заданной группы, подсчитать их выход в пробе продукта и, зная массу продукта в целом, определить массу данной группы частиц в продукте. Также можно, используя информацию о каждой частице, входящей в группу в пробе, подсчитать средневзвешенные массовые доли минералов в данной группе частиц и определить массу каждого минерала, связанного с частицами данной группы в продукте.

Группа частиц может быть выделена не только по признакам минерального состава, но и с учетом крупности, Могут быть дополнительно использованы и иные важные для технологии признаки – например, форма частиц, текстура и т.п.

Такая группа частиц может быть названа сортом частиц.

Итогом выделения группы частиц должны быть следующие данные:

$M_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}}$ – масса частиц, принадлежащих данному сорту в данном продукте

$m_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}}$ – масса данного минерала, связанная с данным сортом частиц в данном продукте.

Для того, чтобы охарактеризовать операцию (схему) с точки зрения того, как она обходится с данным сортом, т.е. подсчитать выход сорта в операции, извлечение минералов, связанных с данным сортом в операции, и т.п., необходимо определить вышеуказанные массы сорта и связанных с ним минералов аналогичным способом во всех продуктах операции, а также расчетно определить суммированием (для соблюдения баланса) массы сорта и связанных с ним минералов в исходном питании операции.

Для более полной характеристики процесса, особенно в отношении интересующих минералов (элементов) желательно знать не только что получается в процессе с каким-либо минералом, входящим в определенный сорт, но и насколько важно это на фоне общего количества минерала в руде. Например, если ценный минерал, входящий в данный сорт, на 90 % теряется в хвостах, но масса минерала, связанная с данным сортом, составляет 0,1 % от общего количества этого минерала в руде, то эти потери не являются важными.

Наибольшая информативность получится, если весь исходный материал операции (схемы) будет полностью разбит на различные сорта, аналогично, как разбивается материал на классы крупности, в сумме составляющих весь материал. В этом случае будет возможно связывать потери и загрязнения с конкретным сортом, вина в этом технологический процесс или факт присутствия данного сорта и делая соответствующие выводы для совершенствования технологии.

Представление материала как совокупности сортов частиц, позволяет использовать данные о минеральном составе частиц, получаемые с помощью системы автоматизированной минералогии (MLA) не только для характеристики отдельных продуктов, но и для количественной характеристики результативности работы обогатительной операции (схемы обогащения).

Для этого требуется, чтобы все продукты операции (схемы) были представлены как различные совокупности одних и тех же сортов частиц.

Для анализа результатов технологической операции (схемы) предлагается использовать следующие показатели (и соответствующую терминологию):

Индивидуальный выход сорта – отношение массы данного сорта в продукте к массе этого сорта в исходном питании:

$$g_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}} = \frac{M_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}}}{M_{\text{№ сорта}}^{\text{питания}}}$$

Индивидуальное извлечение минерала (элемента), связанного с сортом – отношение массы минерала (элемента), связанного с данным сортом в продукте, к массе минерала (элемента), связанного с данным сортом в исходном питании.

$$e_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}} = \frac{m_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}}}{m_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{питания}}}$$

Индивидуальный выход сорта и индивидуальное извлечение минерала (элемента), связанного с сортом показывают, насколько активно данный сорт переходит в продукт схемы (операции, группы операций, цикла), обеспечивая извлечение целевых компонентов, или, наоборот, загрязняя продукт либо вызывая потери

Выход сорта – отношение массы данного сорта в продукте к массе исходного питания в целом

$$\gamma_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}} = \frac{M_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}}}{M_{\text{питания}}}$$

Извлечение минерала (элемента), связанного с сортом – отношение массы минерала (элемента), связанного с данным сортом в продукте, к массе минерала (элемента) в исходном питании в целом

$$\varepsilon_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}} = \frac{m_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}}}{m_{\text{№ минерала}}^{\text{питания}}}$$

Выход сорта и извлечение минерала (элемента), связанного с сортом показывают, насколько значимо присутствие данного сорта в продукте с точки зрения вклада данного сорта в общее извлечение или потери целевых компонентов, либо насколько данный сорт, по сравнению с другими, привносит в продукт загрязняющие компоненты из исходного материала

Выход по распределению сорта – отношение массы данного сорта в продукте к массе данного продукта в целом

$$\Gamma_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}} = \frac{M_{\text{№ сорта}}^{\text{№ продукта}}}{M_{\text{№ продукта}}}$$

Извлечение по распределению минерала (элемента), связанного с сортом – отношение массы минерала (элемента), связанного с данным сортом в продукте, к массе минерала (элемента) в данном продукте в целом

$$E_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}} = \frac{m_{\text{№ сорта, № минерала}}^{\text{№ продукта}}}{m_{\text{№ минерала}}^{\text{№ продукта}}}$$

Выход по распределению сорта и извлечение по распределению минерала (элемента), связанного с сортом показывают, насколько важную роль играет данный сорт в формировании состава данного продукта

Эти же показатели дополнительно называются частными (операционными, по группе операций, цикловыми), если отношения вычисляются не к исходному питанию схемы, а к исходному питанию операции (группы операций, цикла)

Данный подход к оценке обогатимости является новым и позволяет глубоко анализировать феномен потерь или загрязнений с учетом различных форм присутствия минералов в виде раскрытых минеральных частиц и сростков различного типа

Результатом анализа является установление сортов минеральных частиц, играющих наиболее значимую роль в формировании потерь целевых компонентов, либо загрязнений концентратов нецелевыми компонентами.

Разбиение всего материала по сортам, формулировка требований к минеральным характеристикам частиц для распределения их по сортам – процедура глубоко неформальная, субъективная, зависящая от опыта обогатителя и минералога. Формальный подход может привести к тому, что для руд сложного состава сортов получится слишком много и анализ по ним будет затруднен. Возможно, во многих случаях потребуется просчитать несколько различных вариантов определения сортов.

Исследуемая руда, несмотря на сложную и тонкую вкрапленность, имеет простой минеральный состав. Ценные компоненты – свинец и цинк практически полностью сосредоточены соответственно в галените и сфалерите. Порода представлена в основном карбонатами, а также, в меньшей степени, кварцем и полевыми шпатами. Шламующиеся, глинистые и иные трудные примеси отсутствуют.

Поэтому был принят следующий подход к выделению сортов.

Рассматриваются четыре класса крупности, мкм: +45; -45 +20; -20 +10; -10.

Рассматривается четыре минерала – галенит (Г), пирит (П), сфалерит (С) и несурьфидные (Н) – группа всех породных минералов, которая рассматривается как один «обобщенный» минерал. Массовые доли всех имеющихся в частице данных минералов должны составлять в сумме 100 %.

Так как метод обогащения – флотация, то минеральные сорта выделены на основании долей поверхности, представленных этими минералами, всего 27 минеральных сортов.

«Раскрытые», поверхность частицы представлена только одним минералом;

«Двойные сростка», поверхность частицы представлена двумя минералами в трех соотношениях долей поверхности. Сростки представлены во всех сочетаниях минералов;

«Тройные сростка», поверхность частицы представлена тремя минералами. Во всех сочетаниях;

«Четверные сростка», поверхность частицы представлена всеми четырьмя минералами.

Так как минеральные сорта выделялись по составу поверхности, то, из-за наличия закрытых сростков, в балансах масс по сортам присутствуют «чужие» минералы, хотя и в малых количествах.

Требования к составу поверхности частиц по минеральным сортам приведены в таблице 4.2

Таблица 4.2 – Минеральные сорта частиц (в каждом классе крупности). Указаны доли поверхности частиц, занятые соответствующими минералами

Индекс	Характеристика поверхности	Индекс	Характеристика поверхности
	Мономинеральная поверхность		Пирита и сфалерита (ПС)
Г	галенит 100%	ПС13	пирит менее 30 %, и сфалерит
П	пирит 100%	ПС22	пирит от 30 %, до 70 %, и сфалерит
С	сфалерит 100%	ПС31	пирит более 70 %, и сфалерит
Н	несульфидные 100%		Пирита и несульфидных (ПН)
	Сростки двойные по поверхности	ПН13	пирит менее 30 %, и несульфидные
	Галенита и пирита (ГП)	ПН22	пирит от 30 %, до 70 %, и несульф.
ГП13	галенит менее 30 %, и пирит	ПН31	пирит более 70 %, и несульфидные
ГП22	галенит от 30 %, до 70 %, и пирит		Сфалерита и несульфидных (СН)
ГП31	галенит более 70 %, и пирит	СН13	сфалерит менее 30 %, и несульф.
	Галенита и сфалерита (ГС)	СН22	сфалерит от 30 %, до 70 %, несульф.
ГС13	галенит менее 30 %, и сфалерит	СН31	сфалерит более 70 %, и несульфидн.
ГС22	галенит от 30 %, до 70 %, и сфалерит		Тройные и четверные сростки
ГС31	галенит более 70 %, и сфалерит	ПСН	пирит, сфалерит, несульфидные
	Галенита и несульфидных (ГН)	ГСН	галенит, сфалерит, несульфидные
ГН13	галенит менее 30 %, и несульфидные	ГПН	галенит, пирит, несульфидные
ГН22	галенит от 30 %, до 70 %, и несульф.	ГПС	галенит, пирит, несульфидные
ГН31	галенит более 70 %, и несульфидные	ГПСН	галенит, пирит, сфалерит, несульф.

Сорт частиц определяется классом крупности и минеральным сортом.

Полный набор сортов – разбиение на классы крупности (на 4) и внутри каждого класса крупности – на минеральные сорта (по 27), всего $4 \cdot 27 = 108$ сортов частиц.

Целью последующих расчетов являлось: для каждого из продуктов операции обогащения определить значения масс минералов, связанных с каждым из 108 сортов частиц.

Представление продуктов операции как совокупности сортов частиц осуществлялось следующим экспериментально-расчетным способом (рисунок 4.21).

Проводился флотационный опыт. Все продукты высушивались и взвешивались.

От каждого продукта отбиралась проба и подвергалась расसेву, в том числе на микроситах, с получением вышеуказанных классов крупности. Полученные классы крупности продуктов высушивались и взвешивались.

От каждого класса крупности каждого продукта отбиралась проба, из которой приготавлился брикет образца для автоматизированной минералогии с использованием MLA.

Все образцы подвергались исследованию на MLA

Внутренняя информация MLA для каждого образца преобразовывалась, с помощью упомянутого выше разработанного программного средства, в отдельную рабочую базу данных частиц, относящуюся к определенному классу крупности определенного продукта флотации.

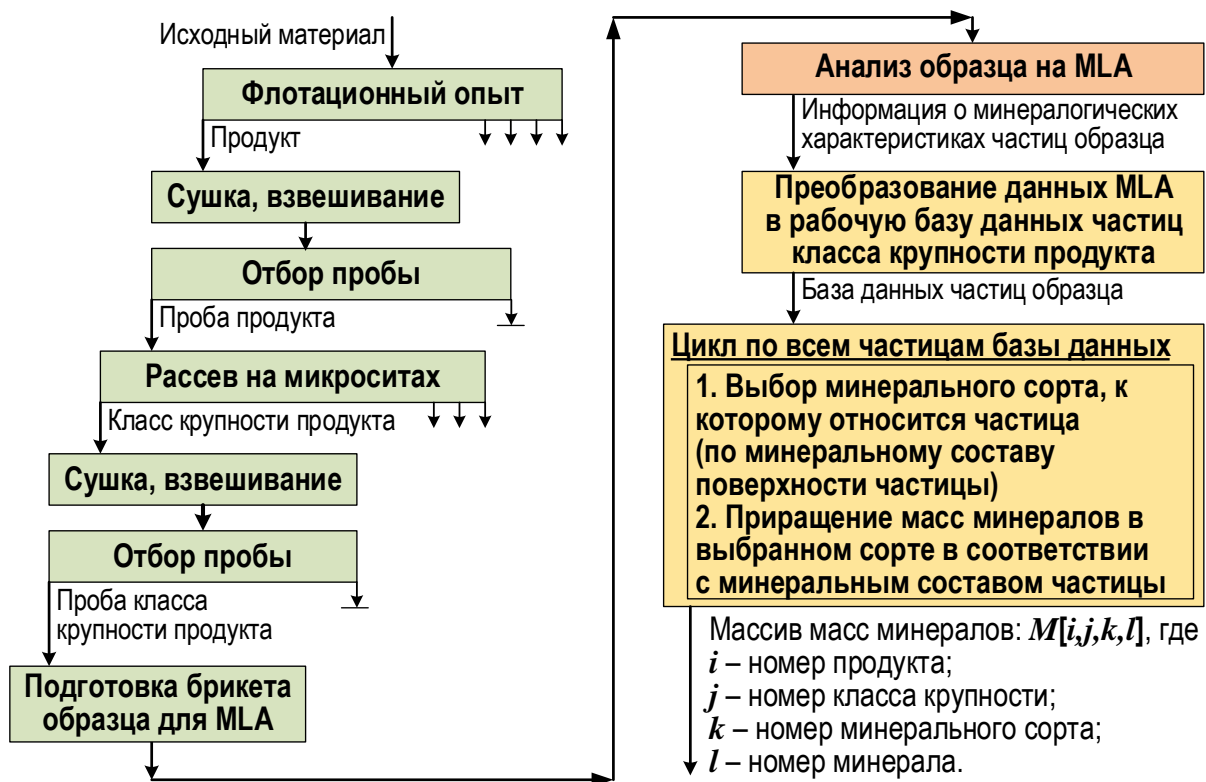


Рисунок 4.21 - Порядок представления продуктов операции (схемы) как совокупности сортов частиц

Разработан алгоритм и соответствующее программное средство, позволяющие распределять и группировать по минеральным сортам все частицы из базы данных класса крупности продукта. Алгоритм предполагает следующие действия.

По одной перебираются все частицы из базы данных класса крупности продукта.

Для очередной частицы, в зависимости от значений долей поверхности частицы, занятых разными минералами, в соответствии с принятыми правилами различения минеральных сортов, осуществляется выбор минерального сорта, к которому должна принадлежать частица.

Далее для выбранного сорта производится, по всем минералам, приращение их масс, относящихся к данному сорту, на массу минералов, содержащихся в очередной частице (1), равную произведению массы продукта на выход класса крупности от продукта, на выход частицы от образца (рассчитан по данным MLA и приведен в базе данных) на массовую долю минерала в частице (приведена в базе данных)

$$m_{ijln} = M_i \gamma_{ij} \varphi_{ijl} \beta_{ijln} \quad (4.1)$$

где m_{ijln} - масса минерала в частице; M_i - масса продукта; γ_{ij} - выход класса крупности от продукта; φ_{ijl} - выход частицы от образца (рассчитан по данным MLA и приведен в базе данных); β_{ijln} - массовая доля минерала в частице (приведена в базе данных); i - номер продукта; j - номер класса крупности; l - номер частицы; n - номер минерала.

Всего масса минерала в сорте:

$$m_{ijkn}^{\text{сорт}} = \sum_{l \in \text{мин.сорта } k} m_{ijln} \quad (4.2)$$

где $m_{ijkn}^{\text{сорт}}$ - масса минерала в сорте; k – номер минерального сорта; остальные обозначения те же. Суммирование – только по тем частицам, которые отнесены к данному сорту.

Масса минерала в сорте исходного питания операции обогащения определяется как сумма масс минерала в этом сорте по всем продуктам операции. Масса сорта в продукте определяется как сумма масс всех минералов, связанных с этим сортом в данном продукте. Для каждого продукта массовая доля минерала в сорте определяется как отношение массы минерала, связанного с этим сортом в продукте к массе сорта в продукте. Возможно, что какие-то сорта частиц в продуктах могут отсутствовать (их массы равны нулю).

Взаимосвязь массовой доли данного минерала в частице и доли поверхности частицы, представленной данным минералом, показана на рисунке 4.22.

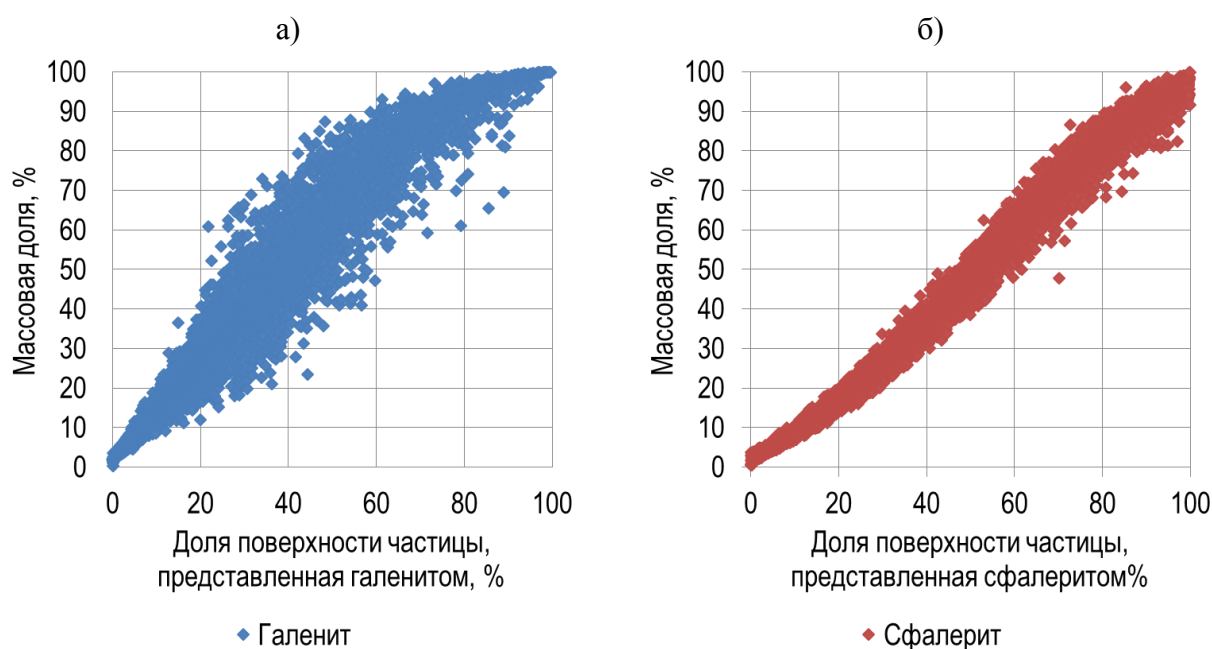


Рисунок 4.22 - Зависимость массовой доли минерала в частице от доли поверхности частицы, представленной данным минералом для галенита (а) и сфалерита (б)

На рисунках 4.23-4.26 приведено разбиение на минеральные сорта измельченной руды, черного свинцового и черного цинкового концентратов, а также отвальных хвостов.

В руде и концентратах видно явное преобладание сортов с мономинеральной поверхностью. Среди сорок наибольший выход имеют сороки пирита и породных минералов – как двойные, так и тройные пирита, сфалерита и несурьфидных минералов.

В хвостах превалируют сорта с мономинеральной несурьфидной поверхностью, а также сороки сульфидов с несурьфидными. Потери галенита и сфалерита с хвостами также связаны со сороками в основном с несурьфидными. Но есть и потери с раскрытыми частицами.

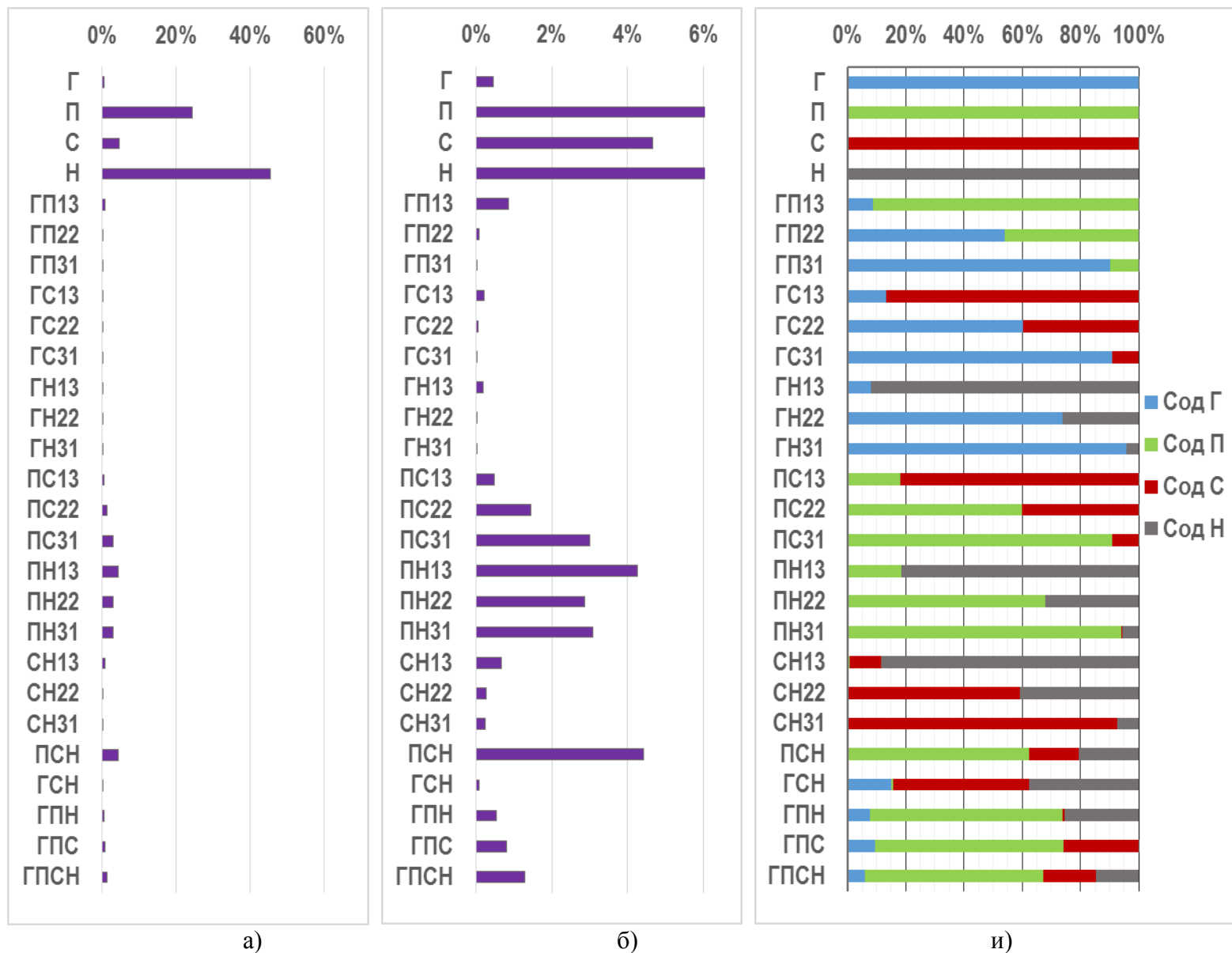


Рисунок 4.23 – Состав минеральных сортов частиц в руде. Выход минерального сорта от руды (а, б). Содержания минералов (в) в минеральных сортах - галенита (Г), пирита (П), сфалерита (С) и несурьфидных (С).

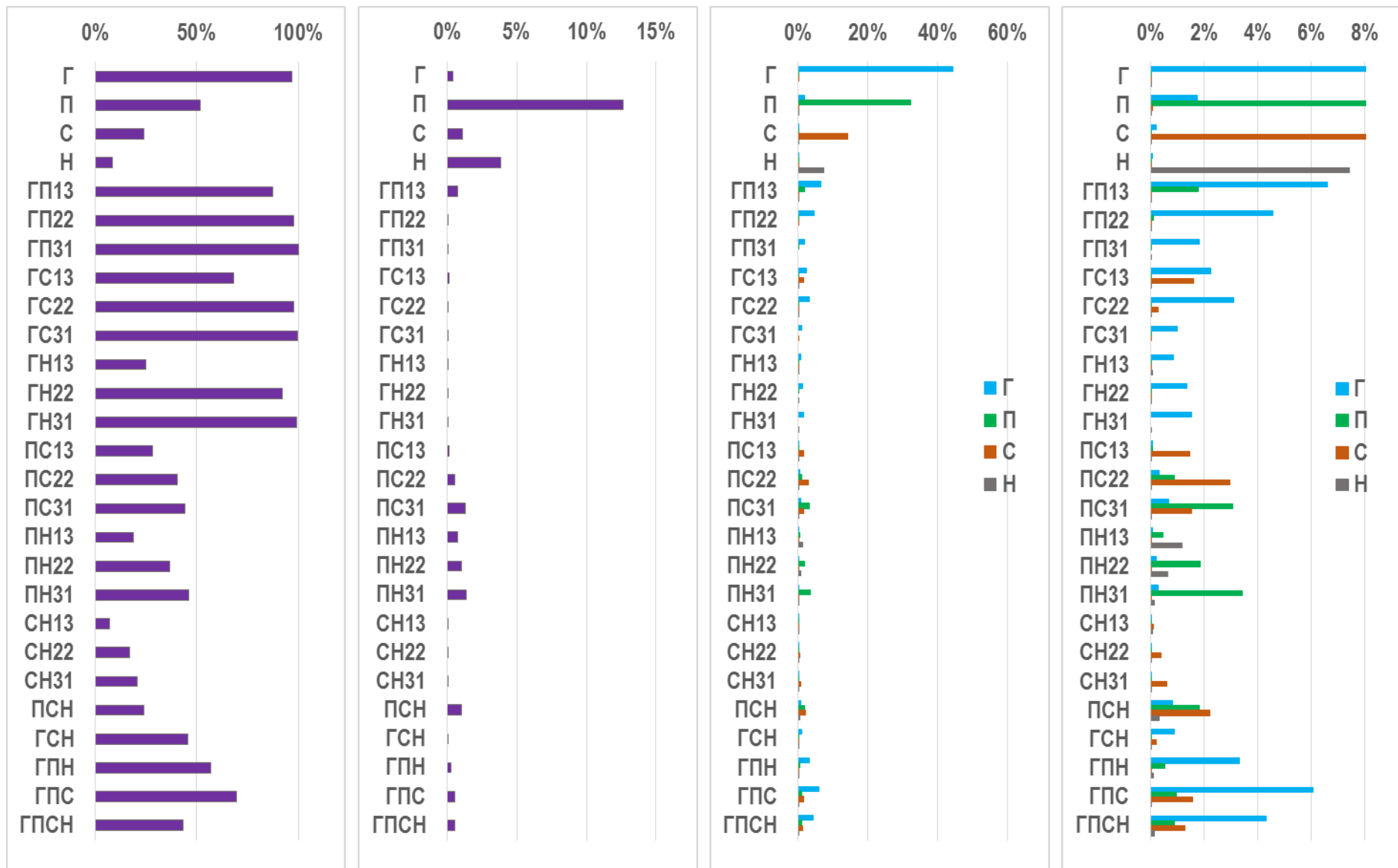


Рисунок 4.24 – Состав минеральных сортов частиц в черновом свинцовом концентрате. Выход минерального сорта от его количества в руде (а); выход минерального сорта от руды (б); извлечение минерала, связанного с минеральным сортом, от всего количества минерала в руде (в, г)

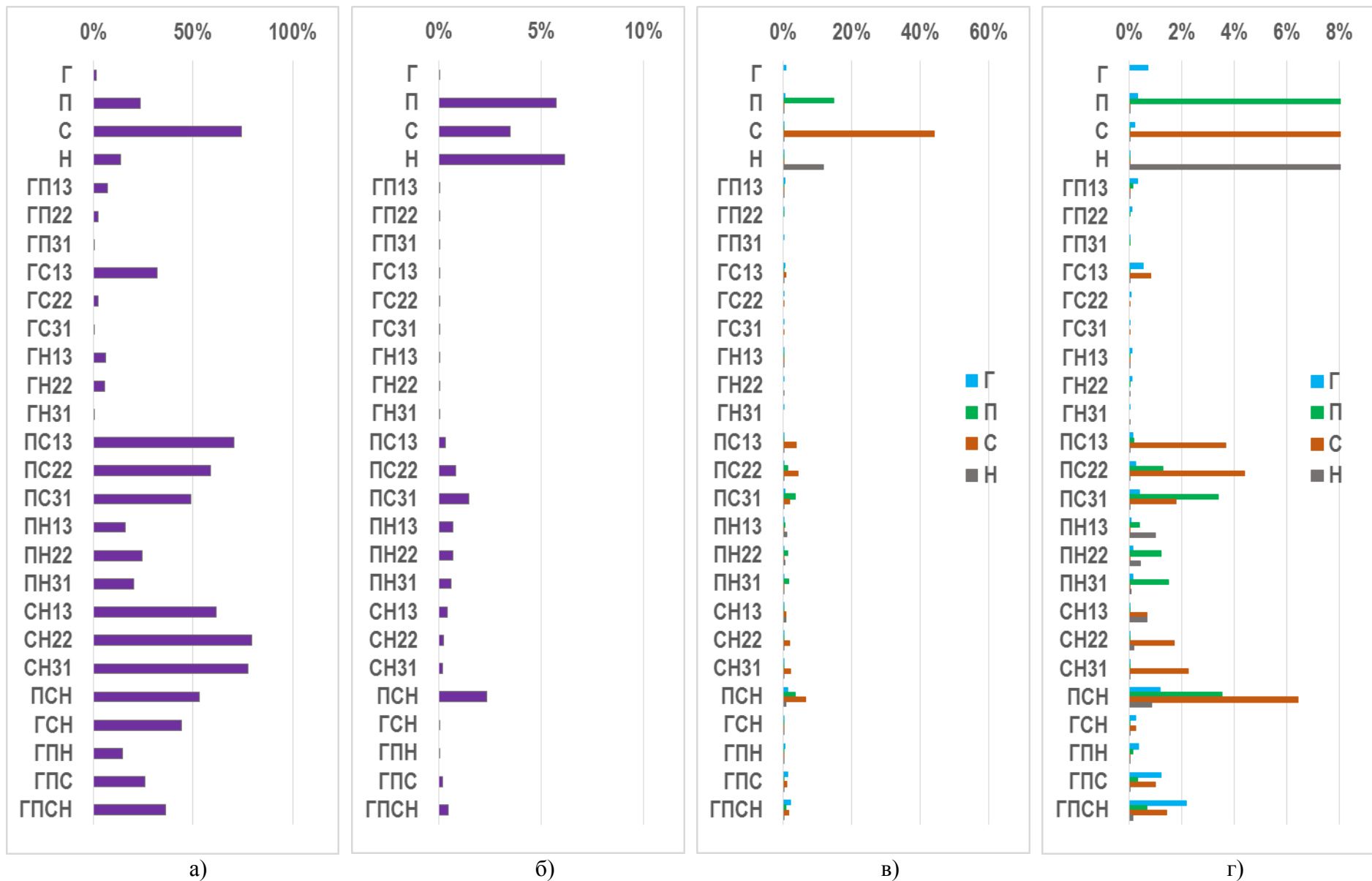


Рисунок 4.25 – Состав минеральных сортов частиц в черновом цинковом концентрате. Выход минерального сорта от его количества в руде (а); выход минерального сорта от руды (б); извлечение минерала, связанного с минеральным сортом, от всего количества минерала в руде (в, г)

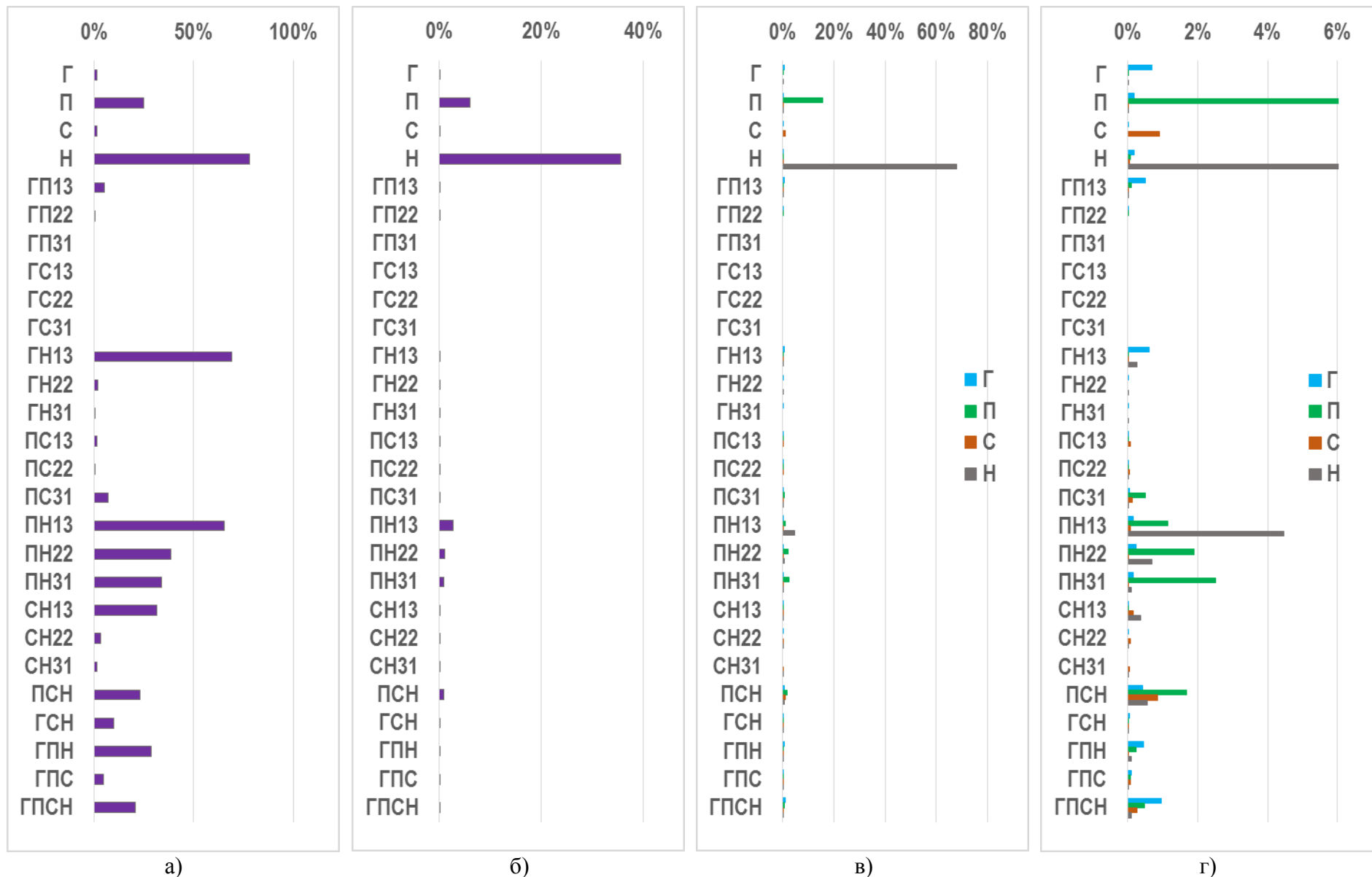


Рисунок 4.26 – Состав минеральных сортов частиц в хвостах цинковой флотации (отвалных). Выход минерального сорта от его количества в руде (а); выход минерального сорта от руды (б); извлечение минерала, связанного с минеральным сортом, от всего количества минерала в руде (в, г)

Для оценки вклада различных видов минеральных частиц в снижении показателей обогащения по определенному продукту предлагается использовать извлечение-распределение каждого из минералов, присутствие которых в продукте нежелательно.

Для исследуемого продукта проводится сортировка сортов, начиная от сорта, для которого значение извлечения-распределения нежелательного минерала максимально, по убыванию извлечения-распределения.

Таким образом выявляются определенные сорта, в наибольшей мере ответственные за присутствие в продукте нежелательного минерала.

В таблице 4.3 приведены сорта частиц, ответственные за загрязнение черного свинцового и черного цинкового концентратов пиритом, в таблице 4.4 – за загрязнение черного свинцового концентрата сфалеритом.

Наибольший вклад в загрязнение черного цинкового концентрата пиритом (52,8 % от общего количества пирита в продукте) вносят частицы, имеющие мономинеральную пиритную поверхность, особенно частицы менее 10 мкм.

С раскрытыми частицами пирита классов -10 мкм и -20 +10 мкм в черновой цинковый концентрат извлекается наибольшее количество пирита от содержащегося в руде – соответственно 16,1 и 7,9 %, что является относительно высоким извлечением для подавляемого компонента. Остальные виды минеральных частиц приносят в концентрат не более 3-4 % извлечения пирита из руды.

Индивидуальные извлечения пирита с данными сортами находятся на уровне 45-55 %. Это означает, что пирит из этих сортов задепрессирован, но недостаточно, и следует при разработке схемы усилить депрессирующее воздействие.

Следующий по значимости вклад (17 % от общего количества пирита в продукте) вносят крупные частицы – тройные поверхностные сростки пирита, сфалерита и несulfидных минералов и двойные сростки пирита и сфалерита с преобладанием пиритной поверхности. Но извлечение пирита из руды с этими сортами невелико – от 2.3 до 3.7 % от всего пирита в руде.

Индивидуальные извлечения пирита с этими сортами для класса -20+10 мкм высокое – 78-83 %. Это значит, что депрессия таких частиц затруднительна. Можно утверждать, что повышенная флотуруемость связана с присутствием в сростках сфалерита, хотя его доля на поверхности, например, в двойных сростках уступает пириту. Доизмельчение может привести к некоторому улучшению селекции, за счет снижения извлечения пирита. Но так как извлечение пирита с этими сортами от руды невелико, абсолютный эффект будет незначителен.

Таблица 4.3 Сорта частиц, вносящие наибольший вклад в загрязнение черного свинцового и черного цинкового концентратов пиритом.

Пирит в свинцовом цикле				
Класс, мкм	Мин. Сорт	Индивидуальное извлечение, %	Извлечение от питания Pb флотации, %	Извлечение распределения, %
-10	П	50.86	18.64	38.67
-20+10	П	53.82	8.58	17.79
-45+20	П	53.71	4.84	10.04
-45+20	ПН31	48.15	1.36	2.81
-10	ПН31	64.76	1.16	2.40
-45+20	ПС31	38.23	1.14	2.37
-45+20	ПСН	31.21	1.11	2.30
-10	ПС31	55.11	1.00	2.08
Пирит в цинковом цикле				
Класс, мкм	Мин. Сорт	Индивидуальное извлечение, %	Извлечение от питания Zn флотации, %	Извлечение распределения, %
-10	П	46.36	16.13	30.50
-20+10	П	55.68	7.91	14.96
-45+20	П	48.15	3.88	7.33
-45+20	ПСН	78.03	3.68	6.97
-45+20	ПС31	83.93	2.99	5.66
+45	ПСН	51.56	2.31	4.36
-10	ПС31	98.41	1.55	2.93
-20+10	ПС31	95.71	1.41	2.67
-45+20	ПН31	42.24	1.19	2.25

Таблица 4.4 Сорта частиц, вносящие наибольший вклад в загрязнение черного свинцового концентратов сфалеритом.

Сфалерит в свинцовом цикле				
Класс	Мин. Сорт	Индивидуальное извлечение, %	Извлечение от питания Pb флотации, %	Извлечение распределения, %
-10	С	28.52	9.88	34.66
-20+10	С	19.71	2.86	10.02
-45+20	С	15.78	1.43	5.01
-45+20	ПСН	27.15	1.30	4.55
-10	ПС22	51.53	1.09	3.82
-20+10	ПС22	43.33	0.97	3.41
-45+20	ПС22	33.01	0.85	2.98
-45+20	ГПС	64.52	0.83	2.92
-45+20	ГПСН	59.26	0.72	2.52
-45+20	ГС13	59.99	0.63	2.20
-10	ПС13	51.52	0.57	1.99
-45+20	ПС31	37.64	0.54	1.90
-20+10	ПС31	52.30	0.48	1.70
-10	ПС31	57.79	0.46	1.60
+45	ГПСН	28.12	0.45	1.60
-10	ГС13	90.85	0.45	1.58

Совершенно аналогично, наибольший вклад в загрязнение черного свинцового концентрата пиритом (66,5 % от общего количества пирита в продукте) вносят те же самые частицы, имеющие мономинеральную пиритную поверхность, и также особенно частицы менее 10 мкм.

С раскрытыми частицами пирита классов -10 мкм, -20 +10, -45 +20 мкм в черновой свинцовый концентрат извлекается наибольшее количество пирита от содержащегося в руде – соответственно 18,6; 8,6 и 4,8 %, что является относительно высоким извлечением для подавляемого компонента. Остальные виды минеральных частиц приносят в концентрат не более 1-1,5 % извлечения пирита из руды.

Индивидуальные извлечения пирита с данными сортами находится на уровне 50-54 %. Это также означает, что пирит из этих сортов задепрессирован, но недостаточно, и следует при разработке схемы усилить депрессирующее воздействие.

Следующий по значимости вклад (12 % от общего количества пирита в продукте) вносят двойные сростки пирита и несulfидных, пирита и сфалерита с преобладанием пиритной поверхности тройные поверхностные сростки пирита, сфалерита и несulfидных минералов. Но извлечение пирита из руды с этими сортами невелико – 5,7 % от всего пирита в руде.

Индивидуальные извлечения пирита с двойными сростками пирита с несulfидными и сфалеритом достаточно высокие – 40-65 %. Это значит, что депрессия таких частиц может быть затруднительна. Сростки со сфалеритом, который имеет больше вероятность флотации в свинцовом цикле, чем несulfидные, как ни странно, имеют индивидуальные извлечения на том же уровне, что и сростки с несulfидными.

Наконец, наибольший вклад в загрязнение черного свинцового концентрата сфалеритом (44,7 % от общего количества сфалерита в продукте) вносят те же самые частицы, имеющие мономинеральную сфалеритную поверхность, и также вклад тем больший, чем меньше крупность частиц.

С раскрытыми частицами сфалерита классов -10 мкм, -20 +10, -45 +20 мкм в черновой свинцовый концентрат извлекается наибольшее количество сфалерита от содержащегося в руде – соответственно 9,9; 2,9 и 1,4 %, что является средним извлечением (класс -10 мкм) и нормальным для подавляемого компонента (остальные классы). Остальные виды минеральных частиц приносят в концентрат не более 0,5-1 % извлечения сфалерита из руды.

Индивидуальные извлечения сфалерита с данными сортами невысокое, находится на уровне 15-28 %. Это скорее свидетельствует о частичной природной активации сфалерита.

Следующий по значимости вклад (16,8 % от общего количества пирита в продукте) вносят тройные поверхностные сростки пирита, сфалерита и несulfидных минералов, а также двойные сростки пирита и сфалерита с преобладанием пиритной (а не сфалеритной) поверхности. Но сфалерита пирита из руды с этими сортами невелико – 4,8 % от всего сфалерита в руде.

Индивидуальные извлечения пирита с двойными сростками пирита и сфалеритом достаточно высокие – до 50 %. Это значит, что их извлечение определяется флотоактивным пиритом, депрессия таких частиц может быть затруднительна.

4.3. Способ оценки поведения различных видов минеральных частиц в процессе флотации через определение кривых кинетики флотации сортов частиц и расчет спектров флотируемости сортов

Для анализа поведения отдельных видов минеральных частиц при флотации в работе предложен способ, предусматривающий определение кинетики флотации и расчет распределения по интенсивности флотации (спектра флотируемости) для каждого сорта частиц. Это позволяет количественно установить характеристики активности флотации минералов, связанных с конкретными сортами, при флотации материала в целом. Соответственно, возможно установить причины загрязнений или потерь, объясняя их наличием интенсивно флотирующихся фракций нецелевых минералов или наоборот, медленно флотирующихся фракций ценных минералов.

Кинетика флотации материала, содержащего разнородные частицы, описывается обобщенным уравнением Белоглазова:

$$\gamma_i = \sum_{j=1}^{N_{\phi}} G_j [1 - \exp(-K_j t_i)] \quad i = \overline{1, N_{\pi}} \quad (4.1)$$

где γ_i – выход материала в пенный продукт от питания флотации к моменту времени t_i (мин.) с начала флотации (суммарный выход с первой по i -ую порции пенного продукта кинетического опыта), всего N_{π} значений; N_{ϕ} – количество фракций в дискретном распределении материала по интенсивности флотации (спектре флотируемости); K_j – интенсивность (константа скорости) флотации j -ой фракции флотируемости (мин⁻¹); G_j – массовая доля j -ой фракции в питании флотации.

Значения интенсивностей флотации фракций принимаются постоянными, охватывающими весь возможный диапазон значений от 0,0001 до 10 мин⁻¹:

Значения интенсивностей флотации фракций для спектров с разным количеством фракций, мин⁻¹:

Спектры из 6 фракций: 0.0001; 0.001; 0.01; 0.1; 1; 10;

Спектры из 11 фракций: 0.0001; 0.000316; 0.001; 0.00316; 0.01; 0.0316; 0.1; 0.316; 1; 3.16; 10;

Частицы, входящие в один сорт, неоднородны по содержанию минералов, хотя разброс содержаний не выходит за заданный диапазон. Поэтому осуществлялся отдельный подсчет спектров флотируемости каждого из четырех минералов, формирующих сорт, и массы фракций флотируемости сорта подсчитывались суммированием масс соответствующих фракций флотируемости минералов. Однако в большинстве случаев распределения по флотируемости всех входящих в один сорт минералов были близки. Это дало возможность в дальнейших расчетах

опираться только на распределение по фракциям флотуемости сорта (средневзвешенное по всем минералам), а для расчета балансов минералов с учетом фракций флотуемости использовать содержания минералов в сорте.

Схема данных для расчетов, иллюстрирующая алгоритм предлагаемого способа, приведена на рисунке 4.27

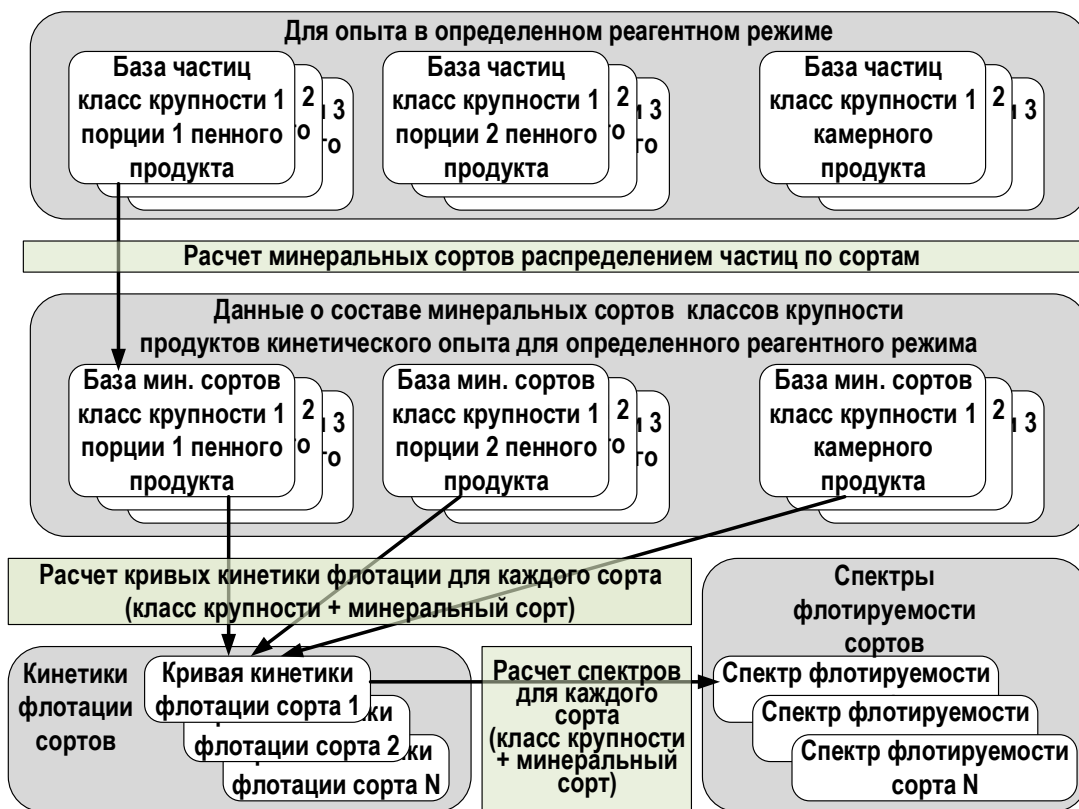


Рисунок 4.27 Схема данных для расчета кинетик и спектров флотуемости сортов частиц

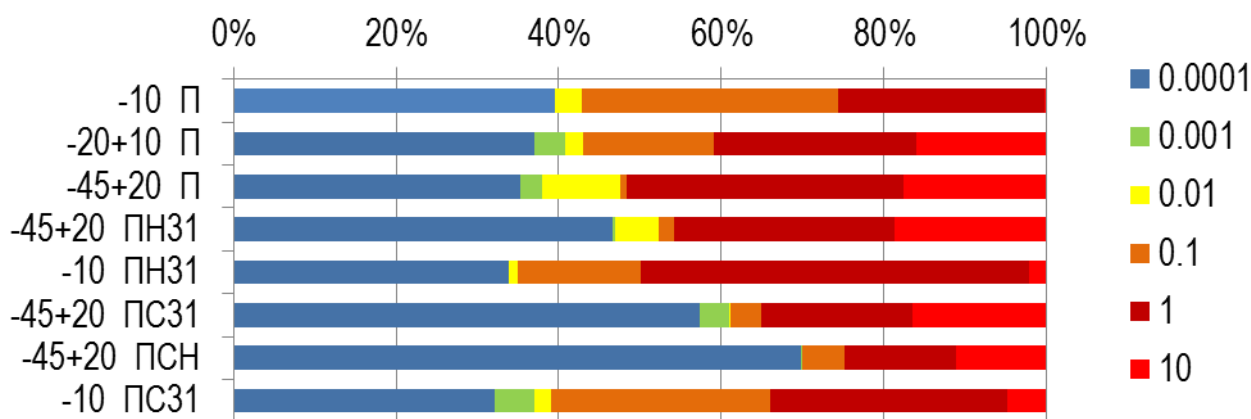
Расчет спектров флотуемости по данным кинетик флотации сортов проводился по алгоритму, разработанному на кафедре ОРЦиРМ МИСиС Шехиревым Д.В. Но, учитывая специфику задачи, когда необходимо рассчитать для каждого цикла флотации по 108 спектров, чтобы избежать проблем с вводом данных и последующим использованием спектров для дальнейших расчетов по моделированию схем, обеспечить структурность данных, в ходе работы были разработаны специальные программные средства с использованием пакетов Excel и Delphi Berlin 10.1 Professional.

Спектры флотуемости сортов, приносящих наибольшее загрязнение черного свинцового концентрата пиритом (рисунок 4.27, а) показали существенную дихотомию – сорта состоят приблизительно наполовину из практически нефлотуемых фракций, и из быстро флотуемых, в ряде случаев (раскрытый пирит классов -45 +20 и -20 +10 мкм) весьма быстрофлотуемых. Это значит, что уменьшением времени флотации в операции от этого

материала избавиться невозможно, а в перечистках он будет просто перефлоттироваться вместе с галенитом, т.е. эффективность перечисток будет малой.

Спектры флотуемости сортов раскрытого пирита, приносящих наибольшее загрязнение черного цинкового концентрата пиритом (рисунок 4.27, б) также состоят из практически нефлотуемой части и быстро флотуемой. Весьма быстро флотуемая небольшая часть имеется только у шламового пирита -10 мкм. Однако сфалерит также сосредоточен в основном в быстروفлотуемой части, так что перечистки ожидаются слабоэффективными, хотя, из-за отсутствия весьма быстروفлотуемой части, разделение будет чуть более эффективным, чем в свинцовом цикле. Сротки приносят меньше загрязнений, но они гораздо более флотоактивны, по-видимому, из-за присутствия в них сфалерита.

а)



б)

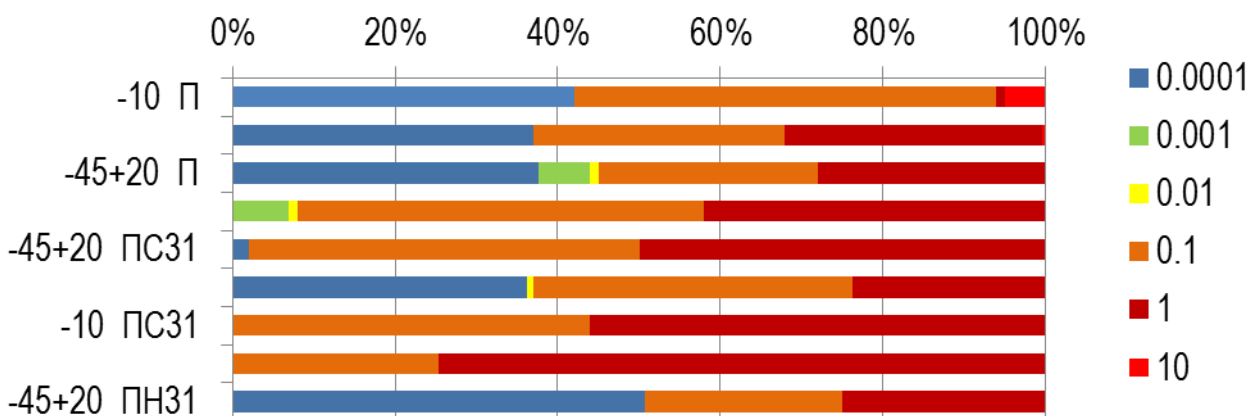


Рисунок 4.28 - Спектры флотуемости сортов частиц, в наибольшей степени загрязняющих пиритом черновой свинцовый (а) и черновой цинковый (б) концентраты

Соответственно, при совершенствовании технологии необходима более жесткая депрессия раскрытого пирита, особенно в перечистках. В меньшей степени может сыграть роль доизмельчение черновых концентратов.

Использование разработанной методики дает новую возможность – наблюдать за поведением в операции обогащения частиц с заданным минеральным составом поверхности по классам крупности.

Важно, что кинетика отдельных сортов частиц проявляется в ходе обычной флотации всей руды.

На рисунке 4.29 приведены кинетики флотации частиц с мономинеральной поверхностью всех рассматриваемых четырех классов крупности.

Свинцовая флотация.

Раскрытый галенит всех классов крупности имеет большое извлечение при очень высокой скорости флотации классов более 10 мкм. Класс -10 мкм имеет несколько меньшую, но тоже вполне достаточную скорость флотации.

Раскрытый пирит больше всего извлекается из классов -45 мкм, извлечение более 40 % , при этом скорость флотации у классов -45+20 мкм и -20+10 мкм, скорость флотации класса -10 мкм несколько меньше. Извлечение пирита из класса +45 мкм тоже происходит с высокой скоростью, но извлечение достигается меньшее – до 20 %.

Извлечение сфалерита заметно меньше, чем пирита. Сфалерит извлекается тем больше, чем меньше крупность его раскрытых частиц.

Цинковая флотация.

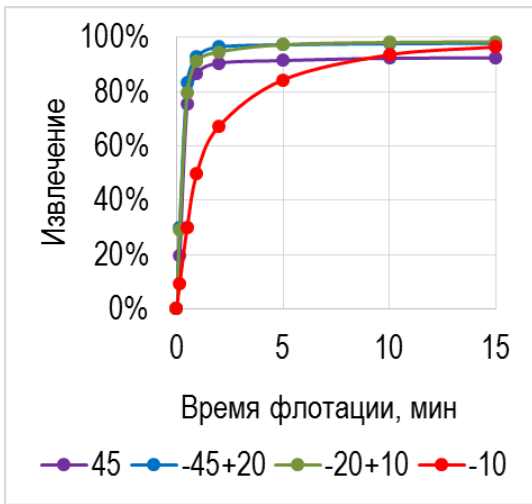
Раскрытый сфалерит извлекается очень полно. При этом все классы крупности демонстрируют высокую скорость флотации, наибольшую – классы -20+10 мкм и -45+20 мкм, наименьшую, но все равно достаточно высокую – класс -10 мкм.

Флотация пирита имеет очень схожие закономерности с его кинетикой в свинцовой флотации, но достигаемое извлечение несколько выше – до 50 % у класса -20+10 мкм. Но при этом наблюдается несколько меньшая скорость, чем в свинцовой флотации.

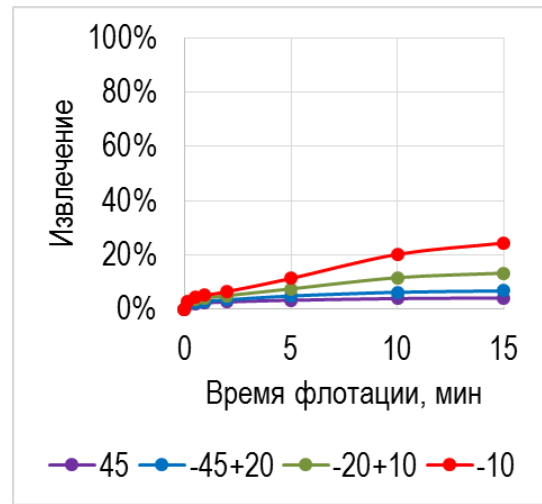
Флотация несulfидных минералов очень похожа на флотацию сфалерита в свинцовой флотации. Небольшое извлечение, при этом оно закономерно увеличивается при уменьшении крупности частиц.

а)

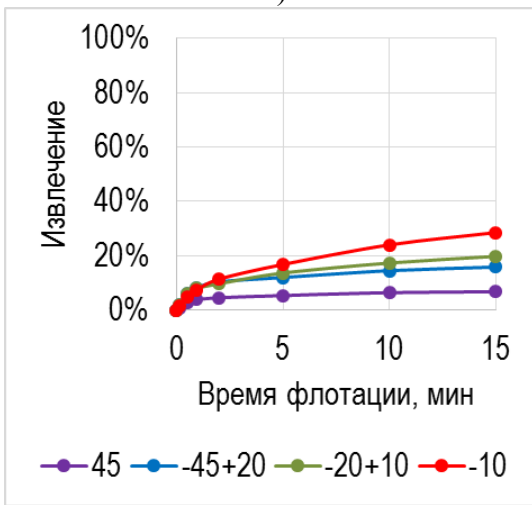
б)



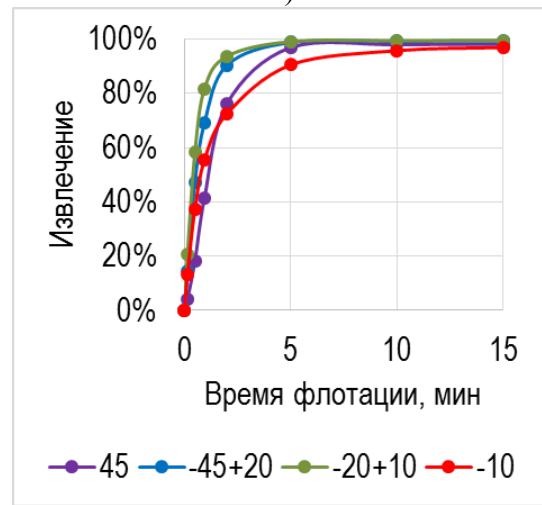
в)



г)



д)



е)

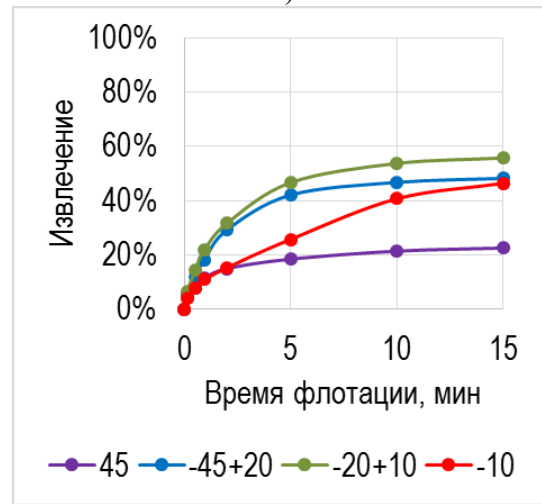
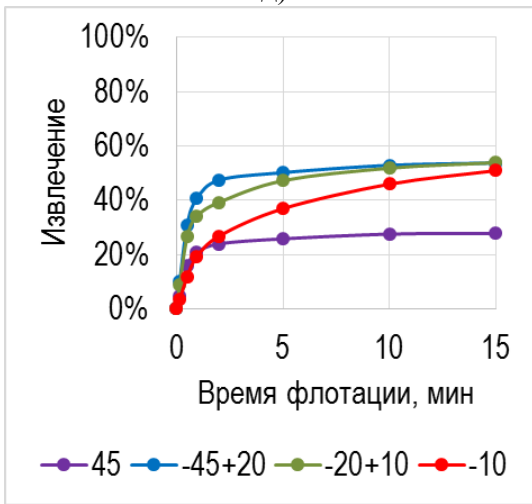


Рисунок 4.29 - Кинетики флотации сортов частиц с мономинеральной поверхностью в свинцовой флотации (а, в, д) и цинковой флотации (б, г, е). Галенит (а); несурьфидные (б); сфалерит (в, г); пирит (д, е)

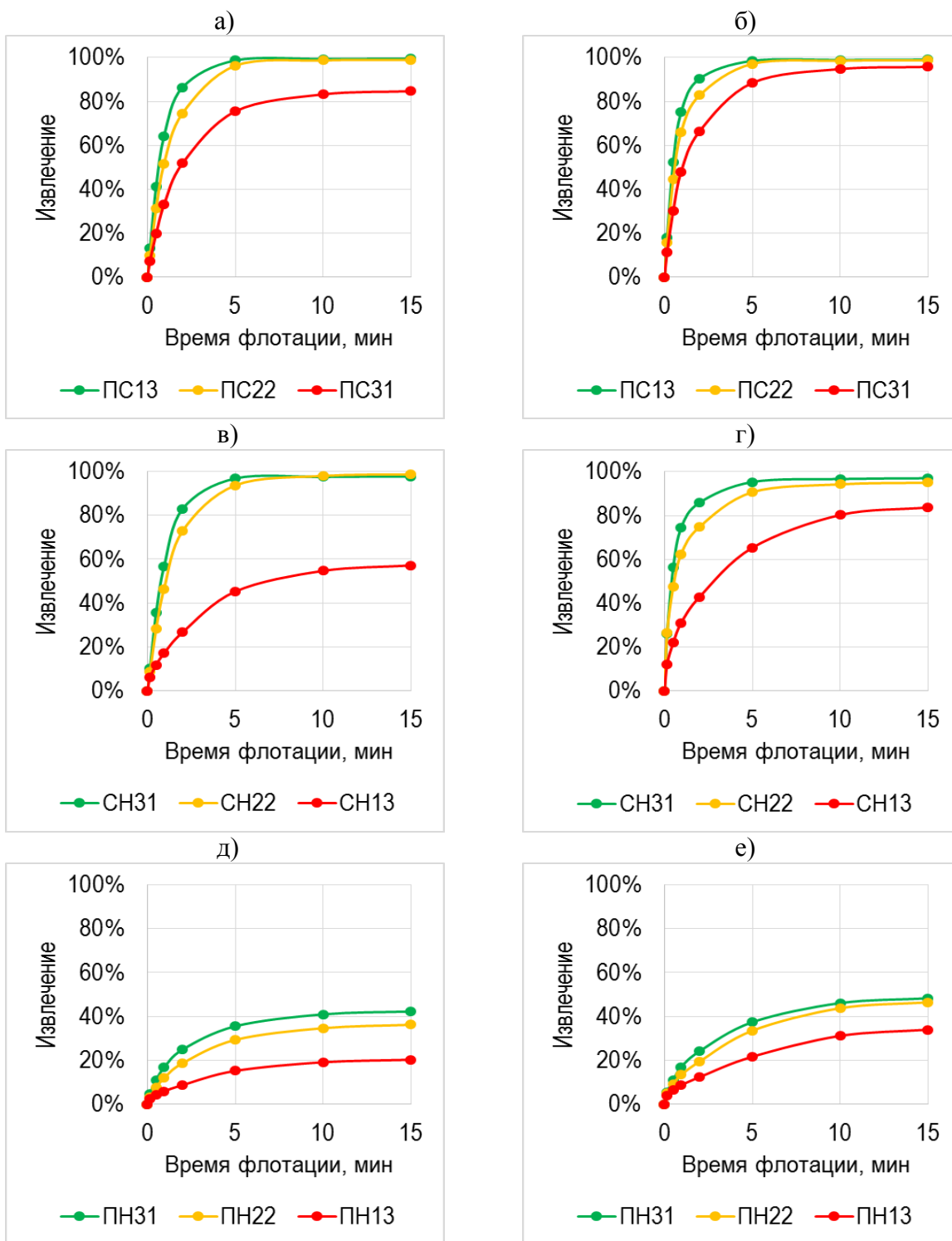


Рисунок 4.30 - Кинетики флотации сортов частиц с двойной минеральной поверхностью в цинковой флотации класса крупности -45+20 мкм (а, в, д) и -20+10 мкм (б, г, е). Сфалерит-пирит (а; б); сфалерит-несульфидные (в, г); пирит-несульфидные (д, е)

На рисунке 4.30 приведены кинетики флотации частиц с двойной минеральной поверхностью, для классов крупности -45+10 мкм и -20+10 мкм, в цинковой флотации.

Рассматриваются сорта– поверхностные сростки сфалерита и пирита, сфалерита и несурьфидных минералов, пирита и несурьфидных минералов. Каждая пара минералов представлена сростками трех типов: первым минералом представлено более 70 % поверхности (зеленые кривые), от 30 до 70 % (желтые), менее 30 % (красные).

В цинковой флотации наибольшую флотируемость показывает сфалерит, меньшую – пирит, наиболее слабую – несурьфидные минералы, как это видно на рисунке 3.

На рисунке 4.29 показана очевидная закономерность проявляющаяся в том, что чем больше доля поверхности, занятая более флотируемым минералом, тем больше и извлечение, и скорость флотации. Однако при выполнении работы в литературе не было найдено прямого экспериментального подтверждения на реальных минеральных частицах в ходе обычной флотации всей руды.

Установлено, что при долях поверхности, представленных более флотируемым минералом, выше 70 % и от 30 до 70 %, кривые кинетики близки, а при доле поверхности менее 30 % происходит достаточно заметное снижение и извлечения и скорости флотации.

Во всех случаях флотируемость минеральных сортов в классе -20+10 мкм выше, чем в классе -45+20 мкм. При этом она близка к флотируемости раскрытых соответствующих более флотируемых минералов. Разница во флотируемости относительно богатых и бедных (менее 30 % поверхности более флотируемого минерала) сростков в классе -20+10 мкм заметно меньше, чем в более крупном классе -45+20 мкм.

В приложении приведены кинетики флотации всех сортов частиц в свинцовом и цинковом циклах, а также спектры флотируемости минералов с учетом доли минерала от его количества в питании флотации.

4.4. Выводы по главе 4

1) Для свинцово-цинковой высокосурьфидной руды получена статистика соответствия массовой доли галенита и сфалерита в минеральной частице и долей поверхности частицы, представленной этими минералами, наименьшая корреляция наблюдается при массовой доле этих минералов в частице в районе 50 %, корреляция закономерно увеличивается при приближении массовой доли к 0 или 100 %, при этом корреляция для сфалерита в целом более высокая.

2) Предложено использовать данные аппаратного метода анализа раскрытия минеральных частиц (данные количественного минералогического анализа) не только для

характеристики отдельных продуктов, но и для количественной характеристики операции обогащения.

3) Предложен, для анализа результатов флотационного разделения, метод разбиения массы частиц, слагающих обогащаемый материал, на сорта, в зависимости от класса крупности частицы и диапазона долей поверхности частицы, представленной каждым из всех присутствующих в обогащаемом минералов (группы минералов), что позволяет количественно определить вклад в общее загрязнение концентратов нецелевым минералом (в общие потери целевого минерала) конкретных форм присутствия минерала (сортов частиц), а также полноту перехода минерала в данной форме из исходного продукта в нецелевой продукт

4) Предложен, для анализа флотационного разделения, метод определения кинетики флотации и расчета спектра флотируемости для каждого сорта частиц, что позволяет количественно установить активность флотации минералов в их различных формах присутствия при флотации материала в целом, и выявить ее связь с загрязнением концентратов нецелевыми минералами, с потерями целевых минерала, а также рассчитать предельно возможные технологические показатели флотации при данной реагентной обработке материала

5) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды количественно установлено, что основной причиной низкого качества концентратов является наличие флотоактивной части пирита, как в свинцовом, так и в цинковом цикле флотации, в существенно меньшей степени - наличие двойных сростков пирита с галенитом (в свинцовом цикле) и со сфалеритом (в цинковом цикле), а также тройных и четверных сростков, при этом роль сростков повышается с увеличением крупности.

6) Для свинцово-цинковой высокосульфидной руды впервые количественно установлена кинетика флотации отдельных форм присутствия минералов на фоне обычной флотации всей руды. В частности, показана достаточно высокая флотоактивность шламов галенита в свинцовом цикле, сфалерита - в цинковом; повышение скорости флотации двойных сростков при увеличении на поверхности частиц доли более флотоактивного минерала.

5. Прогноз показателей обогащения свинцово-цинковой руды при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации. Обоснование и экспериментальная проверка схемы флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды

5.1. Прогноз показателей обогащения свинцово-цинковых руд при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации, основанная на использовании спектров флотиремости сортов частиц и обоснование схемы флотационного передела комбинированной технологии

Прогноз показателей осуществляется математическим моделированием.

Методика прогноза основана на нижеприведенной концепции.

Перерабатываемый *материал* – это руда, а также минеральная масса промежуточных и конечных продуктов операций сокращения крупности и обогащения.

Материал представляется как совокупность разных *видов* частиц (кусков).

Термин «вид» вводим как более широкий термин по отношению к ранее введенному термину «сорт», предполагающему конкретное определение через крупность и доли поверхности частицы, занятые разными минералами

К *разным видам* относят частицы, *существенно различающиеся* по крупности, минеральному составу, другим свойствам, а следовательно, различающиеся по поведению в процессах сокращения крупности и разделения, присутствующих в схеме обогащения.

Частицы, принадлежащие *одному виду*, в модели считаются *одинаковыми* – по крупности, минеральному составу, форме, всем остальным свойствам.

Процедура разбиения материала на *вида* является неформальной.

В один вид объединяются частицы, чье поведение в процессах обогащения схоже. При этом все количественные характеристики свойств, приписываемых виду, являются *средними* для объединяемых в вид реальных частиц.

Разбиение материала на *вида* должно проводиться опытными технологами, с учетом гранулометрического и минерального состава частиц.

Неправильное разбиение материала на *вида* частиц не является фатальной ошибкой поправимой, так как программная реализация модели не зависит от того, каковы численные значения свойств видов. И количество видов, и численные значения свойств частиц каждого вида, и численные значения параметров, характеризующих поведение частиц каждого вида в операциях схемы, являются вводимыми (и, следовательно, заменяемыми) исходными данными для модели.

Свойства видов

Среди свойств видов особо надо выделить те, которые участвуют в составлении баланса металлов.

Это – минеральный состав частиц вида с учетом содержания ценных компонентов в каждом минерале, либо просто содержание ценных компонентов в частицах вида.

Рассмотрим первый вариант.

Пусть в материале присутствует N_{Min} минералов и подлежат учету N_{Me} ценных компонентов.

Для каждого i -ого вида определяется его минеральный состав – содержания (массовые доли) всех минералов, характеризующие присутствие минералов в данном виде. $\beta_i^{i_{Min}}$ – массовая доля i_{Min} -ого минерала в i -ом виде. Если данный минерал реально не присутствует в данном виде, то в расчете он учитывается, как имеющийся с нулевым содержанием.

Набор минералов должен быть полным в том смысле, что каждый вид должен полностью состояться из учитываемых моделью минералов:

$$\sum_{i_{Min}=1}^{N_{Min}} \beta_i^{i_{Min}} \equiv 1 \text{ для каждого } i\text{-ого вида.}$$

При этом не обязательно, чтобы понятие «минерал» в модели полностью соответствовало одноименному понятию в минералогии. Например, если кварц, полевые шпаты, кальцит, обладающие близкой плотностью, одинаковым образом будут влиять на поведение вида в гравитационных процессах, то можно ввести понятие «минерал пустой породы», объединяющее все вышеуказанные реальные минералы.

Для каждого минерала задаются содержания (массовые доли) всех ценных компонентов, характеризующие присутствие ценных компонентов в данном минерале. $\beta_{i_{Min}}^{i_{Me}}$ – массовая доля i_{Me} -ого ценного компонента в i_{Min} -ом минерале. При этом не обязательно, чтобы учитываемые ценные компоненты в совокупности составляли полную массу минерала.

Зная содержание ценных компонентов в минералах, и зная содержание минералов в видах, можно рассчитать содержание ценных компонентах в каждом виде $\beta_i^{i_{Me}}$:

$$\beta_i^{i_{Me}} = \sum_{i_{Min}=1}^{N_{Min}} \beta_{i_{Min}}^{i_{Me}}$$

Как сказано выше, $\beta_{i_{Min}}^{i_{Me}}$ могут быть заданы непосредственно, без привлечения понятий «минерал» и/или «содержание ценного компонента в минерале».

Важнейшей характеристикой вида является крупность (средняя) частиц, объединяемых в вид.

Каждому виду должны быть приписаны свойства, определяющие поведение вида в процессах сокращения крупности и разделения. Численные значения, характеризующие эти свойства, будут востребованы конкретными моделями операций, входящими в схему. Соответственно, набор свойств будет определяться используемыми моделями.

Важным свойством, является средняя плотность частиц вида ρ_i . Она может быть задана непосредственно для каждого вида, а может быть задана как свойство минералов $\rho_{i,Mn}$ и рассчитана через содержания минералов:

$$\rho_i = \frac{1}{\sum_{i_{Mn}=1}^{N_{Mn}} \frac{\beta_i^{i_{Mn}}}{\rho_{i_{Mn}}}}$$

Вообще, экстенсивные свойства частиц вида могут быть рассчитаны через соответствующие экстенсивные свойства минералов, с учетом содержаний минералов в виде. Интенсивные свойства частиц вида должны задаваться непосредственно.

Представление материала как совокупности видов

Пусть выделено N видов.

Пусть производительность по сухому для какого-либо из продуктов составляет Q (килограмм в секунду, тонн в час, тонн в сутки и т.п.).

Тогда производительность по продукту в целом представляется как сумма производительностей по каждому из видов, или потоков материала каждого вида, q_i :

$$Q = \sum_{i=1}^N q_i$$

То есть поток материала с продуктом представляется как совокупность параллельных потоков всех видов частиц. Если реально частицы какого-либо вида в продукте не присутствуют, (но в самом общем случае *могут присутствовать*) то вид все равно в расчете учитывается, но поток данного вида равен нулю.

Содержание ценного компонента в материале $V^{i_{Me}}$ рассчитывается по содержаниям ценного компонента в видах:

$$V^{i_{Me}} = \frac{\sum_{i=1}^N q_i \beta_i^{i_{Me}}}{\sum_{i=1}^N q_i}$$

Руды разного качества, в том числе даже руды одного типа, но разных технологических разновидностей, содержат один и тот же набор видов частиц. Разумеется, этот набор должен учитывать все возможное разнообразие видов. Тогда руды, и все продукты обогащения будут различаться только соотношением видов со всеми вытекающими отсюда различиями в интегральных свойствах материала – содержании минералов, ценных компонентов обогатимости и т.п.

Например, в богатых рудах будет больше масса видов с высоким содержанием хромшпинелида, и меньше – с низким, а в бедных рудах – наоборот.

Верхний уровень модели – баланс масс в схеме обогащения

Верхний уровень модели предназначен для расчета потоков (количеств, производительностей) материала, связанного с каждым видом, во всех продуктах технологических операций. Модели операций (нижний уровень модели) поставляют верхнему уровню необходимые для расчета потоков коэффициенты.

Результаты работы моделей операций

Рассматривается два типа технологических операций:

операции изменения состава материала;

операции разделения (обогащения)

Операции обоих типов имеют *входящий продукт*, который может получаться *в результате смешения нескольких продуктов*, поступающих на данную операцию.

Если в питании операции смешивается M продуктов (номера продуктов k , поступающих на смешение в питании операции, изменяются от 1 до M), то количество i -ого вида (поток i -ого вида) в питании операции $q_{\text{пит}}^i$ определяется как сумма потоков i -ого вида с каждым поступающим в питание операции продуктом q_k^i :

$$q_{\text{пит}}^i = \sum_{j=1}^M q_k^i$$

Операции изменения состава материала

Операции изменения состава материала имеют *один выходящий продукт*. При этом состав выходящего продукта по видам отличается от состава по видам питания операции:

$q_{\text{вых}}^i \neq q_{\text{пит}}^i$ хотя бы для двух видов (индекс «вых» относится к выходящему продукту, а индекс «пит» - к питанию).

При этом общая масса входящего и выходящего материала одинаковы:

$$\sum_{i=1}^N q_{\text{вых}}^i = \sum_{i=1}^N q_{\text{пит}}^i$$

Таким образом, в операции данного типа происходит *перераспределение массы между видами*. Выполняется баланс масс входящего и выходящего материала в целом. Баланс по входу и выходу для каждого отдельного вида частиц не выполняется: масса материала из одних видов переходит в другие.

Например, в операции дробления уменьшается количество материала, связанного с видами большей крупности, и увеличивается количество материала, связанного с видами меньшей крупности. При этом может происходить перераспределение материала из видов с большей крупности с некоторым соотношением минералов в виде, в вида меньшей крупности с более контрастными соотношениями минералов (вследствие раскрытия).

На верхний уровень модели модель операции должна выдать матрицу, содержащую N строк и N столбцов (где N – количество видов):

$$(e^{i_{пит}i_{вых}})$$

Здесь $i_{пит}$ – номер строки, $i_{вых}$ – номер столбца.

Эта матрица называется *оператором деформации*.

Элемент матрицы $e^{i_{пит}i_{вых}}$ равен доле потока материала вида $i_{пит}$ в питании операции, которая переходит в вид $i_{вых}$ в выходящем из операции продукте. Так как материал вида $i_{пит}$ в общем случае полностью перераспределяется по всем видам (включая и исходный вид: часть материала остается в своем виде), то сумма элементов в строке матрицы равна единице:

$$\sum_{i_{вых}=1}^N e^{i_{пит}i_{вых}} \equiv 1$$

Количество материала вида $i_{вых}$ в выходящем из операции продукте может быть найдено через количества материала всех видов в питании:

$$q_{вых}^{i_{вых}} = \sum_{i_{пит}=1}^N q_{пит}^{i_{пит}} e^{i_{пит}i_{вых}}$$

Операции разделения

Операции разделения материала имеют *несколько выходящих продуктов*. Состав выходящих продуктов по видам (соотношение видов) отличается от состава по видам питания операции. Но при этом выполняется баланс массы по каждому виду в отдельности. Какое количество материала данного вида вошло в операцию с ее питанием, такое количество материала данного вида выходит со всеми выходящими продуктами. Материал данного вида просто *распределяется между выходящими из операции разделения продуктами*.

Материал разных видов распределяется между продуктами операции по-разному.

Пусть из операции выходит M продуктов (номера продуктов k , выходящих из операции, изменяются от 1 до M).

На верхний уровень модели модель операции должна выдать матрицу, содержащую N строк и M столбцов (где N – количество видов):

$$(e_k^i)$$

Здесь i – номер строки, k – номер столбца.

Эта матрица называется *сепарационной характеристикой*.

Элемент матрицы e_k^i равен доле количества материала вида i в питании операции, которая переходит в k -ый выходящий из операции продукт. Так как материал вида i полностью распределяется по всем продуктам операции, то сумма элементов в строке матрицы равна единице:

$$\sum_{k=1}^M e_k^i \equiv 1$$

Количество материала вида $i_{\text{вых}}$ в выходящем из операции продукте может быть найдено через количества материала всех видов в питании:

$$q_k^i = q_{\text{пит}}^i e_k^i$$

Материальный баланс соблюдается по каждому виду в отдельности:

$$\sum_{k=1}^M q_k^i = q_{\text{пит}}^i$$

Значения элементов матриц $(e^{i_{\text{пит}} i_{\text{вых}}})$ и (e_k^i) рассчитываются на нижнем уровне модели (моделями операций). Вообще говоря, эти значения, характеризующих работу операций, могут зависеть от количества материала по видам $q_{\text{пит}}^i$, поступающего в операцию с питанием. Это делает задачу расчета балансов на верхнем уровне модели нелинейной (см. ниже).

Представление конфигурации (топологии) схемы обогащения

Схема обогащения состоит из операций. Операции имеют один или несколько выходящих продуктов. Продукт, выходящий из одной операции, может направляться в другую. Такой продукт называется *промежуточным*. Продукт операции может направляться вовне схемы – такой продукт называется *конечным*. Несколько конечных продуктов могут смешиваться с получением некоего продукта, направляемого потребителю, или в отвал; при этом интересны характеристики данного продукта. Такой продукт называется *суммарным конечным* продуктом. Поток материала, направляемый в операцию извне схемы, а не из другой операции, называется *исходным* продуктом. Исходных продуктов, поступающих в схему, в общем случае может быть несколько.

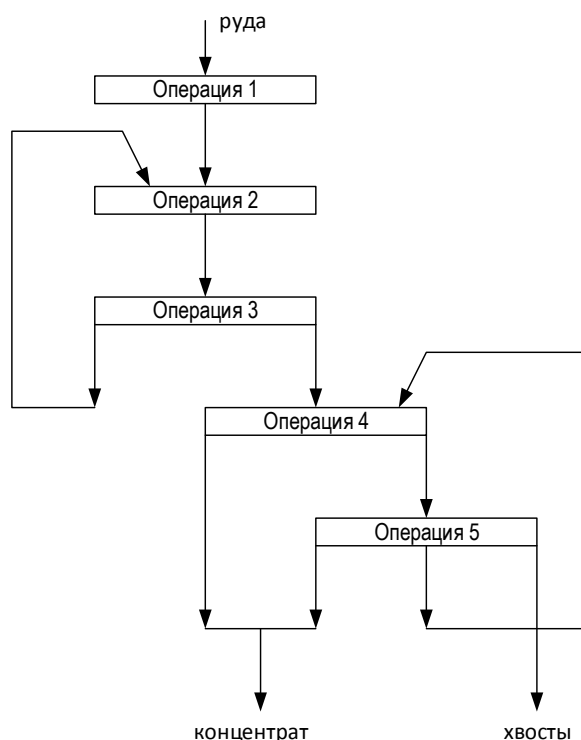


Рисунок 5.1 - Схема обогащения

Технологическая схема может быть представлена ориентированным графом, где операции – узлы графа, а продукты – направленные дуги графа.

Например, схема обогащения, изображенная на рисунке 5.1, может быть представлена следующим графом:

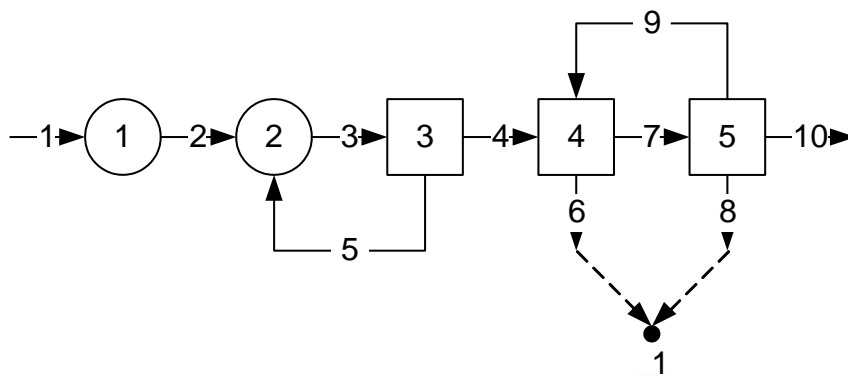


Рисунок 5.2 - Граф схемы обогащения

Узлы графа для операций изменения состава изображены кружком, а для операций (разделения) – квадратом. Объединенный товарный концентрат изображен жирной точкой.

Узлы и дуги графа нумеруются. Дополнительные узлы, изображающие суммарные конечные продукты, имеют отдельную нумерацию (на рисунке графа – номер с подчеркиванием). Соответствие номеров узлов и дуг с операциями и их продуктами приведено в таблице.

Таблица 5.1 Связь узлов и дуг графа схемы обогащения

Операции	Номера узлов	
Операция 1	1	
Операция 2	2	
Операция 3	3	
Операция 4	4	
Операция 5	5	
Продукты	Номера дуг	Номера продуктов «с точки зрения операции»
Руда	1	
Продукт 1	2	1
Продукт 2	3	1
Концентрат 3	4	1
Хвосты 3	5	2
Концентрат 4	6	1
Хвосты 4	7	2
Концентрат 5	8	1
Промпродукт 5	9	2
Хвосты 6	10	3
Суммарные конечные продукты	Номера дополнительных узлов	
Товарный концентрат	<u>1</u>	

Топология (конфигурация) схемы, представленной графом, представляется в виде:

1) Матрицы размером $L \times L$, где L – количество операций (матрица связи операций):

$$(T_{j_1 j_2})$$

Здесь j_1 – номера строк; j_2 – номера столбцов.

Если операции j_1 и j_2 не связаны между собой никак, то элемент матрицы $T_{j_1 j_2} = 0$,

Если из операции j_2 в операцию j_1 поступает продукт k , то $T_{j_1 j_2} = k$.

2) Вектора длиной L (вектор связи операций с исходными продуктами):

$$(A_{j_1})$$

Если в операцию j_1 поступает исходный продукт k , то $A_{j_1} = k$, иначе - $A_{j_1} = 0$.

3) Матрицы размером $L \times M$, где M - количество продуктов, не считая суммарных конечных продуктов (матрицы связи операций с продуктами операций):

$$(\Pi_{j_1 k})$$

Здесь j_1 – номера строк; k – номера столбцов.

Если продукт k выходит из операции j_1 , то $\Pi_{j_1 k} = k$, иначе $\Pi_{j_1 k} = 0$

Для каждой операции продукты имеют также номера «с точки зрения операции», внутренние номера, последовательно нумерующие продукты операции от 1 до числа продуктов, выходящих из данной операции:

$$(\Pi_{j_1 k}^{вн})$$

Если продукт k выходит из операции j_1 , то $\Pi_{j_1 k}^{вн} = m$, иначе $\Pi_{j_1 k}^{вн} = 0$

$$m = \Pi_{j_1 k}^{вн}$$

4) Если имеются суммарные конечные продукты, то вводится еще одна матрица размером $M_{СКП} \times M$, где $M_{СКП}$ – количество суммарных конечных продуктов (матрица связи суммарных конечных продуктов с продуктами операций):

$$(Y_{k_{СКП} k})$$

Здесь $k_{СКП}$ – номера строк; k – номера столбцов.

Если поступает продукт k , поступает в суммарный конечный продукт $k_{СКП}$, то $Y_{k_{СКП} k} = k$,
иначе $Y_{k_{СКП} k} = 0$.

Для примера, приведенного на рисунках, данные о конфигурации схемы будут выглядеть следующим образом:

- матрица связи операций:

	1	2	3	4	5
1	0	0	0	0	0
2	2	0	5	0	0
3	0	3	0	0	0
4	0	0	4	0	9
5	0	0	0	7	0

- вектор связи операций с исходными продуктами:

1	2	3	4	5
1	0	0	0	0

- матрицы связи операций с продуктами операций:

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	0	2	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0	0	3	0	0	0	0	0	0	0
3	0	0	0	4	5	0	0	0	0	0
4	0	0	0	0	0	6	7	0	0	0
5	0	0	0	0	0	0	0	8	9	10

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0
3	0	0	0	1	2	0	0	0	0	0
4	0	0	0	0	0	1	2	0	0	0
5	0	0	0	0	0	0	0	1	2	3

- матрица связи суммарных конечных продуктов с продуктами операций:

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	0	0	0	0	0	6	0	8	0	0

Изложенное представляет собой не единственный способ представления конфигурации схемы, но данный вариант, по мнению исполнителя, удобен для осуществления программной реализации алгоритма модели.

Алгоритм расчета потоков видов частиц в продуктах схемы

Исходные данные, требующиеся для работы алгоритма:

1. Количество видов N ;
2. Свойства видов (крупность, минеральный состав, средняя плотность частиц, содержания ценных компонентов и т.п.);
3. Количество операций L
4. Номера операций;
5. Количество продуктов M ;
6. Номера исходных продуктов;
7. Номера продуктов операций
8. Количество суммарных конечных продуктов

9. Конфигурация (топология) схемы (матрица связи операций, вектор связи операций с исходными продуктами, матрица связи операций с продуктами операций, матрица связи суммарных конечных продуктов с продуктами операций);
10. Потоки видов (производительности по видам) в исходных продуктах $q_{k_0}^i$, где i – номер вида, k_0 – номер исходного продукта;
11. Типы операций (изменения состава видов или разделения) и виды (имена) моделей операций;
12. Параметры, характеризующие работу операций (в зависимости от типа операции и вида ее модели);
13. Служебные параметры расчета (коэффициент релаксации, относительная погрешность расчета, максимальное количество итераций).

Алгоритм состоит из следующих шагов:

1. Задание начальных приближений потоков видов.
2. Итерационный расчет потоков видов в продуктах операций
3. Расчет потоков видов в суммарные конечные продукты

Шаг 1. Задание начальных приближений потоков видов.

Потоки видов во всех продуктах операций принимаются равными нулю:

$$q_k^i = 0, \text{ где } i \text{ – номер вида, } k \text{ – номер продукта операции;}$$

Шаг 2. Итерационный расчет потоков видов в продуктах операций

2.1. На каждой итерации получается очередное временное приближение значений потоков видов во всех продуктах операций $(q_k^i)_{iter}^*$, где i – номер вида, k – номер продукта, $iter$ – номер итерации.

2.2. За очередное рабочее приближение, в целях большей сходимости задачи, принимаем промежуточные значения между временным приближением и приближением предыдущей итерации:

$$(q_k^i)_{iter} = C(q_k^i)_{iter}^* + (1 - C)(q_k^i)_{iter-1},$$

где C – коэффициент релаксации.

2.3. Если максимальная (из всех продуктов и из всех видов) относительная разница между значением потока на приближении предыдущей итерации и на приближении текущей итерации не превышает по модулю заданной погрешности расчета, то итерации прекращаются, а за искомое принимаются потоки видов в продуктах операций, найденные на предыдущей итерации. Иначе – итерации продолжаются: снова выполняется пункт 2.1. алгоритма. Если итерации по предыдущему условию должны продолжаться, но количество итераций превысило допустимое, то расчет прекращается и выдается сообщение об ошибке.

Рассмотрим подробнее пункт 2.1 шага 2 алгоритма.

После предыдущей итерации имеем значения потоков всех видов по всем продуктам операций $(q_k^i)_{iter-1}$, т.е. для всех i и k .

Дальнейшие действия совершаются для всех операций поочередно (в цикле по операциям, индекс операции j_l меняется от 1 до L).

2.1.1. Нахождение потоков видов в питание операции $q_{j_l}^i$.

Для этого суммируются все продукты, поступающие в данную операцию.

2.1.1.1. Вначале полагаем $q_{j_l}^i = 0$.

Если в операцию поступает исходный продукт, т.е. $A_{j_l} \neq 0$, то определяем номер исходного продукта, поступающего в данную операцию: $k_0 = A_{j_l}$.

Увеличиваем $q_{j_l}^i$ на величину $q_{k_0}^i$.

2.1.1.2. Далее – цикл по всем другим операциям (номер другой операции j_2 – от 1 до L): Если в данную операцию (номером j_l) поступает продукт из другой операции (номером j_2), то номер продукта, поступающего на операцию j_l из операции j_2 равен $k = T_{j_l j_2}$.

Тогда увеличиваем $q_{j_l}^i$ на величину q_k^i .

Если $T_{j_l j_2} = 0$, то в данную операцию из другой ничего не поступает, и никаких действий с $q_{j_l}^i$ не совершаем.

Конец цикла по другим операциям.

2.1.2. Уточнение оператора деформации (ОД) или сепарационной характеристики (СХ) операции.

Результаты работы операций могут зависеть не только от заранее заданных параметров, но и от потока материала в питании операции, т.е. задача является нелинейной.

Уточнение осуществляется обращением к модели операции, с учетом типа операции и вида модели. Различные операции обращаются, вообще говоря, к разным моделям, но все модели выдают на верхний уровень либо значения матрицы ОД ($e^{i_{пит} i_{вых}}$), либо значения матрицы СХ (e_k^i) – в зависимости от типа операции. При обращении к моделям в качестве входных параметров передаются потоки видов в питании операции $q_{j_l}^i$.

2.1.3. Расчет потоков видов частиц в продуктах операции.

Цикл по продуктам (номера продуктов k – от 1 до M):

Если $\Pi_{j_l k} = 0$, то данный продукт не является выходящим из данной операции, переходим к следующему продукту.

Если $\Pi_{j_l k} \neq 0$, то номер (очередного) выходящего из операции продукта $k_{вых} = \Pi_{j_l k}$, рассчитываем потоки видов в этом продукте.

Если операция имеет тип операции изменения состава материала, то потоки видов в единственном выходящем продукте рассчитываются по матрице ОД:

$$q_{k_{вых}}^i = \sum_{i_{пит}=1}^N q_{j_l}^{i_{пит}} e^{i_{пит} i_{вых}}$$

Здесь виды в питании операции имеют индекс $i_{пит}$, а в продукте операции – $i_{вых}$.

Если операция имеет тип операции разделения, то потоки видов в очередном выходящем продукте рассчитываются по матрице СХ:

$$q_{k_{вых}}^i = q_{j_l}^i e_m^i$$

Здесь m – номер выходящего продукта «с точки зрения операции», внутренний для операции номер: $m = \Pi_{j_l k}^{вн}$.

Конец цикла по продуктам.

Конец цикла по операциям, в котором изменялся номер операции j_l

В результате имеем временное приближение значений потоков видов во всех продуктах операций $(q_k^i)_{iter}^*$.

Шаг 3. Расчет потоков видов в суммарные конечные продукты

Цикл по суммарным конечным продуктам. Номера суммарных конечных продуктов $k_{СКП}$ изменяются от 1 до $M_{СКП}$

Для очередного суммарного продукта полагаем потоки видов равными нулю:

$$q_{k_{СКП}}^i = 0$$

Цикл по продуктам операций схемы (номера продуктов k – от 1 до M):

Если $Y_{k_{СКП}k} = 0$, то данный продукт операции не входит в суммарный конечный продукт, идем к следующему продукту операции.

Если $Y_{k_{СКП}k} = k$, то продукт k поступает в суммарный конечный продукт $k_{СКП}$. Увеличиваем $q_{k_{СКП}}^i$ на величину q_k^i .

Конец обоих циклов.

Расчет технологических показателей

Технологические показатели рассчитываются на основании известных потоков видов во всех исходных продуктах, продуктах операций и суммарных конечных продуктах.

В каждом продукте рассчитываются производительности по продуктам (суммарные по всем видам потоки материала в продуктах) и содержания ценных компонентов в продуктах, как это изложено в пункте «Представление материала как совокупности видов»:

$$Q = \sum_{i=1}^N q_i$$
$$B^{i_{Me}} = \frac{\sum_{i=1}^N q_i \beta_i^{i_{Me}}}{\sum_{i=1}^N q_i}$$

Таким образом, для *всех продуктов* – исходных, продуктов операций, суммарных конечных продуктов рассчитаны *производительности* и *содержания ценных компонентов*. Далее расчеты ведутся по традиционным формулам расчета технологических показателей.

Нижний уровень модели – модели операций

Модели операций поставляют верхнему уровню необходимые для расчета потоков коэффициенты – матрицы операторов деформаций и сепарационных характеристик.

Исходными данными для расчета являются параметры работы операций, которые вводятся заранее. Набор параметров зависит от вида модели операции.

Исходными данными также являются потоки материала (по видам) в питании операции.

Развитие подхода О.Н. Тихонова

В работе предложено развитие подхода О.Н. Тихонова к моделированию цикла флотации, заключающегося в экспериментальном определении кинетики флотации, расчета по ней распределения исходного материала и его компонентов по константе скорости флотации (спектра флотиремости), и расчета показателей схемы на основании спектра флотиремости, конфигурации схемы и сепарационных характеристик операций.

В ряде случаев абстрактность данного подхода, отсутствие связи флотиремости отдельной фракции спектра с конкретными видами минеральных частиц, является его ограничением.

В частности, информация о составе фракции флотиремости из различных видов минеральных частиц может быть полезной для оптимизации схемы или совершенствования реагентного режима с целенаправленным воздействием на отдельные виды минеральных частиц, чтобы перераспределить разделяемые минералы в разные фракции флотиремости.

Сущность предложенной методики, развивающей подход О.Н. Тихонова, можно представить в виде следующего обобщенного алгоритма.

1) Экспериментально-расчетным путем, как показано выше, определяются кинетики флотации для всех сортов частиц для каждого реагентного режима, то есть для каждого цикла схемы флотации.

2) По данным кинетик флотации сортов частиц рассчитываются спектры флотиремости сортов. При этом содержания минералов в сорте, рассчитанные для питания, далее считаются неизменными в ходе флотации сорта.

3) Извлечения каждого отдельного сорта в промежуточные и конечные продукты схемы цикла флотации определяются так же, как принято в подходе О.Н. Тихонова, но интегральные показатели по продуктам рассчитываются как суммарные по всем сортам частиц.

Фактически то, что в изложенной выше концепции называется *видом* – это фракция флотиремости из спектра сорта частиц. То есть вид – часть материала, относящегося к одному сорту, имеющая определенную скорость флотации. Весь сорт в общем случае состоит из 11 фракций, флотирующихся с разной скоростью, т.е. из 11 видов частиц.

Таким образом, в балансовом расчете, согласно концепции, участвуют в каждом цикле 1188 видов частиц. Для каждого из видов известны из расчета спектра флотиремости и содержание минералов в сорте массы входящих в него четырех минералов.

Потоки видов исходного питания $q_{k_0}^i$ - это массы фракций флотиремости сортов частиц, рассчитанные по способу, приведенному в главе 4.

Сепарационная характеристика операции в этом случае имеет вид

$$e_k^i = 1 - \exp(-K_i t_k)$$

где K_i – интенсивность (константа скорости) флотации i –ого вида частиц (данной фракции) флотируемости данного сорта материала в питании операции (мин-1); t_i – время флотации в той операции флотации, из которой выходит k -ый продукт, являющийся концентратом операции.

Если k -ый продукт, является хвостами операции, то

$$e_k^i = \exp(-K_i t_k)$$

Прогнозирование показателей обогащения упорной свинцово-цинковой руды

Для исследуемой свинцово-цинковой руды моделировалась схема прямой селективной флотации. Изученная схема в наиболее общем виде приведена на рисунке 5.3.

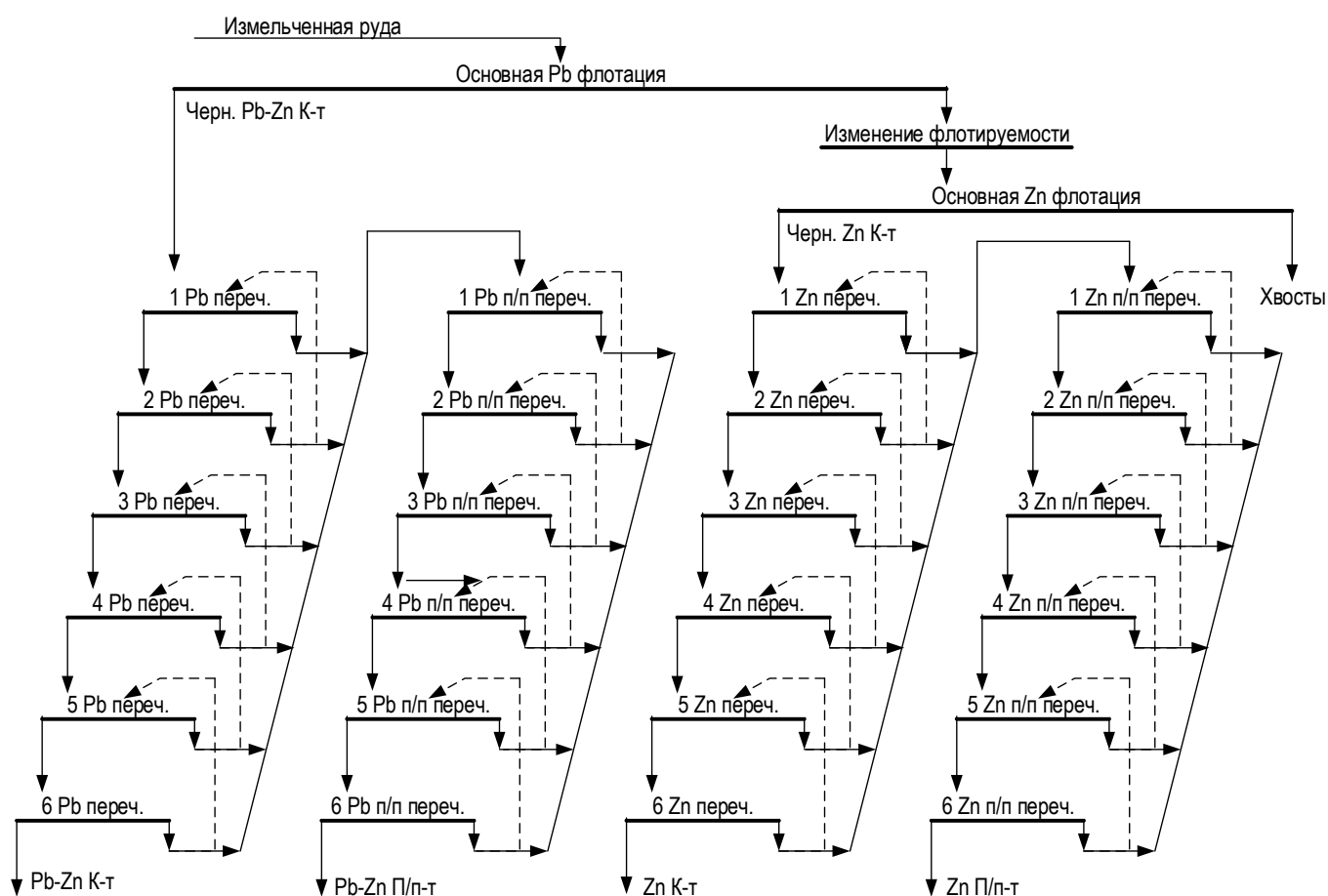


Рисунок 5.3 Схема, принятая при прогнозном расчете показателей флотации

Иллюстрацией предложенной в работе методики прогноза показателей обогащения может служить прогнозное моделирование технологических показателей при различных конфигурациях схем циклов свинцовой и цинковой флотации была принята схема, отвечающая современной тенденции проводить операции основных флотаций в открытом цикле с целью стабилизации их режима.

Доводка черновых концентратов осуществляется последовательными переключками. Рассчитывались схемы, содержащие от одной до шести переключений в каждом цикле.

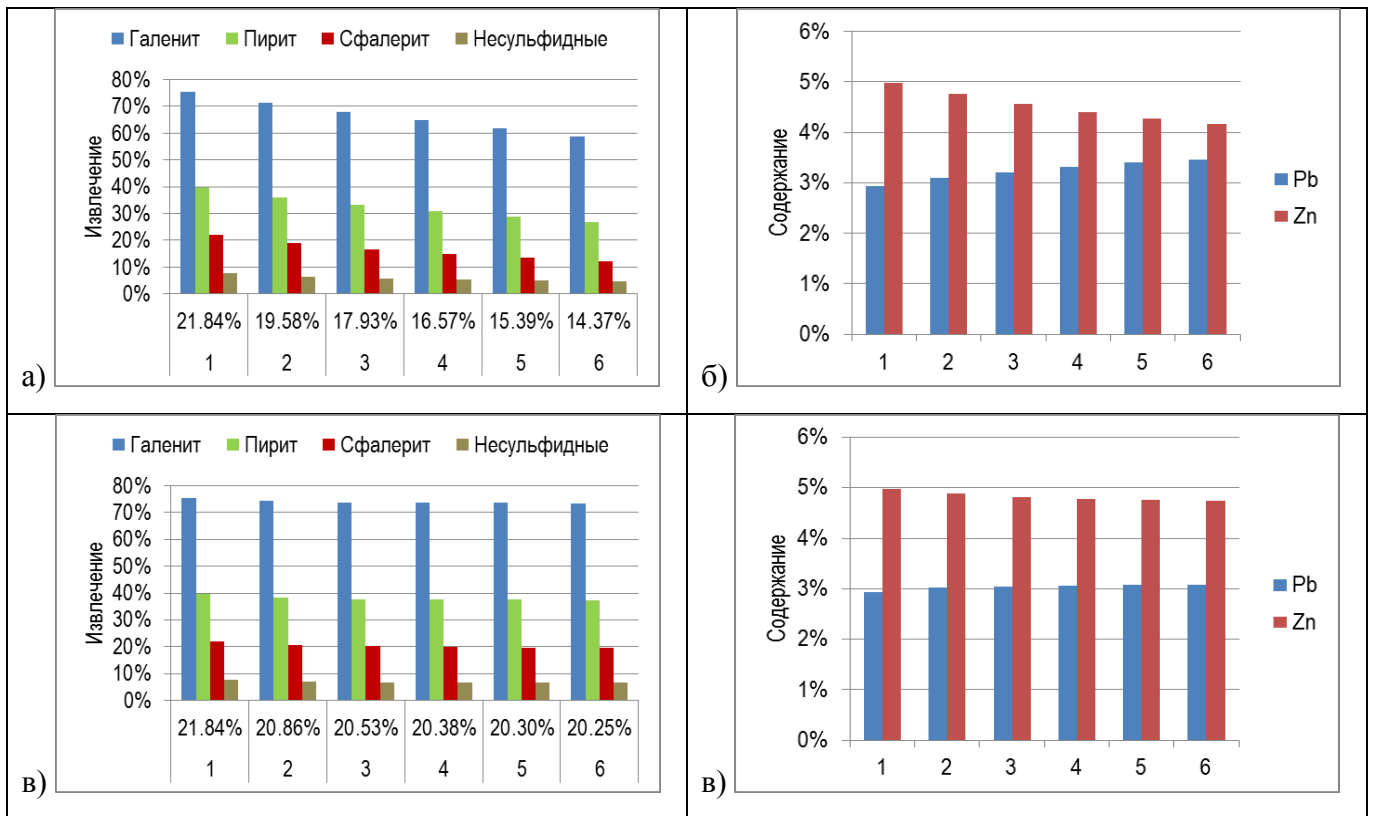


Рисунок 5.4 - Результаты моделирования показателей для концентрата свинцового цикла. Разомкнутая схема (а, б); замкнутая схема (в, г)

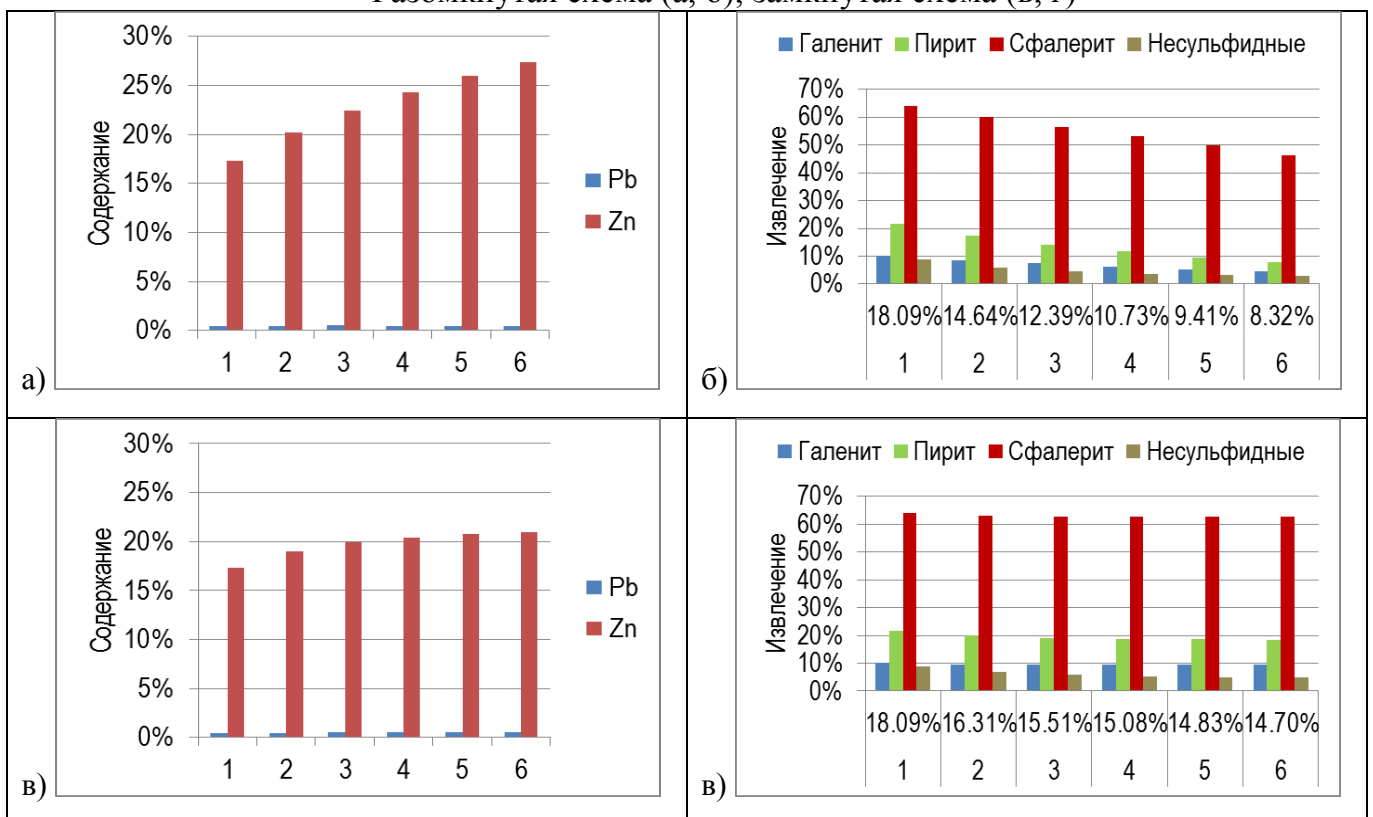


Рисунок 5.5 - Результаты моделирования показателей для концентрата цинкового цикла. Разомкнутая схема (а, б); замкнутая схема (в, г)

Рассматривалось два варианта – со присоединением камерных продуктов всех перечисток, начиная со второй, к камерному продукту первой перечистки, либо с возвратом камерных продуктов в голову предыдущей перечистки.

Камерный продукт первой перечистки направлялся в последовательность промпродуктовых перечисток. Рассчитывались варианты схем от одной до шести промпродуктовых перечисток (их количество было одинаковым с количеством главных перечисток), также с объединением камерных продуктов и с возвратом камерных продуктов в предыдущую операцию.

Такая схема была выбрана как следствие наличия сортов частиц с быстрофлотируемым пиритом. Это обстоятельство особенно существенно для цинкового цикла, так как цинк – основной ценный компонент. Ставилась задача вывести в кондиционный продукт хотя бы часть сфалерита.

Результаты прогнозных расчетов (рисунки 5.4 и 5.5) показали практическую невозможность получения кондиционного свинцового концентрата из изученной пробы руды.

Как для свинцового, так и для цинкового циклов, замкнутая схема не приводит к повышению качества концентратов.

Для цинкового цикла при применении разомкнутой схемы заметно, что каждая перечистка приносит некоторое повышение качества концентрата, т.е. перечищаемость удовлетворительная.

Однако следует отметить, что реагентный режим, примененный в циклах свинцовой и цинковой флотации, недостаточно эффективен.

Поэтому моделирование не показывает требуемого качества цинкового концентрата.

Главной причиной, как было показано в предыдущем разделе, явилось наличие сортов частиц с флотоактивным раскрытым пиритом, что требует более жесткой депрессии пирита.

Кроме того, как было показано, некоторую отрицательную роль играют сростки пирита, прежде всего со сфалеритом.

Это делает целесообразным доизмельчение черновых концентратов. Учитывая полученные данные о высокой флотируемости тонких фракций, можно не опасаться потерь с ними ценных минералов.

5.2. Экспериментальная проверка схемы флотационного передела комбинированной технологии

На основании результатов прогнозных модельных расчетов для переработки данной свинцово-цинковой руды была предложена схема комбинированной технологии (рисунок 5.6).

Во флотационной части технологии предполагается получать кондиционный цинковый концентрат при неполном извлечении в него цинка.

Общее извлечение металлов – и свинца, и оставшейся части цинка обеспечивается тем, что объединенный промпродукт флотационной части направляется на гидromеталлургический передел

по технологии окислительного выщелачивания с получением в итоге электролизного цинка и карбоната свинца.



Рисунок 5.6 – Предлагаемая комбинированная технология переработки упорной свинцово-цинковой руды с высоким содержанием флотактивного пирита

Существующая практика организации перечистных операций при флотации свинцово-цинковых руд не предполагает дополнительной подачи значительных расходов депрессоров. Но, исходя установленных выше причин загрязнения цинкового концентрата пиритом, а также моделирования схем с перечистками, в работе проведены схемные опыты с доизмельчением черновых свинцового и цинкового концентратов с известью, и с подачей извести во все перечистки, при этом в цинковые перечистки – до 2 кг/т руды, в свинцовые – до 0,5 кг/т руды. В остальном реагентный режим оставался прежним.

Это позволило существенно снизить выход свинцово-цинкового промпродукта, а также получить кондиционный цинковый концентрат с содержанием цинка 53 % и извлечением 52 %. Общий баланс опыта приведен на слайде.

В таблице 5.2 приведен полный баланс проверочного опыта флотационной части предложенной комбинированной технологии.

Таблица 5.2 - Баланс продуктов схемного опыта флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды. Цикл основной флотации

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Руда	100.00%	1.10%	5.94%	100.00%	100.00%
Pb-Zn флотация					
Концентрат	26.56%	2.77%	6.29%	66.97%	28.14%
Хвосты	73.44%	0.49%	5.81%	33.03%	71.86%
Питание	100.00%	1.10%	5.94%	100.00%	100.00%
Zn флотация					
Концентрат	21.64%	1.19%	18.36%	23.34%	66.88%
Хвосты	51.80%	0.21%	0.57%	9.69%	4.98%
Питание	73.44%	0.49%	5.81%	33.03%	71.86%

Таблица 5.3 - Баланс продуктов схемного опыта флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды. Цикл свинцовых перечисток

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		Pb	Zn	Pb	Zn
1 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	10.18%	5.53%	6.56%	51.16%	11.24%
Хвосты	16.38%	1.06%	6.13%	15.81%	16.90%
Питание	26.56%	2.77%	6.29%	66.97%	28.14%
2 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	6.89%	7.38%	6.53%	46.19%	7.58%
Хвосты	3.29%	1.66%	6.61%	4.97%	3.66%
Питание	10.18%	5.53%	6.56%	51.16%	11.24%
3 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	5.47%	8.75%	6.51%	43.53%	6.00%
Хвосты	1.42%	2.06%	6.61%	2.65%	1.58%
Питание	6.89%	7.38%	6.53%	46.19%	7.58%
4 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	4.64%	9.91%	6.53%	41.76%	5.09%
Хвосты	0.84%	2.33%	6.45%	1.77%	0.91%
Питание	5.47%	8.75%	6.51%	43.53%	6.00%
5 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	4.28%	10.49%	6.56%	40.86%	4.73%
Хвосты	0.35%	2.81%	6.11%	0.90%	0.36%
Питание	4.64%	9.91%	6.53%	41.76%	5.09%
6 Pb-Zn перечистка					
Концентрат	3.90%	11.21%	6.61%	39.77%	4.34%
Хвосты	0.38%	3.16%	6.02%	1.10%	0.39%
Питание	4.28%	10.49%	6.56%	40.86%	4.73%

Таблица 5.4 - Баланс продуктов схемного опыта флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды. Цикл свинцовых промпродуктовых перечисток

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		Pb	Zn	Pb	Zn
1 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	5.25%	1.64%	19.63%	7.82%	17.35%
Хвосты	17.41%	1.22%	2.20%	19.38%	6.45%
Питание	22.66%	1.32%	6.24%	27.20%	23.79%
2 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	3.33%	1.71%	27.01%	5.18%	15.13%
Хвосты	1.92%	1.51%	6.85%	2.64%	2.21%
Питание	5.25%	1.64%	19.63%	7.82%	17.35%
3 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	2.70%	1.73%	31.46%	4.26%	14.31%
Хвосты	0.63%	1.62%	7.78%	0.92%	0.82%
Питание	3.33%	1.71%	27.01%	5.18%	15.13%
4 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	2.44%	1.75%	33.65%	3.90%	13.84%
Хвосты	0.26%	1.54%	10.74%	0.36%	0.47%
Питание	2.70%	1.73%	31.46%	4.26%	14.31%
5 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	2.26%	1.77%	35.24%	3.63%	13.41%
Хвосты	0.18%	1.61%	14.09%	0.27%	0.44%
Питание	2.44%	1.75%	33.65%	3.90%	13.84%
6 п/п Pb-Zn перечистка					
Концентрат	2.16%	1.78%	36.14%	3.49%	13.16%
Хвосты	0.10%	1.55%	15.03%	0.14%	0.24%
Питание	2.26%	1.77%	35.24%	3.63%	13.41%

Таблица 5.5 - Баланс продуктов схемного опыта флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды. Цикл цинковых перечисток

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		Pb	Zn	Pb	Zn
1 Zn перечистка					
Концентрат	12.01%	1.39%	30.62%	15.22%	61.89%
Хвосты	9.63%	0.93%	3.08%	8.12%	4.99%
Питание	21.64%	1.19%	18.36%	23.34%	66.88%
2 Zn перечистка					
Концентрат	8.98%	1.47%	39.22%	12.01%	59.28%
Хвосты	3.03%	1.16%	5.13%	3.21%	2.62%
Питание	12.01%	1.39%	30.62%	15.22%	61.89%
3 Zn перечистка					
Концентрат	7.68%	1.52%	44.40%	10.60%	57.43%
Хвосты	1.29%	1.20%	8.48%	1.41%	1.85%
Питание	8.98%	1.47%	39.22%	12.01%	59.28%
4 Zn перечистка					
Концентрат	6.82%	1.53%	48.33%	9.48%	55.49%
Хвосты	0.86%	1.44%	13.32%	1.13%	1.94%
Питание	7.68%	1.52%	44.40%	10.60%	57.43%
5 Zn перечистка					
Концентрат	6.26%	1.53%	51.17%	8.70%	53.89%
Хвосты	0.56%	1.50%	16.90%	0.77%	1.61%
Питание	6.82%	1.53%	48.33%	9.48%	55.49%
6 Zn перечистка					
Концентрат	5.83%	1.52%	53.31%	8.04%	52.36%
Хвосты	0.42%	1.73%	21.51%	0.66%	1.52%
Питание	6.26%	1.53%	51.17%	8.70%	53.89%

Таблица 5.6 - Баланс продуктов схемного опыта флотационного передела комбинированной технологии переработки упорной свинцово-цинковой руды. Цикл цинковых промпродуктовых перечисток

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		Pb	Zn	Pb	Zn
1 п/п Zn перечистка					
Концентрат	5.36%	2.91%	15.53%	14.21%	14.02%
Хвосты	10.44%	0.11%	0.28%	1.08%	0.50%
Питание	15.81%	1.06%	5.46%	15.30%	14.52%
2 п/п Zn перечистка					
Концентрат	3.13%	3.46%	23.61%	9.85%	12.44%
Хвосты	2.23%	2.15%	4.20%	4.36%	1.58%
Питание	5.36%	2.91%	15.53%	14.21%	14.02%
3 п/п Zn перечистка					
Концентрат	2.09%	3.66%	31.70%	6.95%	11.15%
Хвосты	1.04%	3.07%	7.38%	2.91%	1.29%
Питание	3.13%	3.46%	23.61%	9.85%	12.44%
4 п/п Zn перечистка					
Концентрат	1.78%	3.62%	34.93%	5.86%	10.47%
Хвосты	0.31%	3.86%	13.02%	1.08%	0.68%
Питание	2.09%	3.66%	31.70%	6.95%	11.15%
5 п/п Zn перечистка					
Концентрат	1.53%	3.58%	37.13%	4.97%	9.54%
Хвосты	0.25%	3.87%	21.79%	0.90%	0.93%
Питание	1.78%	3.62%	34.93%	5.86%	10.47%
6 п/п Zn перечистка					
Концентрат	1.04%	3.56%	41.25%	3.37%	7.24%
Хвосты	0.48%	3.63%	28.23%	1.60%	2.30%
Питание	1.53%	3.58%	37.13%	4.97%	9.54%

При проведении гидрометаллургических исследований выщелачивания свинцово-цинкового промпродукта режимы были приняты по литературным данным.

Опыты по окислительному выщелачиванию цинка и окислению галенита, а также по растворению сульфата свинца хролочно-кислотным методом проведены в МИСиС в.н.с., к.т.н. Журавлевым В.И.

Достигнуто извлечение в раствор из выщелачиваемого продукта: цинка 89,7 %, свинца 93,6 %. Так как дальнейшие технологии жидкостной экстракции органическим экстрагентом цинка из раствора и его электроэкстракции, а также осаждение свинца из раствора в виде карбоната свинца и переработка карбоната свинца на металлический свинец известны и освоены в промышленном

масштабе, то вышеуказанные результаты по извлечению в раствор можно считать доказательством работоспособности предложенной комбинированной технологии.

Суммарное извлечение металлов при комбинированной технологии ожидается для свинца 43 %, цинка – 74 %. Общий баланс металлов приведен в таблице 5.7.

Достигнуть данных показателей, применяя традиционную флотационную схему, невозможно.

Таблица 5.7 Баланс металлов экспериментальной проверки комбинированной технологии

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Концентрат Pb-Zn	3.90	11.21	6.61	39.77	4.34
Промпродукт Pb-Zn	2.16	1.78	36.14	3.49	13.16
Промпродукт Zn	1.04	3.56	41.25	3.37	7.24
Общий промпродукт	7.10	7.22	20.67	46.63	24.74
Концентрат Zn	5.83	1.52	53.31	8.04	52.36
Хвосты общие	87.07	0.57	1.57	45.33	22.90
Руда	100.00	1.10	5.94	100.00	100.00
Извлечение при выщелачивании в раствор из общего промпродукта операционное				93.6	89.7
Извлечение при выщелачивании в раствор от руды				43.6	22.2
Общее извлечение металлов				43.6	74.6

5.3. Выводы по главе 5

1) Предложен метод расчета схем флотации, основанный на полираспределенном представлении флотируемого материала - по сортам частиц, различающихся крупностью и минеральным составом поверхности, а также, в каждом цикле флотации - распределениями по флотируемости, что дает возможность прогнозировать тенденции изменения технологических показателей при разных схемных решениях циклов флотации и оценивать вклад в эти изменения различных форм присутствия минералов, а также при изменении состава питания флотации.

2) Прогнозным расчетом по предложенному методу, для весьма труднообогатимой свинцово-цинковой руды, содержащей значительное количество флотоактивного пирита, показано преимущество открытого цикла флотации перед замкнутым для получения более качественного цинкового концентрата и уменьшения выхода свинцово-цинкового продукта, направляемого на гидрометаллургический передел.

3) Для упорной свинцово-цинковой тонковкрапленной руды предложена и экспериментально в лабораторном масштабе проверена, в основной части, комбинированная технология, включающая флотационный передел с получением качественного цинкового концентрата с извлечением около 50 % и промпродукта, направляемого на гидрометаллургический передел. Прогнозное общее извлечение свинца и цинка...

ОБЩИЕ ВЫВОДЫ

4) Разработан способ расчета предельных показателей обогащения, определяемых раскрытием минералов, основанный на данных о минералогических характеристиках частиц измельченного исходного материала, предполагающий, что для каждой частицы расчетно осуществляется выбор одного из нескольких конечных продуктов, куда следует поместить частицу, в соответствии с ее минеральным составом.

5) Установлено, что недостаточно полное раскрытие галенита и сфалерита не может являться главной причиной неудовлетворительных технологических показателей обогащения изучаемой пробы свинцово-цинковой руды. Несмотря на тонкую вкрапленность и неполное раскрытие ценных минералов, теоретически имеется возможность получения концентратов свинцового с содержанием свинца 50 % при извлечении 76 %, и цинкового с содержанием цинка 50 % при извлечении 88 %.

6) Представление материала как совокупности сортов частиц, позволяет использовать данные о минеральном составе частиц, получаемые с помощью системы автоматизированной минералогии (MLA) не только для характеристики отдельных продуктов, но и для количественной характеристики показателей работы обогатительной операции (схемы обогащения).

7) Разработан способ оценки результатов обогащения руды, основанный на представлении каждого из продуктов в виде совокупности сортов, отличающихся друг от друга крупностью частиц и долями поверхности частиц, представленными разными минералами, включающий расчет балансов по сортам частиц и установление сортов, в наибольшей степени ответственных за снижение качества концентратов и/или потери ценных компонентов.

8) Установлено, что наибольший вклад в загрязнение черновых концентратов вносят частицы, имеющие мономинеральную пиритную поверхность, особенно частицы менее 10 мкм. В цинковый черновой концентрат они приносят 52,8 % от общего количества пирита в концентрате, при этом индивидуальное извлечение указанных сортов от операции цинковой флотации среднее (45-55 %).

9) Разработан способ оценки поведения различных видов минеральных частиц в процессе флотации, включающий анализ продуктов кинетического флотационного опыта средствами автоматизированной минералогии, определение кривых кинетики флотации сортов частиц, и расчет спектров флотируемости сортов.

10) Из экспериментальных данных кинетики флотации пробы свинцово-цинковой руды, с использованием разработанного способа представления продуктов кинетики флотации в виде совокупности сортов частиц, установлены кинетики флотации отдельных сортов при флотации всего материала пробы. В частности, прямым методом установлены: высокая скорость флотации

раскрытых галенита, сфалерита и пирита в классах крупности менее 10 мкм; закономерное снижение скорости флотации двойных сростков при увеличении доли поверхности, занятой менее флотируемым минералом, особенно более 70 % поверхности, а также наибольшая скорость флотации минеральных сортов класса -20+10 мкм по сравнению с теми же минеральными сортами других классов крупности.

11) Разработанные экспериментально-расчетные способы, с использованием возможностей систем автоматизированной минералогии (MLA) по получению первичной информации, позволяют оценить обогатимость полиметаллической руды флотацией с количественной характеристикой связи показателей работы операции (схемы) с конкретными минеральными видами частиц и обеспечивают новый уровень детальности исследования флотации.

12) Разработана методика прогноза показателей обогащения при использовании различных схемных решений внутри циклов флотации, являющаяся развитием подхода О.Н. Тихонова с учетом спектров флотируемости сортов, что позволяет определять для каждого продукта его состав по сортам частиц, а также интегральные минеральный и элементный составы.

13) Предложена комбинированная технология переработки упорной свинцово-цинковой руды, заключающаяся в сочетании открытой прямой селективной флотации с добавлением реагента-депрессора пирита в перечистные операции с получением кондиционного цинкового концентрата и гидрометаллургической переработки свинцово-цинкового промпродукта. Это дало возможность получить 53 % -ный цинковый концентрат при его извлечении 52 %, и извлечь в продуктивный раствор свинца 43,6 % и цинка 22,2 %, суммарное извлечение цинка составило 74,6 %.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горно-металлургической индустрии России // Горный журнал, № 2, 2-9 2007.
- 2 Загайнов В.Г., Еремин Ю.П. Стратегия рационального недропользования и воспроизводства минеральных ресурсов // Горный журнал Казахстана, № 1, 2009. С. 2-6.
- 3 Чантурия В.А. Инновационные процессы в технологиях переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Сборник научных трудов «Неделя горняка - 2009». М. 2009. С. 433-445.
- 4 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 1, 2. 2007: Руда и металлы. 880 с.
- 5 Iwasaki I. Mineral Dressing and Chemical Metallurgy Combine to Process Difficult-to-Treat Ores // Engineering Mining Journal, February 1976. pp. 108-110.
- 7 Манцевич М.И., Малинский Р.А., Лапшина Г.А., Херсонский М.И., Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Комбинированные технологии переработки руд цветных металлов // ГИАБ, Т. 5, № 12, 2009. С. 529-538.
- 8 Черняк А.С. Химическое обогащение руд. М.: Недра, 1987. 196 с.
- 9 Кочин В.А., Набойченко С.С., Лебедь А.Б., Мальцев Г.И. Автоклавно-флотационная схема переработки Cu – Pb – Zn-концентратов // Современные проблемы науки и образования. Пенза: Издательский Дом "Академия Естествознания", № 2, 2013. С. 196-201.
- 10 Набойченко С.С. Автоклавная гидрометаллургия в процессах производства тяжелых цветных металлов. Екатеринбург: ГОУ УГТУ–УПИ, 2002. 940 с.
- 11 Iwasaki I., Prasad M.S. Processing techniques for difficult-to-treat ores by combining chemical metallurgy and mineral processing // Mineral processing and extractive metallurgy review, Vol. 4, 1989. pp. 241-276.
- 11 The geometallurgical framework. Malmberget and Mikheevskoye case studies / V. Lishchuk, P.-H. Koch, C. Lund, P. Lamberg // Mining Science. 2015. Vol. 22. P. 57–66
- 12 Mining annual review // Mining journal. June 1987.
- 13 Изойтко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. СПб: Наука, 1997. 532 с.
- 14 Арбатов А., Астахов А.С., Лаверов Н.П., Толкачев М.В. Нетрадиционные ресурсы минерального сырья. М.: Недра. 254 с.
- 15 Загайнов В.Г., Шаутонов М.Р. Различия и общее в толковании «химическое обогащение» и «гидрометаллургия» на современном этапе развития горно-металлургической отрасли // Вестник КазНТУ им. К.И. Сатпаева. 2010. № 4. С. 23-27.
- 16 Правила охраны недр. ПБ 07-601-03. Утв. пост. Госгортехнадзора России от 06.06.03 № 71 // Госгортехнадзор России. Серия 07. Нормативные документы по вопросам охраны недр и геолого-маркшейдерского контроля. 2003. № 11.
- 17 Правила охраны недр при переработке минерального сырья. ПБ 07-600-03. Утв. пост. Госгортехнадзора России от 06.06.03 № 70 // Госгортехнадзор России. Серия 07. Нормативные документы по вопросам охраны недр и геолого-маркшейдерского контроля. 2003. № 12.
- 18 ФГУ ГКЗ. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Свинцовые и

- цинковые руды. Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. М.: ФГУ ГКЗ, 2007. 39 с.
- 19 Бочаров В.А., Рыскин М.Я. Технология кондиционирования и селективной флотации руд цветных металлов. М.: Недра, 1993. 288 с.
- 20 Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. М.: Недра, 1986. 304 с.
- 21 Гидрометаллургия в процессах производства тяжелых цветных металлов // ЦНИИЭИЦМ. Обзорная информация. 1988. № 3.
- 22 Митрофанов С.И., Мещанинова В.И., Курочкина А.В. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1984. 216 с.
- 23 Горячкин В.И., Серова Н.В., Сидоренко Г.Г. // В кн.: Комбинированные методы переработки руд. М.: ИПКОН АН СССР, 1988. С. 69-74.
- 25 Абрамов А.А. Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. М.: Недра, 1978. 280 с.
- 26 Бессер А.Д. Некоторые аспекты состояния и перспективы развития производства свинца в РФ // Цветные металлы, № 1, 2008. С. 24-28.
- 27 Olubambi P.A., Ndlovu S., Potgieter J.H., and Borode J. Influence of applied mineralogy in developing an optimal hydrometallurgical processing route for complex ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2005. Vol. 27. No. 2. pp. 143-158.
- 29 Enderle U., Woodall P., Duffy M., and Johnson N.W. Stirred Mill Technology for Regrinding McArthur River and Mount Isa Zinc/Lead Ores // XX International Mineral Processing Congress, Aachen, Germany, September 21-26 1997. Aachen. Vol. 2. pp. 71-78.
- 30 Околович А.М., Макиенко И.И. Обогащение бедных руд. М.: Наука, 1973. М.: Наука, 1973.
- 32 Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие в 2 кн. Т.3. Книга 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. М.: Горная книга, 2005. 575 с.
- 34 Мирецкий А.В., Кондратьев Ю.И. Выщелачивание полиметаллических руд серноокислотно-хлоридными растворами // «Известия вузов. Цветная металлургия», № 4, 2006.
- 35 Шпаер В.М., Калашникова М.И. Автоклавное выщелачивание низкосортных цинковых концентратов // Цветные металлы, № 5, 2010. С. 23-27.
- 36 Гинтовт Д.В., Чинкин В.Б. Выщелачивание свинцового сульфидного концентрата серной кислотой при атмосферном давлении // Цветные металлы, № 12, 2008. С. 37-40.
- 38 Buckett G.A., Sinclair R.J. The BUKA zinc process: A 21st century standard // Zinc and Lead Processing: The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum. 1998. pp. 579-596.
- 39 Frias C., Frades M., Pecharroman E., and Diaz G. Improving polymetallic ores beneficiation by means of the PRIMALEAD process // Hydrometallurgy. 6th International Symposium. 2008.
- 40 Hourn M et al., Atmospheric mineral leaching process, Pat. WO 96/29439, September 26, 1996.
- 41 Udaya Bhaskar K., Ravi Raju M., Kosala Rao K., and Banerjee P. Characterization Studies on Lead-Zinc Tailings from Rampura—Agucha Mines // Proceedings of the International Seminar on Mineral Processing Technology. Chennai, India. 2006. pp. 112-118.

- 42 Купеева Р.Д. Состояние и перспективы переработки свинцово-цинковых руд // ГИАБ, № 12, 2009. С. 456-460.
- 43 Shu-Juan D., Lian-Tao Y., and Zhi-Gang H. Experiment study on recovering lead and zinc from a flotation tailings in inner mongolia by flotation // J. Chem. Pharm. Res., No. 6, 2014. pp. 317-323.
- 44 Güven O., Fırat G.B., and Önal B.G. Evaluation of lead zinc ore tailings by flotation // International Mineral Processing Symposium 2010. Nevşehir. 2010. Vol. 1. pp. 57-31.
- 45 Chieng P. Recovery of silver from lead/zinc flotation tailings by thiosulfate leaching: MPhil Thesis. The University of Queensland, 2006. 250 pp.
- 46 Hossein A., Kashani N., and Rashchi F. Reagents in zinc recovery from Pb-flotation tailings of Dandy mineral processing plant // Journal of Faculty of Engineering: University of Tehran, Vol. 41, No. 8, March 2008. pp. 1103-1110.
- 47 Котляр Ю.А., Меретуков И.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов: Учебник, в 2-х кн. М.: МИСИС, 2005.
- 48 Минеев Г.Г., Панченко А.Ф. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии. М.: Metallurgy, 1994. 241 с.
- 50 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2-х томах. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. 775 с.
- 54 Бочаров В.А., Рыскин М.Я. Технология кондиционирования и селективной флотации руд цветных металлов. М.: Недра, 1993. 288 с.
- 55 Попов В.В. Минеральные ресурсы и экономика России на рубеже XX-XXI столетий. Проблемы и пути их решения. М.: ОИФЗ РАН, 2000. 47 с.
- 56 Бочаров В.А., Чантурия Е.Л., Игнаткина В.А. Обогащение сульфидно окисленных руд с фракционным выделением минералов цветных и благородных металлов // Обогащение руд, № 6, 2002. С. 8-11.
- 57 Prokin V.A., Buslaev F.P. Massive copper-zinc sulphide deposits in the Urals // Ore Geol. Revi., No. 14, 1999. pp. 1-69.
- 58 Использование технологии бактериального выщелачивания при обогащении сложных медно-цинковых руд / Панин В.В. и др. // Цветные металлы, № 5, 1999. С. 9-11.
- 59 Применение бактериального раствора цинкового купороса при флотации медно-цинковых руд / Панин В.В. и др. // Изв. вузов. Цветная металлургия, № 5, 1998. С. 3-6.
- 60 Wenjuan L et al., Pat. CN 103894281 (A), Jul 02, 2012.
- 61 Filippou D. Innovate hydrometallurgical processes for the primary processing of zinc // Mineral processing and extractive metallurgy review, Vol. 25, No. 3, 2010. pp. 205-252.
- 62 Limpo J.L., Figueiredo J.M., Amer S., and Luis A. The CENIM-LNETI process: A new process for the hydrometallurgical treatment of complex sulphides in ammonium chloride solutions» // Hydrometallurgy, Vol. 28, 1992. pp. 149-161.
- 63 O'Brien RN and Peters E, Preferential hydrometallurgical conversion of zinc sulfide to sulfate from zinc sulfide containing ores and concentrates, Pat. 5.711.922, January 27, 1998.
- 64 O'Brien RN, Hydrometallurgical recovery of copper and zinc from complex sulfide ores, Pat.5.484.579, September 19, 1996.
- 65 Palencia I., Carranza F., and Garcia M.J. Leaching of a copper-zinc bulk sulphide concentrate using an aqueous ferric sulphate dilute solution in a semicontinuous system: Kinetics of dissolution of zinc // Hydrometallurgy, Vol. 23, 2005. pp. 191-202.

- 66 Вайсберг Л.А., Круппа П.И., Баранов В.Ф. Основные тенденции развития процессов дезинтеграции руд в XXI веке // Обогащение руд, № 3, 2002. С. 3-10.
- 67 Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Лунин В.Д. Нетрадиционные методы дезинтеграции и вскрытия упорных золотосодержащих продуктов: теория и технологические результаты // Горный журнал, № 4, 2005. С. 68-74.
- 68 Бочаров В.А., Игнаткина В.А., and Чантурия Е.Л. Основные направления решения проблем комплексной переработки пиритных хвостов флотации медно-цинковых руд // Цветные металлы, No. 12, 2011. pp. 20-26.
- 69 Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л., Хачатрян Л.С. Комплексная переработка пиритсодержащих хвостов флотации колчеданных медно-цинковых руд // Горный журнал, № 12, 2013. С. 68-71.
- 70 Васильев Е.А., Рудой Г.Н., Савин А.Г. Перспективы переработки лежалых хвостов обогащения ОАО «Гайский ГОК» // Цветные металлы, № 10, 2014. С. 25-28.
- 71 Богданович А.В., Васильев А.М., Шнеерсон Я.М., Плешков М.А. Извлечение золота из лежалых хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд // Обогащение руд, № 5, 2013. С. 38-45.
- 72 Игнаткина В.А. Выбор селективных собирателей для флотации сульфидных минералов // Цветные металлы, № 6, 2009. С. 4-7.
- 73 Рябой В.И., Асончик К.М., Польшкин В.Н. Применение селективного собирателя при флотации медно-цинковых руд // Обогащение руд, № 3, 2008. С. 20-22.
- 74 Рябой В.И., Шендерович В.А., Крепетов В.П. Применение аэрофлотов при флотации руд // Обогащение руд, № 6, 2005. С. 43-44.
- 77 Рябой В.И. Проблемы использования и разработки новых флотореагентов в России // Цветные металлы, № 3, 2011. С. 7-14.
- 78 Херсонский М.И., Десятов А.М., Дэлгер Р. Разработка эффективных реагентных режимов флотации медно-молибденовых пиритсодержащих руд с применением композиции различных собирателей // В кн.: Сборник научных трудов ФГУП «Институт «Гинцветмет». М.: Бином, 2008.
- 79 Li S et al., Pat. CN 102527498 (A), Jul 04, 2012.
- 80 Манцевич М.И. Основные пути совершенствования флотации руд цветных металлов // В кн.: Сборник научных трудов института "Гинцветмет". М. 2002. С. 126-134.
- 81 Неваева Л.М. Реагентные режимы флотации медных, медно-молибденовых и медно-цинковых руд за рубежом // Цветные металлы, № 3, 1982. С. 112-116.
- 82 Глембоцкий А.В., Лившиц А.К., Сологуб Д.В. Изучение некоторых особенностей взаимодействия диалкилтиокарбаматов с сульфидными минералами // Цветная металлургия, № 1, 1971. С. 12-14.
- 83 Глембоцкий А.В., Бехтле Г.А., Недосекина Т.В. Тионокарбаматы – эффективные реагенты при флотации медномолибденовых руд // В кн.: Разработка и использование эффективных флотореагентов и реагентных режимов при обогащении руд цветных металлов.- М.: М.: ЦНИИЦветмет экономики и информации, 1984. С. 11-18.
- 84 Черных Ю.И., Соложенкин П.М., Зинченко З.А. Интенсификация флотации серебросодержащих руд // В кн.: Научные основы построения оптимальных схем обогащения минерального сырья. М.: Наука, 1990. С. 141.

- 89 Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е., Шрадер Э.А., и др. Прогрессивные (экологически значимые) технологии переработки медно-цинкового минерального сырья техногенных месторождений проблемы и решения // Инженерная экология, № 5, 2004. С. 3-11.
- 91 Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Пунцукова Б.Т. Исследования применения ионогенных и неионогенных собирателей для повышения селективности флотации сульфидных руд // ГИАБ, № 12, 2009. С. 456-471.
- 92 Бочаров В.А. и др., Способ флотации колчеданных пирротино-пиритных руд цветных и благородных металлов, RU 2499633, Jul 06, 2012.
- 93 Чантурия В.А., Иванова Т.А., Чантурия Е.Л., Зимбовский И.Г. О механизме селективного действия 1-фенил-2,3-диметил-аминопиразолона-5 в процессе флотационного разделения сфалерита и пирита // Цветные металлы, № 1, 2013. С. 25-30.
- 94 Бочаров В.А. и др., Способ обогащения техногенного минерального сырья цветных металлов, RU 2480290, Feb 10, 2012.
- 96 Young M.F., Pease J.D., Johnson N.W., Munro P.D. Developments in Milling Practice at the Lead/Zinc Concentrator of Mount Isa Mines Limited from 1990 // AusIMM Sixth Mill Operators Conference, 6-8 October 1997 Madang, Papua New Guinea, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1997, pp. 11-2
- 97 Чантурия В.А. Инновационные процессы в технологиях переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Сборник научных трудов «Неделя горняка - 2009». М. 2009. С. 433-44
- 98 Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики. М., Недра, 1984
- 99 Хан Г.А., Зарахани А.И., Плескова Н.И. О механизме депрессии сульфидных минералов известью // Минцветметзолото им. М.И. Калинина. Юбилейный сборник научных трудов 1930-1950 гг., вып. 20, М., Metallurgizdat, 1950, с. 65-7
- 100 Yuqiong Li, Jianhua Chen, Duan Kang, Jin Guo. Depression of pyrite in alkaline medium and its subsequent activation by copper // Mineral Engineering, vol. 26, 2012, pp. 64-6
- 101 Экман Р., Зильберинг Е., Вестман-Бринкмальм Э., Край А. Масс-спектрометрия: аппаратура, толкование и приложения. М., Техносфера, 2013. – 368
- 102 Ожогина Е.Г., Рогожин А.А. Прогнозная оценка качества минерального сырья методами прикладной минералогии // Прогнозная оценка технологических свойств полезных ископаемых методами прикладной минералогии. Сборник статей по материалам докладов VII Российского семинара по технологической минералогии Москва, 9–11 апреля 2012 г., Петрозаводск, 2013, с.46-49
- 106 Celik I.B. Mineralogical interpretation of the collector dosage change on the sphalerite flotation performance // Int. J. Miner. Process, vol. 70, 2003, pp. 205-21
- 108 Julie Hunt, Ron Berry, Dee Bradshaw. Characterising chalcopirite liberation and flotation potential: Examples from an IOCG deposit // Mineral Engineering, vol. 24, 2011, pp. 1271-127
- 109 Influence of applied mineralogy in developing an optimal hydrometallurgical processing route for complex sulphide ores // Mineral Processing & Extractive Metall. Rev., vol. 27, 2006, pp. 143-15
- 110 Ying Gu, Robert P. Schouwstra, Chris Rule. The value of automated mineralogy // Mineral Engineering, vol. 58, 2014, pp. 100-10
- 112 Keeney L., Walters S. G. A methodology for geometallurgical mapping and orebody modelling. // The First AusIMM International Geometallurgy Conference, September 5–7, 2011, Brisbane, Australia. P. 217–225

- 113 Lamberg P. Particles – the bridge between geology and metallurgy // Conference in Minerals Engineering 2011, Luleå, Sweden. P. 1–16.
- 114 Ламберг П., Лиипо Ю. Использование анализа изображения при моделировании флотации сульфидных медно-никелевых руд // Обогащение руд — Цветные металлы. 2001. Спецвыпуск. С. 44–47
- 115 Particle-based Sb distribution model for Cu–Pb flotation as part of geometallurgical modelling at the polymetallic Rockliden deposit, north-central Sweden / F. E. Minz, N. J. Bolin, P. Lamberg, C. Wanhainen, K. S. Bachmann, J. Gutzmer // Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Doi: 10.1080/03719553.2016.1224048
- 116 Lamberg P., Vianna S. M. S. A technique for tracking multiphase mineral particles in flotation circuits // Proceedings VII Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology, Ouro Preto, Brazil / Lima R. M. F., Ladeira A. C. Q., Da Silva C. A. (eds). Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto. P. 195–202
- 118 Измельчение. Энергетика и технология: учебное пособие для вузов / Г. Г. Пивняк, Л. А. Вайсберг, В. И. Кириченко, П. И. Пилов, В. В. Кириченко. М.: ИД «Руда и металлы», 2007. 296 с
- 119 Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения / Пер. с англ. М.: Недра, 1981. 393 с
- 120 Маляров П. В., Сысоев Н. И., Складов Е. В. Исследование закономерностей сегрегации мелющих тел в шаровых мельницах // Обогащение руд. 2012. № 3. С. 3-6
- 121 Simba K. P., Moys M. H. Effects of mixtures of grinding media of different shapes on milling kinetics // Minerals Engineering. 2014. Vol. 61. P. 40-46
- 122 DEM simulation of the flow of grinding media in IsaMill / R. Y. Yang, C. T. Jayasundara, A. B. Yu, D. Curry // Minerals Engineering. 2003. Vol. 19. P. 984–994
- 123 Paul W., Cleary A. Multiscale method for including fine particle effects in DEM models of grinding mills // Minerals Engineering. 2015. Vol. 84. P. 88–99
- 125 New evaluation method for the kinetic analysis of the grinding rate constant via the uniformity of particle size distribution during a grinding process / Heekyu Choi, Jehyun Lee, Hyunuk Hong, Jiho Gu, Jeongseok Lee, Hyeyoung Yoon, Junewoo Choi, Yeongil Jeong, Jungil Song, Myongho Kim, Bayanjargal Ochirkhuyag // Powder Technology. 2013. Vol. 247. P. 44–46
- 126 ФГУ ГКЗ. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды. Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. М.: ФГУ ГКЗ, 2007. 39 с.
- 126 Kinetics of dry grinding of industrial minerals: calcite and barite / E. Teke, M. Yekeler, U. Ulusoy, M. Canbazoglu // Int. J. Miner. Process. 2002. Vol. 67, Iss. 1-4. P. 29–42
- 127 Gupta V. K., Sharma S. Analysis of ball mill grinding operation using mill power specific kinetic parameters // Advanced Powder Technology. 2014. Vol. 25, Iss. 2. P. 625–634
- 128 Acar C., Hosten C. Grinding kinetics of steady-state feeds in locked-cycle dry ball milling // Powder Technology. 2013. Vol. 249. P. 274–281
- 129 Fengnian Shi, Weiguo Xie. Specific energy-based ball mill model: From batch grinding to continuous operation // Minerals Engineering. 2016. Vol. 86. P. 66–74
- 130 Méndez D. A., Gálvez D. E., Cisternas A. L. Modeling of grinding and classification circuits as applied to the design of flotation processes // Computers and Chemical Engineering. 2009. Vol. 33, Iss. 1. P. 97–111

- 131 Смольяков А. Р. Раскрытие минералов при измельчении руды // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2007. № 8. С. 224-234
- 132 Development of a multicomponent-multisize liberation model / J. A. Herbst, K. Rajamani, C. L. Lin, J. D. Miller // *Minerals Engineering*. 1988. Vol. 1, Iss. 2. P. 97-111
- 133 Мушкетов А. А. Определение показателей замкнутого цикла измельчения титаномагнетитовой руды с учетом закономерностей измельчения и разделения по крупности: дис. ... кандидата технических наук / Уральский государственный горный университет. Екатеринбург, 2015
- 134 Краснов Г. Д., Чихладзе В. В., Шехирев Д. В. К оценке селективности разрушения руд // Обогащение руд. 2011. № 4. С. 3-7
- 135 Алексеева Е.А. Получение малокремнистого алюминиевого сырья в процессе рудоподготовки низкокачественных бокситов // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, специальность 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых», Санкт-Петербург, 2015 г
- 136 Wei X., Gay S. Liberation modelling using a dispersion equation // *Minerals Engineering*. 1999. Vol. 12, Iss. 2. P. 219-227.
- 137 Bonifazi G., Massacci P. Ore liberation modelling by minerals topological evaluation // *Minerals Engineering*. 1995. Vol. 8, Iss. 6. P. 649-658
- 139 Devasahayam S. Predicting the liberation of sulfide minerals using the breakage distribution function // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. An International Journal*, 2015, Vol. 36, Iss. 2. P. 136
- 140 Imaizumi, T., and Inoue, T., 1963. Kinetic considerations of froth flotation, Proceedings of the 6th International Mineral Processing Congress, Cannes, 581-605
- 141 Hernainz F., Calero M. Froth flotation: kinetic models based on chemical analogy. *Chemical Engineering and Processing*, 2001, Vol. 40, p. 269–27
- 142 Vinnett L., Alvarez-Silva M., Jaques A., Hinojosa F., Yianatos J. Batch flotation kinetics: Fractional calculus approach. *Minerals Engineering*, 2015, Vol. 77 p. 167–17
- 143 Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. - М.: Недра, 1990, 363 с
- 144 Xiangning B., Guangyuan X., Yaoli P., Linhan G., Chao N. Kinetics of flotation. Order of process, rate constant distribution and ultimate recovery. *Physicochem. Probl. Miner. Process.*, 2017, Vol. 53(1), p, 342–36
- 145 Polat M., Chander S. First-order flotation kinetics models and methods for estimation of the true distribution of flotation rate constants. *Int. J. Miner. Process.*, 2000, Vol. 58, p. 145–16
- 145 Runge K.C., Franzidis J.P., Manlapig E.V. A study of the flotation characteristics of different mineralogical classes in different streams of an industrial circuit. Proceedings: XXII International Mineral Processing Congress, 29 September - 3 October 2003, Chief Editors: L. Lorenzen and D.J. Bradshaw, Cape Town, South Africa, 2003, p. 962-97
- 146 Duan J., Fornasiero D., Ralston J. Calculation of the flotation rate constant of chalcopyrite particles in an ore. *Int. J. Miner. Process.*, 2003, Vol. 72, p. 227 – 23
- 147 Newell R., Grano S. Hydrodynamics and scale up in Rushton turbine flotation cells: Part 2. Flotation scale-up for laboratory and pilot cells, *Int. J. Miner. Process.*, 2006, Vol. 81, p. 65–7
- 148 Тихонов О. Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. - М.: Недра, 1984, 208 с

- 151 Runge K.C., Franzidis J.P., Manlapig E.V. Structuring a flotation model for robust prediction of flotation circuit performance. Proceedings: XXII International Mineral Processing Congress, 29 September - 3 October 2003, Chief Editors: L. Lorenzen and D.J. Bradshaw, Cape Town, South Africa, 2003, p. 973-98
- 153 Андреев Е.Е., Львов В.В., Мезенин А.О. Прогнозирование показателей обогащения на фабрике комбината «Печенганикель» с использованием пакета программ UniFlot. Маркшейдерия и Недропользование, 2010, № 5, с. 55-6
- 153 Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. Исследование закономерности кинетики флотации неактивированного сфалерита композициями сульфгидрильных собирателей флотометрическим методом. Цветные металлы, 2015, № 2, с. 86-9
- 154 Lynch A.J. and Morrison R.D.. Simulation in mineral processing history, present status and possibilities. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. October–december 1999, p/ 283-288
- 155 Schwarz S., Richardson J. M., Modeling and simulation of mineral processing circuits using JKSimMet and JKSimFloat // SME Annual Meeting. 24 – 27 февраля, 2013
- 156 King R.P., Modeling and Simulation of Mineral Processing Systems Department of Metallurgical Engineering University of Utah, USA First published 2001, ISBN 0 7506 4884 8, Printed and bound in Great Britain
- 157 Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1978. 486
- 158 Тихонов О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1984. -208 с
- 161 Alexander, D.J., Runge, K.C., Franzidis, J.P. and Manlapig, E.V. 2000. The application of multi-component floatability models to full scale flotation circuits. In Proceedings of the AusIMM 7th Mill Operators Conference, Kalgoorlie, Australia, October. 167-178
- 162 Loveday B. K., Marchant G. R. Simulation of multicomponent flotation plants // Journal of the South African Institute of mining and metallurgy. June 1972. C.288-29
- 163 Preprints of the 18th IFAC World Congress Milano (Italy) August 28 - September 2, 2011. Operation of Rougher Flotation Circuits Aided by Industrial Simulator Luis Bergh, Juan Yianatos, and Cristián Carrasco, 9917-992
- 164 Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. Изд.2, перераб. и доп. 1990. 364 с.
- 165 Рубинштейн Ю.Б. , Филиппов Ю.А. Кинетика флотации. М.: Недра, Москва, 1980 г., 375 стр
- 169 Vinnett L., Alvarez-Silva M., Jaques A., Hinojosa F., Yianatos J. Batch flotation kinetics: Fractional calculus approach // Minerals Engineering. 2015. № 77. C.167-17
- 170 Bushel Ch. The PGM flotation predictor: Predicting PGM ore flotation performance using results from automated mineralogy systems. Minerals Engineering, October 2012, Vol. 36-38, p,75-80
- 171 Cveticanin L., Vucinic D., Lazic P., Kostovic M. Effect of Galena Grain Size on Flotation Kinetics. Journal of Mining Science, 2015, Vol.51, № 3, p. 591-59
- 172 Perez-Garibay R., Ramirez-Aguilera N., Bouchard J., Rubio J. Froth flotation of sphalerite: Collector concentration, gas dispersion and particle size effects. Mineral Engineering, 2014, 57, p.72-7

- 173 Itiokumbul M.T., de Aquino J.A., O'Connor C.T., Harris M.C. Fine pyrite flotation in an agitated column cell. *Int. J. Miner. Process.*, 2000, № 58, p. 167-17
- 174 Горячев Б.Е., Николаев А.А. Исследование кинетики флотации частиц, изготовленных из таблетированных твердых тел. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, 2011, № 1, с. 137-14