

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего  
образования

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»  
(НИТУ «МИСИС»)

*На правах рукописи*

ХУРЭЛЧУЛУУН ИШГЭН

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВКИ НА ОСНОВЕ  
ПРИМЕНЕНИЯ НЕПРЕРЫВНОГО ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА  
ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПРОДУКТОВ ДРОБЛЕНИЯ И  
ГРОХОЧЕНИЯ

Специальность 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых»

Диссертация  
на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель – профессор,  
докт. техн. наук, Морозов В.В.

Москва - 2019

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|                                                                                                                        | Стр. |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------|
| ВВЕДЕНИЕ                                                                                                               | 5    |
| ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ<br>ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ              | 11   |
| 1.1. Современные технологии рудоподготовки при обогащении руд                                                          | 11   |
| 1.2. Дробильно-транспортное отделение обогатительной фабрики КОО<br>«Предприятие Эрдэнэт»                              | 14   |
| 1.3. Структура и функции АСУТП дробления и грохочения                                                                  | 16   |
| 1.4. Совершенствование процессов рудоподготовки                                                                        | 18   |
| 1.5. Современные методы анализа гранулометрического состава дробленых<br>руд                                           | 22   |
| 1.6. Анализ недостатков цикла дробления на КОО «Предприятие Эрдэнэт» и<br>выбор темы исследования                      | 25   |
| Выводы к главе 1                                                                                                       | 29   |
| ГЛАВА 2. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И МОДЕЛИРОВАНИЯ<br>ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ                                       | 31   |
| 2.1. Анализ физических свойств горных пород                                                                            | 31   |
| 2.2. Методы анализа гранулометрического состава руды                                                                   | 36   |
| 2.3. Математическое моделирование гранулометрического состава руды                                                     | 40   |
| 2.4. Математическое моделирование процессов дробления и грохочения                                                     | 42   |
| Выводы к главе 2                                                                                                       | 45   |
| ГЛАВА 3. МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ<br>ФОРМИРОВАНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОЙ<br>РУДЫ   | 47   |
| 3.1. Анализ причин снижения эффективности процессов рудоподготовки                                                     | 47   |
| 3.2. Моделирование замкнутого цикла дробление - грохочение                                                             | 47   |
| 3.3. Исследование закономерностей формирования гранулометрического<br>состава в замкнутом цикле дробление – грохочение | 51   |
| 3.4 Анализ эффективности промежуточных параметров процессов дробления<br>и грохочения                                  | 62   |
| Выводы к главе 3                                                                                                       | 65   |
| ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА КРИТЕРИЕВ ОПТИМИЗАЦИИ И СПОСОБА<br>АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ             | 67   |

|                                                                                                                                                                             |     |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| И ГРОХОЧЕНИЯ                                                                                                                                                                |     |
| 4.1. Выбор и обоснование критерия выхода продуктивного класса                                                                                                               | 67  |
| 4.2. Выбор и обоснование критерия эффективности грохочения по критическому классу крупности                                                                                 | 73  |
| 4.3. Разработка принципиальной блок-схемы системы и алгоритма управления процессом дробления                                                                                | 76  |
| Выводы к главе 4                                                                                                                                                            | 78  |
| ГЛАВА 5. РАЗРАБОТКА СПОСОБА И СИСТЕМЫ ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ В УСЛОВИЯХ НЕПРЕРЫВНОГО ПОТОКА                                  | 79  |
| 5.1. Состав установки для визиометрического анализа гранулометрического состава руды                                                                                        | 79  |
| 5.2. Разработка методики визиометрического анализа гранулометрического состава руды                                                                                         | 81  |
| 5.3. Проведение испытаний системы визиометрического анализа крупности                                                                                                       | 88  |
| 5.4. Разработка алгоритма визиометрического анализа гранулометрического состава руды в потоке                                                                               | 95  |
| Выводы к главе 5                                                                                                                                                            | 97  |
| ГЛАВА 6. РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ СИСТЕМЫ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ НА ОСНОВЕ ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК РУДЫ | 99  |
| 6.1. Структура системы оперативного управления процессами дробления и грохочения                                                                                            | 99  |
| 6.2. Алгоритм автоматизированного управления процессом дробления в замкнутом цикле                                                                                          | 104 |
| 6.3. Испытания системы оперативного управления процессами дробления и грохочения                                                                                            | 108 |
| Выводы к главе 6                                                                                                                                                            | 112 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ И ВЫВОДЫ                                                                                                                                                         | 113 |
| Список литературы                                                                                                                                                           | 115 |
| Приложение                                                                                                                                                                  | 126 |

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Применяемые в настоящее время технологии рудоподготовки при обогащении руд цветных металлов требуют значительного совершенствования, что обусловлено вовлечением в переработку изменяющихся по составу и физико-механическим свойствам руд, что приводит к резким изменениям их дробимости и, как следствие, чередовании режимов избыточной и недостаточной нагрузки на дробильное оборудование. Нестационарный режим работы дробилок является причиной увеличения расхода энергии и снижения производительности оборудования в процессах рудоподготовки.

В современных условиях одной из главных задач горно-обогатительных предприятий является сокращение энергетических затрат и эксплуатационных расходов в рудоподготовке. Наиболее энергоемким в процессах рудоподготовки полезных ископаемых является процесс измельчения. Поэтому основной путь экономии удельных, прежде всего, затрат по рудоподготовке в целом – снижение крупности дробленого продукта, поступающего в измельчение. В таких условиях все большее распространение получают схемы, предусматривающие использование замкнутых циклов дробления и грохочения, обеспечивающих снижение крупности руды, поступающей на измельчение и снижение затрат энергии на рудоподготовку. Однако применение замкнутых схем в условиях резкого изменения дробимости руд приводит к существенным колебаниям нагрузки, снижению эффективности грохочения, увеличению выхода возвращаемого на додрабливание продукта и, как следствие, к уменьшению производительности.

. Задача оптимизации режима рудоподготовки особенно актуальна для ГОКа «Эрдэнэт», где руда, вследствие метасоматических гипергенных изменений состава вмещающих пород, характеризуется значительными колебаниями минерального состава, структуры, прочности и обогатимости.

Перспективным направлением решения задачи повышения эффективности процессов рудоподготовки является использование систем автоматического регулирования процессов дробления и грохочения, применяющих модель-ориентированные алгоритмы и современные средства аналитического контроля.

Использование заложенных в математическую модель процесса знаний о внутренних связях параметров процессов позволяет решить задачу оптимизации замкнутого цикла дробления и грохочения путем выбора наилучших режимов. Важным условием оптимизации рудоподготовки является расширение номенклатуры контролируемых параметров процессов дробления и грохочения и применение научно обоснованных критериев эффективности, базирующихся на закономерностях процесса.

Для достижения данной цели необходим комплексный подход к рассмотрению ряда как технологических проблем, связанных непосредственно с конструктивными решениями применяемых схем дробления, так и проблем по оптимальному автоматизированному управлению комплектом механизмов самой дробилки, как отдельного агрегата, а также механизмов поточно-транспортной системы подачи исходного материала и уборки готового продукта.

Перспективным направлением решения задачи повышения эффективности процессов рудоподготовки является использованием систем автоматического регулирования, базирующихся на моделях оптимизируемых процессов. Использование знаний о закономерностях процессов дробления и грохочения позволяет их оптимизировать путем выбора наилучших параметров процессов и определения оптимальных условий их контроля и применения. Важным условием оптимизации рудоподготовки является разработка научно обоснованных критериев эффективности, базирующихся на достоверных знаниях закономерностей процессов дробления и грохочения.

Однако существующие автоматизированные системы управления ГОК КОО «Предприятие Эрдэнэт» лишены возможности производить контроль качества продукта после процессов классификации (грохочения) в связи с чем продукт в цикл измельчения поступает неравномерный, что отрицательно сказывается на энергетических и качественных параметрах работы ИФО в целом. Решение поставленной задачи возможно на основе разработки автоматизированного измерительного комплекса, контролирующего качество выходного продукта цикла дробления.

Методологической основой решения задачи разработки модели процесса подготовки руд являются результаты системных исследований процессов

рудоподготовки и обогащения, значительный вклад в развитие которых внесли ученые России и Монголии: О.Н. Тихонов, В.М. Авдохин, Л.А. Вайсберг, В.З. Козин, В.В. Морозов, З. Ганбаатар, Л. Дэлгэрбат и другие.

**Целью работы является** повышение эффективности процессов рудоподготовки на основе применения непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения.

Для достижения цели предусмотрено решение следующих задач:

- анализ причин снижения эффективности передела рудоподготовки медно-молибденовых руд применительно к ГОКу «Эрдэнэт»;
- установление закономерностей и взаимосвязи параметров процессов дробления и грохочения в замкнутом цикле;
- разработка способа оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава дробленной руды
- разработка систем и алгоритмов автоматизированного регулирования процессов дробления и грохочения на основе непрерывного измерения гранулометрического состава руды и потребляемой энергии.

**Идея работы** заключается в использовании непрерывного визиометрического измерения гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения и потребляемой электрической мощности на дробление для выбора наилучших условий процессов рудоподготовки при обогащении медно-молибденовых руд.

**Научная новизна работы заключается в следующем.**

1. На основе установленных закономерностей формирования гранулометрического состава дробленной руды в условиях многопараметрической системы взаимовлияющих факторов замкнутого цикла процессов дробления и грохочения руды разработана математическая модель процесса рудоподготовки, связывающая выход надрешетного продукта грохочения с производительностью, шириной разгрузочной щели и потребляемой дробилками мелкого дробления электрической мощностью, эффективностью грохочения, позволяющая определить наилучшие параметры замкнутого цикла дробление – грохочение.

2. Предложены новые критерии оптимизации процессов дробления и грохочения: выход продуктивного класса крупности (+2 -12 мм) и эффективность

грохочения по критическому классу крупности (+10 -12 мм), применение которых обеспечивают более точное определение рациональных технологических режимов и повышение эффективности процессов рудоподготовки при обогащении медно-молибденовых руд с применением систем автоматизированного регулирования ширины разгрузочной щели дробилки и производительности замкнутого цикла дробление – грохочение.

3. Разработан способ непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава дробленной руды в потоке, включающий получение изображений руды, их обработку, построение непрерывных кривых распределения руды по классам крупности и обеспечивающий не достигаемое ранее непрерывное определение выхода готового класса крупности и эффективности грохочения по критическому классу крупности, что создает основу для разработки и применения систем оптимизационного управления замкнутым циклом дробление – грохочение в процессах рудоподготовки.

**Практическое значение работы** заключается в разработке системы и алгоритма оптимизационного автоматизированного управления замкнутым циклом дробления и грохочения медно-молибденовых руд на основе непрерывного контроля гранулометрического состава руды и энергетических параметров работы оборудования, обеспечивающих повышение производительности и сокращение энергозатрат. Сформулированы условия применения системы и алгоритма управления технологическими процессами дробления и грохочения медно-молибденовых руд, включающие применение новых критериев оптимизации, обеспечивающие поддержание рациональных технологических режимов, обеспечивающих повышение производительности оборудования на 5,7% и снижения энергозатрат на рудоподготовку на 2,8%.

Разработанная автоматизированная система управления процессом рудоподготовки прошла испытания и рекомендована к промышленному освоению на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт с ожидаемым экономическим эффектом 160,5 тыс. долларов США в год.

#### **На защиту выносятся.**

1. Установленные закономерности и математическая модель формирования гранулометрического состава дробленной руды в

многопараметрической системе взаимовлияющих факторов замкнутого цикла процессов дробления и грохочения технологической схемы рудоподготовки, включающая в качестве параметров непрерывно измеряемую потребляемую дробилками мелкого дробления электрическую мощность и гранулометрические характеристики продуктов грохочения.

2. Совокупность критериев оптимизации процессов дробления и грохочения, включающая выход «продуктивного класса» крупности и эффективность грохочения по «критическому» классу крупности, применяемые для оптимизационного управления замкнутыми циклами дробления и грохочения.

3. Способ визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения, включающий получение изображений руды, их анализ, расчет кривой гранулометрической характеристики, обеспечивающий определение выходов классов заданной крупности в условиях непрерывного потока с высокой точностью.

4. Система и алгоритм для оптимизационного управления технологическими процессами дробления и грохочения медно-молибденовых руд на основе оперативного визиометрического измерения гранулометрического состава продуктов и расхода энергии в процессах дробления и грохочения, обеспечивающие повышение производительности оборудования и снижения энергозатрат. Результаты промышленных испытаний разработанной системы на ГОКе «Эрдэнэт»

**Апробация работы.** Основное содержание работы и отдельные ее положения докладывались и обсуждались на 9 научных конференциях и форумах, в т.ч.: Научно-технической конференции VI Уральского горно-промышленного форума «Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья», Екатеринбург, 2015 г., Научных семинарах в рамках "Недели горняка", МГГУ, Москва, 2015-2018 гг.; Конгрессе обогатителей стран СНГ, МИСиС, Москва, 2017, 2019 гг., Международной конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Екатеринбург, 2015-2018 гг., Международной научно-производственной конференции СП «Эрдэнэт», Эрдэнэт, Монголия, 2018 г., Международной конференции по охране окружающей среды и обогащению полезных ископаемых, Острава, Чехия, 2018 г.

**Методы исследований.** В работе использованы лабораторные, полупромышленные и промышленные методы исследования свойств сырья, процессов дробления и грохочения медно-молибденовых руд с измерением гранулометрического состава и расхода руды, мощности привода, крупности измельчения, расхода энергии на дробление и измельчение, методы статистического и регрессионного анализа при обработке результатов эксперимента.

**Публикации.** Основные положения диссертации опубликованы в 12 работах, из них 2 статьи – в рецензируемых журналах, рекомендованных ВАК, 9 тезисов в материалах российских и зарубежных научных конференций.

**Обоснованность и достоверность научных положений и выводов** подтверждаются удовлетворительной воспроизводимостью задаваемых модельными уравнениям зависимостей выходных и входных параметров процессов (коэффициент детерминированности  $R^2=0,85-0,97$ ), достижением максимальной эффективности процесса рудоподготовки в интервале научно-обоснованных параметров, а также положительными результатами промышленных испытаний.

**Личный вклад автора** состоит в обобщении и анализе открытых научных информационных источников по теме диссертации; проведении исследований по визиометрическому анализу гранулометрического состава руды, выполнении расчетов и анализов балансов классов крупности руды в процессах рудоподготовки, подготовке и проведении экспериментальных исследований процессов дробления и грохочения, обработке и анализе результатов исследований, формулировании выводов и заключения работы.

**Структура и объем диссертации.** Диссертация состоит из введения, шести разделов, заключения и выводов, списка литературы из 120 наименований и содержит 125 страниц машинописного текста, 37 рисунков, 23 таблицы.

## **ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ**

Анализ практика работы обогатительных фабрик позволяет сделать вывод, что передел рудоподготовки является важным ресурсом повышения эффективности производства [2,18,105]. Так, опыт работы горно-обогатительных предприятий, включая ГОК "Эрдэнэт", показывает, что недогрузка тракта дробления составляет до 20 % [17,19,104]. Надежным путем решения задачи повышения эффективности рудоподготовки является совершенствование систем АСУТП процессов дробления и грохочения [35,41,111].

### **1.1. Современные технологии рудоподготовки при обогащении руд**

Наибольшие затраты на обогатительных фабриках связаны с рудоподготовкой: капитальные — 50–60 %, эксплуатационные — до 80 % [2,17,102]. Более экономичная переработка руд на ГОКах возможна при выполнении следующих условий: снижении максимальной крупности дробленого продукта в питании мельниц I стадии измельчения с 25–30 до 10–15 мм [41,57]; применении на стадиях дробления современного дробильно-классифицирующего оборудования, обеспечивающего рациональное сопряжение дробилок по стадиям [15,42,44], автоматизированное управление работой дробилок с дистанционным регулированием разгрузочных щелей в целях получения дробленого продукта оптимальной крупности перед измельчением [32,49,56].

На рисунках 1.1 – 1.2 представлены усовершенствованные технологические схемы дробления железных руд по 4х-стадиальной схеме; переработке железных и медно-молибденовых руд, а также горно-химического сырья по 3х-стадиальной схеме с циркулирующей нагрузкой для додрабливания надрешетного продукта. Решение задачи повышения эффективности переработки руд черных и цветных металлов, горно-химического сырья возможно с применением нового и усовершенствованного дробильно-классифицирующего оборудования.



Рисунок 1.1. - Технологическая схема переработки железных и медно-молибденовых руд, а также горно-химического сырья на ГОКах: «Эрдэнэт», Стойленский, Костомукшский и на АНОФ№3

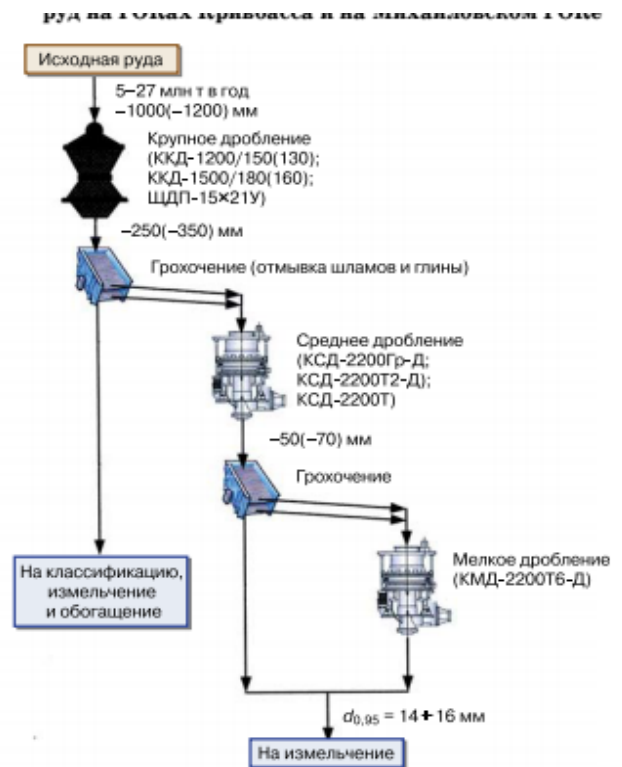


Рисунок 1.2. - Технологическая схема переработки руд черных и цветных металлов, горно-химического сырья на Лениногорском ГОКе, ГМК «Печенганикель», АНОФ№2, Зыряновском МЦК, Гайском ГОКе

В ряде случаев руды характеризуются повышенным содержанием влаги, рудных шламов, закладочных материалов и глины (ГМК «Норильский никель», Учалинский ГОК, Сибайский ГОК и др.) [41]. Это приводит к залипанию бункеров, течек, просеивающих поверхностей и дробящих полостей дробилок и вызывает необходимость увеличивать разгрузочные щели дробилок. Перспективным направлением дальнейшего снижения крупности дробленого продукта в питании мельниц является устройство после мелкого дробления узла тонкого дробления [41,43].

За последние годы созданы и нашли применение ряд машин нового технологического уровня, предназначенные для получения руды меньшей крупности. Это конусные дробилки - калибраторы КМД 1750ТК-Д и КМД2200Т6К-Д; пресс-валки РР-120×80; центробежные дробилки типа «Титан»

Д160 и Д250. Для реализации этого направления разработан ряд технологических схем (с учетом технических заданий предприятий) с получением в открытом цикле дробленого продукта [71,101]. Представляется весьма эффективной концепция технического перевооружения с увеличением мощности передела рудоподготовки, при которой рекомендуются перенос крупного дробления в карьер с применением комплекса ДПУ-1000 (с дробилкой ККД1350/160) в блочно-модульном исполнении вместо крупного дробления в дробильно-транспортном отделении (ДТО), а также введение узла тонкого дробления (с исключением циркулирующей нагрузки) в ДТО для додрабливания надрешетного продукта [8,41,56].

Однако, даже использование современного оборудования не позволяет до конца решить задачу снижения крупности дробленой руды без применения замкнутых циклов дробление – грохочение. На большинстве предприятий используются классические схемы трехстадиального дробления с проверочным грохочением.

На фабрике Пинто Вэлли перерабатываются бедные медно-порфировые руды с содержанием меди менее 0,45 % и относительно низким содержанием молибдена. В результате обогащения получают медный концентрат с содержанием до 28% меди и молибденовый концентрат с содержанием около 51 % молибдена (более 85 % молибденита) и 1,5 % меди. Фабрика ежедневно вырабатывает более 4,5 т молибденового концентрата [1].

Подготовка руды включает трёхстадиальное дробление до крупности 0-18 мм. Измельчение осуществляется в одну стадию в шаровых мельницах. Мельницы работают в замкнутом цикле с гидроциклонами (на одну мельницу одна батарея циклонов из 8 штук,  $d = 700$  мм). Измельченная руда крупностью 51,3 % класса – 0.074 мм с содержанием твёрдого более 30 % поступает на медно-молибденовую флотацию.

Внедренные модернизированные технологии и техника рудоподготовки обладают следующими преимуществами: крупность дробленого продукта в питании снижается по сравнению с существующими технологиями до 10–15 мм; производительность цикла измельчения и секций обогащения возрастает на 15–20 %; энергозатраты в переделе рудоподготовки уменьшаются на 15–20 %; срок

службы футеровки барабанов мельниц I стадии увеличивается в 1,3–1,4 раза; расход измельчающих тел за счет перехода на шары диаметром 80 и 60 мм (вместо 120 и 100) уменьшается на 16–19 %; оптимизирована загрузка мельниц по стадиям измельчения, улучшен гранулометрический состав измельченного продукта (например, выход труднофлотируемого класса +0,16 мм снижен на 13–20 %); себестоимость концентрата уменьшена на 14–26 % [2].

В проекте золототизвлекательного предприятия Ньюмонт-Зарафшан в Мурунтау, где мелкодробленую руду также подвергают процессу выщелачивания, были приняты дробилки МР-1000 (одна для II стадии и две для III стадии дробления) [1]. На этих предприятиях применяемая технология не предусматривает измельчение дробленой руды и не предусматривает рудного полусамоизмельчения [56].

## **1.2. Дробильно-транспортное отделение обогатительной фабрики КОО «Предприятие Эрдэнэт»**

В состав дробильно-транспортного отделения входят следующие здания и сооружения [72]:

- приемный узел руды с корпусом крупного дробления (ККД-1);
- корпус среднего и мелкого дробления (КСМД);
- склад крупнодробленой руды (СКДР №1);
- склад мелкодробленой руды (СМДР);
- корпус натяжных и приводных станций (КН и ПС);
- галереи ленточных конвейеров №1,2,3,4,5,6,7,8,11,9 и 17;

Приемный узел ККД-1 размещен в 400 м к востоку от контура рудника открытых работ [72]. Руда с рудника открытых горных работ автосамосвалами типа БеЛАЗ с грузоподъемностью 120-130т и Катерпиллер с грузоподъемностью 136т поступает на обогатительную фабрику в корпус крупного дробления и разгружается в приемные бункеры двух дробилок ККД 1200/130ГРЩ.

Режим разгрузки самосвалов регулируется автоматически с использованием установленных у корпуса светофоров под контролем дробильщика. При

выявлении негабаритных кусков руды или обледеневших глыб размером более 1000 мм выгрузка из кузова не производится и самосвал возвращается на рудник. Перед дробилками установлены колосниковые грохоты с размером щели 150 мм. Максимальная крупность кусков исходной руды 1000 мм [72].

Дробленая руда крупностью менее 250 мм четырьмя пластинчатыми питателями подается системой конвейеров в перегрузочный корпус, где перегружается на с конвейеры №1 и 2 с шириной ленты 1200мм и длиной 700м (рисунок 1.3) [72].

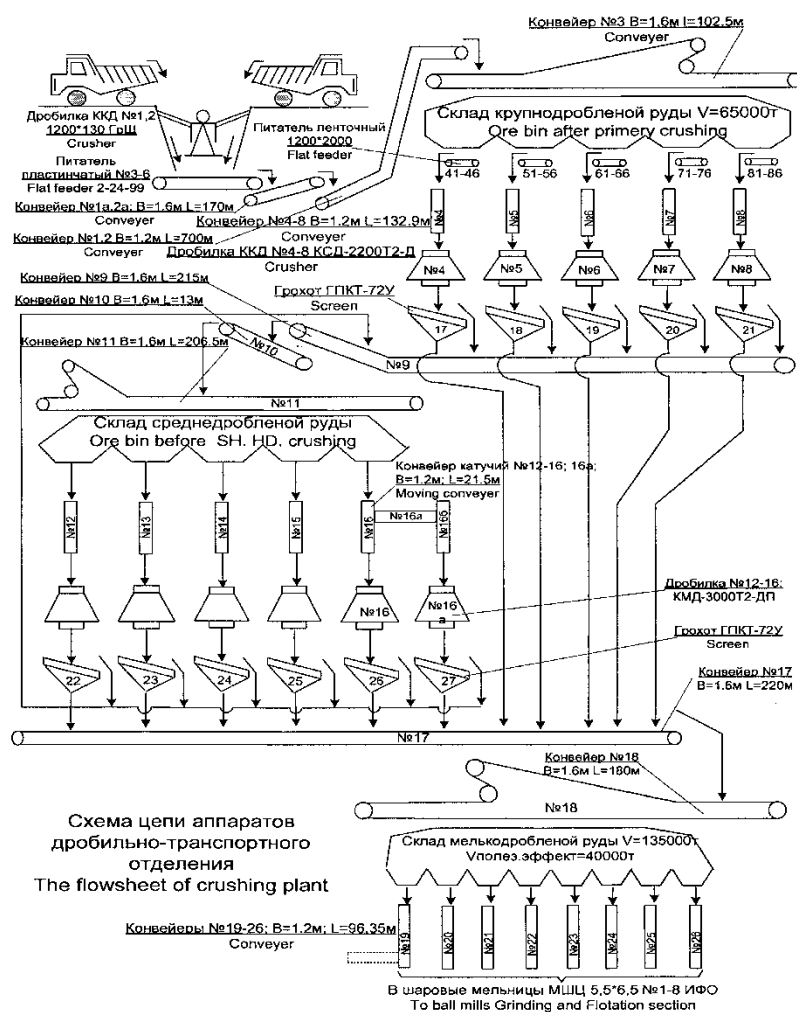


Рисунок 1.3. - Схема цепи аппаратов дробильно-транспортного отделения [72].

Руда из корпуса натяжных и приводных станций конвейерами №1 и 2 подается на конвейер №3, оснащенный барабанной сбрасывающей тележкой, посредством которой разгружается в склад крупнодробленой руды.

Емкость склада крупнодроблёной руды составляет около 65 тыс.т. Из склада ленточными питателями и конвейерами подается на дробилки КСД и далее на дробилки КМД. После мелкого дробления руда направляется на грохота, мелкий класс которых является готовым продуктом, поступающим на склад мелкодробленой руды, и далее - на измельчение [72].

### **1.3. Структура и функции АСУТП дробления и грохочения**

Дробилки Уралмашзавода оснащаются локальными автоматизированными системами управления (АСУ) главным и вспомогательными приводами, которые могут быть включены в интегрированную АСУ ТП фабрики в качестве систем нижнего (базового) уровня автоматизации [55,59]. Такие дробилки поставлены на Михайловский ГОК, Норильский ГМК. На предприятии «Эрдэнэт» дробилки КСД 2200 и КМД 3000, укомплектованными агрегатными АСУ, интегрированными в АСУ ТП дробильной фабрики. Алгоритм управления дробильным переделом, программное обеспечение и система визуализации разработаны совместно специалистами завода,

В дробильно-транспортном отделении фабрики ГОКа «Эрдэнэт» работают системы автоматического регулирования загрузки дробилок среднего и мелкого дробления с применением контроллеров Honeywell и SIEMENS. В качестве входного сигнала принимается аналоговый сигнал от преобразователя E848-1м, E728-7/1, SEIMENS 7KG6113-2CN27-OB, которые измеряют потребляемую мощность дробилок. Системы контроля забивки точки и подпрессовки обеспечивают защиту дробилок от перегрузок. Для учёта веса переработанных руд используются конвейерные весы фирмы SCHENK [72].

Контроль верхнего уровня в дробилках крупного дробления производится релейным радиоизотопным прибором РРП-3. При достижении верхнего уровня в бункере, загорается красный фонарь светофора, предупреждающий водителя о запрете на разгрузку автосамосвала.

Для предохранения пластинчатого питателя от разрушения падающим материалом при загрузке приёмного бункера, установлен релейный

радиоизотопный прибор РРП-3. Скорость движения пластинчатых питателей регулируется преобразователями серии Micromaster-440 [72].

Заполнение течек конвейеров при подаче дробленой руды пластинчатыми питателями контролируется гамма-релейными приборами типа РРП-1.

Контроль забивки течек дробильного оборудования производится гамма-релейными приборами типа РРП-3У. При забивке любой течки материалом прекращается работа всех конвейеров дробилки.

Защита дробилок среднего и мелкого дробления от подпрессовки, осуществляется релейными радиоизотопными приборами РРП-3У. При достижении верхнего уровня в бункере автоматически останавливаются конвейера и дробилки.

Непрерывное взвешивание руды на транспортирующих конвейерах производится с помощью весов фирмы SCHENK. Информация от весов поступает в контроллеры верхнего уровня Honeywell и используются для управления скоростью конвейеров и учета количества переработанной руды.

При транспортировании руды производится автоматическое обнаружение и металлоулавливание на конвейерах с применением металлодетекторов типа МД-3, МД-1230, МА-3500, МД-800 и магнитных шайб.

Управление скоростью конвейеров и питателей осуществляется в автоматическом и ручном режиме.

Контроллер SCHENK принимает с весов данные по переработке и передает их в контроллер Honeywell, который расположен в машинном зале АСУТП. Контроллеры SIEMENS обеспечивают работу щита управления смазкой (ЩУС) и щита управления дробилкой (ЩУД) и осуществляют контроль и управление дробилками [72].

#### **1.4. Совершенствование процессов рудоподготовки**

Основными направлениями в технологии рудоподготовки являются стадияльное дробление и измельчение стальной средой и рудное полусамоизмельчение [1,11]. Первое направление было ведущим в проектах фабрик вплоть до 70-х годов, когда вводили в эксплуатацию мощные горно-

обогащительные комбинаты производительностью более 35 млн. т. руды в год [2,67]. Экономичность рудоподготовки определяется тремя основными составляющими проекта: технологической схемой, ее аппаратным и компоновочным оформлением [28,56]. В применяемых схемах и режимах наиболее важной задачей является оптимизация режимов работы дробильного оборудования 2-й и 3-й стадий дробления. Главным технологическим параметром является крупность мелкодробленной руды, поступающей в I стадию измельчения [43,50,61].

На современных обогащительных фабриках с традиционной схемой рудоподготовки верхний предел крупности питания шаровых мельниц I стадии измельчения, определяющий, при равной измельчаемости уровень энерго- и ресурсопотребления, составляет 10-12 мм, на отечественных он часто превышал 20 мм [1,85,96]. Поэтому усилия отечественных изготовителей дробильного оборудования были направлены на создание надежных и производительных дробилок среднего и мелкого дробления, обеспечивающих необходимую крупность дробленной руды [8].

На обогащительной фабрике фабрики Бугенвиль крупность руды была снижена сначала до 10, а затем до 9 мм. Фирма Нордберг разработала дробилку МР-1000 диаметром 2353 мм, которая при мощности привода 745 кВт обеспечивает удвоенную производительность в сравнении с дробилкой Саймонс с диаметром 2135 мм (мощность привода 373 кВт) при достижении одинаковой крупности дробленого продукта [2].

Для комплектации операций грохочения с использованием новых дробилок фирма создала грохоты с просеивающей декой типа «Ванан». Их производительность в 1,5-2 раза выше, чем у обычных инерционных грохотов при равной просеивающей площади [56].

В России аналогичная разработка была выполнена ОАО «Уралмаш» при участии ЗАО «Механобр-техника». Были разработаны, испытаны и выпущены на рынок дробилки мелкого дробления с форсированным режимом работы КМД-3000Т2-Д и КМД-2200Т5-Д (таблица 1.2) [59].

Таблица 1.2 - Основные параметры дробилок с форсированным режимом  
мелкого дробления

| Параметры                                                       | КМД3000Т2-<br>ДП | КМД2200Т2-<br>ДП |
|-----------------------------------------------------------------|------------------|------------------|
| Размер максимального куска питания (по 5-ти %-ному остатку), мм | 85/70            | 85/70            |
| Размер максимального куска дробленого продукта, мм              | 16/14            | 16/14            |
| Производительность, м <sup>3</sup> /ч                           | 315-475          | 160-235          |
| Мощность электропривода, кВт                                    | 400, 500         | 315              |
| Масса дробилки, т                                               | 228              | 90               |

Наличие датчиков контроля уровня материала в приемной зоне и датчиков расхода энергии приводом, а также вибраций позволяет эксплуатировать дробилки с максимальной производительностью и обеспечивать стабильную во времени крупность готового продукта, что создает условия для более эффективного измельчения в шаровых мельницах [41, 59].

Использование новых дробилок мелкого дробления требует снижения крупности их питания с 85-100 до 70 мм, что, соответственно, вызвало необходимость корректировки конструкции сопрягаемых машин для среднего дробления [59].

Более высокая степень дробления в новых машинах достигнута за счет оптимального профилирования камер дробления в сочетании с использованием более мощного электропривода [48,74].

Таким образом, в результате модернизации созданы все необходимые условия для получения дробленого продукта минимальной крупности как на зарубежном, так и на отечественном оборудовании в открытых и замкнутых схемах.

Принципиально новым решением является конусная дробилка Water Flash (WF) фирмы Нордберг для мокрого дробления [7]. Мокрое дробление имеет ряд преимуществ по сравнению с сухим. Так, расход электроэнергии на дробление снижается на 25 % за счет вымывания мелочи, мешающей процессу

дезинтеграции [7]. Мокрое дробление позволяет исключить затраты на аспирацию и упростить технические решения по транспортированию д за счет установки насосов вместо ленточных конвейеров.

С применением новейшего оборудования, в частности дробилок серии МР-1000, было введено в эксплуатацию дробильное отделение горно-металлургического предприятия Эль-Арбра (Чили), работающего по технологии SE/EW (экстракция из раствора/ электроосаждение) с производительностью до 140 тыс. т [10]. В открытых циклах среднего и мелкого дробления обогатительной фабрики установлены 9 дробилок МР-1000 (3 средних и 6 мелких) с предварительным грохочением руды на грохотах типа «Banan» с площадью просеивания 30 м<sup>2</sup> [11].

На ГОКе Зальдивар применяют схему, включающую 2 конусные дробилки среднего дробления МР-1000 и 4 дробилки мелкого дробления WF. Эти дробилки на сухой и пылящей руде позволяют получать в замкнутом цикле продукт крупностью до -5 мм, что существенно повышает эффективность процесса выщелачивания [10].

К ряду новинок дробильной техники, бесспорно, можно отнести появление так называемых пресс-валков, использующих хорошо известный принцип дробления в валковых дробилках. Наиболее значительными разработками фирм Гумбольдт Ведаг и Крупп является пресс-валковая дробилка «Поликом» [10].

Установка первого промышленного образца мощной пресс-валковой дробилки в практике переработки медных руд осуществлена в июле 1995 г. на медно-молибденовой фабрике Сиеррита (штат Аризона) [9]. Фабрика использует классическую схему 3-стадиального дробления в замкнутом цикле с грохочением и схему одностадийного измельчения. При переработке бедной медно-молибденовой руды (0,3 и 0,03 % соответственно), даже в условиях падения цен на медь, сохраняется возможность снижения издержек производства на рудоподготовку [2,10].

Предусмотрено применение дробилок Поликом вместо существующих дробилок Гидрокон, как более экономичных. При таком варианте выбора оборудования достигалось снижение расходов на ремонт оборудования и замену изнашивающихся частей. Одновременно возрастала пропускная способность

мельниц как за счет большого содержания готового продукта в питании, так и благодаря образованию микротрещин в кусках дробленой руды [39,41].

В разработанной схеме было реализовано применение дробилки Поликом в замкнутом цикле с грохочением, что обеспечивало сокращение выхода крупных классов руды в питании мельниц.

Автоматизация процесса играет все возрастающую роль в развитии технологии дробления. Благодаря автоматизации, значения эксплуатационных параметров в процессе дробления поддерживаются на максимальном уровне с сохранением некоторого запаса безопасности, что существенным образом увеличивает КПД и эксплуатационную готовность дробилки Barmac. Metso Minerals предлагает наиболее совершенную технологию автоматизации на базе устройств управления и контроля ACR и VOCS.

Эти устройства позволяют операторам дробилок извлекать максимум пользы из тех функциональных возможностей, которые заложены в дробилках VSI Barmac серии В. При этом осуществляется точное управление каскадным питанием дробилки Barmac, а, следовательно, контролируются гранулометрический состав продукта и себестоимость тонны продукта. Система автоматического регулирования дробилки (ACR). Система ACR – это инструмент для максимального увеличения производительности дробилки и ее КПД [43]. ACR гарантирует устойчивую и эффективную работу дробилки Barmac в случаях, когда определяющими факторами являются высокое качество выходного продукта и потребляемая мощность дробильной установки.

Основные тенденции совершенствования грохотов направлены на достижение следующих целей: -повышение эффективности грохочения; повышение надежности и долговечности эксплуатации; - расширение области применения и технологических возможностей. При этом наибольшее внимание уделяется повышению эффективности грохочения [7,12,64,68].

В ОАО «Механобр-Техника» разработана модель грохочения, в которой расширены представления о процессе вибрационной сегрегации, протекающем в слое материала. Предложенный метод позволяет проводить моделирование процесса вибрационного грохочения с высокой точностью без длительной настройки, калибровки и предварительной экспериментальной подготовки, при

этом может использоваться для рассмотрения широкого модельного ряда устройств. На основе представленного подхода компьютерная программа, оценивает работу проектируемого устройства [14].

При работе дробилок совместно с классифицирующим оборудованием, обладающим низкой эффективностью, возрастает циркулирующая нагрузка в цикле дробления, что отрицательно сказывается как на показателях работы самих дробилок, так и цикла «дробление - измельчение» в целом [85]. НПО «РИВС» основные усилия прилагает к усовершенствованию конструкции и повышению технологических показателей грохотов, устанавливаемых в цепочках дробления и измельчения [41]. Эти грохоты перерабатывают большие объемы материалов в голове технологического процесса, от них требуется высокая эффективность грохочения, большая надежность и долговечность.

Важным параметром дробилки является ширина разгрузочной щели. С увеличением ширины разгрузочной щели потребляемая мощность при заданном расходе питания значительно уменьшается, а крупность продукта увеличивается. Изменения ширины разгрузочной щели могут быть использованы для поддержания постоянной крупности продукта при изменении физико-механических свойств руды. Управление разгрузочной щелью позволяет оптимизировать нагрузку на дробилки путем передачи нагрузки с одной стадии дробления на другую. Эти контуры регулирования осуществимы только на установках, оборудованных устройствами автоматического воздействия на ширину разгрузочной щели.

### **1.5. Современные методы анализа гранулометрического состава дробленых руд**

Точный расчет распределения частиц по размерам имеет решающее значение в горнодобывающей промышленности и разработке карьеров [3,16].

Одним из первых в мире Институтом «Механобр» разработан гранулометр АГР-2, основанный на ситовом методе. Классифицирующим аппаратом в нем служит спиралеобразное сито-грохот. Прибор выполняет грохочение отобранной пробы, взвешивание и запоминание массы подрешетного продукта, взвешивание

всей пробы, деление электрических сигналов, пропорциональных массам подрешетного продукта и всей пробы, выдачу показаний и сброс руды из бункера прибора.

Приборы, основанные на измерении влияния потока руды на твердое тело, контролируют среднюю крупность дробленого материала косвенными методами. При падении частиц материала на индикатор действует сила  $F$ , определяемая средней крупностью потока  $d_{cv}$ :  $F = kd_{cv}$ . В одном из первых в данном сегменте был датчик крупности НИИАЧермета, воспринимающий элемент состоит из трех воспринимающих удар пластин. Падение с конвейера потока руды на консольную часть воспринимающих элементов вызывает их колебания с амплитудой и частотой, зависящей от крупности руды. Пьезоэлементы, расположенные в закрытом кожухе, преобразуют эти колебания в соответствующий электрический сигнал.

В настоящее время благодаря прогрессу в области видеотехники, микроэлектроники и вычислительной техники растущее применение в различных областях науки и промышленности получают системы технического зрения [54,76,92].

С 1980 г. начаты исследования и были испытаны первые визиометрические анализаторы крупности руды. Машинное зрение обладает способностью преодолевать многие присущие ограничения традиционных методов просеивания [94,99,108,109]. Аппаратный подход к улучшению сегментации изображения реализуется с использованием мультифлеш-визуализации (MFI), где несколько изображений, снятых с разным освещением, позволяют захватывать края глубины вокруг частицы с помощью теневой информации [87,118]. Метод MFI сравнивается с традиционными методами сегментации, такими как определение водораздела и границы Кэнни.

Для более точной оценки производительности был использован сценарий оценки MFI. Результаты показали, что MFI дал более точные оценки размеров, чем традиционные методы сегментации, как для деревянных сфер, так и для гальки, демонстрируя потенциал для будущего использования в горнодобывающей промышленности [89,110]. В настоящее время системы технического зрения получают все более широкое применение в горном деле и

металлургии. Одним из направлений является, оценка размера кусков взорванной породы, что используется для поддержания безопасных режимов и систем управления дробилками при переработке минерального сырья [88,103,115].

В 1997 году компания Highland Valley Copper установила систему анализа изображений для контроля распределения руды по крупности. Видеокамеры были смонтированы на желобах передачи перед каждой лентой подачи с помощью двух галогенных ламп мощностью 500 Вт, обеспечивающих условия освещения [117]. Сигнал с этих камер передается в систему анализа изображений WipFrag от WipWare Inc. Программное обеспечение WipFrag захватывает и оцифровывает изображения падающего материала и изолирует отдельный фрагмент границы (называемые «чистым наложением»). Пример изображения с камеры и полученного наложения показан на рисунке 1.4 [119].

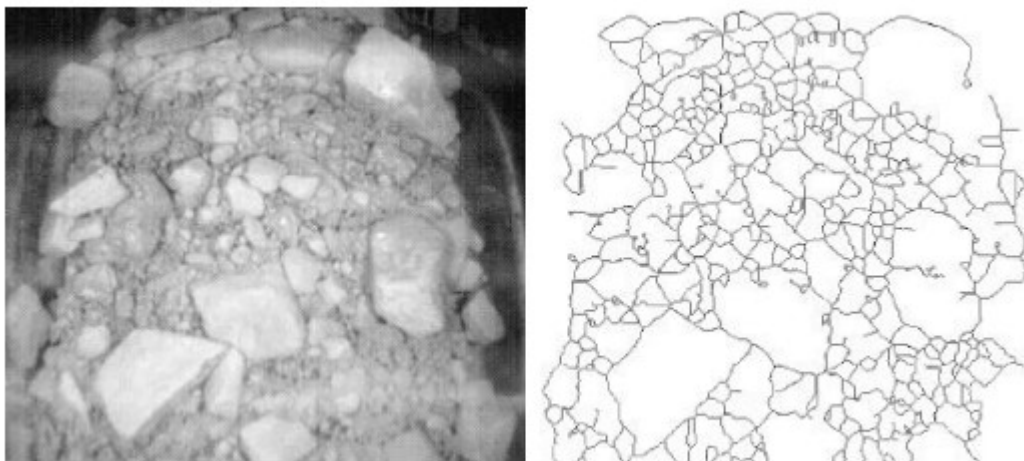


Рисунок 1.4: Пример изображения с камеры и наложения WipFrag Net

После определения границ площади фрагментов, рассчитываются объемы и массы классов, после чего строятся функции распределения размеров по весу. Как и большинство систем анализа изображений, доступных на рынке сегодня, система WipFrag имеет проблемы с разрешением мелких частиц [117]. Это зависит от области просмотра и разрешение изображения (т. е. пикселей / м), так как большинство систем не способны просматривать частицы размером менее нескольких пикселей.

Задача сокращения материальных и энергетических ресурсов в металлургической промышленности решается за счет экономия компонентов шихтоподготовки железорудных окатышей и сокращение брака при их окомковании [40]. Решение данной задачи достигается определением и поддержанием с помощью системы визиометрического анализа крупности и формы окатышей управления наиболее оптимального режима работы применяемого чашевого или барабанного окомкователей [40].

Для решения поставленной задачи необходимо разрабатывать новые методы и средства измерений с многофункциональными свойствами, с повышенной точностью, надежностью и быстродействием. Наиболее полно всем этим требованиям удовлетворяют визиометрические приборы использующие принципы и алгоритмы систем технического зрения [22,27,48,90]. Существенным достоинством таких систем является используемый бесконтактный способ измерения интересующих параметров изучаемых объектов, обеспечивающий высокую надежность и долговечность [27].

Применение систем технического зрения в горной промышленности позволяет проводить визуальное разделение руд по сортам, оценку минерального состава и оптическое измерение вкрапленности ценных компонентов. В частности, на высоком уровне была решена задача создания систем технического зрения для определения гранулометрического анализа сырых железорудных окатышей [40].

Структура и принцип функционирования системы «ГРАНИКС» представлены на рисунке 1.5 и заключается в следующем.

При помощи телевизионной камеры УСВ формируется изображение верхнего слоя кусков дробленой руды  $F(j,k)$ , расположенных на движущемся конвейере (рисунок 1.5). В дальнейшем аналоговое видеоизображение поступает в компьютер, где преобразуется в цифровой вид и подвергается обработке

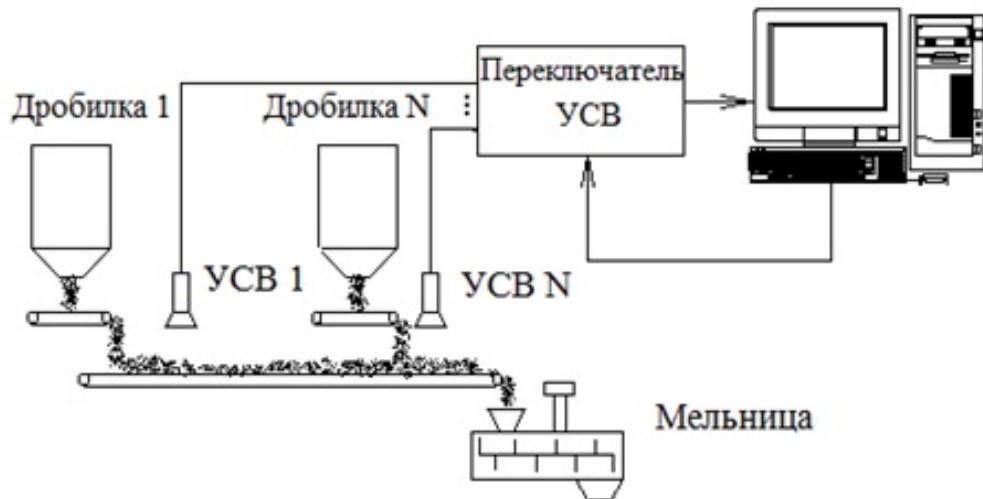


Рисунок 1.5. Структурная схема системы бесконтактного измерения размеров дробленого материала "Граникс" [40]

Различия в свойствах рудной породы, таких как размер, состав и измельчаемость, сильно влияют на производительность мельниц [31,34,45]. В прошлом большинство усилий по отслеживанию и контролю этих изменений были сосредоточены на разработке анализа размеров в режиме реального времени с использованием систем технического зрения для снижения энергопотребления и предотвращения перегрузки мельницы. Чтобы улучшить стратегии сортировки / смешивания руды и учесть различия в измельчаемости, анализ состава рудника в режиме он-лайн был бы очень полезен, но исследовательскому сообществу уделялось гораздо меньше внимания [69,98]. В ряде статей отмечается затруднения при анализе сложной минеральной системы при помощи машинного зрения для оперативной оценки состава горной смеси. В очень сложной никелевой минеральной системе имеются очень неоднородные минералы, наблюдается схожая окраска рудных и породных минералов, которые могут быть сухими или влажными [97,118].

В современных описываемых методиках методы распознавания минерального типа включают в себя: (1) деление на подизображения; (2) извлечение цветовых и текстурных признаков с использованием анализа основных компонентов (РСА) и анализа вейвлет-текстуры (WTA)

соответственно; (3) уменьшение размерности пространства признаков и устранение систематических отклонений сухого / влажного с использованием дискриминанта частичных наименьших квадратов (PLS-DA); и (4) установление границ классов с использованием машин опорных векторов (SVM). Благодаря применению ленточной конвейерной установки очень хорошие результаты были получены для сухих минералов [20,83,99,107]. Для влажных горных смесей и рудных пульп результаты очень многообещающие, но требуется дальнейшее исследования [84,95,116].

#### **1.6. Анализ недостатков цикла дробления на КОО «Предприятие Эрдэнэт» и обоснование темы исследований**

В настоящее время контроль качества на предприятии осуществляется путем отбора проб с технологических линий, транспортирующих продукцию, пресекая поток материала на ленточном конвейере или в местах перепада потока материала с помощью пробоотборника или вручную [72].

Пробоотборник через заданный интервал времени (10 минут) пересекает поток руды с конвейера со скоростью, определяемой нагрузкой на этом конвейере, чтобы отобранная проба составляла около 125 кг. Руда, пройдя пробоотборник, попадает на грохот, где разделяется по крупности на две фракции: надрешетный и подрешетный продукт. Каждая фракция попадает в свой бункер, где определяется ее вес. Из соотношения весов надрешетного и подрешетного продуктов определяется качество измельчения руды на дробильной фабрике [72].

При ручном способе пробы отбирают на перепаде потока материала с помощью ручного пробоотборника или с ленты конвейера совком или совковой лопатой при его остановке. Пробы берут каждый час и просеивают ручным или механическим способом через сита с ячейками различного диаметра [36].

Существующая система управления дробилками построена на принципе управления по возмущению. Такой подход не позволяет реализовать точное управление, направленное на стабилизацию крупности дробления материала. Основной причиной сложившейся ситуации является то, что во время

модернизации корпуса ДТО не существовало систем, которые бы позволили без серьезных изменений в оборудовании и надежности комплекса, построить систему управления дробилками среднего и мелкого дробления по отклонению, то есть замкнуть систему. Ранее были предложены системы, которые являются индикаторными по отношению к крупности руды, но не позволяют классифицировать крупность [60].

Для устранения этих недостатков были сформулированы принципы и требования к эффективной системе автоматизированного управления процессами дробления и грохочения:

- необходимо создание системы автоматизированного управления на принципе управления по отклонению, то есть управляющие воздействия должны быть скорректированы по результатам работы дробилок;
- необходимо проводить непрерывный контроль качества работы дробилок;
- должна существовать возможность корректировки крупности дробленого материала с целью дальнейшей оптимизации работы измельчительно-флотационного отделения;
- капитальные затраты должны быть сведены к минимуму;
- энергетические затраты фабрики должны быть снижены.

Для этого требуется создать контрольно-измерительную систему, которая бы располагалась на выходном конвейере каждой дробилки. Так как дробилок достаточно большое количество, то такой комплекс должен отличаться простотой эксплуатации и требовать минимум операций обслуживания, также должен иметь низкую стоимость.

Существующий принцип выборочного отбора проб дробленой руды, с последующим определением гранулометрического состава, не подходит по причине частичного охвата проходящей руды. Данный метод лишь собирает статистику, основываясь на том, что в полном объеме используемой руды, камни, по крупности, распределены аналогично выборке из данного объема. Фактически данный метод рассчитан на безаварийную работу цеха.

Применение, механических распознавателей на конвейере невозможно [35]. Скорость движения конвейера составляет более 2,63 метра/секунду. На такой

скорости даже при крупности руды до 30мм щуп будет подвергаться высоким механическим нагрузкам. А при попадании больших камней, он выходят из строя.

Использование лазерного анализатора не приемлемо ввиду ограничения на размер измеряемых частиц (0,1 – 50 мкм), кроме этого он в большей мере предназначен для использования в лабораторных условиях и не подготовлен к эксплуатации в агрессивных условиях [5].

Таким образом, описанным выше требованиям в наибольшей степени удовлетворяет система неразрушающего контроля на основе оптических датчиков. Оптический диапазон электромагнитных волн наиболее подходит для конкретных условий эксплуатации из-за большого спектра оптического оборудования (как приемников, так и осветительного оборудования), и характеризуется невысокой стоимостью оборудования. Применяемое оборудование безопасно и безвредно для обслуживающего персонала. Разработаны и имеются в наличии готовые средства обработки выходной информации. Применяются световые источники малой длины волны, обеспечивающие определение полного спектра требуемых размеров кусков руды. Для обеспечения устойчивого изображения разработаны простые средства создания светового поля требуемой яркости.

Из минусов такой аппаратуры можно назвать только подверженность загрязнению, но операция очистки аппаратуры является простой и не потребует значительных затрат [77,78].

Система распознавания изображения может быть построена на основе стандартного оборудования и беспрепятственно включена в существующий комплекс управления дробилками, как цифровой или аналоговых сигнал, что потребует минимального программного изменения рабочего проекта промышленных контроллеров.

## **Выводы к главе 1**

1. Наибольшие затраты на обогатительных фабриках (капитальные – 50-60 %, эксплуатационные - до 80 %) связаны с рудоподготовкой. Более

экономичная переработка руд на ГОКах возможна при снижении максимальной крупности дробленого продукта в питании мельниц I стадии измельчения с 25–30 до 10–15 мм и оптимизация режимов на основе применении автоматизированного управления дробилками с дистанционным регулированием разгрузочных щелей в целях получения максимальной производительности.

2. Существующая на ГОКе Эрдэнэт система управления дробилками не позволяет реализовать точное управление, направленное на стабилизацию крупности дробления материала и экономию энергии. Основной причиной является отсутствие датчиков, которые бы позволили без серьезных изменений в оборудовании и надежности комплекса, построить систему управления дробилками среднего и мелкого дробления по отклонению в гранулометрическом составе руды.

3. В настоящее время благодаря развития видеотехники, микроэлектроники и вычислительной техники расширяется применение в различных областях науки и промышленности, в т.ч. горном деле, систем технического зрения. Методы визиометрического анализа крупности руды были успешно применены для измерения крупности кусков взорванной породы и для управления процессами окомкования при переработке минерального сырья.

4. Для решения задачи измерения крупности дробленой руды наиболее эффективна система неразрушающего контроля на основе оптических датчиков. Оптический диапазон электромагнитных волн наиболее подходит для конкретных условий эксплуатации благодаря большому выбору оборудования. Применяемые компоненты характеризуются невысокой стоимостью; полной безопасностью и безвредностью для обслуживающего персонала. Для систем оптического измерения существуют готовые средства обработки информации и простые средства создания светового поля требуемой яркости и приема изображения.

## ГЛАВА 2. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ

### 2.1. Анализ физических свойств горных пород

Показатели механических свойств горных пород зависят от их состава и строения. Силы сцепления между кристаллитами, цементирующим веществом и обломками изменяются в весьма широком диапазоне, чем и обусловлены большие колебания механических свойств руд и горных пород [28,34].

Сопротивление разрыву горных пород в несколько раз меньше по сравнению с сопротивлением сжатию. Отношение  $s_p / s_{сж}$  по опытам колеблется в широких пределах, в частности, для горных пород Хибинского массива оно в среднем равно 0,046, т. е. сопротивление разрыву меньше сопротивления сжатию в 21,7 раза [17].

Механические испытания горных пород на сдвиг и изгиб проводятся при специальных исследованиях [17]. Прочность на сдвиг выше, чем прочность на изгиб и растяжение:  $s_{сж} \geq t_c \geq s_{и} \geq s_p$ , где  $s_{сж}$ ,  $s_{и}$ ,  $s_p$ ,  $t_c$  — временное сопротивление на сжатие, изгиб, растяжение и сдвиг соответственно [60,69].

Твердость породы определяет ее сопротивляемость внедрению твердого инструмента. Простой способ определения твердости, так называемой контактной прочности, разработан в Институте горного дела [69]. В нешлифованную поверхность куска породы вдавливают стальной цилиндрический штамп диаметром 2–3 мм с плоским основанием. Контактная прочность минералов и пород определяется путем образования лунки и расчета отношения нагрузки к площади штампа [17]. К очень твердым относят породы, имеющие контактную прочность более 5,66 кН/мм<sup>2</sup>, к породам средней твердости - 0,65–1,25 кН/мм и к слабым породам - менее 0,3 кН/мм.

Прочность руды измеряют методом одноосного сжатия. Методика определения временного сопротивления сжатию (раздавливанию) на образцах неправильной формы аналогична методике определения временного сопротивления раздавливанию на образцах правильной формы [69].

Для этих испытаний берут 15 – 20 образцов неправильной округлой формы так, чтобы 3 взаимно перпендикулярные размеры не отличались более, чем в 1,5 раза. Рекомендуемый объем образца –  $100 \pm 2 \text{ см}^3$ .

Предел прочности образца руды при одноосном сжатии  $\sigma$  (Мпа) вычисляют по формуле [50]:

$$\sigma_{\text{сж}} = 52,6 \frac{P_{\text{ср}}}{\sqrt[3]{V_{\text{ср}}^2}}, \quad (2.1)$$

где  $P_{\text{ср}}$  – среднеарифметическое усилие раздавливания образцов, кН;

Общий коэффициент крепости горных пород универсален, но не учитывает особенностей процессов. Вследствие большой изменчивости показателей свойств пород и зависимости их от технологических процессов, для которых они определяются, в практике нашли применение частные показатели, взрываемость, дробимость, абразивность и измельчаемость [69].

Общая методика разработки частных показателей, характерных для данного технологического процесса, включает моделирование в малом масштабе. Для этого используют специальную аппаратуру и приборы, на которых определяют показатели выбранных отдельных проб [2, 69]. Эти показатели сопоставляют с общими показателями промышленных процессов и выявляют зависимости между параметрами, которые используются для расчета промышленных установок при проектировании технологии [69].

Для характеристики прочностных свойств горных пород существует общий показатель (коэффициент) крепости, разработанный проф. М.М. Протодяконовым [49, 50]. Этот коэффициент крепости обоснован многолетней горной практикой и специальными испытаниями. По точности он не может заменить частных показателей, применяемых к отдельным процессам, но можно использовать при ориентировочных расчетах для общего сравнения прочности горных пород в разных отраслях промышленности и для разных процессов [38, 69].

По приведенной в таблице 2.1 шкале М.М. Протодяконова все горные породы делятся на 10 категорий, характеризующихся коэффициентами крепости от 0,3 (для самых слабых пород, например, плавучих грунтов) до 20 (для наиболее прочных и вязких пород, например, кварцитов и базальтов).

Таблица 2.1. - Шкала прочности горных пород по М.М. Протодяконову [2]

| Категория пород | Классификация крепости пород | Породы                                                                                                                                                                               | $f$ |
|-----------------|------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| I               | В высшей степени крепкие     | Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости                                                                                                   | 20  |
| II              | Очень крепкие                | Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец; менее крепкие, чем указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки        | 15  |
| III             | Крепкие                      | Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды                                  | 10  |
| IIIa            | То же                        | Известняки (крепкие), некрепкий гранит, крепкие песчаники, крепкий мрамор, доломит, колчеданы                                                                                        | 8   |
| IV              | Довольно крепкие             | Обыкновенный песчаник, железные руды                                                                                                                                                 | 6   |
| IVa             | То же                        | Песчаные сланцы, сланцевые песчаники                                                                                                                                                 | 5   |
| V               | Средние                      | Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат                                                                                                         | 4   |
| Va              | То же                        | Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель                                                                                                                                    | 3   |
| VI              | Довольно мягкие              | Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ, каменный грунт | 2   |
| VIa             | То же                        | Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина                                                                         | 1,5 |
| VII             | Мягкие                       | Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос — глинистый грунт                                                                                                              | 1   |
| VIIa            | То же                        | Легкая песчанистая глина, лесс, гравий                                                                                                                                               | 0,8 |
| VIII            | Землистые                    | Растительная земля, торф, легкий суглинок, песок                                                                                                                                     | 0,6 |
| IX              | Сыпучие                      | Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь                                                                                                                           | 0,5 |
| X               | Плавучие                     | Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и другие разжиженные грунты                                                                                                              | 0,3 |

Коэффициент крепости  $f$  приближенно определяется по временному сопротивлению раздавливанию  $[\sigma_{сж}]$  стандартного цилиндрического образца ( $d = h = 3242$  мм) по формуле 2.1:

$$f = \frac{[\sigma_{сж}]}{300} + \frac{\sqrt{[\sigma_{сж}]}}{30} . \quad (2.1)$$

Механические свойства твердых материалов в силу их неоднозначности невозможно использовать для получения строгих расчетных уравнений, определяющих энергетические затраты на дробление и измельчение. Поэтому существующая практика базируется на соотношениях, являющихся обобщением большого эмпирического опыта, канонизированного в виде законов дробления.

Под законами дробления понимается зависимость между затраченной на дробление энергией (работой) и крупностью продукта, получаемого в результате дробления или измельчения) [2]. Наиболее известными являются уравнения Риттингера, Кика — Кирпичева, Бонда, которые принято называть «законами» [2]. Законы Риттингера и Кика — Кирпичева имеют теоретическую основу, но они неприменимы для всего диапазона крупностей. Закон Бонда является чисто эмпирической зависимостью, выведенной из анализа результатов периодического измельчения большого числа руд [2]. В результате обработки результатов многочисленных опытов, охватывающих широкий диапазон руд, Бондом показано [2], что

$$E = k_E \left( \frac{1}{\sqrt{d_{\Phi}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{\Phi}}} \right) . \quad (2.2)$$

Общий вид расчетного уравнения, предлагаемого Бондом имеет вид:

$$E = k_E \left( \frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) , \quad (2.3)$$

где  $D_{80}$  и  $d_{80}$  — размер отверстий сита, через которые проходит 80 % материала до и после дробления соответственно;  $k_B$  — коэффициент пропорциональности по Бонду.

Индексом работы  $W_i$  Бонд называет удельный расход энергии в киловатт-часах на короткую тонну (короткая тонна — единица измерения массы, принятая в США, равна 0,907 метрической тонны.), необходимый для дробления от породы с начальным размером куска  $D_{cp} = \infty$  (бесконечного массива) до продукта, 80 % частиц которого имеют размер менее 100 мкм [36]. В этом случае уравнение преобразуется к виду

$$\frac{E}{Q} = k_B \left( \frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right), \quad (2.4)$$

а индекс работы в (кВт · ч/кор.т) мкм<sup>-0,5</sup> — к виду:

$$W_i = \frac{0,907E}{Q} = \left( \frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) 0,907k_B = 0,907 \frac{k_B}{10}. \quad (2.5)$$

Анализ данных, приведенных в работе [59], показывает, что наибольшая крепость пород характерна для кварца и кварцитов, а наименьшая — для раскристаллизованных пиритных руд.

Для определения производительности дробилки с использованием показателя Бонда необходимо мощность приводного электродвигателя дробилки разделить на удельный расход энергии [45]. Существуют методики расчета, по которым используют удельный расход энергии на производство готового класса крупности в одной операции, например, в дроблении или измельчении отдельно [17]

Таблица 2.2 - Индекс работы для некоторых полезных ископаемых, определенный Бондом опытным путем [59]

| Полезные ископаемые        | Плотность, $\text{кг/м}^3$ | Индекс работы $W_i$ ,<br>(кВтч/кор.т) $\cdot \text{мкм}^{-0,5}$ |
|----------------------------|----------------------------|-----------------------------------------------------------------|
| Медные руды                | 3,02                       | 12,73                                                           |
| Золотые руды               | 2,81                       | 14,93                                                           |
| Железные гематитовые руды  | 3,53                       | 12,84                                                           |
| Железные магнетитовые руды | 3,88                       | 9,97                                                            |
| Свинцовые руды             | 3,35                       | 11,9                                                            |
| Свинцово-цинковые руды     | 3,36                       | 10,93                                                           |
| Никелевые руды             | 3,28                       | 13,65                                                           |
| Пиритные руды              | 4,06                       | 8,93                                                            |
| Оловянные руды             | 3,95                       | 10,9                                                            |
| Цинковые руды              | 3,64                       | 11,56                                                           |
| Титановые руды             | 4,01                       | 12,33                                                           |
| Кварц                      | 2,65                       | 13,57                                                           |
| Уголь                      | 1,4                        | 13,0                                                            |
| Цементный клинкер          | 3,15                       | 13,45                                                           |

## 2.2. Методы анализа гранулометрического состава руды

Обрабатываемое на обогатительной фабрике минеральное сырье (руда, горная масса) и получаемые из него продукты обогащения представляют собой смесь зерен неправильной формы различного размера. Распределение зерен по классам крупности характеризует гранулометрический состав исходного сырья и продуктов обогащения [2,17,43].

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы:

- измерение крупных кусков по трем взаимно перпендикулярным направлениям;
- ситовый анализ - рассев руды на наборе сит на классы крупности.

В промышленных лабораториях традиционно применяют механические методы анализа [55,88]. В последние годы находят распространение оптические методы анализа крупности [112,115].

Наиболее распространенным является ситовой анализ крупных материалов - продуктов дробления, который производится вручную на наборе сит или с помощью автоматического вибрационного гранулометра [17,43]. Ситовый анализ мелких материалов- продуктов измельчения- производится на механическом анализаторе (встряхивателе) [37].

Ситовый анализ заключается в расसेве пробы материала на нескольких ситах с различными стандартными размерами отверстий. Анализ материала крупнее 25 мм производится вручную на наборе сит или на качающихся горизонтальных грохотах. Материал крупностью менее 25 мм рассеивается на лабораторных ситах [39]. В зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа анализируемые пробы рассеиваются сухим или мокрым способом. Если позволяет крупность и материал не подвержен слипанию, применяется сухой способ рассева на механическом встряхивателе, сита в котором устанавливают друг над другом сверху вниз от крупных размеров отверстий к мелким. Пробу засыпают на верхнее сито, закрывают крышкой и встряхивают в течение 5-15 минут. Под нижним ситом имеется поддон, куда собирается наиболее мелкий класс [7].

После рассева пробы каждый класс крупности взвешивается на технических весах. Выход каждого класса определяется делением массы класса на общую массу пробы. Для особо тонко измельченного материала применяют мокрое просеивание или разделение в восходящих потоках воды [17]. Для этого пробу засыпают на сито с мелкими отверстиями и производят отмывку мельчайших частиц многократным погружением сита в бачок с водой или промывкой материала на сите слабой струей воды. Отмывку производят до тех пор, пока промывная вода не станет прозрачной. Оставшийся на сите материал высушивают и взвешивают. По разности определяют массу шлама [17].

Высушенный материал повторно рассеивают сухим способом на ситах, включая и самое мелкое, на котором производилась отмывка шлама. Определив массу подрешетного продукта последнего сита, ее прибавляют в полученной ранее массе отмытого шлама.

Гранулометрический анализ состава материала на обогатительных и сортировочных фабриках позволяет определять выходы различных классов, производительность дробильных и измельчительных аппаратов, осуществлять контроль процессов грохочения, дробления, измельчения. Чаше всего гранулометрический состав исходного сырья и продуктов обогащения определяется посредством вышеописанного ситового анализа и строится в прямоугольной системе координат характеристики крупности. На оси координат откладывают суммарный выход классов (в процентах), на оси абсцисс - размеры отверстий сит в миллиметрах. На основании суммарных выходов материала крупнее диаметра отверстий сита строится кривая «по плюсу», меньше - «по минусу». Сумма выходов по обеим кривым должна всегда равняться 100%. Поэтому обе кривые характеристик «по плюсу» и «минусу» являются зеркальным отражением одна другой. Они всегда пересекаются в точке, соответствующей суммарному выходу 50% (рисунок 2.1) [37].

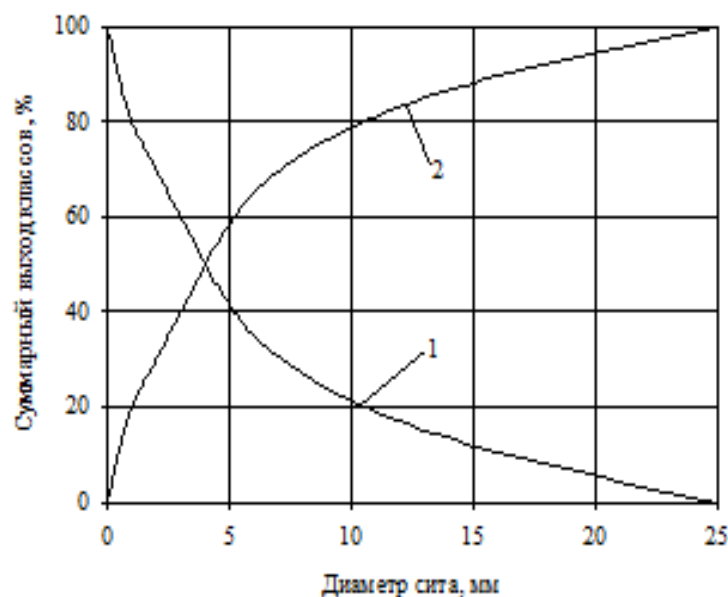


Рисунок 2.1. - Суммарные характеристики крупности: 1-по «плюсу»; 2-по «минусу».

Результаты гранулометрического анализа приводят в виде таблицы, в которой показывают процентное содержание в породе различных фракций. Для наглядного представления о составе породы строят различные графики: гистограммы, диаграммы – треугольники, интегральную (суммарную) кривую гранулометрического состава породы [2].

Дополнительными показателями гранулометрического состава породы являются [17]:

- $d_{10}$  – действующий или эффективный диаметр частиц – это такой диаметр частиц, относительно которого в данной породе 10 % частиц породы имеют меньший диаметр и 90 % – больший;

- $d_{60}$  – контролирующий диаметр частиц, меньше которого в данной породе 60 % от всех частиц;

- $d_{50}$  – средний или медианный диаметр частиц, относительно которого половина частиц породы мельче, а другая крупнее этого диаметра;  $d_{50}$  в ряде случаев определяет гранулометрический тип породы;

- $C_n = d_{60}/d_{10}$  – коэффициент неоднородности породы – является мерой неоднородности гранулометрического состава; при  $C_n < 3$  песчаные породы считаются однородными; в однородных породах частицы обладают близкими размерами, т.е. при формировании породы обломочный материал был хорошо отсортирован по размеру; при полной однородности породы, или при идеальной сортировке обломков по размеру,  $C_n = 1$ .

Данные ситового анализа графически представляют в виде следующих характеристик [17]:

- частные – по выходам отдельных классов;
- суммарные - «по плюсу» и «по минусу»;
- полулогарифмические;
- логарифмические;
- характеристики крупности по Розину –Раммлеру;
- дифференциальные функции распределения по крупности.

На графике с полулогарифмическими или логарифмическими шкалами по оси абсцисс откладывают логарифмы размеров сит, а по оси ординат - логарифмы суммарных выходов классов крупности.

Преимущество полулогарифмического масштаба по сравнению с линейным состоит в том, что расстояния между соседними значениями размеров сит на оси абсцисс в области мелких зерен увеличиваются, а в области крупных - сокращаются, что позволяет точнее определять выходы мелких классов [17].

Построение полулогарифмических характеристик еще упрощается, если набор сит имеет постоянный модуль (отношение размеров смежных сит), так как отрезки на оси абсцисс получаются имеющими одинаковую величину [2].

Построение гранулометрических характеристик в логарифмических координатах нередко используют для изучения закономерностей распределения материалов по крупности [43]. Логарифмическая характеристика крупности по минусу для дробленых и измельченных пород обычно прямолинейна [2].

Дифференциальные функции распределения  $g(x)$  по крупности показывают число зерен или массовые выходы классов крупности [36].

Число зерен в каждом классе или их массу называют численностью, частотой или «частотью» класса. При этом ординаты функции распределения выражают «частотью» на единицу длины узкого интервала по оси абсцисс –  $1/\text{мкм}$ .

По кривой суммарной характеристики можно определить теоретический выход любого класса крупности при грохочении материала по заданному размеру.

### **2.3. Математическое моделирование гранулометрического состава руды**

Построение гранулометрических характеристик в логарифмических координатах используют для изучения закономерностей распределения материалов по крупности. Для этой цели суммарные характеристики крупности

описывают аналитически уравнениями одного типа. Наиболее часто для расчетов используют уравнение Розина — Раммлера [5]:

$$R = 100 \exp (-bd^n), \quad (2.6)$$

где  $R$  — суммарный выход класса крупнее  $d$  (остаток на сите), %;  $d$  — размер отверстий сита;  $b, n$  — параметры, зависящие от свойств материала.

Если взять логарифмическую характеристику материала «по минусу», то его гранулометрический состав можно представить уравнением

$$\lg y = k \lg d + \lg A, \quad (2.7)$$

где  $y$  - суммарный выход класса мельче отверстий сита (по минусу);  $k$  - коэффициент, равный тангенсу угла наклона прямой;  $d$  - размер отверстий сита;  $\lg A$  - отрезок, отсекаемый прямой на оси ординат.

Переходя к антилогарифмам, получим:

$$y = Ad^k. \quad (2.8)$$

Данное уравнение суммарной характеристики называют уравнением Годэна-Андреева [5,69]. Значение показателя  $k$  определяет направление и степень изгиба гранулометрической характеристики. Если характеристику построить "по плюсу", то она будет: при  $k > 1$  - выпуклой, при  $k < 1$  - вогнутой и при  $k = 1$  - прямой. Следовательно, по значению  $k$  можно судить о преобладании в материале крупных или мелких зерен.

Лучшее согласие с экспериментальными данными получают при использовании уравнения Розина -Раммлера, выведенного авторами на основе анализа обширного количества данных гранулометрического анализа сыпучих материалов [7]:

$$R = 100 \exp (-bd^n), \quad (2.9)$$

где  $R$  — суммарный выход класса крупнее размера  $d$  (остаток на сите), %;  $d$  — размер отверстий сита;  $b$ ,  $n$  — параметры, зависящие от свойств материала и размерности  $d$  (мм, см, мкм);  $n$  — тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс.

$$\lg \frac{100}{R} = b d^n \lg e \quad (2.10)$$

$$\lg \lg \frac{100}{R} = n \lg d + \lg(b \lg e). \quad (2.11)$$

Уравнение Розина-Раммлера в координатах  $\lg \lg \frac{100}{R}, \lg d$  изображается прямой линией с угловым коэффициентом  $n$  (см. рисунок 2.2).

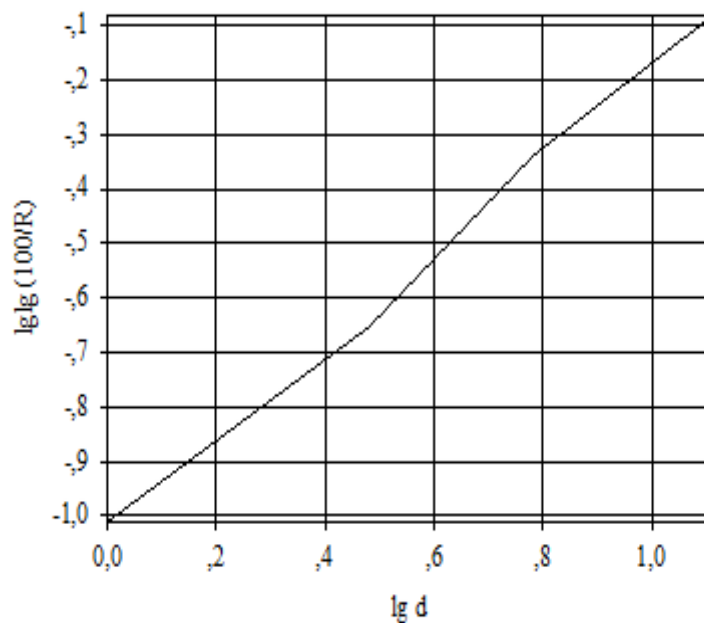


Рисунок 2.2. - Характеристика крупности по Розину-Раммлеру

## 2.4. Математическое моделирование процессов грохочения

Эффективность грохочения характеризует полноту разделения исходной смеси частиц различной крупности на просеивающей поверхности грохота [9,17,60].

Эффективность грохочения  $h$  по контрольному классу крупности (в классе, в котором частицы мельче отверстий сита) представляет собой отношение массы этого класса в подрешетном продукте  $Q_{\Pi}$  к массе того же класса ( $Q_{\text{и}}$ ) в исходном материале.

Нижним продуктом в исходной смеси является материал крупностью менее размера отверстий сита.

Если известно содержание нижнего класса  $a$  в исходном материале и его масса  $Q_{\text{и}}$ , то эффективность грохочения определяется по формуле:

$$h = 10^4 Q_{\Pi} / Q_{\text{и}}, \% \quad (2.15)$$

Эффективность грохочения  $h$  можно также определять как извлечение нижнего класса в подрешетный продукт:  $h = g_{\Pi} \cdot b / a$  [39].

Баланс по нижнему классу имеет вид:

$$Q_{\text{и}} a = Q_{\Pi} b + Q_{\text{н}} u \% \quad (2.16)$$

Где:  $Q_{\text{н}} = Q_{\text{и}} - Q_{\Pi}$ ;  $Q_{\text{и}}$ ,  $Q_{\Pi}$ ,  $Q_{\text{н}}$  - количество исходного материала, подрешетного и надрешетного продуктов,  $a$ ,  $b$ ,  $u$  - содержание нижнего класса в перечисленных продуктах.

Выход подрешетного продукта равен:  $g_{\Pi} = Q_{\Pi} / Q_{\text{и}} = (a - u) / (b - u)$ ;

Эффективность грохочения рассчитывается по формуле (%) [2]:

$$h = 100 g_{\Pi} b / a = 100 (b / a) (a - u) / (b - u). \quad (2.17)$$

В реальных условиях непрерывного процесса на обогатительных фабриках определять массу подрешетного продукта затруднительно, поэтому эффективность грохочения рассчитывается по «засорению» надрешетного продукта нижним классом, т. е. по содержанию нижнего класса  $a$  в исходном материале и надрешетном  $J$  продукте (если  $b = 100$  %) [39]:

$$h = 10^4 (a - J) / [a (100 - J)], \% \quad (2.18)$$

Таким образом, зная содержание  $a$  нижнего (мелкого) класса в материале, поступающем на грохочение, и определив рассевом содержание  $J$  этого же класса в надрешетном продукте, можно найти расчетным путем эффективность  $h$  процесса грохочения.

$$h = 100(b/a)(a - u) / (b - u) = 100 (a - J) b / [a (b - J)], \%. \quad (2.19)$$

Новые методы моделирования и расчета перемещения, просеивания и перераспределения частиц внутри слоя материала на грохотах позволяют найти пути повышения эффективности процессов грохочения [13,14]. Ориентируясь на поставленные цели и задачи моделирования, можно достигнуть разумного соотношения ресурсоемкости и точности вычислений и получить адекватную модель разделительного процесса, которая с достаточной точностью устанавливает связи между входными и выходными параметрами процесса, включая эффективность грохочения [14].

Для оперативного анализа эффективности грохочения применяют методику визиометрического анализа [112]. Кроме определения качества руды также ставится задача определения ее крупности. Методика получения гранулометрических характеристик, описанная в работе, включает получение изображений пробы руды или руды, находящейся на конвейере, получение математической модели изображения и ее трансформацию в совокупность параметров гранулометрического состава [54,78].

## Выводы к главе 2.

1. Прочность руды или породы измеряют методом одноосного сжатия. Методика определения временного сопротивления сжатию (раздавливанию) на образцах неправильной формы аналогична методике определения временного сопротивления раздавливанию на образцах правильной формы.

2. Для характеристики прочностных свойств руд и горных пород используют общий показатель (коэффициент) крепости, разработанный М.М. Протодяконовым, применяемый для общего сравнения прочности горных пород в разных отраслях промышленности и для разных процессов. Коэффициент крепости  $f$  приближенно определяется по временному сопротивлению раздавливанию  $[\sigma_{сж}]$  стандартного цилиндрического образца.

3. Для характеристики дробимости и измельчаемости горных пород применяют индекс работы  $W_i$  Бонда - удельный расход энергии в киловатт-часах на короткую тонну (короткая тонна — единица измерения массы, равна 0,907 метрической тонны.), необходимый для дробления от породы с начальным размером куска  $D_{ср} = \infty$  (бесконечного массива) до продукта, 80 % частиц которого имеют размер менее 100 мкм.

4. Гранулометрический анализ гранулометрического состава материала позволяет на обогатительных и сортировочных фабриках определять выходы различных классов, осуществлять контроль процессов грохочения, дробления, измельчения. Чаще всего гранулометрический состав исходного сырья и продуктов обогащения определяется посредством ситового анализа.

5. Данные ситового анализа графически представляют в виде следующих характеристик: - частные — по выходам отдельных классов; - суммарные - «по плюсу» и «по минусу»; - полулогарифмические; - логарифмические; - характеристики крупности по Розину - Раммлеру; - дифференциальные функции распределения по крупности.

6. Построение гранулометрических характеристик в логарифмических координатах используют для изучения закономерностей распределения материалов по крупности. Для этой цели суммарные характеристики крупности описывают аналитически уравнениями одного вида.

7. Эффективность грохочения характеризует полноту разделения исходной смеси частиц различной крупности на просеивающей поверхности. Эффективность грохочения  $h$  по контрольному классу (в котором частицы мельче отверстий сита) представляет собой отношение массы этого класса в подрешетном продукте к массе того же класса в исходном материале. В х условиях непрерывного процесса на обогатительных фабриках эффективность грохочения рассчитывается по «засорению» надрешетного продукта нижним классом, т. е. по содержанию нижнего класса в исходном материале и надрешетном продукте.

### ГЛАВА 3. МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ

В технологической цепочке дробление- грохочение эффективность конечного процесса обусловлена поддержанием системы в совокупности режимных параметров, обеспечивающих заданную производительность передела и гранулометрический состав дробленой руды при минимальных затратах электроэнергии [36,67]. Поставленная задача может быть решена с применением модель-ориентированных алгоритмов управления, использующих закономерности процессов дробления и грохочения в виде математической модели, связывающей входные, промежуточные и конечные параметры [23,34].

#### 3.1. Анализ причин снижения эффективности процессов рудоподготовки

Для выяснения причин снижения эффективности процессов рудоподготовки было проведено лабораторное исследование связи производительности дробилок с прочностью и дробимостью руды.

Измерение временного сопротивления сжатию (раздавливанию) раздавливанию проводилась на пяти кусках руды близкой к округлой формы размером от 50 до 60 мм по ортогональным осям.

Образцы руды подвергали осевому сжатию и измеряли удельную нагрузку в момент разрушения пробы. Предел прочности при одноосном сжатии вычисляли по формуле 2.1. Коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjаконову рассчитывается по формуле [59]:

$$f = 0,1\sigma_{сж} , \quad (3.1)$$

где  $\sigma_{сж}$  - предел прочности на одноосное сжатие (Мпа).

Результаты измерений показали, что коэффициент крепости руд колеблется в диапазоне 8-15 ед. по шкале М.М. Протоdjаконова (таблица 3.1).

Таблица 3.1. - Результаты экспериментов по дроблению различных типов руд

| Номер пробы                                | Индекс крепости по шкале Протодяконова | Продолжительность дробления, с | Расход энергии, кВтч | Удельный расход энергии |
|--------------------------------------------|----------------------------------------|--------------------------------|----------------------|-------------------------|
| Первичные порфиновые руды                  |                                        |                                |                      |                         |
| 1                                          | 14,4                                   | 196                            | 1,4                  | 14,0                    |
| 2                                          | 14,3                                   |                                |                      |                         |
| 3                                          | 14,2                                   |                                |                      |                         |
| 4                                          | 15,0                                   |                                |                      |                         |
| 5                                          | 14,3                                   |                                |                      |                         |
| Среднее                                    | 14,44                                  |                                |                      |                         |
| Смешанные вторичные сульфидизированне руды |                                        |                                |                      |                         |
| 1                                          | 10,4                                   | 140                            | 1,0                  | 10,0                    |
| 2                                          | 10,4                                   |                                |                      |                         |
| 3                                          | 10,9                                   |                                |                      |                         |
| 4                                          | 10,6                                   |                                |                      |                         |
| 5                                          | 10,1                                   |                                |                      |                         |
| Среднее                                    | 10,48                                  |                                |                      |                         |
| Смешанные окисленные руды                  |                                        |                                |                      |                         |
| 1                                          | 9,4                                    | 126                            | 0,88                 | 8,8                     |
| 2                                          | 8,3                                    |                                |                      |                         |
| 3                                          | 8,0                                    |                                |                      |                         |
| 4                                          | 8,6                                    |                                |                      |                         |
| 5                                          | 9,0                                    |                                |                      |                         |
| Среднее                                    |                                        |                                |                      |                         |
| Бедные пиритизированные руды               |                                        |                                |                      |                         |
| 1                                          | 14,0                                   | 136                            | 0,97                 | 9,7                     |
| 2                                          | 14,2                                   |                                |                      |                         |
| 3                                          | 14,1                                   |                                |                      |                         |
| 4                                          | 14,0                                   |                                |                      |                         |
| 5                                          | 14,7                                   |                                |                      |                         |
| Среднее                                    | 14,2                                   |                                |                      |                         |
| Смешанные серитизированные руды            |                                        |                                |                      |                         |
| 1                                          | 8,3                                    | 112                            | 0,8                  | 8,0                     |
| 2                                          | 8,0                                    |                                |                      |                         |
| 3                                          | 8,9                                    |                                |                      |                         |
| 4                                          | 8,2                                    |                                |                      |                         |
| 5                                          | 8,4                                    |                                |                      |                         |
| Среднее                                    |                                        |                                |                      |                         |

При проведении экспериментов по определению энергозатрат исходную руду дробили на лабораторных конусных дробилках с автоматической загрузкой

руды. Исходная крупность руды составляла 80% класса -80 мм. Конечная крупность дробленой руды составила 80% класса -8 мм, что обеспечивалось установкой ширины разгрузочной щели 6 мм.

Масса руды, подаваемой на дробление при эксперименте составляла 100 кг. Скорость подачи материала на дробление регулировали по показаниям датчика уровня руды в зоне загрузки. Начало и окончание процесса дробления фиксировали по продолжительности выгрузки дробленого материала из дробилки на ленту конвейера. Одновременно измеряли мгновенную и накапливаемую потребляемую электрическую мощность дробилки.

В таблице 3.1 представлены результаты экспериментов и расчетов по определению энергозатрат на мелкое дробление и измельчение. Результаты измерений показали, что удельные затраты энергии (индекс Бонда) для операции мелкого дробления составляют для различных типов руд от 8 до 14 кВтч/т мм<sup>-0,5</sup>.

Такие колебания вызывают фиксируемый операторами дробильно-транспортного отделения по скачкообразному уменьшению потребляемой мощности приводами дробилок нестационарный режим работы дробилок, при котором в 25% случаев они недогружены рудой, что является резервом для увеличения производительности.

### **3.2. Моделирование замкнутого цикла дробление - грохочение**

Модель процесса дробления и грохочения представляет собой динамическую систему, в которой существуют и поддерживаются относительно устойчивые соотношения между параметрами на близлежащих уровнях. Связь между конечными показателями и входными параметрами может быть получена как комплексная передаточная функция, в которую входят локальные соотношения между параметрами модели [55,74].

Совокупность рассматриваемых связей между входными, промежуточными и выходными параметрами процессов мелкого дробления и грохочения представлена на рисунке 3.2. Возмущающими параметрами процессов дробления и грохочения являются физико-механические свойства руды, в первую очередь ее прочность и гранулометрический состав. Важным параметром является ее

склонность к образованию удлиненных и плоских кусков, затрудняющих процесс грохочения. Регулируемые параметры модели – расход руды и ширина разгрузочной щели дробилки.

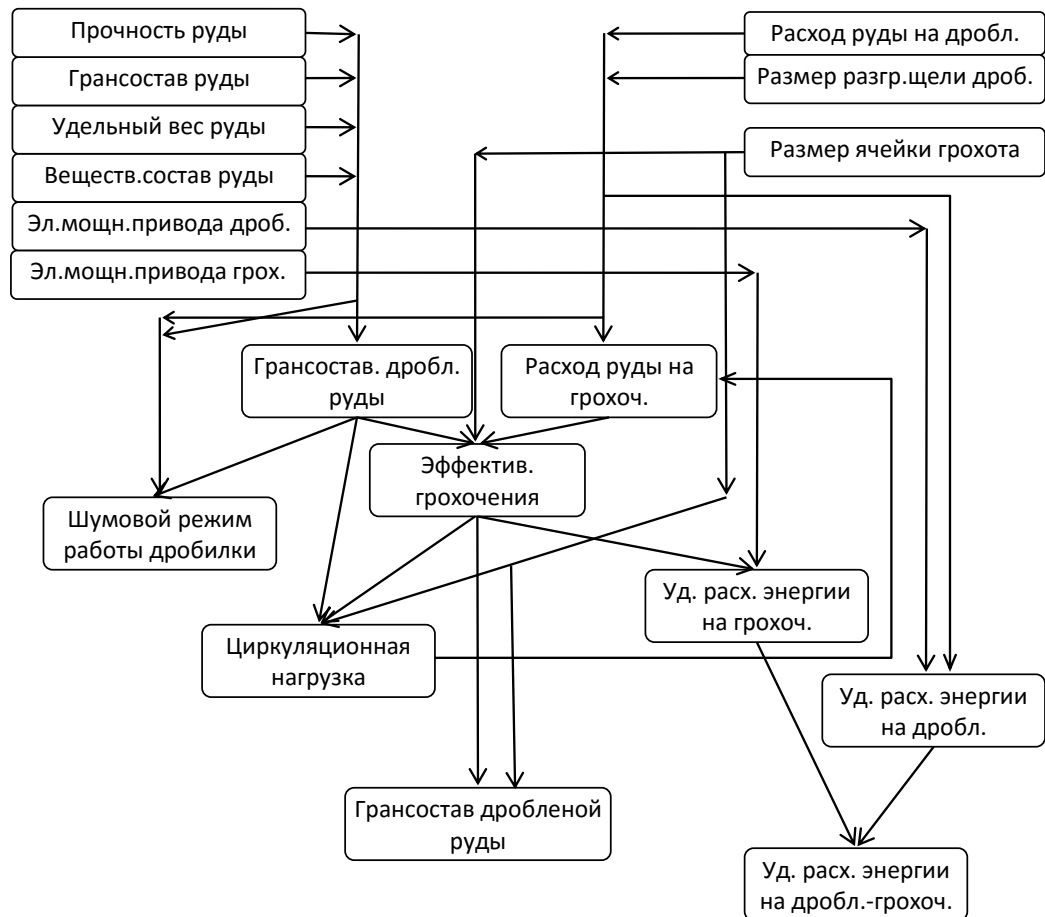


Рисунок 3.1. - Модель процесса мелкого дробления с проверочным грохочением и возвратом крупного класса

Размер ячейки грохота относится к условно регулируемым параметрам, поскольку его оперативное изменение в ходе процесса невозможно. Совокупность основных измеряемых параметров включает гранулометрический состав дробленой руды, циркуляционную нагрузку (выход плюсового класса с операции грохочения), расход энергии на дробление.

При использовании базовой схемы на ГОКе Эрдэнэт в качестве основного оптимизационного критерия качества процесса дробления ранее использовался выход класса +15 мм в разгрузке дробилки. При ведении процесса дробления в

замкнутом цикле содержание класса +15 мм уменьшилось и перестало отражать степень подготовленности руды к измельчению. Кроме того, в условиях замкнутого цикла существенно возросла нагрузка на дробилку и, соответственно, грохот, что привело к снижению энергоэффективности процесса рудоподготовки. В таких условиях возникла необходимость непрерывной корректировки параметров процесса дробления, в первую очередь производительности дробилки и ширины ее разгрузочной щели.

В соответствии с результатами ранее проведенных исследований и опыта работы передела рудоподготовки в качестве информативных параметров процесса дробления были выбраны циркулирующая нагрузка и потребляемая мощность привода дробилки. Критерием эффективности на первом этапе была выбрана эффективность грохочения. Это стало возможным благодаря развитию средств измерения гранулометрического состава продуктов схемы дробления на ГОКе Эрдэнэт.

### **3.3. Исследование закономерностей формирования гранулометрического состава в замкнутом цикле дробление – грохочение**

Для определения закономерностей формирования гранулометрического состава дробленной руды было проведено опробование операции мелкого дробления на ГОКе «Эрдэнэт». Опробование проводилось на дробилках марки КМД-3000Т2-ДП с регулируемой шириной разгрузочной щели и с базовой мощностью двигателя 360 кВт.

Пример разового опробования дробилки №14 представлен на рисунке 3.2. При проведении опробования снимались характеристики гранулометрического состава как входящей руды, так и продуктов грохочения мелкодробленной руды. Одновременно фиксировалась ширина разгрузочной щели дробилки, выхода надрешетного и подрешетного продуктов, ток и потребляемая электрическая мощность привода дробилки.

**Результаты опробования дробилки КМД-3000Т2-Д (техн.№14)  
при работе в замкнутом цикле с грохотом ГПКТ-72У**

Дата опробования **11.12.07 г**

| Класс<br>крупности, мм | Надрешетный  |              | Подрешетный  |              | Питание       |
|------------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|---------------|
|                        | гр.          | %            | гр.          | %            |               |
| +25                    | 810          | 3.88         |              |              | 1.89          |
| -25+20                 | 1780         | 8.54         |              |              | 4.15          |
| -20+18                 | 2490         | 11.94        |              |              | 5.81          |
| -18+15                 | 5930         | 28.44        | 515          | 2.34         | 15.03         |
| -15+12.5               | 5230         | 25.08        | 2145         | 9.73         | 17.20         |
| -12.5+6.3              | 4365         | 20.94        | 9290         | 42.15        | 31.84         |
| -6.3                   | 1055         | 5.06         | 10090        | 45.78        | 25.99         |
| <b>Итого</b>           | <b>20850</b> | <b>100.0</b> | <b>22040</b> | <b>100.0</b> | <b>100.0</b>  |
| <b>Ном.круп</b>        | <b>24мм</b>  |              | <b>14мм</b>  |              | <b>19.3мм</b> |

Разгрузочная щель дробилки КМД№14

10мм

**Производ-ть дробилки КМД№ 14**

**474 тн/ч**

Циркулирующая нагрузка

230.4 тн/ч

Выход надрешетного продукта

48.61 %

Выход подрешетного продукта

51.39 %

Сод.кл. -15 мм в питании грохота

75.02 %

Сод.кл. -12.5мм в питании грохота

57.82 %

Сод.кл. -12.5 мм в подреш.продукте

87.93 %

Эффективность по классу -15мм

65.23 %

-12.5 мм

74.38 %

**Номинальная крупность продукта**

**14мм**

Наработка броней

811387 тн

Температура масла эксцентрика

41 °С

Температура вал шестерн

51 °С

Температура на сливе

33 °С

Температура на баке

35 °С

Температура вход

29 °С

Ток-я нагрузка эл.двигателя.мощност

208 кВт

Ток

28 А

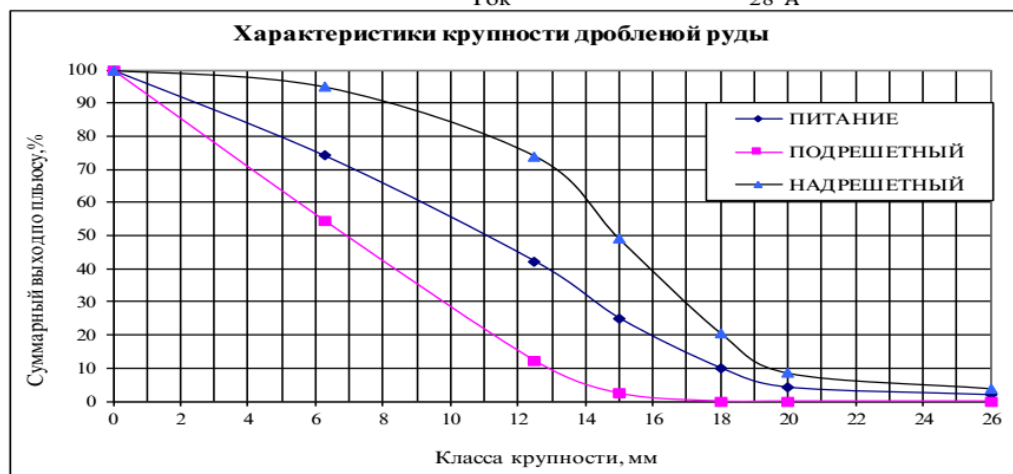


Рисунок 3.2. Окно программы опробования дробилки КМД-3000Т2-ДП и грохота ГПКТ-72-У в отделении мелкого дробления на ОФ ГОКа Эрдэнэт

По полученным результатам контроля рассчитывались эффективность грохочения по классу -12 мм и удельный расход электроэнергии на 1 т исходной руды и готового класса руды (таблица 3.2).

Таблица 3.2. - Результаты опробования дробилок КМД3000Т2-ДП

| Ширина<br>разгрузоч-<br>ной щели | Производи-<br>тельность<br>дробилки,т/ч | Выход<br>надрешетного<br>продукта, % | Потребл.<br>мощность,<br>кВт | Уд. расх<br>электроэнергии,<br>кВтч/т | Эффективность<br>грохочения по<br>классу -12 мм, % |
|----------------------------------|-----------------------------------------|--------------------------------------|------------------------------|---------------------------------------|----------------------------------------------------|
| 8,5                              | 426                                     | 6                                    | 262                          | 0,615                                 | 90,1                                               |
| 8,5                              | 434                                     | 6,3                                  | 266                          | 0,613                                 | 88,8                                               |
| 8,5                              | 442                                     | 7,7                                  | 277                          | 0,627                                 | 87,6                                               |
| 8,5                              | 450                                     | 9,5                                  | 290                          | 0,644                                 | 86,1                                               |
| 8,5                              | 458                                     | 12,5                                 | 309                          | 0,675                                 | 84,5                                               |
| 8,5                              | 466                                     | 17,5                                 | 328                          | 0,704                                 | 83                                                 |
| 8,8                              | 426                                     | 7                                    | 257                          | 0,603                                 | 89,5                                               |
| 8,8                              | 434                                     | 7,6                                  | 260                          | 0,599                                 | 88,2                                               |
| 8,8                              | 442                                     | 9                                    | 267                          | 0,604                                 | 87,1                                               |
| 8,8                              | 450                                     | 10,5                                 | 274                          | 0,609                                 | 85,8                                               |
| 8,8                              | 458                                     | 12,8                                 | 295                          | 0,644                                 | 84,2                                               |
| 8,8                              | 466                                     | 17,5                                 | 300                          | 0,644                                 | 82,4                                               |
| 9,1                              | 434                                     | 9,3                                  | 252                          | 0,581                                 | 87,7                                               |
| 9,1                              | 442                                     | 10,2                                 | 257                          | 0,581                                 | 86,8                                               |
| 9,1                              | 450                                     | 11,6                                 | 262                          | 0,582                                 | 85,3                                               |
| 9,1                              | 458                                     | 14,5                                 | 275                          | 0,600                                 | 83,6                                               |
| 9,1                              | 466                                     | 18,7                                 | 294                          | 0,631                                 | 81,1                                               |
| 9,1                              | 474                                     | 25,3                                 | 309                          | 0,652                                 | 75,8                                               |
| 9,4                              | 434                                     | 9,9                                  | 249                          | 0,574                                 | 87,2                                               |
| 9,4                              | 442                                     | 11,1                                 | 253                          | 0,572                                 | 85,8                                               |
| 9,4                              | 450                                     | 13,5                                 | 262                          | 0,582                                 | 84,6                                               |
| 9,4                              | 458                                     | 16,8                                 | 271                          | 0,592                                 | 82,8                                               |
| 9,4                              | 465                                     | 22,5                                 | 292                          | 0,628                                 | 81                                                 |
| 9,4                              | 474                                     | 28,8                                 | 280                          | 0,591                                 | 79,2                                               |
| 9,7                              | 434                                     | 10,6                                 | 246                          | 0,567                                 | 86,7                                               |
| 9,7                              | 442                                     | 13,1                                 | 251                          | 0,568                                 | 85,5                                               |
| 9,7                              | 450                                     | 15,9                                 | 260                          | 0,578                                 | 84,1                                               |
| 9,7                              | 458                                     | 18,2                                 | 271                          | 0,592                                 | 83                                                 |
| 9,7                              | 466                                     | 23,6                                 | 289                          | 0,620                                 | 80,8                                               |
| 9,7                              | 474                                     | 29,7                                 | 298                          | 0,632                                 | 77,6                                               |
| 10                               | 434                                     | 11,4                                 | 244                          | 0,562                                 | 86,3                                               |
| 10                               | 442                                     | 12,2                                 | 250                          | 0,566                                 | 85,5                                               |
| 10                               | 450                                     | 15,2                                 | 259                          | 0,576                                 | 84,5                                               |
| 10                               | 458                                     | 19,8                                 | 272                          | 0,594                                 | 83,2                                               |
| 10                               | 466                                     | 24,9                                 | 287                          | 0,616                                 | 80,9                                               |
| 10                               | 474                                     | 30,5                                 | 304                          | 0,641                                 | 76,4                                               |
| 10                               | 482                                     | 36,2                                 | 318                          | 0,660                                 | 71,8                                               |

Всего было проведено 200 разовых опробований, которые были усреднены по двум параметрам: ширине разгрузочной щели и производительности дробилки. Эти параметры были приняты в качестве взаимно независимых. Остальные параметры процесса являлись функционально зависимыми от ширины разгрузочной щели и производительности дробилки. Причем, в соответствии с выбранной моделью, расход энергии на дробление был использован как промежуточный параметр, с одной стороны связанный с входными параметрами процесса, с другой – отражающий физико-механические свойства руды.

Значительный массив данных опробования позволил получить адекватные статистические зависимости выходных параметров от входных и промежуточных.

На первом этапе математической обработки результатов опробования были получены зависимости промежуточных параметров от входных, а также параметрические зависимости между промежуточными и выходными параметрами. Для упрощения модели исходный интервал варьирования входных параметров был выбран в пределах фактически поддерживаемых значений в реальном технологическом процессе. Это обеспечивало с одной стороны устойчивость модели, а с другой стороны – простоту математического аппарата.

Анализ зависимостей выхода надрешетного класса от производительности дробилки КМД-3000Т (рисунок 3.3а) показал, что увеличение производительности в интервале 425-480 т/ч ведет к увеличению выхода надрешетного продукта.

При построении зависимости на общей выборке отмечается ее нелинейный вид. Параметры связаны между собой достаточно тесно, коэффициент детерминированности превышает 0,89.

При построении зависимостей для фиксированных интервалов значений разгрузочной щели получаем абсолютно высокие значения коэффициентов детерминированности от 0,96 до 0,98. Обнаруженный характер зависимостей связан с влиянием фактора эффективности грохочения. При повышении производительности эффективность грохочения снижается и выход плюсового класса растет.

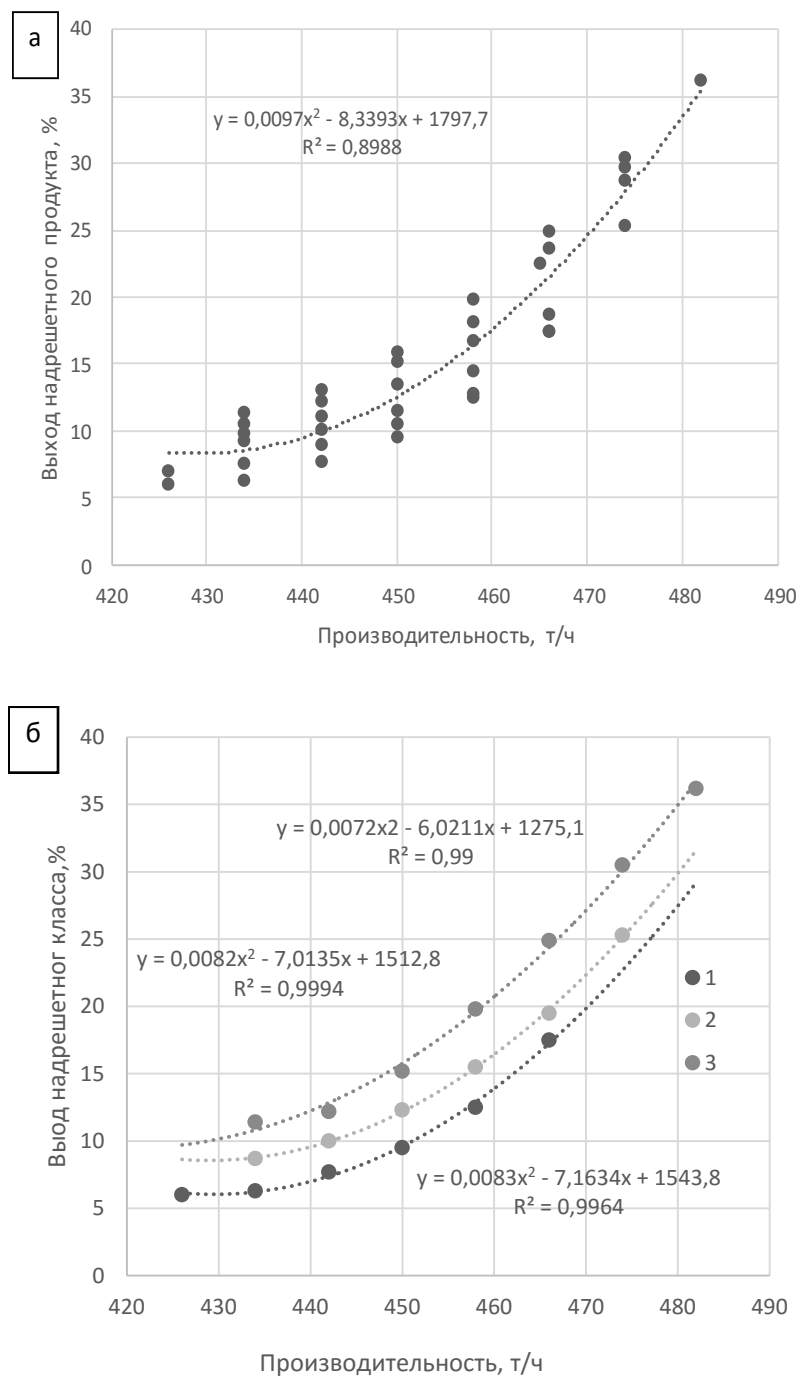


Рисунок 3.3. - Зависимость выхода надрешетного класса от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП: а) по общему массиву данных; б) - при различной ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

Анализ зависимостей потребляемой мощности привода (рисунок 3.4а) от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП по общему массиву данных показывает близкую по форме к линейной, связь между выходным и входным параметрами.

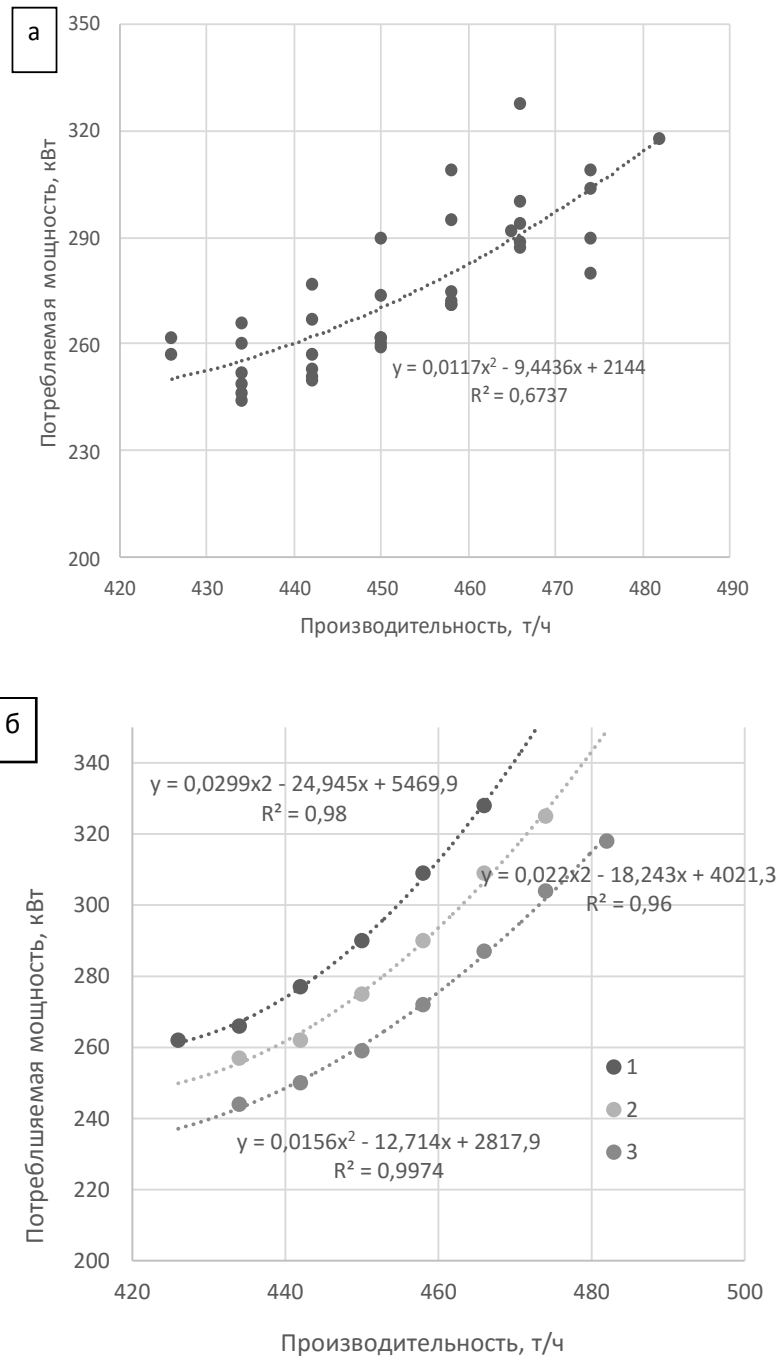


Рисунок 3.4. - Зависимость потребляемой мощности привода (б) от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП а) по общему массиву данных; б) - при различной ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

Еще более четко зависимости становятся близкими к линейным для отдельных интервалов варьирования ширины разгрузочной щели (рисунок 3.4б). Отклонения от линейности наблюдаются при малых нагрузках на дробилку и обусловлены наличием потребляемой мощности «холостого хода».

Важным фактором процесса является ширина разгрузочной щели дробилки. Увеличение ширины разгрузочной щели закономерно увеличивает выход плюсового класса операции грохочения (рисунок 3.5а). Зависимости близка к линейной, что сохраняется и при построении зависимостей для отдельных интервалов производительности дробилки (рисунок 3.5б)

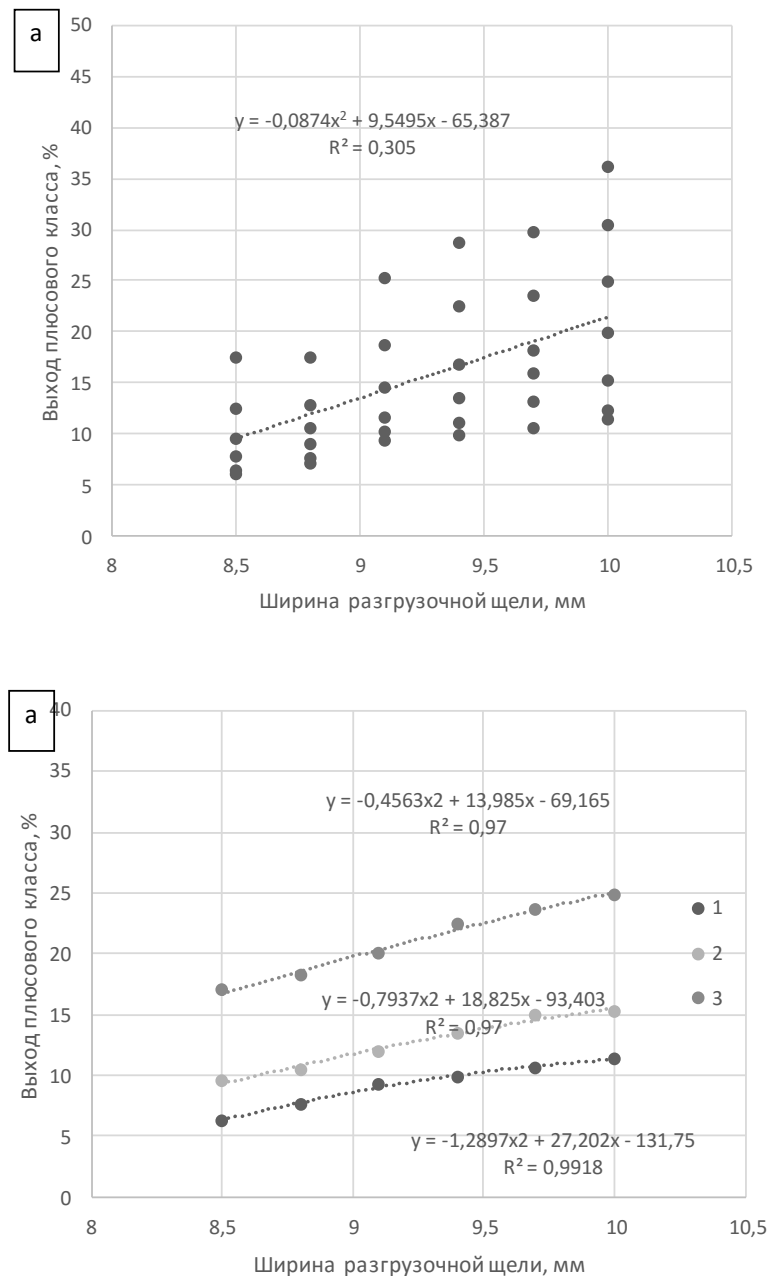


Рисунок 3.5. - Зависимость выхода надрешетного класса от ширины разгрузочной щели дробилки КМД-3000Т2-ДП: а) по общему массиву данных; б) – для интервала производительности: 1 – 434 т/ч; 2 – 450 – 458 т/ч; 3 – 466т/ч

Увеличение ширины разгрузочной щели закономерно увеличивает потребляемую мощность дробилки (рисунок 3.6а). Заметная нелинейность зависимости для общего массива исходных данных обусловлена эффектом смещения диапазона производительности при изменении ширины разгрузочной щели и исчезает при построении отдельных зависимостей для фиксированных значений производительности дробилки (рисунок 3.6б).

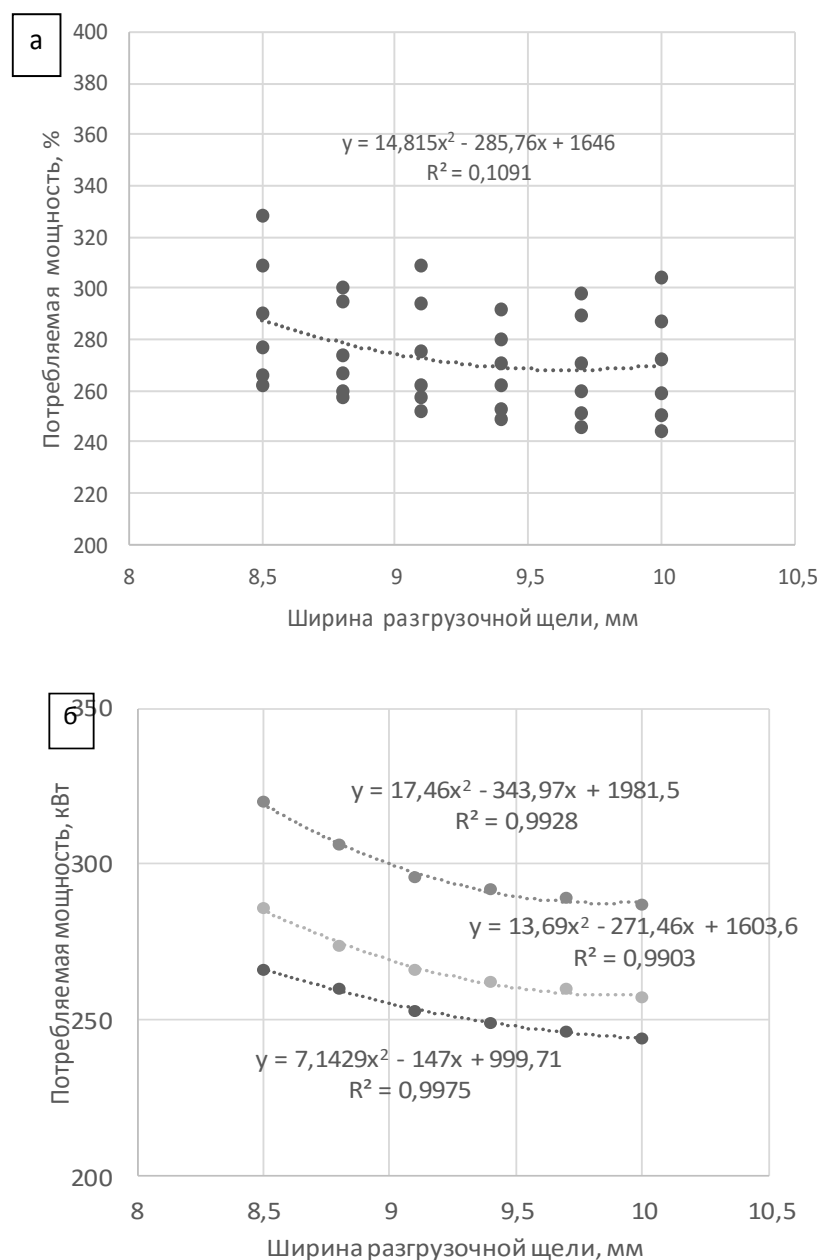


Рисунок 3.6. - Зависимость потребляемой мощности от ширины разгрузочной щели дробилки КМД-3000Т2-ДП: а) по общему массиву данных; б) при производительности: 1 – 434 т/ч; 2 – 450 – 458 т/ч; 3 – 466т/ч

На эффективность грохочения ширина разгрузочной щели оказывает существенно меньшее влияние, однако и здесь заметно, что увеличение ширины разгрузочной щели приводит к снижению эффективности грохочения лишь на 5% (рисунок 3.7а). Аналогичный результат получен и для зависимостей, полученных для отдельных диапазонов производительности (рисунок 3.7б).

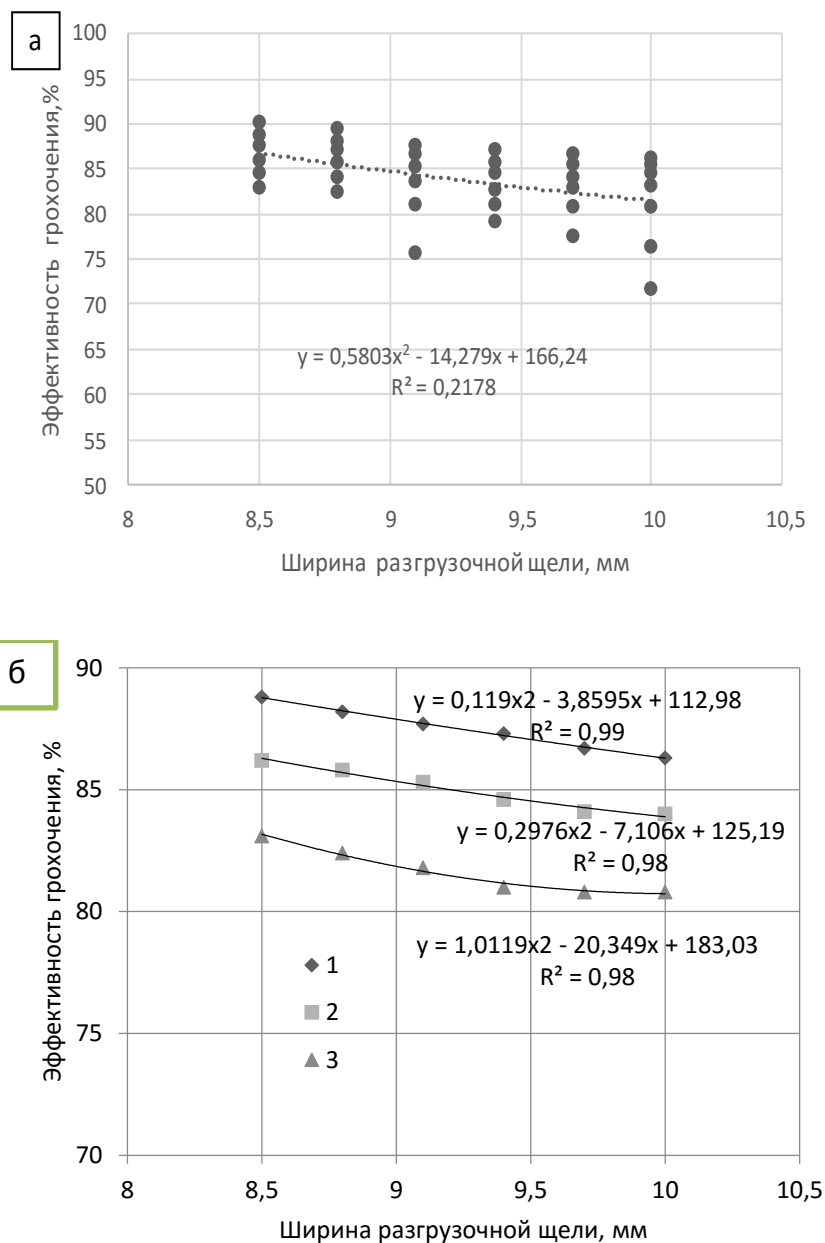


Рисунок 3.7. - Зависимость эффективности грохочения по классу -12 мм от ширины разгрузочной щели: а) по общему массиву данных; б) - при производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП: 1 – 435 т/ч; 2 – 450 т/ч; 3 – 465 т/ч

Здесь сталкиваются два фактора: с одной стороны, увеличение ширины разгрузочной щели уменьшает количество минусового класса и облегчает его разгрузку, а с другой увеличивается высота слоя плюсового класса и увеличивается время достижения минусовым классом просеивающей поверхности.

Анализ гранулометрического состава продуктов грохочения показал, что в интервале производительности от 430 до 470 т/ч эффективность грохочения  $E_{гр}$  по классу -12 мм линейно снижается, а при дальнейшем повышении производительности происходит более резкое снижение эффективности грохочения. (рисунок 3.8а).

При анализе аналогичных зависимостей, полученных при ширине разгрузочной щели 8,5, 9,1 и 10 мм очевидно наличие устойчивой связи между параметрами, пригодной для использования в алгоритмах автоматизированного управления (рисунок 3.8б).

Одновременно можно сделать вывод о том, что в математическую модель процесса необходимо заложить многопараметрическую модель, которая будет связывать промежуточные и выходные параметры с двумя или более входными и промежуточными параметрами.

Учитывая, что для полученных зависимостей для относительно широкого диапазона значений переменных (практически для всей рабочей зоны параметров модели) наблюдается зависимость, близкая к линейной, вероятно будет эффективным использование линейных уравнений связи между параметрами.

Использование в модели промежуточных параметров, при достаточной точности их измерений, согласно полученным результатам, будет способствовать точности математической модели и устойчивости предполагаемых алгоритмов модель-ориентированного управления процессами дробления и грохочения.

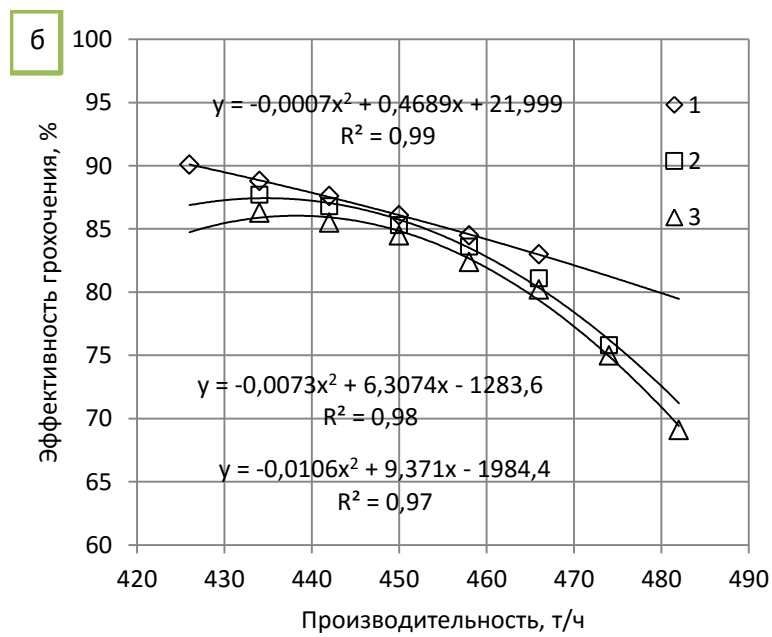
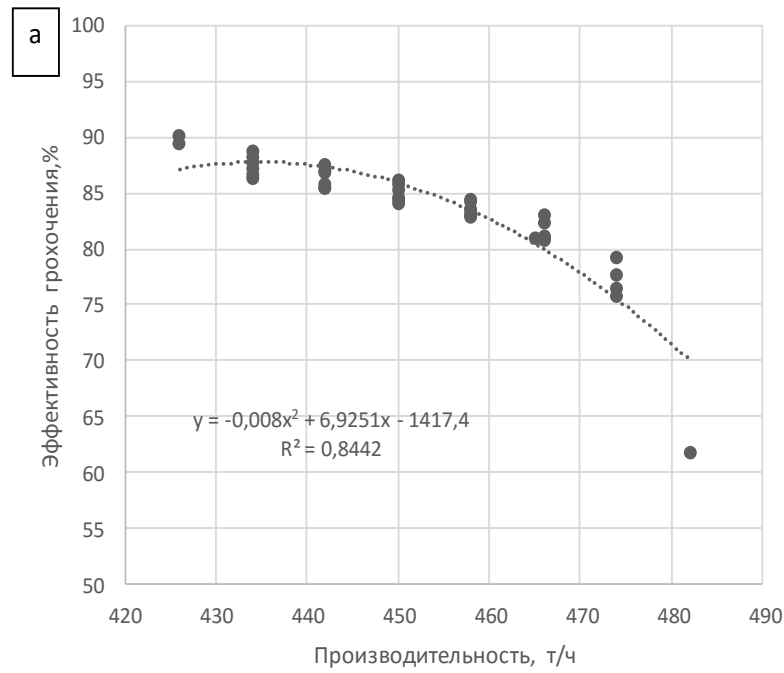


Рисунок 3.8. - Зависимость эффективности грохочения по классу -12 мм от производительности дробилки КМД-3000Т2-ДП при ширине разгрузочной щели:  
1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

### 3.4. Анализ эффективности промежуточных параметров процессов дробления и грохочения

Проведенный анализ показал, что в большинстве случаев зависимости между входными и выходными параметрами близки к линейным, что дает основание выбрать для аппроксимации массивов исходных данных при множественном регрессионном анализе линейную модель без взаимного влияния факторов [23,71,87]. Однако, при выборе учитываемых входных параметров модели необходимо отразить влияние неконтролируемых свойств исходной руды.

Для выбора таких параметров была проведено сравнение тесноты связи промежуточных параметров с входными. Для этого использовались регрессионные уравнения с двумя входными величинами – производительностью и шириной разгрузочной щели. Для построения регрессионных уравнений использовался классический математический аппарат.

Полученное регрессионное уравнение зависимости выхода надрешетного класса  $\gamma_+$  (циркулирующего продукта) ( $Y_1$ ) от производительности  $Q_d$  ( $X_1$ ) в интервале от 430 до 470 т/ч и размера разгрузочной щели  $a_d$  ( $X_2$ ) в интервале от 8 до 10 мм описываются следующим уравнением:

$$Y_1 = -210.7278 + 0.4021X_1 + 4.7044X_2. \quad (3.2)$$

Отмечается существенно большая связь выходного параметра с производительностью и меньшая – с шириной разгрузочной щели (таблица 3.3).

Таблица 3.3. - Матрица парных коэффициентов корреляции:

| -     | $Y_1$  | $X_1$  | $X_2$  |
|-------|--------|--------|--------|
| $Y$   | 1      | 0.8939 | 0.5523 |
| $X_1$ | 0.8939 | 1      | 0.2802 |
| $X_2$ | 0.5523 | 0.2802 | 1      |

Погрешность аппроксимации составила 7,36%. Множественный коэффициент корреляции  $R$  составил 0,94.  $R^2 = 0,876$ .

Табличное значение критерия Фишера  $F$  составило 128,2 при  $F_{кр} (2;34) = 3,23$

Статистическая значимость уравнения проверена с помощью коэффициента детерминации и критерия Фишера. Установлено что параметры модели статистически значимы. Нелинейная зависимость выхода плюсового класса от производительности обусловлена сложной формой зависимости эффективности грохочения от нагрузки.

Зависимость потребляемой мощности ( $Y_2$ ) от производительности ( $X_1$ ) и ширины разгрузочной щели ( $X_2$ ) выражается зависимостью:

:

$$Y_2 = -175.0113 + 1.3478X_1 - 18.8678X_2. \quad (3.3)$$

Отмечается существенно большая связь выходного параметра с производительностью и меньшая – с шириной разгрузочной щели (таблица 3.4).

Таблица 3.4. - Матрица парных коэффициентов корреляции

| -     | Y       | $X_1$  | $X_2$   |
|-------|---------|--------|---------|
| Y     | 1       | 0.8197 | -0.1884 |
| $X_1$ | 0.8197  | 1      | 0.2802  |
| $X_2$ | -0.1884 | 0.2802 | 1       |

Средняя ошибка аппроксимации составила 9,87%. Погрешность аппроксимации составила 9,77%. Множественный коэффициент корреляции  $R$  составил 0,92.  $R^2 = 0,83$ .

Табличное значение критерия Фишера  $F$  составило 75,5 при  $F_{кр} (2;34) = 3,23$

Установлено что параметры модели статистически значимы. Однако сниженное значение множественного коэффициента корреляции говорит о существенном влиянии неконтролируемых входных параметров процесса. Именно поэтому в случае наличия возможности измерения энергопотребления станет возможным учесть влияние параметров сырья на показатели замкнутого цикла дробление - грохочение.

Эффективность грохочения является весьма информативным промежуточным параметром, поскольку наряду с входными параметрами процесса характеризует физико-механические свойства руды, а именно ее склонностью к разделению на сеющих поверхностях, которая в свою очередь определяется вязкостью руды и ее лещадностью.

Математическая связь эффективности грохочения  $E_{гр}$  ( $Y_3$ ) с производительностью ( $X_1$ ) и размером разгрузочной щели ( $X_2$ ) описывается уравнением:

$$Y_3 = 204.1267 - 0.2423X_1 - 1.6714X_2. \quad (3.4)$$

Отмечается существенно большая связь выходного параметра с производительностью и меньшая – с шириной разгрузочной щели (таблица 3.5).

Таблица 3.5. - Матрица парных коэффициентов корреляции

| -     | Y       | $X_1$   | $X_2$   |
|-------|---------|---------|---------|
| Y     | 1       | -0.9321 | -0.4655 |
| $X_1$ | -0.9321 | 1       | 0.2802  |
| $X_2$ | -0.4655 | 0.2802  | 1       |

Погрешность аппроксимации составила 17,7%. Множественный коэффициент корреляции R составил 0,76.  $R^2 = 0,6$ . Табличное значение критерия Фишера F составило 68,2 при  $F_{кр}(2;34) = 3,23$

Установлено что параметры модели статистически значимы. Однако сниженное значение множественного коэффициента корреляции говорит о существенном влиянии неконтролируемых входных параметров процесса. Именно поэтому в случае наличия возможности измерения эффективности грохочения станет возможным учесть влияние параметров сырья на показатели замкнутого цикла дробление - грохочение.

Для обоснования использования рассмотренных промежуточных параметров процесса дробления в модели процесса были получены уравнения множественной регрессии выходного параметра – выхода плюсового класса ( $Y_4$ )

от регулируемых (производительность ( $X_1$ ), ширина разгрузочной щели ( $X_1$ )) и нерегулируемых (потребляемая мощность ( $X_3$ ) и эффективность грохочения ( $X_4$ )) параметров.

Регрессионное уравнение имеет следующий вид:

$$Y_4 = 49.019 + 3.031X_1 + 0.08104X_2 + 0.02688X_3 - 1.2626X_4. \quad (3.5)$$

Средняя ошибка аппроксимации составила 7,2%. Множественный коэффициент корреляции  $R$  составил 0,98. Коэффициент детерминации  $R^2 = 0,96$ . Значение критерия Фишера составило 165,1. Табличное значение  $F_{кр}(4;32) = 2.61$ .

Сравнение характеристик связи выхода плюсового класса с входными параметрами показывает, что использование в качестве таковых дополнительно вводимых промежуточных параметров потребляемой мощности и эффективности грохочения делает модель весьма точной, о чем говорит близкое к единице значение критерия множественной корреляции и существенное превышение критерия Фишера над граничным.

Таким образом, полученные результаты позволили установить математическую связь рассмотренных входных параметров (ширины разгрузочной щели и производительности) с промежуточные (потребляемая энергия и эффективность грохочения) и обосновать целесообразность их использования в качестве дополнительных информационных критериев процесса рудоподготовки.

### **Выводы к главе 3.**

1. Установлены закономерности формирования гранулометрического состава дробленной руды (выхода плюсового и минусового класса процесса грохочения) при варьировании технологических параметров (производительности, ширины разгрузочной щели, потребляемой мощности привода, эффективности грохочения).

2. Получены уравнения связи между параметрами модели процессов дробления и грохочения, и показано, что в большинстве случаев они близки к линейным, что обосновывает возможность использования линейных уравнений

множественной регрессии для описания связей выходных технологических параметров процесса дробления и грохочения с входными и промежуточными.

3. Разработана многопараметрическая модель процессов дробления и грохочения в замкнутом цикле, представленная в виде количественных соотношений, определяющих взаимосвязанное изменение параметров гранулометрического состава, эффективности грохочения, энергоемкости дробления с производительностью и шириной разгрузочной щели дробилки.

4. Определена совокупность контролируемых параметров и критериев эффективности для оптимизации параметров замкнутых схем дробление – грохочение и режимов работы технологического оборудования рудоподготовки. Обосновано применение расхода энергии и эффективности грохочения в качестве дополнительных параметров, отражающих влияние на показатели процессов и характеризующих качество руды. Показано, что многопараметрическая модель характеризуется весьма высокими показателями точности ( $R^2 = 0,96$ .  $F = 165,1$  при  $F_{кр}(4;32) = 2,61$ ).

## **ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА КРИТЕРИЕВ ОПТИМИЗАЦИИ И СПОСОБА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ**

Важным условием оптимизации процесса рудоподготовки и разработки эффективных систем автоматизированного управления является разработка обоснованных критериев эффективности [33,73,85]. Использование таких критериев должно отражать объективные закономерности процессов дробления и грохочения, а также учитывать общие задачи обоганительных процессов, в частности процесса измельчения [21,79,86]. Применение объективно обоснованного критерия оптимизации при реализации способа управления процессами дробления и грохочения на основе контроля гранулометрического состава руды обеспечит увеличение производительности и снижение энергозатрат на дробление [51,65,70].

### **4.1. Выбор и обоснование критерия выхода продуктивного класса**

Для оптимизационного управления процессами дробления грохочения необходимо использовать параметр, отражающий эффективность всех процессов в целом и по отдельности [11,24,80]. В качестве такого критерия предлагается использовать разработанный З. Ганбаатаром [19-21] и применяемый на ГОКе критерий «Выход «продуктивного класса» после корректировки и адаптации к новым условиям, прежде всего к ведению процесса мелкого дробления в замкнутом цикле и снижению крупности дробленной руды. В этих условиях критерий выхода «продуктивного класса» должен отражать особенности процесса грохочения, в частности эффективность грохочения.

Для обоснования новых границ продуктивного класса были проанализированы зависимости затрат электроэнергии на дробление в замкнутом цикле при различной ширине разгрузочной щели. В качестве исходной базы были взяты результаты массового автоматизированного опробования цикла дробление-грохочение, частично описанные и проанализированные в предыдущей главе.

Анализ результатов опробования показал, что при увеличении ширины разгрузочной щели в интервале от 6 до 10 мм при постоянной производительности (460 т/ч) происходит снижение энергозатрат (рисунок 4.1).

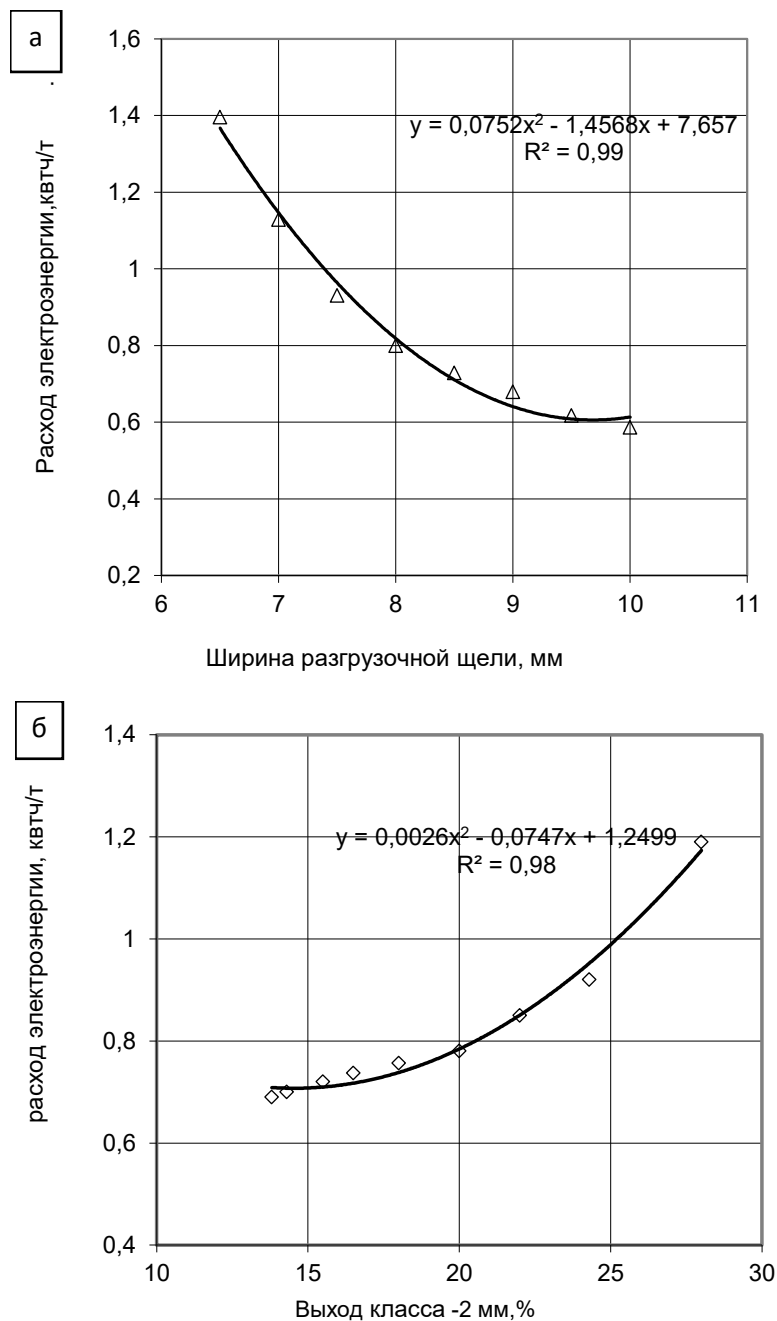


Рисунок 4.1. - Экспериментальная зависимость удельного расхода электроэнергии на мелкое дробление медно-молибденовой руды текущей добычи от ширины разгрузочной щели дробилки КМД3000 (а) и выхода класса -2 мм в дробленой руде (б)

При уменьшении ширины разгрузочной щели происходит увеличение выхода мелкого класса (-2 мм). Проведенный анализ параметрической связи между энергозатратами на дробление и выходом мелкого класса (-2 мм), при ограничении пределов колебаний остальных параметров, показывает, что при увеличении выхода класса крупности -2 мм происходит увеличение энергозатрат (рисунок 4.16).

Установленная закономерность объясняется протеканием процесса дробления в неоптимальном режиме, когда энергия привода тратится на непроизводительное объемное сжатие, недостаточное в силу конструкции дробилки для разрушения кусков руды по механизму, реализуемому в валковых дробилках [8].

Зависимость расхода электроэнергии на дробление руды от ее крупности показывает, что эти параметры тесно связаны между собой, и что увеличение выхода класса -2 мм является для процесса дробления негативным фактором.

Увеличение выхода класса +10 мм снижает показатели обогащения из-за снижения эффективности шарового измельчения. Как показывают результаты исследований, увеличение выхода класса +10 мм приводит к увеличению продолжительности измельчения или в условиях постоянной продолжительности – к снижению выхода готового класса крупности в измельченной руде.

В соответствие с установленными закономерностями процесса дробления в качестве параметра оптимизации процесса дробления предлагается использовать критерий, называемый выход «продуктивного класса»  $\gamma_{\text{пк}}$  в дробленой руде, причем для процесса мелкого дробления к «продуктивному классу» предложено относить фракцию +2 -10 мм. Такой критерий является комплексным, адаптированным к условиям замкнутого цикла дробление - грохочение и позволяет вести процесс в режиме, при котором предупреждается чрезмерный выход как крупных, так и мелких классов дробленой руды.

Для обоснования выбранного критерия были проведены дополнительные исследования. Дробилка мелкого дробления была испытана в открытом и закрытом цикле с операцией проверочного грохочения в широком диапазоне производительности (от 350 до 550 т/ч). Увеличение производительности проводилось в пошаговом режиме на 25 т/ч через 10 минут.

В другой серии опытов исследовалось влияние ширины разгрузочной щели при заданной производительности дробилки. Увеличение ширины разгрузочной щели проводилось на 0,5 мм за одно подтягивание. Режим работы дробилки изменялся через каждые 10 минут. В этих условиях удавалось достичь установившегося режима дробления и грохочения. Проба дробленой руды отбиралась в конечном диапазоне временного отрезка. По данным рассева руды по классам +12, -12 +10, -10 +6, -6 +2 и -2 мм были рассчитаны величины выхода «продуктивного класса» для различных режимов дробления и грохочения, достигаемых изменением нагрузки и ширины разгрузочной щели.

Как видно из рисунка 4.2, зависимости выхода выбранного в качестве критерия процесса выхода «продуктивного класса» дробленой руды (+2-10 мм) от производительности позволяют определить область рациональных режимов.

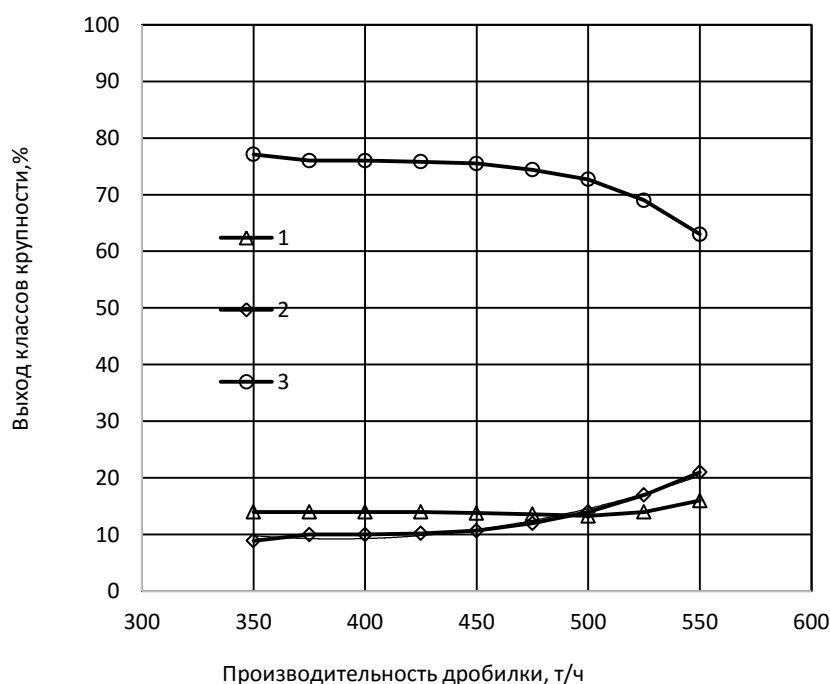


Рисунок 4.2. - Зависимость выходов классов крупности дробленой руды от производительности дробилки КМД 3000Т2-П при работе в замкнутом цикле с грохотом: 1 - выход класса -2 мм; 2 - выход класса +10 мм; 3 - выход класса +2 - 10 мм

Так из рисунка видно, что в интервале производительности от 350 до 450 т/ч существенного изменения выходов классов крупности +10 мм и -2 мм не происходит.

Увеличение производительности свыше 450 т/ч ведет к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие роста выхода класса - 2 мм. Это происходит вследствие роста циркулирующей нагрузки и, увеличения нагрузки на грохот и возвращения кусков готовой крупности в питание дробилки. Нагрузка свыше 500 т/ч возможна только при увеличении разгрузочной щели дробилки до 9 мм, однако при этом происходит резкое увеличение выхода класса +10 мм (рисунок 4.3).

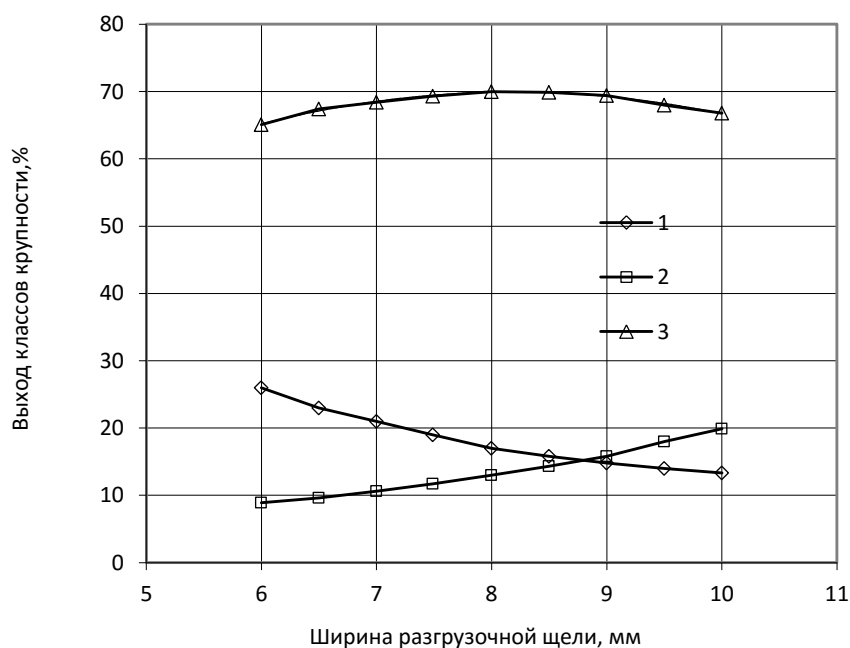


Рисунок 4.3. - Зависимость выходов классов крупности дробленой руды от ширины разгрузочной щели дробилки КМД 3000Т2-П в замкнутом цикле с грохотом: 1. - Выход класса -2 мм. 2. - выход класса +10 мм. 3. - Выход класса +2-10 мм.

Анализ данных опробования позволил получить регрессионные уравнения выхода «продуктивного класса» ( $Y$ ) от производительности ( $X_1$ ) и ширины разгрузочной щели ( $X_2$ ) дробилки (уравнения 4.1 и 4.2):

$$Y = 0,0004X_1^2 - 0,326X_1 + 72,27, \quad (4.1)$$

$$Y = -0,987X_2^2 + 16,17X_2 + 3,74. \quad (4.2)$$

Анализ полученных результатов показал, что увеличение производительности дробилки свыше 480 т/ч существенно снижает выход «продуктивного класса» (рисунок 4.3).

Зависимости выхода «продуктивного класса» дробленой руды (+2-10 мм) от ширины разгрузочной щели, как видно из рисунка 4.3, характеризуются наличием максимума в области 8 мм. Увеличение разгрузочной щели более 8,5 мм приводит к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие роста выхода класса +10 мм. Уменьшение разгрузочной щели менее 7,5 мм приводит к увеличению выхода класса - 2 мм.

Обоснование адекватности выбранного критерия обосновано результатами оценки работы передела мелкого дробления в открытом и замкнутом цикле. Сравнение полученных результатов для открытого и замкнутого циклов дробление - грохочение (таблица 4.1) позволяет сделать следующие выводы. Ведение процесса дробления в замкнутом цикле позволяет получить оптимальный по гранулометрическому составу продукт, характеризующийся максимальным выходом «продуктивного класса» в области значений ширины разгрузочной щели 7,5-8,5 мм.

При этом абсолютное значение выхода «продуктивного класса» в мелкодробленой руде при использовании замкнутой схемы дробление-грохочение (70,5%) значительно превышает соответствующее значение для открытого цикла (61,2%).

Полученные результаты обосновывают целесообразность и возможность использования параметра выход «продуктивного класса» -2 + 10 мм при оптимизационном управлении процессом мелкого дробления в замкнутом цикле.

Таблица 4.1. – Показатели работы дробилки в открытом и замкнутом цикле

| Производительность<br>цикла дробление -<br>грохочение, т/ч | Выход<br>класса +10<br>мм, % | Выход<br>класса -2<br>мм, % | Выход<br>класса -10<br>+2 мм, % | Расход энергии в<br>циклах дробление<br>/измельчение/сумма,<br>кВтч/т |
|------------------------------------------------------------|------------------------------|-----------------------------|---------------------------------|-----------------------------------------------------------------------|
| В открытом цикле                                           |                              |                             |                                 |                                                                       |
| 430                                                        | 30,0                         | 4,9                         | 65,1                            | 0,45/4,83/5,28                                                        |
| 450                                                        | 35,1                         | 4,8                         | 60,1                            | 0,44/4,77/5,21                                                        |
| 475                                                        | 37,2                         | 4,5                         | 58,3                            | 0,42/4,95/5,37                                                        |
| Средневзвешенное                                           | 34,1                         | 4,7                         | 61,2                            | 0,44/4,84/5,29                                                        |
| В замкнутом цикле                                          |                              |                             |                                 |                                                                       |
| 430                                                        | 18,5                         | 10,0                        | 71,5                            | 0,77/4,12/4,89                                                        |
| 450                                                        | 19,3                         | 10,2                        | 70,5                            | 0,79/4,12/4,90                                                        |
| 475                                                        | 21,8                         | 10,4                        | 67,8                            | 0,78/4,13/4,91                                                        |
| Средневзвешенное                                           |                              |                             | 70,5                            | 0,78/4,12/4,90                                                        |

#### 4.2. Выбор и обоснование критерия эффективности грохочения по критическому классу крупности

Как было показано в главе 3, эффективность грохочения является важным элементом модели замкнутого цикла дробление-грохочение и при наличии возможности ее эффективного измерения может использоваться в качестве критерия оптимизации. В работах большого количества исследователей в области грохочения руд было показано, что скорость прохождения кусков различной крупности через просеивающую поверхность грохота неодинакова [13,52,63]. В нашем случае предлагается использовать для оценки эффективности грохочения отдельный узкий класс крупности [46]. Для подтверждения справедливости гипотезы были использованы данные анализа гранулометрического состава плюсового и минусового классов экспериментов по дроблению медно-молибденовой руды в условиях варьирования нагрузки на дробилку. Результаты статистической обработки результатов экспериментов, приведенные в таблице

4.2 и на рисунке 4.4, показывают степень влияния производительности на эффективность грохочения по отдельным классам крупности.

Таблица 4.2. - Корреляционные характеристики связей эффективности грохочения по узким и широким классам крупности и производительности дробилки

| Производительность,<br>т/ч       | Эффективность грохочения по классу, % |            |             |              |              |              |      |
|----------------------------------|---------------------------------------|------------|-------------|--------------|--------------|--------------|------|
|                                  | -2<br>мм                              | -6+2<br>мм | -10+6<br>мм | -12+10<br>мм | -15+12<br>мм | +15-20<br>мм | -12  |
| 350                              | 98,3                                  | 97,3       | 95,3        | 86,3         | 42,8         | 11,3         | 90,1 |
| 375                              | 98,3                                  | 96,8       | 94,4        | 85,1         | 42,1         | 11,0         | 89,2 |
| 400                              | 98,3                                  | 96,2       | 94,2        | 84,5         | 36,4         | 11,5         | 88,4 |
| 425                              | 98,0                                  | 96,4       | 94,4        | 83,4         | 36,0         | 11,1         | 88,2 |
| 450                              | 97,3                                  | 95,8       | 93,0        | 80,2         | 35,1         | 10,5         | 87,5 |
| 475                              | 97,1                                  | 95,4       | 92,1        | 72,7         | 33,2         | 10,3         | 85,1 |
| 500                              | 96,4                                  | 94,7       | 91,0        | 67,3         | 32,1         | 10,3         | 82,2 |
| 525                              | 95,5                                  | 93,9       | 90,7        | 64,2         | 28,3         | 10,5         | 78,2 |
| 550                              | 95,3                                  | 93,3       | 90,1        | 61,1         | 25,3         | 10,3         | 75,4 |
| Коэффициент<br>парной корреляции | 0,11                                  | 0,14       | 0,38        | 0,76         | 0,65         | 0,09         | 0,67 |

В практике рудоподготовки наиболее часто используется критерий эффективности грохочения по готовому классу крупности. Однако этот критерий часто малоэффективен вследствие варьирования гранулометрических характеристик исходной руды. Изменение в руде выхода мелких классов и их быстрое прохождение через сито воспринимается как улучшение эффективности грохочения. Поэтому было предложено в качестве критерия эффективности грохочения применить выход узкого класса крупности, разделение которого по продуктам грохочения в меньшей степени будет зависеть от свойств руды, а в большей степени от режимов работы дробилок и грохотов.

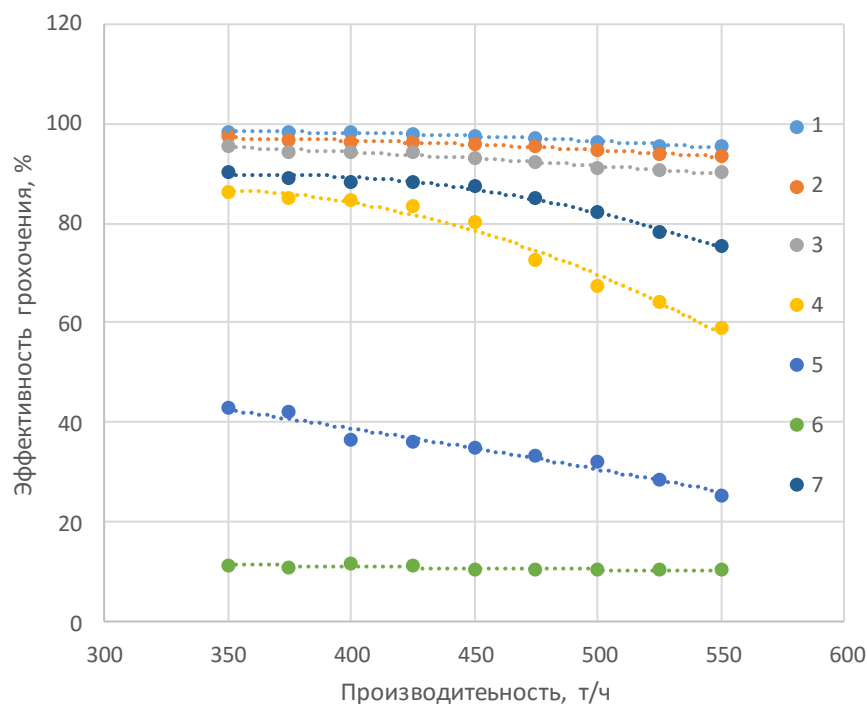


Рисунок 4.4. - Зависимости эффективности грохочения от производительности грохота: классы крупности: 1 - -2 мм; 2 - -6+2 мм; 3 - -10+6 мм; 4 - -12+10 мм; 5 - -15+12 мм; 6 - +15-20 мм; 7 - 12 мм

Результаты статистического анализа показывают, что наиболее тесная связь входного параметра – производительности дробилки и, соответственно нагрузки на грохот наблюдается с параметром выход класса -12 +10 мм (к-т парной корреляции -0,76). Причиной этого является затрудненная проходимость кусков «критической крупности» через решетку грохота [13,43,62]. Анализ зависимостей на рисунке 4.4 подтверждает вывод о наибольшей чувствительности эффективности грохочения по классу -12 +10 мм от производительности.

Использование данного критерия более эффективно, поскольку не связано с гранулометрическим составом пробы, изменяющим выход плюсового и минусового классов операции грохочения. Полученные результаты послужили основанием для выбора данного параметра - эффективности грохочения по отдельному классу крупности -12 +10 мм в качестве критерия эффективности процесса грохочения в целом.

#### **4.3. Разработка принципиальной блок-схемы системы и алгоритма управления процессом дробления**

Разработанная блок-схема системы автоматизированного управления процессами дробления и грохочения предполагает использование системы онлайн-измерения гранулометрического состава дробленой руды (надрешетного и подрешетного продуктов).

Алгоритм управления процессом дробления, представленный на рисунке 4.5, предполагает измерение вышеописанных параметров руды: циркулирующей нагрузки, производительности по исходному питанию, гранулометрического состава минусового и плюсового классов операции грохочения, потребляемой мощности привода дробилки.

В начальной стадии алгоритма предусмотрено измерение параметров потока, гранулометрического состава руды, потребляемой мощности дробилки. При анализе характеристик гранулометрического состава руды производится расчет массовой доли класса  $-12 +10$  мм в надрешетном и подрешетном продукте и затем расчет выхода продуктивного класса  $(-12 +2$  мм) и расчет выхода надрешетного продукта (циркулирующей нагрузки (рисунок 4.5). На основании полученных результатов производится расчет оптимальной ширины разгрузочной щели (или команды на следующий шаг системы подтяжки конуса) и производительности дробилки [20,79,81].

Расчет изменения ширины разгрузочной щели дробилки производится как на основании текущих данных анализа. Так и построенной математической модели процесса (по уравнениям связи между величинами выхода продуктивного класса и выхода надрешетного продукта с одной стороны и ширины разгрузочной щели с другой стороны) и расчет изменения производительности дробилки (по уравнениям связи между величинами эффективности грохочения и удельного расхода электроэнергии на дробление).

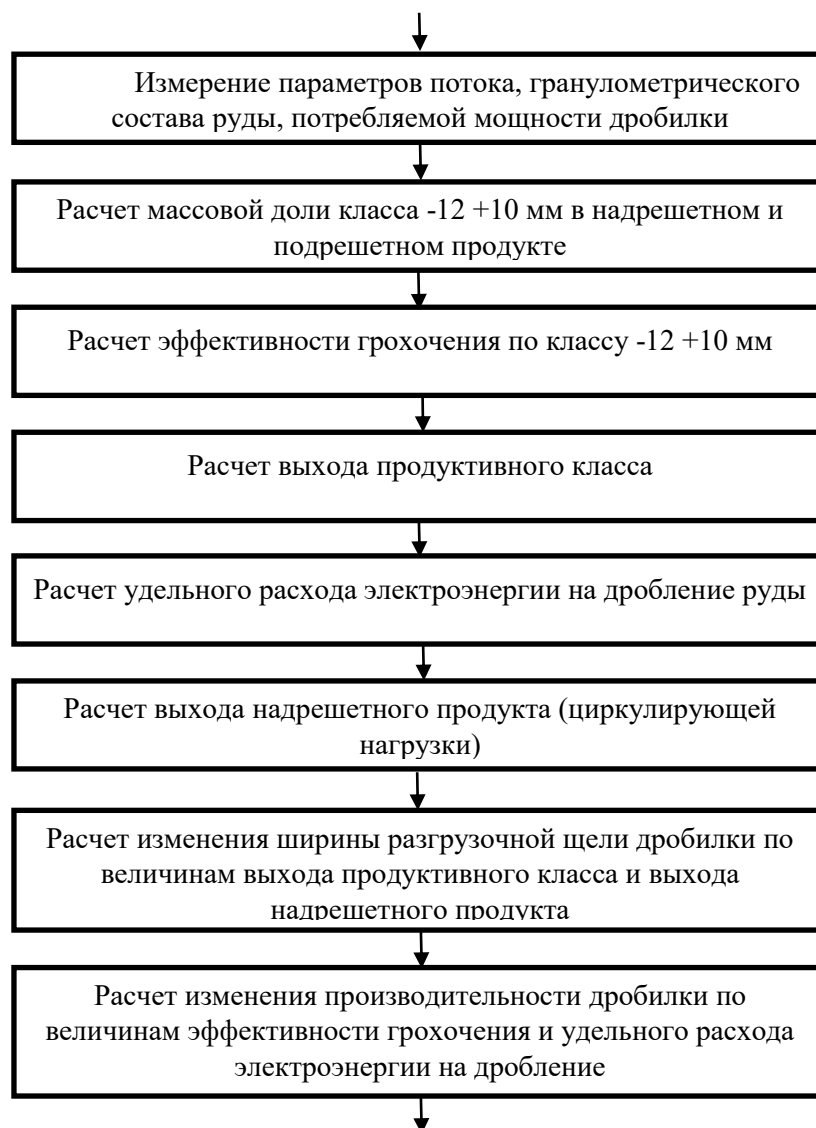


Рисунок 4.5. - Блок-схема алгоритма оптимизационного управления процессами дробления и грохочения

Новизна предложенного способа управления процессом дробления в замкнутом цикле заключается в использовании в алгоритме промежуточных параметров: удельного расхода электроэнергии на дробление и эффективности грохочения по классу -12 +10 мм (критическому классу), выхода продуктивного класса (-12 +2 мм) [79].

Реализация данного алгоритма возможна при наличии системы оперативного измерения гранулометрической характеристики дробленой руды и потребляемой электрической мощности используемыми дробилками.

#### **Выводы к главе 4.**

1. В качестве критерия оптимизации процесса дробления предлагается использовать критерий, называемый выход «продуктивного класса»  $\gamma_{\text{пк}}$  в дробленой руде – выход фракции +2 -10 мм. Проведенными исследованиями показано, что такой критерий является комплексным, адаптированным к условиям замкнутого цикла дробление - грохочение и позволяет вести процесс в режиме, при котором предупреждается чрезмерный выход как крупных, так и мелких классов дробленой руды.

2. В качестве критерия оптимизации процесса дробления предложена величина эффективности грохочения по классу -12 +10 мм. Проведенными исследованиями показано, что этот критерий обладает тесной связью с входным параметром – производительности дробилки и его применение обосновано чувствительностью скорости прохождения кусков «критической крупности» через решетку грохота к условиям процесса.

3. Разработан алгоритм управления процессом дробления и грохочения, который включает измерение циркулирующей нагрузки, производительности по исходному питанию, гранулометрического состава минусового и плюсового классов операции грохочения, потребляемой мощности привода дробилки. Далее производится расчет промежуточных параметров: удельного расхода электроэнергии на дробление и эффективности грохочения по критическому классу, выхода продуктивного класса. На основании полученных результатов производится расчет оптимальной ширины разгрузочной щели (или команды на следующий шаг системы подтяжки конуса) и производительности дробилки.

## **ГЛАВА 5. РАЗРАБОТКА СПОСОБА И СИСТЕМЫ ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ В УСЛОВИЯХ НЕПРЕРЫВНОГО ПОТОКА**

Разработка способа предполагает выбор точек и средств контроля гранулометрического состава руды, потребляемой мощности, потоков исходной руды и циркулирующей нагрузки. Особое внимание уделяется выбору и корректировке методике визиометрического анализа крупности руды [40,82]. Решение поставленной задачи также требует разработки математического аппарата расчета параметров гранулометрического состава дробленной руды в условиях непрерывного потока от нескольких дробильно-сортировочных комплексов [77,84].

### **5.1. Состав установки для визиометрического анализа гранулометрического состава руды**

Важными задачами является выбор точки и способа контроля гранулометрического состава дробленной руды [5,26,]. На обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт в дробильно-транспортном отделении (ДТО) дробление руды осуществляется на нескольких каскадах дробилок и грохотов [7]. Подрешетный продукт - дробленая руда поступает на сборный конвейер № 18. Видеодатчик системы «ГРАНИКС», предназначенный для отработки методик получения и обработки изображений с последующим расчетом параметров гранулометрического состава руды был установлен над конвейером №18 (рисунок 5.1).

При работе видеодатчика информация от устройства съема видеоизображений 6 передавалась в процессор 8, где проводилось распознавание изображения и расчет гранулометрического состава продукта по встроенной программе системы «ГРАНИКС» (разработчик программного обеспечения Уральский политехнический университет) [78].

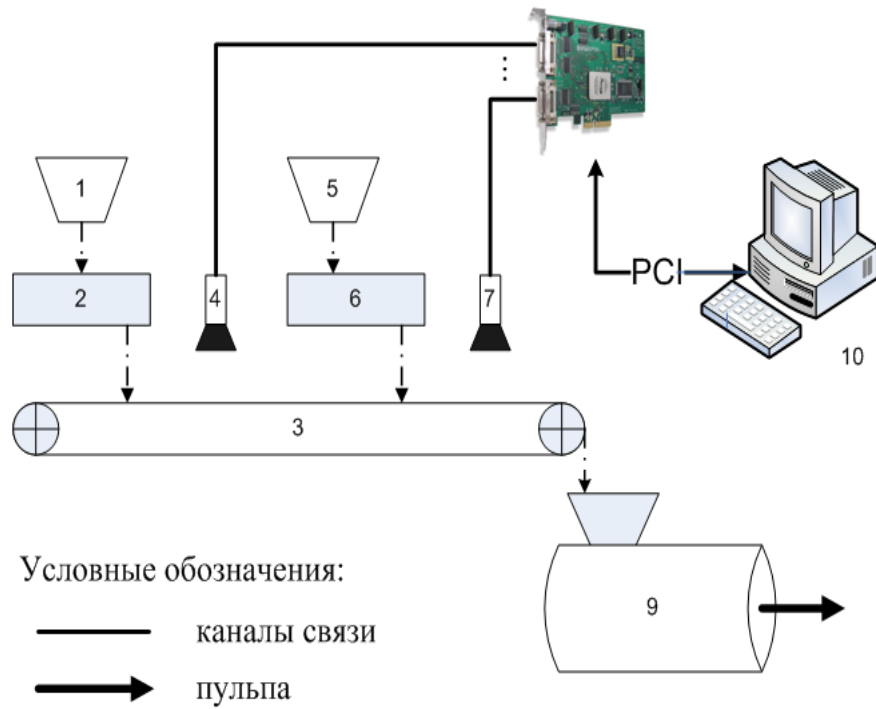


Рисунок 5.1. - Схема и общий вид установки видеодатчика системы «ГРАНИКС» над конвейером: 1, 5 - дробилки; 2, 6 - грохоты; 3- конвейер; 4, 7 – устройства съема видеоизображений; 8 – процессор; 9 - барабанная мельница; 10 – сервер

Обработанная информация передавалась в сервер дробильно-транспортного отделения, где выполнялись операции системы автоматизированного управления.

## **5.2. Разработка методики визиометрического определения гранулометрического состава руды**

В обработке изображений использовались процедуры гистограммной обработки изображений, пороговой бинаризации полутоновых участков, пространственной фильтрации изображений, выделение контуров, визуализации результатов сегментации и расчета гистограмма распределения крупности [89,108,116,119].

Для разделения кусков руды на фракции различной крупности применяются алгоритмы цифровой обработки изображений.

Самым простым способом является идентификация куска по занимаемой площади. Для этого необходимо, что бы цветовая (тональная) заливка куска была относительно однородной. Для обеспечения однородной заливки применяется выделение контуров кусков. После оконтуривания определяется количество смежных пикселей одного цвета (тона).

В предложенной методике применен относительно новый подход к решению задачи сегментации кусков на изображении - метод водораздела. Принцип этого метода и шаги алгоритма сегментации описаны в литературе [117].

Алгоритм определения гранулометрического состава рудной массы включает следующие этапы:

1. Предобработка исходного изображения.
2. Получение карты градиента в качестве функции сегментации.
3. Вычисление маркеров переднего плана.
4. Вычисление по методу маркерного водораздела на основании функции сегментации.
5. Визуализация результатов сегментации

*Предобработка исходного изображения.* Для улучшения изображения применен фильтр выравнивания гистограммы. Этот фильтр выполняет коррекцию на основе гистограммы изображения. Он осветляет светлые участки изображения, делает большую глубину яркости в тенях и улучшает контраст по всему изображению. Далее был применен фильтр сглаживания. Сглаживание позволяет избавиться от шумов, что приводит к более четкому выделению контуров (рисунок 5.2).

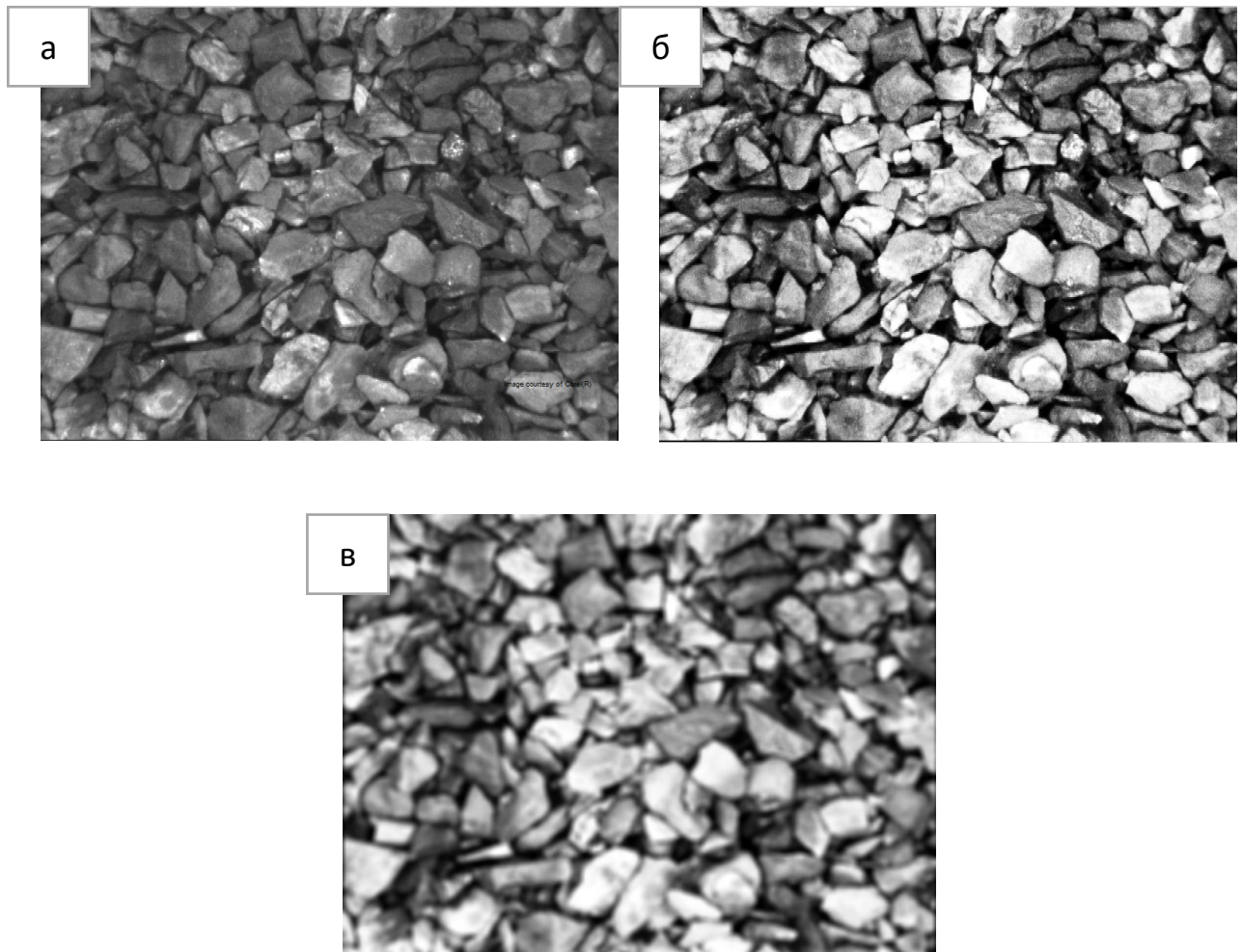


Рисунок 5.2. – Видеоизображение, полученное с конвейера (а), результат выравнивания гистограммы изображения (б) и сглаживания изображения (в)

Для сглаживания исходного изображения применяется алгоритм двумерной свертки с ядром Гаусса  $9 \times 9$ , сигма 4 пикселя.

Для вычисления значения градиента используется оператор Собела [29,87]. Градиент яркости имеет большие значения на границах объектов и небольшие (в большинстве случаев) вне этих границ (рисунок 5.3).

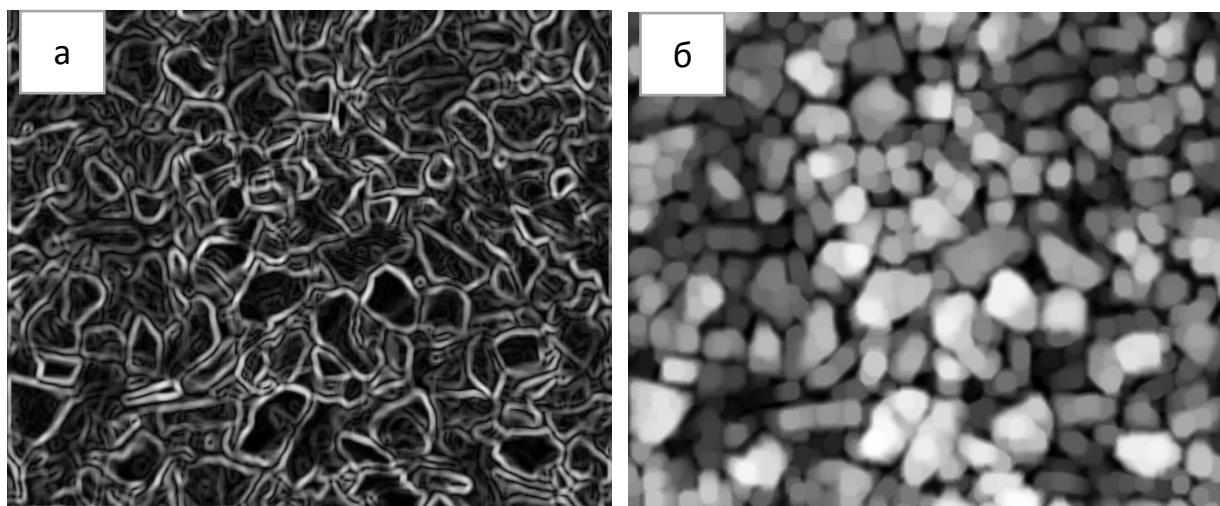


Рисунок 5.3. –Результат применения оператора Собела (а) и морфологической операции раскрытия элементов изображения (б)

Таким образом, вычислив значения градиента яркости, можно приступить к сегментации элементов изображений с помощью метода маркерного водораздела.

Для маркировки объектов переднего плана могут использоваться различные процедуры. В этом алгоритме использована морфологическая операция, которая называется "раскрытие". Операция раскрытия приведет к образованию светлых пятен и формированию маркеров.

Далее вычисляются локальные максимумы и получают маркеры переднего плана (см. рисунок 5.4).

На рисунке 5.4б изображено наложение маркеров переднего плана на исходное изображение. Некоторые скрытые или закрытые элементы изображения не являются точно маркированными. Это свойство влияет на формирование результата и многие такие объекты изображения не могут быть обработаны

функцией сегментации и определены. Таким образом, маркеры переднего плана отображают положение объектов на изображении.

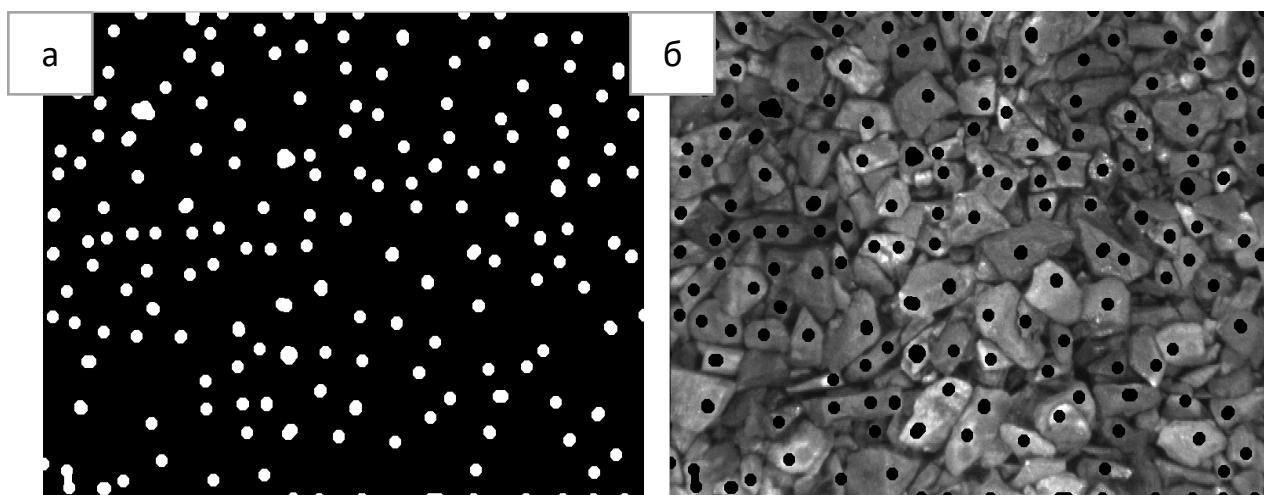


Рисунок 5.4 –Маркеры, полученные вычислением локальных максимумов (а) и наложенные на исходное изображение (б)

При сегментации элементов методом водораздела пиксели фона являются темными, и для того, чтобы провести морфологические операции над ними необходимо получить границы объектов, которые подвергаются сегментации. При обработке производится «расширение» объектов таким образом, чтобы получить достоверный скелет изображения или, так называемый, передний план полутонового изображения. Данная задача решается с применением метода водораздела путем измерения расстояний до линий водораздела [29]. Последовательность выполнения операций иллюстрируется изображениями на рисунке 5.5а,б,в.

Наилучшие результаты получаем при использовании комбинированной обработки с использованием результатов маркерного водораздела и значений карты градиента, что проиллюстрировано на рисунке 5.5в. В результате комбинирования результатов водораздела и значений карты градиента Собела весьма точно фиксируется месторасположение сегментированных объектов и их границы.

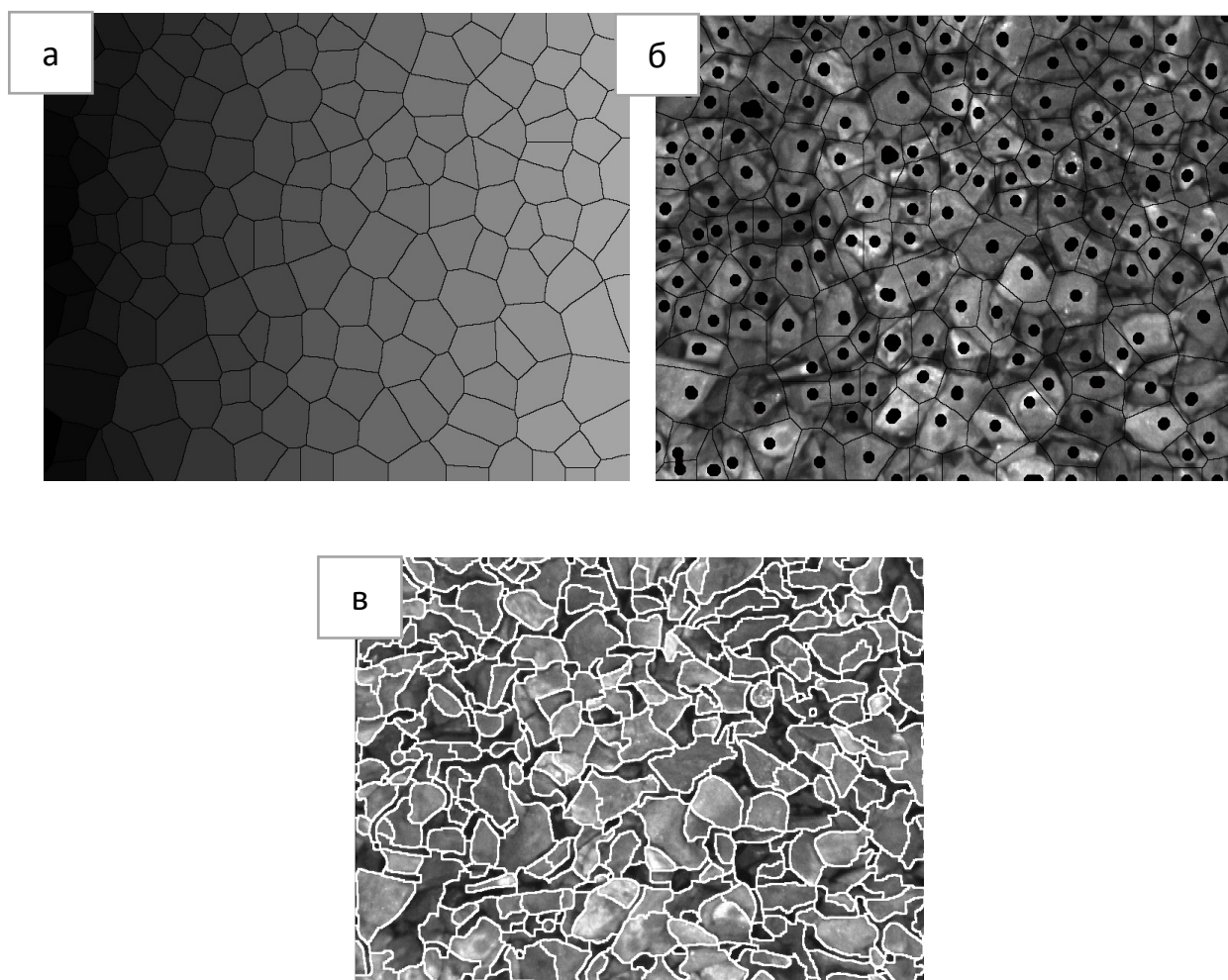


Рисунок 5.5 –Результат водораздела (а), линии водораздела, наложенные на исходное изображение (б) и результат работы маркерного водораздела (в)

Далее проводилась визуализация результатов сегментации. По структурированной поверхности изображения (см. рисунок 5.5) выполняется автоматическая оценка размеров выделенных гранул, исследуется их распределение по размеру, строится рабочая гистограмма распределения. Результаты сегментации и гистограмма распределения крупности (или площади) объектов представлены на рисунке 5.6 и 5.7. Анализ полученных результатов показывает, что кривая распределения материала по крупности имеет близкий к классическому вид и соответствует данным механического измерения параметров гранулометрического состава пробы руды ( $KPK = 0,89$ )[79].

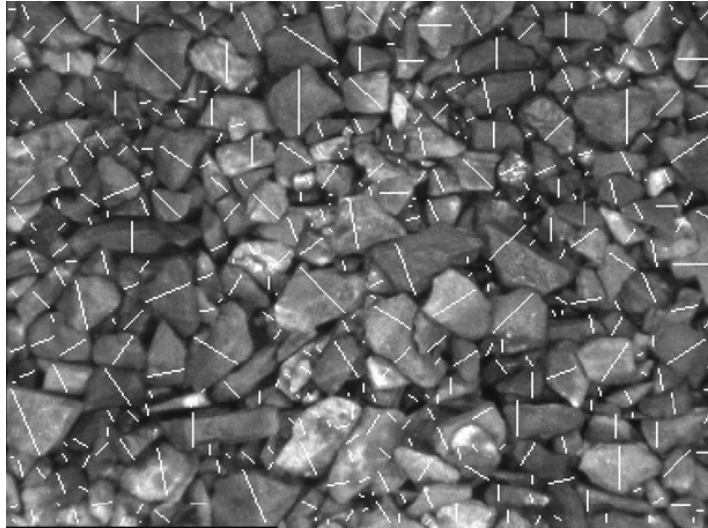


Рисунок 5.6. –Результат работы алгоритма (размер гранул определяется длиной белой полосы)

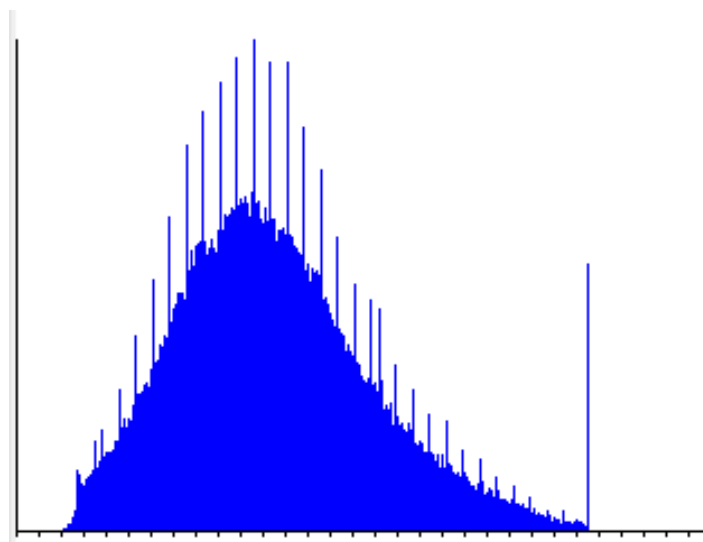


Рисунок 5.7. – Базовая гистограмма распределения кусков руды по крупности

При цифровой обработке таких изображений производится выделение каждого видимого куса дробленой руды и рассчитываются следующие параметры: площадь куска, его главная ось и наибольший размер куска, определяемый в направлении, перпендикулярном главным осям выделенных областей. Этот размер будет соответствовать размеру ситового анализа, поэтому он принимался как размер куска дробленой руды. По полученным результатам строилась гистограмма распределения площадей кусков дробленой руды по их размерам.

После получения представительного массива данных о размерах зерен (кусков) руды в пробе проводится математическое описание экспериментальной кривой распределения кусков руды по крупности. Для описания распределения кусков руды по крупности применялся биномиальный закон несимметричного распределения с  $\rho < 0,5$  [29]. Аппроксимация правосторонних распределений производилась гамма распределением

$$\omega(\alpha) = \frac{b^a \alpha^{a-1} e^{-b\alpha}}{\Gamma(a)}, \quad (5.1)$$

где  $\Gamma(a)$  – гамма функция параметра  $a$ .

Оценка параметров  $a$  и  $b$  производится по выборочным характеристикам

$$a = \frac{\bar{\alpha}^2}{S_a^2} = b\bar{\alpha} \quad (a > 0), \quad (5.2)$$

$$b = \frac{\bar{\alpha}}{S_a^2} = \frac{a}{\bar{\alpha}} \quad (b > 0). \quad (5.3)$$

В зависимости от соотношения показателей  $a$  и  $b$ , рассчитываемых путем аппроксимации массива данных интерполирующим уравнением в виде гамма функции, получаем математическое уравнение гамма-распределения, которое для продуктов схемы грохочения представлено на рисунке 5.8.

Применение гамма функции позволяет получить весьма точное отображение фактически полученных данных по гранулометрическому составу руды (коэффициент детерминации  $R^2 = 0,95$ ).

Используя свойства непрерывности гамма функции распределения кусков руды по крупности далее производился расчет выхода любого узкого класса крупности: продуктивного класса  $-10 + 2$  мм и критического класса  $-10 + 12$  мм.

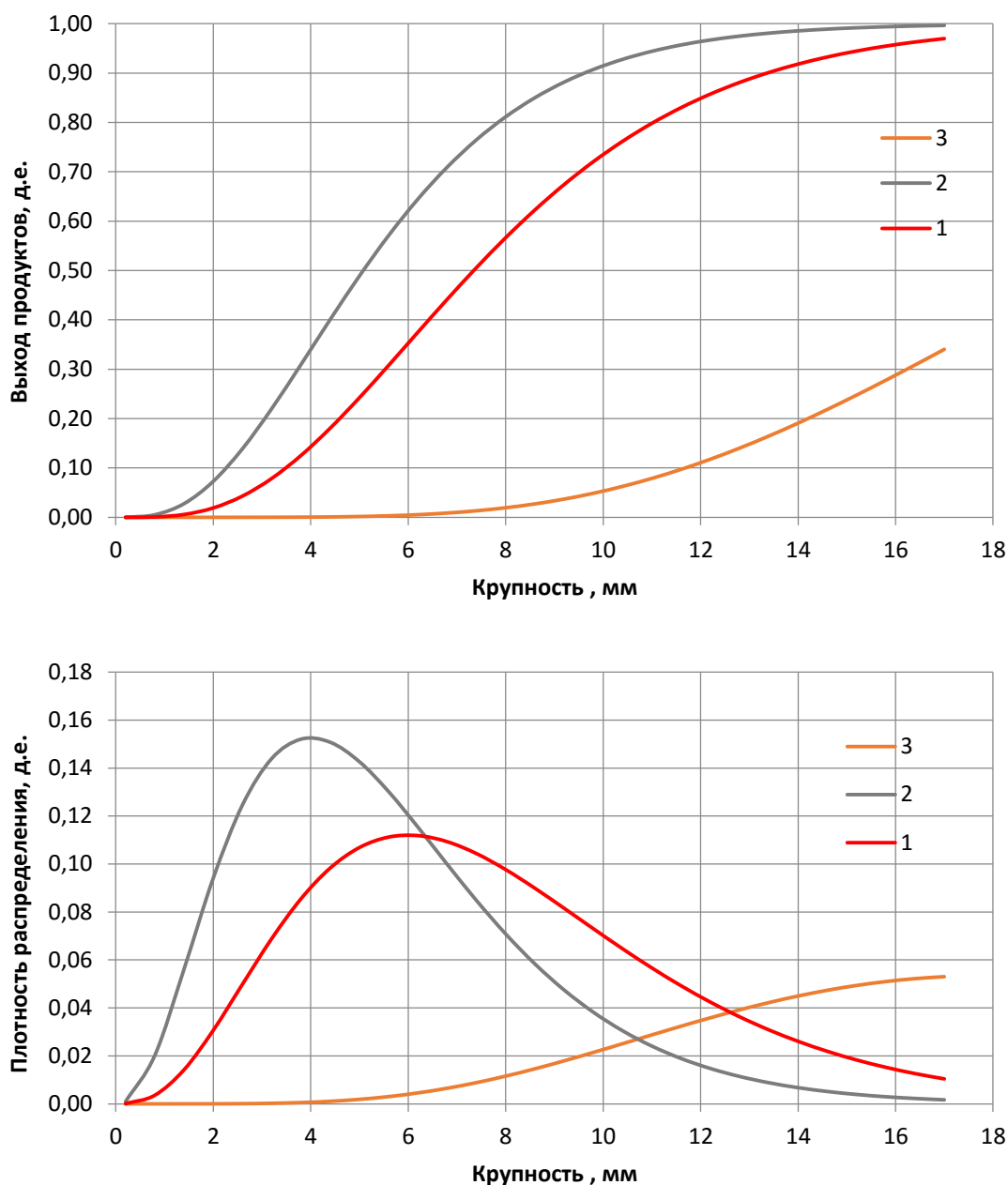


Рисунок 5.8. - Интегральные и дифференциальные кривые распределения продуктов грохочения по классам крупности (описание гамма функцией): 1 – исходное питание; 2 – подрешетный продукт; 3 – надрешетный продукт

### 5.3. Проведение испытаний системы визиометрического анализа крупности

При проведении визиометрического анализа проводился отбор проб анализируемой руды. Отбор и обработка проб производился в лаборатории по обогащению руд в соответствии с требованиями инструкции по охране труда по физико-механическим испытаниям [36].

Контрольный отбор руды производится с лент конвейеров транспортирования крупного и мелкого классов операции грохочения цеха дробления с фиксацией фактического времени отбора и массы пробы. Отобранные частные пробы подвергали рассеву на лабораторных ситах с ячейками: 2, 6, 12, 16, 20 мм. После отсева каждый класс крупности взвешивается на весах для определения гранулометрического состава. При проведении сравнительных испытаний измерялась величина нагрузки на конвейер и показатели операции грохочения. Общий вид информационного окна массива данных программы обработки результатов опробования представлен в таблице 5.1.

Таблица 4.2. - Данные по рассеву проб в лаборатории

| Дата отбора    | № опыта | Время отбора пробы | Нагрузка, т/ч | Классы крупности, мм, % |       |       |       |      |      |
|----------------|---------|--------------------|---------------|-------------------------|-------|-------|-------|------|------|
|                |         |                    |               | +25-30                  | 20-25 | 16-20 | 12-16 | 6-12 | -6   |
| 12.09          | 1       | 12-30              | 1327          | 5,2                     | 10,5  | 16,4  | 10,7  | 37,5 | 19,7 |
|                | 2       | 13-40              | 1499          | 7,0                     | 12,1  | 13,3  | 16,8  | 35,6 | 15,2 |
|                | 3       | 14-33              | 1292          | 6,1                     | 7,9   | 14,3  | 15,8  | 40,8 | 15,1 |
| Среднее:       |         |                    | 1373          | 4,7                     | 8,3   | 13,1  | 16,3  | 42,2 | 15,4 |
| 17.10          | 1       | 12-42              | 1298          | 4,7                     | 8,3   | 13,1  | 16,3  | 42,2 | 15,4 |
|                | 2       | 14-00              | 1202          | 8,8                     | 10,1  | 14    | 15,8  | 40   | 11,3 |
|                | 3       | 14-25              | 1561          | 6,1                     | 9,1   | 12,1  | 14,1  | 40   | 18,6 |
| Среднее:       |         |                    | 1354          | 6,5                     | 9,2   | 13,1  | 15,4  | 40,7 | 15,1 |
| Общее среднее: |         |                    | 1364          | 6,4                     | 9,1   | 13,8  | 14,6  | 40,1 | 16   |

На рисунке 5.9 приведена экранная форма программы системы "Индикатор крупности" с отображением результатов первой итерации по обработке видеок кадров пробы № 2 (плюсовой класс операции грохочения).

В экранной форме отображается текущая информация о выходе заданных классов крупности дробленой руды. Для оценки точности анализа проводилось сравнение данных визиометрического анализа и механического отсева пробы. В таблице 4.5 приведены данные сравнения результатов анализа массовой доли класса -15 мм визиометрическим и механическим (отсевом) методами.

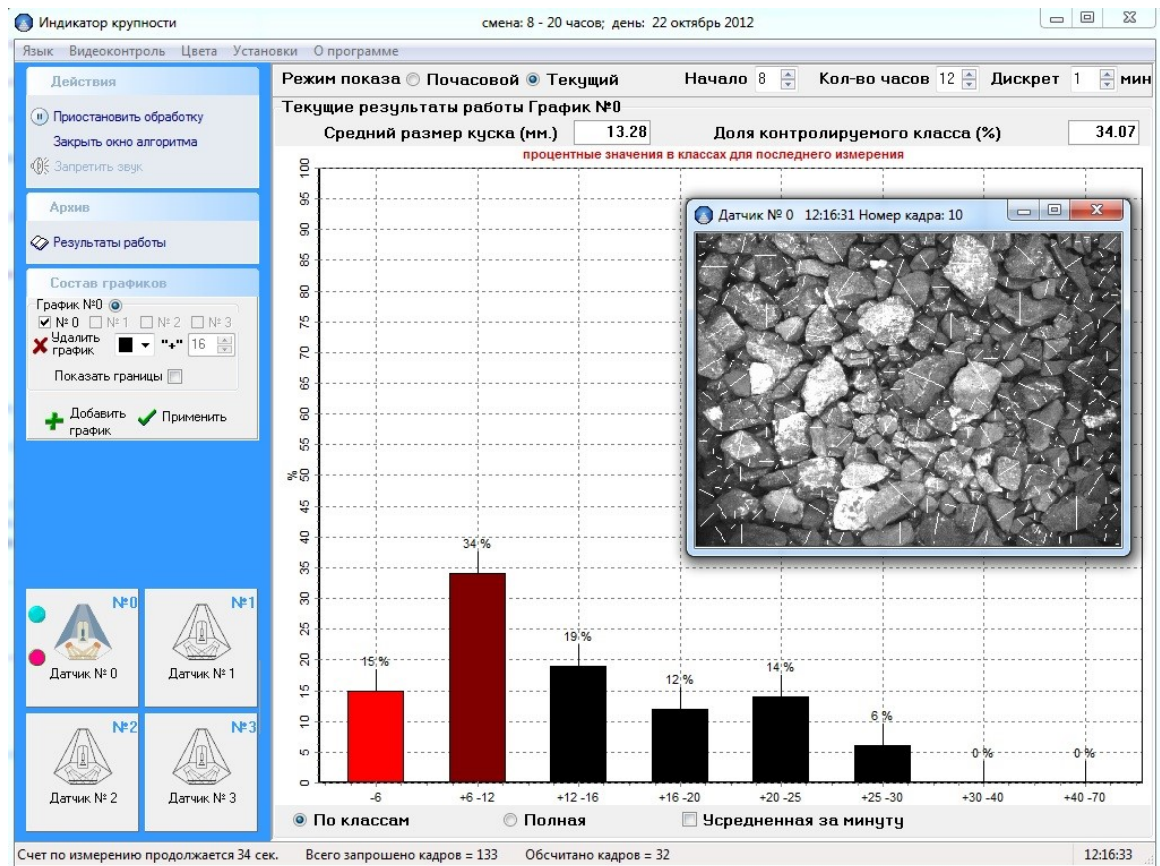


Рисунок 5.9. –Экранная форма программа расчета результатов видеоизображений пробы № 2.

Таблица 4.5 Сравнение результатов двух контрольных замеров гранулометрического состава (по классу +16 мм)

| Дата отбора | Номер пробы | Время опробования | Конвейер ЦД |               | Массовая доля класса +16 мм при рассеве, % | Массовая доля класса +16 мм, по данным прибора, % | Коэффициент отклонения |
|-------------|-------------|-------------------|-------------|---------------|--------------------------------------------|---------------------------------------------------|------------------------|
|             |             |                   | №           | нагрузка, т/ч |                                            |                                                   |                        |
| 12.09       | 1           | 12-30             | 19          | 1327          | 32,1                                       | 36,81                                             | 0,87                   |
|             | 2           | 13-40             |             | 1499          | 32,4                                       | 32,01                                             | 1,01                   |
|             | 3           | 14-33             |             | 1292          | 28,3                                       | 27,04                                             | 1,04                   |
| Среднее:    |             |                   |             | 1373          | 32,40                                      | 36,87                                             | 1,01                   |
| 17.10       | 1           | 12-42             | 19          | 1298          | 26,1                                       | 26,21                                             | 0,99                   |
|             | 2           | 14-00             |             | 1202          | 32,9                                       | 33,79                                             | 0,97                   |
|             | 3           | 14-25             |             | 1561          | 27,3                                       | 26,3                                              | 1,04                   |
| Среднее:    |             |                   |             | 1354          | 28,76                                      | 28,87                                             | 0,99                   |

По результатам двух контрольных замеров средняя величина коэффициента сходимости оказалась равной 0,95.

На рисунке 5.10 приведен рабочий экран программы, отображающий результаты работы модифицированного алгоритма по оценке крупности дробленого материала. Кроме этого ПО «ГРАНИКС» было скорректировано с целью отображения на одном из графиков параметра «номинального размера», который является контролируемым параметром дробильного отделения [40,78].

На графиках основной формы ПО «ГРАНИКС» (рисунок 5.10) отображаются параметры «Средний размер куска» и «Доля контролируемого класса». В качестве контролируемого класса по желанию оператора может быть выбран широкий (-15 или -12 мм) или узкий (-12+10; -10 +2 мм) класс крупности.

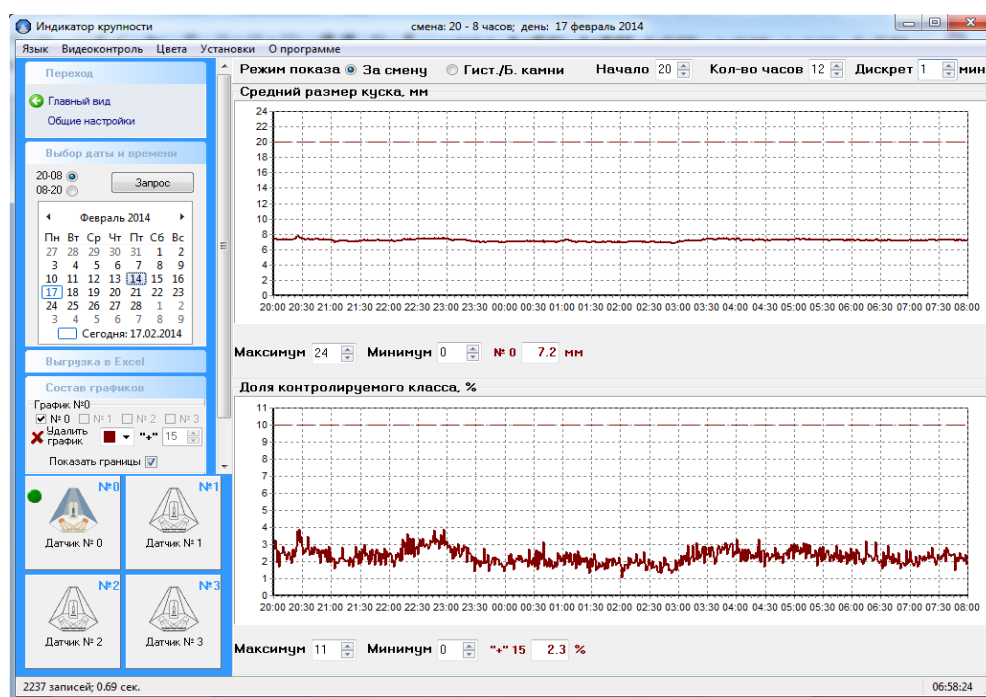


Рисунок 5.10. – Временные зависимости среднего размера куска и выхода класса +25 мм при визиометрическом анализе параметров гранулометрического состава дробленой руды с использованием системы «ГРАНИКС»

Визуальный анализ временных графиков (рисунок 5.11) показывает высокую чувствительность системы «ГРАНИКС» к изменениям гранулометрического состава дробленых кусков руды, в частности оперативную реакцию выхода класса +15 мм на увеличение производительности (в 20-00),

уменьшение ширины разгрузочной щели (в 23-00) и уменьшение производительности (в 03-00).

Дальнейшие испытания проводились с целью оценки качества работы системы «ГРАНИКС» по утвержденной программе промышленных испытаний. В период были заменены грохота ГСТ-72М с ячейкой 15х32 на грохота ГПКТ-72У с ячейкой 13х32. Одной из задач системы было определение изменений в гранулометрическом составе руды.

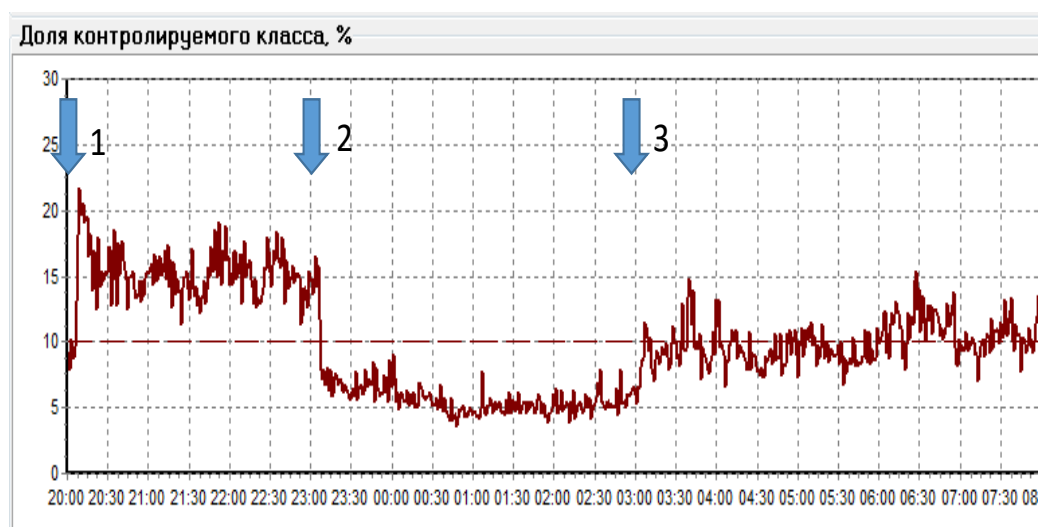


Рисунок 5.11. - Зависимость выхода класса +12 мм при визиометрическом анализе параметров гранулометрического состава дробленой руды с использованием системы «ГРАНИКС». ↓ - изменение параметров процесса: 1 - увеличение производительности; 2 - уменьшение ширины разгрузочной щели; 3 - уменьшение производительности

В центральной исследовательской лаборатории комбината (ЦИЛ) проводился отбор проб руды готового класса крупности после мелкого дробления с конвейера № 18. Гранулометрический состав дробленой руды, поступающий в главный корпус КОО «Предприятие Эрдэнэт» представлен в таблицах 4.6, 4.7.

Таблица 4.6. - Гранулометрический состав руды по ЦИЛ

| Класс, мм | Пробы |       |       |       |       |       |       |
|-----------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|           | 1     | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     | 7     |
| +20       | 0.09  | 0.08  | 0.05  | 0.14  | 0.08  | 0.06  | 0.13  |
| -20+15    | 0.46  | 0.61  | 0.53  | 0.73  | 0.48  | 0.50  | 0.52  |
| -15+12    | 2.32  | 2.46  | 2.45  | 3.76  | 2.80  | 2.74  | 2.37  |
| -12+10    | 11.48 | 11.72 | 11.46 | 14.02 | 13.38 | 10.85 | 12.08 |
| -10+6     | 32.91 | 33.67 | 35.47 | 32.94 | 35.02 | 31.43 | 36.66 |
| -6        | 52.74 | 51.46 | 50.04 | 48.41 | 48.24 | 54.42 | 48.24 |
| ИТОГО     | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |

Таблица 4.7. - Гранулометрический состав руды по показаниям системы «ГРАНИКС»

| Класс,<br>мм | Пробы |       |       |       |       |       |       |
|--------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
|              | 1     | 2     | 3     | 4     | 5     | 6     | 7     |
| +20          | 0.47  | 0.62  | 0.46  | 0.44  | 0.67  | 0.43  | 0.66  |
| -20+15       | 2.34  | 3.13  | 2.66  | 2.17  | 2.93  | 2.15  | 2.95  |
| -15+12       | 7.82  | 9.65  | 8.40  | 7.39  | 8.79  | 7.30  | 8.76  |
| -12+10       | 9.73  | 11.32 | 10.49 | 9.37  | 10.34 | 9.44  | 10.34 |
| -10+6        | 20.16 | 22.49 | 21.29 | 19.05 | 19.80 | 19.60 | 20.87 |
| -6           | 59.48 | 52.79 | 56.70 | 61.58 | 57.47 | 61.08 | 56.42 |
| ИТОГО        | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |

Для оценки чувствительности системы «ГРАНИКС» в ДТО были проведены эксперименты с отключением всех дробилок за исключением одной, работавшей при различной нагрузке. Согласно программы промышленных испытаний в момент отбора проб была произведена запись видео изображений потока руды на конвейере № 18, с которого отбиралась проба. Было записано 136 видеоизображений.

Одновременно в ЦИЛ ГОКа был произведен анализ проб и получены значения выходов классов +12, -12 +10, -10 +6, -6 +2 и -2 мм. Сравнения

показаний системы «ГРАНИКС» и данных ЦИЛ позволили оценить достоверность анализа с использованием видеоанализатора по отдельным классам крупности (таблица 4.8).

Результаты анализа показали, что относительные расхождения в показаниях составляют по классам от 2,67 до 7,51%. Проведенные испытания показали, что визиометрический анализ руды на конвейере наименее точно отражает выход мелких классов (СКО 7,5%). Это связано с тем, что указанные классы находятся в агрегированном состоянии. Для анализа гранулометрического состава руду по классу – 2 мм был применен метод сравнительной оценки, заключающийся в аппроксимации характеристик кривой распределения на интервал -4 +0 мм.

Таблица 4.8. - Гранулометрический состав руды по показаниям системы «ГРАНИКС» и по данным лабораторного анализа

| Класс,<br>мм | Результаты анализа                                              |       |       |                                         |       |       |                       |
|--------------|-----------------------------------------------------------------|-------|-------|-----------------------------------------|-------|-------|-----------------------|
|              | Выход класса по данным анализа на конвейере (система «ГРАНИКС») |       |       | Выход класса по данным анализа рассевом |       |       | Отн. ошибка измерений |
|              | мин                                                             | макс  | сред  | мин                                     | макс  | сред  |                       |
| +15-20       | 2,6                                                             | 3,7   | 3,2   | 2,3                                     | 3,2   | 2,95  | 5,30                  |
| +12-15       | 7,3                                                             | 9,7   | 8,4   | 7,2                                     | 9,4   | 8,45  | 2,81                  |
| +10-12       | 9,4                                                             | 11,3  | 10,5  | 9,3                                     | 11,9  | 9,4   | 3,32                  |
| +6-10        | 19,1                                                            | 22,5  | 20,8  | 19,0                                    | 22,9  | 20,9  | 2,67                  |
| -6           | 53,8                                                            | 61,6  | 57,7  | 49,8                                    | 62,1  | 57,9  | 7,51                  |
| итого        | 100,0                                                           | 100,0 | 100,0 | 100,0                                   | 100,0 | 100,0 | 100,0                 |

Результаты визиометрического анализа позволили установить корреляционное соотношение между выходами класса -6 мм и класса -2 мм. Высокое значение коэффициента корреляции (0,94) позволило использовать данное корреляционное соотношение в дальнейшем для расчета выхода класса -6 +2 мм и, соответственно, продуктивного класса -10 + 2 мм.

#### 5.4. Разработка алгоритма визиометрического анализа гранулометрического состава руды в потоке

Для оперативного измерения гранулометрического состава кусковых сыпучих материалов была испытана телевизионная компьютерная система «ГРАНИКС». При визиометрическом анализе потока получали информацию о гранулометрических характеристиках минусового и плюсового классов и их выходах. Величина выхода корректировалась показаниями конвейерных весов, настроенных на уменьшенный диапазон значений измеряемых масс [78].

Для повышения точности анализа был предложен специальный режим визиометрического анализа (рисунок 5.12), предусматривающий последовательное включение-выключение питающих конвейеров дробилок и самих дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений в каждый момент времени дробленого продукта лишь с одной дробилки [].

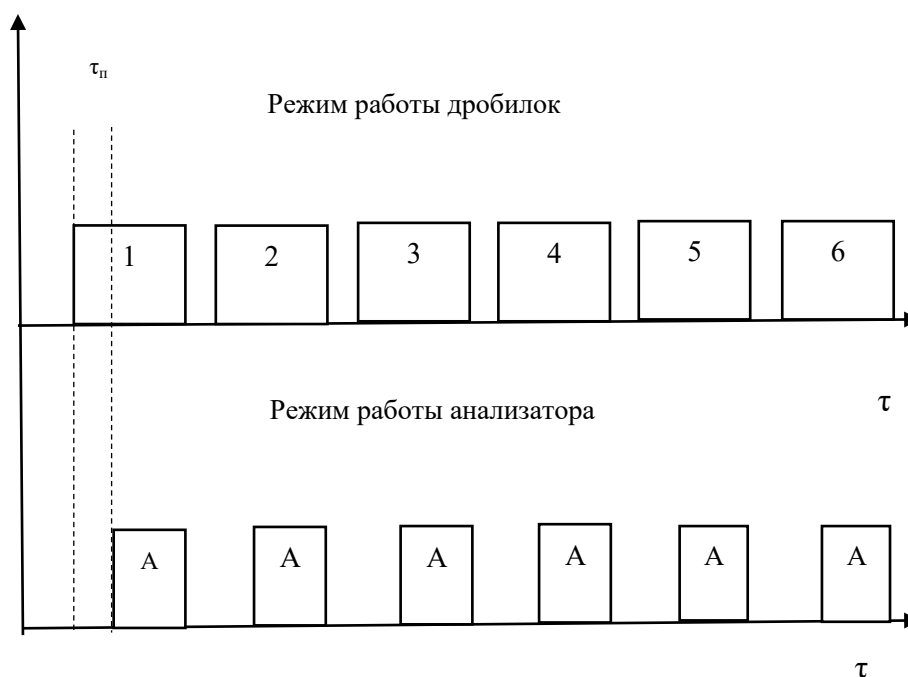


Рисунок 5.12. - Алгоритм работы дробилок и конвейеров (1-6) и анализатора (А) при визиометрическом контроле качества дробленой руды:  $\tau_p$  – интервал времени переходного процесса:  - включено

Точки контроля гранулометрического состава руды расположены на конвейерах надрешетного и подрешетного продукта (рисунок 5.13).

Дискретный режим подачи разгрузки дробилки и мелкого класса грохочения на операцию визиометрического анализа создает условия для более точного анализа крупности дробленой руды. Предложенный дискретный режим не приводит к снижению производительности дробильного отделения, поскольку в этот промежуток времени проводятся плановое обслуживание оборудования. Общая продолжительность анализа крупности руды от 6 дробилок составила 12 минут [82].

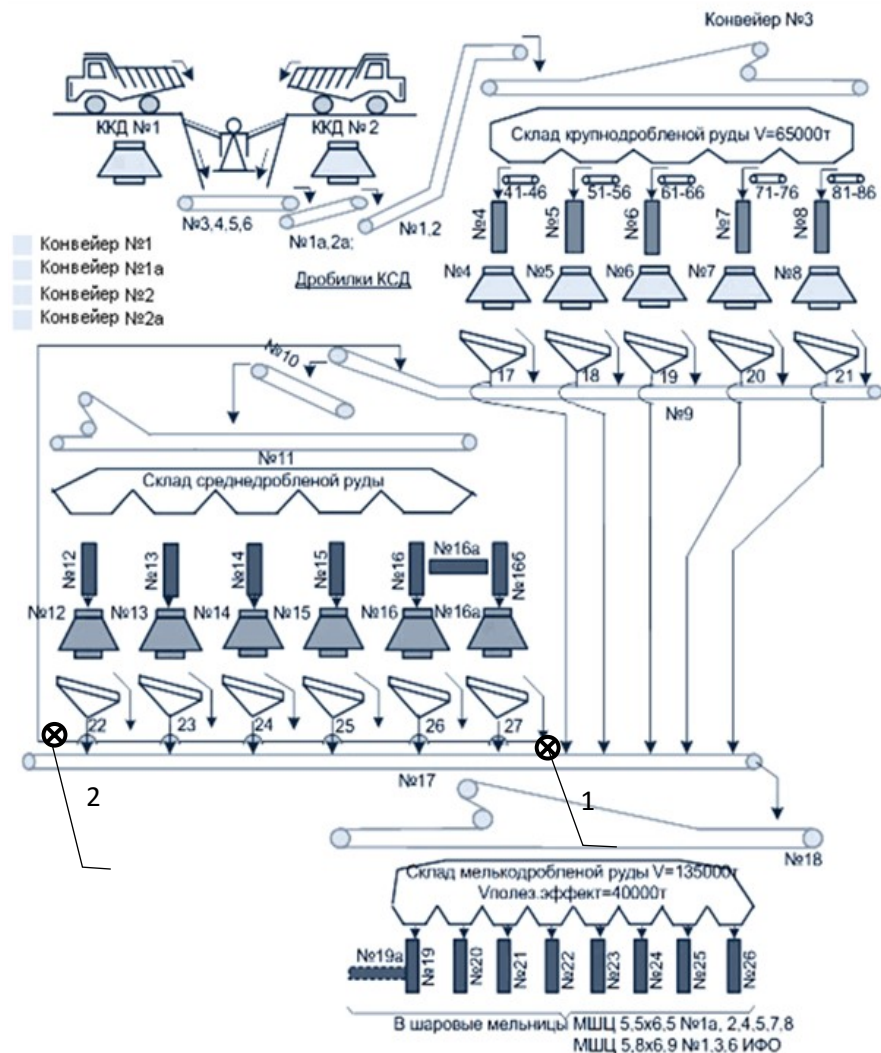


Рисунок 5.13. - Схема установки блоков визиометрического анализа (⊗) в схеме рудоподготовки ГОКа Эрдэнэт: 1 – на потоке минусового класса операции контрольного грохочения (готовой руды); 2 – на потоке плюсового класса грохочения

Реализация предложенного алгоритма дискретного контроля качества дробленой руды позволила снизить ошибку измерений. Так среднеквадратичное отклонение результатов визиометрического анализа относительно данных ОТК снизилось до 2,4%, а максимальное отклонение в отдельных опытах не превысило 5,4%.

### **Выводы к главе 5.**

1. Разработана методика визиометрического определения гранулометрического состава руды, использующая процедуры гистограммной обработки изображений, пороговой бинаризации полутоновых участков, пространственной фильтрации изображений, выделение контуров, визуализации результатов сегментации и расчета гистограмма распределения крупности. Для разделения кусков руды на фракции различной крупности применены алгоритмы цифровой обработки изображений с сегментацией методом водораздела.

2. Разработано математическое обеспечение описания экспериментальной кривой распределения кусков руды по крупности аппроксимацией функцией гамма распределения. Для описания распределения кусков руды по крупности применен биномиальный закон несимметричного распределения с  $p < 0,5$ . Расчет выхода узкого класса крупности: продуктивного класса  $-10 + 2$  мм и критического класса  $-10 + 12$  мм проводится с использованием гамма функции распределения кусков руды по крупности.

3. Результаты анализа показали, что относительные расхождения в показаниях составляют по классам от 2,67 до 7,51%. Проведенные испытания показали, что визиометрический анализ руды на конвейере. Для анализа гранулометрического состава руды по классу  $-2$  мм был метод сравнительной оценки использующий корреляционное соотношение между выходами класса  $-6$  мм и класса  $-2$  мм.

4. Для повышения точности анализа был предложен специальный режим визиометрического анализа, предусматривающий последовательное

включение-выключение питающих конвейеров дробилок и самих дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений в каждый момент времени дробленого продукта лишь с одной дробилки. Дискретный режим подачи разгрузки дробилки и мелкого класса грохочения на операцию визиометрического анализа создает условия для более точного анализа крупности дробленой руды.

5. Проведенными испытаниями показано, что реализация алгоритма визиометрического контроля качества дробленой руды позволила снизить ошибку измерений. Среднеквадратичное отклонение результатов визиометрического анализа относительно данных ОТК снизилось с 4,7 до 2,4%, а максимальное отклонение в отдельных опытах не превысило 5,4%.

## **ГЛАВА 6. РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ НА ОСНОВЕ ВИЗИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК РУДЫ**

Системы оперативного управления процессами дробления и грохочения базируется на существующей системе автоматизированного управления и дополняет ее устройством для визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления. Одновременно, программная часть АСУТП дополнена блоками, проводящими анализ параметров гранулометрического состава, расчета значений критериев и выбора управляющих воздействий на основе измерения гранулометрических характеристик руды и расхода энергии. Результаты испытания системы приведены в данном разделе.

### **6.1. Структура системы оперативного управления процессами дробления и грохочения**

Наиболее важными функциями системы управления дробилки КМД-3000Т2-ДП являются: непрерывный контроль состояния оборудования комплекса механизмов и агрегатов дробилки в процессе работы и формирование сигнала для регулирования производительности дробилки [72]. В системах автоматизированного управления прежнего уровня регулирование производительности передела дробления было реализовано за счет управления подачей материала и контроля уровня материала в камере загрузки дробилки и ограничения мощности главного привода [19]. Базовой посылкой при реализации такого способа управления загрузкой дробилки является достижение максимально-возможной производительности при условиях поддержания заданного уровня руды в приемной зоне дробилки и контроля допустимой величины мощности главного привода, ограничивающего интенсивность подачи материала в дробилку [30].

Ограничение значения заданного уровня руды в приемной зоне производится для предотвращения завала рудой приемной камеры дробилки, что в конечном случае может привести к аварийной остановке дробилки.

Контроль уровня материала осуществляется ультразвуковым датчиком, установленным в верхней части приемной воронки дробилки. Контроль допустимой величины мощности главного привода (эквивалент усилия дробления) осуществляется для обеспечения защиты привода дробилки от перегрузки [72].

Перечисленные локальные системы представляют собой средства контроля работоспособности дробилки как передаточного узла общей схемы дробления – грохочения.

Разработанная оптимизационная система модель-ориентированного управления процессами дробления и грохочения (рисунок 6.1) включает дополнительно установленные на конвейерах подачи исходного питания и возврата надрешетного продукта грохочения весы 1,2, установленные на конвейерах готового класса и возврата надрешетного продукта визиометрические анализаторы гранулометрического состава 3,4, датчик потребляемой мощности дробилки мелкого дробления 5 и блока управления 6.

Даная совокупность датчиков обслуживает комплекс из 5 дробилок мелкого дробления. Для комплекса дробилок использовался алгоритм попеременной подачи продуктов грохочения отдельных ниток дробилка-грохот в зону измерений, описанный в разделе 5.2.

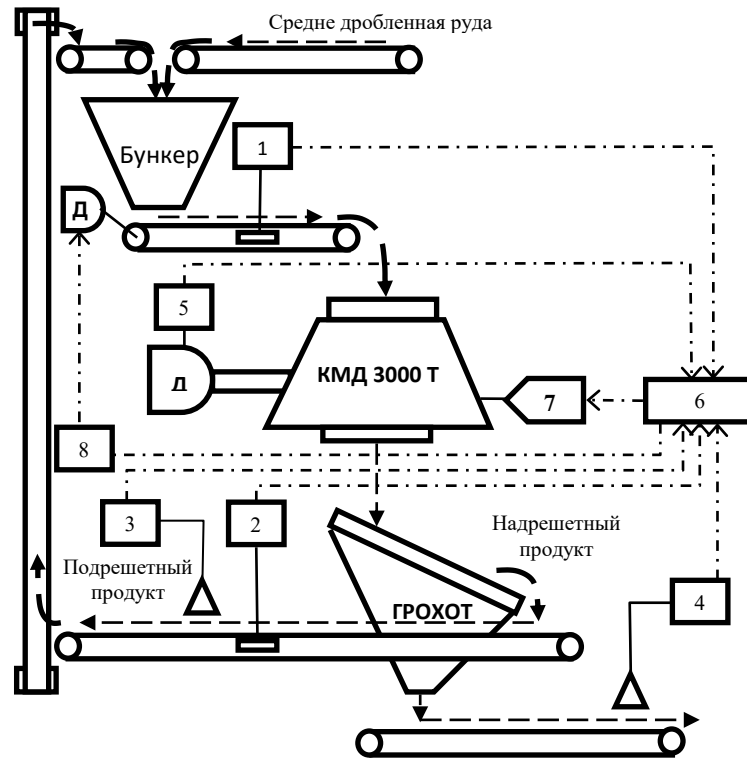


Рисунок 6.1. - Система управления технологическими процессами дробления и грохочения на основе оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов и расхода энергии: 1,2 - конвейерные весы; 3,4 – визиометрические анализаторы гранулометрического состава; датчик электрической мощности; 6 – процессор; 7 – регулятор ширины разгрузочной щели; 8 – регулятор расхода руды

Система регулирования ширины разгрузочной щели дробилки КМД 3000 включает в себя шкаф автоматики с гидроагрегатом, изменяющим ширину щели (рисунок 6.2). Для периодического контрольного измерения ширины разгрузочной щели использовались свинцовые индикаторы. При использовании системы визиометрического контроля крупности применение при помощи свинцовых индикаторов необходимо для периодического контроля равномерности износа брони дробилки и корректировки параметров модели и проводится не чаще 1 раза в 5 дней.



Рисунок 6.2. - Система регулирования ширины разгрузочной щели дробилки  
КМД 3000Т2-ДП

На основе характеристик гранулометрического состава, а также сравнения текущего и заданного значения ширины разгрузочной щели принималось решение о необходимости коррекции текущей ширины щели, а также количестве шагов, на которые требуется изменить положение гидроагрегата [72].

Регулировка ширины разгрузочной щели выполняется механически или с помощью гидравлической системы с использованием электрического пульта управления [72]. На объекте регулирование производится с помощью гидравлической системы. На основе рекомендаций управляющей программы (в режиме советчика) персоналом производится уменьшение ширины разгрузочной щели дробилки используя местный пульт управления.

Ранее процесс регулирования ширины разгрузочной щели дробилки был в целом достаточно трудоёмким и занимал около 1,5 часов. Это приводило к снижению производительности дробильного отделения и экономическим потерям на предприятии. Кроме этого, данный процесс был сопряжен с определенной опасностью для персонала.

Особенность предложенной для ГОКа «Эрдэнэт» системы визиометрического контроля крупности дробленой руды является переход к режиму визиометрического сканирования каждого отдельного потока работающих дробилок. Дискретный режим подачи разгрузки дробилки и мелкого

класса грохочения на операцию визиометрического анализа создает условия для более точного анализа крупности дробленой руды. Предложенный дискретный режим практически не приводит к снижению производительности дробильного отделения. Общая продолжительность анализа крупности руды от 6 дробилок составила 12 минут.

Для оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава мелкодробленой руды в технологическом потоке была применена телевизионная компьютерная система «ГРАНИКС», разработанная с участием автора в Уральском федеральном университете [78]. Система была ориентирована на визиометрическое определение размера кусков дробленой руды, расположенных в верхнем слое движущегося потока руды на конвейере.

Видеоблок системы «ГРАНИКС» был установлен и испытан на дробленой руде после дробилок мелкого дробления. Первоначально согласно предложенному специалистами Уральского федерального университета варианту анализаторы располагались после каждой точки разгрузки дробилок мелкого дробления. Для оценки крупности дробленой руды и эффективности грохочения отделом автоматики с учетом результатов настоящей работы было предложено контролировать визиометрическим методом крупность как верхнего, так и нижнего продукта грохочения. В соответствии с данным решением, анализаторы крупности устанавливаются как на конвейере транспортирования надрешетного продукта, так и на конвейере транспортирования просева грохочения, что одновременно позволяет контролировать эффективность грохочения и техническое состояние рабочих поверхностей грохотов.

Телевизионная компьютерная система «ГРАНИКС» в период проведения промышленных испытаний обеспечивала выполнение следующих функций:

- периодическое измерение, регистрацию и выдачу информации о гранулометрическом составе дробленой руды (дифференциальная и интегральная характеристики распределения материалов по размерам, средний диаметр кусков и т.д.);
- программное подключение/отключение видеокамер и обработка видео изображений, поступающих от них;
- световую калибровку видеокамеры;

- накапливание информации по гранулометрическому составу по каждому продукту, за указанный период времени;
- контроль аварийных ситуаций;
- видеоконтроль работы видеоблока;
- управление режимом отображения информации;

Для измерения активной мощности в системе предусмотрен датчик МДМ-4, принцип действия которого основан на использовании магнитных элементов с нелинейной вольтамперной характеристикой дросселей, позволяющих получить квадратичную зависимость между выходным и входным сигналами. Для измерения активной мощности в качестве датчика в системах автоматического регулирования также может использоваться ваттметровый преобразователь СВПА-2, который обеспечивает преобразование измеряемой мощности в цепи переменного тока в постоянный ток, пропорциональный активной мощности. Для этих же целей применяют ваттметровые преобразователи ВАПИ-2А и Е-728. Первый преобразует измеряемую мощность в пропорциональный сигнал переменного тока; второй — в унифицированный сигнал 0—5 мА постоянного тока.

Преобразователь мощности Е-728 предназначен для работы в трехфазных трехпроводных сетях переменного тока с частотой 50 Гц. Основная погрешность  $\pm 1—1,5\%$  в зависимости от значения входного сигнала.

## **6.2. Алгоритм автоматизированного управления процессом дробления в замкнутом цикле**

В основу алгоритмов управления легли выявленные в результате статистического анализа и изложенные в главе 3 диссертации зависимости основных технологических показателей работы дробилок КМД-3000Т2-ДП в режиме цеха (отделения ДТО) на ОФ СП "Эрдэнэт":

- зависимость производительности дробилки от размера разгрузочной щели;
- зависимость потребляемой электроэнергии от производительности дробилки;

- зависимость параметра «шаговой переработки» от производительности дробилки и размера разгрузочной щели.

Управление процессом дробления по данным оперативного анализа гранулометрического состава руды предусматривает анализ гранулометрического состава надрешетного и подрешетного продуктов, расчет балансов по классам крупности, расчет эффективности грохочения по контрольному классу, расчет выхода продуктивного класса (рисунок 6.3).

Одновременно в процессор поступает сигнал, характеризующий электрическую мощность, потребляемую приводом дробилки. Затем производится определение рекомендуемой корректировки ширины разгрузочной щели и производительности дробилки (рисунок 6.3). Временной интервал проведения корректировки параметров процесса дробления определяется общим состоянием показателей и проводится не реже чем один раз в смену.



Рисунок 6.3. - Алгоритм управления процессом дробления с использованием визиометрического анализа гранулометрического состава руды и энергозатрат на дробление

Особенностью испытанного варианта системы «ГРАНИКС» является тот

факт, что значения контролируемых параметров измеряются только в верхнем слое руды, для которого предполагалось соответствие с продуктом, разгружаемым из дробилки. Однако, разгружаемый из дробилки материал размещается на поверхности потока руды весьма хаотично и получаемое изображение часто не соответствует анализируемому продукту. Наилучшие результаты требуют оснащения всех дробилок видеоанализаторами, или организация специальной структуры потоков при измерениях гранулометрических характеристик дробленой руды.

При проведении испытаний был реализован специальный режим визиометрического анализа, предусматривающий последовательное включение-выключение питающих конвейеров дробилок и самих дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений дробленого продукта в каждый момент времени лишь с одной дробилки.

Дискретный режим подачи разгрузки дробилки и мелкого класса грохочения на операцию визиометрического анализа создавал условия для более точного анализа крупности дробленой руды. Предложенный дискретный режим практически не приводит к снижению производительности дробильного отделения. Общая продолжительность анализа крупности руды от 6 дробилок составила 12 минут.

При реализации алгоритма модель-ориентированного автоматизированного управления процессом дробления производится расчет оптимальных изменений основных технологических параметров – производительности и ширины разгрузочной щели. Принцип регулирования по используемому алгоритму использует базу данных таблиц 6.1 и 6.2, в которых представлен выбор управляющего решения (выделено серым цветом) по изменению производительности дробилки и ширины разгрузочной щели дробилки в зависимости от значений измеренных параметров процесса – эффективности грохочения по классу -12+10 мм, потребляемой мощности на процесс дробления, выходу продуктивного класса.

Таблица 6.1. - Выбор управляющего воздействия по оптимизации производительности дробилки по величинам эффективности грохочения и потребляемой мощности привода дробилки

| Потребляемая мощность, кВтч/т | Эффективность грохочения по классу -12+10 мм, % |       |       |       |          |
|-------------------------------|-------------------------------------------------|-------|-------|-------|----------|
|                               | Менее 60                                        | 60-65 | 65-70 | 70-75 | Более 75 |
| Более 0,85                    | -10%                                            | -7,5% | -5%   | -2,5% | 0        |
| 0,825-0,85                    | -7,5%                                           | -5%   | -2,5% | 0     | +2,5%    |
| 0,80-0,825                    | -5%                                             | -2,5% | 0     | +2,5% | +5%      |
| 0,775-0,80                    | -2,5%                                           | 0     | +2,5% | +5%   | +7,5%    |
| Менее 0,775                   | 0                                               | +2,5% | +5%   | +7,5% | +10%     |

Таблица 6.2. - Выбор управляющего воздействия по оптимизации ширины разгрузочной щели дробилки по величинам выхода продуктивного класса и выхода надрешетного продукта

| Выход надрешетного продукта, % | Выход продуктивного класса, % |         |            |           |            |
|--------------------------------|-------------------------------|---------|------------|-----------|------------|
|                                | Менее 75                      | 75-77,5 | 77,5 -80,0 | 80,0-82,5 | Более 82,5 |
| Более 31,0                     | -0,4мм                        | -0,3 мм | -0,2 мм    | -0,1 мм   | 0          |
| 28,0 – 31,0                    | -0,3 мм                       | -0,2 мм | -0,1 мм    | 0         | +0,1 мм    |
| 25,0 – 28,0                    | -0,2 мм                       | -0,1 мм | 0          | +0,1 мм   | +0,2 мм    |
| 22,0 – 25,0                    | -0,1 мм                       | 0       | +0,1 мм    | +0,2 мм   | +0,3 мм    |
| Менее 22,0                     | 0                             | +0,1 мм | +0,2 мм    | +0,3 мм   | +0,4 мм    |

Учитывая достаточную статичность цепочки бункер – дробилка – грохот (за счет достаточно большой емкости грохота, постоянная времени которого составляет около 8 часов) период регулирования составляет от 1 до 2 часов. Более частое регулирование может осуществляться при обнаруженными технологами или системой анализа выраженными отклонениями технологического процесса от режимных параметров.

### **6.3. Испытания системы оперативного управления процессами дробления и грохочения**

Разработанная система модель-ориентированного управления процессом дробления с использованием системы непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения была испытана в промышленных условиях на обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт. Испытания проводились в течение 24 дней с чередованием смен с использованием прежней системы управления (контрольные данные) и разработанной системы визиометрического анализа гранулометрического состава руды.

Для безаварийной работы дробилок поддерживался непрерывный контроль подпрессовки дробилок. Контроль подпрессовки конуса дробилок предотвращал забивку дробленой рудой разгрузочного пространства под дробилкой и поломку частей подвески конуса. В качестве датчика подпрессовки на обогатительных фабрике применяли радиоактивные сигнализаторы на базе гамма-реле.

Запуск системы в эксплуатацию был осуществлен после выполнения всех необходимых пуско-наладочных работ. Результаты работы системы «ГРАНИКС» по оценке крупности дробленой руды на конвейере № 18 приведены на рисунке 6.4 в виде интерфейса программы, на котором отражаются графики изменения во времени параметров гранулометрического состава руды характеристики математической обработки результатов измерений.

Кроме приведенной формы интерфейса оператору предоставляются данные по характеристикам гранулометрического состава: выходам узких и широких классов крупности, среднего диаметра кусков дробленой руды.

Расчетные значения эффективности грохочения по критическому классу крупности, выход продуктивного класса, циркуляции, расхода энергии на дробления показываются на общем интерфейсе дробильно-транспортного отделения ГОКа «Эрдэнэт»

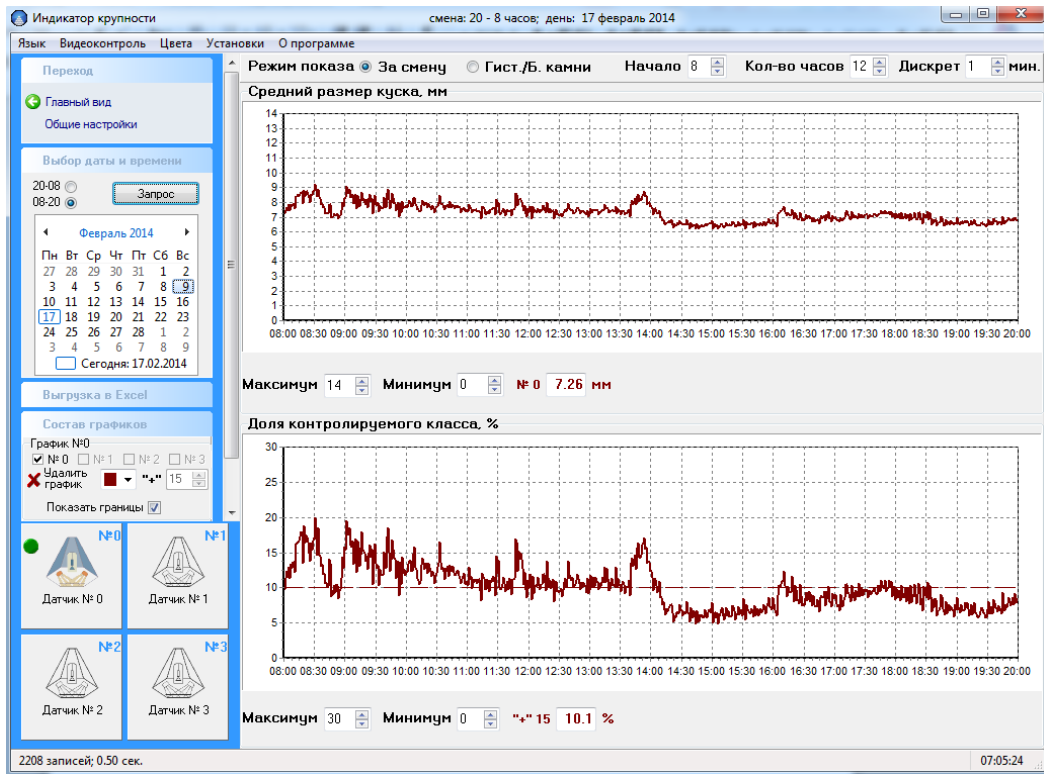


Рисунок 6.4. – Рабочее диалоговое окно интерфейса системы управления

С целью оценки качества работы системы «ГРАНИКС» по утвержденной программе промышленных испытаний центральной исследовательской лабораторией комбината проводился отбор проб руды после мелкого дробления с конвейера № 18 с целью определения кондиции и номинальной крупности, с параллельным фиксированием тех же параметров дробленой руды по показаниям установки «ГРАНИКС». Параметры, характеризующие гранулометрический состав дробленой (готовой) руды, поступающий в главный корпус КОО «Предприятие Эрдэнэт», представленные в таблице 6.3, пользовались для определения точности измерений.

Анализ полученных результатов показал, что при использовании автоматизированной системы регулирования с использованием системы визиометрического анализа крупности руды достигается увеличение выхода продуктивного класса на 2,15% и снижение циркулирующей нагрузки на 4,41% абс. Полученные результаты объясняются в первую очередь повышением эффективности грохочения по критическому классу на 5,49 % абс

Таблица 6.3. - Результаты определения параметров гранулометрического состава дробленой руды и эффективности грохочения по 12 сменам

| Смены   | Содержание продуктивного класса -10 +2 мм, % |               | Выход надрешетного продукта (циркуляция), % |               | Эффективность грохочения по классу -12 +10 мм, % |               |
|---------|----------------------------------------------|---------------|---------------------------------------------|---------------|--------------------------------------------------|---------------|
|         | При авт. управлени и                         | Базовый режим | При авт. управлени и                        | Базовый режим | При авт. управлени и                             | Базовый режим |
| 1       | 79,8                                         | 78,6          | 23,4                                        | 28,4          | 70,1                                             | 65,1          |
| 2       | 80,4                                         | 79,6          | 23,2                                        | 27,4          | 71,2                                             | 66,8          |
| 3       | 80,5                                         | 79,2          | 23,1                                        | 28,1          | 70,3                                             | 66,7          |
| 4       | 79,5                                         | 77,5          | 24,2                                        | 27,1          | 69,9                                             | 65,6          |
| 5       | 81,1                                         | 78,0          | 23,1                                        | 28,4          | 72,5                                             | 65,9          |
| 6       | 80,5                                         | 79,1          | 24,5                                        | 28,3          | 71,1                                             | 66,3          |
| 7       | 80,2                                         | 78,2          | 25,1                                        | 29,4          | 70,6                                             | 64,2          |
| 8       | 81,5                                         | 79,3          | 24,0                                        | 28,0          | 72,1                                             | 65,8          |
| 9       | 81,5                                         | 78,5          | 23,0                                        | 28,1          | 72,9                                             | 66,4          |
| 10      | 80,6                                         | 78,6          | 24,3                                        | 28,7          | 71,5                                             | 66,0          |
| 11      | 80,9                                         | 76,2          | 24,8                                        | 29,8          | 70,7                                             | 62,2          |
| 12      | 79,3                                         | 77,2          | 24,6                                        | 27,7          | 69,6                                             | 65,7          |
| Среднее | 80,48                                        | 78,33         | 23,94                                       | 28,28         | 71,04                                            | 65,56         |

Результаты промышленных испытаний показали, что система управления процессом дробления с использованием визиометрического контроля крупности дробленой руды и потребляемой энергии позволяет реализовать способ оптимизации процесса дробления по критериям выход продуктивного класса и циркулирующая нагрузка и получить дробленый продукт заданной крупности (95% класса – 12 мм). Использование системы позволяет увеличить производительность передела на 5,7% (с 440 до 465 т/ч) и сократить удельный расход электроэнергии на общий процесс рудоподготовки (дробление, измельчение) на 2,8% (с 12,69 кВтч/т до 12,35 кВтч/т, таблица 6.4).

Таблица 6.4. - Основные показатели цеха дробления при испытаниях системы управления расходом руды по выходу продуктивного класса

| Режим дробления - грохочения                                                                                                   | Производительность дробилки, т/ч | Расход энергии на мелкое дробление, кВтч/т | Расход энергии на измельчение и классификацию, кВтч/т | Выход класса -12 мм в дробл. руде, % | Выход класса -74 мкм в измельч. руде, % |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------|--------------------------------------------|-------------------------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------------|
| В замкнутом цикле с периодической подтяжкой разгрузочной щели (базовый вариант)                                                | 440                              | 0,80                                       | 11,89                                                 | 95,5                                 | 64,5                                    |
| В замкнутом цикле с регулированием производительности дробилки по данным визиометрического анализа гранулометрического состава | 465                              | 0,81                                       | 11,54                                                 | 95,6                                 | 64,6                                    |

Оценка экономических преимуществ разработанной системы была осуществлена при проведении технологических приемо-сдаточных испытаний автоматизированной системы управления методом сравнительного анализа результатов работы разработанной системы управления загрузкой (подачей) руды с поддержанием заданной ширины разгрузочной щели и, в качестве контрольного режима, управлением загрузкой по прежней схеме с функцией ограничения мощности главного привода дробилки.

Важным в экономическом отношении является показатель стабильной работы с наименьшей крупностью конечного дробленого продукта. Так как энергетические затраты на последующем переделе обогащения - секциях шаровых мельниц МШЦ значительно превышают затраты на дробление, а эффективность работы мельниц существенно зависит от однородности получаемого продукта, то поддержание технологически регламентированного размера разгрузочной щели приобретает приоритетное значение.

Анализ полученных результатов показал, что разработанная система

оптимизационного управления замкнутым циклом дробление – грохочение позволяет достаточно достоверно контролировать данный параметр и имеет заложенные программные инструменты для корректировки граничных коэффициентов для обеспечения поддержания как требуемых параметров дробленой руды, так и снижение общего расхода энергии на операцию рудоподготовки (включая операцию измельчения). Экономический эффект за счет увеличения производительности на 5,7% и снижения расхода энергии на 2,8% по данным экономической оценки результатов испытаний составил 160,3 тыс. долларов США.

### **Выводы к главе 6.**

1. Разработанная система оперативного управления процессами дробления и грохочения включает установленные на конвейерах подачи исходного питания и возврата надрешетного продукта грохочения весы, установленные на конвейерах готового класса и возврата надрешетного продукта визиометрические анализаторы крупности, датчики потребляемой мощности дробилок мелкого дробления и блок управления.

2. Видеоблок системы «ГРАНИКС» был установлен на конвейере транспортирования надрешетного продукта и на конвейере транспортирования просева грохочения, что одновременно позволяет контролировать все требуемые параметры: выхода различных классов крупности и эффективность грохочения.

3. Управление процессом дробления по данным оперативного анализа гранулометрического состава руды предусматривает анализ гранулометрического состава надрешетного и подрешетного продуктов, расчет балансов по классам крупности, расчет эффективности грохочения по критическому классу -12+10 мм, расчет выхода продуктивного класса -12 +2 мм.

4. При реализации алгоритма автоматизированного управления процессом дробления производится расчет оптимальных изменений основных технологических параметров – производительности и ширины разгрузочной щели. Выбор управляющего решения производится по изменению производительности дробилки и ширины разгрузочной щели дробилки в зависимости от значений измеренных параметров процесса – эффективности

грохочения по классу -12+10 мм, потребляемой мощности на процесс дробления, выходу продуктивного класса.

5. Разработанная система модель-ориентированного управления процессом дробления с использованием системы непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения была испытана в промышленных условиях на обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт. Испытания проводились в течение 24 дней с чередованием смен с использованием прежней системы управления (контрольные данные) и разработанной системы.

6. Результаты промышленных испытаний показали, что система управления процессом дробления с использованием визиометрического контроля крупности дробленой руды и потребляемой энергии позволяет реализовать способ оптимизации процесса дробления по критериям выход продуктивного класса и циркулирующая нагрузка и получить дробленый продукт заданной крупности (95% класса -12 мм). Использование системы позволяет увеличить производительность передела на 5,7% и сократить удельный расход электроэнергии на общий процесс рудоподготовки (дробление, измельчение) на 2,8%.

Экономический эффект от сокращения расхода электроэнергии в операциях рудоподготовки по данным экономической оценки результатов испытаний составил 160,3 тыс. долларов США.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведенных исследований решена задача повышения эффективности рудоподготовки на основе применения непрерывного визиометрического анализа гранулометрического состава продуктов дробления и грохочения, обеспечившая повышение производительности передела дробления и сокращение расхода электроэнергии на дробление и измельчение.

### Основные выводы по работе:

1. Установлены закономерности формирования гранулометрического состава дробленной руды при варьировании технологических параметров и разработана многопараметрическая модель процессов дробления и грохочения в замкнутом цикле, представленная в виде количественных соотношений, определяющих взаимосвязанное изменение параметров гранулометрического состава, эффективности грохочения, циркулирующей нагрузки, энергоемкости дробления с производительностью и шириной разгрузочной щели дробилки.

2. Разработаны критерии оптимизации процессов дробления в замкнутом цикле с проверочном грохочением: выход продуктивного класса ( $-10+2$  мм) и эффективность грохочения по критическому классу ( $-12+10$  мм). Разработан алгоритм оптимизационного управления процессами дробления и грохочения на основе непрерывного визиометрического анализа параметров гранулометрического состава руды и энергозатрат на дробление.

3. Разработан способ визиометрического анализа гранулометрического состава дробленной руды, включающий операции получения изображения, их обработки, включая операции выделения контуров зерен, визуализации результатов сегментации и расчета гистограммы распределения кусков руды по крупности, расчет выходов заданных классов крупности.

4. Разработана схема и алгоритм визиометрического анализа гранулометрического состава дробленной руды, включающий последовательное включение-выключение питающих конвейеров дробилок и самих дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений в каждый момент времени дробленого продукта лишь с одной дробилки, чем обеспечивается

повышение точности и надежности измерений в условиях непрерывного потока от нескольких дробильно-сортировочных комплексов.

5. Разработана система и программный модуль управления технологическими процессами дробления и грохочения на основе оперативного визиометрического измерения и анализа гранулометрического состава продуктов и расхода энергии в процессах дробления и грохочения, обеспечивающая ведение технологического процесса в условиях поддержания оптимальной производительности оборудования и заданной крупности дробленой руды.

6. Проведенными промышленными испытаниями показано, что использование разработанной системы управления процессом дробления позволяет увеличить производительность передела на 5,7% и сократить удельный расход электроэнергии на общий процесс рудоподготовки (дробление, измельчение) на 2,8%. Экономический эффект от сокращения расхода электроэнергии в операциях рудоподготовки составил 160,3 тыс. долларов США.

## Список литературы

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. - М.: Недра, 1983.- с. 399.
2. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: Том 1. Обогащительные процессы. М.: Изд. МГГУ, Изд. "Горная книга", 2008. -417с.
3. Азарян А.А., Бызов В.Ф. Кузьменко А.Б. Разработка методов и средств оперативного контроля качества минерального сырья при его добыче и переработке // Горный журнал, 2002. - №3. -С. -65-68.
4. Алехин В.П., Гапонов Г.А. Автоматизация технологических процессов на медной обогатительной фабрике // Обогащение руд, 1999 - №3. - С.34-35.
5. Андреев Е. Е., Львов В. В., Тихонов Н. О. Анализ результатов определения крупности частиц различными методами // Обогащение руд. -2011. -6. С.46-50.
6. Асончик К.М., Чаплыгин А.М. Испытания нового режима обогащения медно-молибденовых руд на Алмалыкском комбинате. // Обогащение руд. –2000. № 2. – С.12-14.
7. Баранов В.Ф Применение технологии мокрого дробления за рубежом (Обзор) // Обогащение руд. - 2000. - N 1. - С. 43-48.
8. Баранов В.Ф., Сентемова В.А., Ядрышников А.О. Пути снижения расхода электроэнергии на железорудных обогатительных фабриках // Обогащение руд. - 2000. - № 2. - С. 14-19.
9. Баранов, В.Ф. Сатаев И.Ш. О мировой практике рудоподготовки медно-порфировых руд // Обогащение руд. - 2011. - N 2. - С. 3-9.
10. Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. -М.: Недра, 1978. -380с.
11. Бортников А.В. Интенсификация процесса рудоподготовки с использованием мельниц мокрого самоизмельчения // Горный журнал. – 1998. - №2. - С.51-54.
12. Вайсберг Л. А. ,Рубисов Д. Г. Вибрационное грохочение сыпучих материалов: моделирование процесса и технологический расчет грохотов. - СПб.: Изд-во Ин-та "Механобр", 1994 - 45с.

13. Вайсберг Л.А. Теоретические основы грохочения. Учеб. пособие. – СПб.: – СПбГГИ (технический университет). – 2003. – 61 с.
14. Вайсберг Л. А., Иванов К. С., Мельников А. Е. Совершенствование подходов к математическому моделированию процесса вибрационного грохочения // Обогащение руд. - 2013. -2. – С.
15. Вайсберг Л.А., Коровников А.Н., Трофимов В.А. Модернизация технологических циклов грохочения на основе инновационного оборудования (к 100-летию института "МЕХАНОБР" // Горный журнал. - 2017. -№ 1. -С. 11-17.
16. Воронов В.А. Многоуровневая оптимизация процесса обогащения. М.: Недра, 1991. - 191с.
17. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. Екатеринбург: Уральский центр академического обслуживания, 2014. – 915 с.
18. Газалеева Г.И., Груздев А.В., Гневанова Л.Е., Иванова С.П. Исследование дробимости молибденовых руд Сорского месторождения с выбором технологии дробления // Горный инф.-аналит.бюллетень. – 2009. -14. - С.423-431.
19. Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Результаты разработки и внедрения автоматизированной агрегатно-технологической системы управления работой дробилки КМД-3000Т2-ДП // Новые решения в технике и технологии добычи и переработки руд. - Сб. докл. расш. засед Межд. науч.-практ. конф., 3-5 окт. 2002 г., Эрдэнэт. -С.255-29.
20. Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Дуда А.М., Морозов В.В. Управление обогащением медно-молибденовых руд на основе комплексного радиометрического анализа руды // Материалы международной конференции «Плаксинские чтения», Екатеринбург, 2011. –С.118-121.
21. Ганбаатар З., Зимин А. В., Соловьева Л. М., Назаров Ю.П. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо // Горный журнал. - 2010. - №10. – С.34-36.
22. Ганбаатар З., Лодойравсал Ч., Дэлгэрбат Л., Дуда О.М., Морозов В.В. Обогащение медно-молибденовых руд с применением комплексного радиометрического анализа сортности руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2011. -№ 11. С.176-182.

23. Гартман Т.Н., Клушин Д.В. Основы компьютерного моделирования химико-технологических процессов. М.: Изд. Центр «Академия», 2007.-416 с.
24. Гегоев Е., Христов Р. Децентрализованная экспертная система управления обогатительными процессами измельчения и флотации // Год. Мин.-геол. унив., София, 1991, -38, - №4, - С.39-47.
25. Гонсалес Р. Вудс Р. Цифровая обработка изображений. – М: Техносфера, 2005. - 1072 с.
26. Губин С.Л. Способ управления процессом дробления // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2002. - № 1. - С.11-13.
27. Даваасамбуу Д., Эрдэнэцогт Д., Хурэлчулуун Ишген. Оптимизация процессов дробления и измельчения медно-молибденовых руд на основе применения оптических методов анализа // Труды X Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, МИСиС, 26—28 февраля 2015 г. – С. 145-149.
28. Дмитриев А.П., Зильбершмидт М.Г. Физические принципы рудоподготовки // Горный журнал. – 1999. - №1. - С.23-27.
29. Дьяконов В.П. Matlab 6.5 SP1/7.0 Simulink 5/6 в математике и моделировании. М.: СОЛОН-Пресс, 2005. -576с.
30. Ибрагим Б. Х. Автоматизация процесса первичного дробления конусной дробилки // Сб. науч. тр. МАДИ «Моделирование и оптимизация в управлении» М.: 2001, с. 24-29.
31. Изойтко В.М. Особенности минералов и руд, определяющих их технологические свойства // Топорковские чтения. Межд. науч. горно-геол. конф. Рудный, 1999, вып.4. Рудный, 1999. - С.310-317.
32. Кальгин А.А., Камалетдинов А.В. Управление дробильными агрегатами при приготовлении заполнителя по заданному рецепту // Механизация строительства. - 2001. - №8. - С.22-24.
33. Кашляк М. И., Новинский Е. В., Панаморенко В. М. Критерии оценки технологического процесса первичного дробления // Сб. науч. тр. МАДИ «Информационные технологии в задачах управления и обучения», М., МАДИ, 2003. - С.46-50.

34. Клыков Ю.Г. Физические свойства минерального сырья и перспективы его моделирования // Горный инф.-аналит. бюллетень. - 2015. – №7. - С.331-335.
35. Ковин Г.М., Машевский Г.Н. Системы автоматического контроля и управления технологическими процессами флотационных фабрик.- М.: Недра, 1981.- 180 с.
36. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. Екатеринбург, Изд. УГГУ, 2009. -380с.
37. Козин В.З. Общая схема обогащения полезных ископаемых // Изв. Вузов Горный журнал. - 2001. -№4-5. - С. 8-16.
38. Конов Х.К., Коршунов В.В., Жилин В.В. Оценка измельчаемости руд методами математической статистики // Цветная металлургия. – 2000. - №7. - С.8-21.
39. Коржова Р.В., Воронин Д.Ю. Дробление, грохочение, измельчение. лабораторный практикум. – НИТУ МИСиС, 2004. – 46 с.
40. Круглов В.Н., Лисиенко В.Г. Анализ промышленных испытаний бесконтактной гранулометрической компьютерной системы «Индикатор крупности» // Международный журнал экспериментального образования. – 2010. – № 1. – С. 90-94
41. Круппа П.И., Нестеров П.О. Внедрение модернизированных технологий и разработка перспективных направлений рудоподготовки // Обогащение руд. -2008. Спец. выпуск. - С.6-9.
42. Куркин В.М., Народицкий А.Г., Боровков В.А. Анализ и планирование работы технологических секций дробления в автоматическом режиме // Известия Вузов. Горный журнал. - 2002. - №2. - С.85-90.
43. Кусков В.Б., Львов В.В. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению. Методические указания // Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». -2015., СПб. – 34 с.
44. Лагунов Ю.А. Обоснование параметров дробильно-измельчительных агрегатов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. - №4. - С.79-82.
45. Лагунов Ю.А. Энергопотребление при дроблении горных пород конусными дробилками // Известия Уральской горно-геологической академии. Горное дело. – 2000. - №9. - С.158-161.
46. Лапин Э.С., Силачев В.В. Математическая модель физических процессов в вибрационном грохоте // Известия ВУЗов, Горный Журнал. - №2. - 2009. -С.75-79.

47. Лукас В.А. Теория управления техническими системами: Уч. пособие. Екатеринбург: УГГУ, 2005.- 677с.
48. Лукьяница А.А., Шишкин А.Г. Цифровая обработка видеоизображений. 2009. - 518 с.
49. Маляров П.В., Степурин В.Ф., Солдатов Г.М. Конник Н.Д. К вопросу об оценке эффективности процесса измельчения руд и распределения потребляемой энергии между стадиями // Обогащение руд. - 2006. - № 2. - С. 3-6.
50. Маринич И. А. Адаптивное согласованного управления дробильно-измельчительным комплексом на базе структуры с распределенными параметрами функции сокращения крупности руды / И. А. Маринич // Вісник Криворізького технічного університету : зб. наук. праць. – 2012. – №31. – С. 225-228.
51. Маринич И.А., Савицкий А.И. Распределенная система автоматического управления рудоподготовкой на базе промышленных контроллеров // Вестник ИрГТУ, №4. -2013. С.24-29.
52. Меринов Н.Ф. Основы теории и закономерности движения минеральных зёрен в средах разделения // Известия вузов. Горный журнал. 2007. - № 6.- С. 67-84.
53. Морозов В.В., Авдохин В.М., Столяров В.Ф., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Управление процессом обогащения медно-молибденовых руд на основе непрерывного рентгенофлюоресцентного анализа руды и пульпы (на англ.) // Материалы конференции «автоматизация в горном деле, обогащении и металлургии» Чили, Мар-дель-плата, 2009. - С. 1167-1171.
54. Морозов В.В., Рапшис В. В., Дэлгэрбат Л, Хурлчулуун Ишген. Развитие методик визиометрического анализа руды на ГОКе Эрдэнэт // Горный информационно-аналитический бюллетень. -№12. - 2016. –С.279-292.
55. Морозов В.В., Улитенко К.Я., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. Издательский дом Руда и Металлы, 2013. - 512 с.,
56. Музеймнек Ю.А. Практика рудоподготовки за рубежом (процесс дробления) // Цветная металлургия. – 2001. - №12. -С.16-21.
57. Муйземнек Ю.А. Основные направления оптимизации и автоматизации эксплуатационных режимов конусных дробилок // Цветная металлургия. – 2000. - №11-12. - С.14-18.

58. Надутый В.П., Лапшин Е.С. Вероятность просеивания частиц различной формы при вибрации // Обогащение руд. - 2001. - № 1. — С. 32-34.
59. Новый справочник химика и технолога. Процессы и аппараты химической технологии. Справочник. – СПб: НПО Профессионал, 2004. – 484 с.
60. Остапенко П.Е. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования // М. ВИМС. – 1990. -276 с.
61. Пашков А.А. Снижение энергоемкости процессов рудоподготовки // Цветные металлы. – 1999. - №7. - С. 37-38.
62. Пелевин А. Е. Вероятность прохождения частиц через сито и процесс сегрегации на вибрационном грохоте // Известия вузов. Горный журнал. -2011. -№ 1. -С. 119–129.
63. Пелевин А.Е. Динамика движения твёрдых фаз при гидравлическом вибрационном грохочении // Известия ВУЗов. Горный журнал. 2011. - № 4. — С. 127-135.
64. Пелевин А.Е. Сепарационная характеристика грохота // Обогащение руд. 2011. - № 2. - С. 45-48.
65. Петрович С.И., Мукушева А.С., Стукалова Н.Г. Особенности построения и реализации математических моделей в управлении добычей и переработкой многокомпонентных руд // Горн. инф.-аналитич. бюллетень, -2002. -№3. -С. 229-231.
66. Рапшис В.В. Определение условий визиометрического анализа руд // Труды Межд. конф. «Науч. основы и практика переработки руд и техногенного сырья. - Екатеринбург, 2015. – С.15-20.
67. Ревнивцев В.И. Основные направления развития рудоподготовки и обогащения рудного сырья цветной металлургии // Цветные металлы.- 1997.- № 3. - С.1-4.
68. Рудакова Е.В. Эффективность грохочения // Российская наука и образование сегодня: проблемы и перспективы. – 2014. - №3. -С.85-87.
69. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра.- 1978. -390 с.
70. Суэтина Т. А., Кочетков А. В., Толмачев А. Г., Ли Чжой, Пэн Линь Особенности автоматического управления дробилками первичного дробления // Интернет-журнал «Науковедение». – 2015 - Том 7. - №5. -С.2-11.

71. Сыса А.Б. Теория и технология процессов рудоподготовки // Владикавказ, Терек, 1997. - 119 с.
72. Технологическая инструкция ГОКа Эрдэнэт. г. Эрдэнэт, 1972. 154 с.
73. Тихонов А. Ф., Либенко А. В., Лобов О. П., Ибрагим Б.Х. Управление режимами дробления конусных дробилок по экономическому критерию // Механизация строительства. -№12. -2006. -С. 10-11.
74. Улитенко К.Я., Морозов В.В. Повышение эффективности управления процессом рудоподготовки на основе применения многоуровневых динамических моделей // Горн. инф.-аналитич. бюллетень. - 2011. - №.5 - С.231- 237.
75. Улитенко К.Я., Соколов Н.В., Меликян Р.В. Програмно-технический комплекс АСУТП измельчения // Тезисы докладов III конгресса обогатителей стран СНГ. –Альтекс. М., 2001. - С.177-178.
76. Форсайт, Дэвид А., Понс, Жан. Компьютерное зрение. Современный подход. Пер. с англ. 2004. - 928 с.
77. Хурлчулуун Ишген, Морозов В. В. Применение визиометрического анализа гранулометрического состава руды для автоматизированного управления процессом дробления // Руда и металлы. 2019. - №1. - С. 67-73.
78. Хурэлчулуун Ишген, Круглов В.Н. Промышленные испытания и модернизация системы измерения крупности дробленой руды «ГРАНИКС» // Труды Международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. - Екатеринбург, 2016 г. –С.118-121.
79. Хурэлчулуун Ишген, Морозов В.В. Оптимизация дробления медно-молибденовой руды в замкнутом цикле // Труды Международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. - Екатеринбург, 2018 г. –С.6-10.
80. Хурэлчулуун Ишген, Рапшис В.В. Оптимизация процессов рудоподготовки и обогащения с применением оперативного анализа медно-молибденовых руд // Труды Международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. - Екатеринбург, 15-16 апреля 2015 г. –С. 276-279.
81. Хурэлчулуун Ишген. Оптимизация системы и алгоритма контроля крупности дробленой руды // Труды XI Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, МИСиС, 13-15 марта 2017 г. –С.165-168.

82. Хурэлчулуун Ишген. Разработка системы и алгоритма визиометрического контроля крупности дробленной руды // Труды Международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. - Екатеринбург, 2017 г. – С.270-273.
83. Морозов В. В., Рапшис В. В., Дэлгэрбат Л, Хурлчулуун Ишген. Развитие методик визиометрического анализа руды на ГОКе Эрдэнэт // Горный информационно-аналитический бюллетень, №12, 2016. –С.279-292.
84. Хурэлчулуун Ишгэн. Баяжуулах фабрикийн бутлан тээвэрлэх хэсгийн дунд ба жижиг бутлууруудыг 2013 он хүртэл автомат удирдлагын алгоритмаар хэвийн удирдсан нь // Монгол инженерүүдийн бүтээл. «Эрдэнэт Үйлдвэр» ХХК-ийн 35 жилийн ойд зориулсан. – Эрдэнэт хот, 2013. - С. 115 - 120.
85. Цыпин Е.В. Оценка технологической эффективности процессов обогатительной технологии // Известия Вузов. Горный журнал.- 2001.- №5. - С. 16-21
86. Чаплыгин А.Н., Гапонов Г.А., Асончик К.М. и др. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд // Обогащение руд. – 1999. - № 8. – С.27-30.
87. Agoston, Max K. Computer Graphics and Geometric Modeling: Implementation and Algorithms. London: Springer. -2005. - 386 p.
88. Alfano G., Saba P., Surracco H. Top size control in fine mineral grinding // Proc. XX Int. Miner. Process. Congr. -Aachen, 1997. - V2. - Pp.337-344.
89. Andersson T, Thurley MJ, Carlson JE. A machine vision system for estimation of size distributions by weight of limestone particles // Minerals Engineering. – 2011. - 25. - Pp.38–46.
90. Beth Junker. Measurement of bubble and pellet size distributions: past and current image analysis technology // Bioprocess Biosyst Eng. - 2006, vol. 29. -Pp. 185-206.
91. Chatterjee S., Bhattacharjee A., Samanta B., Pal S.K.. Image-based Quality Monitoring System of Limestone Ore Grades // Computers in Industry. – 2010. – 16. - Pp. 391–408.
92. Christoph B., Luhmann J., Klein R. Partikelmess techniken im Vergleich – Untersuchungen zur Korngrößenbestimmung toniger Rohstoffe // Ziegelind Int. -2000. -53. - №6. - Pp.38-45.

93. Erdenezul Jargalsaikhan<sup>1</sup>, Khurelchuluun Ishgen. Process optimization of grinding and flotation of copper-molybdenum ores with the use of model-based criteria // proceedings of 22nd International Conference on Environment and Mineral Processing, 31 May - 2 June, 2018, VŠB – Technical university of Ostrava, Czech republic. - Pp. 456-459.
94. Guyot O., Monredon T., LaRosa D., Broussaud A., 2004. VisioRock, an Integrated Vision Technology for Advanced Control of Comminution Circuits // Minerals Engineering. -2012. - 17. 1227–1235.
95. Haavisto O., Kaartinen J., Hyötyniemi H. Optical spectrum based estimation of grades in mineral flotation // Proceedings of the IEEE International Conference on Industrial Technology. Mumbai, India. 2006. - Pp. 252-253.
96. Heiskanen K., Morsky P., Knuutinen T. Autogenos grinding parameter estimation // Int. Proc. Miner. Process. Congr. - Aachen, 1997.V.2. - P. 299-306.
97. Hu Y., Sun W., and Wang D. General review of electrochemistry of flotation of sulphide minerals. In Electrochemistry of Flotation of Sulphide Minerals, Springer Berlin Heidelberg. – 2009. - Pp. 1–19.
98. Hyotyniemi H., Ylinen R. Modelling of visual flotation froth data // Automation in mining, mineral and metal processing 1998. – Preprints of a 9th IFACSymposium, Cologne, Germany, 1-3 Sept. 1998. – Pergamon, 1998. – p. 309-314.
99. Itävuori, P., Vilkkio, M., Jaatinen, A., Viilo, K. Dynamic modeling and simulation of cone crushing circuits // Minerals Engineering. – 2013. - № 43–44. -Pp. 29–35.
100. Jayson T., Carl D., Gianni B., 2007. A machine vision approach to on-line estimation of run-of-mine ore composition on conveyor belts // Minerals Engineering. 2011. - 20, -Pp. 1129–1144.
101. Kalapudas R., Leppinen J., Heiskanen K. Effect of grinding methods on flotation of sulfide ores // Proc. XXI Int. Miner. Process. Congr. Rome, 2000, .V.A. -Amsterdam. - P. A4/104-A4/111.
102. Kombiniertes Einsetzen von Brech- und Siebanlagen // Schuttgut. - 2000. - V6. - №3. - Pp. 298-299.
103. Lindqvist, M. Energy considerations in compressive and impact crushing of rock // Minerals Engineering. – 2008. -vol. 21, -№ 9. - Pp. 631 – 641.
104. Maiti Abhik, Chakravarty Debashish, Biswas Kousik, Halder Arpan. Development of a mass model in estimating weight-wise particle size distribution using digital

image processing // International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. - 27. - Pp.435–443.

105. Mcivor R.E., Weldun T.P., Manoski B.J. Systems approach to grinding improvements at the Tilden concentrator // Mining Ing. (USA). - 2000. -V. 52, №2.- Pp. 41-47.

106. Morozov V., Davaasambuu D., Ganbaatar Z., Delgerbat L., Topchaev V., Sokolov I., Stolyarov V. Modern systems of automatic control of processes of grinding and flotation of copper-molybdenum ore. In: 16th IFAC Symposium on Control, Optimization and Automation in Mining, Minerals and Metal Processing, Volume 15, Part1, IFAC (ed.), 2013. - Pp. 166-171.

107. Morozov V.V., Ganbaatar Z., Delgerbat L., Bokányi L. and Stoliarov V.F. Advanced system for control milling and flotation processes based on an estimation of ore quality grade // Advanced materials research. – 2012. -651. - Pp. 981-985.

108. Haavisto O., Kaartinen J., Hyötyniemi H. Optical spectrum based estimation of grades in mineral flotation // In: Proceedings of the 2006 IEEE International Conference on Industrial Technology (ICIT 2006). Mumbai, India. – 2006. - Pp 2529-2534.

109. Otsu N. A threshold selection method from gray-level histograms // IEEE Trans. Sys. - 1979. –V 9. -#1. – Pp. 62-69.

110. Petruk W., 1988a. Automatic image analysis for mineral beneficiation // Journal of Metals. - 40 (4). – Pp. 29-31.

111. Petruk W. Short course on image analysis applied to mineral and earth sciences. Mineralogical Association of Canada, 1989, Ottawa. -328 p.

112. Sbárbaro D., Villar R. Advanced Control and Supervision of Mineral Processing Plants. - Springer-Verlag London Limited, 2010. – 332 p.

113. Singh V., Rao S., 2006. Application of Image Processing in Mineral Industry: a Case Study of Ferruginous Manganese Ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy. – 115. - Pp. 155–160.

114. Sosa - Bianco C. Integrated simulation of a grinding flotation circuit // 22 Conv. Nac. Acapulco, 14-18 oct. 1997, t.2. -Pp.491-502.

115. Spenser S.J., Suterland D.N. Stereological correction of mineral liberation grade distributions // Proc. XXI Int. Miner. Process. Congr. Rome, 2000, V.A. - Amsterdam. -P. A2/1-A2/8.

116. Tessier J., Duchesne C., Bartolacci G., 2007. A Machine Vision Approach to On-line Estimation of Runof-mine Ore Composition on Conveyor Belts // Minerals Engineering. - 2008. - Pp.1129–1144.
117. Tumidajski T. Certain aspects of the analysis of particle size distributions of grained materials // Arch Mining. Sci. – 1997. – 42. - №2. - Pp.305-318.
118. Zelin Zhang, Jianguo Yang, Dongyang Dou. A surface probability model for estimation of size distribution on a conveyor belt // Physicochemical Problems of Mineral Processing. - 50(2). - 2014. -Pp.591–605.
119. Zhang Z, Yang J, Ding L, Zhao Y. Estimation of coal particle size distribution by image segmentation // Int J Min Sci Technol. – 2012. -22(5). -Pp. 739–44.
120. Zhang Z, Yang J, Su X, Ding L. Analysis of large particle sizes // Physicochem Problems Miner Process. -2012. -Pp. 397–405.

## ПРИЛОЖЕНИЕ



**ЭРДЭНЭТ ҮЙЛДВЭР ХХК**  
**ҮЙЛДВЭР ТЕХНИКИЙН ГАЗАР**

61027 Орхон аймаг, Баян-Өндөр сум,  
 Утас: 976 (01-352) 7 15 11, Факс: 976 (01-352) 7 18 66

2018.11.16 № 860  
 танай \_\_\_\_\_ -ны № \_\_\_\_\_ -т

**АКТ**

проведения опытно-промышленных испытаний системы и программы автоматизированного управления режимами дробления и грохочения медно-молибденовых руд

В результате опытно-промышленных испытаний системы и программы автоматизированного управления режимами процессов дробления и грохочения медно-молибденовых руд с применением алгоритма определения оптимальной производительности и ширины разгрузочной щели дробилки КМД3000Т2-ДП на основе оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава руды, разработанных с участием ведущего инженера по АСУТП ОФ, аспиранта МИСиС Хурэлчулуун Ишгэн, показаны следующие результаты (Дробильно-транспортное отделение и ИФО ОФ):

Расход электроэнергии на мелкое дробление и измельчение - 12,35 кВтч/т (12,69 кВтч/т), производительность на одну дробилку - 465 т/ч (440 т/ч). Крупность дробленной руды и измельченной руды по готовому классу не изменилась. Извлечение меди и молибдена в товарные концентраты не изменилось.

Согласно выполненного технико-экономического расчета годовой экономический эффект от реализации разработанных системы и программы составит 160,3 тыс. долларов США.

Разработанная система и методика показали экономическую эффективность. На основании данных испытаний предусмотрено промышленное освоение разработанной системы и программного обеспечения автоматизированного управления режимами процессов дробления и грохочения медно-молибденовых руд на основе оперативного визиометрического анализа гранулометрического состава руды и электрической мощности, потребляемой приводом дробилки КМД-3000Т2-ДП в 2019-2020 г.г.

Начальник ПО

Т.ТҮМЭН-ӨЛЗИЙ

16.11.2018

Начальник ПТС ОФ

Б.НАМУУНГЭРЭЛ