

Министерство науки и высшего образования  
Российской Федерации  
федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Санкт-Петербургский горный университет»

*На правах рукописи*

**Читалов Леонид Сергеевич**



**РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСНОГО МЕТОДА ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ  
РУД**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
Кандидат технических наук, доцент  
**Львов В.В.**

Санкт-Петербург – 2021

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>ГЛАВА 1. МЕТОДЫ РАСЧЕТОВ И МОДЕЛИРОВАНИЯ РУДОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ</b> .....	12
1.1. Общие сведения о дезинтеграции рудного сырья .....	12
1.2. Законы дробления .....	13
1.3. Модель разрушения Ab-T10.....	17
1.4. Фундаментальное моделирование рудоподготовительных процессов методом дискретных элементов .....	18
1.5. Имитационное моделирование рудоподготовительных процессов.....	19
1.6. Выводы по главе 1 .....	20
<b>ГЛАВА 2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУДНОГО СЫРЬЯ</b> .....	21
2.1. Методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда .....	24
2.1.1. Методика Бонда.....	24
2.1.2. Альтернативные методики .....	25
2.2. Тест падающего груза DWT по методике компании JKTech .....	36
2.2.1. Определение минимальной удельной энергии разрушения частиц .....	40
2.3. Тест падающего груза SMC по методике компании SMC Testing.....	47
2.4. Расчет энергетических индексов Моррелла из результатов теста DWT .....	48
2.5. Определение DEM параметров взаимодействия материалов.....	51
2.5.1. Коэффициент восстановления «руда-сталь».....	52
2.5.2. Коэффициент восстановления пары материалов «руда-руда».....	53
2.5.3. Коэффициент трения пары материалов «руда-руда» .....	54
2.5.4. Коэффициент трения пары материалов «руда-сталь».....	56
2.5.5. Коэффициент трения пары материалов «сталь-сталь» .....	56
2.6. Выводы по главе 2.....	57
<b>ГЛАВА 3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ДЛЯ РАСЧЕТА ОБОРУДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ</b> .....	59

3.1. Расчет энергетических индексов Моррелла .....	59
3.2. Расчет потребляемой мощности из энергетических индексов Моррелла.....	60
3.3. Расчет схемы рудоподготовки .....	63
3.3.1. Расчет оборудования циклов дробления .....	63
3.3.2. Расчет оборудования циклов измельчения.....	64
3.3.3. Имитационное компьютерное моделирование в ПО JKSImMet.....	64
3.4. Выводы по главе 3.....	73
<b>ГЛАВА 4. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА МОКРОГО ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МЕТОДОМ ДИСКРЕТНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ</b>	<b>74</b>
4.1. Описание условий моделирования.....	74
4.2. Выбор моделей контактного взаимодействия.....	77
4.3. Обработка результатов моделирования.....	78
4.3.1. Расчет мощности, потребляемой приводом мельницы МПСИ 10,36x5,18.	79
4.3.2. Обработка энергетических спектров мельницы МПСИ 10,36x5,18 .....	80
4.4. Исследования влияния технологических параметров на процесс полусамоизмельчения.....	83
4.5. Выводы по главе 4.....	86
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b> .....	<b>88</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ</b> .....	<b>91</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А Расчет оборудования циклов измельчения по методике Бонда</b> .....	<b>102</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ Б Расчет оборудования циклов рудоподготовки по методике Моррелла</b> .....	<b>108</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ В Методика определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда</b> .....	<b>115</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ Г Акт внедрения результатов в АО «КАДФЕМ Си-Ай- Эс»</b> .....	<b>118</b>

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования.** Современное индустриальное общество не может существовать без эксплуатации широкого диапазона рудоподготовительных технологий от крупного дробления на подземных рудниках и открытых карьерах до сверхтонкого измельчения для процессов выщелачивания, производства красок и других материалов. Все рудоподготовительные процессы в своей основе малоэффективны, так, например, полезно затрачиваемая энергия на измельчение руды в одном из наиболее часто используемых аппаратов – шаровой барабанной мельнице – составляет порядка 2 % от энергии, потребляемой всей установкой. Кроме того, очевидна и высокая доля затрат, вкладываемых в рудоподготовительные переделы обогатительных фабрик: по различным оценкам до 70 % капитальных и эксплуатационных затрат приходится на процессы рудоподготовки, в зависимости от исходного сырья и выбранной схемы подготовки сырья к обогащению.

В последние десятилетия принято выделять два пути экономии средств в этой области – через применение инновационных технологий переработки сырья и улучшение существующей технологии. Последнее, в большей степени, подразумевает оптимизацию работы рудоподготовительных машин, т.е. обеспечение эксплуатации установленного оборудования настолько эффективно, насколько это возможно.

По мере развития общества, в отношении прикладных задач большое значение приобретают информационные технологии, что оказывает значительное влияние и на технологии обогащения полезных ископаемых. С ростом вычислительных мощностей и удобства их использования, инструменты моделирования отдельных аппаратов и целых технологических схем переработки рудного сырья всё чаще применяются, оправдывая свое существование и доказывая неизбежность их использования в будущем. На замену дорогостоящим полупромышленным испытаниям приходят инструменты комплексного лабораторного определения физико-механических свойств руд, расчета и выбора

оборудования с последующим компьютерным моделированием циклов рудоподготовки и обогащения рудного сырья, результаты которых масштабируются на проектируемые или существующие фабрики.

Актуальными задачами на ближайшие десятилетия являются разработка достоверных воспроизводимых методов определения физико-механических характеристик рудного сырья, необходимых и достаточных для построения математических моделей и разработка методов обработки результатов моделирования, в том числе для снижения энергопотребления и эксплуатационных расходов рудоподготовительных процессов, повышения производительности и улучшения гранулометрического состава питания последующих операций обогащения.

#### **Степень проработанности исследуемого направления:**

Значительный вклад в решение задач, связанных с оптимизацией процессов измельчения рудных материалов, моделирования процессов дезинтеграции и тестирования рудного сырья внесли многие отечественные и зарубежные исследователи, среди которых следует отметить Ю.Э. Аккермана, Е.Е. Андреева, С.Е. Андреева, В.Ф. Баранова, Л.Ф. Биленко, А.В. Бортникова, Л.А. Вайсберга, Г.И. Газалееву, В.И. Кармазина, В.А. Перова, А.В. Потапова, К.А. Разумова, В.А. Олевского, О.Н. Тихонова, К.В. Федотова, В.А. Чантурия, Д. Баррета, Бонда, А. Дж. Линча, Моррелла, Т.Дж. Напиер-Мунна, Ч.А. Роуланда, Дж. Старки, Р.Т. Хукки, и др., а так же коллективы АО "Механобр инжиниринг", АО «Уралмеханобр», ООО «Институт ГИПРОНИКЕЛЬ», JKTech Pty Ltd, SMC Testing Pty Ltd и др.

Признанными в мировой и отечественной практике подходами к повышению эффективности процессов дезинтеграции рудного сырья являются работы Бонда, Моррелла и института Механобр. При выборе типоразмера, рабочих параметров оборудования и моделирования схем рудоподготовки широкое распространение получили следующие компьютерные пакеты: JKSImMet, USIMPAC, Bruno и др.

В последние годы в области численного моделирования физических процессов, смежных с процессами обогащения полезных ископаемых и

измельчением в частности, всё большую популярность набирает программное обеспечение ANSYS Fluent, CFDEM, Rocky DEM и др., использующее методы дискретных элементов (DEM) и вычислительной гидродинамики (CFD).

**Цель работы** – выбор и обоснование режима работы мельницы мокрого полусамоизмельчения, обеспечивающего увеличение производительности и снижение удельных энергетических затрат на переработку сульфидных медно-никелевых руд при сохранении требуемой крупности готового продукта измельчения.

**Идея работы** заключается в разработке комплексного подхода, включающего набор лабораторных испытаний, необходимых и достаточных для имитационного и фундаментального моделирования процессов рудоподготовки сульфидных медно-никелевых руд в целом и мокрого полусамоизмельчения в частности.

#### **Задачи исследований:**

1. Анализ методов математического моделирования и программного обеспечения для моделирования рудоподготовительных аппаратов и схем, обоснование их применения для выполнения цели диссертационного исследования.

2. Анализ методов определения физико-механических свойств рудного сырья, необходимых для моделирования рудоподготовительных процессов.

3. Определение физико-механических свойств объекта исследования, достаточных для моделирования рудоподготовительных процессов.

4. Разработка ориентированной на перерабатываемое сырье математической модели существующей мельницы полусамоизмельчения, достоверно описывающей ее работу.

5. Оценка эффективности процесса полусамоизмельчения, расчет требуемых энергетических затрат на разрушение сульфидных медно-никелевых руд при заданной производительности и требуемом гранулометрическом составе.

## **Методология и методы исследований.**

Методология носит экспериментально – теоретический характер и включает современные методы определения физико-механических характеристик рудного сырья, изучение методов симуляции процессов дезинтеграции рудного сырья и компьютерного моделирования рудоподготовительных схем (фундаментальное и имитационное моделирование), лабораторные исследования для определения физико-механических свойств перерабатываемого сырья (методики DWT, SMC тест, рабочий индекс шарового измельчения Бонда), моделирование процессов рудоподготовки в программном обеспечении Rocky DEM и JKSImMet, обработку полученных результатов современными методами вычислительной математики и прикладной статистики.

### **Научная новизна:**

1. Предложена модифицированная методика определения рабочего индекса Бонда  $BWI$ , использующая мельницу МШЛ-14 в шаровом тесте Бонда, с помощью коэффициента соотношения чистой мощности измельчения в уравнении Бонда для определения индекса  $BWI$ .

2. Экспериментально установлена взаимосвязь физико-механических параметров  $M_{ia}$ ,  $M_{ic}$ ,  $M_{ih}$ ,  $DW_i$ ,  $SCSE$ ,  $t_a$  от  $A$ ,  $b$  и  $SG$ , что позволяет минимизировать количество тестовых процедур, необходимых для расчета и моделирования циклов рудоподготовки.

3. Разработана и проверена на трех типах сульфидной медно-никелевой руды (богатой, медистой и вкрапленной) методика определения минимальной удельной энергии разрушения частиц различной крупности, которая позволяет получить данные, необходимые для обработки результатов численного моделирования процесса мокрого полусамоизмельчения.

### **Основные защищаемые положения:**

1. Применение модифицированной методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда и DWT (теста падающего груза) позволяет сократить количество тестовых процедур и специализированного оборудования

для получения комплекса физико-механических показателей измельчаемости и дробимости рудного сырья.

2. Обосновано, что определение минимальной удельной энергии разрушения частиц рудного сырья различных классов крупности позволяет оценить эффективность работы мельницы полусамоизмельчения в многофазной DEM-CFD модели и определить предпочтительные режимы её работы.

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

1. Показано, что физико-механические параметры, определяемые в тестах DWT и SMC обладают взаимным влиянием, при этом ключевыми являются показатели  $A$ ,  $b$  (характеризующие высокоэнергетическое ударное разрушение рудного сырья) и объемной плотности  $SG$ , что позволяет аналитически рассчитать из них все остальные выходные данные тестов (индекс ударного разрушения  $DW_i$ , энергетические индексы  $M_{ia}$ ,  $M_{ic}$ ,  $M_{ih}$ ,  $SCSE$  и параметр низкоэнергетического разрушения  $t_a$ ).

2. Предложена экспериментально обоснованная модифицированная методика, позволяющая определять рабочий индекс шарового измельчения Бонда  $BWI$  с помощью мельницы МШЛ-14 при относительной ошибке не более 4,5 %.

3. Обоснована значимость минимальной удельной энергии разрушения частиц рудного сырья для обработки результатов численного моделирования процесса мокрого полусамоизмельчения, что позволяет спрогнозировать рост производительности мельницы МПСИ 10,36x5,18 на 4,1 % и снижение удельного энергопотребления на 1,2 % при переходе на рекомендуемый режим работы (заменить диаметр шара с 125 на 110 мм, повысить содержание твердой фракции в питании мельницы с 65 до 70 %, изменить скорость вращения барабана с 72 до 73,1 % от критической и степень заполнения измельчающей средой с 11 до 12 %).

4. Разработанный комплексный метод оценки эффективности процессов измельчения сульфидных медно-никелевых руд может быть рекомендован к внедрению в научно-исследовательскую, образовательную и производственную практику, связанную с технологическими изысканиями в области измельчения рудного сырья.



**Степень обоснованности и достоверности научных положений, выводов и рекомендаций, содержащихся в диссертации, обеспечивается методологической базой, включающей широкий спектр стандартизированных лабораторных исследований, анализом существующих баз результатов испытаний физико-механических свойств рудного сырья, применением современных методов статистической обработки экспериментальных данных и результатов математического моделирования на основе специализированных программных комплексов, характеризующихся удовлетворительной сходимостью. Применимость результатов работы подтверждается актом внедрения результатов исследования в АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс» (№21/015 от 19.03.2021 г.).**

**Апробация работы** представлена на научно-практических мероприятиях с докладами:

1. *«BHT – FREIBERGER UNIVERSITÄTSFORUM 2018 «Future Materials – Safe Resources Supply – Circular Economy», Freiberg, 2018. Topic “Different ways of the ball Bond work index determining”.*

Международная научно-практическая конференция Фрайбергской горной академии «Материалы будущего – Безопасное использование ресурсов – Циркулярная экономика», г. Фрайберг, 2018 г. Тема доклада «Различные способы определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда».

2. Международная научно-практическая конференция «XXIX Международный конгресс обогатителей IMPC 2018», г. Москва, 2018 г. Тема доклада «Интенсификация методов определения физико-механических свойств руд для процессов измельчения в рудоподготовительных циклах».

3. II Всероссийская научно-практическая конференция «Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для рудно-сырьевого комплекса», г. Санкт-Петербург, 2018 г. Тема доклада «Исследование возможности определения индекса Бонда на не стандартизированной шаровой мельнице».

4. III Всероссийская научная конференция «Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для рудно-сырьевого

комплекса», г. Санкт-Петербург, 2020 г. Тема доклада «Обзор компьютерных программ для моделирования процессов рудоподготовки и обогащения».

### **Личный вклад автора в получении научных результатов**

Автором изучены и проанализированы опубликованные материалы в области процессов рудоподготовки, сформулированы и реализованы научно-исследовательские задачи, обоснованы научные положения.

Выполнен комплекс лабораторных исследований определения физико-механических свойств изучаемых проб руды с последующей обработкой и статистической интерпретацией полученных результатов. Разработана и обоснована модифицированная методика определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда с использованием мельницы МШЛ-14, учитывающая разницу чистой энергии процесса измельчения между мельницей МШЛ-14 и шаровой мельницей Бонда с помощью коэффициента в уравнении Бонда для определения индекса *BWI*.

Разработан и проверен комплексный метод изучения физико-механических свойств рудного сырья, позволяющий получить данные, необходимые и достаточные для расчета рудоподготовительных схем по методике Моррелла, моделированию в программном обеспечении JKSimMet и Rocky DEM, что позволяет оценить эффективность процессов измельчения сульфидных медно-никелевых руд.

Комплексный метод включает в себя модифицированную методику Бонда для определения рабочего индекса шарового измельчения *BWI*, тест падающего груза DWT для определения параметров *A*, *b* и *SG*, испытания для определения минимальной удельной энергии разрушения частиц и комплекс калибровочных испытаний для определения DEM-параметров взаимодействия материалов,

В полученной численной модели мельницы МПСИ 10,36x5,18 проведено исследование режимов её работы, в результате чего разработан предпочтительный режим ее работы, при котором наблюдается рост прогнозируемой производительности мельницы на 4,1 % и снижение удельного энергопотребления на 1,2 %.

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 11 печатных работ, в том числе 3 входят в перечень ведущих рецензируемых изданий, утвержденных ВАК Минобрнауки, 4 в изданиях, индексируемых в базе данных Scopus, получено 2 свидетельства государственной регистрации программ для ЭВМ.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из оглавления, введения, четырех глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 103 наименования. Работа изложена на 118 страницах машинописного текста, содержит 42 рисунка, 27 таблиц и 4 приложения.

# ГЛАВА 1. МЕТОДЫ РАСЧЕТОВ И МОДЕЛИРОВАНИЯ РУДОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ

## 1.1. Общие сведения о дезинтеграции рудного сырья

подавляющее большинство месторождений твердых полезных ископаемых состоит из рудных тел, сложенных различными минералами [6]. Для возможности извлечения полезных минералов из всей рудной массы, первоначально их зерна нужно отделить от зерен минералов пустой породы [18, 26]. Для этого последовательно, как правило в несколько этапов, рудную массу подвергают процессам дробления и измельчения [21]. В результате такой обработки, большинство зерен минералов, слагающих рудное тело, утрачивает относительно сильные межмолекулярные связи, что дает возможность их последующего разделения теми или иными методами обогащения [63]. Исходя из этого, процессы дробления и измельчения принято называть рудоподготовительными, а их совокупность – рудоподготовкой [86].

При одновременном разрушении множества кусков руды рождается другое множество более мелких кусков, и начальное распределение по крупности превращается в конечное более тонкое распределение. В процессе превращения начального распределения в конечное участвует множество кусков, но каждый кусок разрушается индивидуально в результате воздействия на него внешних сил, создаваемых в рабочей зоне аппарата. Конкретный набор разрушающих сил зависит от реализованного в данном аппарате принципа разрушения [11], а их создание требует колоссальных энергетических затрат [24]. Типично в ходе рудоподготовки на каждую тонну материала расходуется от 10 до 30 кВтч электроэнергии [4].

Следует ожидать, что существует зависимость между энергией, необходимой для разрушения материала и новообразованной поверхностью материала, появляющейся в процессе, однако в действительности эти отношения могут быть выражены только если энергия, потребляемая для создания новой поверхности, может быть измерена. Проблема состоит в том, что сам аппарат, в котором

происходит дезинтеграция, поглощает бóльшую часть потребляемой энергии, и только малая ее доля уходит непосредственно на разрушение материала, причем в разных аппаратах эта доля разнится. С точки зрения технико-экономического обоснования возможности переработки того или иного рудного сырья [20], это усложняет оценку удельных энергозатрат отдельных рудоподготовительных процессов [1]. Эта проблема на сегодняшний день решается путем оценки разрушаемости материала в аппаратах, энергопотребление которых точно определено и которые по природе своих разрушающих воздействий аналогичны промышленным образцам, для которых производится расчет. Таким образом, для оценки прочностных свойств одного и того же материала на сегодняшний день используются несколько чисел, разнящиеся не только для аппаратов различного типа воздействия, но и для частиц различной крупности.

Другим осложняющим фактором может являться наличие у разрушаемого материала пластичных свойств, т.е. когда материал будет потреблять энергию на изменение своей формы, не создавая при этом новую поверхность. Эта проблема обычно устраняется допущением, что любой рудный материал хрупок, что позволяет пренебречь энергией, расходуемой на пластичные деформации. На протяжении всей истории развития процессов рудоподготовки различные исследователи пытались аппроксимировать результаты экспериментов до удобных зависимостей [80].

## 1.2. Законы дробления

Энергетические законы дробления и измельчения описывают взаимосвязь между крупностью частиц питания процесса, крупностью частиц продукта процесса и энергии, необходимой для осуществления разрушения.

Первая широко применяемая в свое время теория, выдвинутая Р.П. Риттенгером [90], состояла в том, что энергия, затрачиваемая на уменьшение размера частиц, пропорциональна площади новообразованной поверхности, см. уравнение (1.1) (для однородных частиц сферической формы заданного диаметра площадь поверхности на единицу массы обратно пропорциональна диаметру):

$$E = K \left( \frac{1}{D_2} - \frac{1}{D_1} \right) \quad (1.1)$$

где  $E$  – энергия;  $D_1$  – размер частиц питания;  $D_2$  – размер частиц продукта;  $K$  представляет собой константу, величина которой зависит от прочности материала.

Позже профессор В.Л. Кирпичев в 1875 и Ф. Кик [72] в 1885 исходя из предположения, что при постоянном удельном расходе энергии независимо от начальной крупности достигается одинаковое относительное изменение объема, независимо друг от друга пришли к уравнению (1.2):

$$E = K \left( \ln \frac{1}{D_2} - \ln \frac{1}{D_1} \right) = K \left( \ln \frac{D_1}{D_2} \right) \quad (1.2)$$

Такие теории выводились в условиях принятия большого количества упрощающих приближений, что приводило к большой идеализации рассматриваемых процессов. Низкая точность этих теорий, в совокупности со сложностями по измерению константы  $K$ , резко ограничивали возможность их практического использования. Для решения задач выбора типоразмеров рудоподготовительных машин и точного определения параметров приводов требовался метод, позволяющий более точно оценивать энергетические затраты [4].

Спустя 70 лет в 1952 Бонд [47] разработал уравнение, показывающее что энергия, затрачиваемая на разрушение, пропорциональна длине новых трещин, появившихся в частицах, и рассчитывается как разница этих длин в продукте и питании [9]. Длина трещины в единице объема считается пропорциональной одной стороне этой области, и, следовательно, обратно пропорциональна квадратному корню из диаметра.

Формула Бонда, так называемый «третий закон дробления», имеет вид (1.3):

$$E = K \left( \frac{1}{\sqrt{D_2}} - \frac{1}{\sqrt{D_1}} \right) \quad (1.3)$$

При условии оценки разрушения массива частиц и для удобства использования этой зависимости в практических целях, формула Бонда приобретает следующий прикладной вид (1.4):

$$E = 10WI \left( \frac{l}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{l}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (1.4)$$

где  $P_{80}$  и  $F_{80}$  – размеры ячеек сит, через которые проходит 80% массы продукта и питания процесса соответственно, мкм;  $WI$  – энергетический индекс Бонда (см. определение шарового индекса Бонда в главе 2), кВт·ч/т;  $E$  – требуемый удельный расход энергии, кВт·ч/т.

Формула (1.3) изначально была выведена Бондом эмпирическим путем в результате анализа большого массива промышленных и лабораторных данных о работе стержневых и шаровых мельниц. В Приложении А представлен способ расчета шаровой мельницы по методу Бонда [67, 83].

Р.Т. Хукки [66] провел сводный анализ промышленных данных о работе различных рудоподготовительных машин и пришел к выводу, что ни одно из вышеприведенных уравнений адекватно не описывает зависимость между затратами энергии и степенью сокращения крупности для всех диапазонов крупности (рисунок 1.1). Так, например, уравнение Кирпичева – Кика применимо для процессов дробления, закон Бонда, хорошо описывает результат работы стержневых и шаровых мельниц, а идеи Р.П. Риттингера о вновь образующихся поверхностях приемлемы для тонкого измельчения. Таким образом он показал, что все вышеперечисленные зависимости являются частными случаями и обобщаются в дифференциальное уравнение следующего вида (1.5):

$$\frac{dE}{dD} = -\frac{K}{D^n}. \quad (1.5)$$

Формула Риттингера получается из этого выражения при  $n = 2$ ; формула Кирпичева-Кика – при  $n = 1$ ; формула Бонда – при  $n = 1,5$  (рисунок 1.1[24]).

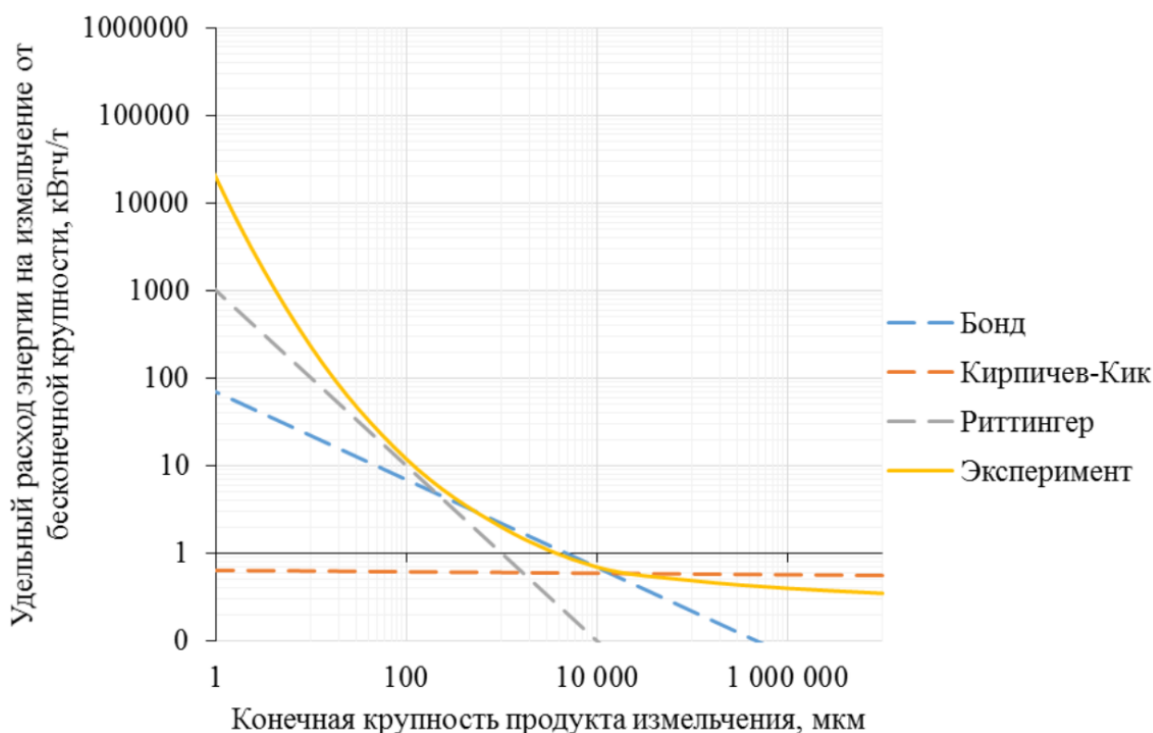


Рисунок 1.1 – Области применения энергокрупностных соотношений по Р.Т. Хукки [24]

На основе оценки Р.Т. Хукки, Моррелл [86] предложил новое общее уравнение (1.6), которое на сегодняшний день можно назвать четвертым законом дробления и которое рекомендовано Всемирным объединением стандартов горного дела (The Global Mining Guidelines Group [49]) как наиболее применимое для расчета рудоподготовительных схем:

$$E = 4 \cdot KM_i \left( F^{f(F)} - P^{f(P)} \right) \quad (1.6)$$

где  $K$  – коэффициент, зависящий от условий процесса дезинтеграции;  $M_i$  – энергетический индекс материала (далее – индекс Моррелла), зависящий от крупности разрушаемого материала;  $P$  и  $F$  – крупность продукта и питания, равные как правило  $P_{80}$  и  $F_{80}$  соответственно.

Данное уравнение хорошо показывает себя в широком диапазоне крупности продукта (от 0,1 до 100 мм). Основное преимущество данного уравнения перед уравнением Бонда – возможность его применения на таких типовых узлах, имеющих широкое распространение на сегодняшний день, как дробилка + мельница, дробилка + пресс-валок, мельница СИ/ПСИ + шаровая мельница и др.



[84, 85]. В Приложении Б представлены примеры расчета основного рудоподготовительного оборудования по методу Моррелла.

### 1.3. Модель разрушения Ab-T10

В рамках выполнения крупнейшей в мире университетской исследовательской программы по переработке полезных ископаемых Amira P9 «Оптимизация процессов переработки полезных ископаемых с помощью моделирования и симуляции» [103] была получена одна из важнейших математических зависимостей – так называемая модель Ab-t10 [76]. Данная модель подразумевает разделение типа разрушения перерабатываемого сырья в рудоподготовительной операции на низкоэнергетическое (абразивное) и высокоэнергетическое (ударное) разрушение.

Для характеристики механизма ударного разрушения в данной модели используются параметры  $A$  и  $b$ , характеризующие физико-механические свойства руды и использующиеся в уравнении (1.7):

$$t_{10} = A \cdot (1 - e^{-b \cdot E_{cs}}), \quad (1.7)$$

где  $t_{10}$  – выход подрешетного продукта при рассеве материала на сите с размером ячейки в 10 раз меньше размера частицы, подвергавшейся разрушению;  $A$  – константа (асимптота);  $b$  – константа (управляет формой кривой),  $E_{cs}$  – удельная энергия удара, кВт·ч/т.

Для характеристики механизма низкоэнергетического разрушения в модели Ab-t10 используются параметр  $t_a$ , определяющийся по уравнению (1.8):

$$t_a = t_{10}/10 \quad (1.8)$$

Параметр  $t_a$  определяется в ходе теста падающего груза DWT путем измельчения 3 кг частиц средневзвешенной крупностью 45 мм в специализированной мельнице (см. методику выполнения теста DWT в Главе 2).

#### **1.4. Фундаментальное моделирование рудоподготовительных процессов методом дискретных элементов**

Метод дискретных элементов (DEM) – это раздел фундаментального численного моделирования, связанный с расчетом всех контактных взаимодействий, происходящих между условно неделимыми объектами. Применительно к анализу рудоподготовительных процессов данный метод начал использоваться с развитием компьютерной техники в конце XX века [56, 58]. Особенно широко данный метод применяется при оптимизации конструкции рабочих органов рудоподготовительных аппаратов. DEM моделирование барабанных мельниц [92, 93] раскрывает особенности движения мельничной загрузки [64] взамен аналитических методов [5], прогнозировать износ лифтеров и измельчающей среды [69, 74], энергопотребление при различных условиях [44, 89]. Однако количество частиц, участвующих даже в лабораторных процессах измельчения, в значительной степени ограничивает применение данного метода по сей день. По мере развития компьютерной техники и программного обеспечения, DEM находит всё большее применение в сфере моделирования процессов рудоподготовки [54] при использовании различных аппаратов [73] и начинает быть если не конкурентом, то полезным дополнением к программному обеспечению для статического моделирования рудоподготовительных схем (JKSimMet, USIM PAC и др. [23, 38, 39]).

Основное преимущество фундаментального моделирования перед имитационным – это возможность исследовать практически любые факторы, влияющие на процесс дезинтеграции. Совокупное использование этих двух направлений моделирования позволяют инженерам, проектировщикам и исследователям сокращать финансовые и трудовые ресурсы, необходимые для обоснования принимаемых технических и технологических решений [27, 38].

Сложность фундаментального моделирования процессов измельчения методом дискретных элементов заключается в необходимости определения модельных коэффициентов, регулирующих взаимодействие частиц руды друг с

другом, с шаровой загрузкой и с рабочими органами рудоподготовительных аппаратов. К таким показателям относятся в первую очередь коэффициенты статического и динамического трения и коэффициент восстановления для всех пар материалов, взаимодействующих в рудоподготовительном процессе (например, руда-руда, руда-сталь, сталь-сталь, при измельчении в шаровой мельнице с металлической футеровкой). Стандартизированных методик для определения такого рода показателей автором в открытых источниках не найдено.

Сложность обработки результатов численного моделирования процессов измельчения заключается в том, что существующие численные методы не позволяют производить прямое разрушение частиц на более мелкие, поэтому анализу можно подвергнуть только статистические зависимости соударений, наблюдаемых в мельнице.

### **1.5. Имитационное моделирование рудоподготовительных процессов**

Аппараты для дробления и измельчения можно рассматривать как устройства, переводящие разрушаемый материал из верхних (грубых) классов крупности в нижние (тонкие) без описания непосредственно процесса разрушения. Удобным способом, получившим развитие в конце XX века, является матричная форма описания процесса дезинтеграции [61, 88].

В матричной модели процесс дробления или измельчения рассматривается как последовательность актов разрушения, причем исходным материалам для каждого такого акта является продукт предыдущего. Чем продолжительнее период измельчения, тем больше число таких актов и выше степень сокращения крупности [17]. В ходе процесса дробления или измельчения частицы всех классов крупности, разрушаясь, либо переходят в нижележащие классы крупности, либо остаются в прежнем. Так происходит с частицами из всех классов крупности, кроме нижнего –  $n$ -ного .

Матричное описание рудоподготовительных процессов получило особенно широкое распространение в программном обеспечении (далее – ПО) для статического моделирования рудоподготовительных циклов в связи с удобством

расчетов множества стадий дробления и измельчения [14]. Наиболее используемым на коммерческой основе ПО для таких расчетов является ПО JKSimMet от австралийской компании JKTech [23, 29].

### **1.6. Выводы по главе 1**

На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных металлов, эксплуатационные расходы на переработку рудного сырья могут до 70 % состоять из затрат на энергопотребление рудоподготовительных процессов, в основном таких как дробление, самоизмельчение, полусамоизмельчение и шаровое измельчение. В связи с этим отсутствие ошибок при проектировании и управлении технологической схемой рудоподготовительного передела в значительной степени может сэкономить средства предприятия. При этом имитационное и численное моделирование рудоподготовительных процессов является незаменимым инструментом при проектировании и модернизации обогатительных производств.

В представленной главе выполнен анализ распространенных на практике методов описания рудоподготовительных процессов: рассмотрены законы дробления Риттенгера, Кирпичева-Кика, Бонда и Моррелла, модель разрушения  $Ab-t_{10}$ , подходы с имитационным и фундаментальным моделированием.

Обозначена основная проблематика различных подходов к расчету и моделированию рудоподготовительных процессов, что обуславливает цель работы и формирует перечень задач, стоящих перед исследованием.

## ГЛАВА 2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУДНОГО СЫРЬЯ

Существует широкий перечень стандартизированных тестов, разработанных для определения прочности рудного сырья по отношению к разрушению в тех или иных типах рудоподготовительных аппаратов [7, 22, 88]. В таблице 2.1 представлены методы, направленные на определение прочностных свойств руды по отношению к измельчению [8] в барабанных мельницах с перекатываемой средой [10, 34, 35].

Для уравнения Бонда (1.3) по отношению к шаровому измельчению энергетический индекс определяется при помощи:

- теста шарового измельчения Бонда.

Для уравнения Моррелла (1.6) энергетические индексы находятся при помощи:

- теста шарового измельчения Бонда,
- теста падающего груза SMC.

Для имитационного моделирования в ПО JKSimMet используются физико-механические свойства рудного сырья, определяемые в результате проведения:

- теста шарового измельчения Бонда,
- теста падающего груза DWT (предпочтительнее), либо SMC.

С точки зрения анализа результатов моделирования рудоподготовительных процессов методом DEM, интерес представляют результаты DWT теста.

В связи с этим, в следующих разделах подробным образом описаны вышеперечисленные методы определения прочностных свойств рудного сырья, представлены модификации некоторых из них, а также результаты испытаний исследуемых типов сульфидных медно-никелевых руд.

Таблица 2.1 – Тесты для определения прочностных свойств рудного сырья по отношению к измельчению в барабанных мельницах с перекатываемой средой

Параметр	Диаметр используемой мельницы	Верхний предел крупности питания	Верхний предел контрольного класса	Ориентировочная масса исходной пробы	Вид материала
Единицы измерения	м	мм	мм	кг	
Media Competency	1,83	165	н/д	750	Рудный материал
Bond Crushing	н/д	75	н/д	25	Отдельные куски
Bond Rod Mill	0,305	12,7	1,18	15	Рудный материал
Bond Ball Mill	0,305	3,35	0,15	10	Рудный материал
Mod Bond	0,305	3,35	0,15	2	Рудный материал
JK Bond Ball Mill Test	0,305	3,35	0,15	5	Рудный материал
Drop Weight Test	н/д	63	н/д	100	Отдельные куски
SMC Test	н/д	32	н/д	50	Отдельные куски
MacPherson Autogenous	0,46	32	н/д	175	Рудный материал
JK Rotary Breakage Test	0,45	53	н/д	75	Отдельные куски
SAGDesign [95, 96]	0,49	38,1	1,7	10	Рудный материал
SAG Power Index (SPI)	0,305	38,1	1,7	10	Рудный материал
AG пилотная	1,75	200	различный	>50000	Рудный материал

На рисунке 2.1 представлена общая схема диссертационного исследования.



Рисунок 2.1 – Принципиальная схема проведения исследований в рамках диссертации

## 2.1. Методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

В 1952 году Фред Бонд опубликовал свою работу, в которой описал процедуру тестирования руд, до сих пор остающуюся ведущим инструментом при проектировании, оценке и оптимизации цехов дробления и измельчения по всему миру [2, 3, 48].

### 2.1.1. Методика Бонда

Для расчетов в метрической системе (перевод короткой тонны в метрическую) уравнение (1.4) принимает вид уравнения (2.1):

$$E = 10BWI \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (2.1)$$

Определение рабочего индекса шарового измельчения Бонда [32, 33] осуществляется в стандартизированной лабораторной мельнице (рисунок 2.2), имеющей внутренний диаметр 305 мм и длину барабана 305 мм с гладкой футеровкой без лифтёров с закруглёнными углами радиусом кривизны 2,54 см.

Принципиальная схема измельчения по тесту Бонда представлена на рисунке 2.3. Шаровая загрузка состоит из заданного числа шаров, весом приблизительно 20,1 кг и с диапазоном диаметров от 15,2 до 44,4 мм (см. таблицу 2.4). Скорость мельницы является стандартной и составляет 70 об/мин.



Рисунок 2.2 – Шаровая мельница Бонда



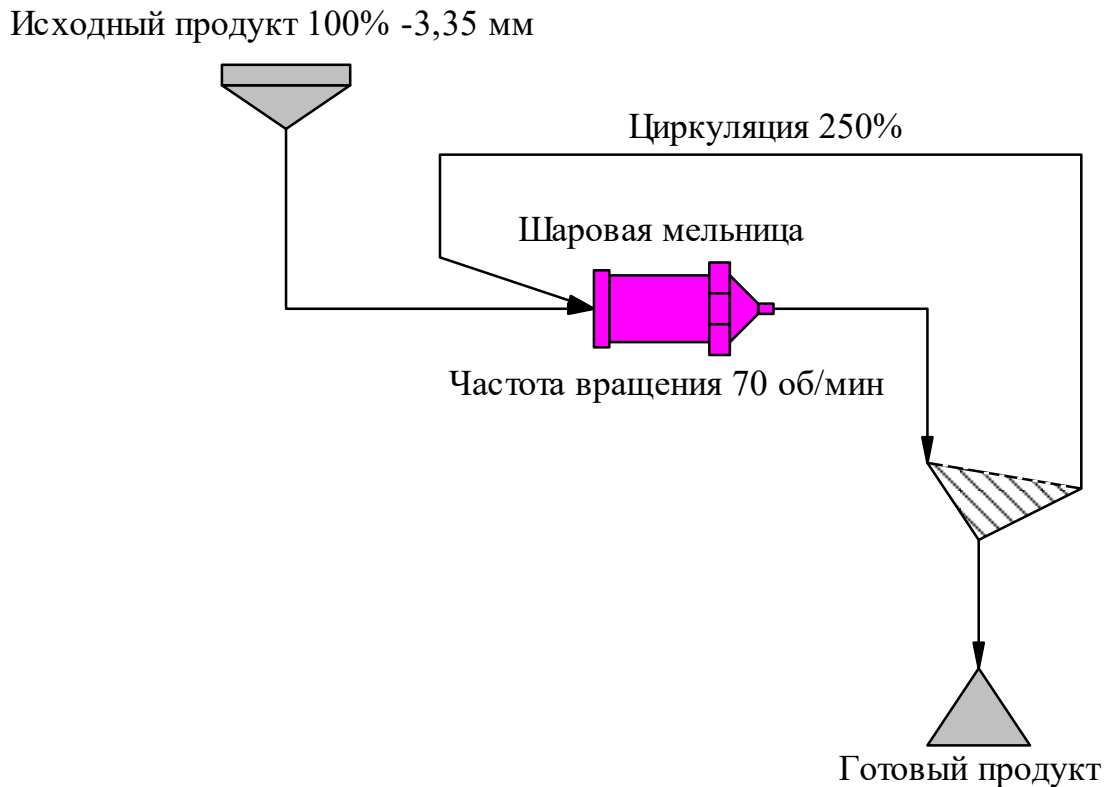


Рисунок 2.3 – Схема пробоподготовки для определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

Методика проведения теста подробным образом изложена в Приложении Г. Воспроизводимость результатов методологии Бонда лежит в пределах 3-5%.

### 2.1.2. Альтернативные методики

Несмотря на широкое использование рабочего индекса шарового измельчения Бонда, его недостаток заключается в том, что для его определения требуется до 12 часов трудозатрат и до 10 кг исходной пробы [53]. В связи с этим тестовые процедуры по определению рабочего индекса шарового измельчения Бонда (далее – индекса *BWI*) сложно использовать в проектах, где могут понадобиться сотни или тысячи тестов, например, для использования методов пространственного моделирования месторождения по прочностным свойствам или же осуществления текущего анализа руды, поступающей на обогатительную фабрику. В связи с этим многие исследователи пытались интенсифицировать процедуру определения индекса *BWI* [28].

Были рассмотрены [31] методы следующих авторов: Аксани Б. и Сомнез Б. [37], Годоровик Д. [98], Берри Т.Ф. и Брюс Р.В. [43], Хорст В.Е. и Бассарер Дж. Х.

[65], Ахмади Р. [36], Капур П.К. [70], Гарешли Х.Х. [60], Льюис К.А. [78], Магдалинович Н.А. [81], Карра В.К. [71], Смит Р. и Ли К. [94], Армстронг Д. [41], а также компаний JKTech [79] и Aminpro (тест MiniBond) [42]. В работе были представлены заявленные авторами отклонения результатов их методов от актуального рабочего индекса шарового измельчения Бонда, а также ориентировочные трудозатраты на процедуру тестирования и необходимое для этого оборудование.

Исследованные методы можно разделить на четыре категории [100]:

1. Сравнительные методы, в которых для получения рабочего индекса шарового измельчения используется эталонная руда (Берри-Брюс, Хорст-Бассарер, Анаконда).

2. Эмпирические методы, в которых проводится периодический тест и используется эмпирическое уравнение, производятся с использованием методов регрессии и базы данных руд различного типа (уравнение Капура, Карра, Смит и Ли).

3. Моделирующие методы, в которых измеряются функции разрушения и селекции руды (обычно со стандартной мельницей Бонда) и вводится модель классификатора, после чего имитируется замкнутый цикл как в стандартном тесте (Гарешли, Льюис, Ахмади).

4. Короткие методы, опирающиеся, как правило, на эмпирический базис данных тестов, полученных ранее (JKTech, MiniBond, Армстронг).

В таблице 2.2 и на рисунке 2.4 представлены средние относительные ошибки результатов и трудозатраты рассмотренных методик. На рисунке 2.5 представлена блок-схема для выбора подходящего методики для различных условий исследований.

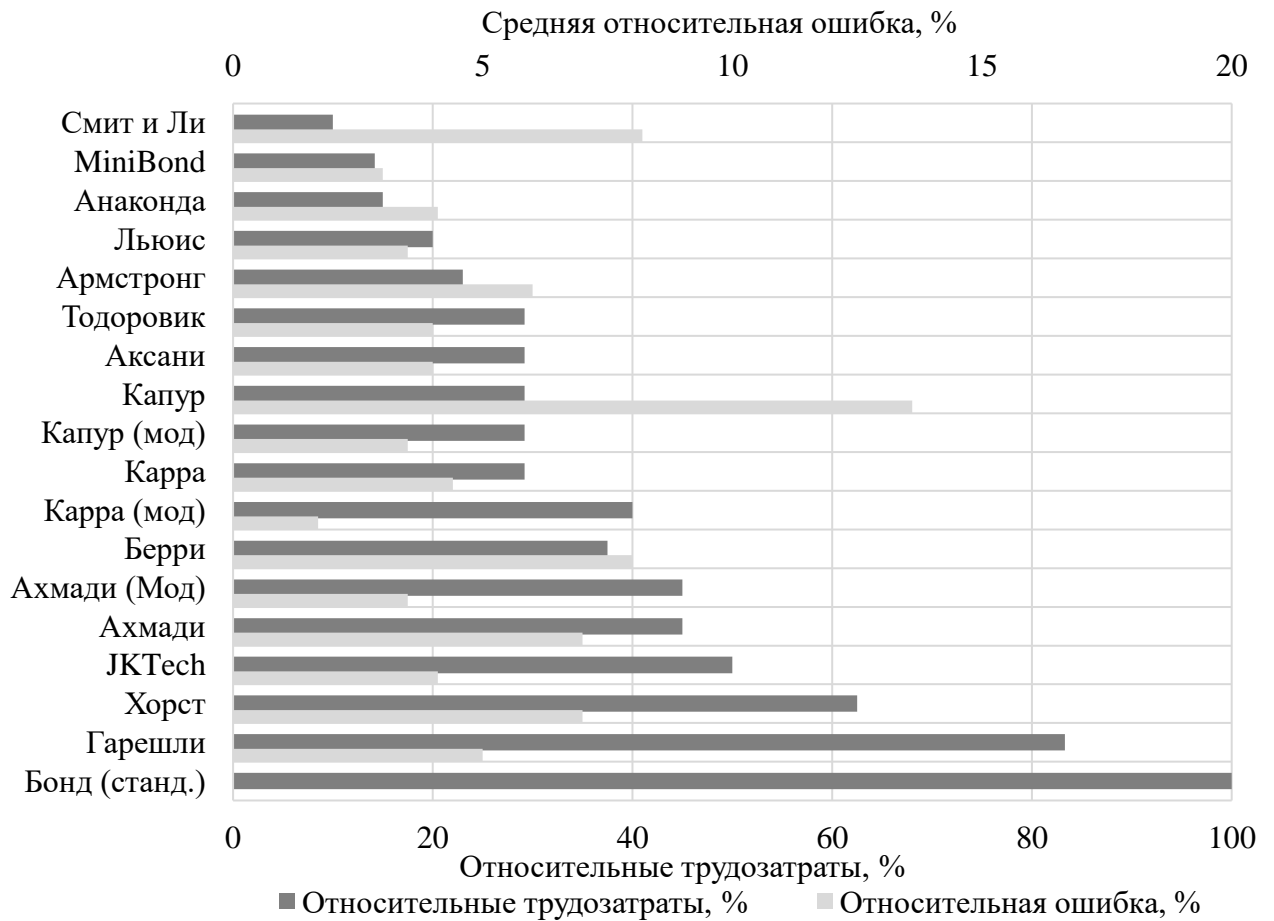


Рисунок 2.4 – Альтернативные методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

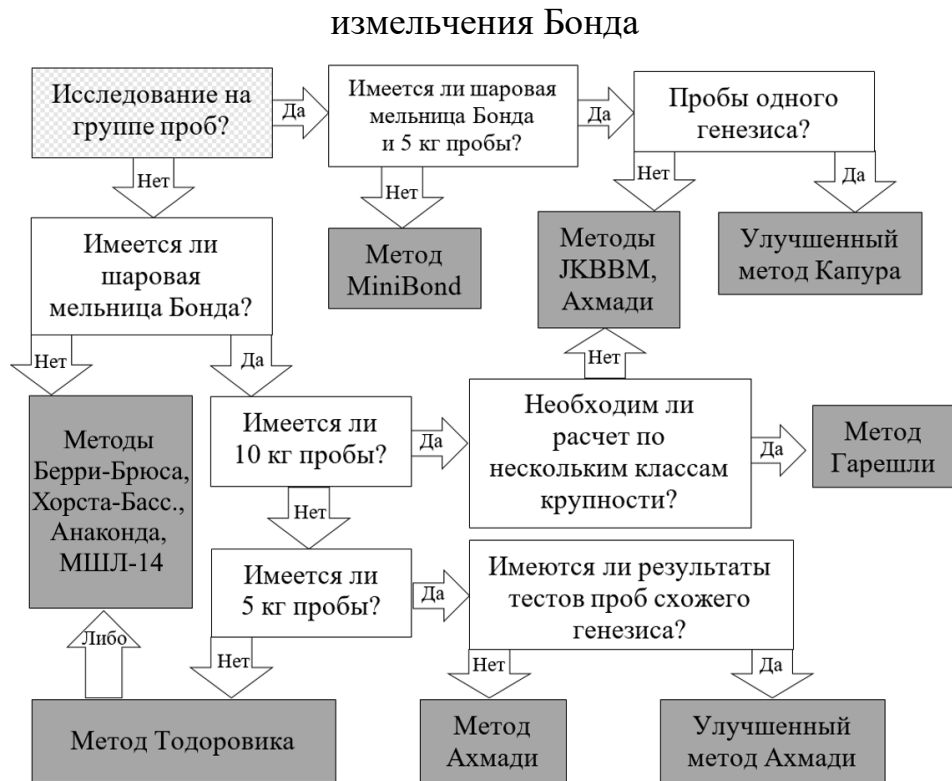


Рисунок 2.5 – Блок-схема выбора альтернативной методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

Таблица 2.2 – Рассмотренные методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

Метод	*М, кг	** $\Delta_1$ , %	*** $\Delta_2$ , %	Примечание
<b>Стандартная методика</b>				
Бонд	10	-	-	Стандартная методология, неизменна с 1961 г
<b>Альтернативные методики</b>				
Тодоровик	2	4,0	0,3	$\Delta_{ср}$ тем меньше, чем больше число циклов измельчения
Гарешли	10	5,0	3,5	Расчет по любой крупности готового класса
Хорст	5	7,0	8,4	Любые мельницы, требуется эталонная руда
Берри	1	8,0	6,3	Любые мельницы, требуется эталонная руда
ЖКВМ	4	4,1	3,5	Запатентованный тест
Смит и Ли	2	8,2	16,6	Весьма устаревший метод
Льюис	2	3,5	-	Низкая $\Delta_{ср}$ для гомогенных руд
MiniBond	4	3	-	Только для массового тестирования
Армстронг	3	6,0	-	Тест при мокром измельчении в стержневой мельнице
Аксани	2	4,0	-	Низкая $\Delta_{ср}$ для гомогенных руд
Анаконда	2	4,1	-	Применима для любых мельниц, требуются эталонные руды
Ахмади	5	7,0	6,8	Аналог метода Магдалиновича
Капур	3	8,0	9,5	После калибровки метода для конкретного типа руд значительно снижается $\Delta_{ср}$ (вплоть до 3,5%)
Карра	3	4,4	5,1	Аналог метода Капура
<b>Альтернативные методы, модифицированные автором</b>				
Ахмади (мод.)	5	-	3,5	Необходимо наличие базы данных
Капур (мод.)	3	-	3,5	Необходимо наличие базы данных
Карра (мод.)	5	-	1,7	При использовании трех циклов
МШЛ-14	7	-	4,2	Необходимо наличие ваттметра или эталонной пробы

\*М – необходимая масса пробы;

\*\* $\Delta_1$  – средняя относительная ошибка методики, указанная в первоисточнике;

\*\*\* $\Delta_2$  – средняя относительная ошибка методики, лабораторно подтвержденная авторами статьи.

### 2.1.2.1. Модификация метода Капура

В данном методе [70] используется та же мельница и условия измельчения, что и в стандартном тесте Бонда. Суть данного метода заключается в использовании следующего эмпирического уравнения (2.2):

$$BW_i = K[P_i]^a [G_2]^b [R_0 M_1]^c [1 - R_0]^d, \quad (2.2)$$

где  $P_i$  – размер ячейки контрольного сита, мкм;  $G_2$  – параметр измельчаемости во втором цикле измельчения, г/об;  $R_0$  – массовая доля надрешетного продукта в исходном материале, д.ед.;  $M_1$  – масса загрузки мельницы, г;  $K, a, b, c, d$  – безразмерные эмпирические коэффициенты, зависящие от физико-механических характеристик руды.

Результаты уравнения Капура при его использовании с общими коэффициентами на практике имеют среднюю относительную ошибку 9,4 %. Метод Капура был опробован на 37 пробах различных типов руд и показал среднюю относительную ошибку 8,6 %.

При анализе метода Капура обнаружена корреляция значений ошибок для руд схожих генезисов. В связи с этим предложено применение уравнения Капура с эмпирическими коэффициентами, найденными для отдельных типов руд, близких по своему генезису. Найденны коэффициенты для апатит-нефелиновых (2.3), медно-никелевых (2.4) и золотоносных руд (2.5). Средняя относительная ошибка данного метода при таком подходе будет лежать в пределах 3-4%.

$$BW_i = 2,764[P_i]^{0,397} [G_2]^{-0,711} [R_0 M_1]^{-0,003} [1 - R_0]^{-0,001}, \quad (2.3)$$

$$BW_i = 2,502[P_i]^{0,546} [G_2]^{-0,623} [R_0 M_1]^{-0,078} [1 - R_0]^{-0,003}, \quad (2.4)$$

$$BW_i = 2,289[P_i]^{0,501} [G_2]^{-0,526} [R_0 M_1]^{-0,102} [1 - R_0]^{-0,166}. \quad (2.5)$$

### 2.1.2.2. Модификация метода Карра

Карра [71] модифицировал алгоритм Капура и предложил другое эмпирическое уравнение (2.6) для вычисления индекса Бонда, которое так же использует измельчаемость Бонда и лишь два цикла измельчения:

$$BW_i = 9,934[P_i]^{0,308} [G_2]^{-0,696} [F_{80}]^{-0,125} \quad (2.6)$$

Заявленная автором средняя относительная ошибка составила 5,0 %, что является лучшим результатом, чем у метода Капура. Метод Карра был опробован на 22 пробах различных типах руд и показал среднюю относительную ошибку 5,5 %.

При анализе метода Карра были выведены средние относительные ошибки при использовании трех и четырех циклов измельчения, для которых получены средние относительные ошибки определения индекса  $BWI$  1,7 и 1,3 % соответственно [50]. При этом должны использоваться эмпирические коэффициенты уравнения, определённые по базе стандартных тестов Бонда для 22 тестов руд с различными контрольными ячейками сита:

Для третьего цикла (2.7):

$$BW_i = 9,9317 \cdot P_{100}^{0,5362} G_3^{-0,8821} F_{80}^{-0,2711}, \text{ кВтч/т}, \quad (2.7)$$

Для четвертого цикла (2.8):

$$BW_i = 9,1119 \cdot P_{100}^{0,5037} G_4^{-0,8540} F_{80}^{-0,2370}, \text{ кВтч/т}, \quad (2.8)$$

### **2.1.2.3. Модификация метода Ахмади**

При анализе метода Ахмади [36] было обнаружено, что желаемой циркуляционной нагрузки в 250% не всегда возможно достичь за два цикла измельчения, что приводит к повышению относительной ошибки всего теста. Однако результат удалось значительно улучшить [50, 51] при использовании в первом цикле числа оборотов, способствовавшего приближению к заданной циркуляционной нагрузке во втором цикле. Для этого необходимо иметь результаты стандартных тестов Бонда на рудах близких к исследуемой по генезису (см. таблицу 2.3). Из этих тестов необходимо использовать среднеарифметическое значение числа оборотов последних трех циклов измельчения. На одной и той же пробе апатит-нефелиновой руды метод Ахмади показал ошибку 3,5% против 7% в стандартной редакции метода.

Таблица 2.3 – Рекомендуемое число оборотов в первом цикле теста Ахмади при ячейке контрольного сита 106 мкм

Типы руд	Среднеарифметический индекс $BWI$ , кВт·ч/т	Рекомендуемое число оборотов в 1 цикле
Железные	15,53	332
Медно-никелевые	18,79	394
Апатит-нефелиновые	13,20	150
Золотоносные	18,61	312

**2.1.2.4. Методика с использованием мельницы МШЛ-14, учитывающая разницу в чистой мощности измельчения**

Основываясь на третьем законе Бонда, гипотеза, выдвигаемая автором, состоит в том, что уравнение, использующееся при расчете индекса  $BWI$  может быть изменено со стандартного (2.9):

$$BWI = \frac{1,1023 \cdot 44,5}{A^{0,23} \cdot G_{bp}^{0,82} \cdot 10 \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}, \text{ кВтч/т}, \quad (2.9)$$

на модифицированное (2.10):

$$BWI = \frac{1,1023 \cdot 44,5}{A^{0,23} \cdot G_{bp}^{0,82} \cdot 10 \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \cdot \frac{N_{\text{МШ}}}{N_{\text{Бонд}}}, \text{ кВтч/т}, \quad (2.10)$$

где  $A$  – размер ячейки контрольного сита, мкм (как правило, 106 мкм);  $G_{bp}$  – параметр измельчаемости в последних трех циклах теста, г/об;  $F_{80}$  – размера ячейки сита, через которое проходит 80% исходной пробы, мкм;  $P_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% конечного продукта измельчения, мкм.  $N_{\text{МШ}}$  – чистая мощность при шаровом измельчении, потребляемая лабораторной шаровой мельницей, Вт;  $N_{\text{Бонд}}$  – чистая мощность при шаровом измельчении, потребляемая лабораторной шаровой мельницей Бонда, Вт. Чистая мощность может быть рассчитана как разница между мощностью, потребляемой приводом мельницы при загрузке рудой и шарами и мощностью холостого хода, когда мельница вращается в пустом виде.

Для проверки уравнения (2.10) была использована лабораторная шаровая мельница МШЛ-14 (см. рисунок 2.6), широко распространенная в рудоподготовительных лабораториях стран СНГ. Учитывая, что внутренний

диаметр мельниц практически совпадает (305 мм у шаровой мельницы Бонда, 300 мм у мельницы МШЛ-14), ожидается, что в мельнице МШЛ-14 возможно добиться условий измельчения приближенных к условиям измельчения в шаровой мельнице Бонда. У обеих мельниц была замерена мощность холостого хода и мощность при полной загрузке при помощи цифрового трехфазного ваттметра (см. рисунок 2.7), через который мельницы подключались к электросети.

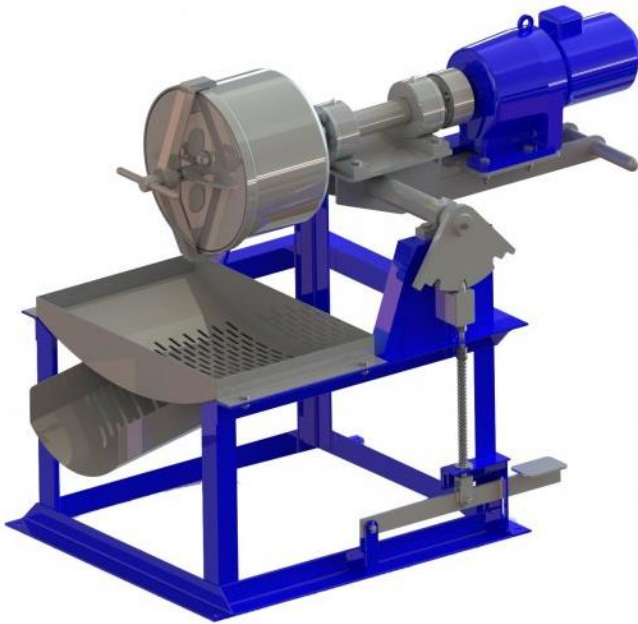


Рисунок 2.6 – Мельница МШЛ-14



Рисунок 2.7 – Трехфазный ваттметр, изготовленный для замеров мощности мельниц

Была подобрана шаровая загрузка по степени заполнения барабана мельницы и пропорций размеров шаров соответствующая мельнице Бонда, см. рисунок 2.8.

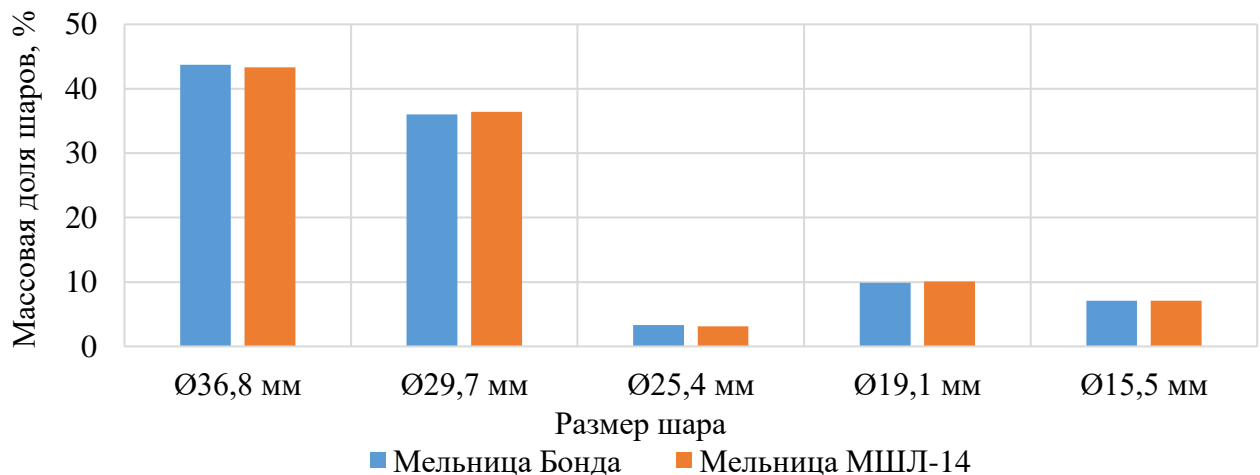


Рисунок 2.8 – Состав шаровой загрузки



Параметры работы обеих мельниц и условий шарового измельчения представлены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Условия проведения опытов

Параметр		Мельница Бонда	Мельница МШЛ-14	
Объем мельницы, л		22,28	14,14	
Процентное соотношение объемов, %		100,0	63,5	
Внутренние размеры барабана	Диаметр, мм	305	300	
	Длина, мм	305	200	
Скорость вращения барабана, мин-1		70	69	
Насыпной объем загружаемого материала, мл		700	444	
Мощность холостого хода, Вт		167,9	179,3	
Мощность с шаровой загрузкой, Вт		245,2	246,4	
Мощность с шаровой загрузкой и рудой, Вт		312,4	260,8	
Чистая мощность измельчения N, Вт		144,5	81,5	
Соотношение чистой мощности измельчения		$\frac{N_{\text{МШ}}}{N_{\text{Бонд}}} = 0,5642$		
Шаровая загрузка	Количество шаров	Масса шаров, кг	Количество шаров	Масса шаров, кг
Ø36,8 мм	43	8,799	27	5,525
Ø29,7 мм	67	7,245	43	4,649
Ø25,4 мм	10	0,656	6	0,393
Ø19,1 мм	71	1,993	46	1,291
Ø15,5 мм	94	1,432	59	0,899
Итого:	285	20,125	181	12,758

В опытах использовались 4 технологические пробы руды различного генезиса, отличающихся по своим прочностным свойствам и промаркированные:

- |                                   |        |
|-----------------------------------|--------|
| – Золотосульфидная руда           | – ОЛТ  |
| – Окисленные железистые кварциты  | – МГОК |
| – Сульфидная медно-никелевая руда | – М6   |
| – Медная руда                     | – АУТ  |

Основными отличиями при проведении опытов измельчения в мельнице МШЛ-14 от измельчения в мельнице Бонда является масса шаровой загрузки (12,758 и 20,125 кг и соответственно) и насыпного объема питания (444 и 700 мл соответственно).

Результаты проведенных испытаний представлены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Результаты проведения тестирования четырех технологических проб по стандартной и модифицированной методике Бонда

Название пробы	Мельница Бонда				Мельница МШЛ-14			
	ОЛТ	МГОК	М6	АУТ	ОЛТ	МГОК	М6	АУТ
$F_{80}$ , мкм	2665,6	2441,2	2565,0	2394,0	2258,0	2441,3	2385,3	2442,7
$P_{100}$ , мкм	106,0	106,0	106,0	106,0	106,0	106,0	106,0	106,0
$P_{80}$ , мкм	88,6	84,3	92,0	86,0	85,5	78,7	86,6	88,7
Измельчаемость, г/об	2,652	1,311	0,880	1,236	1,389	0,653	0,413	0,599
Средневзвешенная крупность питания, мкм	1378,2	1429,4	1528,8	1334,5	1183,5	1429,5	1458,9	1389,4
Масса пробы, г	1454,9	1750,0	1225,9	1555,4	885,5	1110,0	838,3	898,7
Насыпная плотность, г/см <sup>3</sup>	2,08	2,50	1,75	2,22	1,99	2,50	1,89	2,02
Доля готового класса в исходном материале, %	21,99	9,89	6,66	11,72	23,05	9,89	8,25	10,38
Рабочий индекс шарового измельчения $BWI$ , кВтч/т	8,69	15,17	22,07	16,15	8,31	14,53	22,49	16,79
Относительная ошибка, %					-4,4	-4,2	1,9	3,9

Модифицированная формула расчета индекса  $BWI$  (2.8), учитывающая разницу в чистой мощности измельчения, показала удовлетворительный результат: относительная ошибка определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда по данной методике не превысила 4,5 % для четырех исследованных проб, см. рисунки 2.9 – 2.10.

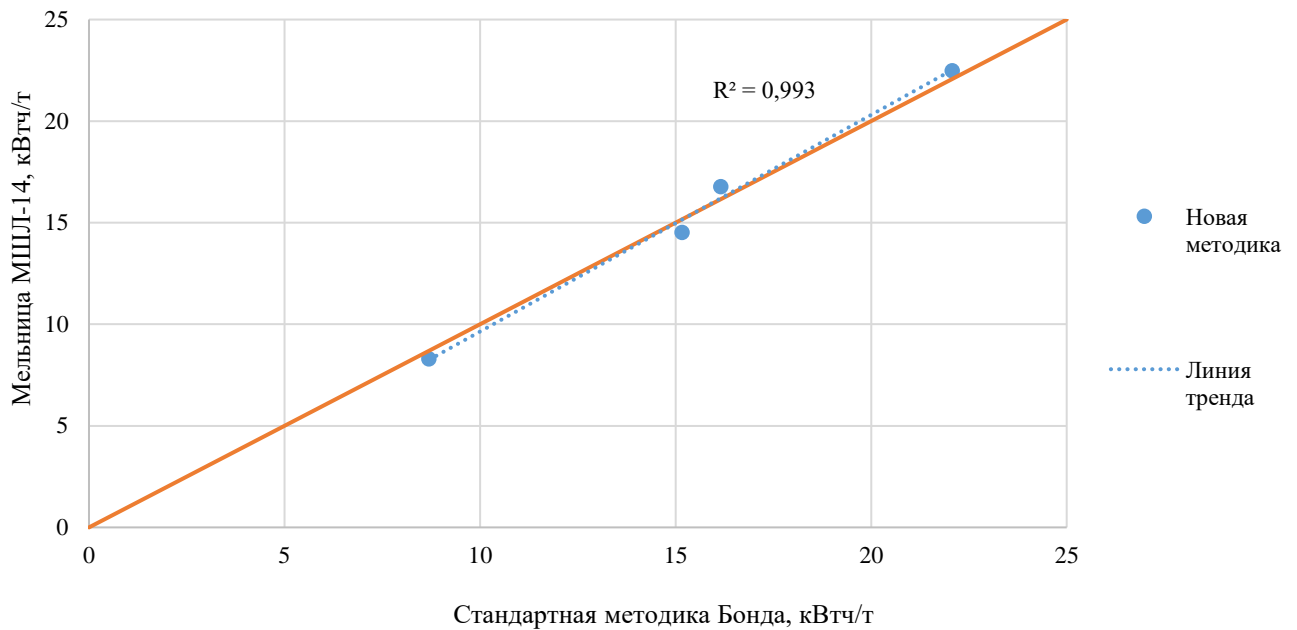


Рисунок 2.9 – Результаты определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда по модернизированной методике

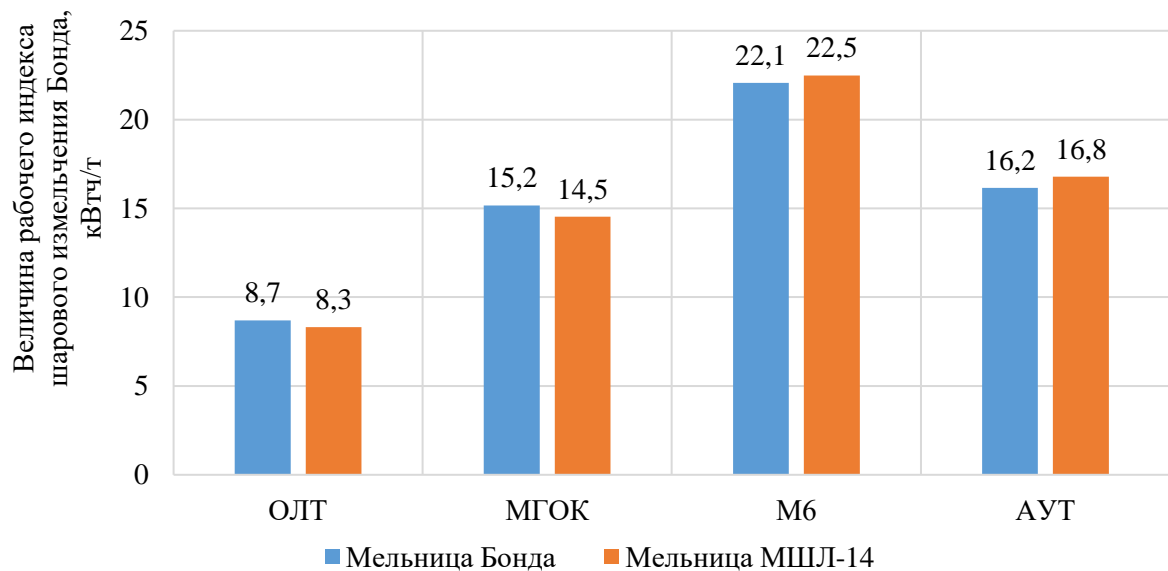


Рисунок 2.10 – Результаты определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда по модернизированной методике с использованием мельница МШЛ-14 по сравнению с результатами классической методики Бонда

Впоследствии, по аналогии с данной методикой, чистая мощность мельницы Бонда может быть использована для калибровки других мельниц, имеющих в наличии в других рудоподготовительных лабораториях предприятий сырьевого сектора.

## 2.2. Тест падающего груза DWT по методике компании JKTech

Установка падающего груза представляет собой стальной сбрасываемый груз, который может быть поднят лебедкой на заданную высоту. посредством пневматического устройства груз сбрасывается и под действием силы тяжести падает на расположенный на стальной плите образец руды. Путем изменения высоты сбрасывания и массы груза энергетическое воздействие может варьироваться в широком диапазоне.

Схематически установка падающего груза DWT и ее общий вид показаны на рисунке 2.11.

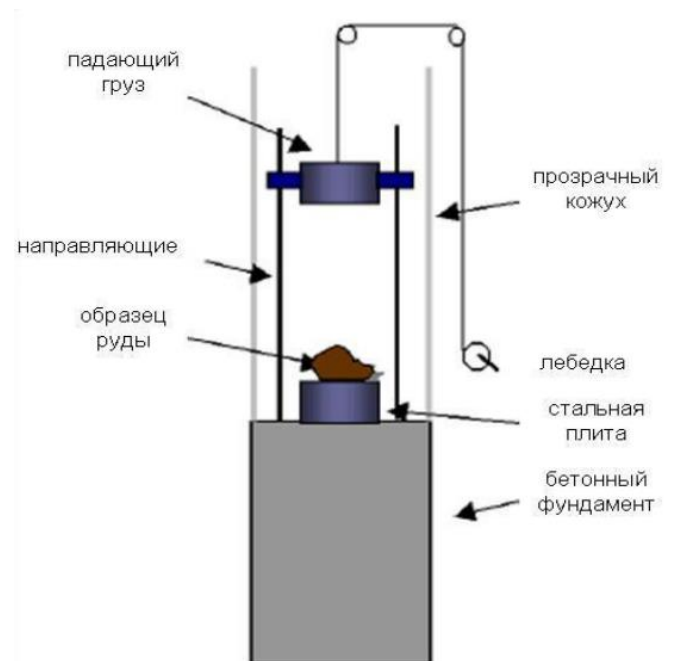


Рисунок 2.11 – Общий вид и схема устройства тестера падающего груза

Процедура теста падающего груза (далее – DWT) требует не менее 100 кг материала, который готовится специально для получения определенного количества кусков пяти классов крупности. Диапазон изменения энергии дробления на частицу регулируется от 0,1 до 2,5 кВт-ч/т за счёт изменения массы груза (от 20 до 50 кг) и высоты его падения (от 0,5 до 1,0 м).

Принимается, что вся приложенная энергия затрачивается на разрушение образца согласно уравнению (2.11):

$$E_{cs} = E_{is} = \frac{E_i}{m}, \quad (2.11)$$

где  $E_{is}$  – удельная приложенная энергия, кВт·ч/т;  $E_{cs}$  – удельная энергия уменьшения крупности, кВт·ч/т;  $m$  – масса средней частицы, т.

Для проведения тестирования исходная проба массой около 100 кг рассеивается на классы крупности с модулем  $\sqrt[4]{2}$ . В зависимости от массы частиц от каждой фракции для испытаний при различных уровнях энергии отбирается от 10 до 30 кусков. Обычно проводят испытания при 15 комбинациях крупности/энергии, см. таблицу 2.6.

Таблица 2.6 – Описание наборов частиц для теста DWT

Класс крупности, мм	Удельная энергия ( $E_{cs}$ ), кВт·ч/т	Количество частиц в наборе
Высокоэнергетическое разрушение		
- 63 + 53	0,40	10
	0,25	10
	0,10	10
- 45 + 37,5	1,00	15
	0,25	15
	0,10	15
- 31,5 + 26,5	2,50	30
	1,00	30
	0,25	30
- 22,4 + 19	2,50	30
	1,00	30
	0,25	30
- 16 + 13,2	2,50	30
	1,00	30
	0,25	30
Низкоэнергетическое разрушение		
- 53 + 45	н/д (разрушение в мельнице)	1500 ± 5г
- 45 + 37,5	н/д (разрушение в мельнице)	1500 ± 5г

Обычно используют стандартный набор энергий, однако может быть произведена корректировка для соответствия прочностным характеристикам руды.

Продукт разрушения каждого набора кусков собирают и подвергают ситовому анализу. Гранулометрическая характеристика строится от исходной

крупности. Для большого диапазона энергетических воздействий, исходной крупности образцов, типов руд относительная гранулометрическая характеристика имеет практически постоянную форму и, таким образом, может быть описана единственной точкой распределения. JKTech обычно использует суммарную величину просева продукта разрушения через сито с размером ячейки, равным одной десятой от исходной крупности. Данная величина обозначается как  $t_{10}$ .

Таким образом, в результате проведения теста DWT определяется набор соотношений величин  $t_{10} / E_{sc}$  для 15 комбинаций энергии/ крупности.

При разрушении куска руды степень разрушения может быть охарактеризована при помощи параметра  $t_{10}$ , представляющего собой процентную величину просева продукта через сито с размером отверстий, равным одной десятой исходной крупности. Данный параметр позволяет сопоставить степень разрушения для фракций различной исходной крупности.

Удельная энергия уменьшения крупности ударным способом  $E_{cs}$  измеряется в кВт·ч/т. При изменении энергетического воздействия меняется и величина  $t_{10}$ , характеризуя изменение распределения крупности. Зависимость между  $t_{10}$  и  $E_{cs}$  описывается уравнением 1.7. В уравнении присутствует два параметра  $A$  и  $b$ , зависящие от характеристик руды и определяемые в ходе выполнения полного теста DWT.

Бóльшие значения показателя  $t_{10}$  соответствуют более мелкому продукту, соответственно, он может рассматриваться как “индекс тонины”. Величина параметра  $A$  лимитирует значение  $t_{10}$ , т.е. при увеличении приложенной энергии сверх определенного предела образование готового класса практически не происходит. Величина  $A \cdot b$  определяет наклон зависимости в “нулевой” точке и обычно рассматривается как мера прочности горной породы, причем меньшие значения соответствуют большей прочности.

Параметры  $A$  и  $b$  могут быть использованы для расчета значений  $E_{cs}$  для ряда величин  $t_{10}$ . Подобный набор данных используется при моделировании дробления для предсказания удельных затрат электроэнергии при известных характеристиках крупности питания и дробленого продукта.

На рисунке 2.12 представлен пример такого рода зависимости.

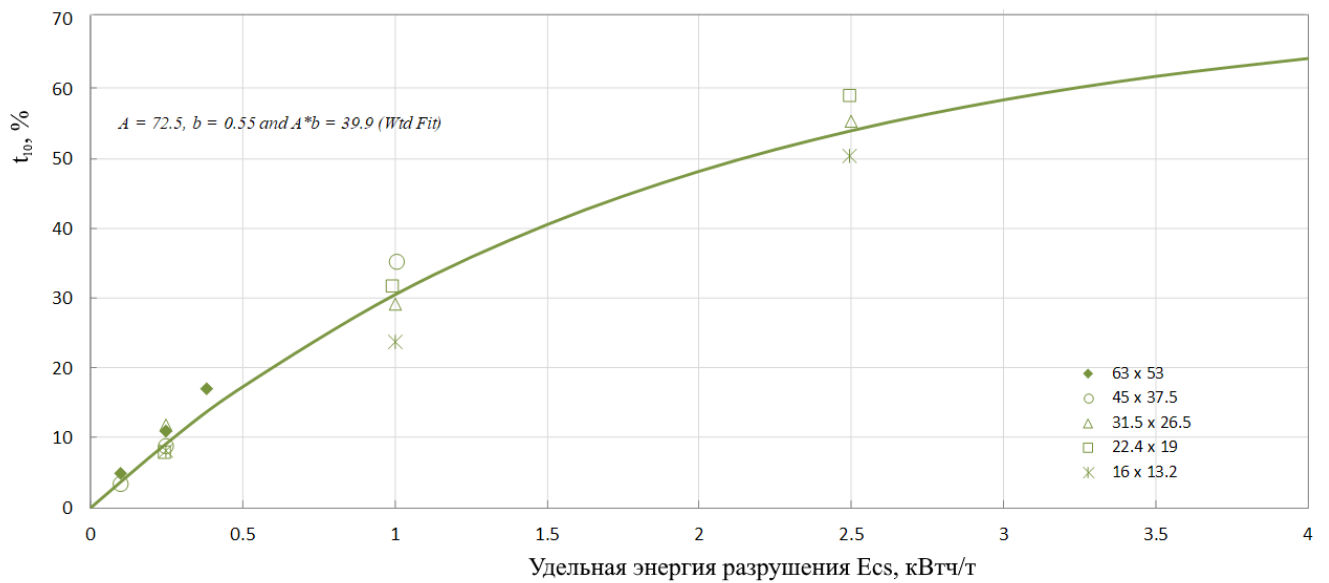


Рисунок 2.12 – Зависимость параметра  $t_{10}$  от удельной энергии разрушения  $E_{cs}$

Параметры  $A$  и  $b$  используются в моделях мельниц полу -/-самоизмельчения [76, 77], щековых и конусных дробилках [40] в JKSimMet, для предсказания характера разрушения руды [25]. В итоге модель позволяет оценить производительность, затраты электроэнергии и гранулометрическую характеристику продукта. Моделирование также позволяет предсказать поведение общей схемы рудоподготовки и ее реакции на изменение типа руды, разработать стратегии оптимизации для предотвращения значительных колебаний технологических показателей.

В модели дробилки используются только результаты высокоэнергетического (ударного) разрушения, которые представляются в несколько ином виде по сравнению, чем для модели мельницы полу-/-самоизмельчения. Таким образом, имеется возможность определить форму гранулометрической характеристики разрушенного материала при различной степени “разрушенности”, определяемой величиной  $t_{10}$ .

При наличии известных величин  $A \cdot b$  возможно рассчитать функции разрушения (появления), играющие важную роль в моделях барабанных мельниц. Меньшая величина обоих параметров означает большую устойчивость руды к разрушению.

### ***Тест низкоэнергетического разрушения***

Устойчивость руды к низкоэнергетическому (абразивному) разрушению характеризуется параметром  $t_a$ . Как и параметр  $A \cdot b$ , меньшая величина  $t_a$ , означает бóльшую устойчивость руды к абразивному разрушению.

В ходе стандартного теста на абразивное разрушение 3 кг образцов фракции –55+38 мм истирается в течение 10 минут при 70% критической скорости в лабораторной барабанной мельнице 305×305 мм, оснащенной лифтерами 4×6 мм. Продукт подвергается ситовому анализу, на основании которого определяется величина  $t_{10}$ . Полученная величина  $t_{10}$ , деленная на 10 обозначается как  $t_a$  и является параметром, характеризующим низкоэнергетическое разрушение пробы (уравнение 1.8).

#### **2.2.1. Определение минимальной удельной энергии разрушения частиц**

Для установления фактов разрушения частиц различной крупности, предлагается методология определения номинальной удельной энергии разрушения частиц исследуемой шихты в различных классах крупности. Данная величина позволит определить количество энергии, приходящейся на такие соударения частиц, которые приводят к их дезинтеграции. Использование результатов данной методики описано в разделе 4.3.2. Данный подход не оценивает накапливающуюся трещиноватость в частицах [97].

Лабораторной установкой для проведения исследования предлагается использовать тестер падающего груза, применяемый в методологии тестов DWT и SMC Test. Методология теста DWT содержит в себе этап определения характера разрушений в области низких энергий (параметр  $t_a$ ), однако при этом в эксперименте используется одновременно несколько частиц без регистрации количества разрушенных. В области высоких энергий разрушения в тесте DWT (параметры  $A$  и  $b$ ), энергия величиной 0,1 кВтч/т и более всегда приводит к разрушениям частиц. В связи с этим, результаты теста DWT нельзя обработать таким образом, чтобы получить из них величину номинальной удельной энергии, являющейся минимально необходимой для разрушения частиц определенной



крупности. При этом установка падающего груза является готовым инструментом для определения данной величины.

В исследовании предполагается отбор частиц узких классов крупности, часть из которых может быть получена из промежуточных классов крупности при отборе проб для DWT теста (-75.0+63.0 мм, -53.0+45.0 мм, -37.5+31.5 мм, -26.5+22.4 мм). Средняя крупность частиц в этих наборах составляет 69.0; 49.0; 34.5; 24.5 мм соответственно. Расчетным путём установлено, что массы частиц в этих классах крупности позволят достигать минимальной удельной энергии удара от 0.005 кВтч/т для 24.5 мм и от 0.0005 кВтч/т для 69.0 мм, при условии сбрасывании самого лёгкого груза (груз LB, массой 2.7 кг) с высоты 50 мм. Такая низкая высота сбрасывания груза не будет приводить к разрушению частиц, т.е. будет ниже их минимальной удельной энергии разрушения. Постепенно увеличивая высоту сбрасывания, необходимо добиться достижения разрушения частицы.

На рисунке 2.13 представлен принципиальный график вероятности разрушения частицы в зависимости от величины удельной энергии удара.

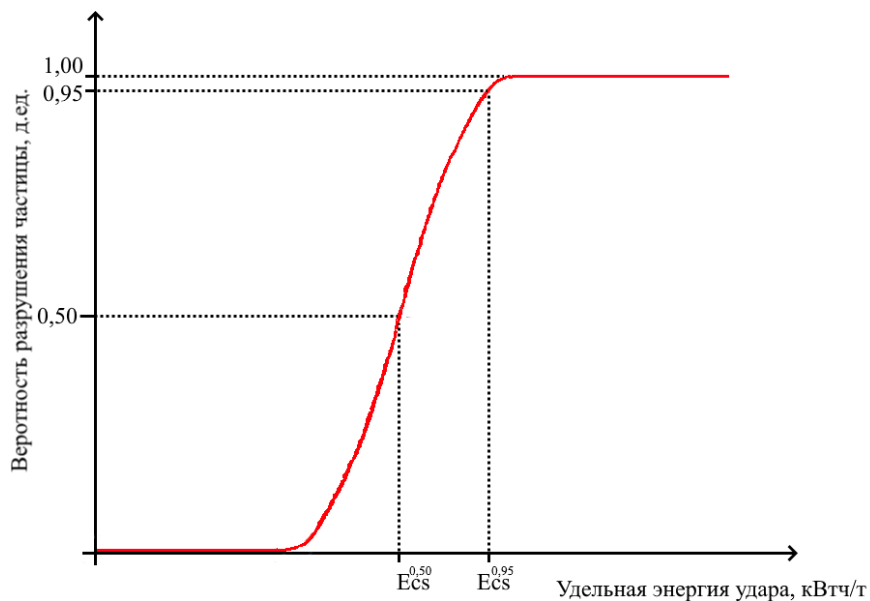


Рисунок 2.13 – Принципиальная зависимость вероятности разрушения частиц узкого класса крупности от удельной энергии удара

Для анализа кривых энергетических спектров (статистических кривых, описывающих распределение мощности по ударам частиц с определенными удельными энергиями), необходимо определить номинальную удельную энергию

удара  $E_{cs(j)}^{0,95}$ , при которой с вероятностью 0,95 частица определенной крупности будет разрушена.

Методика проведения теста заключается в следующем алгоритме действий:

1) Подготовка наборов из 20 частиц каждого из классов крупности:

-75+63 мм, -53+45 мм, -37,5+31,5 мм, -26,5+22,4 мм.

Отбор производится по аналогии с SMC тестом, но со снижением допуска массы частиц в наборе с  $\pm 30\%$  до  $\pm 5\%$  от средней массы частицы набора. Все частицы должны иметь правильную форму. По окончании отбора должны быть набраны 4 узких класса крупности, в рамках которых самая лёгкая частица по своей массе отличается от самой тяжелой не более чем на 10%.

2) Поочередное разрушение всех частиц каждого из наборов в тестере DWT.

2.1 Стартовая высота сбрасывания груза (LB, 2703,4 г) для всех частиц составляет 50 мм от верхней поверхности частицы до ударной поверхности падающего груза.

2.2 Груз сбрасывается на частицу, после каждого сброса установочная высота сбрасывания увеличивается на 10 мм вплоть до достижения разрушения частицы. В таблицу вносится высота  $h_{i,j}$ , при которой частица разрушается (разрушенной считается та частица, осколок максимального размера от которой проходит сквозь сито с размером ячейки нижней границы соответствующего ей класса, либо имеет массу не более 0,8 среднеарифметической массы частицы в наборе.).

3) Рассчитываются среднеарифметические значение установочных высот, при которых происходили разрушения частиц каждого из классов крупности. Полученные значение  $h_i$  вносится в таблицу 2.7.

4) Расчет средней высота падения груза, при которой происходит разрушение частиц в  $j$ -ом наборе осуществляется с помощью уравнения (2.12):

$$h_j = \frac{\sum_{i=1}^{20} h_{i,j}}{20}, \text{ м} \quad (2.12)$$

Таблица 2.7 – Протокол испытаний по определению минимальной удельной энергии разрушения частиц

Номер набора $j$	1	2	3	4
Класс крупности, мм	-75+63	-53+45	-37,5+31,5	-26,5+22,4
Количество частиц $i$	20	20	20	20
Масса набора $Q_{nj}$ , г				
Средняя масса частицы $Q_{pj}$ , г	$Q_{nj}/20$			
Масса груза $Q_w$ , кг	2,7034	2,7034	2,7034	2,7034
Номер частицы $i$	Высота падения груза $h_{ij}$ , приведшая к разрушению частицы, м			
1	$h_{1,1}$	$h_{1,2}$	...	$h_{1,j}$
2	$h_{2,1}$	$h_{2,2}$	...	$h_{2,j}$
...	...	...	...	...
$i=20$	$h_{i,1}$	$h_{i,2}$	...	$h_{i,j}$
Средняя высота, м:	$h_1$	$h_2$	...	$h_j$
Средняя $E_{cs(j)}^{0,5}$ , кВтч/т	$E_{cs(1)}^{0,5}$	$E_{cs(2)}^{0,5}$	...	$E_{cs(j)}^{0,5}$
Среднеквадратическое отклонение $E_{cs(j)}$ , %	$\sigma_1$	$\sigma_2$	...	$\sigma_j$
Средняя $E_{cs(j)}^{0,95}$ , кВтч/т	$E_{cs(1)}^{0,95}$	$E_{cs(2)}^{0,95}$	...	$E_{cs(j)}^{0,95}$

Средняя удельная энергия разрушения частиц каждого набора определяется при помощи уравнения (2.13):

$$E_{cs(j)}^{0,5} = \frac{Q_w \cdot h_j \cdot g}{3,6 \cdot Q_{pj}}, \text{ кВтч/т} \quad (2.13)$$

где  $E_{cs(j)}^{0,5}$  – минимальная удельная энергия соударения, при которой с вероятностью 0,5 произойдет разрушение частицы в  $j$ -ом наборе, кВтч/т;  $Q_w$  – масса груза, кг;  $h_j$  – средняя высота падения груза, при которой происходит разрушение частиц в  $j$ -ом наборе, м;  $Q_{pj}$  – средняя масса частиц в  $j$ -ом наборе, г.  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

В связи с тем, что вероятность разрушения частиц подчиняется нормальному распределению, номинальная удельная энергия разрушения частиц каждого набора определяется [16] в соответствии с уравнением (2.14):

$$E_{cs(j)}^{0,95} = E_{cs(j)}^{0,5} + 2\sigma_j, \text{ кВтч/т}, \quad (2.14)$$

где  $E_{cs(j)}^{0,95}$  – удельная энергия удара, с вероятностью 0,95 приводящая к разрушению частиц из  $j$ -ой выборки, кВтч/т;  $\sigma_j$  – среднее квадратическое отклонение достигнутой удельной энергии разрушения  $E_{cs}$  в  $j$ -ой выборке частиц.

Согласно представленной выше методике, для исследованных технологических проб руд М1, М2 и Т1 были получены зависимости номинальной удельной энергии разрушения частиц от их крупности. Полный протокол испытаний представлен в таблице Таблица 2.8.

Таблица 2.8 – Расчет номинальной удельной энергии разрушения частиц исследуемой шихты

Тип руды	Удельная энергия $E_{cs(j)}$ , которая привела к разрушению частицы, кВт·ч/т											
	M1				M2				T1			
Размер частицы, мм / № частицы	24,45	34,50	49,00	69,00	24,45	34,50	49,00	69,00	24,45	34,50	49,00	69,00
1	0,0049	0,0023	0,0023	0,0009	0,0090	0,0082	0,0038	0,0016	0,0108	0,0091	0,0084	0,0032
2	0,0068	0,0049	0,0040	0,0029	0,0099	0,0087	0,0048	0,0033	0,0154	0,0116	0,0097	0,0071
3	0,0088	0,0054	0,0044	0,0029	0,0119	0,0088	0,0056	0,0039	0,0159	0,0127	0,0118	0,0078
4	0,0094	0,0065	0,0047	0,0035	0,0120	0,0105	0,0064	0,0044	0,0162	0,0137	0,0121	0,0085
5	0,0095	0,0075	0,0053	0,0035	0,0124	0,0113	0,0071	0,0050	0,0178	0,0140	0,0133	0,0090
6	0,0101	0,0077	0,0054	0,0041	0,0125	0,0114	0,0076	0,0053	0,0179	0,0147	0,0134	0,0091
7	0,0104	0,0082	0,0055	0,0044	0,0129	0,0122	0,0077	0,0058	0,0186	0,0152	0,0141	0,0094
8	0,0107	0,0089	0,0058	0,0046	0,0129	0,0124	0,0078	0,0058	0,0187	0,0152	0,0142	0,0097
9	0,0115	0,0091	0,0058	0,0050	0,0136	0,0125	0,0080	0,0060	0,0189	0,0154	0,0144	0,0098
10	0,0117	0,0093	0,0062	0,0054	0,0140	0,0126	0,0081	0,0061	0,0191	0,0168	0,0147	0,0101
11	0,0117	0,0094	0,0070	0,0059	0,0142	0,0127	0,0085	0,0061	0,0200	0,0173	0,0147	0,0112

Продолжение таблицы Таблица 2.8

Тип руды	Удельная энергия $E_{cs(j)}$ , которая привела к разрушению частицы, кВт·ч/т											
	M1			M1			M1			M1		
Размер частицы, мм / № частицы	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45	24,45
12	0,0122	0,0095	0,0072	0,0059	0,0147	0,0127	0,0094	0,0061	0,0201	0,0174	0,0151	0,0124
13	0,0126	0,0099	0,0075	0,0061	0,0148	0,0134	0,0096	0,0075	0,0203	0,0178	0,0152	0,0125
14	0,0126	0,0100	0,0079	0,0062	0,0153	0,0137	0,0098	0,0076	0,0212	0,0187	0,0157	0,0126
15	0,0132	0,0100	0,0080	0,0062	0,0155	0,0138	0,0099	0,0076	0,0225	0,0195	0,0167	0,0127
16	0,0136	0,0110	0,0085	0,0063	0,0166	0,0139	0,0099	0,0079	0,0228	0,0195	0,0172	0,0132
17	0,0139	0,0110	0,0085	0,0069	0,0168	0,0139	0,0107	0,0081	0,0229	0,0197	0,0177	0,0132
18	0,0140	0,0116	0,0102	0,0075	0,0177	0,0150	0,0111	0,0100	0,0237	0,0202	0,0190	0,0150
19	0,0148	0,0117	0,0103	0,0084	0,0180	0,0151	0,0117	0,0100	0,0255	0,0204	0,0199	0,0152
20	0,0153	0,0119	0,0106	0,0087	0,0192	0,0155	0,0131	0,0101	0,0268	0,0226	0,0202	0,0158
Средняя	0,0114	0,0088	0,0068	0,0053	0,0142	0,0124	0,0085	0,0064	0,0198	0,0166	0,0149	0,0109
$\sigma_j (E_{cs(j)}^{0.5})$ , кВт·ч/т	0,0026	0,0025	0,0022	0,002	0,0026	0,0021	0,0023	0,0022	0,0037	0,0034	0,0031	0,0031
$E_{cs(j)}^{0.95}$ , кВт·ч/т	0,0165	0,0138	0,0112	0,0093	0,0195	0,0166	0,0132	0,0108	0,0272	0,0234	0,0211	0,017

Основные результаты представлены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Номинальная удельная энергия разрушения частиц различной крупности исследуемых типов руд

Тип руды	M1	M2	T1
Крупность частиц, мм	Минимальная удельная энергия разрушения частиц $E_{CS}^{0,95}$ , кВтч/т		
69,0	0,0093	0,0108	0,017
49,0	0,0112	0,0132	0,0211
34,5	0,0138	0,0166	0,0234
24,45	0,0165	0,0195	0,0272

На рисунке 2.14 полученные результаты исследования зависимости минимальной удельной энергии разрушения частиц различных классов крупности трех исследуемых типов руд представлены в графическом виде.

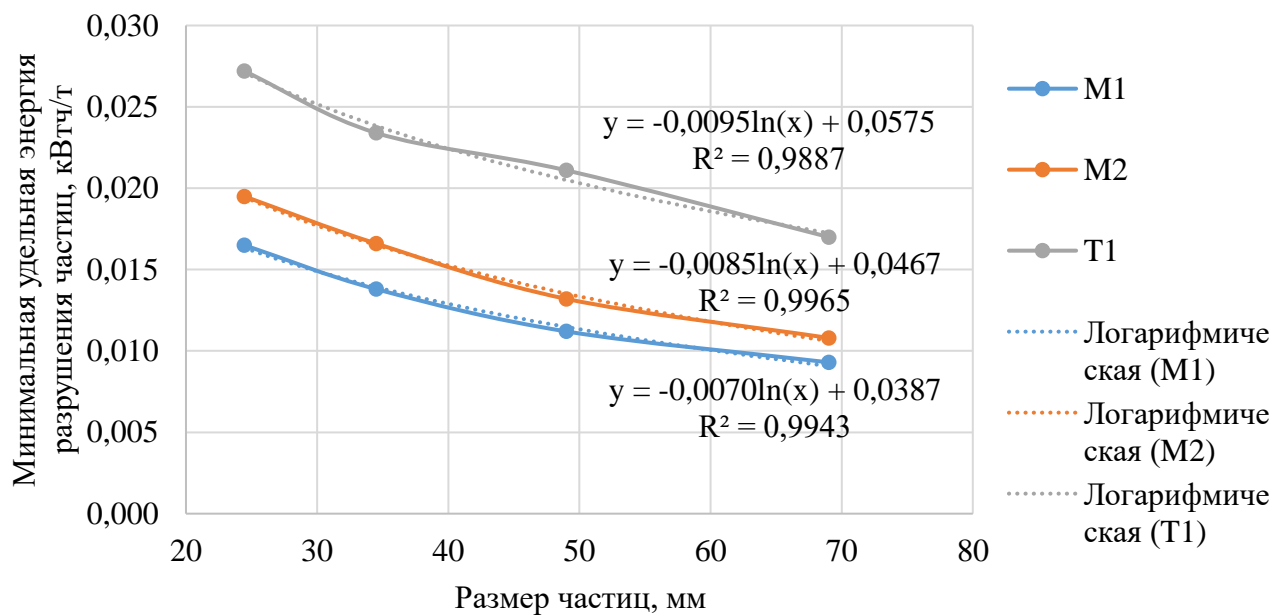


Рисунок 2.14 – Зависимость номинальной удельной энергии разрушения частиц от крупности

### 2.3. Тест падающего груза SMC по методике компании SMC Testing

Тест SMC является модификацией теста падающего груза DWT. Изначально он был разработан для возможности определения параметров высокоэнергетического разрушения  $A$  и  $b$  на керновых пробах малой массы.

Впоследствии, тест был доработан для возможности использования в качестве исходной пробы кускового материала.

Первым отличием теста SMC от теста DWT является использование лишь пяти наборов из одного класса крупности (см. таблицу 2.10).

Таблица 2.10 – Описание наборов частиц для теста SMC

Класс крупности, мм	Удельная энергия ( $E_{cs}$ ), кВт·ч/т	Количество частиц в наборе
Высокоэнергетическое разрушение		
- 31,5 + 26,5 (предпочтителен) <i>либо</i> - 22,4 + 19 <i>либо</i> - 16 + 13,2	0,25	20
	0,50	20
	1,00	20
	2,50	20
	3,50	20

Вторым отличием теста SMC от теста DWT является отсутствие проведения испытаний низкоэнергетического разрушения. Параметр  $t_a$  при этом определяется расчетным путем компанией JKTech с применением базы данных тестов DWT, проведенных за всё время существования методики.

Результатом теста SMC является зависимость между удельной приложенной энергией удара (кВт·ч/т) и процентом просева разрушенного материала через сито с определенным размером отверстий. Результаты теста используются для определения индекса Drop – Weight ( $DW_i$ ), который является мерой прочности горной породы при ударном разрушении. Индекс  $DW_i$  напрямую связан с параметрами  $A$  и  $b$ , в связи с чем может быть использован для их расчета. Помимо индекса  $DW_i$  получают следующие величины:  $M_{ia} - M_{ic} - M_{ip} - M_{iu} - SCSE$  [82]. Данные энергетические показатели описаны в разделе 2.4 и Приложении Б.

#### 2.4. Расчет энергетических индексов Моррелла из результатов теста DWT

В результате обработки базы данных исследований прочностных свойств различного рудного сырья [59] были получены зависимости (2.15) - (2.21) [30]:



$$DWi = 92,56 \cdot SG \cdot (A \cdot b)^{-0,977}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3 \quad (2.15)$$

$$SCSE = 52,74 \cdot (A \cdot b)^{-0,441}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \quad (2.16)$$

$$t_a = 2,6132 \cdot (DWi)^{-1} \quad (2.17)$$

$$M_{ia} = 390 \cdot (A \cdot b)^{-0,813}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \quad (2.18)$$

$$M_{ic} = 303,5 \cdot (A \cdot b)^{-1}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \quad (2.19)$$

$$M_{ih} = 577 \cdot (A \cdot b)^{-1}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \quad (2.20)$$

$$M_{ib} = BWI \cdot 1,86 - 8,7, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \quad (2.21)$$

где  $DWi$  – индекс падающего груза, являющийся мерой прочности горной породы при ударном разрушении и дроблении, кВтч/м<sup>3</sup>;  $SG$  – объемная плотность материала, т/м<sup>3</sup>;  $A, b$  – параметры, характеризующие высокоэнергетическое ударное разрушение в тестах с установкой DWT;  $SCSE$  – индекс, характеризующий руду с точки зрения её переработки в «стандартном цикле» МПСИ (мельница МПСИ в замкнутом цикле с дробилкой додрабливания критического класса), кВтч/т;  $M_i$  – параметр (далее — индекс Моррелла), характеризующий прочность материала, определяемый по результатам специализированных лабораторных испытаний (SMC тест и шаровой тест Бонда), кВтч/т; для грубого измельчения (до P80 > 750 мкм) в барабанных мельницах параметр обозначается  $M_{ia}$ ; для тонкого измельчения (до P80 < 750 мкм) в барабанных мельницах параметр обозначается  $M_{ib}$ ; для дробления в традиционных дробилках параметр обозначается  $M_{ic}$ ; для дробления в измельчающих валках высокого давления (далее – ИВВД) параметр обозначается  $M_{ih}$ ;  $BWI$  – рабочий индекс шарового измельчения Бонда, кВтч/т.

В графическом виде полученные зависимости представлены на рисунках 2.15 – 2.18. Полученные зависимости позволяют отказаться от проведения теста SMC и получить все его выходные данные по результатам определения параметров  $A, b$  и  $SG$  из теста падающего груза DWT.

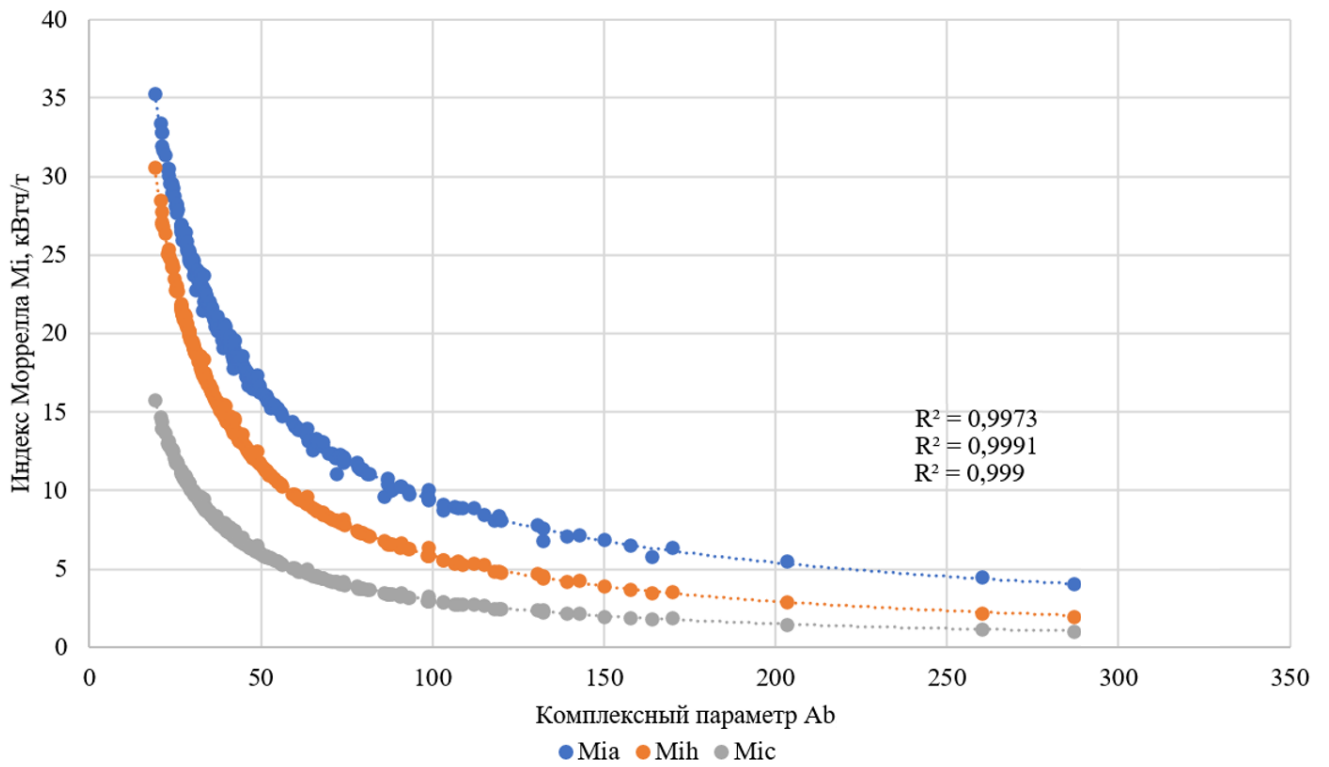


Рисунок 2.15 – Зависимость индексов Моррелла  $M_{ia}$ ,  $M_{ic}$  и  $M_{ib}$  от комплексного параметра  $A \cdot b$

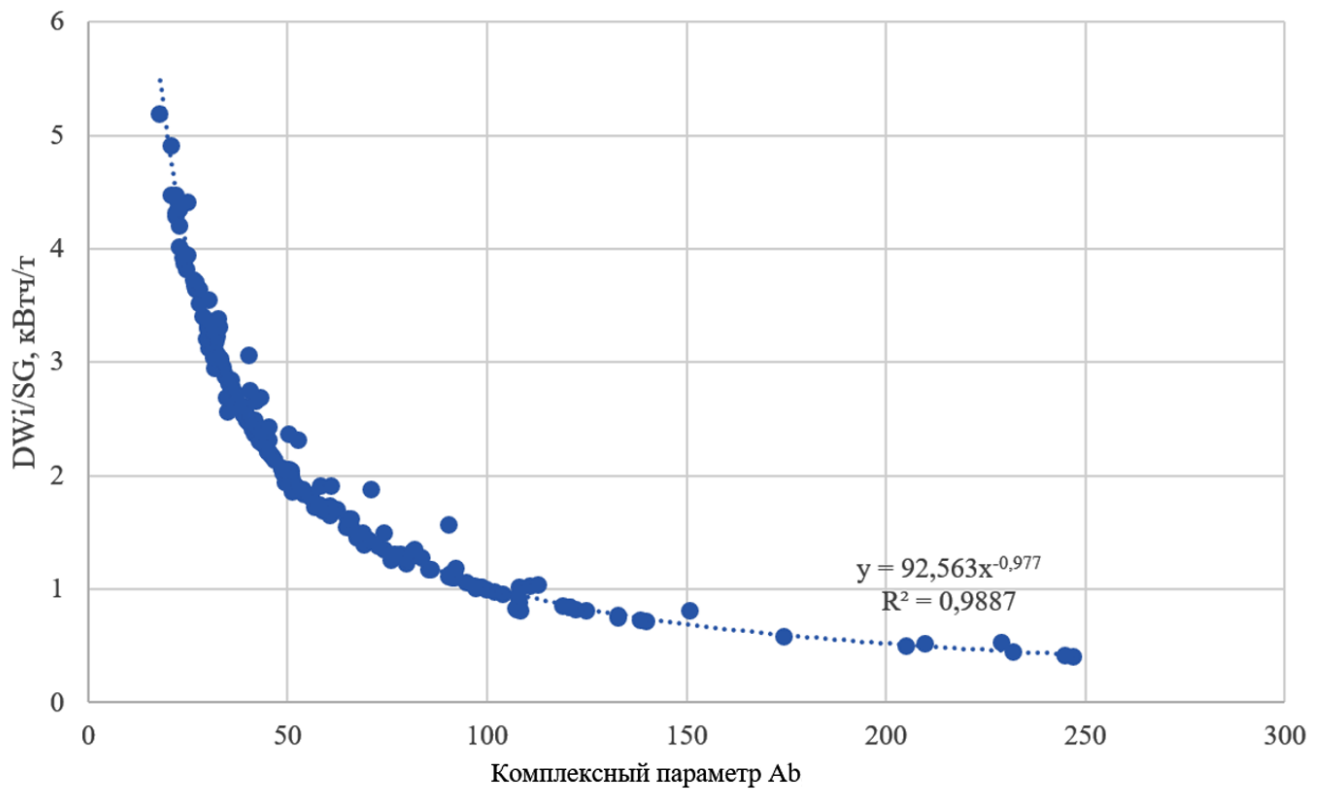


Рисунок 2.16 – Зависимость параметра  $DW_i/SG$  от комплексного параметра  $A \cdot b$

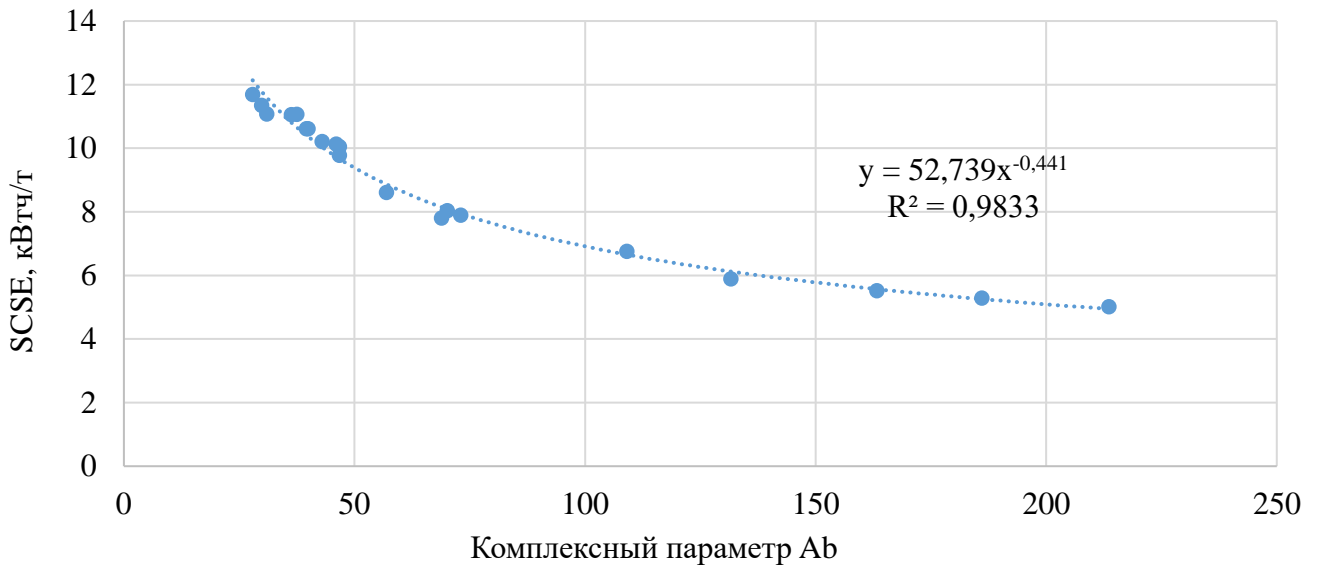


Рисунок 2.17 – Зависимость параметра  $SCSE$  от комплексного параметра  $A \cdot b$

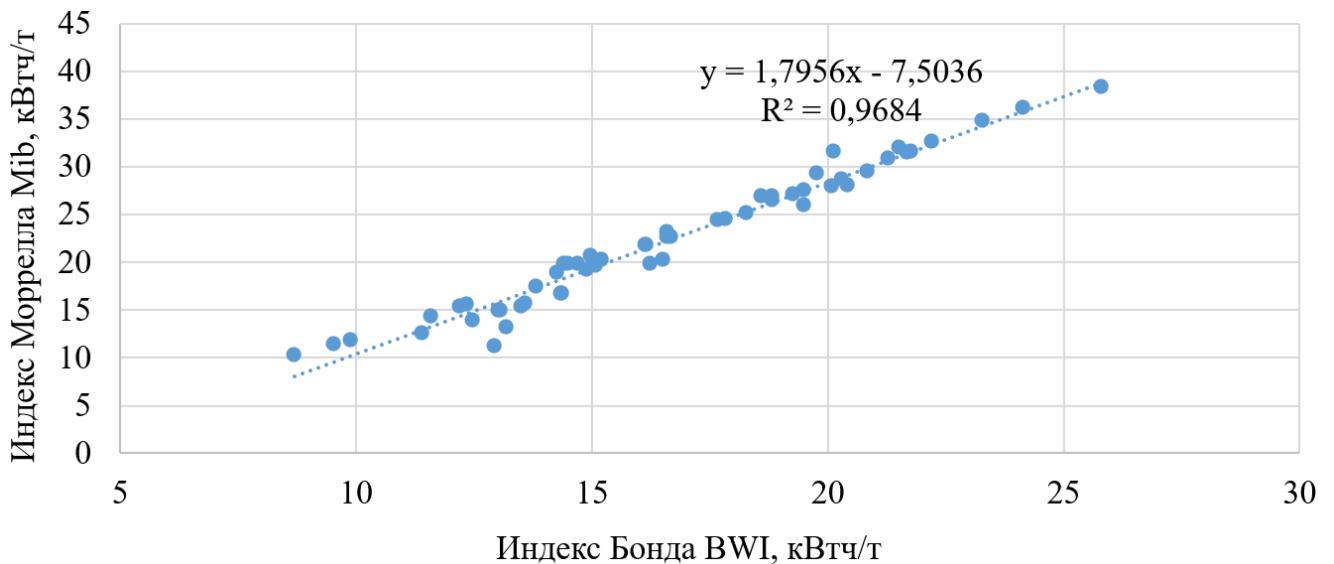


Рисунок 2.18 – Зависимость индекса тонкого измельчения Моррелла от шарового индекса Бонда

## 2.5. Определение DEM параметров взаимодействия материалов

Для достижения наилучшей сходимости результатов моделирования DEM (представлено в Главе 4) с экспериментальными данными, необходимо проведение калибровочных испытаний [7, 24]. Калибровочные испытания [45, 46, 99] – это лабораторные эксперименты, предназначенные для нахождения коэффициентов, регулирующих модели контактного взаимодействия частиц друг с другом и с рабочими поверхностями при DEM моделировании [102]. К ним относятся

коэффициенты трения [91] и восстановления [68] между парами материалов руда-руда, руда-сталь, сталь-сталь .

Суть каждого калибровочного испытания заключается в проведении такого лабораторного эксперимента, результат которого в большей степени зависит от искомого параметра взаимодействия и в меньшей степени – от других переменных. Условия и результат лабораторного испытания фиксируется. После этого лабораторный эксперимент воспроизводится в DEM модели, с сохранением всех условий проведения опыта. Путём варьирования искомого параметра взаимодействия находят такую его величину, при которой результат численного моделирования соответствует лабораторному эксперименту. После этого найденная величина искомого параметра считается откалиброванной.

В данной работе к калибровочным испытаниям была подготовлена представительная проба исследуемой шихты в соответствии со среднеарифметической пропорцией исследуемых типов руд в ней (массовая доля богатой руды M1 – 40%, медистой M2 – 25%, вкрапленной T1 – 35%). В экспериментах использовались частицы правильной формы из класса крупности - 12,5 +10,0 мм представительной пробы исследуемой шихты. В экспериментах по определению коэффициентов трения поверхность используемых частиц опрыскивалась водой из пульверизатора до достижения визуального эффекта смачивания.

### **2.5.1. Коэффициент восстановления «руда-сталь»**

Данный эксперимент заключался в поочередном сбрасывании 50 частиц руды на наклонную стальную поверхность стального куба со сторонами 145 мм. Общая конфигурация эксперимента представлена на рисунке 2.19. Выходными данными эксперимента являлось среднее расстояние, пройденное от точки падения на стальную наклонную поверхность до точки падения на горизонтальную поверхность.

Для представленных условий среднеарифметический отскок частиц составил 182 мм. По результатам варьирования коэффициента восстановления в модели

данного эксперимента, продублированного в ПО Rocky DEM, такой величине отскока соответствует коэффициент восстановления, равный 0,703.

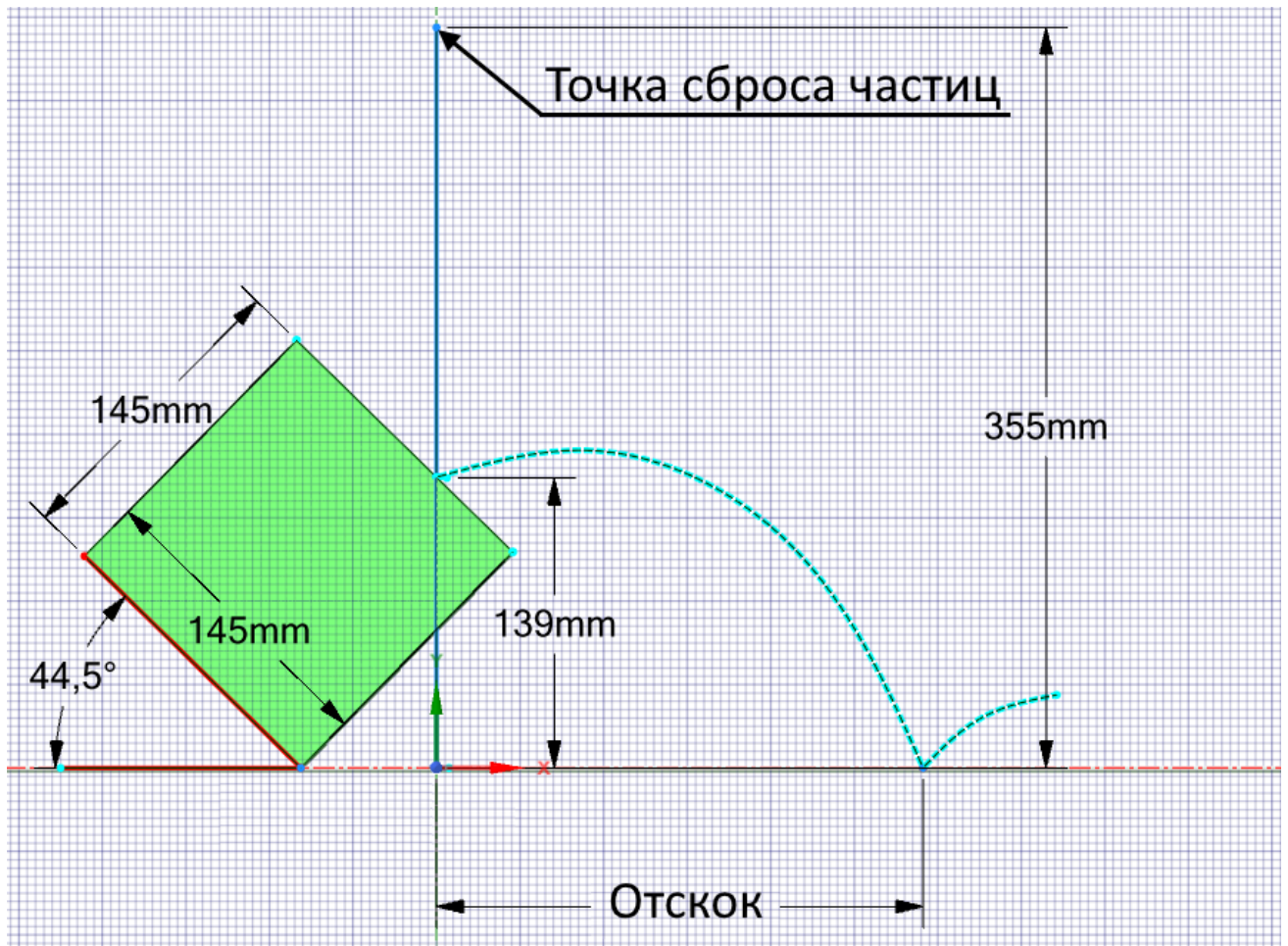


Рисунок 2.19 – Условия проведения эксперимента по определению коэффициента восстановления «руда-сталь»

### 2.5.2. Коэффициент восстановления пары материалов «руда-руда»

Данный эксперимент заключался в поочередном сбрасывании 50 частиц руды на наклонную поверхность образца руды. Общая конфигурация эксперимента представлена на рисунке 2.20. Выходными данными эксперимента является среднеарифметическое расстояние, пройденное частицей руды от точки падения на наклонную поверхность плоского образца руды до точки падения на горизонтальную поверхность [28].

Для представленных условий среднеарифметический отскок частиц составил 182 мм. По результатам варьирования коэффициента восстановления в модели данного эксперимента, продублированного в ПО Rocky DEM, такой величине отскока соответствует коэффициент восстановления, равный 0,623.

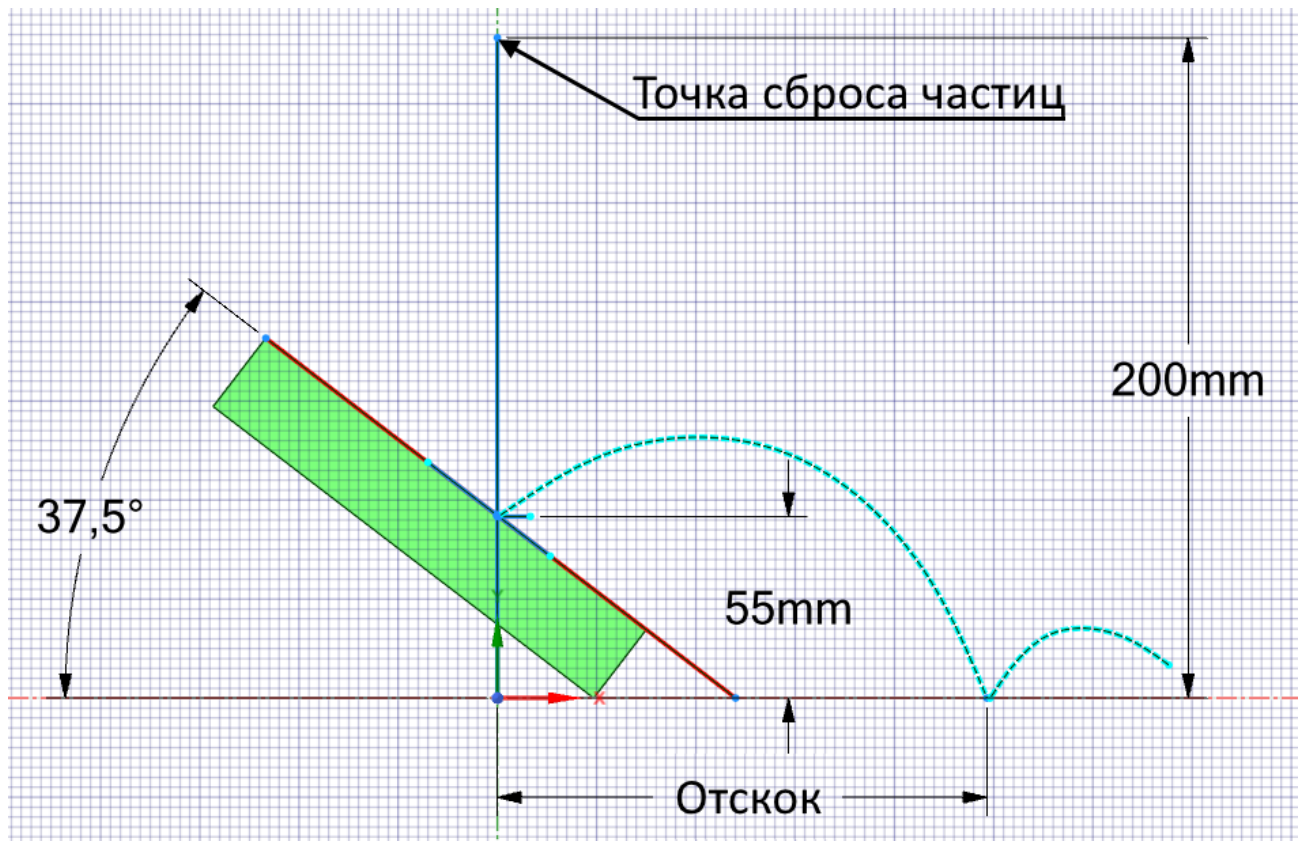


Рисунок 2.20 – Условия проведения эксперимента по определению коэффициента восстановления «руда-руда».

### 2.5.3. Коэффициент трения пары материалов «руда-руда»

Данный эксперимент заключался в определении угла естественного откоса массива частиц исследуемой шихты. Массив образуется после поднятия с горизонтальной поверхности вертикально расположенной трубы, заполненной исследуемым материалом. Масса частиц должна быть такой, чтобы высота столба материала в трубе составляла не менее четырех диаметров трубы. В представленном эксперименте использованных частиц составила 6856,3 г. Внутренний диаметр трубы составил 103 мм. Труба поднималась со скоростью ~2 см/с, массив частиц после этого располагался под ней. Среднеарифметический угол естественного откоса, составил  $39,1^\circ$ . По результатам численного моделирования данного эксперимента в ПО Rocky DEM, такой величине угла естественного откоса соответствует коэффициент трения покоя, равный 0,870. Общая картина численного (а) и натурного (б) экспериментов представлена на рисунке 2.21.

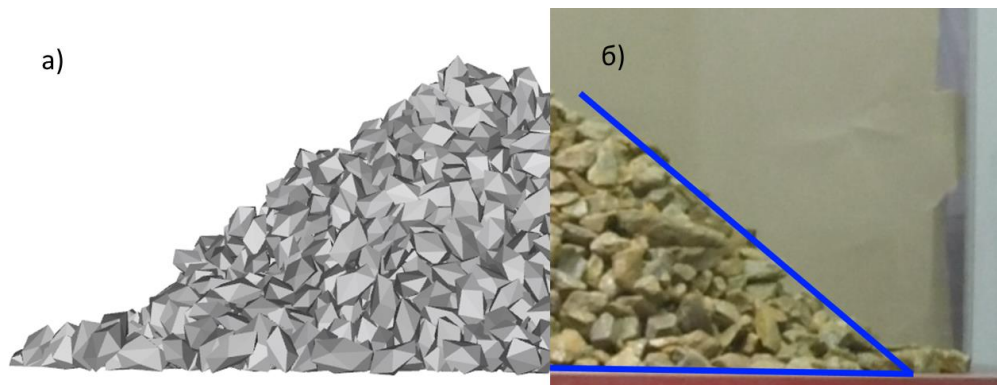


Рисунок 2.21 – Калибровочные испытания коэффициентов трения "руда-руда"

Для оценки влияния коэффициента динамического трения руды на динамику движения материала во вращающемся цилиндре была проведена серия численных экспериментов в Rocky DEM. Было установлено, что коэффициент динамического трения не оказывает существенного влияния на динамику движения материала в цилиндрическом барабане. В связи с этим, коэффициент динамического трения был принят практически равным коэффициенту трения покоя (0,855). На рисунке 2.22 представлены 2 опыта из этой серии экспериментов, при которых все исходные параметры были одинаковы, кроме коэффициента динамического трения между частицами руды, равных 0,870 и 0,570 соответственно.

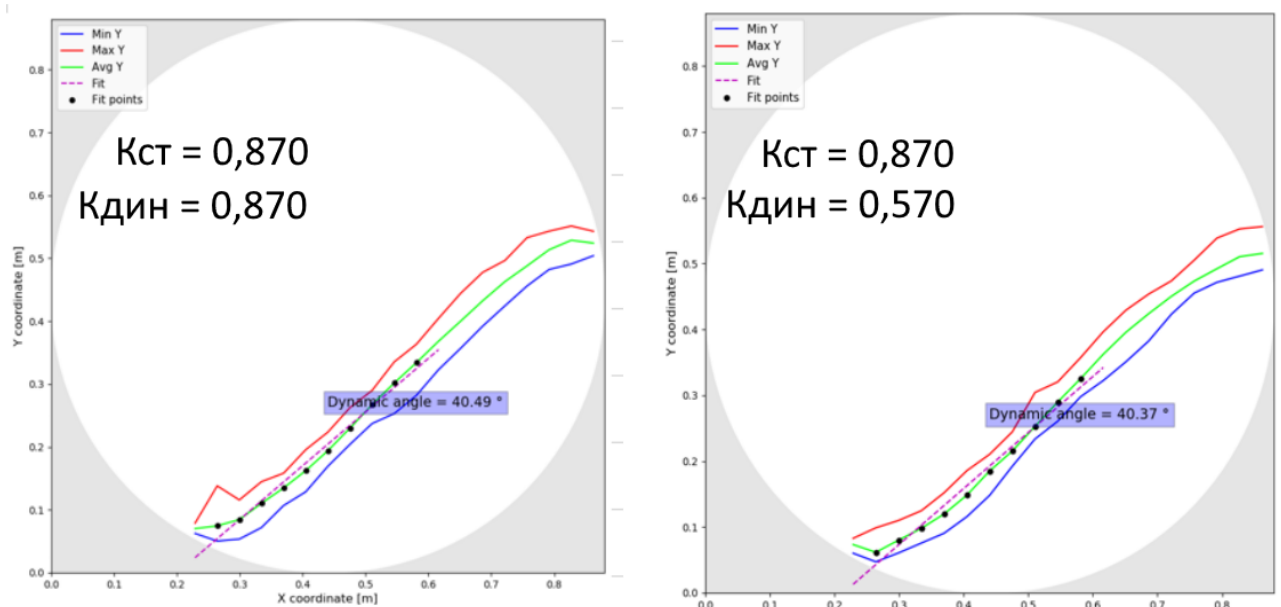


Рисунок 2.22 – Два изображения из серии численных экспериментов по определению влияния коэффициента трения скольжения между частицами руды на общую динамику материала в барабане

#### 2.5.4. Коэффициент трения пары материалов «руда-сталь»

Данный эксперимент заключался в определении угла наклона стальной поверхности, при котором происходит соскальзывание массива частиц с нее. Частицы располагались в кольце из плотной бумаги высотой 50 мм и диаметром 160 мм. Масса использованных частиц составила 2454,0 г, стальная поверхность и массив частиц были смочены водой.

Среднеарифметический угол соскальзывания при описанных условиях составил  $28,0^\circ$ . По результатам численного моделирования данного эксперимента в ПО Rocky DEM, такой величине угла соскальзывания соответствует коэффициент трения покоя, равный 0,553. Общая картина численного (а) и натурального (б) экспериментов представлена на рисунке 2.23. По аналогии с коэффициентами трения "руда-руда", коэффициент трения скольжения был принят практически равным коэффициенту трения покоя (0,545).

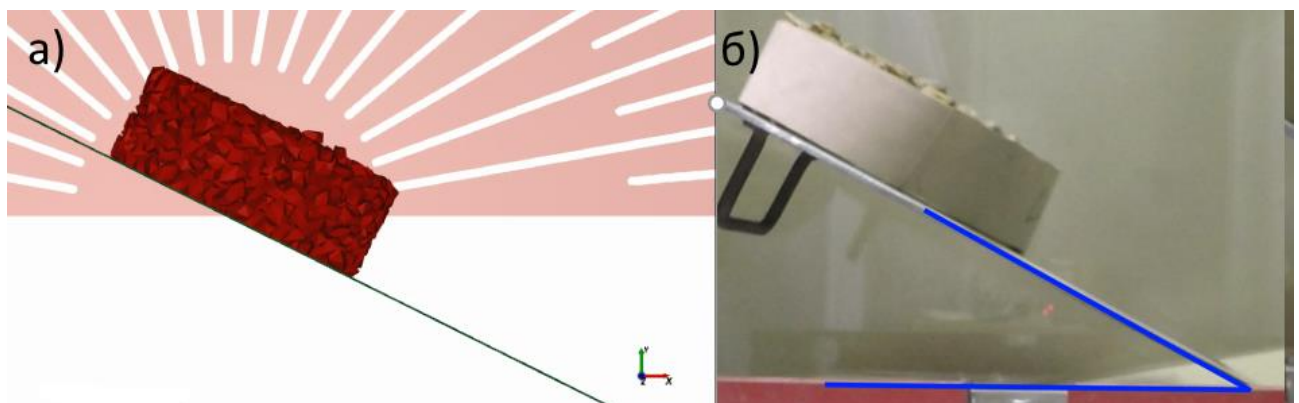


Рисунок 2.23 – Калибровочные испытания коэффициентов трения "руда-сталь"

#### 2.5.5. Коэффициент трения пары материалов «сталь-сталь»

Данный эксперимент заключался в определении угла наклона стальной поверхности, при котором происходит соскальзывание массива из трех стальных 80-мм шаров, скрепленных друг с другом. Перед проведением эксперимента шары и стальная поверхность были смочены водой для достижения трения, соответствующего условиям при полусамоизмельчении. Средний угол соскальзывания, полученный при 5 замерах, составил  $22,4^\circ$ . По результатам численного моделирования данного эксперимента, проведенного в ПО Rocky DEM, такой величине угла соскальзывания соответствует коэффициент трения покоя, равный 0,405. Общая картина численного (а) и натурального (б) экспериментов



представлена на рисунке 2.24. По аналогии с коэффициентами трения "руда-руда", коэффициент трения скольжения был принят практически равным коэффициенту трения покоя (0,400).

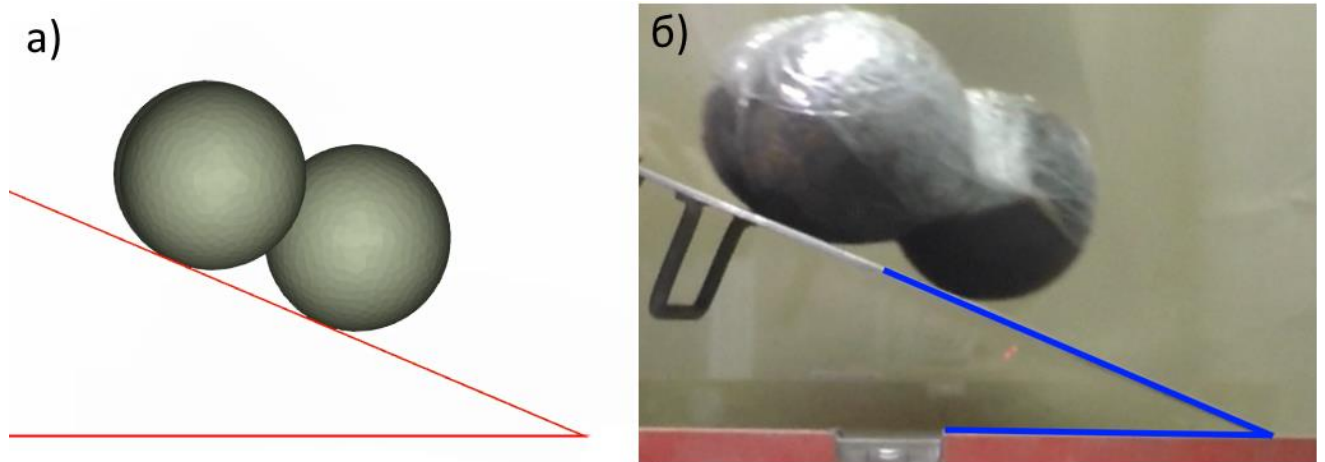


Рисунок 2.24 – Калибровочные испытания коэффициентов трения "сталь-сталь"

Полученные в результате калибровочных испытаний коэффициенты взаимодействий, представлены в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Коэффициенты взаимодействия материалов, полученные в результате калибровочных испытаний

Контактная пара:	Коэффициент восстановления	Коэффициенты трения	
		статический	динамический
Руда-руда	0,623	0,870	0,855
Руда-сталь	0,703	0,560	0,545
Сталь-сталь	*0,900	0,405	0,400

\* – коэффициент восстановления пары «сталь-сталь» принят по справочным данным

## 2.6. Выводы по главе 2

Во второй главе представлены результаты анализа базы прочностных свойств рудного сырья кафедры обогащения полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета и аналогичных баз из открытых источников, содержащих в совокупности результаты более 3300 испытаний руд различного генезиса. Экспериментально установлена взаимосвязь физико-механических параметров  $M_{ia}$ ,  $M_{ic}$ ,  $M_{ih}$ ,  $DW_i$ ,  $SCSE$ ,  $t_a$  от  $A$ ,  $b$  и  $SG$ , что позволяет получить полные результаты SMC теста из результатов теста DWT и таким образом сократить перечень лабораторных испытаний, необходимых для расчета рудоподготовительных циклов и

имитационного моделирования, до двух методик: тестов шарового измельчения Бонда и DWT.

Проведен анализ альтернативных методик определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда. Для трех методик представлены модификации, позволяющие снизить относительную ошибку тестирования: для методики Капура, за счет использования коэффициентов, подобранных для трех типов руд, относительная ошибка снижена с 8,6 % до 3,5 %; для методики Карра за счет увеличения циклов измельчения с двух до четырех относительная ошибка снижена с 5,5 % до 1,3 %; для методики Ахмади за счет использования числа оборотов мельницы в первом цикле, выбранном по базе данных прочностных свойств рудного сырья схожего происхождения, относительная ошибка снижена с 7 % до 3,5 %. Представлена модифицированная методика определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда с использованием мельницы МШЛ-14, относительная ошибка которой составляет не более 4,5%. Разработана блок-схема для выбора альтернативной методики определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда.

Разработан и опробован метод лабораторного определения номинальной удельной энергии разрушения частиц рудного сырья в различных классах крупности с помощью установки теста падающего груза DWT. Данный показатель используется при обработке результатов DEM моделирования мельниц полусамоизмельчения.

Разработан комплекс лабораторных калибровочных испытаний, позволяющий определить весь перечень параметров контактных моделей, необходимых для построения верифицированной модели процесса полусамоизмельчения методом дискретных элементов.

### ГЛАВА 3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ДЛЯ РАСЧЕТА ОБОРУДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ

Для выбора оборудования с использованием формул, предложенных в разделе 2.4, предлагается рассчитать рудоподготовительный цикл производительностью 6 млн.т/год с применением технологии полусамоизмельчения [30] для медно-никелевой руды (далее – Т2) по результатам теста падающего груза и шарового теста Бонда, проведенных лабораторным путем.

#### 3.1. Расчет энергетических индексов Моррелла

В результате лабораторных испытаний пробы Т2 были получены значения параметров  $A$ ,  $b$ ,  $SG$  и  $BWI$  (выделены полужирным шрифтом в таблице 3.1). По зависимостям, отраженным в разделе 2.4, были определены энергетические индексы Моррелла в соответствии с уравнениями (3.1) - (3.6), см. таблицу 3.1:

$$DWi = 92,56 \cdot SG \cdot (A \cdot b)^{-0,977} = 92,56 \cdot 3,01 \cdot (43,0)^{-0,977} = 7,06 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3; \quad (3.1)$$

$$t_a = 2,6132 \cdot DWi^{-1} = 2,6132 / 7,06 = 0,37; \quad (3.2)$$

$$M_{ia} = 390 \cdot (A \cdot b)^{-0,813} = 390 \cdot (43,0)^{-0,813} = 18,33 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}; \quad (3.3)$$

$$M_{ih} = 577 \cdot (A \cdot b)^{-1} = 577,0 / 43,0 = 13,42 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}; \quad (3.4)$$

$$M_{ic} = 303,5 \cdot (A \cdot b)^{-1} = 303,5 / 43,0 = 7,06 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}; \quad (3.5)$$

$$M_{ib} = BWI \cdot 1,86 - 8,7 = 18,60 \cdot 1,86 - 8,7 = 30,2 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}; \quad (3.6)$$

Таблица 3.1 – Физико-механические свойства технологической пробы медно-никелевой руды

Тип руды	$A \cdot b$	$t_a$	$SCSE$ , кВт·ч/т	$SG$ , г/см <sup>3</sup>	$BWI$ , кВт·ч/т	$DWi$ , кВт·ч/м <sup>3</sup>	$M_{ia}$ , кВт·ч/т	$M_{ih}$ , кВт·ч/т	$M_{ic}$ , кВт·ч/т	$M_{ib}$ , кВт·ч/т
Т2	<b>43,0</b>	0,37	10,05	<b>3,01</b>	<b>20,92</b>	7,1	18,3	13,4	7,1	30,2

### 3.2. Расчет потребляемой мощности из энергетических индексов Моррелла

Рассчитанные индексы Моррелла применяются для расчета удельной энергии, необходимой на разрушение материала при крупном дроблении, полусамоизмельчении и шаровом измельчении. Расчет представленный ниже можно производить для классических схем в инструменте «Калькулятор удельной энергии» [87]. Для расчета предлагается классическая схема [13], включающая стадию крупного дробления, и две стадии измельчения: односекционное полусамоизмельчение и двухсекционное шаровое измельчение. Границы крупности между стадиями рудоподготовки, выбранные опытным путём, указаны в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Межстадиальная крупность перерабатываемой руды

Стадия рудоподготовки	Крупность питания $F_{80}$ , мкм	Крупность продукта $P_{80}$ , мкм
Крупное дробление	760 000	152 000
Полусамоизмельчение	152 000	1 500
Шаровое измельчение	1 500	74

Принятый для дальнейших расчетов режим работы переделов крупного дробления и измельчения представлен в соответствии с таблицей 3.3.

Таблица 3.3 – Режим работы переделов крупного дробления и измельчения

Параметр	Крупное дробление	Измельчение	
		Одна секция	Общая
Планируемая годовая производительность передела, т/год	6 000 000	3 000 000	6 000 000
Число рабочих дней в году	365	365	
Число рабочих смен в день	3	3	
Число рабочих часов в смену	8	8	
Время принятого режима (рабочее) в году, ч	8760	8760	
Машинное время в году, ч	6570	7884	
Коэффициент использования оборудования	0,75	0,90	
Средняя часовая производительность, т/ч	913,24	380,52	761,04
Коэффициент неравномерности	1,15	1,15	
Максимальная (пиковая) часовая производительность, т/ч	1050,23	437,6	875,19

Удельная энергия, необходимая для крупного дробления рассчитывается по уравнению (3.7):

$$W_c = S_c K_2 M_{ic}^4 \left( P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})} \right) = 0,337 \cdot 1,19 \cdot 13,42 \cdot 4 \cdot 0,004827 = 0,104 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}; \quad (3.7)$$

где  $S_c$  – параметр прочности руды, равный [ $S_c = 55 \cdot (F_{80} \cdot P_{80})^{-0,2} = 0,337$ ];  $K_2$  – коэффициент для открытого (1,19) или замкнутого (1,0) цикла;  $P_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% продукта операции, мкм;  $F_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% питания операции, мкм;  $P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})}$  – функция изменения крупности в операции, рассчитывается по уравнению (3.8):

$$\begin{aligned} P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})} &= 760000^{-\left(0,295 + \frac{760000}{1000000}\right)} - 152000^{-\left(0,295 + \frac{152000}{1000000}\right)} = \\ &= 760000^{-0,447} - 152000^{-1,055} = 0,004827 \end{aligned} \quad (3.8)$$

Расчетная мощность привода дробилки крупного дробления составит (3.9):

$$W_{узкд} = Q_{уз.кд} \cdot SCSE / КПД_{кд} = 913,0 \cdot 0,104 / 0,7 = 135,6 \text{ кВт} \quad (3.9)$$

где  $W_{узкд}$  – требуемая потребляемая мощность узла МПСИ, кВт;  $Q_{уз.мпси}$  – производительность узла крупного дробления, т/ч;  $КПД_{кд}$  – коэффициент полезного действия приводной системы (0,7 – 0,9).

Выбор мельницы МПСИ осуществляется по требуемой потребляемой мощности её привода (выбирать мельницу МПСИ можно с соотношением диаметра к длине барабана 2:1) (3.10) :

$$W_{узмпси} = Q_{уз.мпси} \cdot SCSE / КПД_{ред.мпси} = 761,0 \cdot 10,05 / 0,96 = 7966,7 \text{ кВт} \quad (3.10)$$

где  $W_{узмпси}$  – требуемая потребляемая мощность узла МПСИ, кВт;  $Q_{уз.мпси}$  – производительность узла МПСИ, т/ч;  $КПД_{ред.мпси}$  – коэффициент полезного действия приводной системы МПСИ (0,92 – 0,98).

Для расчета передела шарового измельчения в калькулятор общей удельной энергии измельчения необходимо внести величину индекса тонкого измельчения Моррелла  $M_{ib}$ , либо произвести расчет по следующему алгоритму:

Удельная энергия, необходимая для грубого измельчения до крупности  $P_{80}=750$  мкм рассчитывается по уравнению (3.11):

$$W_a = K_1 M_{ia} 4 \left( 750^{f(750)} - F_{80}^{f(F_{80})} \right) = 0,95 \cdot 18,3 \cdot 4 \cdot \left( 750^{-\left(0,295 + \frac{750}{1000000}\right)} - 1500^{-\left(0,295 + \frac{1500}{1000000}\right)} \right) = 9,50 \text{ кВтч/т} \quad (3.11)$$

где  $K_1$  – коэффициент для работы МПСИ в замкнутом цикле с дробилкой додрабливания критического класса (0,95) или при её отсутствии (1,0);

Удельная энергия, необходимая для тонкого измельчения от крупности  $F_{80}=750$  мкм до крупности готового продукта рассчитывается по уравнению (3.12):

$$W_b = M_{ib} 4 \left( P_{80}^{f(P_{80})} - 750^{f(750)} \right) = 30,2 \cdot 4 \cdot \left( 74^{-\left(0,295 + \frac{74}{1000000}\right)} - 750^{-\left(0,295 + \frac{750}{1000000}\right)} \right) = 16,81 \text{ кВтч/т} \quad (3.12)$$

Итого, суммарная удельная энергия, необходимая для переработки исследуемой руды Т2 от крупности  $F_{80} = 760000$  мкм до крупности  $P_{80} = 74,5$  мкм составляет (3.13):

$$W_T = W_a + W_b + W_c = 9,50 + 16,81 + 0,10 = 26,41 \text{ кВтч/т} \quad (3.13)$$

Таким образом, удельный расход электроэнергии на шаровое измельчение будет составлять (3.14):

$$OW_{\text{МШ}} = W_T - SCSE = 26,41 - 10,05 = 16,36 \text{ кВтч/т} \quad (3.14)$$

где  $OW_{\text{МШ}}$  – удельный расход электроэнергии на шаровое измельчение, кВт·ч/т;  $W_T$  – суммарная удельная энергия, рассчитываемая с помощью калькулятора общей удельной энергии измельчения, кВт·ч/т.

Расчетная суммарная мощность двигателей мельниц шарового измельчения рассчитывается в соответствии с уравнением (3.15):

$$W_{\text{МШ}} = OW_{\text{МШ}} \cdot Q_{\text{уз. МПСИ}} / КПД_{\text{ред.шм}} = 16,36 \cdot 761 / 0,96 = 12968,7 \text{ кВт} \quad (3.15)$$

где  $W_{\text{МШ}}$  – требуемая потребляемая мощность двигателя мельницы шарового измельчения, кВт;  $КПД_{\text{ред.шм}}$  – коэффициент полезного действия приводной системы мельницы шарового измельчения (0,92 – 0,98).

По полученным данным рассчитываются по требуемой потребляемой мощности с учетом габаритов мельницы МПСИ и шарового измельчения. В ПО JKSimMet проводится моделирование с целью прогнозирования водно-шламовой схемы и технологических показателей. Рассчитывают дробилку додрабливания критического класса согласно прогнозным данным производительности по

надрешетному классу классификации продукта разгрузки мельницы МПСИ по уравнению (3.16):

$$Q_{\text{др}(v)} = Q_{\text{н.п.г.р.о.х.м.п.с.и}} / BD \quad (3.16)$$

где  $Q_{\text{др}(v)}$  – объемная производительность дробилки, м<sup>3</sup>/час;  $Q_{\text{н.п.г.р.о.х.м.п.с.и}}$  – производительность по надрешетному продукту грохочения разгрузки мельницы МПСИ, т/ч;  $BD$  – насыпная плотность материала, т/м<sup>3</sup>.

### 3.3. Расчет схемы рудоподготовки

#### 3.3.1. Расчет оборудования циклов дробления

Для реализации операции крупного дробления поступающей на фабрику с карьера руды Т1 рекомендуется установить одну конусную дробилку крупного дробления типоразмера ККД 1200/150 с приводом мощностью 320 кВт.

Для осуществления операции додраблевания циркулирующего надрешетного продукта к установке рекомендуется принять 2 дробилки типоразмера КМД-1750Т-2Д (по 1 для каждой секции). На стадии проектирования необходимо предусмотреть байпас дробилок с целью обеспечения нужд технического обслуживания. Выбор дробилок осуществлен по объемной производительности с учетом крупности питания и рекомендуемой ширины разгрузочной щели 9 мм.

Выбор дробилок осуществлен по объемной производительности с учетом крупности максимального куска в питании и требуемой крупности продукта, технические характеристики выбранных дробилок даны в соответствии с таблицей 3.4.

Таблица 3.4 – Технические характеристики дробилок

Паспортные характеристики		
Типоразмер дробилки	ККД 1200/150	КМД-1750Т-2Д
Размер максимального куска в питании, мм	1000	70
Диапазон регулирования разгрузочной щели, мм	130 – 180	8-12
Рекомендуемая ширина разгрузочной щели, мм	150	9
Паспортная производительность при рекомендуемой щели, м <sup>3</sup> /ч (т/ч)	795 (1296)	88 (143)
Установочная мощность привода, кВт	320	200
Нагрузка по результатам моделирования		
Нагрузка при номинальной средней часовой производительности передела крупного дробления, м <sup>3</sup> /ч (т/ч)	560,27 (913,24)	56,32 (91,803)
Коэффициент запаса при номинальной средней часовой производительности передела крупного дробления	1,42	1,56

### 3.3.2. Расчет оборудования циклов измельчения

В соответствии с представленным в разделе 3.2 расчётом, требуемый удельный расход энергии на измельчение руды Т1 до крупности  $76 \pm 2\%$  класса - 71 мкм с 95% достоверностью составляет  $26,4 \pm 3,9$  кВтч/т. В целях снижения рисков расчет требуемой мощности фронта измельчения выполнен с учетом пиковой часовой производительности. Распределение энергетических затрат между стадиями измельчения выполнено на базе данных математического моделирования и с учетом параметра *SCSE*. Результаты представлены в соответствии с таблицей 3.5.

Рекомендуемые к установке типоразмеры мельниц приведены в соответствии с таблицей 3.6. Выбор мельниц осуществлен по развиваемой мощности, расчет которой дан в соответствии с таблицей 3.7.

### 3.3.3. Имитационное компьютерное моделирование в ПО JKSImMet

В целях прогнозирования параметров технологических потоков предлагаемой схемы измельчения и определения рекомендуемых режимных параметров ее эксплуатации с применением специализированного программного обеспечения JKSImMet выполнено компьютерное моделирование работы основного оборудования.



Таблица 3.5 – Распределение нагрузки между стадиями и расчет требуемой мощности фронта измельчения

	I стадия	II стадия	Σ
Требуемый удельный расход энергии на венце барабана, кВтч/т	11,06	16,14	27,20
Коэффициент полезного действия приводной системы	0,93	0,93	0,93
Требуемый удельный расход энергии на приводе, кВтч/т	11,89	17,35	29,25
Средняя часовая производительность передела измельчения, т/ч	761,04 / 2 = 380,52		
Требуемая мощность на приводе при средней часовой производительности, кВт	4525,29	6603,82	11129,11
Пиковая производительность передела измельчения, т/ч	875,19 / 2 = 437,6		
Требуемая мощность на приводе при пиковой производительности, кВт	5204,09	7594,39	12798,48

Таблица 3.6 – Рекомендуемые к установке мельницы

I Стадия	Типоразмер	МПСИ 9500x3800
	Установочная мощность, кВт	6 000
	Количество, шт.	2
II Стадия	Типоразмер	МШЦ 6400x10500
	Установочная мощность, кВт	8 000
	Количество, шт.	2

Таблица 3.7 – Технические и мощностные характеристики выбранных мельниц

Конструктивные параметры		
Типоразмер мельницы	МПСИ 9500x3800	МШЦ 6400x10500
Внутренний диаметр без футеровки, мм	9 500	6 400
Толщина футеровки, мм	165	150
Внутренний диаметр с футеровкой, мм	9 170	6 100
Эффективная длина барабана, мм	3 470	10 200
Рабочий объем, м <sup>3</sup>	230	300
Максимальное шаровое заполнение, % от объема	15	35
Максимальное общее заполнение, % от объема	35	по цапфу
Установочная мощность привода, кВт	6 000	8 000
Номинальный режим эксплуатации		
Скорость вращения, доля критической / об <sup>-1</sup>	0,75 / 10,5	0,76 / 13,0
Шаровое заполнение, %	10	30
Общее заполнение, %	25	по цапфу
Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	2,99	2,99
% твердого в разгрузке	75	72
Результаты расчета потребляемой мощности		
Потребляемая мощность привода при номинальном режиме эксплуатации, кВт	4608	6784
Потребляемая мощность привода при максимальном заполнении, кВт	5790	7601
Коэффициент запаса привода	1,11	1,05

Моделирование работы мельниц осуществлялось с помощью модели переменных темпов разрушения для мельницы само-/полусамоизмельчения (Variable Rates SAG Mill Model) и модели идеального перемешивания для мельниц шарового измельчения (Perfect Mixing Ball Mill Model), грохота и гидроциклонов – на базе традиционной концепции сепарационных кривых по трехпараметрическим кривым эффективности. Для дробилки использована матричная модель Андерсена-Вайтена. Указанные модели были верифицированы под руду Т2.

Симуляция была выполнена с целью прогнозирования водно-шламовой схемы и технологических показателей переработки медно-никелевой руды Т2 для одной из двух параллельных линий (секций), каждая из которых включает одну МПСИ 9500x3800 и одну МШЦ 6400x10500. Проектная производительность

секции составляет 3 млн.т/год или 380,52 т/ч при коэффициенте использования оборудования 0,90.

Рекомендуемые режимные параметры работы основного оборудования представлены в соответствии с таблицей 3.8, результаты моделирования – в соответствии с рисунками 3.1-3.2.

Таблица 3.8 – Рекомендуемые режимные параметры работы основного оборудования при переработке руды Т2

Позиция		Параметр	Значение
Крупное дробление	ККД 1200/150	Ширина разгрузочной щели, мм	150
		Размер отверстий решетки, мм	30
I Стадия	МПСИ 9500x3800	Степень заполнения шарами, %	10
		Диаметр догружаемых шаров, мм	120
		Частота вращения, % крит.	75
		Развиваемая мощность, кВт	4 320
		Общая степень заполнения, %	24,85
		Грохот ГИС 51	Размер отверстий сита, мм
	КМД-1750Т-2Д	Ширина разгрузочной щели, мм	9
II Стадия	МШЦ 6400x10500	Степень заполнения шарами, %	30
		Диаметр догружаемых шаров, мм	80 и 60 (50/50)
		Частота вращения, % крит.	76
		Развиваемая мощность, кВт	7 009
	НГЦУ (8 x ГЦ500)	Крупность граничного зерна D50, мкм	108
		Извлечение воды в слив, %	71

Технологические характеристики потоков и их гранулометрический состав по стадиям представлены в соответствии с таблицами 3.9-3.11 и в соответствии с рисунками 3.3-3.5. Технологические показатели работы основного оборудования даны в соответствии с таблицей 3.12.

Производительность, т/ч	95% менее (D95), мм	TPH - Solids (Sim)	95 % Passes [mm] (Sim)
Объемный поток, м3/ч	80% менее (P80), мм	Volume Flow (Sim)	P80 (Sim)
Выход, %	Сод. кл. -250 мм, %	Rec - Solids (Sim)	% Passing 250 [mm] (Sim)

Исходная руда	
913,240	758,987
560,270	564,728
100,000	45,000



Разгрузка ККД	
913,240	214,519
560,270	152,005
100,000	97,967



Рисунок 3.1 – Качественно-количественная схема крупного дробления руды Т2

Выход, %	% твердого по массе
Производительность, т/ч	Плотность пульпы, т/м3
Объем пульпы, м3/ч	P80, мм
95% менее, мм	Сод. кл. -71 мкм

Rec - Solids (Sim)	% Solids (Sim)
TPH - Solids (Sim)	Pulp SG (Sim)
Volume Flow (Sim)	P80 (Sim)
95 % Passes [mm] (Sim)	% Passing 0,071 [mm] (Sim)

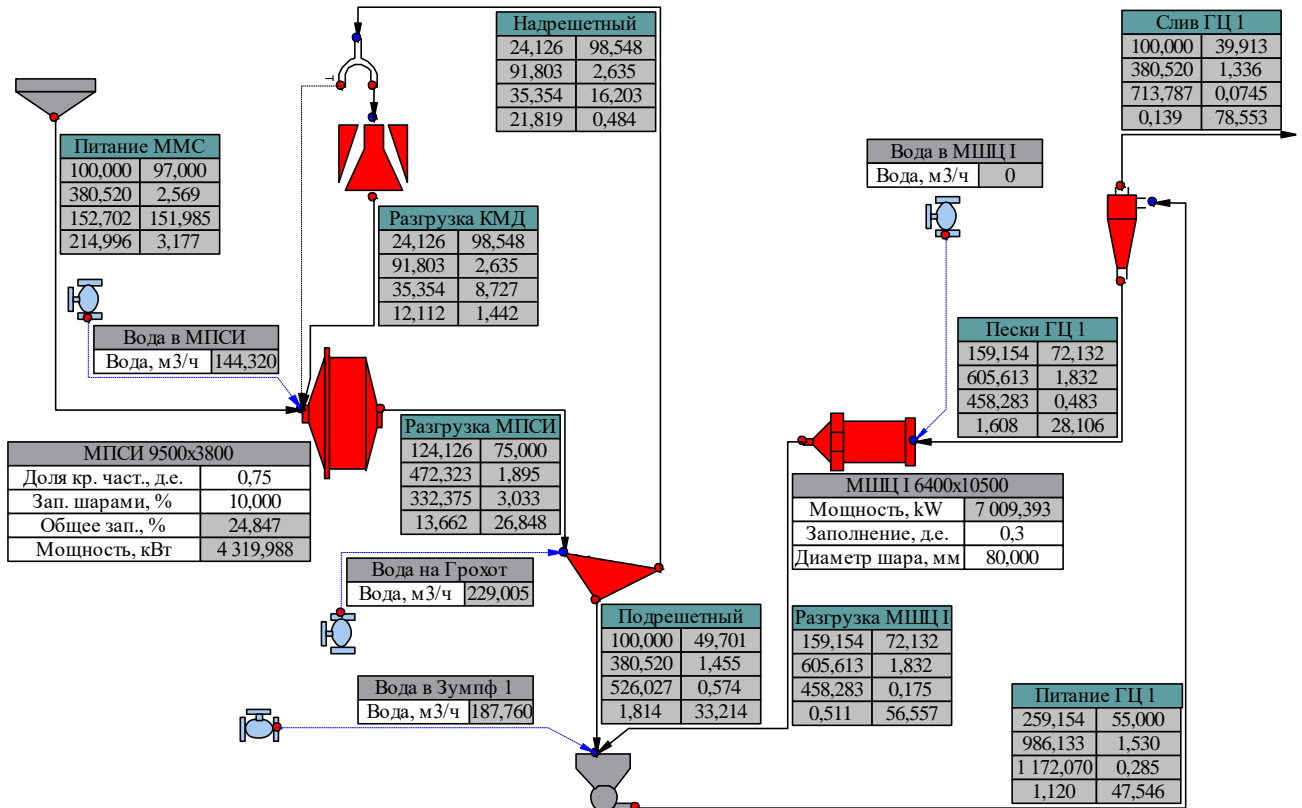


Рисунок 3.2 – Водно-шламовая схема переработки руды Т2 (1 секция)

Таблица 3.9 – Гранулометрический состав продуктов передела крупного дробления

Крупность, мм	Исходная руда	Разгрузка ККД
	Суммарный выход, %	
1000,00	100,00	100,00
707,11	88,00	100,00
500,00	75,00	100,00
353,55	60,00	99,99
250,00	45,00	97,97
176,78	33,00	88,34
125,00	20,00	66,93
88,39	15,00	48,78
62,50	10,00	34,07
44,19	8,00	25,58
31,25	6,00	19,23
22,10	5,00	15,25
0,00	0,00	0,00

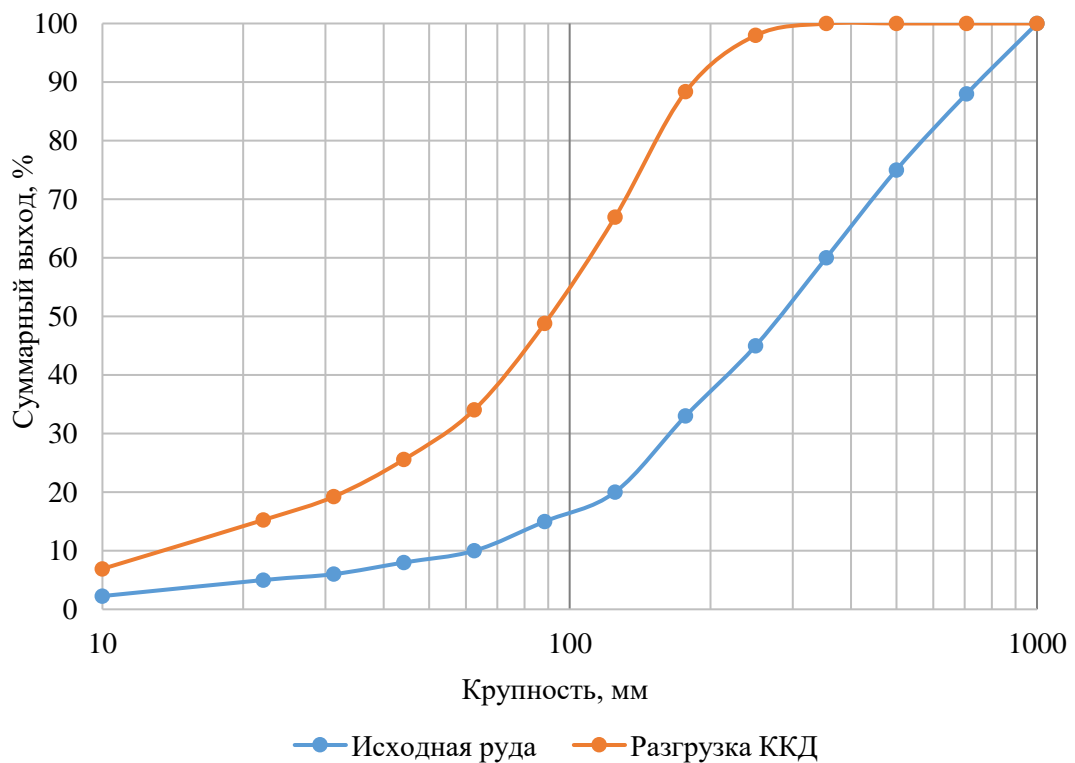


Рисунок 3.3 – Гранулометрический состав продуктов передела крупного дробления

Таблица 3.10 – Технологические характеристики и гранулометрический состав потоков I стадии измельчения

	Крупнодробле ная руда	Разгрузка КМД	Разгрузка МПСИ	Надрешетный	Подрешетный
Производитель ность, т/ч	380,52	91,80	472,32	91,80	380,52
Объём воды м <sup>3</sup> /ч	11,77	1,35	157,44	1,35	385,09
% твердого	97,00	98,55	75,00	98,55	49,70
Удельный вес пульпы, т/м <sup>3</sup>	2,57	2,63	1,89	2,63	1,46
Объём пульпы, м <sup>3</sup> /ч	152,70	35,35	332,38	35,35	526,03
Крупность, мм	Суммарный выход, %				
300,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
200,00	87,76	100,00	100,00	100,00	100,00
175,00	84,40	100,00	100,00	100,00	100,00
150,00	79,57	100,00	100,00	100,00	100,00
125,00	71,91	100,00	100,00	100,00	100,00
100,00	61,85	100,00	100,00	100,00	100,00
75,00	53,27	100,00	100,00	100,00	100,00
50,00	44,65	100,00	100,00	100,00	100,00
30,00	35,42	100,00	99,99	99,98	100,00
20,00	29,50	99,95	98,11	89,58	100,00
10,00	21,71	87,78	90,75	52,22	100,00
7,00	16,79	64,81	87,03	33,09	100,00
5,00	13,43	40,14	83,98	18,09	100,00
3,00	10,21	15,83	79,91	2,32	98,63
1,60	9,45	9,25	75,64	1,43	93,54
1,25	8,77	7,81	73,60	1,36	91,02
1,00	7,91	6,82	71,44	1,31	88,36
0,80	7,14	6,01	68,97	1,26	85,31
0,63	6,63	5,31	66,01	1,20	81,65
0,40	5,82	4,25	59,12	1,07	73,12
0,32	5,36	3,78	55,14	1,00	68,20
0,25	4,89	3,29	50,44	0,91	62,39
0,20	4,56	2,87	46,08	0,83	57,00
0,16	4,32	2,49	41,74	0,75	51,63
0,10	3,71	1,82	32,83	0,59	40,60
0,07	3,16	1,43	26,61	0,48	32,91
0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

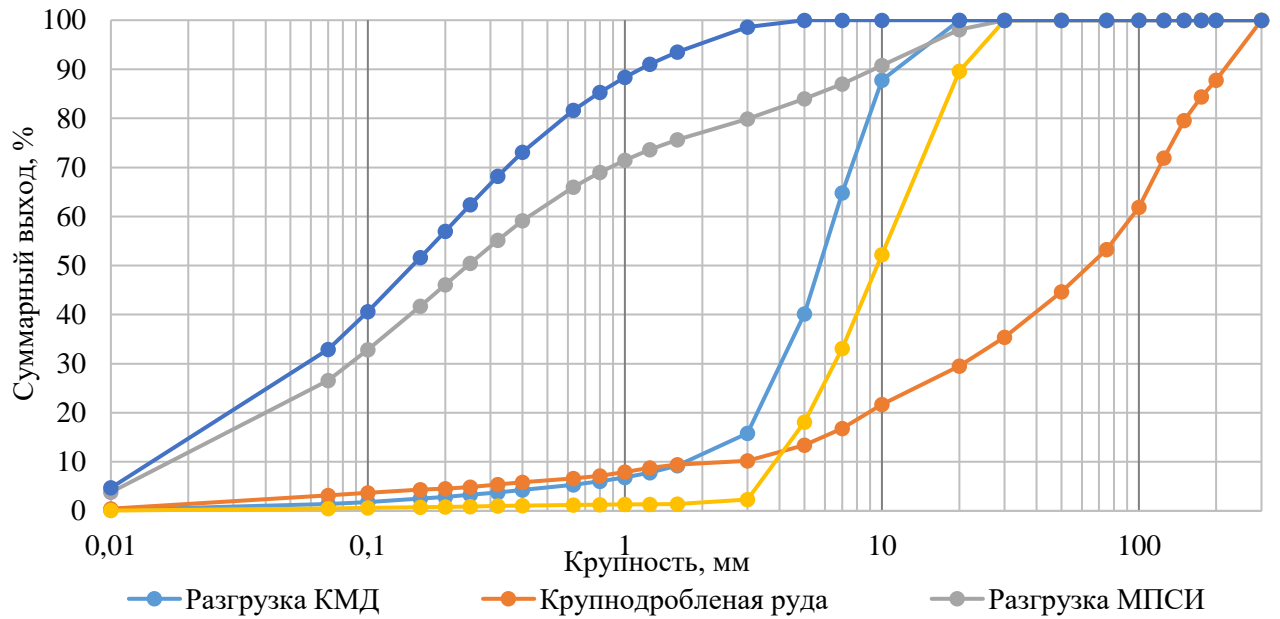


Рисунок 3.4 – Гранулометрический состав продуктов I стадии измельчения

Таблица 3.11 – Технологические характеристики и гранулометрический состав потоков II стадии измельчения

	Подрешетный	Разгрузка МШР	Питание ГЦ	Пески ГЦ	Слив ГЦ
Производительность, т/ч	380,52	605,61	986,13	605,61	380,52
Объем воды, м <sup>3</sup> /ч	385,09	233,98	806,84	233,98	572,85
% твердого	49,70	72,13	55,00	72,13	39,91
Удельный вес пульпы, т/м <sup>3</sup>	1,46	1,83	1,53	1,83	1,34
Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	526,03	458,28	1172,07	458,28	713,79
Крупность, мм	Суммарный выход, %				
5,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
3,00	98,63	99,80	99,35	98,94	100,00
1,60	93,54	99,01	96,90	94,95	100,00
1,25	91,02	98,55	95,64	92,91	100,00
1,00	88,36	98,00	94,28	90,68	100,00
0,80	85,31	97,29	92,66	88,05	100,00
0,63	81,65	96,28	90,63	84,75	100,00
0,40	73,12	93,18	85,44	76,30	99,99
0,32	68,20	90,78	82,06	70,84	99,92
0,25	62,39	87,18	77,61	63,79	99,61
0,20	57,00	82,98	72,95	56,76	98,74
0,16	51,63	77,97	67,80	49,57	96,82
0,10	40,60	65,72	56,03	35,88	88,11
0,07	32,91	56,15	47,18	27,79	78,04
0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

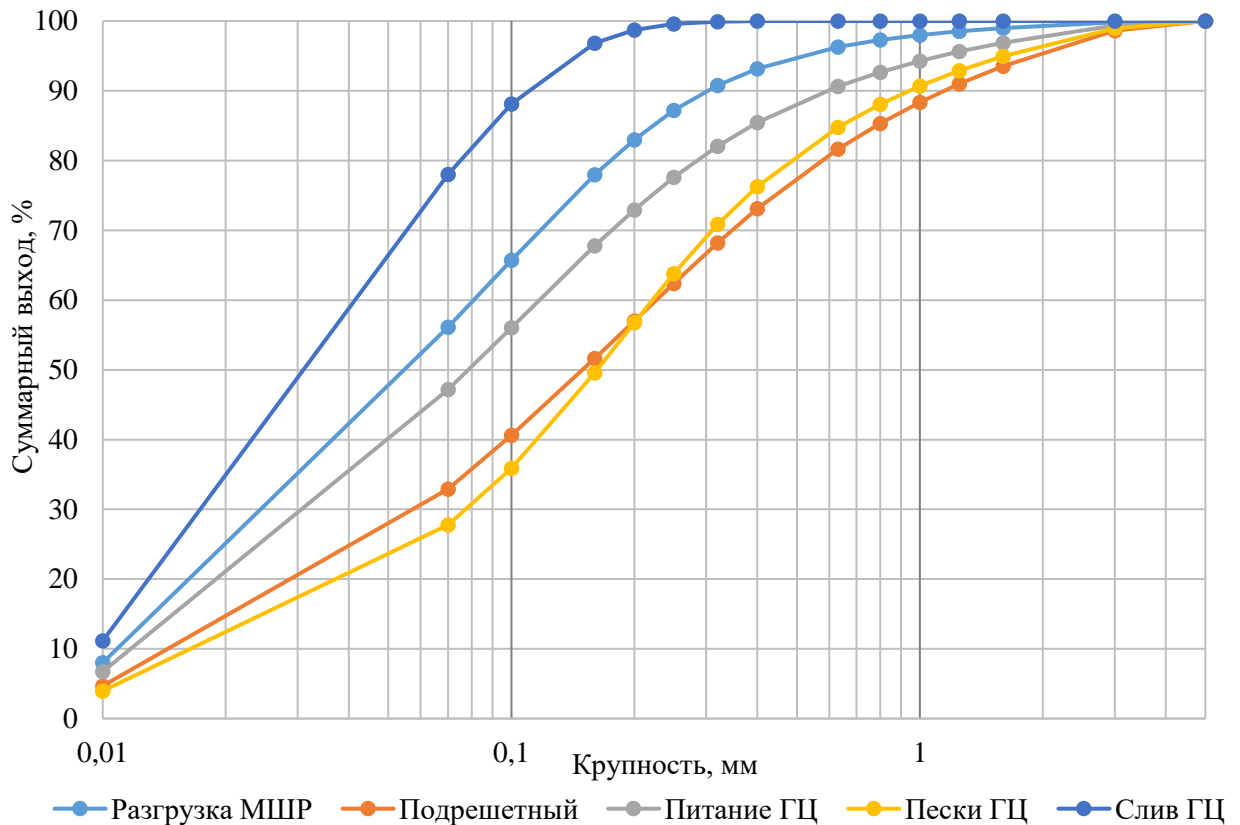


Рисунок 3.5 – Гранулометрический состав продуктов II стадии измельчения

Таблица 3.12 – Технологические показатели работы основного оборудования

Позиция		Параметр	Значение
I Стадия	МПСИ 9500x3800	Удельная производительность по классу -71 мкм, т/ч/м <sup>3</sup>	0,41
		Удельный расход энергии, кВтч/т	11,35
		Циркулирующая нагрузка, %	24,13
		Эффективность грохочения по 10 мм, %	88,86
	Грохот ГИС 51	Размер отверстий сита, мм	10x10 или 10x25
	КМД-1750Т-2Д	Удельный расход энергии, кВтч/т	0,31
Степень дробления		1,86	
Коэффициент закрупления		1,35	
II Стадия	МШЦ 6400x10500	Удельная производительность по классу -71 мкм, т/ч/м <sup>3</sup>	0,73
		Удельный расход энергии, кВтч/т	18,42
		Циркулирующая нагрузка, %	159,154
	НГЦУ (8 x ГЦ500)	Эффективность классификации по классу -71 мкм, %	47,91
Сводная удельная производительность схемы по классу -71 мкм, т/ч/м <sup>3</sup>			0,59
Общий удельный расход энергии схемы, кВтч/т			29,77



### 3.4. Выводы по главе 3

В третьей главе диссертации представлено практическое применение энергетических индексов, получаемых с помощью комплекса лабораторных испытаний физико-механических свойств рудного сырья, изложенных во второй главе.

Разработана методика выбора основного технологического оборудования при помощи удельного расхода электроэнергии на переработку представленной пробы медно-никелевой руды. В результате выполнения имитационного моделирования в программном обеспечении JKSimMet была разработана технология рудоподготовки для переработки технологической пробы T2, состоящая из открытого цикла крупного дробления (исходная крупность продукта 1000 мм), полусамозмельчения работающего в замкнутом цикле с грохотом и додраблыванием критического класса в конусной дробилке, последующего измельчения в шаровых мельницах с центральной разгрузкой работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами, обеспечивающими продукт заданной крупности поступающий на операции обогащения в диапазоне  $76\pm 2\%$  класса -71 мкм при общей годовой производительности 6 млн. тонн. Предполагаемая технология рудоподготовки предусматривает работу технологического оборудования в две секции по 3 млн. тонн каждая.

## ГЛАВА 4. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА МОКРОГО ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МЕТОДОМ ДИСКРЕТНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

В данном разделе представлен авторский подход [52] к построению совмещенной DEM-CFD модели процесса полусамои измельчения и обработки получаемых результатов моделирования.

### 4.1. Описание условий моделирования

Объектом моделирования послужила мельница полусамои измельчения МПСИ 10,36x5,18, перерабатывающая шихту руд цветных металлов. Руды, слагающие данную шихту, делятся на 3 условных типа. Для каждого из типов руд были определены прочностные характеристики по методикам тестов падающего груза (раздел 2.2) и теста Бонда (раздел 2.1.2.4) для шарового измельчения. Результаты исследований представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Данные о прочностных свойствах руд, слагающих перерабатываемую шихту

Тип руды	$A$	$b$	$A \cdot b$	$t_a$	$SCSE$ , кВт·ч/т	$SG$ , г/см <sup>3</sup>	$BWI$ , кВт·ч/т
М1	76,00	2,81	213,6	1,18	4,95	4,51	11,61
М2	68,30	2,39	163,3	0,98	5,58	4,17	12,34
Т1	69,70	0,67	46,7	0,34	9,68	3,54	18,60

Результаты тестирования показали, что исследуемые руды М1 и М2 по своим прочностным свойствам относятся к очень мягким типам руд, руда Т1 – к средним, то есть слагающие шихту руды являются контрастными по своим прочностным свойствам.

Массовая доля каждого типа руды в шихте, перерабатываемой фабрикой в 2019 г представлена на рисунке 4.1.

Результаты ряда опробований узла МПСИ, проведенные в течение 2019 г, показали, что параметр крупности питания  $F_{80}$  изменялся в диапазоне от 47603 до 103993 мкм, продукта  $P_{80}$  – от 920 до 5267 мкм.

Для оценки возможности повышения эффективности переработки медно-никелевых руд было осуществлено многофазное моделирование работы мельницы

МПСИ 10,36x5,18 методом дискретных элементов и вычислительной гидродинамики путем совмещенного DEM-CFD расчета в программном обеспечении Rocky DEM и Ansys Fluent.

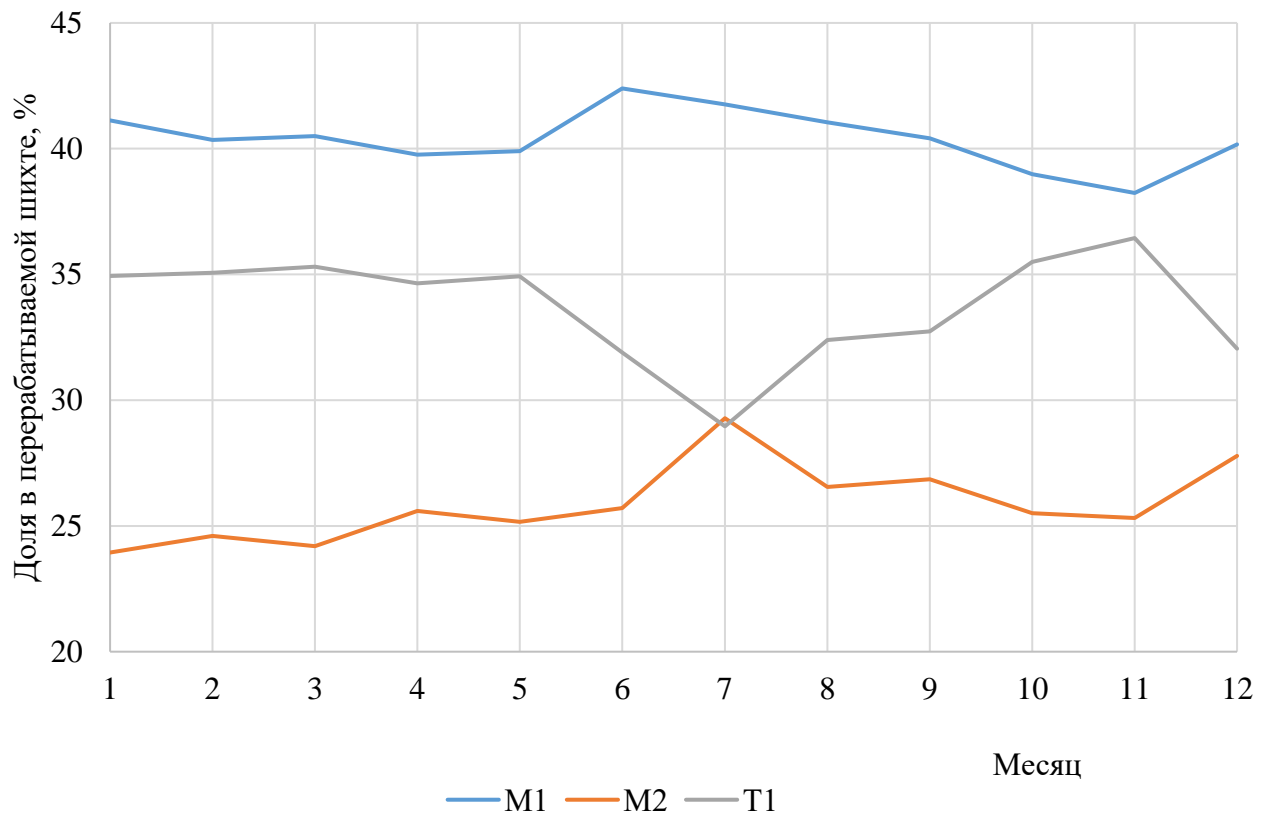


Рисунок 4.1 – Состав перерабатываемой шихты по типам руд за 2019 г

В данном исследовании были приняты следующие допущения:

- Форма частиц руды представлена многогранниками с 10 вершинами,
- Минимальный размер частиц, представленных в модели – 5 мм (см. рисунок 4.2)
- Часть твердой фракции моделируется в виде взвеси в пульпе заданной плотности и вязкости
- Расчетная область мельницы представлена линейным участком цилиндрической части барабана длиной 500 мм, торцевые стенки которого являются абсолютно твердыми поверхностями с нулевыми коэффициентами трения и коэффициентом восстановления 0,99 по отношению к частицам и пульпе.

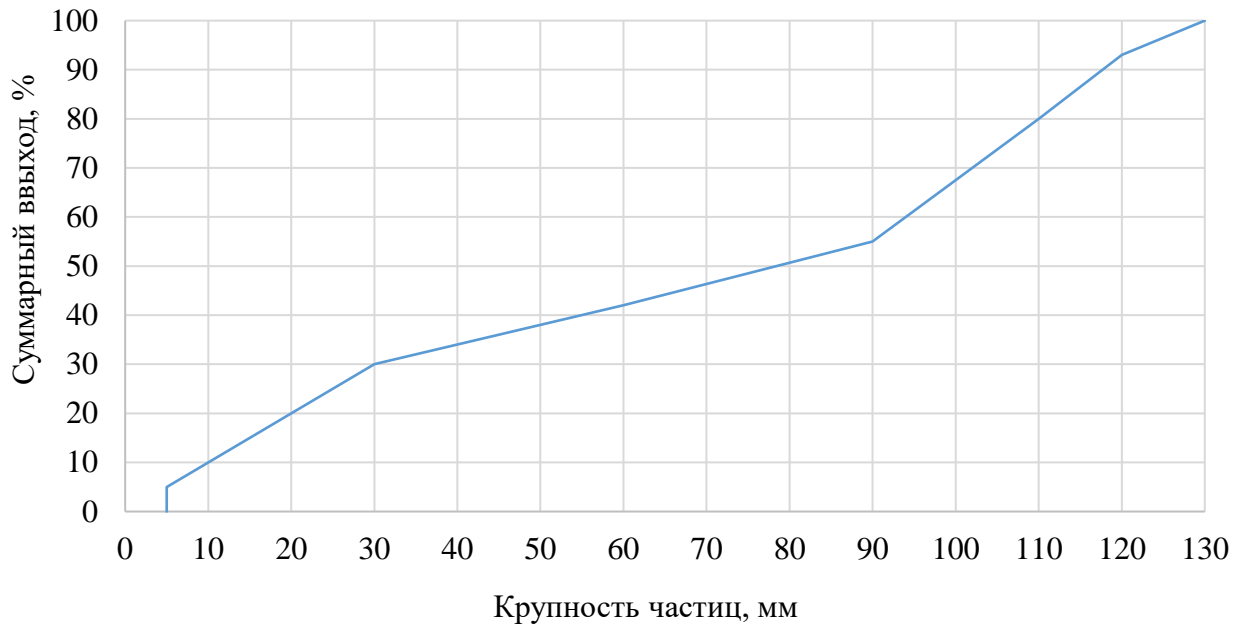


Рисунок 4.2 – Гранулометрический состав материала, принятого к моделированию

Для достижения наилучшей сходимости результатов моделирования DEM с экспериментальными данными для исследуемых типов руды по оригинальной методике, представленной в разделе 2.5, были определены коэффициенты взаимодействия частиц друг с другом и с рабочими органами мельницы (коэффициенты статического и динамического трения, коэффициент восстановления). Полученные в результате калибровочных испытаний коэффициенты взаимодействий представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Коэффициенты взаимодействия материалов, полученные в результате калибровочных испытаний

Контактная пара:	Коэффициент восстановления	Коэффициенты трения	
		статический	динамический
Руда-руда	0,623	0,870	0,855
Руда-сталь	0,703	0,560	0,545
Сталь-сталь	*0,900	0,405	0,400

\* – коэффициент восстановления пары «сталь-сталь» принят по справочным данным

Геометрия исходной мельницы была упрощена до лифтеров цилиндрической части барабана мельницы. Расчетная зона с размерами представлена на рисунке 4.3.

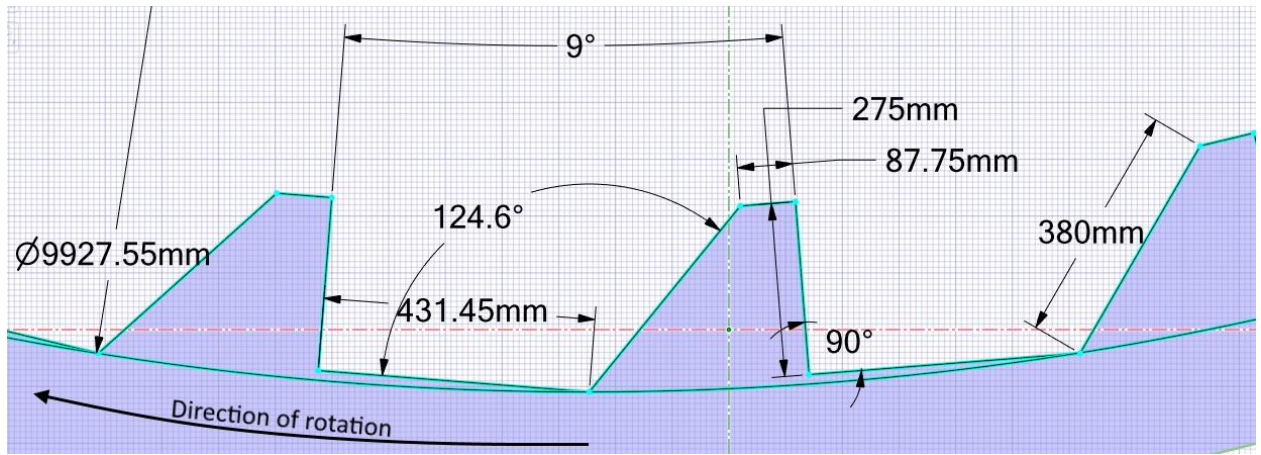


Рисунок 4.3 – Сечение футеровки цилиндрической части барабана, использованной при моделировании

В таблице 3 представлены основные характеристики процесса полусамоизмельчения, принятые к моделированию.

Таблица 4.3 – Исходные данные для моделирования

Параметр	Величина	Единица измерения
Ширина расчетной зоны	500	мм
Степень заполнения мелящими телами	11	%
Диаметр шаров	125	мм
Общая масса шаров	17,123	т
Общая степень заполнения	24	%
Масса материала T1	4,375	т
Масса материала M1	5,000	т
Масса материала M2	3,123	т
Содержание твердого в пульпе	65	%
Скорость вращения барабана	9,4538	мин <sup>-1</sup>

#### 4.2. Выбор моделей контактного взаимодействия

Выбор моделей контактного взаимодействия обуславливался снижением потребляемой вычислительной мощности при моделировании. Были использованы следующие модели в DEM модуле моделирования:

Модель сопротивления частиц качению – отключена (в связи с использованием многогранников вместо сфер); модель нормальных контактов – Linear Spring Dashpot [57]; модель адгезии – отключена (в связи с использованием

трехфазного моделирования, адгезии частиц внутри бассейна пульпы наблюдаться не должно); модель тангенциальных контактов – Linear Spring Coulomb Dashpot.

В CFD модуле были использованы следующие модели:

Многофазная модель Эйлера с тремя фазами (первичной фазой является пульпа, вторичными фазами – частицы руды, шары, воздух). В паре фаз пульпа-воздух использовано симметричное взаимодействие, в парах фаз частицы-пульпа и частицы-воздух – модель взаимодействия Schiller-Naumann [101]. Форма ячеек расчетной сетки – составила 60 мм, с единичной ячейкой на всю ширину расчетной зоны. Использована ламинарная модель вязкости. Воздух обладает плотностью  $1,225 \text{ кг/м}^3$  и вязкостью  $1,789 \cdot 10^{-5} \text{ кг/м} \cdot \text{с}$  [55]; пульпа – плотностью  $1992 \text{ кг/м}^3$  и вязкостью  $1,3 \text{ кг/м} \cdot \text{с}$  (по результатам лабораторного определения вязкости дисковым вискозиметром и плотности – весами системы Марси). Метод расчета совмещенных полей давлений и скоростей – Phase Coupled SIMPLE [62]. Пространственной дискретность давлений рассчитана методом PRESTO! [75].

### 4.3. Обработка результатов моделирования

Длительность модельного времени составила 20 с. Число частиц в модели – 74 тыс. Общая динамика материала в мельнице (a) и распределение массовой доли жидкой фазы в объеме (b) представлены на рисунке 4.4.

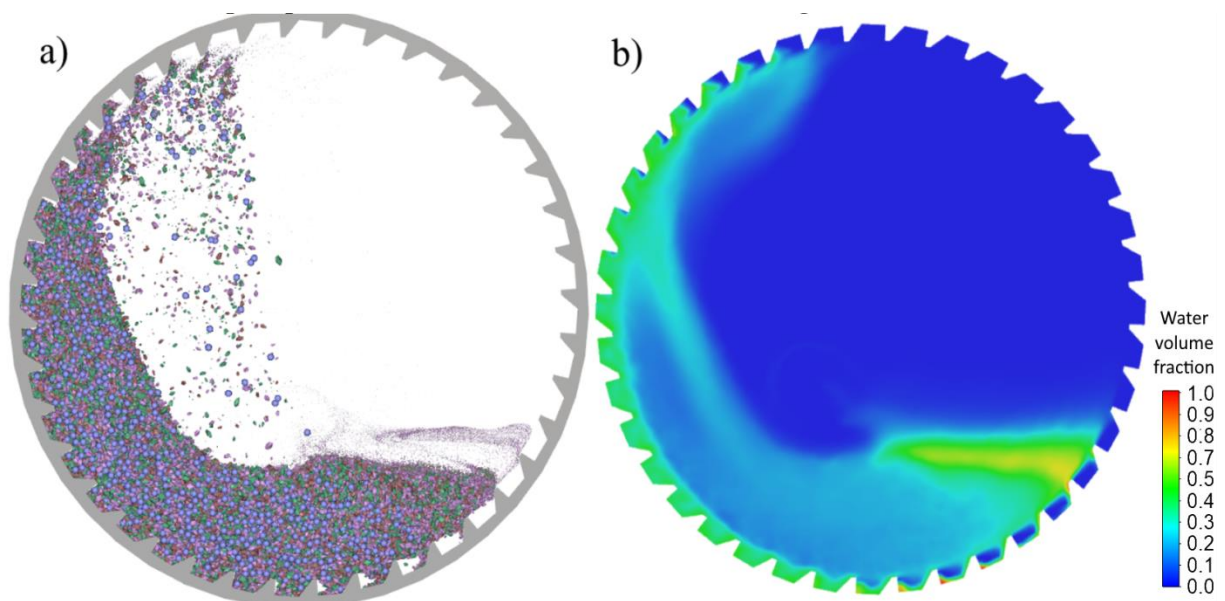


Рисунок 4.4 – Общая динамика материала в мельнице (a) и распределение массовой доли жидкой фазы в её объеме (b)

Установившийся режим работы мельницы МПСИ считается достигнутым, когда средние координаты всех частиц по вертикальной и горизонтальной осям приходят к условно неизменным значениям ( $\pm 0,2$  м), см. рисунок 4.5. Анализ энергетических взаимодействий материала осуществлялся для отрезка времени моделирования с 10 до 20 с.

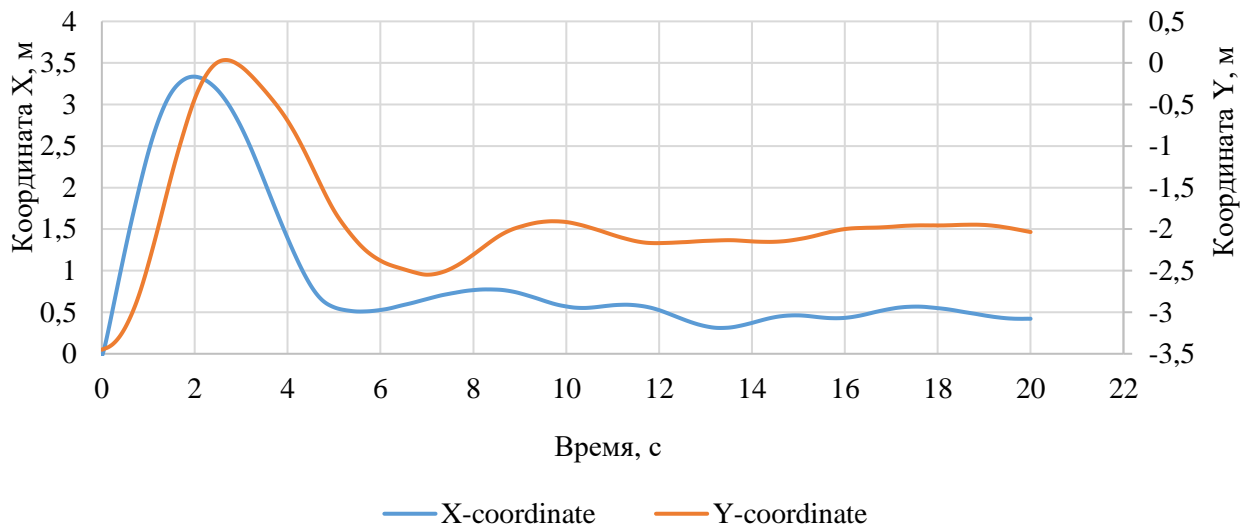


Рисунок 4.5 – График выхода мельницы МПСИ в установившийся режим работы  
**4.3.1. Расчет мощности, потребляемой приводом мельницы МПСИ 10,36x5,18**

Была зарегистрирована мощность, потребляемая моделью мельницей, полученная по результатам моделирования после достижения установившегося режима работы мельницы (см. рисунок 4.6). Данные значения были пересчитаны пропорционально разнице в массе загрузки мельницы с учетом моделирования 500 мм ширины барабана из 5180 мм. Среднее значение при этом составило 7017 кВт. Такое значение энергопотребления является идеальным для данных условий. Для расчета реального энергопотребления необходимо учитывать потери мощности в двигателе (до 8,5%) [15], главных подшипниках, венцовой зубчатой передаче, подшипниках вала шестерни (до 2,5 %), редуктора (2%) [4, 12, 19]. Таким образом, можно принять, что полная мощность, потребляемая приводом мельницы будет составлять 8026 кВт, что на 7,96 % отличается от фактического энергопотребления привода мельницы при представленных условиях измельчения (8720 кВт) на периоды опробования.

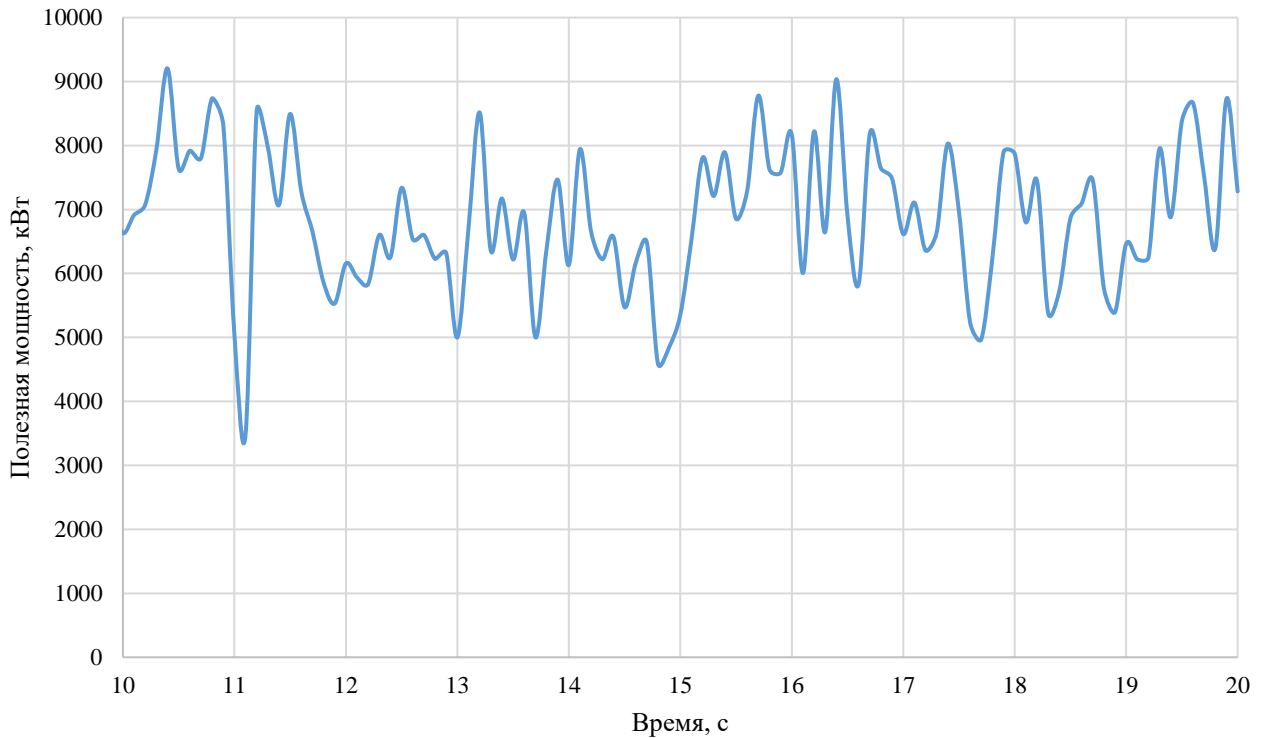


Рисунок 4.6 – Полезная мощность привода, полученная в результате моделирования

#### 4.3.2. Обработка энергетических спектров мельницы МПСИ 10,36x5,18

Основной сложностью при моделировании DEM является интерпретация результатов моделирования с точки зрения эффективности процесса измельчения. Ниже представлена авторская методика определения этого показателя расчетным методом.

В связи с тем, что прямое моделирование разрушения частиц руды с образованием обломков является чрезвычайно ресурсоемким процессом, оценка процесса происходит путем анализа статистики соударений частиц друг с другом, шарами и футеровкой. Основным инструментом при анализе является набор так называемых «энергетических спектров» для исследуемых классов крупности руды в мельнице. Энергетический спектр – это распределение величины полной удельной мощности (Вт/кг), приходящейся на удары различной удельной энергии (Дж/кг или кВтч/т) по узким классам крупности частиц.

Полученные энергетические спектры для исследуемой шихты представлены на рисунке 4.7. Все полученные кривые разделены на классы крупности и типы руд.



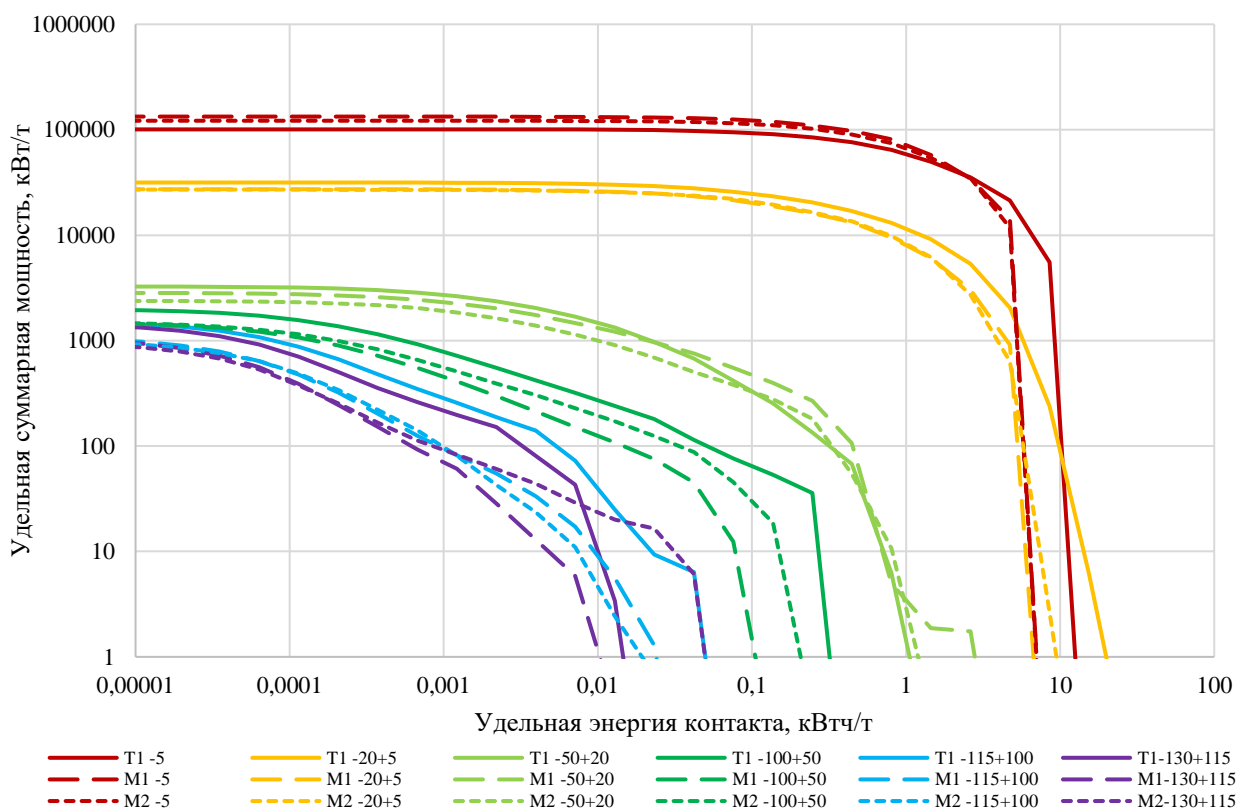


Рисунок 4.7 – Ударные энергетические спектры, полученные при моделировании

Для каждого узкого класса крупности характерна своя средняя величина удельной минимальной энергии, необходимой для разрушения частицы. Чем крупнее частица, тем ниже удельная энергия удара, необходимая для её разрушения. Это связано с естественной трещиноватостью рудного сырья: статистически в крупных образцах руды наблюдается больше трещин различной степени раскрытия, чем в мелких.

Полученная в разделе 2.2.1 величина граничной удельной энергии разрушения частиц  $E_{cs(j)}^{0,95}$  «отсекает» на энергетическом спектре  $j$ -го класса крупности полезные соударения, происходящие в мельнице, от тех, при которых не происходит разрушения материала, см. рисунок 4.8. В численном виде общая мощность, передающаяся на  $j$ -ый класс крупности, может быть разбита на две составляющие (4.1):

$$W_{s(j)} = W_{l(j)} + W_{u(j)}, \text{ кВт/т} \quad (4.1)$$

где  $W_{s(j)}$  – это общая удельная мощность  $j$ -го класса крупности, кВт/т;  $W_{l(j)}$  – удельная мощность  $j$ -го класса крупности, совершаемая ударами, не приводящими

к разрушению частиц, кВт/т;  $W_{u(j)}$  – полезная удельная мощность  $j$ -го класса крупности, совершаемая ударами, приводящими к разрушению частиц, кВт/т;

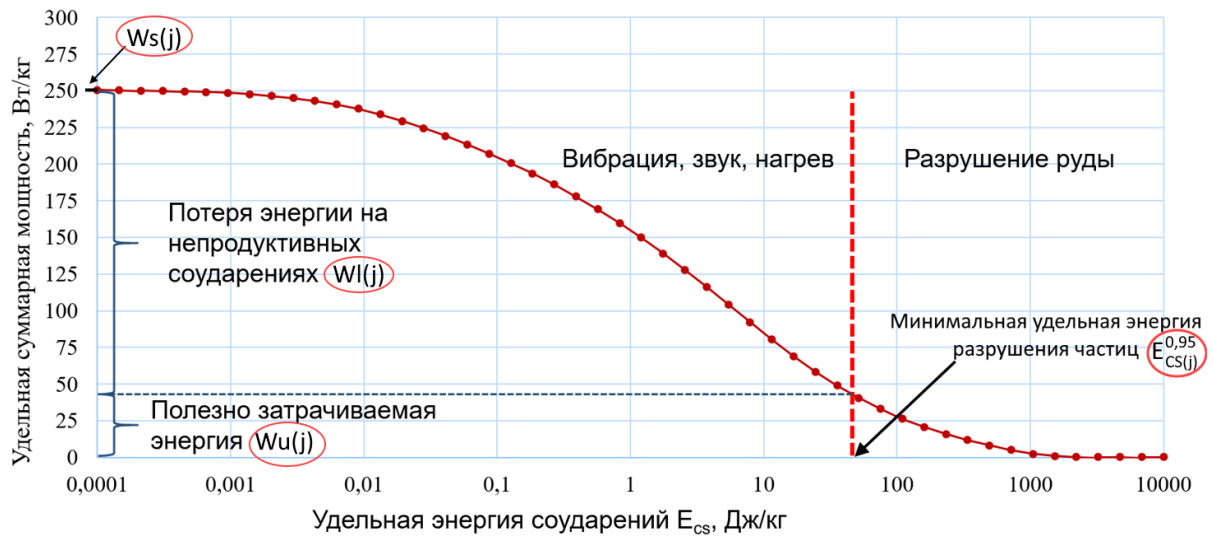


Рисунок 4.8 – Графическая интерпретация принципа определения полезной энергии на энергетическом спектре с помощью номинальной удельной энергии разрушения

Определить общую эффективность процесса измельчения можно как средневзвешенную по всем классам крупности полноту передачи общей потребляемой энергии в контактное взаимодействие частиц в диапазоне удельных энергий, приводящих к их разрушению по уравнению (4.2):

$$E_{en.gr} = \sum_{n=1}^j \frac{W_{u(j)} \gamma_j}{W_{s(j)}}, \% \quad (4.2)$$

Таким образом, определив номинальную удельную энергию разрушения частиц  $E_{cs(j)}^{0,95}$  во всём диапазоне крупности материала расчетным путём из полученных зависимостей, можно обработать данные энергетических спектров при заданных условиях и определить общую эффективность процесса полусамозмельчения, см. таблицу 4.4.

В таблице 4.4 можно отследить доленое участие каждого  $j$ -го класса крупности в величине общей эффективности процесса измельчения. Фактически, значение  $E_{i,j}$  отражает скорость разрушения  $j$ -го класса относительно всех остальных.

Таблица 4.4 – Расчет долевого участия различных классов крупности в распределении потребляемой мощности

Тип руды	Класс крупности, мм	5,0	-20,0+5,0	-50,0+20,0	-100,0 +50,0	-115,0 +100,0	-130,0 +115,0
	Размер частиц, мм	5,0	12,5	35,0	75,0	107,5	122,5
М1	$E_{cs(j)}^{0,95}$ , кВтч/т	0,0274	0,0210	0,0138	0,0085	0,0060	0,0050
	$W_{s(j)}$ , кВт/т	133279,8	27280,6	2839,6	1497,8	1079,2	1053,4
	$W_{u(j)}$ , кВт/т	132923,5	27054,3	2183,5	481,6	131,4	122,8
	$\gamma_{i,j}$ , %	0,040	0,360	1,600	30,000	4,000	4,000
	$E_{i,j}$ , %	0,040	0,357	1,230	9,646	0,487	0,466
М2	$E_{cs(j)}^{0,95}$ , кВтч/т	0,0330	0,0252	0,0165	0,0100	0,0069	0,0058
	$W_{s(j)}$ , кВт/т	121879,8	27010,4	2392,5	1501,2	995,9	961,0
	$W_{u(j)}$ , кВт/т	121629,6	26703,0	1742,4	425,5	140,8	133,2
	$\gamma_{i,j}$ , %	0,025	0,225	1,000	18,750	2,500	2,500
	$E_{i,j}$ , %	0,025	0,222	0,728	5,314	0,353	0,347
Т1	$E_{cs(j)}^{0,95}$ , кВтч/т	0,0422	0,0335	0,0237	0,0165	0,0131	0,0118
	$W_{s(j)}$ , кВт/т	101134,3	31596,8	3266,1	1994,4	1519,9	1436,7
	$W_{u(j)}$ , кВт/т	100770,7	31200,4	2301,0	631,3	233,3	196,0
	$\gamma_{i,j}$ , %	0,035	0,315	1,400	26,250	3,500	3,500
	$E_{i,j}$ , %	0,035	0,311	0,986	8,309	0,537	0,477
Шихта	$E_{en,gr}$ , %	29,87					

Полученную величину эффективности процесса полусамозмельчения  $E_{en,gr}$  можно использовать как критерий оптимизации при варьировании различных технико-технологических параметров процесса полусамозмельчения в моделях, построенных методом конечных элементов. Кроме этого, она является обратной величиной удельного энергопотребления процесса.

#### 4.4. Исследования влияния технологических параметров на процесс полусамозмельчения

Полученная модель мельницы была использована для исследования влияния следующих параметров на эффективность процесса полусамозмельчения:

- Размер загружаемого шара, мм
- Содержание твердого в пульпе, %
- Частота вращения барабана, мин<sup>-1</sup>

– Степень заполнения мельницей средой, %

Результаты варьирования исследуемых параметров представлены в таблице 4.5 и на рисунках 4.9 – . Полужирным шрифтом выделены базовые (исходные) величины варьируемых параметров.

Таблица 4.5 – Результаты варьирования исследуемых технологических параметров

Размер загружаемого шара		Содержание твердого в пульпе		Частота вращения барабана		Степень заполнения мельницей средой	
$D$ , мм	$E_{en.gr}$ , %	% <sub>тв</sub>	$E_{en.gr}$ , %	$n$ , мин <sup>-1</sup>	$E_{en.gr}$ , %	$\varphi$ , %	$E_{en.gr}$ , %
80	28,02	–	–	–	–	–	–
85	28,57	–	–	–	–	–	–
90	29,41	–	–	–	–	–	–
95	30,11	–	–	–	–	–	–
100	31,22	60	29,03	–	–	6	29,59
105	31,52	61	29,47	–	–	7	29,70
110	31,60	62	29,63	9,3	29,00	8	29,77
115	31,20	63	29,83	9,35	29,45	9	29,78
120	30,39	64	29,90	9,4	29,93	10	29,85
<b>125</b>	<b>29,87</b>	<b>65</b>	<b>29,87</b>	<b>9,45</b>	<b>29,87</b>	<b>11</b>	<b>29,87</b>
130	29,03	66	29,99	9,5	30,13	12	30,01
135	28,91	67	30,01	9,55	30,25	13	29,88
140	28,69	68	30,25	9,6	30,31	14	29,79
–	–	69	30,25	9,65	30,05	15	29,63
–	–	70	30,31	9,7	30,01	16	29,41
–	–	71	30,26	9,75	29,69	17	29,29
–	–	72	29,65	9,8	29,38	–	–
–	–	73	28,93	–	–	–	–

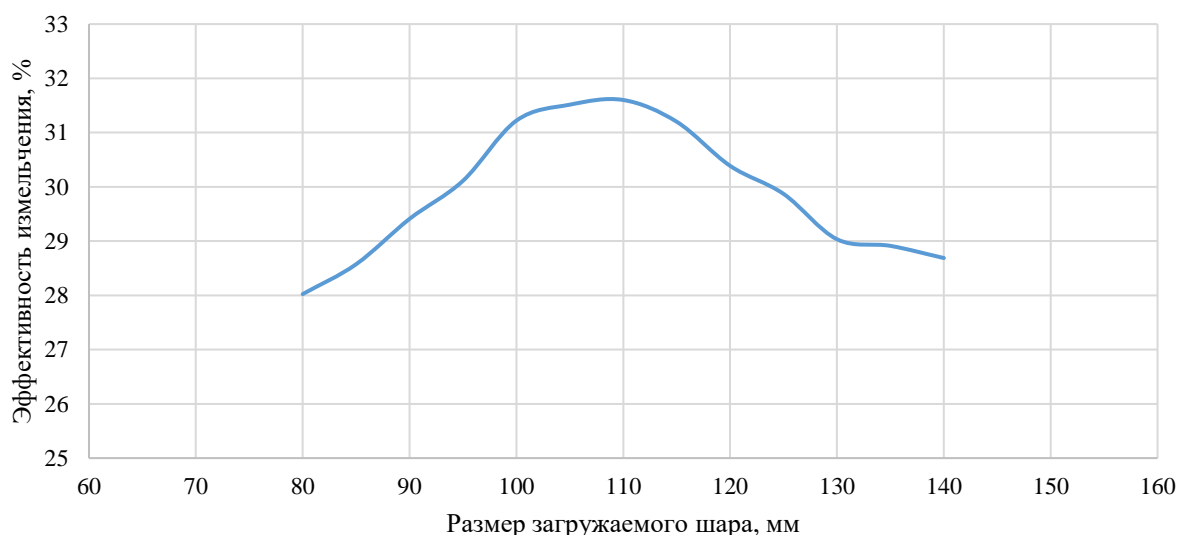


Рисунок 4.9 – Влияние размера догружаемого шара на эффективность полусамоизмельчения исследуемой руды в мельнице МПСИ 10,36x5,18

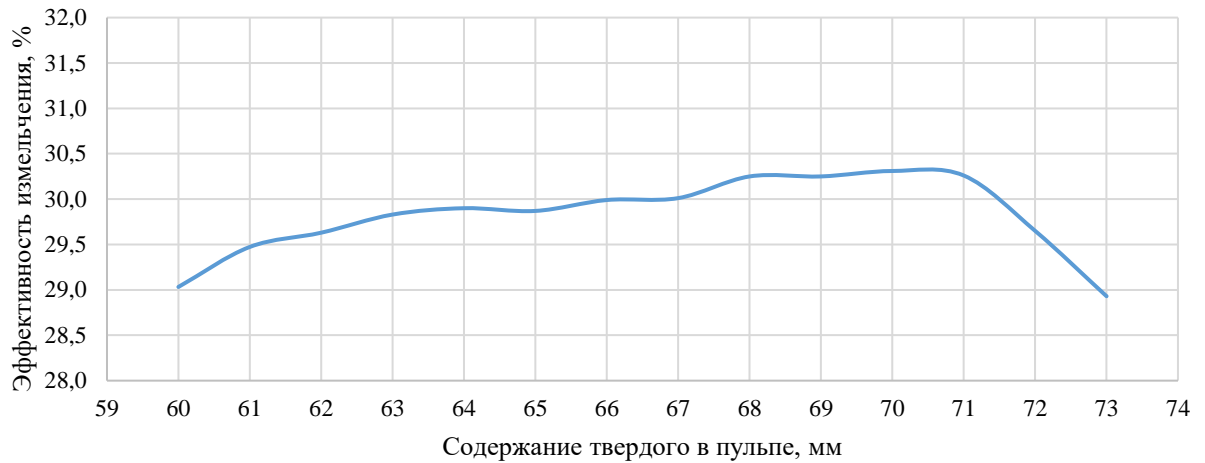


Рисунок 4.10 – Влияние содержания твердого в пульпе на эффективность полусамоизмельчения исследуемой руды в мельнице МПСИ 10,36х5,18

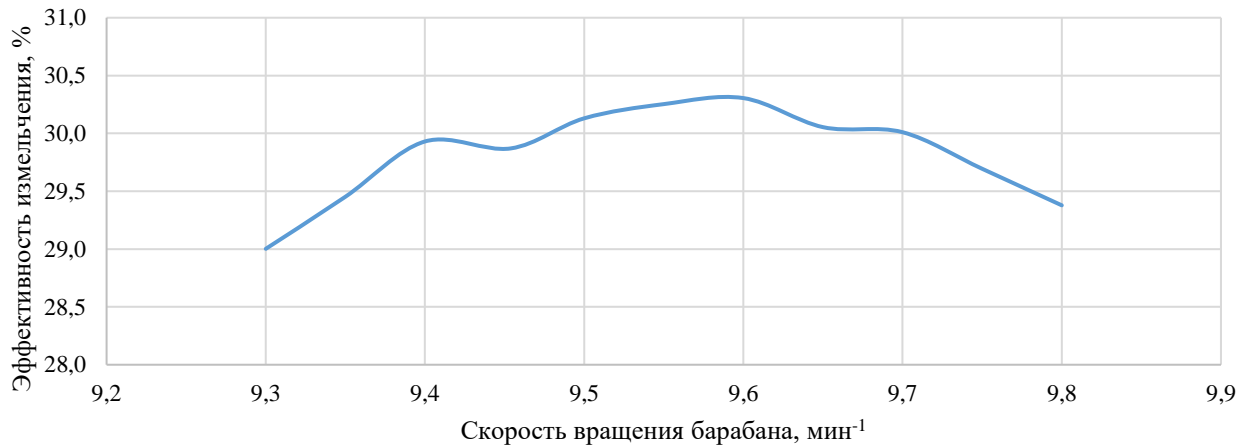


Рисунок 4.11 – Влияние скорости вращения барабана на эффективность полусамоизмельчения исследуемой руды в мельнице МПСИ 10,36х5,18

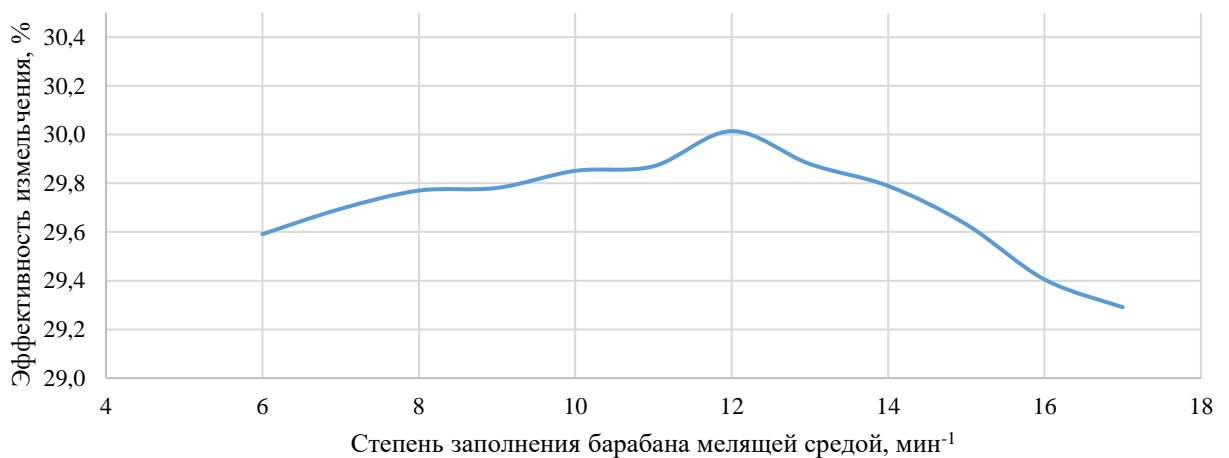


Рисунок 4.12 – Влияние степени заполнения барабана мелящей средой на эффективность полусамоизмельчения исследуемой руды в мельнице МПСИ 10,36х5,18

В результате варьирования указанных параметров, разработан предпочтительный режим:

- Размер загружаемого шара – 110 мм
- Содержание твердого в пульпе – 70 %
- Частота вращения барабана – 9,6 мин<sup>-1</sup>
- Степень заполнения мельницей средой – 12 %

Основные технологические показатели измельчения при рекомендованном режиме работы представлены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Прогнозируемые технологические показатели процесса полусамоизмельчения при переходе на рекомендуемый режим работы

Показатель	Существующий режим	Рекомендованный режим	Разница абс.	Разница, % <sub>отн</sub>
Мощность, потребляемая приводом мельницы (модельная), кВт	8026,0	8251,5	225,5	+2,81
Мощность, потребляемая приводом мельницы (фактическая), кВт	8720,0	8965,0	245,0	+2,81
Производительность, т/ч	1250,4	1301,5	51,1	+4,09
Крупность подбударного продукта Т80, мкм	2690	2690	0	0
Удельный расход электроэнергии, кВтч/т	6,42	6,34	-0,06	-1,24
Расход электроэнергии на переработку 1 млн.т. руды, кВтч	6420000	6340000	-60000	-1,24

#### 4.5. Выводы по главе 4

Четвертая глава описывает подход к построению многофазной модели мельницы полусамоизмельчения МПСИ 10,36x5,18 методом дискретных элементов. Определен набор контактных моделей взаимодействия материалов руды и измельчающих тел, разработана методика калибровки параметров, регулирующих взаимодействия частиц руды, шаров и футеровки. Получена стабильная многофазная DEM-CFD модель мокрого полусамоизмельчения.

Разработан метод обработки результатов численного моделирования процесса полусамоизмельчения методом дискретных элементов. Полученный метод позволяет прогнозировать потребляемую мощность, производительность и удельный расход электроэнергии при варьировании параметров технологического процесса.

Разработан рекомендованный режим работы для исследуемой мельницы МПСИ 10,36x5,18, перерабатывающей шихту сульфидных медно-никелевых руд, позволяющий повысить производительность с 1250 до 1301 т/ч (+4,1 %) при снижении удельного энергопотребления с 6,42 до 6,34 кВт·ч/т (-1,24 %) и сохранении заданной крупности продукта измельчения.

Мероприятия по изменению режима работы заключаются в снижении диаметра загружаемого шара с 125 до 110 мм, повышении содержания твердой фракции в пульпе с 65 до 70 %, изменении скорости вращения барабана с 72 до 73,1 % от критической и изменении степени заполнения барабана мельницы дробящей средой с 11 до 12 %.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно – квалификационную работу, в которой предлагается новое решение актуальной научной задачи – выбора и обоснования режима работы мельницы мокрого полусамоизмельчения, обеспечивающего увеличение производительности и снижение удельных энергетических затрат на переработку сульфидных медно-никелевых руд при сохранении требуемой крупности готового продукта измельчения.

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

1. Выполнен анализ признанных в мировой практике методов описания рудоподготовительных процессов: рассмотрены законы дробления Риттенгера, Кирпичева-Кика, Бонда и Моррелла, модель разрушения  $Ab-t_{10}$ , имитационное и фундаментальное моделирование. Рассмотрены методы определения физико-механических свойств для характеристики рудного сырья в рудоподготовительных циклах.

2. Проведен анализ альтернативных методик определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда. Для трех методик представлены модификации, позволяющие снизить относительную ошибку тестирования: для методики Капура, за счет использования коэффициентов, подобранных для трех типов руд, относительная ошибка снижена с 8,6 % до 3,5 %; для методики Карра за счет увеличения циклов измельчения с двух до четырех относительная ошибка снижена с 5,5 % до 1,3 %; для методики Ахмади за счет использования числа оборотов мельницы в первом цикле, выбранном по базе данных прочностных свойств рудного сырья схожего происхождения, относительная ошибка снижена с 7 % до 3,5 %. Разработана модифицированная методика определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда с использованием мельницы МШЛ-14, использующая коэффициент соотношения чистой мощности измельчения в уравнении Бонда для определения индекса  $BWI$ . Относительная ошибка разработанной методики составила не более 4,5%. Разработана блок-схема для выбора альтернативного метода определения рабочего индекса шарового



измельчения Бонда в зависимости от исходных условий, стоящих перед исследователем.

3. Разработан метод лабораторного определения номинальной удельной энергии разрушения частиц рудного сырья в различных классах крупности с помощью тестера падающего груза DWT. Полученные значения использованы при обработке результатов численного моделирования процесса мокрого полусамоизмельчения для прогнозирования производительности и удельного расхода электроэнергии, что позволило определить предпочтительные режимы её работы.

4. Разработан комплекс лабораторных калибровочных испытаний, позволяющий определить полный перечень параметров контактных моделей, необходимых для построения методом дискретных элементов верифицированной модели процесса полусамоизмельчения в ПО Rocky DEM.

5. По существующей базе проведенных испытаний кафедры обогащения полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета и баз из открытых источников, содержащих в совокупности результаты более 3300 тестов рудного сырья различного происхождения, определена взаимосвязь физико-механических параметров  $M_{ia}$ ,  $M_{ic}$ ,  $M_{ih}$ ,  $DW_i$ ,  $SCSE$ ,  $t_a$  от  $A$ ,  $b$  и  $SG$ . Основываясь на полученных зависимостях, показано, что тесты шарового измельчения Бонда, падающего груза DWT, определение номинальной удельной энергии разрушения руды и разработанный комплекс калибровочных испытаний являются необходимыми и достаточными для расчета по методу Моррелла, имитационного и фундаментального моделирования процессов рудоподготовки сульфидных медно-никелевых руд в целом и мокрого полусамоизмельчения в частности.

6. Используя разработанный комплексный метод оценки эффективности измельчения сульфидных медно-никелевых руд, построена численная DEM-CFD модель мокрого полусамоизмельчения шихты богатых, медистых и вкрапленных сульфидных медно-никелевых руд в мельнице МПСИ 10,36x5,18. Оценена эффективность процесса полусамоизмельчения как полнота передачи мощности,

потребляемой на движение мельничной загрузки, в соударения частиц руды с удельной энергией, достаточной для их разрушения.

7. Выбран и обоснован переход на рекомендуемый режим работы мельницы МПСИ 10,36x5,18, заключающийся в снижении диаметра загружаемого шара с 125 до 110 мм, повышении содержания твердой фракции в пульпе с 65 до 70 %, изменении скорости вращения барабана с 72 до 73,1 % от критической и изменении степени заполнения барабана мельницы дробящей средой с 11 до 12 %. Разработанный рекомендуемый режим обеспечивает увеличение производительности мельницы с 1250 до 1301 т/ч (+4,1 %) и снижение удельных энергетических затрат с 6,42 до 6,34 кВт·ч/т (-1,24 %) при сохранении заданной крупности продукта измельчения, что является достижением основной цели исследования.

8. Разработанный комплексный метод оценки эффективности измельчения является универсальным и может быть применен для различного рудного сырья.

9. Результаты диссертации в дальнейшем могут быть использованы в качестве основы для разработки и проектирования комплексных решений по моделированию рудоподготовительных процессов с целью их оптимизации, построения цифровых двойников, поиска способов модернизации существующих переделов рудоподготовки сульфидных медно-никелевых руд.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. Технология переработки и обогащения полезных ископаемых: учеб. / А.А. Абрамов, М.: Горная книга, 2004. 510 с.
2. Аккерман, Ю.Э. Методы определения измельчаемости руд для расчета производительности промышленных барабанных мельниц // Обогащение руд. 2004. (5). С. 35.
3. Александрова, Т.Н. Обогащение полезных ископаемых / Т.Н. Александрова, В.Б. Кусков, В. В. Львов, Н.В. Николаева // СПб: Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», 2015. 530 с.
4. Андреев, Е.Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: Учебник / Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов // СПб: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2007. 439 с.
5. Андреев, С.Е. Полезная мощность, потребляемая шаровой мельницей при каскадном (некатарактном) режиме // Обогащение руд. 1964. (2). С. 3–5.
6. Андреев, С.Е. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава: Учебное пособие / С.Е. Андреев, В.В. Товаров, В.А. Петров, М.: Гос. Науч.-тех. Изд. Лит-ры по черной и цветной металлургии, 1959.
7. Баранов, В.Ф. Современная мировая практика в области рудоподготовки (зарубежный опыт) // Обогащение руд. 2004. (3). С. 41–47.
8. Баранов, В.Ф. Обзор мировых достижений и проектов рудоподготовки новейших зарубежных фабрик // Обогащение руд. 2008. (1). С. 3–12.
9. Баранов, В.Ф. О методе расчета стержневых и шаровых мельниц по энергозатратам / В.Ф. Баранов, В.К. Захваткин // Цветные металлы. 1978. (1). С. 75–82.
10. Биленко, Л.Ф. Закономерности измельчения в барабанных мельницах – учебное пособие. М.: Недра, 1984. 200 с.
11. Богданов, О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / под ред. О.С. Богданов, В.А. Олевский // М.: Недра, 1982.

12. Газалеева, Г.И. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение: учебник / Г.И. Газалеева, Е.Ф. Цыпин, С.А. Червяков // Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. 914 с.

13. Горюнов, А.В. Комплекс само- и полусамоизмельчения на предприятии «Эрдэнэт»: результаты работы и перспективы развития / А.В. Горюнов, А.Н. Иванов, Н.О. Тихонов, // Горный журнал. 2016. (3). С. 56–62.

14. Гурьев, А.А. Устойчивое развитие рудно-сырьевой базы и обогатительных мощностей АО «Апатит» на основе лучших инженерных решений // Записки Горного института. 2017. (228). С. 662–673.

15. Кармазин, В.И. Бесшаровое измельчение руд / В.И. Кармазин, А.И. Денисенко, Е. И. Серго, М.: Недра, 1968. 184 с.

16. Козин, В.З. Теория инженерного эксперимента: учебное пособие / В.З. Козин, А.Е. Пелевин // Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. 160 с.

17. Линч, А.Д. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление: пер. с англ. / ред. А.Д. Линч, М.: Недра, 1981.

18. Львов, В.В. Система оптимального управления процессом двухстадийного мокрого измельчения сульфидных медно-никелевых руд. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / В.В. Львов, СПб: Санкт-Петербургский горный университет, 2010. 170 с.

19. Олевский, В.А. Размольное оборудование обогатительных фабрик. Справочное пособие по конструкциям, расчету и эксплуатации шаровых и стержневых мельниц // Москва: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1963. 447 с.

20. Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик. Учебник для вузов / К.А. Разумов, В.А. Перов // М.: Недра, 1982. 518 с.

21. Серго, Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. / ред. Е. Е. Серго, М.: Недра, 1985. 285 с.

22. Таловина, И.В. Сравнительный анализ исследования структурно-текстурных характеристик горных пород методами компьютерной рентгеновской

микротомографии и количественного микроструктурного анализа / И.В. Таловина, Т.Н. Александрова, О.А. Попов, Х. Либервирт // Обогащение руд. 2017. (3). С. 56–62.

23. Таранов, В.А. Обзор программ по моделированию и расчету технологических схем рудоподготовки / В.А. Таранов, В.Ф. Баранов, Т.Н. Александрова // Обогащение руд. 2013. (5). С. 3–7.

24. Тихонов, Н.О. Интенсификация двухстадиальной схемы измельчения колчеданных медно-цинковых руд. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук : 25.00.13 / Н.О. Тихонов, Санкт-Петербург: Место защиты: Нац. минерально-сырьевой ун-т «Горный», 2015. 151 с.

25. Тихонов, Н.О. Расчет мельниц полусамоизмельчения по энергетическим индексам / Н.О. Тихонов, О.И. Скарин // Горный журнал. 2014. (11). С. 6.

26. **Читалов, Л.С.** Система безопасного управления процессом гидроклассификации минерального сырья / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № (специальный выпуск 5-2) (4). С. 239–244.

27. **Читалов, Л.С.** Новые подходы в моделировании процессов рудоподготовки / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // Профессиональное образование, наука и инновации в XXI веке: сб. трудов XII Санкт-Петербургского конгресса (Санкт-Петербург, 12 – 30 ноября 2018 г.) / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Петербургский государственный университет путей сообщения Императора Александра I» / под общей ред. Т.С. Титовой – СПб.: ФГБОУ ВО ПГУПС, 2018. – 299 с., С. 266–267.

28. **Читалов, Л.С.** Исследование возможности определения индекса Бонда на не стандартизированной шаровой мельнице / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для минерально-сырьевого комплекса: Сборник научных трудов II Всероссийской научной конференции 27-28 сентября 2018 г. / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2018. 1350 с., С. 1289-1293.

29. **Читалов, Л.С.** Обзор компьютерных программ для моделирования процессов рудоподготовки и обогащения / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // Современные образовательные технологии в подготовке специалистов для минерально-сырьевого комплекса: Сборник научных трудов III Всероссийской научной конференции 05–06 марта 2020 г. / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2020. С. 1517–1523.

30. **Читалов, Л.С.** Современные тенденции подходов к расчету рудоподготовительных процессов и аппаратов для переработки руд цветных металлов / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // «Цветные металлы». - 2020. - № 10. – М.: Издательство «Руда и Металлы». С. 20-26. ISSN 0372-2929. DOI: 10.17580/tsm.2020.10.03

31. **Читалов, Л.С.,** Львов В.В. Сравнительная оценка методов определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда / В.В. Львов, **Л.С. Читалов** // Горный информационно аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2021. - №1. - М.: Издательство «Горная книга». С. 130-145. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-130-145.

32. **Читалов, Л.С.** Программа для определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2020611453, Российская Федерация: заявл. №2020610187 10.01.2020 : опубл. 30.01.2020 / **Л.С. Читалов,** В.В. Львов; заявитель ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»». – 1 с. : ил.

33. **Читалов, Л.С.** Программа для определения рабочего индекса стержневого измельчения Бонда. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2021617558, Российская Федерация: заявл. №2021616387 от 29.04.2021 г.: опубл. 17.05.2021 / **Л.С. Читалов,** В.В. Львов; заявитель ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»». – 1 с. : ил.

34. Шинкоренко, С.Ф. Новые уравнения кинетики измельчения и их применение при расчёте производительности шаровых мельниц // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1977. (4). С. 46–54.

35. Шинкоренко, С.Ф. О разработке единой методики определения измельчаемости руд // Горный журнал. 1978. (4). С. 62–66.
36. Ahmadi, R. Procedure for determination of ball Bond work index in the commercial operations / R. Ahmadi, S. Shahsavari // Minerals Engineering. 2009. (22). P. 104–106.
37. Aksani, B. Technical note simulation of Bond grindability test by using cumulative based kinetic model / B. Aksani, B. Sonmez // Minerals Engineering. 2000. № 6 (13). P. 673–677.
38. Aleksandrova, T. Selective Desintegration and Concentration: Theory and Practice / T. Aleksandrova, N. Nikolaeva, H. Lieberwirth, A. Aleksandrov // E3S Web of Conferences 2018, Vol. 56. DOI: 10.1051/e3sconf/20185603001.
39. Aleksandrova, T.N. Ore processing efficiency improvements for precious metals based on process simulations / T.N. Aleksandrova, N.V. Nikolaeva, V.V. Lvov, A.O. Romashev // Obogashchenie Rud. 2019. № 2. P. 8–13.
40. Anderse, J.S., Napier-Munn T.J. Power Prediction for Cone Crushers / J.S. Anderse, T.J. Napier-Munn // Third Mill Operators' Conference, 1988. P. 103–106.
41. Armstrong, D. An Alternative Grindability Test. An Improvement of the Bond Procedure // International Journal of Mineral Processing. 1986. (16). P. 195–208.
42. Berríos, P. The MiniBond test: description, calibration and sources of error / P. Berríos, R. Amelunxen, E. Rodriguez, D. Mesa, M. Becerra, M. Medina, R. Amelunxen // Materials of the Procemin GEOMET Conference, 2019. P. 1–12.
43. Berry, T.F. A simple method of determining the grindability of ores / T.F. Berry, R.W. Bruce // Canadian Mining Journal. 1966. (7). P. 41.
44. Bian, X. Effect of lifters and mill speed on particle behaviour, torque, and power consumption of a tumbling ball mill: Experimental study and DEM simulation / X.W. Bian, W. Guoqiang, W. Hongdi, W. Shuai, Lv. Weidong // Minerals Engineering. 2017. (105). P. 22–35.
45. Boikov, A.V. The control method concept of the bulk material behavior in the pelletizing drum for improving the results of DEM-modeling / A.V. Boikov,

R.V. Savelev, V.A. Payor, O.O. Erokhina // CIS Iron and Steel Review. 2019. (17). P. 10–13.

46. Boikov, A.V. Evaluation of bulk material behavior control method in technological units using dem. Part 2 / A.V. Boikov, R.V. Savelev, V.A. Payor, A.V. Potapov // CIS Iron and Steel Review. 2020. (20). P. 3–6.

47. Bond, F.P. The third theory of comminution // Trans SME/AIME. 1952. (193). P. 484–494.

48. Bond, F.P. Crushing and grinding calculations // Allis-Chalmers: Allis-Chalmers press. 1961. P. 16.

49. Burke, J. Morrell method for determining comminution circuit specific energy and assessing energy utilization efficiency of existing circuits // Global Mining Standards and Guidelines. 2016.

50. **Chitalov, L.** Reducing of comminution circuits number in the Bond ball mill work index test Krakow:, 2017.C. 139.

51. **Chitalov, L.** Different ways of the ball Bond work index determining Freiberg:, 2018.C. 172–181.

52. **Chitalov, L.** Semi-Autogenous Wet Grinding Modeling with CFD-DEM / V.V. Lvov, **L.S. Chitalov** // Minerals. 2021. № 5 (11). P. 485. DOI: 10.3390/min11050485.

53. **Chitalov, L.** Intensification of Bond ball mill work index test through various methods / V. Lvov, J. Sishchuk, **L. Chitalov** // 17th International multidisciplinary scientific geoconference and expo SGEM. 2017. № 11 (17). P. 857–864.

54. **Chitalov, L.** New approaches in mineral raw materials comminution tests modelling / V. Lvov, **L. Chitalov** // Advances in Raw Material Industries for Sustainable Development Goals. 2020. P. 146–151.

55. Cleary, P.W. Modelling of industrial particle and multiphase flows / P.W. Cleary, J.E. Hilton, M.D. Sinnott // Powder Technology. 2017. (314). P. 232–252.

56. Cleary, P. W. Comparison of DEM and experiment for a scale model SAG mill / P.W. Cleary, R. Morrisson, S. Morrell // International Journal of Mineral Processing. 2003. № 1–4 (68). P. 129–165.



57. Cundall, P.A. A discrete numerical model for granular assemblies / P.A. Cundall, O.D.L. Strack // *Geotechnique*. 1979. № 1 (29). P. 47–65.

58. Delaney, G.W. Predicting breakage and the evolution of rock size and shape distributions in Ag and SAG mills using DEM / G.W. Delaney, P.W. Cleary, R.D. Morrison, S. Cummins, B. Loveday // *Minerals Engineering*. 2013. (50–51). P. 132–139.

59. Doll, A. A public Database of tumbling mill grindability measurements and their relationships 2016.C. 1–24.

60. Gharehgheshlagh, H.H. Kinetic grinding test approach to estimate the Ball mill Work index // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2016. (52). P. 342–352.

61. Giblett, A. Process development testing for comminution circuit design / A. Giblett, S. Morrell // *Minerals and Metallurgical Processing*. 2016. № 4 (33). P. 172–177.

62. Guo, Y. Modeling gas-particle two-phase flows with complex and moving boundaries using DEM-CFD with an immersed boundary method / Y. Guo, P.Y. Wu, P. Thornton // *AIChE Journal*. 2013. № 4 (59). P. 1075–1087.

63. Gupta, A. Mineral processing design and operations. An introduction / A. Gupta, D.S. Yan // Elsevier, 2016. 71 P.

64. Gutiérrez, A. Simulation of Material Transport in a SAG Mill with Different Geometric Lifter and Pulp Lifter Attributes Using DEM // *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2019. № 2 (36). P. 431–440.

65. Horst, W.E. Use of simplified ore grindability technique to evaluate plant performance / W.E. Horst, J.H. Bassarear // *Trans. SME/AIME*. 1976. (260). P. 348.

66. Hukki, R.T. Proposal for a solomnic settlement between the theories of von Ritinger, Kick and Bond // *Transactions SME/AIME*. 1961. (220). P. 403–408.

67. Janice, M.B. Determining the Bond Efficiency of industrial grinding circuits // *Global Mining Standards and Guidelines (GMSG) Group*. 2015. P. 7.

68. Jiang, Z. PTV experiments and DEM simulations of the coefficient of restitution for irregular particles impacting on horizontal substrates / Z.D. Jiang, R. Jiajie, B. Christian, T. Andreas // *Powder Technology*. 2020. (360). P. 352–365.

69. Kalala, J.T. Discrete element method (DEM) modelling of evolving mill liner profiles due to wear. Part II. Industrial case study / J.T. Kalala, M. Bwalya, M.H. Moys // Minerals Engineering. 2005. № 15 (18). P. 1392–1397.

70. Kapur, P.P. Analysis of the Bond grindability test // Institution of Mining & Metallurgy. 1970. № 763 (79). P. 103–107.

71. Karra, V.K. Simulation of Bond grindability tests // CIM Bull. 1981. (74). P. 195–199.

72. Kick F. Das gezezt der proportionalen widerstande und seine anwendung / F. Kick, Leipzig:, 1885.

73. Klichowicz, M. Grain-based dem for particle bed comminution / M. Klichowicz, H. Lieberwirth // Minerals. 2021. № 3 (11). P. 1–19.

74. Kolahi, S. Mill P. S. A. G. Investigation of Effect of Number of Lifters on Performance of Pilot-Scale SAG Mills Using Discrete Element Method / S. Kolahi, M.J. Chegeni // Journal of Mining and Environment (JME). Vol. 11, No. 3, 2020. P. 675–693.

75. Kuang, S. CFD-DEM modelling and simulation of pneumatic conveying: A review / S. Kuang, M. Zhou, A. Yu // Powder Technology. 2020. (365). P. 186–207.

76. Leung, K. An energy based, ore specific model for autogenous and semiautogenous grinding mills // JKMrC. 1987. (PhD).

77. Leung, K. An Energy Based Ore Specific Model for Autogenous and Semi-autogenous Grinding / K. Leung, R.D. Morrison, W. J. Whiten // Copper. 1987. (2). P. 71–86.

78. Lewis, K. Computer simulation of the Bond grindability test / K.A. Lewis, M. Pearl, P. Tucker // Minerals Engineering. 1990. (1/2). P. 199–206.

79. Ltd, Jkt. P. JK Bond Ball Mill Test: An improved method using less mass compared to the Bond Ball Mill Work Index test [Электронный ресурс]. URL: [https://jktech.com.au/files/990/JKTech\\_Brochure - JK Bond Ball Mill Test %28July2020%29\\_FINAL.pdf](https://jktech.com.au/files/990/JKTech_Brochure_-_JK_Bond_Ball_Mill_Test%28July2020%29_FINAL.pdf).

80. Lynch, A.J. The History of Grinding / A. J. Lynch, P. A. Rowland // Society of Mining, Metallurgy, and Exploration, 2005.

81. Magdalinovich, N.A. Procedure for Rapid Determination of the Bond Work Index // International J. Mineral Processing. 1989. (27). P. 125.

82. Matei, V. A new way of representing A and b parameters from JK Drop-Weight and SMC Test: The «SCSE» / V. Matei, P. Bailey, S. Morrell // SAG Conference, Vancouver 2015. P. 1–12.

83. McIvor, R.E. Determining the Bond efficiency of industrial grinding circuits // SME Annual Meeting. 2016. P. 21–24.

84. Morrell, S. Modelling and simulation of large diameter autogenous and semi-autogenous mills / S. Morrell, W.M. Finch, T. Kojovic, H. Delboni // 8th European Symposium Comminution, Stockholm, 1994. C. 332–343.

85. Morrell S. Developments in AG/SAG mill modelling / S. Morrell, W. Valery, G. Banini, S. Latchireddi // Mining and mineral process engineering university of British Columbia. 2001. (Chapter IV). P. 71–84.

86. Morrell, S. An alternative energy-size relationship to that proposed by Bond for the design and optimization of grinding circuits // International Journal of Mineral Processing. 2004. № 1–4 (74). P. 133–141.

87. Morrell, S. Comminution Specific Energy – SMC Testing // SMC Testing Website [Электронный ресурс]. Дата обращения: 10.07.2021 г. URL: <https://www.smctesting.com/tools/comminution-specific-energy>.

88. Napier-Munn, T.J. Mineral comminution circuits: their operation and optimization / Elsevier, 2005. 50 P.

89. Powell, M.S. DEM modelling of liner evolution and its influence on grinding rate in ball mills / M.S. Powell, N.S. Weerasekara, S. Cole, R.D. Laroche, J. Favier // Minerals Engineering. 2011. № 3–4 (24). P. 341–351.

90. Rittenger, P.R. Lehrbuch der Aufbereitungskunde // Berlin., 1857.

91. Roessler, T. Scaling of the angle of repose test and its influence on the calibration of DEM parameters using upscaled particles / T. Roessler, A. Katterfeld // Powder Technology. 2018. (330). P. 58–66.

92. Rosenkranz, S. Experimental investigations and modelling of the ball motion in planetary ball mills / S. Rosenkranz, S. Breitung-Faes, A. Kwade // Powder Technology. 2011. № 1 (212). P. 224–230.

93. Sato, A. Analysis of abrasion mechanism of grinding media in a planetary mill with DEM simulation / A. Sato, J. Kano, F. Saito // Advanced Powder Technology. 2010. № 2 (21). P. 212–216.

94. Smith, R., Comparison of Data from Bond Type Simulated Closed Circuit and Batch Type Grindability Tests / R. Smith, K.A. Lee // American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. 1968. (241). P. 91–99.

95. Starkey, J.H. SAGDesign Testing Review – Case Studies / J.H. Starkey, D. Meadows, P. Thompson, A. Senchenko // Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress, Beijing:, 2008. C. 554–563.

96. Starkey, J.H. SAG Design Testing - What It Is and Why It Works / J.H. Starkey, S. Hindstrom, G.N. Nadasdy // International AG and SAG Grinding Technology. 2006. № 15 (IV). P. 240–254.

97. Tavares, L.M. Impact work index prediction from continuum damage model of particle fracture / L.M. Tavares, R.M. Carvalho // Minerals Engineering. 2007. № 15 (20). P. 1368–1375.

98. Todorovic, D. A quick method for Bond work index approximate value determination / D. Todorovic, M. Trumic, L. Andric, V. Milosevic, M. Trumic // Physicochem. Probl. Miner. Process. 2017. № 1 (53). P. 321–332.

99. Vasilyeva, N.V. Post-impact recovery coefficient calibration in dem modeling of granular materials / N.V. Vasilyeva, O.O. Erokhina // Obogashchenie Rud. 2020. № 4 (2020). P. 42–48.

100. Wright, J. Modified Bond Ball Mill Work Index Test // 911metallurgist [Электронный ресурс]. Дата доступа: 10.07.2021 г. URL: <https://www.911metallurgist.com/grinding/modified-bond-ball-mill-work-index-test-what-is/>.

101. Zbib, H. Comprehensive analysis of fluid-particle and particle-particle interactions in a liquid-solid fluidized bed via CFD-DEM coupling and tomography /

H.E. Zbib, E.M. Mohammadreza, L. F. Lohi // Powder Technology. 2018. (340). P. 116–130.

102. Zhou, H. Calibration of DEM models for irregular particles based on experimental design method and bulk experiments / H.H. Zhou, C. Zhanqi, L. Jigang, N. Xuan Xie // Powder Technology. 2018. (332). P. 210–223.

103. The Amira P9 project - 50 years achievement and vision future // The University of Queensland Website [Электронный ресурс]. Дата доступа: 10.07.2021 г. URL: <https://smi.uq.edu.au/article/2017/07/“-amira-p9-project-50-years-achievement-and-vision-future”>.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

### Расчет оборудования циклов измельчения по методике Бонда

Индекс работы по Бонду, полученный при испытании на дробимость и измельчаемость, используется для расчета энергии на сокращение материала до требуемой крупности:

$$W = 10 \frac{W_i}{\sqrt{P_{80}}} - 10 \frac{W_i}{\sqrt{F_{80}}}, \quad (\text{A.1})$$

где  $W$  – потребляемая мощность, кВт·ч/кор.т;  $W_i$  – индекс «чистой» работы по Бонду, определенный по данным испытаний;  $P_{80}$  – крупность продукта по минус 80 %, мкм<sup>1</sup>;  $F_{80}$  – крупность питания по минус 80 %, мкм<sup>19</sup>.

Когда точно измерена производительность (в коротких тоннах по сухому), потребляемая мощность в киловаттах, крупность питания и продукта измельчения в микрометрах, уравнение Бонда может быть использовано для определения рабочего индекса Бонда.

Уравнение для рабочего индекса Бонда, сформулированное А. Роуландом, запишется следующим образом:

$$W_{io} = \frac{W}{\sqrt{P_{80}} - \sqrt{F_{80}}}, \quad (\text{A.2})$$

где  $W_{io}$  – рабочий индекс Бонда, кВт·ч/кор.т или кВт·ч/т;  $W$  – удельный расход энергии, кВт·ч/кор.т или кВт·ч/т.

Для замкнутого цикла измельчения  $F_{80}$  – это крупность оригинального питания (без циркуляции), а  $P_{80}$  – крупность конечного продукта измельчения.

Поправочные коэффициенты в расчетах для выбора мельниц по методике Бонда следующие:

---

<sup>1</sup> Размер квадратной ячейки сита, сквозь которую проходит 80 % исходного ( $F_{80}$ ) и дробленого ( $P_{80}$ ) материала.

–  $EF_1$  – поправочный коэффициент на способ измельчения; при сухом измельчении вводится поправка 1,3.

–  $EF_2$  – поправочный коэффициент на открытый цикл измельчения, принимаемый согласно таблице Б1.

Таблица Б1 – Поправочный коэффициент на открытый цикл измельчения

Выход подрешетного продукта для данного контрольного сита, %	$EF_2$	Выход подрешетного продукта для данного контрольного сита, %	$EF_2$
50	1,035	90	1,400
60	1,050	92	1,460
70	1,100	95	1,570
80	1,200	98	1,700

–  $EF_3$  – поправочный коэффициент на диаметр мельницы, который рассчитывается как отношение диаметров проектируемой и базовой мельниц<sup>2</sup> (без футеровки), взятое в степени 0,2. Это правило действует для мельниц диаметром 3,96 м; для более крупных мельниц значение поправки с изменением диаметра не меняется и остается постоянным и равным 0,914 (см. таблицу А2).

Таблица А2 – Поправочный коэффициент на диаметр мельницы

Внутренний диаметр барабана мельницы, м	Диаметр мельницы с учетом футеровки, м	$EF_3$	Внутренний диаметр барабана мельницы, м	Диаметр мельницы с учетом футеровки, м	$EF_3$
0,914	0,790	1,250	2,900	2,740	0,977
1,000	0,880	1,230	3,000	2,850	0,970
1,220	1,100	1,170	3,050	2,900	0,966
1,520	1,400	1,120	3,200	3,050	0,956
1,830	1,710	1,075	3,350	3,200	0,948
2,000	1,820	1,060	3,510	3,350	0,939
2,130	1,980	1,042	3,660	3,510	0,931
2,440	2,290	1,014	3,810	3,660	0,923
2,59	2,440	1,000	3,960	3,810	0,914
2,740	2,590	0,992	4,000	3,850	0,914

<sup>2</sup> За базовую мельницу по методике Бонда принимается мельница диаметром 2,44 м.

–  $EF_4$  – поправочный коэффициент на крупность исходной мелкодробленой руды по сравнению с оптимальной (принятой за эталон) крупностью питания. Эта поправка вводится, когда питание мельницы крупнее оптимального,

$$EF_4 = R_r + \frac{(W_i - 7)(F - F_o)}{F_o} / R_r, \quad (\text{A.3})$$

где  $F_o$  – оптимальная крупность питания;  $R_r$  – отношение  $F/P$ .

Для стержневой и шаровой мельницы соответственно

$$F_o = 16000 \sqrt{\frac{13}{W_i}} \quad (\text{A.4})$$

и

$$F_o = 4000 \sqrt{\frac{13}{W_i}} \quad (\text{A.5})$$

–  $EF_5$  – поправочный коэффициент на крупность измельчения; вводится, если крупность продукта меньше 80 % класса – 0,074 мм,

$$EF_5 = \frac{P + 10,3}{1,145P} \quad (\text{A.6})$$

–  $EF_6$  – поправочный коэффициент на низкую степень сокращения в стержневой мельнице. Поправка вводится, когда  $R_r$  выходит за диапазон  $R_{r0} \pm 2$ ,

$$R_{r0} = 8 + \frac{5L}{D} \quad (\text{A.7})$$

где  $L$  – длина измельчающих стержней в мельнице, м;  $D$  – внутренний диаметр барабана мельницы без учета футеровки, м.

Поправка  $EF_6$  вычисляется по формуле

$$EF_6 = \frac{1 + (R_r - R_{r0})^2}{150} \quad (\text{A.8})$$

–  $EF_7$  – поправочный коэффициент на низкую степень сокращения в шаровой мельнице. Если степень сокращения в шаровой мельнице менее 6, вводится поправка, рассчитываемая по формуле



$$EF_7 = \frac{2(R_r - 1,35) + 0,26}{2(R_r - 1,35)} \quad (\text{A.9})$$

–  $EF_8$  – поправочный коэффициент на показатели работы стержневой мельницы. Вводится для учета влияния крупности питания стержневой мельницы при открытом и замкнутом цикле предшествующего мелкого дробления; это влияет на износ стержней и футеровки, что, в свою очередь, сказывается на эффективности работы стержневой мельницы. При питании стержневой мельницы в случае одностадиального измельчения после открытого цикла дробления вводится коэффициент  $EF_8 = 1,4$ . Если питание поступает после замкнутого цикла дробления в третьей стадии  $EF_8 = 1,2$ . При этом поправки  $EF_3$ ,  $EF_4$ ,  $EF_6$  и  $EF_7$  также вводятся. При двухстадиальной схеме измельчения в стержневой (МСЦ) и шаровой (МШЦ) мельницах и открытоцикловой схеме дробления  $EF_8 = 1,2$ . Если питание двухстадиальной схемы измельчения осуществляется продуктом замкнутого цикла дробления, то  $EF_8 = 1$ , при этом поправки  $EF_3$ ,  $EF_4$ ,  $EF_6$  и  $EF_7$  также учитываются.

Мощность  $N_{\text{п}}$ , потребляемая приводом мельниц, с учетом поправок рассчитывается по формуле

$$N_{\text{п}} = W(EF_1)(EF_2)(EF_3)(EF_4)(EF_5)(EF_6)(EF_7)(EF_8). \quad (\text{A.10})$$

Указанные восемь поправок вводятся при расчете расхода электроэнергии на 1 т руды как по уравнению Бонда, так и по эксплуатационному индексу работы. При сравнении эксплуатационных и лабораторных индексов работы поправки должны вводиться к одному из них для приведения к единому базису таким образом, чтобы уравнивать влияние переменных, учитываемых поправками.

**Пример.** Рассчитать мощность привода шаровой мельницы и суммарный расход электроэнергии.

*Исходные данные.* Производительность  $Q = 500$  т/ч; крупность питания  $F_{80} = 1200$  мкм; крупность продукта  $P_{80} = 175$  мкм; индекс работы по Бонду  $W_i = 11,7$ .

*Решение.* 1. По формуле (A1) определяем потребляемую мощность эталонной мельницы:

$$W = (10 \cdot 11,7) / 175^{0,5} - (10 \cdot 13,2) / 1200^{0,5} = 5,47 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{кор.т.}$$

2. Находим необходимые поправки. Вводится только поправка на диаметр. С учетом опыта можно сказать, что диаметр шаровой мельницы будет более 3,96 м, следовательно,  $EF_3 = 0,914$ .

3. Рассчитываем потребляемую мощность. Удельный расход электроэнергии  $W_i = W(EF_3)K_T = 5,47 \cdot 0,914 \cdot 1,102 = 5,51 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т.}$

С учетом вышесказанного выбираем две мельницы МШЦ 4,12 × 5,79.

4. Мощность привода мельниц шарового измельчения

$$N_{\text{п}} = WK_{\text{лс}}Q = 5,51 \cdot 1,341 \cdot 500 = 3694 \text{ кВт}$$

5. Суммарный расход электроэнергии по двум стадиям измельчения  $3,08 + 5,51 = 8,59 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т.}$

**Пример.** Произвести расчет мельниц для цикла одностадийного измельчения.

*Исходные данные.* Производительность  $Q = 500 \text{ т/ч}$ ; крупность питания  $F_{80} = 9400 \text{ мкм}$ ; крупность продукта  $P_{80} = 175 \text{ мкм}$ ; индекс работы по Бонду  $W_1 = 13,2$  (стадия грубого измельчения);  $W_2 = 11,7$  (стадия тонкого измельчения).

*Решение.* Расчет ведем в два этапа: от исходной крупности 9400 мкм до промежуточной 2100 мкм и затем от промежуточной 2100 мкм до конечной 175 мкм.

1. Рассчитываем расход электроэнергии для грубого измельчения по формуле (А.1):  $W = (10 \cdot 13,2) / 2100^{0,5} - (10 \cdot 13,2) / 9400^{0,5} = 1,52 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{кор.т.}$ ; для тонкого измельчения  $W = (10 \cdot 11,7) / 175^{0,5} - (10 \cdot 11,7) / 2100^{0,5} = 6,29 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{кор.т.}$

Итого для двух этапов расчета:  $1,52 + 6,29 = 7,81 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{кор.т.}$

2. Определяем поправки:

$EF_1$  и  $EF_2$  не вводятся;

$EF_3$  определяется из опыта работы, мельница наверняка будет диаметром более 3,96 м, следовательно,  $EF_3 = 0,914$ ;

$EF_4$  определяем по формулам (А.3) и (А.5):

а) степень сокращения  $R_r = F/P = 9400/175 = 53,7$ ;

б) оптимальная крупность питания по формуле (А.5)  $F_o = 4000 \times (13/13,2)^{0,5} = 397$ ;

в) по формуле (А.3)  $EF_4 = \{53,7 + [(11,7 - 7)(9400 - 397)]/397\}/53,7 = 1,12$ ;

$EF_5$ ,  $EF_6$  и  $EF_7$  не вводятся;

$EF_8$  не вводится для цикла МСЦ + МШЦ при питании рудой после замкнутого цикла дробления.

3. Преобразуем единицы и рассчитаем потребляемую мощность.

А. Короткие тонны преобразуем в тонны с коэффициентом перехода  $K_T = 1,102$ .

Б. Киловатты преобразуем в лошадиные силы с коэффициентом перехода  $K_{лс} = 1,341$ .

В. Тогда потребляемая мощность привода мельниц первой стадии

$$N_{п} = W(EF_4)(EF_3)K_T K_{лс} Q = 7,81 \cdot 1,12 \cdot 0,914 \cdot 1,102 \cdot 1,341 \cdot 500 = 5903 \text{ кВт}$$

Выбираем две мельницы МШЦ с приводами по 3000 кВт

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

### Расчет оборудования циклов рудоподготовки по методике Моррелла

По данным Global Mining Guidelines Group, рекомендуемая и наиболее используемая в мире методика расчета энергоэффективности технологических схем рудоподготовки, включающих в себя измельчение в ИВВД заключается в использовании методики Стива Моррелла. Лабораторным базисом данной методики являются тест Бонда на шаровую измельчаемость и SMC тест.

Методика Моррелла разработана для прогнозирования удельной энергии рудоподготовительных схем, включающих комбинации любого из следующего оборудования:

- Мельницы само- и полусамоизмельчения;
- Шаровые мельницы;
- Стержневые мельницы;
- Дробилки щековые/конусные;
- Измельчающие валки высокого давления.

В общем виде уравнение удельных энергозатрат рудоподготовительных схем по Морреллу выглядит следующим образом:

$$W_T = W_a + W_b + W_c + W_h + W_s, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.1})$$

где  $W_a$  – удельное энергопотребление на грубое измельчение в барабанных мельницах (до  $P_{80} > 750$  мкм), кВт·ч/т;  $W_b$  – удельное энергопотребление на тонкое измельчение в барабанных мельницах (до  $P_{80} < 750$  мкм), кВт·ч/т;  $W_c$  – удельное энергопотребление на дробление, кВт·ч/т;  $W_h$  – удельное энергопотребление ИВВД, кВт·ч/т;  $W_s$  – корректировка, зависящая от гранулометрического состава питания, кВт·ч/т;

Очевидно, слагаемые уравнения Б.1 используются с соответствующим рудоподготовительным оборудованием. Расчет величин удельного энергопотребления для этого оборудования представлен в разделах ниже.

### Необходимые исходные данные

Для оценки энергоэффективности существующей на ОФ рудоподготовительной схемы используются следующие данные:

1. Идентификационные данные об оборудовании в схеме – обычно они включает все дробилки, ИВВД и барабанные мельницы (СИ/ ПСИ, стержневые и шаровые), участвующие в сокращении размера частиц питания до размера частиц конечного продукта рудоподготовительного передела;
2. Производительность схемы;
3. Потребляемая мощность оборудования (в случае мельниц потребляемая мощность должна быть зафиксирована на вал-шестерне, или на корпусе для безредукторных двигателей);
4.  $F_{80}$  рассчитываемой схемы;
5.  $P_{80}$  всех возможных промежуточных продуктов;

В дополнение к приведенным выше данным, необходима представительная проба перерабатываемого материала для последующего лабораторного исследования его прочностных характеристик.

### Энергопотребление отдельных узлов

Величина энергопотребления того или иного рудоподготовительного агрегата рассчитывается по следующему выражению:

$$W_i = M_i \cdot 4(P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})}), \text{ кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.2})$$

где  $W_i$  – удельное энергопотребление агрегата, кВт·ч/т;  $P_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% массы продукта агрегата, мкм;  $F_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% массы питания агрегата, мкм;  $M_i$  – энергетический индекс Моррелла, обозначаемый:  $M_{ic}$  – для обычного дробления, кВт·ч/т;  $M_{ih}$  – для разупрочнения в ИВВД, кВт·ч/т;  $M_{ia}$  – для грубого измельчения (до  $P_{80} > 750$  мкм), кВт·ч/т;  $M_{ib}$  – для тонкого измельчения (до  $P_{80} < 750$  мкм), кВт·ч/т;  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(F_{80}) = -\left(0,295 + \frac{F_{80}}{10^6}\right)$ .

Энергетические индексы Моррелла можно получить напрямую из результатов SMC теста и из протокола стандартного теста Бонда на рабочий индекс шарового измельчения.

### Дробление

Общее уравнение Б.2 для процессов дробления имеет следующий частный вид:

$$W_c = S_c K_2 M_{ic} \cdot 4(P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})}), \text{ кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.3})$$

где  $S_c$  – параметр прочности руды, используемый при первичном и вторичном дроблении, определяется по уравнению

$$S = K_s (F_{80} - P_{80})^{0,2} \quad (\text{Б.5})$$

с показателем  $K_s$  равным 55;  $K_2$  коэффициент равный 1,00 при замкнутой схеме дробления; 1,19 при открытой схеме дробления;  $M_{ic}$  – индекс Моррелла для процессов дробления, кВт·ч/т;  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(F_{80}) = -\left(0,295 + \frac{F_{80}}{10^6}\right)$ .

Параметр крупности руды  $S_c$  учитывает снижение удельной прочности руды, которое становится значительным при дроблении крупных кусков в первой и второй стадиях дробления. В расчетах третьей стадии дробления или при расчете дробилки додображивания при СИ/ПСИ измельчении это обычно не требуется и параметр принимает значение единицы. В полноразмерных схемах с ИВВД, где крупность питания имеет тенденцию быть выше, чем используемая в лабораторных и пилотных установках, также было показано, что этот параметр улучшает точность прогнозирования. Параметр крупности руды определяется следующим образом:

$$S = K_s (F_{80} - P_{80})^{0,2} \quad (\text{Б.5})$$

где  $K_s$  – машинная константа, которая принимает значение 55 для щековой/конусной дробилки и 35 для ИВВД;

### Грубое измельчение

Общее уравнение Б.2 для процессов грубого измельчения (СИ/ПСИ, стержневые, шаровые мельницы) имеет следующий частный вид:

$$W_a = K_1 M_{ia} \cdot 4 \left( 750^{f(750)} - F_{80}^{f(F_{80})} \right), \text{кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.6})$$

где  $K_1$  – коэффициент равный: 1,00 для схем с додрабливающей дробилкой для СИ/ПСИ; 1,19 для схем без додрабливающей дробилки для СИ/ПСИ;  $M_{ia}$  – индекс Моррелла для грубого измельчения, кВт·ч/т; 750 – расчетная граница между грубым и тонким измельчением, мкм.  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(750) = -\left(0,295 + \frac{750}{10^6}\right)$ .

Уравнение Б.5 может использоваться так же и для узла агрегатов грубого измельчения, например ПСИ-шаровая мельница. В таком случае энергопотребление будет рассчитано для всего узла.

### Измельчающие валки высокого давления

Общее уравнение Б.2 для ИВВД имеет следующий частный вид:

$$W_h = S_h K_3 M_{ih} \cdot 4 \left( P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})} \right), \text{кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.7})$$

где  $S_h$  – параметр крупности руды, определяется по уравнению (Б.8)

$$S = K_s (F_{80} - P_{80})^{0,2} \quad (\text{Б.5})$$

с показателем  $K_s$  равным 35;  $K_3$  – коэффициент равный: 1,00 при замкнутом цикле; 1,19 при открытом цикле;  $M_{ih}$  – индекс Моррелла для ИВВД, кВт·ч/т; 750 – расчетная граница между грубым и тонким измельчением, мкм.  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(750) = -\left(0,295 + \frac{750}{10^6}\right)$ .

### Тонкое измельчение

Общее уравнение Б.2 для процессов тонкого измельчения имеет следующий частный вид (Б.9):

$$W_b = M_{ib} \cdot 4 \left( P_{80}^{f(P_{80})} - 750^{f(750)} \right), \text{кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.9})$$

где  $M_{ib}$  – индекс Моррелла для тонкого измельчения, кВт·ч/т; 750 – расчетная граница между грубым и тонким измельчением, мкм.  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(750) = -\left(0,295 + \frac{750}{10^6}\right)$ .

## Корректировка по гранулометрическому составу питания

Подход Моррелла к расчету рудоподготовительных схем, описанный в этом разделе, подразумевает гранулометрическую характеристику питания и продукта в виде параллельных прямых в двойных логарифмических осях (согласно уравнению Розина-Раммлера), а в случаях, когда эти распределения отличны от описанных, необходим ввод поправочного коэффициента для уравнения Б.1. В целом такие корректировки, как правило, необходимы, особенно при оценке технологических схем с третьей стадией дробления в замкнутом цикле с грохотом или при применении ИВВД в замкнутом цикле с грохотом. Это связано с тем, что такие схемы дают более крутые гранулометрические характеристики своих продуктов по сравнению с открытыми циклами с теми же аппаратами (Б.1). В случае с открытым циклом эта разница крупности материала должна быть преодолена на стадии грубого измельчения и в удельных энергозатратах будет выражаться как (Б.10):

$$W_s = 0,19 \cdot M_{ia} \cdot 4 \left( 750^{f(750)} - F_{80}^{f(F_{80})} \right), \text{ кВт} \cdot \text{ч/т} \quad (\text{Б.10})$$

где  $M_{ia}$  – индекс Моррелла для грубого измельчения, кВт·ч/т; 750 – расчетная граница между грубым и тонким измельчением, мкм.  $f(F_{80}) = - \left( 0,295 + \frac{F_{80}}{10^6} \right)$ ;  $f(750)$

$$= - \left( 0,295 + \frac{750}{10^6} \right).$$

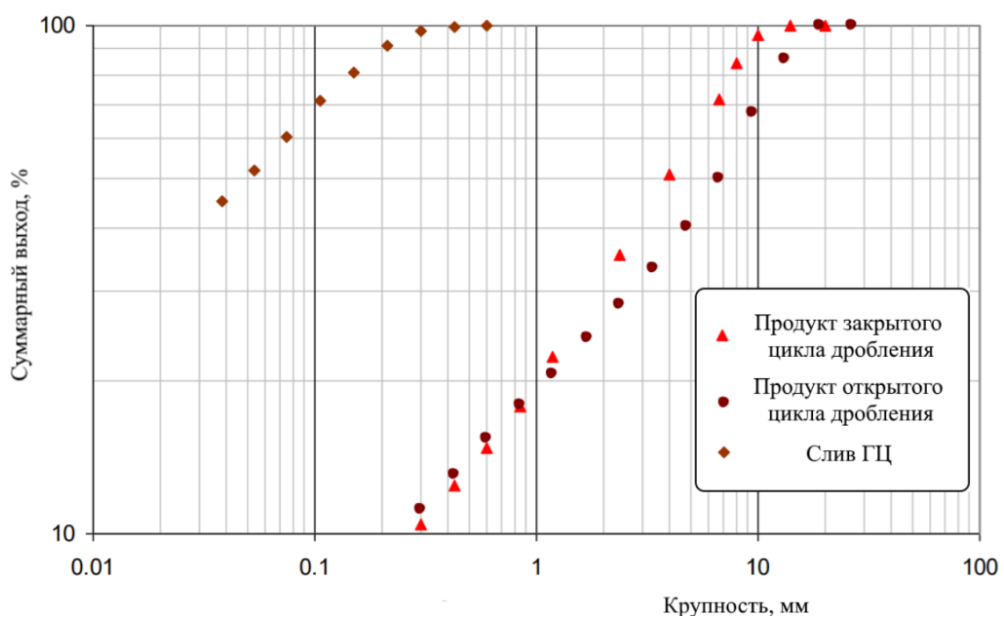


Рисунок Б.1 – Типичные гранулометрические характеристики продуктов дробления при открытом и закрытом циклах и слива гидроциклона



В связи с тем, что процесс разрушения материала в ИВВД отличен от дробления в щековых и конусных дробилках, гранулометрические характеристики продуктов ИВВД и в открытом и в закрытом циклах не нуждаются в корректирующем коэффициенте в уравнении Б.1.

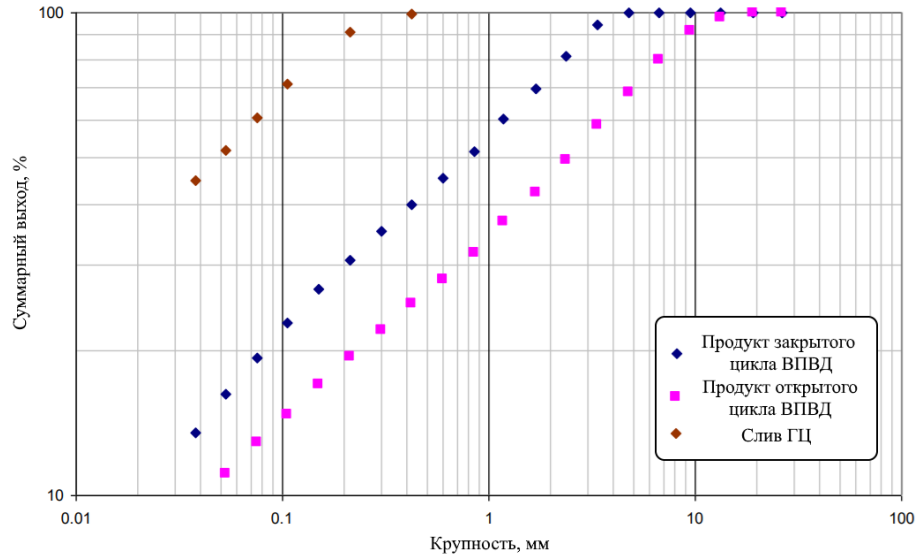


Рисунок Б.2 – Типичные гранулометрические характеристики продуктов ИВВД при открытом и закрытом циклах и слива гидроциклона

### Энергетические индексы Моррелла

Описываемый метод использует энергетические индексы Моррелла, получаемые из SMC теста и теста на рабочий индекс шарового измельчения Бонда, стандартная методика которого была уточнена GMG специально для метода Моррелла.

Следующие параметры, среди прочих, являются результатом теста SMC и именуются индексами Моррелла:

- $M_{ic}$  – энергетический индекс Моррелла для дробления;
- $M_{ia}$  – энергетический индекс Моррелла для грубого измельчения материала в барабанных мельницах (до  $P_{80} > 750$  мкм);
- $M_{ih}$  – энергетический индекс Моррелла для ИВВД;

Другой обязательный индекс  $M_{ib}$  рассчитывается из данных стандартного теста Бонда на рабочий индекс шарового измельчения ( $BWI$ ). Тест Бонда при этом должен проводиться с таким контрольным ситом, чтобы параметр  $P_{80}$  продукта

теста соответствовал параметру  $P_{80}$  продукта, который предполагался в полномасштабной схеме.

–  $M_{ib}$  – энергетический индекс Моррелла для тонкого измельчения материала в барабанных мельницах (до  $P_{80} < 750$  мкм).

Индекс  $M_{ib}$  рассчитывается по следующему выражению (Б.11):

$$M_{ib} = \frac{18,18}{P_{100}^{0,295} \cdot G_{bp} \cdot (P_{80}^{f(P_{80})} - F_{80}^{f(F_{80})})}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (\text{Б.11})$$

где  $P_{100}$  – размер ячейки контрольного сита в тесте Бонда, мкм;  $G_{bp}$  – среднеарифметическая измельчаемость в последних трех циклах теста Бонда, г/об;  $P_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% массы продукта в тесте Бонда, мкм;  $F_{80}$  – размер ячейки сита, через которое проходит 80% массы питания теста Бонда, мкм;  $f(P_{80}) = -\left(0,295 + \frac{P_{80}}{10^6}\right)$ ;  $f(F_{80}) = -\left(0,295 + \frac{F_{80}}{10^6}\right)$ .

## ПРИЛОЖЕНИЕ В

### Методика определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда

1. Исходный продукт дробится до крупности -3,35 мм с использованием стадийного дробления.

2. Представительно отобранная дроблёная руда крупностью -3,35 мм засыпается в 1000 мл цилиндр до отметки 700 мл, встряхивается на виброплоскости. Процесс повторяется до момента, пока материал не перестает утрамбовываться и его объем не будет равен 700 мл. Результирующая масса руды  $M$  взвешивается.

3. Рассчитывается масса подрешетного продукта ( $A$ ) для циркулирующей нагрузки в 250%. Если масса свежего питания равняется 100%, а масса циркулирующей нагрузки равняется 250%, то масса измельчаемого материала в мельнице равняется 350%. Отсюда:

$$A = M/350\% = M/3,5$$

4. Производится ситовой анализ питания. Необходимо убедиться, что размер ячейки контрольного сита (как правило, 106 мкм) соответствует набору сит, применяемому для ситового анализа. Масса готового класса в питании каждого цикла обозначается как  $H$ .

5. После проверки массы и количества шаров в барабане, поместить загрузку питания  $M$  в мельницу.

6. Мельница запускается на  $N$  оборотов, для первого цикла  $N$  равно 100 об (1 мин 26 с).

7. По окончании помола продукт разгружается из мельницы, шары и внутренняя поверхность барабана очищаются от оставшегося материала.

8. Продукт измельчения рассеивается на контрольном сите. Для сокращения времени отсева рекомендуется использовать над контрольным ситом разгрузочное сито (для контрольного сита с ячейкой 106 мкм удобно использовать разгрузочное сито с ячейкой 212 мкм).

9. Регистрируется масса подрешетного продукта  $B$ , продукт промаркировать и сохранить.

10. Взвешивается надрешётный продукт ( $D$ ).

11. По формуле  $Z=M-D-B$  определяется величина операционных потерь, которая не должна превышать 3% от величины  $M$ .

12. Отбирается представительная проба из исходной руды по массе равную  $F=M-D$ . Эта масса называется свежим питанием цикла.

13. Рассчитывается масса готового класса в свежем питании следующего цикла, при этом используются результаты гранулометрического анализа исходного питания и масса свежего питания цикла:

$$H=\gamma(x_{\max,P})\cdot F,$$

где  $\gamma(x_{\max,P})$  – содержание готового класса в исходном материале, %.

14. Рассчитывается полученный прирост готового класса в продукте проведенного цикла (в первом цикле  $H= \gamma(x_{\max,P})\cdot M$ , т.к. для первого цикла  $F=M$ ):

$$E=B-H$$

15. Рассчитывается измельчаемость  $G$ :

$$G=E/N$$

16. Добавляется свежее питание из п. 12 к надрешётному продукту из п. 10, чтобы получить массу загрузки мельницы  $M$  для следующего периода измельчения.

17. Рассчитывается число оборотов мельницы  $N$  для следующего периода. Для этого необходимо знать:

– Массу материала, который должен измельчаться в следующем цикле, чтобы весь подрешетный продукт после измельчения по массе сравнялся с массой  $A$ , т.е. численно эта масса равна  $A-H$ ;

– Измельчаемость в предыдущем цикле.

$$N_i=(A-H)/G_{(i-1)}$$

где  $i$  – номер цикла.

Число оборотов  $N$  необходимо округлить до целого.

18. Рассчитывается время измельчения в секундах для следующего цикла:

$$t_i = N_i \cdot (60/46)$$

Время измельчения  $t_i$  округлить до целых секунд и переводятся в мин:сек.

19. Повторяются шаги с 5-го по 14-ый. Должны быть проведены по крайней мере пять циклов измельчения.

20. Измельчаемость должна достигнуть равновесной величины ( $\pm 2\%$ ) для, по крайней мере, трёх периодов, а также хотя бы раз изменить направление своей динамики уже находясь в равновесии.

21. Рассчитывается  $G_{rp}$ , – измельчаемость за последние три периода.

22. Определяется гранулометрическая характеристика объединенных подрешетных продуктов трех последних циклов.

23. Рассчитывается 80% крупность прохода для продукта  $P_{80}$  (из предыдущего пункта) и представительного питания  $F_{80}$  (из пункта 4).

24. Рассчитывается лабораторный рабочий индекс из следующего выражения:

$$BWI = \frac{1,102 \cdot 44,5}{A^{0,23} G_{bp}^{0,82} 10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (\text{B.1})$$

где  $A$  – крупность лабораторного сита в мкм,  $G_{bp}$  – измельчаемость в последних трех циклах (г/об),  $F_{80}$  – 80% крупность прохода питания,  $P_{80}$  – 80% крупность прохода продукта.

## ПРИЛОЖЕНИЕ Г

## Акт внедрения результатов в АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс»

АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс», Филиал в СЗФО  
 Россия, 195197, г. Санкт-Петербург, пр. Кондратьевский, д. 15, корп. 3, офис 322  
 Телефон: +7 (812) 313-1917, факс: +7 (812) 313-1917

**CADFEM®**

## Акт

**о внедрении материалов диссертационного исследования Читалова Леонида Сергеевича (методики расчета эффективности и производительности процесса полусамоизмельчения, основанного на результатах моделирования методом дискретных элементов) в АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс»**

№ 21/015 от 19 марта 2021 г

Данным актом подтверждаем, что методика расчета эффективности, производительности и потребляемой мощности мельницей полусамоизмельчения по результатам моделирования методом дискретных элементов зарекомендовала себя как удобный инструмент в расчетах, применяемых в практике АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс». Получаемый комплексный параметр эффективности полусамоизмельчения может быть использован как критерий оптимизации при варьировании технологических параметров процесса (гранулометрический состав руды, степень заполнения барабана шарами и рудой, содержание твёрдого в пульпе, степень износа футеровки, скорость вращения барабана и др.) и предпочтительных конструкторских решений используемых броней и футеровки мельницы.

Описанная методика была разработана Читаловым Л.С. в рамках подготовки его диссертационной работы на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых, при непосредственной консультационной поддержке со стороны сотрудников АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс».

С учетом положительных результатов опробования, данная методика рекомендована к внедрению и систематическому использованию в исследовательской работе АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс».

Директор филиала  
СЗФО АО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс», к.т.н

Михалюк Д.С.

Директор по развитию бизнеса Rocky,  
к.т.н.

Феоктистов А.Ю.

Ведущий инженер-расчётчик горно-  
механического оборудования

Юсупов Г.А.

