

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ**
**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования**
«Донбасский государственный технический университет»

На правах рукописи

Левченко Эдуард Петрович

**НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ДИСПЕРГИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
СЫРЬЯ И ОТХОДОВ В ДИСКОВЫХ ДРОБИЛЬНО-
ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МАШИНАХ КОМБИНИРОВАННОГО
ДЕЙСТВИЯ**

Специальность 05.02.13 — Машины, агрегаты и процессы (по отраслям)

Диссертация
на соискание научной степени
доктора технических наук

Научный консультант — доктор
технических наук, доцент,
Вишневский Дмитрий Александрович

Алчевск — 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	7
РАЗДЕЛ 1 СОСТОЯНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ПРОБЛЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ.....	18
1.1 Принципы разрушения материалов, законы дробления и измельчения.....	19
1.1.1 Анализ существующих способов диспергирования материалов.....	19
1.1.2 Законы дробления и измельчения материалов.....	21
1.2 Виды ДИМ для фракционной подготовки сырьевых компонентов в металлургии.....	29
1.2.1 Щековые дробилки.....	30
1.2.2 Валковые дробилки.....	32
1.2.3 Одновалковые зубчатые дробилки.....	34
1.2.4 Ударные дробилки.....	36
1.2.5 Барабанные мельницы.....	38
1.2.6 Дисковые мельницы.....	41
1.3 Уточнённая классификация основных типов ДИМ.....	45
1.4 Основные сведения о материалах, подвергаемых дроблению и измельчению в металлургии.....	52
1.4.1 Особенности состояния обработки материала в ДИМ.....	53
1.4.2 Степень дробления (измельчения) материала.....	55
1.4.3 Стадии дробления и измельчения.....	57
1.4.4 Основные характеристики крупности материала.....	58
1.5 Анализ работ, посвящённых комбинированному воздействию на материал.....	61
1.5.1 Новые схемы одноцелевых ДИМ.....	61

1.5.2 Новые схемы многощелевых ДИМ.....	68
1.5.3 Конструкции регулируемых дисков.....	72
Выводы к разделу 1.....	77
2 СИНТЕЗ СПОСОБОВ И УСТРОЙСТВ КОМБИНИРОВАННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАТЕРИАЛ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ РАЗВИТИЯ.....	79
2.1 Предпосылки создания принципиально новых ДИМ.....	80
2.2 Синтез машин комбинированного действия, сочетающих преимущественное истирание и другие виды воздействия на материал.....	81
2.2.1 Организация условия самоизмельчения.....	89
2.2.2 Интенсификация измельчения материала внутри рабочей камеры.....	89
2.3 Дополнительное создание условий среза.....	92
2.4 Комбинированные ДИМ дискового типа.....	93
2.5 Усовершенствованная классификации ДИМ комбинированного действия на материал.....	94
2.6 Перспективы развития ДИМ.....	95
Выводы по разделу 2.....	98
3 ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РАБОТЫ ДИМ.....	100
3.1 Загрузка исходного материала в ДИМ.....	101
3.2 Диспергирование исходного сырья.....	107
3.2.1 Исследование кинематики материала при падении с конвейера в рабочую камеру ДИМ.....	109
3.2.2 Удар кусков исходного материала о боковые поверхности рабочего органа.....	116
3.3 Исследование закономерностей, влияющих на производительность ДИМ.....	122
3.3.1 Виды производительности и структура рабочего процесса....	122

3.3.2 Теоретическая производительность.....	124
3.3.3 Техническая производительность.....	125
3.3.4 Оценка производительности по пропускной способности щелевого зазора.....	126
3.3.5 Определение расчётных средних скоростей не заземлённой частицы в щели.....	140
3.4 Анализ разрушения частиц готового продукта в секториальных зонах относительно несвободного движения.....	143
3.5 Скорость относительно несвободного движения частиц.....	149
3.6 Разработка алгоритма расчёта производительности по пропускной способности щелевого зазора.....	153
Выводы по разделу 3.....	156
4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДИМ С КОМБИНИРОВАННЫМ ДЕЙСТВИЕМ НА МАТЕРИАЛ.....	159
4.1 Конструктивные элементы дробильно-измельчительной камеры.....	159
4.2 Особенности рабочего процесса, подлежащие анализу.....	161
4.3 Определение суммарного крутящего момента рабочего сопротивления.....	164
4.3.1 Определение момента сопротивления ударным нагрузкам.....	164
4.3.2 Определение момента сопротивления от скручивания цилиндрической части потока материала.....	166
4.3.3 Сопротивление материала измельчению в дробяще-измельчительных полостях рабочего органа.....	168
4.4 Определение рациональной формы дробяще-измельчительной полости рабочего органа.....	180
4.5 Определение крутящего момента от сопротивления в плоскости щелевого зазора.....	186
4.6 Определение крутящего момента сопротивления готового продукта движению разгрузочных скребков.....	189

4.7 Определение общих энергозатрат на реализацию рабочего.....	
процесса ДИМ и расчёт основных параметров.....	193
4.8 Порядок расчёта однощелевой ДИМ.....	197
Выводы по разделу 4.....	198
5 ДОКУМЕНТАЛЬНАЯ И МАТЕРИАЛЬНАЯ БАЗА	
РЕАЛИЗАЦИИ ЭКСПЕРИМЕНТОВ.....	
5.1 Однощелевая ДИМ.....	200
5.1.1 Описание модели однощелевой ДИМ и циклов	
проведения экспериментов.....	200
5.1.2 Порядок экспериментальных исследований по изучению	
сопротивления щели истечению сыпучей среды.....	203
5.2 Многощелевая ДИМ.....	204
5.2.1 Описание экспериментального образца многощелевой ДИМ...	205
5.2.2 Описание схемы исследовательских испытаний.....	209
5.3 Многофакторное планирование экспериментов.....	210
5.4 Приборная база для проведения экспериментов.....	213
5.5 Определение основных расчётных характеристик.....	218
Выводы по разделу 5.....	219
6 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДИМ,	
ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ КОМБИНИРОВАННОЕ РАЗРУШЕНИЕ	
МАТЕРИАЛОВ.....	
6.1 Исследовательские испытания однощелевой ДИМ.....	221
6.1.1 Измельчение щебня.....	221
6.1.2 Переработка железной руды, металлургического известняка,	
отвального шлака и отходов бетона.....	225
6.1.3 Многофакторные исследования.....	229
6.2 Исследовательские испытания модели многощелевой ДИМ.....	233
Выводы по разделу 6.....	251
7 ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ДИМ.....	254

7.1 Исследовательские испытания ДИМ–250.....	254
7.2 Испытания опытного образца ДИМ–1800.....	258
7.3 Производственные испытания промышленного образца ДИМ–2250.....	259
7.4 Сравнительный анализ качества помола известняка, произведённого на ДИМ–2250 с молотковыми дробилками.....	266
Выводы по разделу 7.....	273
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	275
Перечень условных обозначений.....	279
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	280
ПРИЛОЖЕНИЕ А Внедрение результатов исследований.....	309
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Новая классификация ДИМ комбинированного действия.....	327
ПРИЛОЖЕНИЕ В Вспомогательные материалы для лабораторных исследований	328
ПРИЛОЖЕНИЕ Г — Результаты многофакторного эксперимента	351
ПРИЛОЖЕНИЕ Д — Программы статистической обработки результатов многофакторного эксперимента	368
ПРИЛОЖЕНИЕ Е— Копии основных рабочих чертежей ДИМ–2250	393

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследований. Актуальность темы. Сложившаяся современная динамика устойчивого развития металлургической отрасли и машиностроения все большее предпочтение отдаёт совершенствованию и внедрению новых технологий, характеризующихся повышенной концентрацией воздействия на перерабатываемые материалы. Следовательно, создание более рациональных условий переработки металлургического сырья и отходов, требует разработки современных конструкций дробильно-измельчительных машин (ДИМ).

Если ранее конструирование и разработка ДИМ были направлены на обеспечение приоритетного воздействия на материал какого-либо преимущественно одного способа разрушения, то на современном уровне развития техники все большее внимание уделяется созданию условий комбинированного воздействия, что сокращает парк применяемого оборудования и приводит к более рациональным условиям сокращения энергозатрат на переработку сырья.

На процессы дробления и измельчения материалов в мировой промышленности расходуется около 10 % всей вырабатываемой электроэнергии [1], что сказывается не только на материальных затратах на производство, но и вносит существенный вклад в глобальное потепление [2–4], что признано мировой общественностью очень серьёзной проблемой техногенного развития человеческой цивилизации.

Обычно для известных и широко применяемых типов дробилок и измельчителей степень дробления, представляющая собой отношение крупности исходного материала к крупности готового продукта, в среднем составляет около 50 и в единичных случаях практически не превышает 100. Поэтому для её снижения требуется применение целого ряда машин самого различного принципа действия. Условно принято считать, что дробление осуществляется, если готовый продукт имеет крупность более 5 мм, поэтому если размеры частиц на выходе из машины достигают менее 5 мм, то это характеризуется как процесс измельчения.

В дисковых измельчителях, ввиду преимущественного наложения усилий трения на материал, затраты энергии на разрушение сырья достигают максимальных значений (70–100 и более кВтч/т), что является основным фактором сдерживания их широкого распространения. Одним из способов повышения эффективности выступает замена истирания на другие менее энергоёмкие способы разрушения (срез, удар, излом и др.). Это реализуется в ДИМ комбинированного действия, где при переработке каменистых материалов энергозататы составляют от 3 до 10–12 кВтч/т.

ДИМ комбинированного действия за счёт совмещения в одной конструкции по сути нескольких (как правило, двух и более) различных способов наложения разрушающих усилий на материал объединяют в себе несколько классов разных машин, что позволяет успешно сочетать предварительное дробление, обеспечиваемое более эффективным процессом разрушения и окончательное калибрование материала, т.е. измельчение. Так как в процессе производства на металлургическом предприятии накапливается большое количество лома огнеупоров, металлургических шлаков, а также требуется фракционная подготовка извести, железной руды и другого сырья, оно может успешно подвергаться помолу на порошки при комбинированном воздействии разрушающих усилий.

Совершенствование конструкций, методов исследования и проектирования ДИМ комбинированного действия на материал обеспечивает повышение технического уровня дробильного и измельчительного оборудования по диапазону частоты вращения, производительности, энергозатратам и качеству фракционного состава готового продукта. Её достижение позволит проектировать ДИМ с режимными параметрами работы для более эффективной реализации комбинированных методов диспергирования материалов за счёт совмещения в одном устройстве нескольких различных машин.

При анализе и синтезе ДИМ комбинированного действия наиболее сложными и взаимосвязанными научно-техническими задачами являются теоретическое обоснование процессов работы, обеспечение заданной производительности, создание методов расчёта и влияние геометрической формы рабочих органов на

выход готового продукта. Для комплексного решения данных задач ДИМ изначально проектируются и исследуются как единый объект, включающий рабочую камеру, привод и рабочие органы для создания комбинированных разрушающих нагрузок на материал. Разработаны принципы организации геометрической формы рабочих органов, что реализовано в создании новой конструкции ДИМ, использующей комбинированные виды воздействия на материал путём организации преимущественно удара, раздавливания и среза с окончательным формированием необходимого фракционного состава готового продукта истиранием при выходе через кольцевую щель.

Степень разработанности темы. Существующие теоретические и экспериментальные подходы к проектированию дробильных и измельчительных машин характеризуются высокой степенью преимущественно какого-либо одного способа разрушения материала. Поэтому такое оборудование характеризуется относительно низкой степенью дробления (измельчения), а технологические процессы получения требуемой крупности готового продукта требуют многостадийности с применением большого парка оборудования, что увеличивает номенклатуру оборудования и затраты электроэнергии на его использование. Поэтому в данной работе изначально дробящая и измельчительная машина рассматривается в виде единого объекта, в котором совмещены эти обе функции, а одним из путей решения комплексной задачи комбинированного разрушения материала выступает геометрическая форма рабочих органов, позволяющая в вертикальной плоскости осуществлять процессы дробления, а в горизонтальной — измельчения одними и теми же рабочими органами, скомпонованными в единой конструкции. Кроме того, существующие методы анализа и синтеза для условий комбинированного воздействия на материал не получили взаимосвязанного обобщения, систематизации и исследований.

Разработке научных основ диспергирования металлургического сырья и отходов в ДИМ комбинированного действия в металлургической отрасли практически внимания не уделялось. Однако некоторые предпосылки отслеживаются с се-

редины 80-х годов прошлого века, когда, например, в типовых конструкциях дисковых мельниц начинают делаться отдельные немногочисленные попытки совмещения различных принципов наложения усилий в общей рабочей камере машины (В.Н. Алтухов, А.М. Зинченко, П.П. Королев, А.И. Пологович, А.И. Свеженец, А.Н. Тумин, В.В. Щербак и др.). Однако такой разрозненный подход не даёт возможности в достаточной степени оценить теоретические и практические аспекты исследуемой проблемы, не позволяет в обоснованном виде осуществлять расчёт параметров ДИМ действия и разрабатывать их рациональные конструкции. Теоретическим и практическим исследованиям процессов диспергирования в на основе комбинированного действия на материал внимания почти не уделялось, в основном рассматривались лишь вопросы совершенствования конструкции. Методы расчёта производительности энергозатрат таких машин практически отсутствуют.

Объект исследования — процессы дробления и измельчения металлургического сырья и отходов в дробильно-измельчительных машинах комбинированного действия и оборудование для их реализации.

Предмет исследования — конструкция дробильно-измельчительной машины комбинированного действия и основные энергосиловые и технологические параметры реализации процессов дробления и измельчения металлургического сырья и отходов.

Цель и задачи исследования. Целью диссертационной работы является создание научных основ диспергирования металлургического сырья и отходов в ДИМ комбинированного действия путём обоснования рациональных условий разрушения, позволяющих эффективно совмещать процессы дробления и измельчения в единой машине. Для достижения поставленной цели в работе сформулированы следующие основные задачи исследований.

1. Выполнить научный анализ состояния научно-технической проблемы дробления и измельчения материалов с учётом комбинированного воздействия на материал в дисковых измельчителях.

2. Выполнить синтез принципиально новых способов и устройств для создания условий комбинированного воздействия на материал за счёт создания условий его наилучшего разрушения.

3. Провести теоретические и экспериментальные исследования процесса комбинированного диспергирования металлургического сырья и отходов в ДИМ комбинированного действия в лабораторных и производственных условиях.

4. Создать методы расчёта конструктивных особенностей, условий подачи материала и энергозатрат по требуемой производительности для обоснования мощности электродвигателя ДИМ комбинированного действия на материал.

5. Выполнить экспериментальные исследования и проверку конструктивно-технологических параметров (производительности, энергозатрат, фракционного состава готового продукта) ДИМ комбинированного действия для металлургического сырья и отходов производства.

6. Провести испытания ДИМ комбинированного действия в производственных условиях по переработке металлургического сырья и отходов.

7. Оценить экономическую эффективность и внедрить ДИМ комбинированного действия в металлургическое производство.

Научная новизна.

1. Впервые предложена классификация ДИМ по приоритетному способу наложения усилий, условиям подачи сырья, количеству подвижных дисков, частоте вращения дисков, расположению осей вращения, количеству щелей и конструкции дисков, согласно которой дисковые ДИМ комбинированного действия, сочетающие в себе процессы разрушения материалов сдвигом и истиранием, рассматриваются как отдельный класс.

2. Уточнён процесс подачи материала в ДИМ комбинированного действия с учётом траектории его движения, геометрических параметров машины и исходного сырья.

3. Впервые обоснована зависимость частоты вращения диска от радиуса вращения при подаче материала в зону дробления при ударе о боковые поверхности рабочего органа.

4. Впервые получена зависимость угловой скорости вращения рабочего органа от его размера для обеспечения благоприятных условий выгрузки из щелевого зазора не заземлённых частиц.

5. Впервые для ДИМ комбинированного действия разработан метод определения производительности в зависимости от пропускной способности щелевого зазора, радиуса диска от радиального расположения на нём куска материала и геометрических параметров измельчаемого материала и диска.

6. Впервые создан метод расчёта энергосиловых параметров однощелевой ДИМ комбинированного действия, учитывающий суммарное действие ударных нагрузок вертикально движущимся потоком исходного материала, сопротивление скручиванию материала в центре камеры измельчения, сопротивление измельчению в дробяще-измельчительных полостях, сопротивление трению в щелевом зазоре и сопротивление разгрузочных скребков.

Теоретическая и практическая значимость работы.

1. Предложенная классификация ДИМ комбинированного действия содействует эмпирическому накоплению знаний до уровня теоретического синтеза и прогнозам развития новых конструкций таких машин.

2. Теоретически обоснованные параметры загрузки сырья в рабочее пространство ДИМ комбинированного действия, обеспечивающие его попадание непосредственно в зону дробления, позволили согласовать геометрические и технологические параметры загрузочного устройства и ДИМ для эффективного разрушения материала.

3. Полученная зависимость частоты вращения диска от радиуса вращения при подаче материала в зону дробления при ударе о боковые поверхности рабочего органа позволила рассчитать режимы и геометрические размеры диска для снижения затрат энергии на транспортировку сырья по его поверхности диска от центра до разрушающего взаимодействия с рабочими органами.

4. Полученная зависимость угловой скорости вращения рабочего органа от его размера для обеспечения благоприятных условий выгрузки из щелевого зазора

не заземлённых частиц позволила теоретически обосновать технологические режимы для обеспечения условий повышенной производительности.

5. Разработанный метод определения производительности в зависимости от пропускной способности щелевого зазора, радиуса диска от радиального расположения на нём куска материала и геометрических параметров измельчаемого материала и диска позволил провести предварительные расчёты предполагаемой теоретической производительности машины с учётом основных параметров процесса разрушения материала.

6. Предложенный метод определения силовых параметров однощелевой ДИМ комбинированного действия позволил определить суммарный момент сопротивления на валу рабочего органа в процессе дробления и измельчения материалов и уточнить необходимую мощность электродвигателя.

7. Применение новых разработанных конструкций ДИМ комбинированного действия позволяет увеличить степень дробления металлургического сырья и отходов в 1,1...1,6 раза и снизить энергоёмкость процесса диспергирования в 1,9...6,3 раза.

8. Практическое использование новых разработанных конструкций ДИМ комбинированного действия позволяет обеспечить фракционную подготовку боя огнеупорного кирпича для удовлетворения технологических нужд в металлургическом производстве. Кратность помола может достигать 40. Энергоёмкость процесса для основных режимов работы 3–10 кВтч/т.

9. Экономический эффект от применения предложенных конструкций ДИМ комбинированного воздействия на материал заключается в снижении парка дробильно-измельчительного оборудования за счёт комбинирования в одной машине одновременно процессов дробления и измельчения, что сокращает материальные расходы на покупку дополнительных машин, капитальные затраты и обслуживание. Суммарный экономический эффект от внедрения составил 21,650 млн. руб. (1,57 млн. руб. в ценах конца 2020 г. и 20,08 млн. руб. в ценах конца 2022 г.).

Методология и методы исследования: для реализации целей и задач диссертационной работы проведен комплекс теоретических исследований с использованием анализа (при изучении состояния проблемы дробления и измельчения материалов), обобщения и развития научно-технических достижений в области дробления и измельчения материалов с использованием отдельных положений теоретической механики (при проведении энергетического и кинематического анализа работы ДИМ) и математического анализа (при построении математических моделей диспергирования материалов) и дифференциального исчисления (при оценке производительности щелевого зазора), методы геометрического анализа (при определении рациональной формы дробяще-измельчительной полости рабочего органа); методы синтеза и инженерного творчества (при разработке принципиально новых способов и устройств комбинированного воздействия на материал); методы проектирования и конструирования (при разработке и создании новых конструкций ДИМ). Экспериментальные методы исследования процесса измельчения включали физическое моделирование и использование теории проведения многофакторного планирования и однофакторного проведения экспериментов. При обработке результатов лабораторных и производственных опытов применялись методы анализа и математической статистической обработки данных с использованием критериев Стьюдента, Кохрена и Фишера.

Положения, выносимые на защиту:

— машины для диспергирования материалов, в которых исполнительным органом является вращающийся диск с внутренними фигурными выступами, где процесс разрушения реализуется за счёт комбинирования сдвига и истирания, необходимо относить к классу дисковых ДИМ;

— для обеспечения центрального удара и подачи сырья в зону контакта с рабочей гранью выступа верхнего диска разность расстояния по горизонтали между вертикальной осью и точкой пересечения с траекторией движения куска и расстояния по горизонтали между вертикальной осью ДИМ и точкой отрыва материала от питателя должна быть меньше половины размера исходного куска;

— частота вращения рабочего органа ДИМ комбинированного действия при которой работа сил трения минимальна находится в степенной зависимости с показателем степени 0,5 от высоты падения материала и обратно пропорциональна радиусу и коэффициенту трения дробимого материала по материалу диска;

— центральный удар по куску материала в ДИМ комбинированного действия о выступы рабочего органа можно достичь при обеспечении коэффициента условий проникновения материала в рабочую зону выступов диска $K_\alpha < 0$, что позволяет уменьшить энергию разрушения;

— метод определения моментов сопротивления на валу рабочего органа ДИМ комбинированного действия на основе математической модели силового взаимодействия дисков с дробимым материалом, позволяющая определить суммарный крутящий момент учитывающий действие ударных нагрузок вертикально движущимся потоком исходного материала, сопротивление скручиванию материала в центре камеры измельчения, сопротивление измельчению в дробяще-измельчительных полостях, сопротивление трению в щелевом зазоре и сопротивление разгрузочных скребков.

Соответствие паспорту специальности — область исследования соответствует пунктам 1, 3, 5 паспорта специальности 05.02.13 – Машины, агрегаты и процессы (по отраслям).

Степень достоверности и апробация результатов научных положений и выводов базируется на использовании общеизвестных методов математического анализа, теоретической механики, сопротивления материалов и деталей машин; корректности допущений при математическом моделировании; подтверждения основных теоретических положений данными экспериментальных исследований на физических моделях (в том числе в результате многофакторных исследований) и опытных образцах (натурных исследований) ДИМ с комбинированным действием на материал; применением поверенного измерительного оборудования; устойчивым повторением полученных результатов. Числовые значения отклонений расчётных и экспериментальных данных не превышают 15,8 %. При построении экспериментальных графических зависимостей достоверность аппроксимации составляет

от 14 % до 0,1 %. Табличное значение критерия Кохрена $G_T=0,3$, расчётные значения $G_{y1}=0,2$, $G_{y9}=0,29$; табличное значение критерия Стьюдента $r_T = 4,303$, расчётное r_p не превышает 2,34; табличное значение критерия Фишера $F_m=4,4$, расчётные значения $F_{1p}=2,737$, $F_{2p}=0,997$.

Основные результаты диссертации были представлены, обсуждались и получили позитивную оценку на Международной заочной научно-практической конференции «Математическое и экспериментальное моделирование физических процессов» (2016 — Биробиджан); Международной научно-практической конференции «Приоритетные направления развития науки, техники и технологий» (2016 — Кемерово); на I, III, IV, V, VI международных научно-технических конференциях ДонГТУ «Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства» (2016, 2018–2021 — Алчевск); Международной научно-технической конференции, посвящённой 50-летию кафедры «Машины металлургического комплекса» (2016 — Алчевск); III, VI, VII Международных научно-практических конференциях «Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов» (2017, 2020, 2021 — Донецк); Международной научно-технической интернет-конференции «Актуальные вопросы механики текучих сред», приуроченной к 60-летию образования кафедры «Гидрогазодинамика» ГОУВПО Луганский национальный ун-т им. В. Даля (2017 — Луганск); Международной научно-исследовательской конференции «Фундаментальные и прикладные исследования: проблемы и результаты» (2017 — Трёхгорный); IV междисциплинарном научном форуме с Международным участием «Новые материалы и перспективные технологии» (2018 — Москва); Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы металлургии чугуна и стали» (2020 — Алчевск); XII Международной молодёжной научной конференции «Планета – наш дом» (2020 — Алчевск); юбилейной Международной научно-технической конференции «65 лет ДонГТИ. Наука и практика. Актуальные вопросы и инновации» (2022 — Алчевск); IV Международной научно-практической конференции «Перспективы развития механизации, электрификации и автоматизации сельскохозяйственного производства» (2022 — Чебоксары).

Результаты исследования реализованы в ДИМ комбинированного действия используемой в переработке боя огнеупоров на Филиале №1 Южного горно-металлургического комплекса «Алчевский металлургический комбинат», рекомендации по созданию и изготовлению дробилки переданы для использования на ООО «Завод Стальной Дроби ЛТД» (г. Алчевск). Суммарный годовой экономический эффект составляет 21650 тыс. руб. (прил. А).

Отдельные положения диссертации используются в учебном процессе на кафедрах «Машины металлургического комплекса» и «Прикладная гидромеханика» факультета металлургического и машиностроительного производства, а также на кафедре «Экология и безопасность жизнедеятельности» горного факультета ФГБОУ ВО ЛНР «ДонГТУ».

Публикации. По материалам диссертации опубликовано 70 научных работ и 1 учебник с грифом Министерства образования и науки ЛНР, в том числе 5 монографий, 22 статьи в рецензируемых научных изданиях, рекомендованных ВАК при МОН ЛНР для публикации основных результатов диссертаций, 21 доклад на научных конференциях, 20 патентов и авторских свидетельств.

Структура диссертации. Диссертационная работа состоит из введения, семи глав, выводов, заключения, шести приложений и списка использованных источников. Работа изложена на 395 страницах машинописного текста, из которых 311 страниц основного текста и 87 страниц приложений, содержит 112 рисунков (из них 19 страниц заняты только рисунками) и 18 таблиц (из них 1 страница содержат лишь таблицы). Библиография включает в себя 239 источника, указанных на 29 страницах.

1 СОСТОЯНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ПРОБЛЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ

В настоящее время особую роль в измельчении материалов все чаще играет крупность готового продукта, особенно его мелкодисперсной составляющей. При этом наблюдается увеличение энергозатрат при получении мелких фракций, ибо для образования новых поверхностей требуется длительное воздействие на перерабатываемое сырье и время его переработки. Как правило применяемые для этого машины обладают относительно низкой производительностью по сравнению с другими видами ДИМ.

В общих затратах энергии на процессы диспергирования в мире из 10 % всей электроэнергии [1] половина идёт на переработку минерального сырья [5], при этом коэффициент полезного действия редко превышает 10 %, а ежегодно на дробильно-измельчительные процессы расходуется около 70 млрд. кВтч электроэнергии.

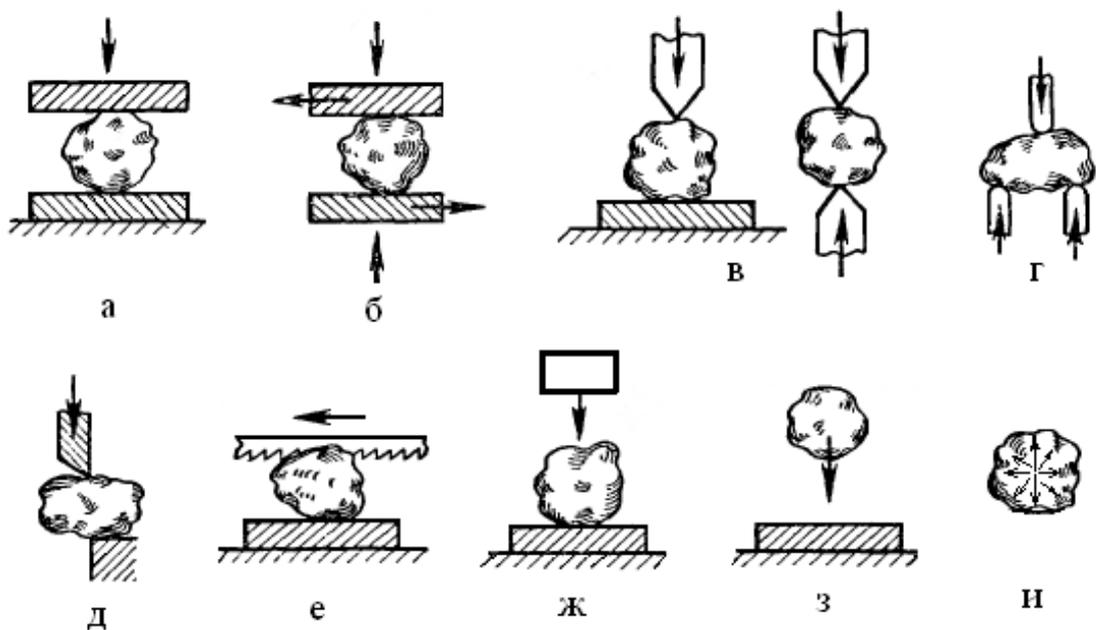
Одними из первых машин для тонкого помола выступали дисковые мельницы, в которых в качестве рабочих органов использовались жернова, первоначально изготавливаемые из камня, а в наше время из металлических материалов [5].

На изготовление рабочих органов расходуется более 2,5 % производства всего металла, а капитальные затраты на процессы дробления измельчения достигают 40 % стоимости оборудования [6]. Следовательно, комплексное, всестороннее усовершенствование процессов диспергирования материалов в различных отраслях промышленности и, в частности, в металлургии является особо актуальным и требует развития и создания машин и способов, обеспечивающих повышение эффективности, что, например, можно добиться наложением на материал комбинированных воздействий с преобладанием менее энергоёмких способов разрушения.

1.1 Принципы разрушения материалов, законы дробления и измельчения

1.1.1 Анализ существующих способов диспергирования материалов

Высокие энергетические затраты на процессы диспергирования материалов обусловлены тем, что в ДИМ преимущественно реализуется один из способов разрушения из многообразия всех существующих их разновидностей (рис. 1.1) [7].



а — раздавливание; б — истирание; в — раскалывание; г — излом; д — срез;
е — резание; ж — стеснённый удар; з — свободный удар; и — разрыв

Рисунок 1.1 — Основные способы разрушения материалов

При этом очевидным является тот факт, что среди большого многообразия металлургического оборудования существенное предпочтение в настоящее время отдаётся импортным машинам и механизмам, когда дробильная и измельчительная техника остаётся, как правило отечественного исполнения. Таким образом уровень конструирования, изготовления и развития отечественного оборудования в области

измельчения материалов является достаточно высоким и соответствует по технико-экономическим показателям аналогичной техники зарубежных аналогов.

Все представленные на рисунке 1.1 способы могут применяться по отдельности или комбинированно. В основном каждая ДИМ ещё на этапе проектирования конструирования закладывается, один из преимущественных способов разрушения. В некоторых случаях, особенно при создании измельчительного оборудования применяется комбинация нескольких (двух или трёх) различных способов с целью повышения эффективности работы и гарантирования необходимой крупности готового продукта. Как правило, разрушения материала всегда осуществляется по наиболее ослабленным сечениям, вызванных различными внутренними дефектами общей структуры при превышении предела прочности нормальных и касательных напряжений.

Из рассмотренных на рисунке 1.1 способов наиболее предпочтительным по критерию снижения энергозатрат считается разрыв материала изнутри. Однако он является и самым труднореализуемым на практике, ибо требует создания внутренних напряжений, например, за счёт имеющихся пустот, которые могут быть использованы для создания большого давления. Так одним из вариантов такого разрушения может служить наличие внутренних пор в материале, которые заполняются избыточным давлением рабочей среды (воздуха или жидкости) в герметизированной камере, после чего происходит её быстрая разгерметизация, обеспечивающая некое подобие взрыва изнутри.

Также одним из экономичных процессов диспергирования считается растяжение, за ним следует изгиб, сдвиг и далее сжатие.

Сравнительная характеристика различных способов разрушения материалов в процентном соотношении приведена в таблице 1.1 [6].

В металлургической промышленности применение способа разрыва материала изнутри пока неизвестно, тогда как создание усилий излома может быть реализовано в чистом виде или в комбинации со срезом в одновалковых зубчатых дробилках, служащих для приготовления агломерата товарных фракций, пригодных для обеспечения работы доменных печей [8–11].

Таблица 1.1 — Сравнительные энергозатраты способов разрушения, %

Материал	Сжатие	Сдвиг	Изгиб	Растяжение
Граниты	100	9	8	2÷4
Песчаники	100	10÷12	6÷20	2÷5
Известняки	100	15	8÷10	4÷10

1.1.2 Законы дробления и измельчения материалов

В классическом виде теории прочности относятся к сопротивлению материалов и поэтому берут свои корни ещё на этапе зарождения и формирования науки в прошлом. Однако они хорошо применимы в основном лишь к материалам, имеющим достаточно стабильную структуру, что относится к различным изделиям, в основном металлическим и другим, широко применяемых в современном машиностроении.

С течением времени, особенно, когда активно стало развиваться машиностроение и её частное ответвление, связанное с конструированием дробильного и измельчительного оборудования, возникла необходимость теоретического обоснования разрушения породных материалов. Это способствовало созданию направления, изучающего вопросы расхода энергии при целенаправленном диспергировании материалов. Поэтому теоретические законы условно можно разделить на два вида.

Как правило, энергия, идущая на разрушение, является в несколько раз большей, чем энергия, затрачиваемая на процесс снижения размеров измельчаемого материала [12], так как не рационально теряется на упругую и пластическую деформацию кусков материала и контактируемых с ними элементами машин, вариации внутренней структуры материала, химические реакции, безрезультатное сообщение кинетической энергии частицам, межзерновое трение, изнашивание элементов

машин, звуковые колебания, что в итоге приводит к выделению тепла. Низкий коэффициент полезного действия ДИМ (0,1–0,6%) говорит о необходимости поиска новых более эффективных путей диспергирования материалов.

Существенное влияние оказывают наличие пор и внутренних дефектов в измельчаемом материале, внутризерновой состав компонентов сырья, влажность и слоистость. Поэтому даже результаты разрушения одного и того же компонента могут давать некий разброс исследуемых параметров, особенно что касается перехода от разрушения единичной частицы к массовому процессу.

В металлургической промышленности кроме того часто требуют фракционной подготовки материалы, обладающие хорошо выраженными анизотропными свойствами, например, агломерат, из-за наличия в нем строго ориентированных пустых каналов, образованных при просасывании воздуха через спекаемую шихту.

Ввиду случайного расположения различных дефектов более крупный материал (с большим числом дефектов) обладает лучшей дробимостью, чем малые частицы того же материала, так как реализация дефектов в них уже произошла при предыдущем его диспергировании. Поэтому мелкие куски обладают более высокой удельной прочностью.

С учётом вышеизложенного существующие на сегодняшний день различные гипотезы определения затрат энергии на разрушение обладают своими относительными достоинствами и недостатками.

П. Риттингером [13, 14] была предложена формулировка «...увеличение обнажённой поверхности прямо пропорционально силе, требуемой для дробления». В дальнейшем эта формулировка подвергалась неоднократной корректировке и в настоящее время принята в виде «энергия разрушения пропорциональна вновь образованной поверхности»:

$$E_p = k_p \cdot (S_K - S_H) = k_p \cdot \Delta S, \quad (1.1)$$

где k_p — коэффициент пропорциональности, МДж/м²;

S_K — площадь поверхности материала до его разрушения, м²;

S_H — площадь поверхности материала после его разрушения, м².

Гипотеза Риттингера адекватно работает лишь в условиях измельчения материалов, тогда как при дроблении соответствие теории практике отсутствуют. Закон Риттингера справедлив при таком измельчении, когда энергия расходуется в основном на образование новой поверхности, т.е. для высокой степени измельчения. Он не учитывает изменения сопротивления материала измельчению по мере уменьшения его крупности.

В.Л. Кирпичёв рассмотрел энергоёмкость процесса разрушения с точки зрения энергетической теории, когда удельное энергопоглощение пропорционально квадрату предела прочности, степени дробления и обратно пропорционально модулю упругости и плотности материала, подвергаемого дроблению [12–15]:

$$E_K = \frac{\sigma_y^2 \cdot V}{2 \cdot E}, \quad (1.2)$$

где σ_y — предел упругости, МПа;

V — объем деформируемого материала, м³;

E — модуль упругости, МПа.

Ф. Киком ранее (1885 г.) была предложена подобная гипотеза, которая гласила «энергия, необходимая для получения аналогичных изменений конфигурации геометрически подобных тел одинакового технологического строения изменяется, как веса или объёмы этих тел» [12–13]. Поэтому на сегодняшний день данная зависимость носит название Кирпичёва-Кика, которая гласит, что «подобным деформациям геометрически подобных и физически одинаковых тел соответствуют работы, пропорциональные объёмам тел»:

$$E_{KK} = k_V \cdot V = k_V \cdot D^3, \quad (1.3)$$

где V — объем куска материала в виде куба со стороной D (м), м³;

k_V — коэффициент пропорциональности, Нм/м³.

Недостатком гипотезы Кирпичёва-Кика является то, что она подтверждается лишь при некоторых условиях крупного дробления материала, а для среднего и мелкого дробления характеризуется некоторыми погрешностями, тогда как для условий измельчения закономерности не наблюдаются.

По закону Кирпичева-Кика расход энергии на дробление материалов пропорционален его объёму или массе. Это значит, что работа, затрачиваемая на разрушение одного крупного куска материала при малой степени дробления, пропорциональна изменению его объёма. Закон справедлив при дроблении крупных кусков с малой степенью дробления, когда энергией, расходуемой на образование хрупкой поверхности, можно пренебречь.

Ввиду отсутствия универсальности предложенных законов дробления и измельчения материалов в практике диспергирования материалов вместо них используются наработанные статистические результаты, зачастую аппроксимированные в виде частных математических зависимостей для различных материалов с учётом их основных характеристик и способов наложения разрушающих усилий в зависимости от типа применяемых машин.

Таким образом всегда являлся актуальным поиск универсальной закономерности, адекватным образом способной дать оценку энергии разрушения, как при дроблении, так и при измельчении материалов. Поэтому в 1951 г. появилась гипотеза Бонда, утверждающая, что «работа разрушения материала линейного размера D пропорциональна $D^{2.5}$, которая по сути осредняет гипотезы Риттингера и Кика и учитывает оба процесса (деформирование объёма и образование новых поверхностей).

Гипотеза Бонда хоть и обладает некой полнотой по сравнению с предыдущими, однако она также описывает лишь узкие области параметрической аппроксимации, а не все возможные случаи определения работы разрушения.

По закону Бонда для вычисления работы, затрачиваемой на дробление, необходимо считать, что она пропорциональна среднему геометрическому объёма и площади поверхности разрушенного зерна.

Отсутствие полноты корректности разных гипотез связано с тем, что энергия, необходимая на процессы диспергирования материала существенным образом зависит от большого количества различных факторов, к которым относятся форма и размеры кусков, их взаимное расположение между собой, прочность, твёрдость, однородность, влажность, состояние и форма рабочих органов ДИМ, вид прилагаемой нагрузки многое другое.

В связи с этим пока отсутствует универсальный механизм чёткого определения работы разрушения, однако, предложена обобщающая гипотеза, учитывающая все существующие ранее закономерности [5, 12–14].

$$E_{KK} = k_V \cdot V = k_V \cdot D^3, \quad (1.4)$$

Зависимость удельного расхода энергии от размера разрушаемых частиц на основе использования различных гипотез показана на рисунке 1.2 [5].



Рисунок 1.2 — Удельный расход энергии от размера разрушаемых частиц

П. Ребиндером была предложена оценка работы разрушения путём суммарного влияния деформации дробимых кусков и образования новых поверхностей [12–17]:

$$E_{PB} = K \cdot \Delta V + K_0 \cdot \Delta F, \quad (1.5)$$

где K и K_0 — коэффициенты пропорциональности, соответствующие удельной объёмной энергоёмкости МДж/м³ и удельной поверхностной энергоёмкости МДж/м²;

ΔV — объем, подвергшийся деформации, м³;

ΔF — приращение площади вновь образованной поверхности, м².

Выраженная через характерный размер куска и с учётом внешнего трения формула Ребиндера имеет вид [12, 15, 18]:

$$E_{PB} = K \cdot D^3 + K_0 \cdot D^2 \cdot K_f \cdot D, \quad (1.6)$$

где K , K_0 и K_f — соответствующие коэффициенты пропорциональности, учитывающие образование новой поверхности, избыточной деформации и внешнего трения, МДж/м²;

D — средний размер кусков, подвергающихся разрушению, м.

Ввиду наличия нескольких коэффициентов пропорциональности и отсутствию методики их численного определения гипотеза Ребиндера не нашла широкого применения в практических расчётах.

По закону Ребиндера работа, затрачиваемая на измельчение материала, складывается из работ на его деформацию и на образование хрупкой поверхности. По гипотезе Ребиндера процесс упругой деформации тела характеризуется появлением в нем новой поверхности (трещины). Работа, затрачиваемая на образование новой поверхности, является полезной, а на упругие деформации — потерями энергии.

Занимавшийся в институте «Механобр» проблемами дробления и измельчения А. К. Рудквист обобщил известные ранее гипотезы, согласно чему «элементарная работа дробления одного куска материала пропорциональна элементарному изменению некоторой степени его размера» [5]:

$$E_o = K \cdot \frac{i^{n-1} - 1}{D_{cp}^{n-1}} \cdot Q, \quad (1.7)$$

где K — коэффициент пропорциональности, МДж/м²;

i — степень измельчения;

n — экспериментально определяемый показатель степени;

Q — количество материала, м³;

D_{cp} — средний размер материала до дробления, м.

Ценностью формулы (1.13) является то, что, задавая показатель степени n , равным 2; 1,5 и 1 соответственно, как частные случаи получаются формулы Риттингера, Бонда и Кирпичёва-Кика.

Основные трудности теоретического подсчёта работы разрушения сопряжены с наличием в реальных кусках материала различных дефектов, что сильно затрудняет получение результатов.

Полное теоретическое рассмотрение вопросов разрушения горных пород в настоящее время представляется практически неосуществимым. Законы дробления выведены для упрощённых схем разрушения зёрен [6]. При дроблении и измельчении в реальных условиях наблюдаются сложнейшие вероятностные зависимости между расходом энергии и гранулометрическим составом продукта измельчения. Формулы этих законов не могут быть использованы непосредственно для расчёта абсолютных значений работы дробления (измельчения), т.к. неизвестны значения коэффициентов пропорциональности.

Практические рекомендации, вытекающие из теорий Риттингера, Кирпичева-Кика, Ребиндера, Бонда дают при вычислениях результаты относительного характера и применимы для абсолютных расчётов лишь в случае, если известны специ-

альные коэффициенты, полученные экспериментально. Каждая из этих теорий применима в своём диапазоне крупности материалов и продуктов дробления. Л.И. Барон, Ю.Г. Коняшин, Т.М. Веселов экспериментально показали наличие пластических деформаций, возникающих при сжатии хрупких материалов [19]. Значительную роль пластических деформаций нагруженных зёрен при тонком измельчении отмечают Г.С. Ходаков [20], Н. Румпф [21],

С уменьшением размера зёрен пластические свойства материала проявляются все сильнее. Так, при измельчении частиц кварца крупностью 1–2 мм энергия затрачивается в основном на пластические деформации, которые обуславливают образование аморфной фазы горных пород. По данным Г.С. Ходакова, размер частиц, испытавших значительные пластические деформации не превышает 20 мкм. Более крупным частицам (40–50 мкм) также свойственна различная степень аморфизации при измельчении.

Кроме затрат энергии на упругие и пластические деформации твёрдых тел и образование новых поверхностей имеют место трение, образование и разрушение агрегатов, доля которых увеличивается с возрастанием дисперсности. Предельный размер частиц, склонных к агрегатированию, составляет, примерно 100 мкм [5]. В общем случае тепловые потери энергии в 10–100 раз больше, чем расход энергии на образование свободной поверхности [21].

Так как минимум затрат энергии на измельчение достигается, когда скорость распространения упругих деформаций выше скорости возникновения и развития отдельных трещин, которые ведут к разрушению на более крупные агрегаты, чем требуется, то при высоких скоростях приложения больших силовых нагрузок обеспечивается высокая степень дробления куска при каждом его разрушении.

Полное теоретическое рассмотрение вопросов разрушения горных пород в настоящее время представляется практически неосуществимым.

Существующие теории прочности (критерии разрушения) не охватывают всех явлений хрупкого разрушения и часто неприменимы по существу. Наиболее приемлемой в практическом смысле остаётся общая концепция Гриффитса о хрупком разрушении тел при линейно-упругом распространении трещин. Практические рекомендации, вытекающие из теорий Риттингера, Кирпичёва-Кика, Ребиндера,

Бонда дают при вычислениях результаты относительного характера и применимы для абсолютных расчётов лишь в случае, если известны специальные коэффициенты, полученные экспериментально. Каждая из этих теорий применима в своём диапазоне крупности материалов и продуктов дробления.

Роль пластических деформаций становится существенной при хрупком разрушении частиц, менее 50–20 мкм. Тепловые потери энергии при измельчении в 10–100 раз больше, чем на образование новых поверхностей.

Скорость распространения упругих деформаций должна быть больше скорости распространения трещин, что обеспечивает более эффективную степень измельчения при минимуме энергозатрат. Более полным можно считать определение суммарного расхода энергии на диспергирование [22].

Однако особенности нахождения энергии усугубляется значительным количеством трудно учитываемых факторов, где не последнюю роль играет тепловое преобразование энергии разрушения [22, 23], которые в реальных условиях определить практически невозможно. Поэтому сами авторы делают вывод, что «внешняя причина разрушения материала в количественном виде может быть выражена через усилия, приложенные к частице, а управление результатами дробления вновь образованной поверхности является грубым упрощённым представлением природы разрушения» [22, 24].

Таким образом даже при многочисленных теоретических и экспериментальных исследованиях в настоящее время реальная картина определения энергии разрушения остаётся достаточно размытой и очень приближенной. А в каждом конкретном случае применения той или иной ДИМ результаты могут иметь отличие.

1.2 Виды ДИМ для фракционной подготовки сырьевых компонентов в металлургии

Современное состояние производства черных металлов и отходов металлургической промышленности требует обязательной подготовки поступающих сырьевых материалов перед их вовлечением в металлургический процесс, а также при дальнейшей переработке образующихся отходов для получения ценного сырья.

Это реализуется тем, что подавляющее большинство предприятий чёрной металлургии обеспечены собственными условиями фракционной подготовки получаемых материалов, например, на базе агломерационных цехов или обогатительных фабрик.

В практике подготовки различных материалов существует огромное разнообразие ДИМ, конкретный выбор которых зависит от множества факторов, в первую очередь от крупности исходного и готового продукта, их качества и производительности [7, 12, 13, 17, 21, 23–25]. Необходимые для разрушения горнорудных материалов усилия развиваются в ДИМ, конструкция которых обеспечивает осуществление определённого способа дробления.

В условиях непрерывного процесса, вследствие неупорядоченности размещения кусков сырья в рабочем пространстве машины, наблюдаются различные способы дробления, но главную роль всегда играет тот способ, для осуществления которого сконструирована данная машина. Способ дробления выбирается в зависимости от физико-механических свойств дробимого материала, от крупности исходных кусков и фракционного состава готового продукта.

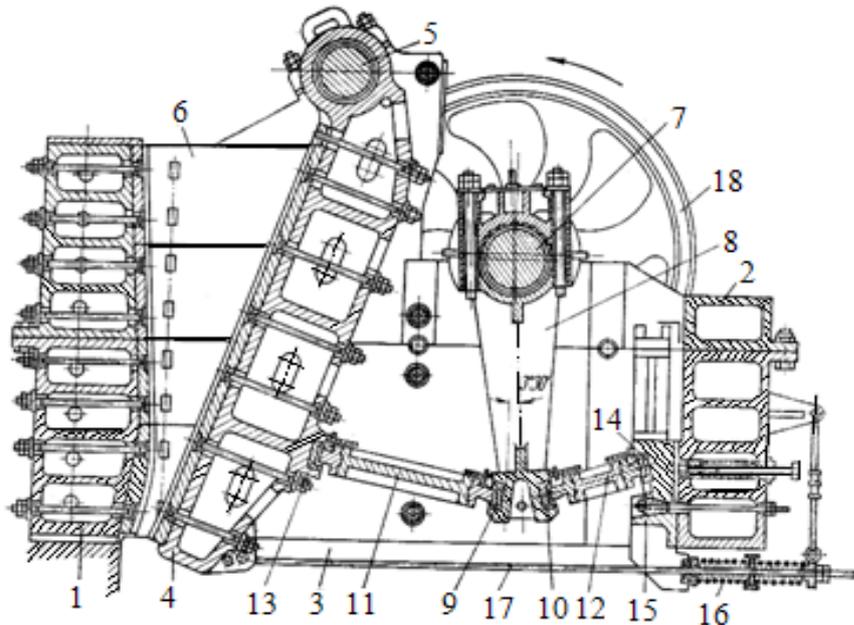
При разрушении горнорудных материалов рвутся связи между частицами кристаллической структуры без изменения агрегатного состояния вещества.

Так как задачей операции дробления и измельчения является раскрытие зёрен при ограниченном переизмельчении, то желательно концентрировать и умножать дефекты структуры куска в межзерновых слоях, с тем, чтобы при последующем механическом воздействии вызвать разрушение в первую очередь по этим слоям на поверхности зёрен.

1.2.1 Щековые дробилки

Достаточно совершенными технологическими показателями обладают щековые вибрационные дробилки (рис. 1.3). Конструкция дробилки обычно включает в себя дробящие щеки, связанные с синхронизирующими дебалансными вибраторами.

рами, бронеплитами [8, 9, 12, 13, 17, 18, 21]. Каждая из щёк приводится в колебательное движение с одновременным отходом друг от друга и сближением за счёт самосинхронизации. Положительной стороной является большая степень дробления при высокой производительности. Но наличие вибрации отрицательно сказывается на работе механизма. Эти дробилки позволяют получить продукт сухих и влажных материалов крупностью до 0,5 мм.



1 — неподвижная щека; 2 — задняя стенка; 3 — нижняя стенка; 4 — подвижная щека; 5 — ось; 6 — футеровочные плиты; 7 — эксцентриковый вал; 8 — шатун; 9, 10 — вкладыши; 11, 12 — распорные плиты; 13, 14 — вкладыши; 15 — гнездо упорное; 16 — пружина; 17 — тяга; 18 — приводной шкив

Рисунок 1.3 — Щековая дробилка

Так, например, в металлургической промышленности в среднем около 40 % стоимости и до 60 % энергии, затрачиваемой на переработку руды, приходится на процессы измельчения щековыми дробилками [26].

В основном в качестве привода щёк используются механические движения эксцентрикового вала с постоянной угловой скоростью его вращения, но существуют и технические решения, направленные на осуществление переменного хода

щеки на рабочем и холостом ходах [27–31]. Однако, ввиду особенностей конструктивного исполнения создание комбинированных условий в таких машинах является труднодостижимой задачей.

Современное развитие щековых дробилок характеризуется, главным образом, совершенствованием привода для работы дробилок, который позволит повысить надёжность и эффективность механизмов дробилки в целом, в том числе на гидравлической основе [13, 15, 16].

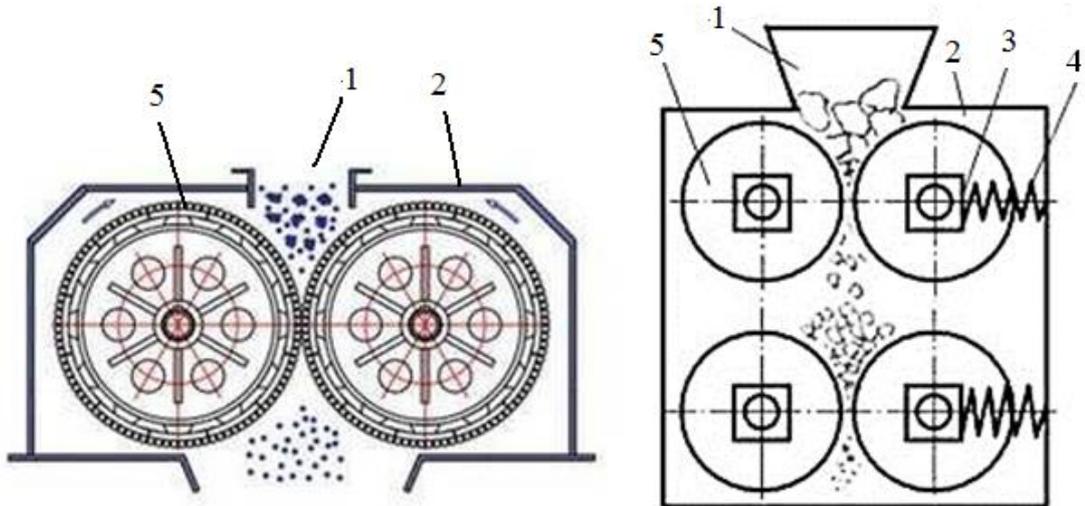
Таким образом, согласно проведённому анализу щековая дробилка обладает одними из достаточно высоких энергозатрат, так как принцип её действия основан на преимущественной организации усилий раздавливания, которые являются самыми энергозатратными по сравнению с остальными способами разрушения материалов. На сегодняшний момент пока ещё не ясно, каким образом в ней можно организовать комбинированное воздействие разрушающих усилий, а тем более избирательного характера. Однако, вероятнее всего, одним из способов повышения эффективности работы щековых дробилок может быть замена электропривода и связанной с ним механики на гидравлическую систему, хорошо зарекомендовавшую себя при создании значительных сжимающих усилий.

1.2.2 Валковые дробилки

Энергия раздавливания и истирания используется в валковых дробилках. Валковая дробилка содержит корпус, в котором размещены обычно два или больше валков с приводом вращения (рис. 1.4). На поверхности валков подаётся материал, подлежащий измельчению. Под действием сил трения куски затягиваются между валками и раздавливаются. Дробилки могут быть с гладкими или зубчатыми валками. Конструкции подразделяются на уравновешенные и неуравновешенные. Вторые более эффективны, но сложнее.

Максимальная крупность загружаемого материала для двухвалковых дробилок 32–180 мм с выходом готового продукта 2–100 мм. Крупность питания четырёхвалковых 40 мм, готового продукта 2 мм. Степень измельчения гладковалковых

дробилок достигает 20, а зубовалковых менее 10. Производительность их колеблется от 50–100 кг/ч до сотен т/ч. Дробилки используются для измельчения сухих и влажных материалов.



1 — загрузочная горловина; 2 — корпус; 3 — направляющая; 4 — пружина;
5 — валок

Рисунок 1.4 — Схема двух– (а) и четырёхвалковой (б) дробилки

Важным условием эксплуатации этих типов дробилок является равномерная во времени и по ширине валков подача материала со скоростью, приближающейся к окружной скорости валков. При несоблюдении этих условий резко падает производительность, возрастает крупность выдаваемого материала, увеличивается интенсивность износа рабочих органов, т.к. при неравномерной подаче материала перегрузка сменяется холостым ходом, что вызывает биение валков и деталей, ухудшается технологичность измельчения материалов.

К недостаткам валковых дробилок, не позволяющим широко применять их для тонкого измельчения хрупких материалов, можно отнести следующие [31, 32]:

1) материалы средней и большой твёрдости измельчаются в виде первичной стадии с выходом продукта относительно крупной фракции;

2) тонко измельчённые фракции можно получить только на гладких валиках, но при этом скорость валков ограничивается из-за проскальзывания исходного материала, что вызывает повышенный износ валков и укрупнение размеров частиц готового продукта. Поэтому применение таких измельчителей для получения тонкодисперсных помолов весьма ограничено.

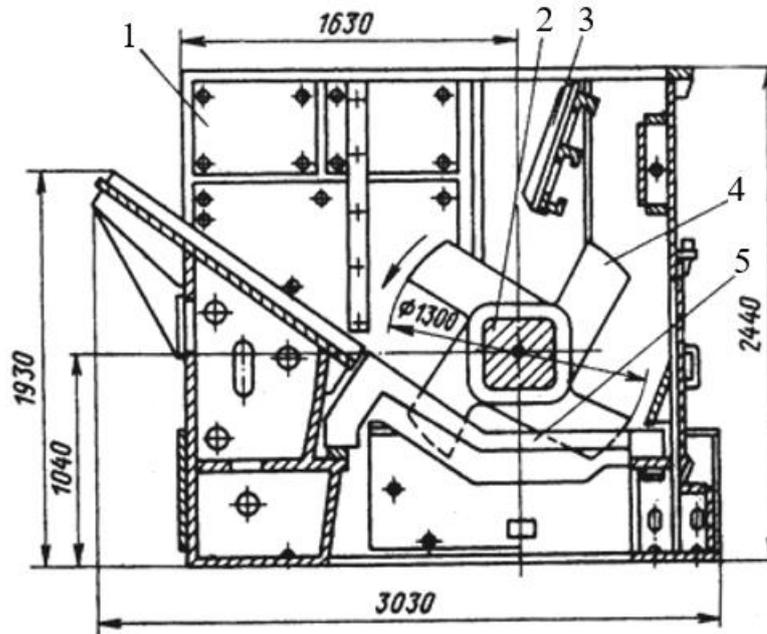
Немаловажную роль в обеспечении требуемой крупности готового продукта играют упрочнение рабочих поверхностей валков [33] для обеспечения их требуемой долговечности и создания условий надёжного захвата кусков сырья в рабочий зазор [34]. В металлургии такие машины в основном применяются для получения мелкого косового порошка (коксика), применяемого в качестве топлива в процессах высокотемпературного окускования железорудной шихты на агломерационных машинах конвейерного типа. Комбинация разрушающих усилий в них может частично происходить за счёт раздавливания и среза при условии, что валки вращаются с разной частотой и оснащены захватывающими элементами на рабочей поверхности.

1.2.3 Одновалковые зубчатые дробилки

На сегодняшний день для дробления спекаемого агломерата в металлургической промышленности наибольшую роль, в соответствии с приоритетом распространения, получили одновалковые зубчатые дробилки (рис. 1.5).

Простота конструкции и высокие технико-экономические показатели работы, присущие одновалковым зубчатым дробилкам, открывают существенные перспективы развития их конструкций [9, 17, 18]. Первоначально к конструкциям дробильных машин такого типа применялась схема дробления аглопирога на колосниковой решётке, когда звёздочки ротора имели укороченную длину и не проходили между колосниками колосниковой решётки [32, 33]. Для повышения эффективности работы в последующем был применён более прогрессивный способ дробления, реализованный в современных одновалковых зубчатых дробилках за

счёт применения удлинённых звёздочек [35, 36], который и применяется в современных условиях.



- 1 — корпус; 2 — вал ротора; 3 — износостойкая плита;
4 — зубчатая звёздочка ротора; 5 — колосниковая решётка

Рисунок 1.5 — Типовая конструкция одновалковой зубчатой дробилки

При этом дробление осуществляется путём среза, предварительно никак полезно не используется существенная кинетическая энергия движения аглоспека по наклонному жёлобу на расстояние более 2 м, что приводит к ударному воздействию на звёздочки ротора, понижая их ресурс, и отрицательно сказывается на надёжности всей дробилки в целом. Кроме того, вызывается быстрый абразивный износ, как рабочих, так и боковых поверхностей колосников, особенно при необходимости уменьшения зазора между ними с 250–200 мм до 160–130 мм.

Обеспечение перепада уровней колосников в рассмотренной конструкции дробилки позволяет вместо среза организовать излом агломерационного пирога, тем самым снизив энергозатраты на производство готового агломерата примерно на 30 % [10, 36]. В таком случае улучшается раскрытие зёрен по плохо спечённым местам, что вызывает селективный эффект, тем самым позволяя своевременно отсеивать пылевидные фракции на возврат, сокращая их образование в дальнейшем

на многочисленных этапах перегрузки и транспортировки [37]. Это в некоторой мере снижает концентрацию пыли при загрузке агломерата в доменную печь, однако не решает в полной мере проблемы повышения эффективности выплавки чугуна за счёт улучшения условий газопроницаемости. Кроме того, некоторому улучшению стабилизации фракционного состава готового продукта в одновалковых зубчатых дробилках способствует конструктивное исполнение ротора [38], в частности рациональное расположение зубьев по его периферии в определённой последовательности относительно друг друга [39]. Некоторое комбинирование усилий дробления достигается за счёт сочетания усилий излома и среза, однако их влияние пока ещё не дают высоких результатов по эффективному разрушению материала, когда перспективы совершенствования сильно ограничены производственными требованиями о недопустимости любого усложнения конструкции машины.

1.2.4 Ударные дробилки

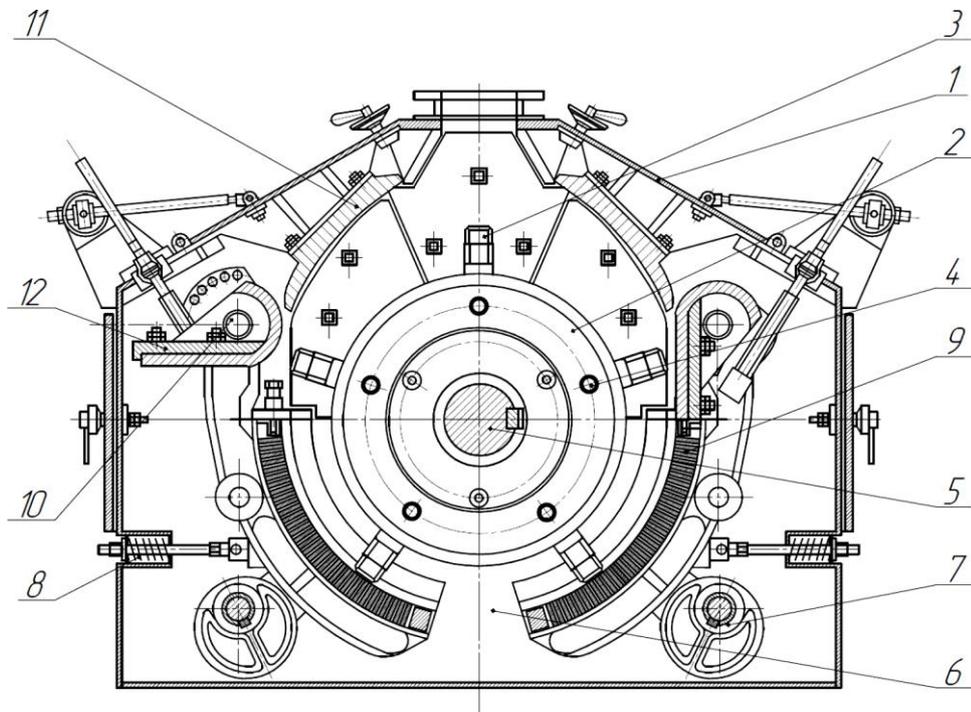
Широкое применение получили устройства, в которых используется энергия быстро вращающихся тел. Такого типа машины представлены различными по конструкции молотковыми и роторными измельчителями. Они применяются как для дробления, так и для измельчения вязких и хрупких, сухих и влажных материалов [40–42]. Крупность готового продукта может достигать до долей миллиметров.

Основным недостатком молотковых и роторных измельчителей является высокий износ рабочих органов и неэффективность применения для более тонкого измельчения материалов.

Для получения достаточно мелких фракций при высокой производительности в последнее время начали применяться роторные разгонно-ударные дробилки [43–47], где материал разрушается прямым ударом об отбойные плиты, вылетая из вращающегося лопастного ротора. И хотя изучением особенностей конструкций и работы таких машин занималось значительное количество исследователей, среди которых М.А. Останкович, Н.М. Аникин, Н.Б. Шалов, И.К. Барштейн, И. Е. Белин-

ский, В.А. Волковский, К.Ф. Родатис, А.А. Харламов, А.Г. Литвинов, В.А. Елисеев, Г.Н. Оскаленко, Н.И. Сокур, С.А. Учитель, А.Ф. Калиниченко, В.В. Товаров, Э.Р. Багян, В.Н. Алтухов и др. [19, 43–63], однако в металлургии они пока ещё не нашли широкого применения.

На сегодняшний день в металлургической отрасли для производства железорудного сырья, при дроблении флюсов, в том числе и известняка, в агломерационном производстве широко применяют молотковые дробилки (рис. 1.6), разрушающие материал за счёт накопленной кинетической энергии вращающегося ротора передающейся ударным способом материалу посредством молотков, свободно подвешенных на роторе с помощью шарниров [32, 64, 65].



- 1 — корпус; 2 — диск; 3 — молоток; 4 — ось; 5 — вал; 6 — разгрузочное отверстие; 7 — эксцентрик; 8 — пружина; 9 — колосниковая решётка;
10 — шарнир; 11 — отбойная плита; 12 — поворотная плита

Рисунок 1.6 — Общий вид дробилки известняка ДМРиЭ

Известно [66] существенное влияние крупности известняка, обожжённого в циклонной печи (3–0 мм) и получаемого в кольцевой печи (3–12 мм) на показатели спекания агломерата. Влияние крупности извести подтверждено и исследованиями

[66, 67, 68], что позволяет увеличить вертикальную скорость спекания агломерата от 15 до 37 %, а при содержании 40 % мелкой железной руды и высокой дисперсности вводимой извести (90 % класса крупностью менее 0,074 мм) снизить её содержание до 1 % [67]. Исследованиями в этом направлении занимались Б.И. Костецкий, М.М. Хрущев, М.А. Бабичев, М.М. Тененбаум, И.В. Крагельский, И.Р. Клейс, Х.Х. Ууэмьйс, Г.М. Сорокин, Х. Етс, В.И. Рублев и др.

При подаче сырья в молотковую дробилку некоторое количество энергии расходуется на отклонение молотков от радиального положения, в результате чего снижается эффективность процесса дробления и коэффициент полезного действия машины [69]. Это обусловлено тем, что импульс от удара по материалу передаётся молотку и энергия, направленная на разрушение, частично уходит на преодоление сил инерции молотков и преодоление сил трения в шарнирах их креплений к ротору [68, 69, 70]. При жёстком креплении бил, как в роторных дробилках, такое явление отсутствует [71]. Поэтому рациональным является рассмотрение процессов, влияющих на перераспределение энергии с точки зрения минимизации отклонения молотков в процессе работы.

Установлено, что быстрый удар на скоростях более 50 м/с обеспечивает более 90% количества частиц минимальных размеров при полном отсутствии остатка на сите №008 [72]. Расход энергии в динамических измельчителях по сравнению с традиционно используемыми шаровыми мельницами в несколько раз меньше, а благодаря более равномерному зерновому составу технологические характеристики получаемого продукта выше [73]. Перспективным является синтез новых конструкций, совмещающих в себе комбинацию жёсткого крепления бил и потери жёсткости в момент контакта с недробимыми телами.

1.2.5 Барабанные мельницы

Измельчение руд и других материалов осуществляется преимущественно в барабанных (шаровых и стержневых) мельницах, преобразующих в работу разрушения потенциальную энергию мелющей загрузки [74–76] (рис. 1.7). В качестве

измельчающей среды в них могут применяться шары, стержни и цельпёбсы (короткие цилиндры).

Применение таких мельниц связано с высокими капитальными и эксплуатационными затратами. Барабанные мельницы характеризуются определёнными пределами по производительности, т.к. скорость их вращения (а значит и измельчения) ограничена из-за роста центробежных сил, препятствующих относительному движению материала в барабане. Известны различные типы барабанных мельниц [76, 77] принудительного измельчения (шаровые, стержневые), самоизмельчения и полусамоизмельчения. В них реализуется мокрое и сухое измельчение. Отличаются большими габаритами в диаметре, высокой надёжностью. Производительность по исходному материалу от десятков до тысяч тонн в час. Установленная мощность двигателей привода достигает десятков тысяч киловатт.

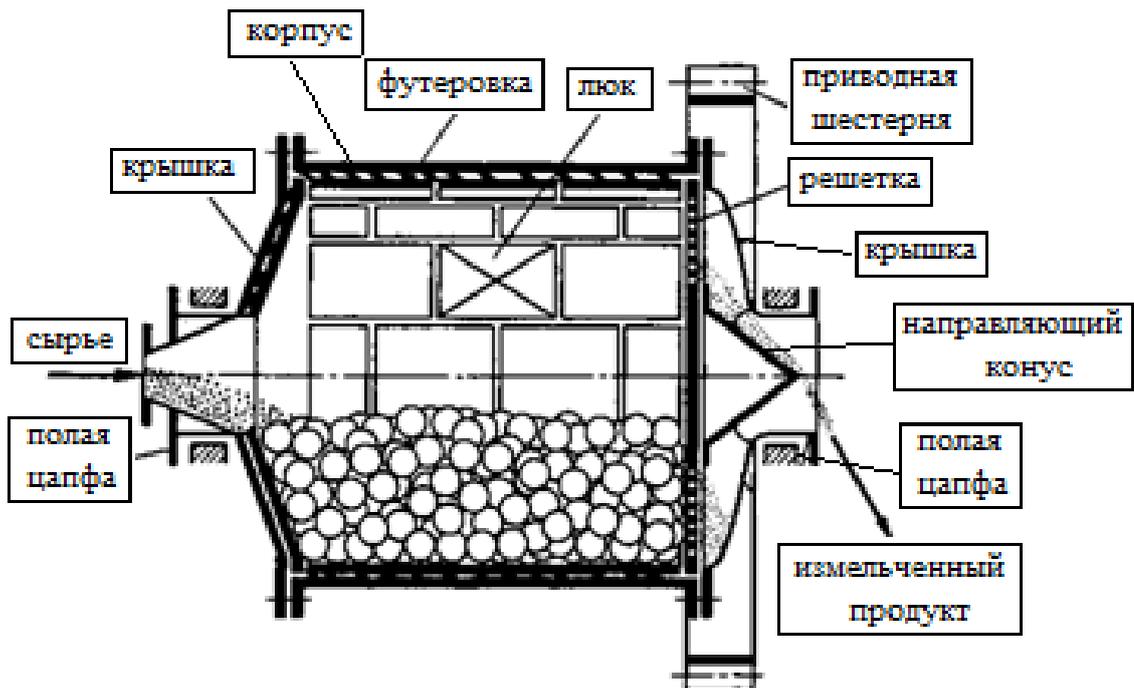


Рисунок 1.7 — Шаровая мельница

Недостатки: относительно высокая энергоёмкость (кВтч/т); неспособность работать автономно и обеспечивать выход готового продукта без дополнительных систем (насосные станции, воздуходувки, осадители, сепараторы, классификаторы

и т.п.); высокий износ футеровок и мелющих тел; неэффективность попыток поднять производительность, как за счёт увеличения диаметра, так и скорости вращения; большие капитальные затраты на строительство фундаментов; сложность непрерывного вывода готового продукта; загрязнением готового продукта частицами изношенных шаров и высокодиспергированными частицами продукта.

Большой вклад в изучение конструкций и явлений, происходящих в мельницах барабанного типа, внесли С.Е. Андреев, В.В. Зверевич, В.А. Перов, М.Ф. Барский, В.С. Богданов, В.Я. Борщев, Н.П. Неронов, Е.Е. Серго, Г.С. Ходаков и др.

Широко используемые шаровые мельницы [12, 13, 21, 74–77] позволяют накладывать многократные ударные нагрузки на материал, пока его величина помола не окажется равной величине желаемой фракции. Производительность мельницы зависит от многочисленных факторов: свойств материала, его начальной и конечной крупности (размера); коэффициента заполнения барабана шарами; размера мельницы и т. д. [78]. Обычно шаровую загрузку барабанных мельниц осуществляют на 10, 20, 30, 40 и 50% [21, 65, 75]. Чаще всего загрузка составляет приблизительно 30 % от объёма барабана.

Но увеличение частоты вращения барабана возможно лишь до определённого значения, называемого "критической скоростью", при которой шар начинает вращаться вместе со стенкой барабана [79–83]. При таком движении сила тяжести шара становится равной центробежной силе [42].

В каждом конкретном случае точную необходимую для нормальной работы мельницы частоту вращения барабана следует подбирать экспериментально. Кроме того, в зависимости от направления движения шара до удара, различают прямой и косой удары; в зависимости от направления ударного импульса — центральный и касательный удары [84]. При касательном воздействии ударный импульс не проходит через центр масс мелющего тела, поэтому шар летит с вращением, которое в значительной мере изменяет траекторию его полёта и направление отскока [84, 85].

К недостаткам шаровых мельниц относятся их значительные металлоёмкость и износ мелющих тел, а также сильный шум. Большая часть энергии при работе шаровой мельницы теряется бесполезно, что и приводит к низкому коэффициенту

полезного действия. Полезная работа по размалыванию цементного клинкера составляет лишь 0,6 % от суммарного подвода энергии к шаровой мельнице, тогда как на образование теплоты затрачивается 97,3 % [85].

Существенным недостатком барабанных мельниц остаётся низкая возможность организации условий прямого удара. Это способствует повышенному износу мелющей загрузки и создаёт условия отражательного движения частиц пульпы, приводящему к потерям эффективности, как самого процесса диспергирования, так и расхода лишней электроэнергии на нагрев пульпы при перемешивании [86]. Желательно стремиться к обеспечению условий создания прямого удара без не нужных перемешиваний сырья и рикошетов [87, 88].

1.2.6 Дисковые мельницы

Несмотря на огромное многообразие машин для измельчения материалов, в промышленных условиях наибольшее применение находят пока измельчители на основе электропривода. Это связано с простотой и надёжностью их конструкции и технологического процесса. Иногда встречаются дисковые измельчители, схема устройства приведена на рисунке 1.8.

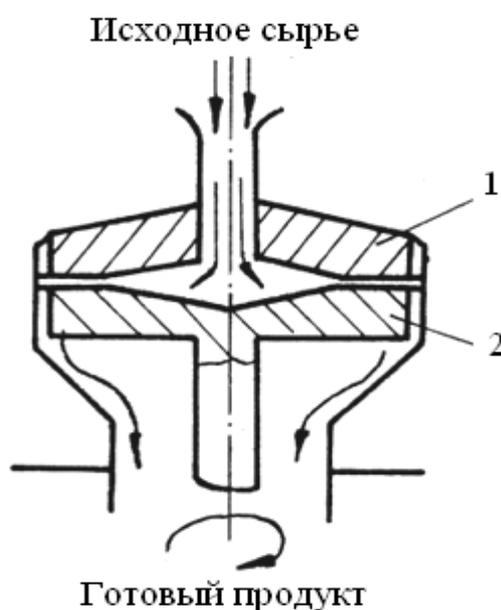


Рисунок 1.8 — Схема дисковой мельницы

Он содержит верхний 1 (неподвижный диск) и нижний диск 2, установленный с возможностью. Материал, подлежащий измельчению, подаётся в рабочую зону через верхний диск 1 с центральным отверстием, попадёт между дисками, где увлекается во вращение, в результате чего происходит его истирание. Достигнув необходимой толщины помола (равной величине разгрузочной кольцевой щели), готовый продукт выводится из мельницы под действием центробежных сил.

Основными недостатками данного класса машин являются невозможность работы под завалом, относительно низкая производительность и высокие энергозатраты, обусловленные большим расходом энергии на истирание.

Машины дискового типа для переработки различных материалов пока ещё не нашли такого широкого применения, как другие классы ДИМ, однако анализ имеющихся данных показал [89, 90], что они могут быть использованы в процессах переработки отходов литейного производства, чему придаётся внимание, как со стороны металлургических предприятий, так и со стороны научных организаций. При этом большая важность уделяется измельчению отходов огнеупорных материалов, так как они образуются на предприятиях в значительном количестве [91]. Изучению влияния параметров загрузки материалов и комбинированному воздействию на материал в дисковых мельницах внимания практически не уделяется.

Дисковые ДИМ в основном применяются для получения готового продукта тонких фракций за счёт истирания исходного материала между двумя рабочими органами, один из которых или оба обладают возможностью вращения вокруг вертикальной или горизонтальной оси, где сырьё подвергается интенсивному истиранию по спиральной траектории [91, 92].

Наибольший вклад в развитие и изучение дисковых мельниц внесли В.Н. Гончаров, А.И. Рублёв, А.М. Кондратов, А.Б. Литвинов, В.Н. Лаптев, А.В. Александров, Б.П. Матвеев, С.С. Легоцкий, А.И. Кондратов, В.А. Фёдоров и др.

Такой тип машин ранее широко применим в пищевой промышленности при приготовлении муки из различных зерновых культур [93], а также в целлюлозно-бумажной [94–99], в основном мокрым способом в жидкой среде [100]. Однако в

нынешних условиях, благодаря инновационным техническим решениям распространение данного типа устройств, все более расширяется и на другие области производства.

Регулирование гранулометрического состава измельчённого материала происходит за счёт изменения размера щели между дисками (щелевого зазора). Производительность зависит от физических свойств измельчаемого материала, его размеров на входе и требуемой крупности на выходе (расстояние между дисками).

К достоинствам дисковых мельниц можно отнести: возможность точной установки расстояния между дисками для получения воспроизводимых результатов измельчения; короткое время измельчения и высокую конечную точность; эффективное измельчение и повышенную износостойкость дисков; лёгкую доступность размольной камеры; простоту эксплуатации.

Рабочие или мелющие диски изготавливают из искусственных камней (в этом случае дисковые машины обычно называют жерновыми поставами) или из стальных (иногда чугунных) отливок, а также комбинированные, когда на металлическом диске укрепляется наждачная масса. Диски, как правило, выполняют из марганцовистой стали или чугуна, обладающих высокой износостойкостью. Рабочие поверхности дисков имеют трёхгранные выступы, что способствует лучшему измельчению, они создают вентиляторный эффект и обеспечивают транспортировку готового продукта.

Производительность мельницы дискового типа по данным [101] определяется согласно рисунку 1.9 так:

$$Q_{\text{дис}} = (2 \cdot a' \cdot \pi \cdot r_k \cdot r_n + a' \cdot \pi \cdot r_n^2) / t, \quad (1.8)$$

где a' — величина выходного зазора, определяющая среднюю крупность готового продукта;

r_k — радиус диска измельчителя;

r_n — размер сечения выходного на выходе готового продукта, за секунду длины;

t – время обработки материала.

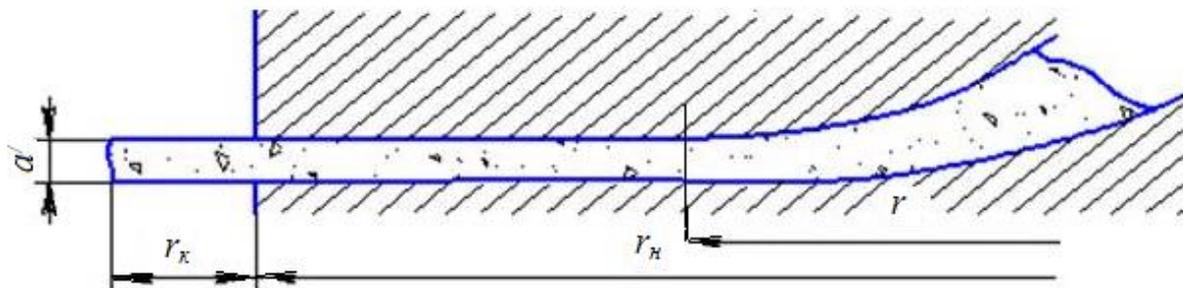


Рисунок 1.9 — Расчётная схема определения производительности мельницы:

Данная формула не учитывает удельный вес измельчаемого материала, а, следовательно, ориентируется на выход кубических метров в секунду.

Линейная скорость на периферии диска [101]:

$$V_{пер} = 2 \cdot \pi \cdot n \cdot \left(\frac{V_{вых} \cdot t}{2} + r \right), \quad (1.9)$$

где n — частота вращения диска;

$V_{вых}$ — скорость частицы на выходе из мельницы;

t — время нахождения частицы на прямолинейном участке (время обработки материала);

r — расстояние от центра диска до начала прямолинейного участка.

По общепринятой методике расчёта [102] производительность дисковой мельницы принято рассчитывать по формуле:

$$Q_{оис} = 60 \cdot K_1^2 \cdot K_2^2 \cdot \varphi_{об} \cdot \rho \cdot \delta \cdot n_d, \text{ кг/ч}, \quad (1.10)$$

где $K_1 = d_{ц0}/D$ — отношение диаметра центрального отверстия в диске $d_{ц0}$ к наружному диаметру диска $D_{цн}$ (обычно принимают $K_1=0,7$);

K_2 — опытный коэффициент, показывающий, какую часть составляет скорость продукта в радиальном направлении от окружной скорости диска на расстоянии $d_{ц0}/2$ от оси вращения ($K_2=0,01$);

$\varphi_{об}$ — коэффициент заполнения продуктом объёма между дисками ($\varphi=0,7\dots0,8$);

ρ — плотность измельчаемого продукта, кг/м³;

n_d — частота вращения вращающегося диска, мин⁻¹;

δ_d — зазор между дисками, м.

Авторы данной методики считают её основным преимуществом простоту определения скорости движения частицы и производительности, однако недостатком при этом выступает невысокая точность, обусловленная грубостью расчётов.

Основными недостатками дисковых машин являются низкая производительность и повышенная энергозатратность, обусловленные малой тониной готового продукта, а, следовательно, и малым зазором между дисками и многочисленными преобразованиями сырья с преобладанием усилий истирания в процессе разрушения до нужного размера. Задачи определения соотношения основных параметров дисковых машин решались без учёта комбинированного воздействия на материал, при этом воздействие комбинированных режущих усилий, обладающих меньшими энергозатратами по сравнению с раздавливанием, не рассматривалось. Направления исследований по созданию комбинированного воздействия на материал на базе различных способов разрушения с целью минимизации энергозатрат и повышения производительности путём практически отсутствуют.

Встречаются конструкции дисковых мельниц с принудительной подачей материала шнеком [103, 104]. Иногда для улучшения условий выгрузки готового продукта нижнюю часть корпуса выполняют с тангенциальным патрубком, а лопастные выступы на диске с наклоном [105]. Это позволяет более эффективно перерабатывать целлюлозу, однако при измельчении твёрдых материалов ввиду быстрого износа и не даёт особых преимуществ.

1.3 Уточнённая классификация основных типов ДИМ

Анализируя полученные данные выявлены некоторые неточности существующих традиционно используемых классификаций. При этом применения конусных дробилок [106] в металлургии практически не выявлено. Предлагается новый

подход к данному вопросу [107], учитывающий особенности устройства и работы, а также способы воздействия на материал.

Наибольшее распространение в металлургической отрасли получили валковые, щековые, молотковые, а также зубчатые роторные, которые можно выделять в отдельный класс дробилок [108], так как механизм разрушения материалов в них носит совершенно другой характер [109, 110]. Так, в валковых дробилках (к классу которых в классической классификации дробильного оборудования относят длиннозубчатые роторные дробилки [111]), процесс разрушения материала происходит при раздавливании куса дробимого материала между поверхностями вращающихся навстречу друг другу валков. При этом в роторных машинах с рабочими органами зубчатого типа (звёздочками) раздавливание материала в рабочем пространстве дробилки происходит за счёт реализации условий преимущественного разрушения материала срезом (изломом) или разламыванием куса дробимого материала о неподвижные опоры приёмного стола или колосников.

В каждом из представленных классов дробильных машин реализуется сочетание способов механического разрушения материалов [112]: молотковые дробилки (свободный удар молотков о кусок материала, удар куса материала о неподвижную преграду, истирание и раздавливание материала о колосниковую решётку) [113–117];

— валковые дробилки (раздавливание материала вращающимися валками, истирание материала о поверхность валка);

— зубчатые роторные дробилки (раздавливание и излом материала лопастями ротора о приёмный стол и колосники) [118–122];

— щековые дробилки (раздавливание материала между подвижной и неподвижной щекой).

На основании вышесказанного предлагается уточнённая классификация дробильного оборудования перечисленных классов дробилок.

Молотковые роторные дробильные машины разделяют на три вида:

— открытого типа (материал не совершает оборот в дробильной камере, а измельчается только за счёт удара, при этом в дробилке отсутствует колосниковая решётка);

— закрытого типа (материал циркулирует в рабочей камере дробилки, в корпусе установлены броневые плиты и регулируемая колосниковая решётка, позволяющие получать продукцию с требуемой степенью измельчения);

— комбинированного типа (материал циркулирует в рабочей камере, конструкция и принцип действия аналогичны дробилкам закрытого типа, только материал выгружается через отверстия колосниковой решётки и через выпускное отверстие, оборудованное специальным устройством — шибером).

По конструктивным и технико-технологическим особенностям, количеству и расположению роторов, а также реализации изменения направления вращения двигателя ударные молотковые дробилки закрытого и комбинированного типа с колосниковой решёткой бывают:

- однороторная нереверсивная;
- двухроторная ступенчатая (двухступенчатое последовательное дробление);
- однороторная реверсивная;
- двухроторная одноступенчатая (с расположением роторов в один ряд — одноступенчатое дробление).

Приводы молотковых дробилок могут быть: с передачей крутящего момента от двигателя с помощью клиноременной передачи или напрямую через муфту крутящего момента.

Молотковые дробилки различают по конструкции основных рабочих органов — роторов:

- по числу продольных рядов молотков на оси подвеса (число молотков с торца ротора — три, четыре, пять, шесть, восемь);
- по расположению молотков одного ряда относительно другого (кольцевое, шахматное, с перекрытием зазоров);
- по форме дисков (круглые, фигурные, утолщённые с нишами).

Расположение молотков на роторе характеризуется положением одного ряда молотков относительно молотков других рядов. При кольцевом расположении молотки каждого ряда размещены друг за другом по окружности движения и при вращении образуют отдельные кольцевые рабочие зоны. Кольцевое расположение молотков используют для роторов разных конструкций как наиболее простое, а для некоторых дробилок оно является единственно возможным.

Однако при использовании дробилки с неполной нагрузкой часть молотков в рядах через один или через два снимаются. Причём в одном ряду снимаются все чётные молотки, а в следующем все нечётные. Такое расположение молотков называют — в шахматном порядке.

В молотковых дробилках молотки классифицируются по следующим признакам: по форме и количеству ударных рабочих поверхностей, а также по способу подвеса на оси ротора.

Молотки колосникового типа при износе обеих сторон с одного конца обладают возможностью переустановки в другое положение.

Молотки бандажного типа имеют утолщения на рабочем конце (для увеличения массы, радиуса инерции и кинетической энергии удара одного молотка).

Скобообразные молотки используют для дробления высокопрочных материалов, они являются более эффективными, однако эксплуатация дробилок с билами скобообразной формы усложняет балансировку ротора в процессе эксплуатации при неравномерном износе рабочих органов.

Молотки с четырьмя рабочими поверхностями позволяют увеличить срок службы за счёт перестановки молотков на второе отверстие.

По способу подвеса на оси ротора молотки бывают:

- с шарнирной установкой на оси и роторе (рис. 1.10а);
- с жёстко закреплёнными молотками на оси подвеса (роторного типа) (рис. 1.10б);
- с комбинированным способом установки молотков на оси подвеса и роторе (рис. 1.10а, 1.10б) [123, 124].

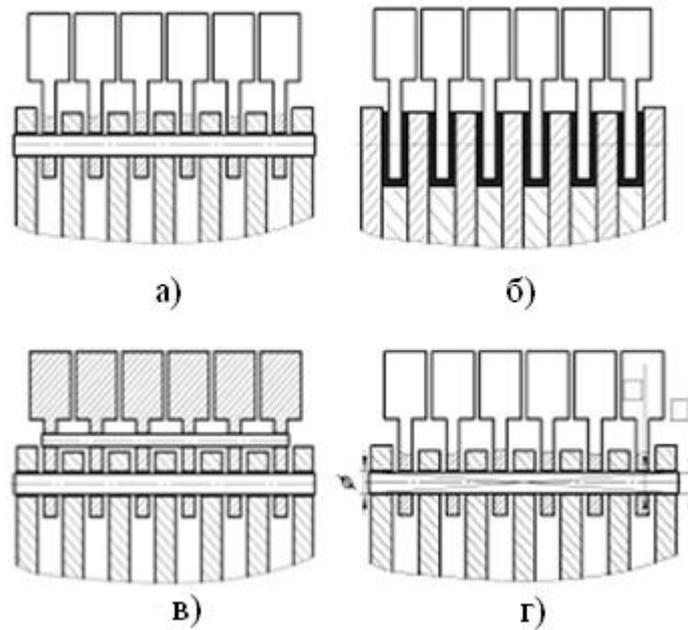


Рисунок 1.10 — Молотки с шарнирным (а), неподвижным (б) и комбинированным (в, г) способом установки молотков на оси подвеса

Колосниковые решётки молотковых дробилок предназначены для окончательного формирования зернового состава продукта дробления по максимальной крупности.

Классификация колосниковых решётки молотковых дробилок:

- по конструкции просеивающего элемента — наборные колосники, щелевые плиты, листовое сито;
- по конструкции крепления к корпусу — регулируемые и нерегулируемые;
- по степени перекрытия разгрузочного отверстия — замкнутые и открытые.

Валковые дробилки можно разделить на виды согласно множеству критериев.

По количеству рабочих органов они делятся на одновалковые, двухвалковые, трёхвалковые и четырёхвалковые.

По устройству привода валковые дробилки разделяют на следующие категории:

- с одним общим приводом: с клиноременной и зубчатой передачей крутящего момента на неприводной валок;

— с несколькими синхронизированными двигателями (подключаются по одному на каждый валок) с передачей крутящего момента через муфты и через карданный вал;

— с двигателем на один валок без синхронизации (вращение неприводного валка обеспечивается за счёт сил трения, возникающих при дроблении материала).

Основные типы валковых дробилок по возможности перемещения валков:

— с жёстко закреплёнными в станине дробилки валками;

— с одним подвижным валком;

— с двумя подвижными валками.

По конструкции валки подразделяются на бандажированные и цельные.

По форме рабочей поверхности валки, применяемые в дробилках, используемых в металлургической промышленности, подразделяются на следующие основные категории:

— гладкие с цилиндрической (а) и бочкообразной (б) формой поверхности бандажа;

— рифлёные [125];

— мелкозубчатые.

Зубчатые роторные ДИМ (как отдельный класс дробилок) можно подразделить по следующим конструктивным и технологическим признакам.

По количеству зубчатых роторов:

— однороторные;

— двухроторные.

По размещению зубьев звёздочек на роторе (относительно оси вращения):

— расположенные в ряд (линейное расположение);

— с расположением по винтовой линии (спиральное расположение);

— с шевронным расположением лопастей звёздочек на роторе [126].

По числу ступеней дробления (наличию колосниковой решётки):

— двухступенчатые с колосниковой решёткой;

—одноступенчатые с колосниковой решёткой;

—одноступенчатые без колосниковой решётки.

По форме колосниковой решётки:

— плоская;

— с перепадом поверхности контакта материала с колосниками (рис. 1.11а);

— ломаная;

— вогнутая (рис. 1.11б).

По способу крепления колосниковой решётки:

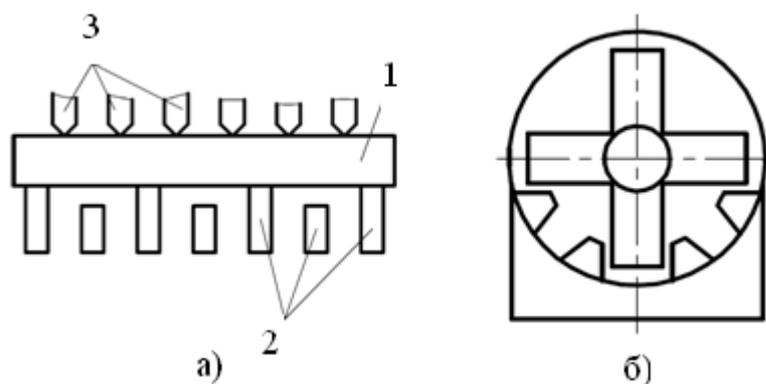
— двухопорная с горизонтальным расположением решётки;

— двухопорная с наклонным расположением колосниковой решётки;

— консольная.

По возможности переустановки колосников:

— переворачиваемые обратной стороной (для повторного использования колосник разворачивают неизношенной поверхностью к зубьям ротора);



1 — массив дробимого материала; 2 — колосниковая решётка; 3 — зубья ротора

Рисунок 1.11 — По форме колосниковой решётки: с перепадом поверхности контакта материала с колосниками (а); с вогнутой колосниковой поверхностью (б)

— поворотные (по мере износа одной поверхности колосник поворачивают другой (неизношенной) гранью или сектором).

По возможности замены рабочей поверхности зубьев:

— цельные незаменяемые;

— со сменными накладками.

По взаимному расположению колосников и зубьев ротора:

- с зубьями, проходящими через колосниковую решётку;
- с зубьями, не проходящими через колосники.

По возможности охлаждения:

- с принудительным охлаждением;
- без охлаждения.

По расположению рабочей поверхности зубьев:

- радиальные;
- тангенциальные;

По скорости вращения ротора:

- тихоходные;
- быстроходные.

Со времени появления щековых дробилок предложено множество различных видов их конструкций, из которых небольшое количество зарекомендовало себя в достаточной степени на предприятиях металлургической отрасли в качестве оборудования для фракционной подготовки различных материалов.

Остальные конструктивные схемы различных типов дробильных машин металлургических предприятий, не рассмотренные в классификации, могут применяться в единичных случаях научно-производственного характера, так как в настоящее время они ещё требуют всесторонней конструктивной проработки.

1.4 Основные сведения о материалах, подвергаемых дроблению и измельчению в металлургии

Условно принято считать, что при процессах дробления образуются зерна материала крупнее 5 мм, а машины, применяемые для этого, именуются дробилками. При измельчении готовый продукт имеет крупность мене 5 мм и его приготовление осуществляется в мельницах или измельчителях.

Основываясь на начальной крупности исходного материала и конечных размерах готового продукта, классифицируют такие процессы [5] (табл. 1.2).

Таблица 1.2 — Классификация процессов дробления и измельчения

Дробление	Крупность, мм		Измельче- ние	Крупность, мм	
	исходного материала	готового продукта		исходного материала	готового продукта
Крупное	1500–500	100–350	Грубое	30–10	5–1
Среднее	350–100	40–100	Тонкое	6–2	1–0,1
Мелкое	100–40	5–50	Сверхтон- кое	1–0,5	0,1–0,05 и менее

В зависимости от конечного назначения готовый продукт, как правило, может быть разных размеров, формы и гранулометрического состава. Например, при процессах выщелачивания, а также заполнителей бетона, строительных материалов необходимы более крупные фракции, а для обогащения сырья — мелкие, характеризующиеся микронными размерами. Следовательно, универсального оборудования и технологии дробления не существует, а необходимые машины для конкретных условий подбираются или разрабатываются с учётом выдвигаемых заказчиком требований, к которым в первую очередь относятся начальная и конечная крупность материала, производительность, энергозатраты, фракционный состав и др. Поэтому ДИМ по своей конструкции обладают огромным разнообразием по сравнению с любыми другими классами машин.

1.4.1 Особенности состояния обработки материала в ДИМ

Анизотропные свойства различных материалов, вызванные изменением свойств в разном направлении связаны с наличием пористостей внутренней структуры, а также слоистостью и трещиноватостью. При повышении трещиноватости степень анизотропии, о которой можно судить по параметрам прочности, поперёк и вдоль волокон, снижается. Коэффициент относительной анизотропии определяемый как отношение поперечных и продольных свойств для большинства естественных горных масс составляет около 1,34.

В соответствии со статистической теорией прочности все дефекты в материале располагаются в случайном порядке. Таким образом, чем большим является кусок материала, тем более вероятна вероятность наличия в нем дефектов, как по их количеству, так и по величине. Поэтому большие по размерам компоненты при одной и той же величине нагрузки разрушаются легче, чем меньшие. При снижении размеров кусков количество дефектов в них также уменьшается, в связи с тем, что они уже были реализованы ранее на предыдущих стадиях дробления и измельчения и удельная прочность оказывается более высокой. Для простейших напряжённых состояний предел прочности можно получить на основе экспериментальных данных. Для сложного напряжённо-деформированного состояния указанные пределы прочности теряют смысл даже при хрупком разрушении.

Если увеличивать нагрузку на породу до некоторого значения напряжения (предела упругости), то остаточные деформации в ней при кратковременном нагружении не проявляются, т.к. они в этом случае носят упругий характер. Рассмотрение сред упруго-напряжённое состояние которых зависит от времени действия внешних сил проводится на реологических моделях.

Учёт всех механических свойств материалов и условий работы с ними в единой теории практически невозможен и вряд ли целесообразен. Важно другое — для каждого конкретного вида материала и определённых условий работы с ним необходимо дать модель механики определённой среды, учитывающую основные механические факторы, которые определяют данное состояние материала. Такая модель должна запускать достаточно простые и эффективные математические методы расчёта. К основным механическим характеристикам измельчаемых материалов относятся: плотность, модуль упругости, коэффициент Пуассона, предел временного сопротивления на сжатие или растяжение, коэффициент сцепления, угол внутреннего трения [16].

При изучении процессов разрушения горных пород выделяют пять уровней [16], из которых для процессов дробления и измельчения наиболее важными являются два:

— субмикроскопический, который подразумевает разрушение в среде горной породы с образованием отдельных трещин;

— микроскопический, при котором происходит развитие микротрещин, плоскостей скольжения, приводящие к разрушению отдельных металлов и зёрен и разрыву связей между ними.

В связи со сложностью учёта влияния многих факторов полное практическое рассмотрение вопросов разрушения горных пород в настоящее время представляется практически неосуществимым [16].

Не дают оснований для удовлетворительного обобщения и результаты экспериментальных исследований из-за весьма большого множества взаимно связанных условий протекания разрушения.

1.4.2 Степень дробления (измельчения) материала

Степенью дробления является количественная характеристика, показывающая во сколько раз уменьшился размер кусков при дроблении или измельчении. С ней связаны расход энергии и производительность дробилок и мельниц.

Чаще всего степень дробления определяется как отношение размеров максимальных по крупности кусков угля до и после дробления [7, 12, 21, 64]:

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}, \quad (1.11)$$

где D_{\max} — диаметр максимального куска угля до дробления, мм;

d_{\max} — диаметр максимального куска угля после дробления, мм.

В практике определения крупности материала считают наименьшую величину отверстий сит, через которые при грохочении куски ещё проходят.

В качестве одной из характеристик дробилок машиностроительные предприятия применяют так называемую конструктивную степень дробления, которая вычисляется по формуле:

$$i = \frac{B}{b} \text{ или } i = \frac{0,85}{b}, \quad (1.12)$$

где B — ширина загрузочного отверстия дробилки, мм;

b — ширина выпускной щели, мм.

Формула (1.19) может рассматриваться как наиболее достижимая степень дробления, когда в готовом продукте отсутствуют куски с размерами более величины разгрузочной щели, а поступающий в дробилку кусок меньше загрузочного отверстия не 15% [127]. Правильнее степень дробления вычислять как отношение средних диаметров частиц, которые находятся с учётом характеристик крупности исходного материала и продукта дробления:

$$i = \frac{D_{cp}}{d_{cp}}, \quad (1.13)$$

где D_{cp} — средний диаметр кусков исходного материала;

d_{cp} — средний диаметр кусков дроблёного продукта.

В формуле (1.20) D_{cp} и d_{cp} должны быть рассчитаны по формулам, выбираемых особо в каждом конкретном случае, исходя из физической сущности вопроса, для разрешения которого надо найти степень дробления [5, 7, 12, 22].

Принято считать, что максимально возможная достижимая за один цикл степень дробления не превышает 15–20 [5, 7, 12, 22].

Дробление и измельчение горнорудных материалов весьма энергоёмкие операции, на которые расходуется большое количество энергии, поэтому куски мельче того размера, до которого идёт дробление целесообразно выделить из исходного материала перед дробильными или измельчительными машинами. Поэтому проведение операций измельчения с предварительной специальной подготовкой сырья к разрушению и выбор самого способа разрушения могут дать в перспективе лучшее, более полное раскрытие минералов без переизмельчения и экономию в суммарном расходе энергии.

1.4.3 Стадии дробления и измельчения

Перед процессом обогащения возникает необходимость в высокой степени дробления и измельчения, что в одну стадию осуществить практически невозможно, т.к. максимально достижимая величина составляет 30–50 и только в единичных случаях, близких к идеальным, 100. Обычно степень дробления составляет 3–7. В таких случаях возникает потребность последовательного использования нескольких машин, позволяющих постепенно снижать крупность готового продукта.

Например, железные руды могут дробиться в четыре стадии, начиная с первой и второй стадий крупного дробления (или первой стадии крупного, а второй среднего дробления), третьей и четвертой стадий среднего и мелкого дробления (или, включающей две стадии мелкого дробления) [21, 74]. При многостадийной обработке общая степень дробления определяется по формуле:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n = \frac{D_{max}}{d_1} \cdot \frac{d_1}{d_2} \cdot \dots \cdot \frac{d_{n-1}}{d_n}, \quad (1.14)$$

где i_1 , i_2 , и i_n — частные степени дробления соответственно на 1-й, 2-й и n -й стадиях;

D_{max} — максимальный размер исходного материала на первой стадии дробления;

d_1 , d_2 и d_n — соответственно размеры кусков материала полученные после 1-й, 2-й и n -й стадий.

В связи с тем, что дробление и измельчение потребляет около 50 % электроэнергии потребляемой всей обогатительной фабрикой или участком, то соответствуют основному принципу дробления «не дробить ничего лишнего» следует стремиться к снижению доли участвующего в этом процессе материала, своевременно выводя его из рабочего пространства машины и (или) отсеивая соответствующие фракции на грохотах после каждой стадии дробления.

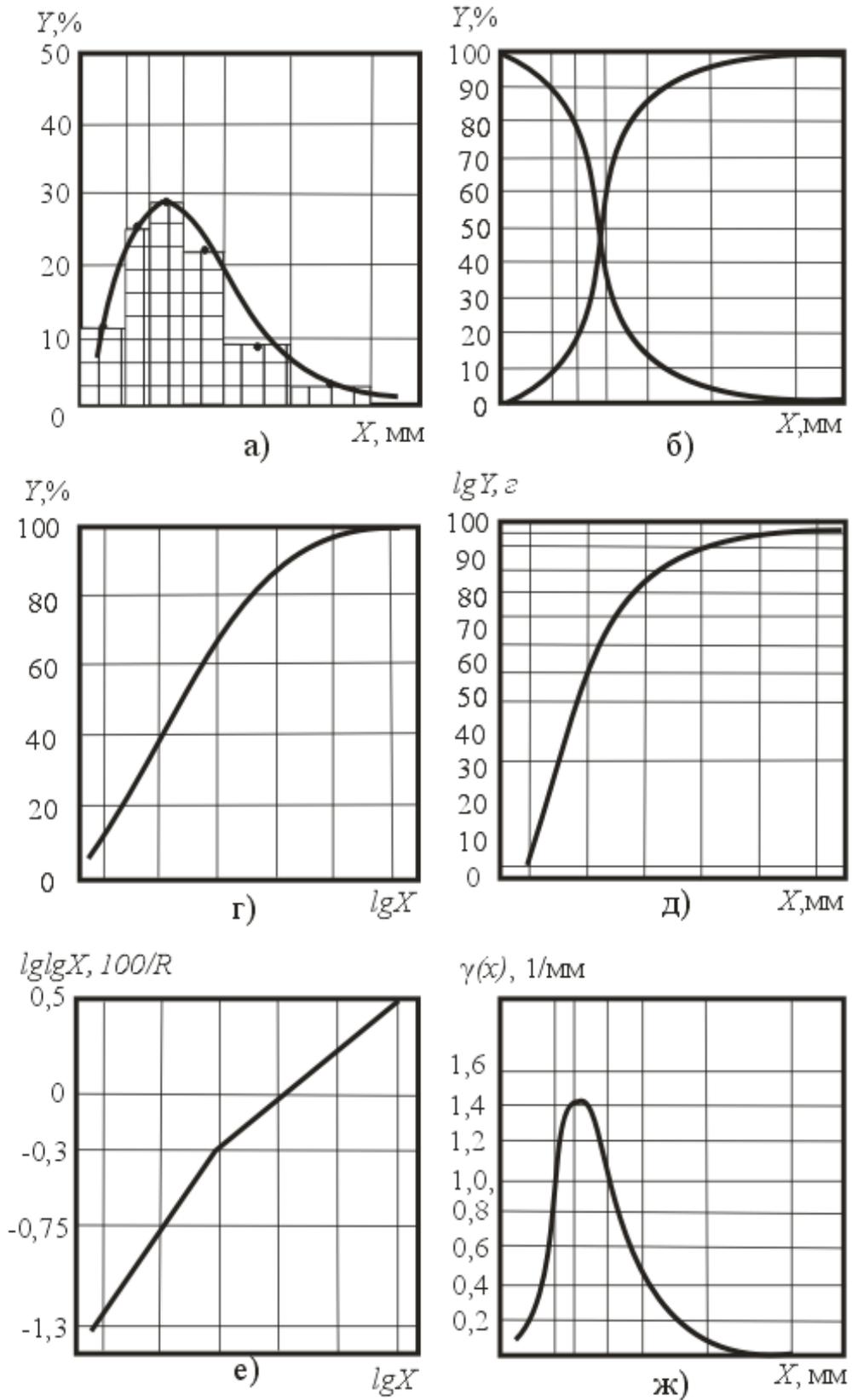
При применении открытого цикла материал пропускается через дробилку один раз, но тогда в нем присутствует некоторая часть кусков избыточных размеров. В замкнутом цикле происходит многократное воздействие на материал, при этом частицы с избыточной крупностью после каждого пропуска отсеиваются на грохотах и направляются на повторную переработку. Схемы дробления с указанием необходимых стадий и стадий могут включать в себя информацию об исходной и конечной крупности перерабатываемого сырья и требуемом зазоре между рабочими органами машины, которые непосредственно воздействуют на материал.

Современные классические представления о циклах дробления и измельчения практически не учитывают возможности совмещения в одной ДИМ комбинированного воздействия на материал, что является перспективным направлением развития работ в области диспергирования на основе создания и реализации конструкций, объединяющих в себе комбинированные усилия и совмещение предварительного процесса дробления с окончательным измельчением материалов. Это даёт резерв дальнейшего снижения энергозатрат, чему ранее предыдущими исследователями уделялось недостаточное внимание.

1.4.4 Основные характеристики крупности материала

Для своевременного и эффективного анализа протекания процессов дробления и измельчения материалов применяют различные (частные и суммарные) характеристики крупности (рис. 1.12) [21].

Частная характеристика представляет собой графическую зависимость, где ось ординат служит для обозначения выхода различных классов крупности в процентах, а ось абсцисс задаёт размер отверстий сит с остатком соответствующих фракций. Столбиковая диаграмма показывает наличие отдельных классов пропорционально их выходам.



а – частная характеристика; б – суммарный выход продуктов;

г, д – логарифмическая характеристика; ж – столбиковая диаграмма

Рисунок 1.12 — Графические зависимости результатов ситовых анализов

Суммарный выход продукта характеризуется наличием определённых классов крупности больше соответствующих ячеек сит, через которые они просеяны. При этом к предыдущему количеству материала в процентах добавляются последующие его выходы на ситах, начиная от больших размеров к меньшим (по минусу) или в обратном порядке (по плюсу). При наложении друг на друга на одном графике данных противоположных характеристик они пересекаются в месте, которое соответствует точке равного выхода (50 %). Суммарный выход материала представляется плавной кривой линией, которая может иметь выпуклую (свидетельствует о преобладании крупных частиц), вогнутую (преобладание мелкой частиц) или прямолинейную (равномерное распределение частиц по крупности) форму.

Вид кривой переделяется набором размеров сит с определённой величиной ячеек, поэтому использование иного набора сит меняет и форму такой кривой, однако это не препятствует определить по ней выход любого класса крупности.

Логарифмическая характеристика позволяет более точно выявить наличие мелких фракций.

Аналитическое представление характеристик крупности базируется на построении математического уравнения, как правило в виде зависимости Розина-Раммлера [21]:

$$R = 100 \cdot e^{-b \cdot x^n}, \quad (1.15)$$

где R — суммарный выход класса в процентах с размерами частиц больше x (по плюсу),

x — размер отверстий сита;

b и n — параметры, зависящие от свойств материала.

Преимуществом аналитического уравнения является возможность графического построения кривых выхода готового продукта при постановке в него необходимых численных значений. Однако нулевой выход классов определяется лишь при бесконечно большой крупности материала.

1.5 Анализ работ, посвящённых комбинированному воздействию на материал

С учётом проведённого анализа состояния вопроса изучения процессов дробления и измельчения материалов в различных видах дробильных машин и измельчителях можно считать, что на нынешнем этапе наибольшую перспективу для организации в рабочем пространстве комбинации различных усилий представляют собой машины дискового типа. Их конструкция направлена на устойчивое калибрование готового продукта ввиду наличия кольцевого щелевого зазора между дисками, что гарантирует выход строго заданного класса крупности. Однако это достигается за счёт преобладающего истирательного воздействия на перерабатываемое сырьё, что приводит к существенным затратам электроэнергии, так как данный способ разрушения является одним из самых энергозатратных. Недостатком является высокий износ рабочих органов, защита от которого может реализовываться за счёт применения износостойких материалов (например, твёрдый сплав), наплавочные материалы, закалка, легирование, электроискровое упрочнение и т.д.

Рациональная минимизация фрикционного воздействия может достигаться за счёт изменения конструкций диска для перераспределения преимущественных разрушающих усилий в сторону менее энергоёмких, например, удара и среза. Это достаточно легко реализуется выполнением в дисках окон различной конфигурации, что позволяет материалу, находящемуся между дисков испытывать при малых скоростях вращения срез, а при больших ударные воздействия.

1.5.1 Новые схемы однощелевых дисковых ДИМ

В связи с необходимостью совершенствования известных ДИМ с целью повышения эффективности измельчения и снижения себестоимости готового продукта выявлен ряд новых схем конструкций мельниц, способных найти применение в промышленности и обеспечить повышенный экономический эффект.

Выявлена конструкция ударно-отражательного центробежного измельчителя с классификационным выходом готового продукта между торцевыми поверхностями подвижных кольцевых колосников (рис. 1.13) [128].

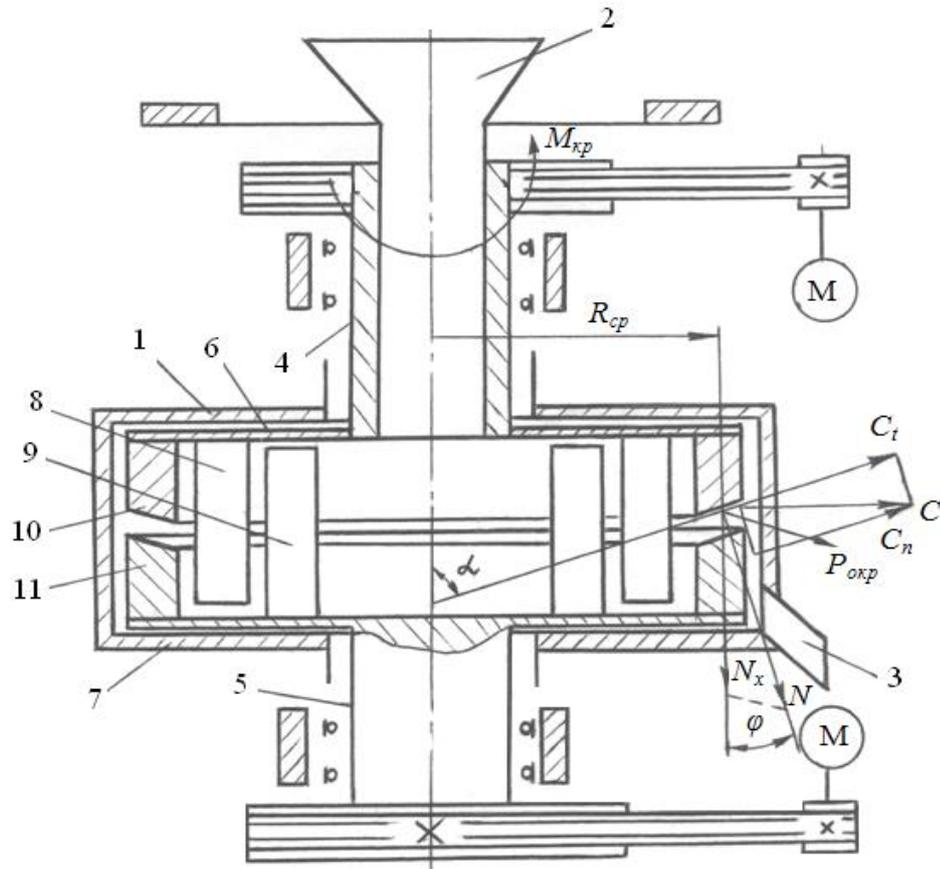


Рисунок 1.13 — Измельчитель с классификационным выходом готового продукта

Ударно-отражательный измельчитель содержит корпус 1 с входным 2 и выходным 3 патрубками, установленными в нем на валах 4 и 5 диски 6 и 7 с ударными лопастями 8 и 9 и прикреплённые к ним кольцевые колосники 10 и 11, образующие охватывающую лопасти решётку.

Измельчение осуществляется за счёт ударного взаимодействия между частицами измельчаемого материала и вращающимися ударно-отражательными лопастями 8 и 9, а также частично между частицами материала. На процесс оказывает влияние воздушный поток, готовый продукт удаляется через зазор между торцами кольцевых колосников 10 и 11 в разгрузочный патрубок 3. Разрушение материала

происходит за счёт сжатия и удара в сочетании со сдвигом в зазоре между торцами кольцевых колосников 10 и 11.

Режим работы выбирается таким образом, что частицы измельчаемого материала не сползали под действием тангенциальной составляющей собственного веса G_t , а отбрасывались бы нормальной составляющей центробежной силы C_n на торцевую поверхность колосника. Под действием тангенциальной составляющей центробежной силы C_t частицы должны двигаться к конечной части разгрузочного зазора. Для этого тангенциальная составляющая центробежной силы C_t должна преодолевать тангенциальную составляющую собственного веса измельчаемого продукта и силу трения:

$$C_t \geq G_t + C_n \cdot f. \quad (1.16)$$

Решая данное уравнение относительно n , зная, что:

$$\omega_{np} = \frac{\pi \cdot n}{30} \cdot (1 - K_{np}), \quad (1.17)$$

где K_{np} — коэффициент проскальзывания части материала, получим:

$$n \geq \frac{30}{(1 - E_{np}) \cdot \sqrt{R_{cp} \cdot (1 - f \cdot \operatorname{tg} \alpha)}}, \quad (1.185)$$

где R_{cp} — средний радиус диска (изменение которого ограничивается высотой регулируемого зазора);

α — угол конусности торцов колосника.

Разработана мельница [129], позволяющая повысить эффективность измельчения за счёт реализации в рабочем пространстве (между дисками) процессов периодического сжатия и сдвига (рис. 1.14). Мельница содержит корпус, установленные в нем вращающийся нижний диск и верхний диск, соединённый с помощью

пружин с корпусом и выполненный с центральным отверстием, в котором расположена нижняя часть загрузочного патрубка, причём она снабжена установленной на верхней части загрузочного патрубка с возможностью вращения шестерней, выполненной с расположенными по окружности на её нижней торцевой поверхности вилками и с установленными в последних, с возможностью вращения, шарами различного диаметра, взаимодействующими с внешней торцевой поверхностью верхнего диска, при этом верхний диск сочленён с нижней частью загрузочного патрубка с помощью сферических поверхностей на них.

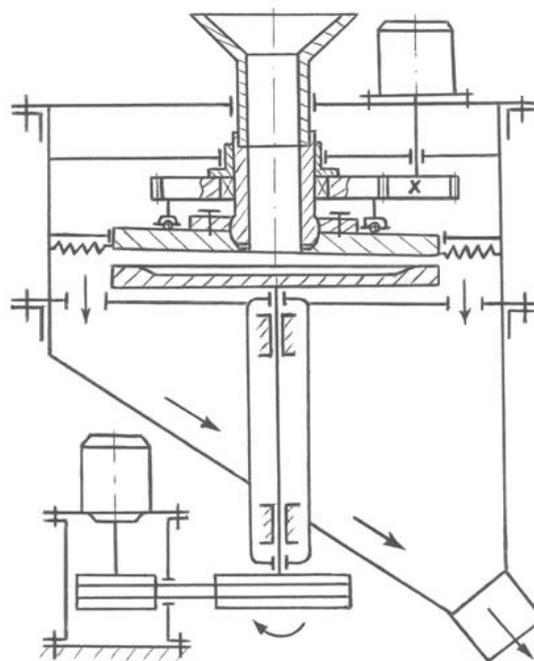


Рисунок 1.14 — Схема мельницы

Разработана дисковая мельница [130], позволяющая повысить надёжность работы и эффективность измельчения путём электрического управления процессом сжатия и сдвига материала с осуществлением контроля по качеству продукта (рис. 1.15).

Мельница содержит корпус с установленными в нем вращающимся нижним диском и верхним диском с центральным загрузочным отверстием, соединённым с помощью пружин с корпусом и оборудованным механизмом периодического прижима верхнего диска к нижнему, при этом механизм периодического прижима вы-

полнен в виде равномерно размещённых над верхним диском вокруг его вертикальной оси обмоток электромагнитов с сердечниками, верхние концы которых соединены посредством пружин с корпусом, а нижние шарнирно прикреплены к нижнему диску.

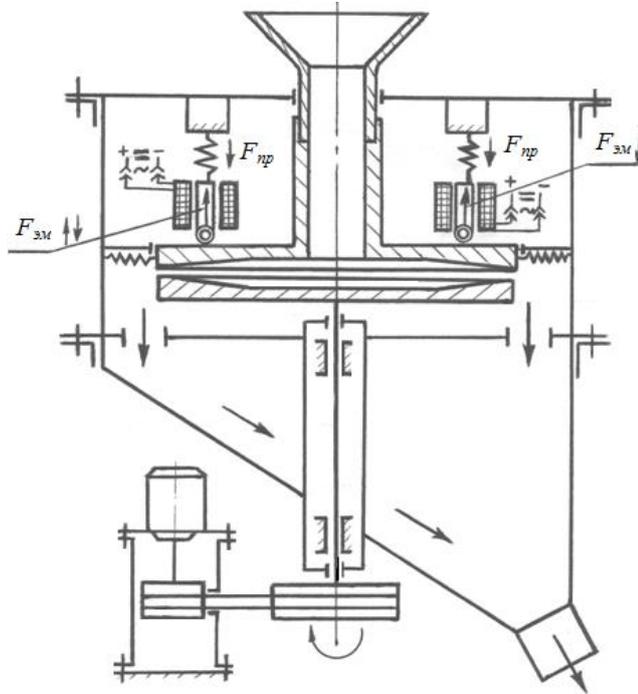


Рисунок 1.15 — Схема измельчителя

Нижний диск получает вращение от электродвигателя через ременную передачу. Измельчаемый материал подают в загрузочную воронку.

Попадая на вращающийся нижний диск, он под действием центробежных сил отбрасывается в направлении разгрузочной кольцевой щели.

Для достижения в рабочем пространстве мельницы эффективного процесса измельчения материала, электромагнитами начинают управлять, пропуская импульсы тока заданной длительности через обмотку, при постоянной или переменной частоте их возбуждения. Причём усилие сжатия материала обеспечивается пружинами и равно $F_{нр}$ (обмотки электромагнитов при этом обесточены). Для снижения (или увеличения) усилия сжатия измельчаемого материала все обмотки электромагнитов периодически подключают к источнику питания через электрически

управляемый ключ и реверсор таким образом, чтобы создаваемая электромагнитами сила $F_{эм}$ была направлена встречно (или согласно) $F_{пр}$. Управление длительностью подключений электромагнитов и частотой их возбуждения реализуется блоком управления, на котором задаётся управляющее воздействие и вводится технологическая отрицательная обратная связь, по качеству измельчения. Последняя организована таким образом, что возбуждение электромагнитов стабилизируется на некотором уровне, если качество измельчения находится в норме и изменяется, если оно отклоняется от нормы.

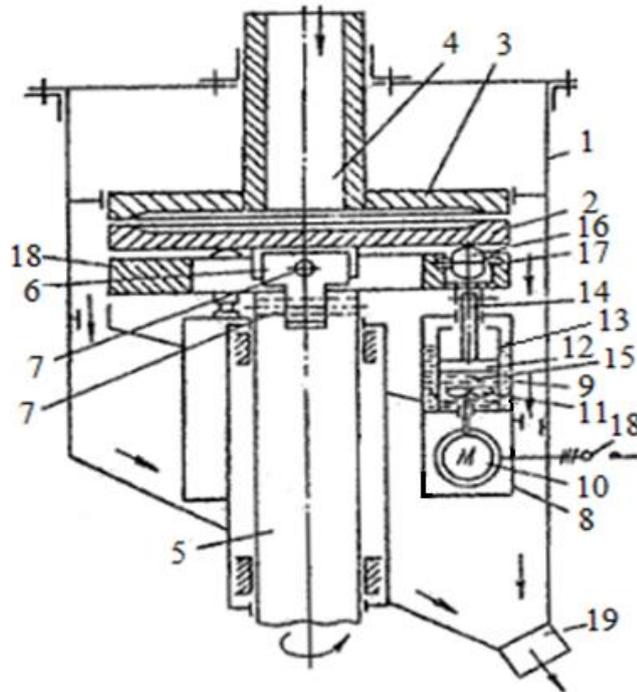
Управление механизмом периодического прижима в режиме обеспечивает одновременное возбуждение всех катушек электромагнитов для реализации процесса периодического сжатия измельчаемого материала. При этом получают суммарное усилие, действующее на внешнюю торцевую поверхность верхнего диска (соответственно) и на измельчаемый материал.

Для получения процесса периодического сжатия измельчаемого материала под верхним диском, осуществляют поочерёдное возбуждение каждой обмотки электромагнита или их групп. Измельчённый материал под действием центробежных сил выходит через разгрузочную кольцевую щель, просыпается вниз и выходит из мельницы через разгрузочное отверстие.

Некоторое положительное свойство, заложенное в подобные конструкции, заключается в возможности создания срезающих или сжимающих усилий, наряду с истиранием, что, может обеспечиваться периодическим качанием одного из дисков в плоскости параллельной оси вращения (рис. 1.16) [131].

При этом механическим или гидравлическим путём обеспечивается действие на материал одновременно истирающих и раздавливающих усилий, а качательные движения интенсифицируют процессы раздавливания и истирания материала в рабочей камере. Нижний диск 2 получает вращение от приводного вала 5 через универсальный шарнир 6. Материал, подлежащий измельчению, непрерывно подаётся через загрузочный патрубок 4 и поступает между верхним 3 и нижним 2 дисками, попадая на вращающийся нижний диск 2, где происходит его измельчение. Далее

материал, под действием центробежных сил, отбрасывается в направлении разгрузочной кольцевой щели, это обеспечивает ему лучшую выгрузку из машины.



- 1 — корпус; 2 — нижний диск; 3 — верхний диск; 4 — загрузочный патрубок;
 5 — вал; 6 — универсальный шарнир; 7 — оси; 8 — электрогидротолкатель;
 9 — камера; 10 — электродвигатель; 11 — центробежный насос;
 12 — гидроцилиндр; 13 — поршень; 14 — шток; 15 — внутренняя полость гидро-
 толкателя; 16 — ролик; 17 — ось ролика; 18 — корпус;
 19 — разгрузочное отверстие

Рисунок 1.16 — Дисковая мельница с качающимся диском

Для достижения более эффективного процесса диспергирования материала осуществляется управление электрогидравлическими толкателями 8 через блок управления, осуществляя контроль качества измельчения. При включении контроллерного механизма получает питание электрогидротолкатель 8 и начинает вращаться вал электродвигателя 10 вместе с колесом центробежного насоса 11. При этом давление, развивающееся в наполненной маслом камере 15 насоса, перемещает поршень 13. Камеры 9 жёстко соединены с корпусом 18. Ролики 16 размещены равномерно вокруг вертикальной оси, а их оси 17 штоком 14 вверх до тех

пор, пока не откроются каналы (не показаны) в гидроцилиндре 12 и масло будет перетекать по камере 9 в нижнюю часть гидроцилиндра. Штоки 14 перемещают вверх ролики 16, которые прижимаются к нижнему диску 2 и обкатываются по его торцовой поверхности, вращаются на осях 17, закреплённых в кольце. Для получения процесса периодического сжатия материала осуществляют поочерёдное включение каждого электрогидротолкателя 8 или их групп. Причём, возбуждение процесса периодического сжатия измельчаемого материала можно получать как в направлении вращения нижнего диска 2, включая с помощью контроллерного механизма 20 двигателя электрогидротолкателей в последовательности; 1-й, 2-й и далее, так и в противоположном направлении, включая с помощью двигателей электрогидротолкатели в обратной последовательности. Диск 2 совершает качательные движения под воздействием штоков 14 через кольцо 18 и ролики 1. По мере реализации управляемого процесса измельчения материала, путём его сжатия и сдвига, происходит его эффективное измельчение. Достигнув необходимой крупности материал, под действием центробежных сил, выводится через разгрузочную кольцевую щель, просыпается вниз и удаляется из мельницы через разгрузочное отверстие 19 в нижней части корпуса 1.

Однако недостатком реализации является большое количество дополнительных электродвигателей, приводящих к удорожанию и усложнению конструкции машины в целом, а также существенная инерционность системы управления, вызванная суммарными задержками периодов срабатывания системы электродвигатель-насос-толкатель.

1.5.2 Новые схемы многощелевых дисковых ДИМ

Однощелевые дисковые мельницы конструктивно проще, чем многощелевые, но имеют недостаточную производительность. Однако дисковые многощелевые ДИМ в связи со сложностью конструкции имеют низкую ремонтпригодность и трудность регулировки величины щелей. При решении задач по повышению надёжности работы многощелевых дробилок было разработано несколько новых

конструкций мельниц, позволяющих при обеспечении регулировки величины щелей и хорошей ремонтпригодности повысить эффективность процесса измельчения.

Разработана центробежная мельница [132], содержащая корпус с загрузочным и разгрузочным отверстиями, чашеобразный диск и расположенное над ним кольцо, выполненное с серебристой внутренней поверхностью и установленные в корпусе, соответственно, на вращающихся в противоположные стороны центральном и полом валах с образованием между собой кольцевой разгрузочной щели, и приводы валов, также мельница снабжена установленными с образованием кольцевых разгрузочных щелей дополнительными кольцами, выполненными аналогично основному кольцу и расположенными над ним поочередно на центральном и полом валах, причём центральный вал установлен внутри полого вала, а верхнее дополнительное кольцо закреплено на корпусе (рис. 1.17).

Привод каждого вала выполнен в виде двухступенчатой передачи, первая ступень которой имеет зубчатые конические колеса, а вторая — цилиндрические зубчатые колеса, одно из которых установлено на соответствующем валу, при этом цилиндрическое зубчатое колесо, установленное на полом валу, опирается на корпус, а цилиндрическое зубчатое колесо, установленное на центральном валу на полой вал с помощью упорных подшипников.

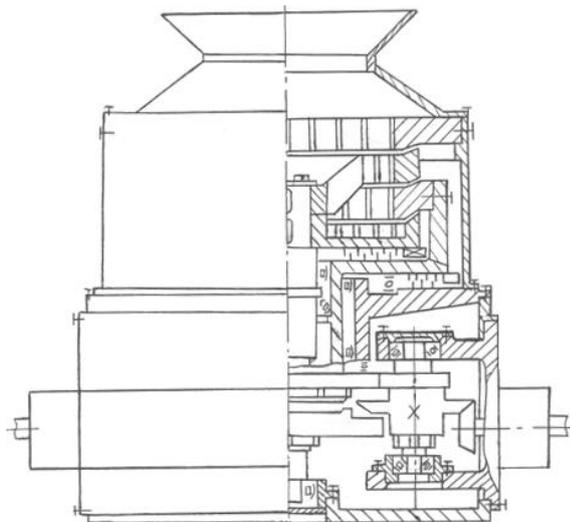


Рисунок 1.17 — Схема центробежной мельницы

В верхней части камеры осуществляется предварительное дробление исходного материала, измельчаемого как кольцами, так и путём самоизмельчения, а в нижней части камеры происходит в основном измельчение уже раздробленных кусков материала до требуемой величины причём, в связи со способностью более мелких зёрен измельчённого материала просыпаться вниз, нижняя разгрузочная щель имеет производительность выше, чем верхние.

Известна мельница [133], принципиальная схема которой представлена на рисунке 1.18. Она позволяет повысить качество измельчения за счёт обеспечения регулирования степени измельчения.

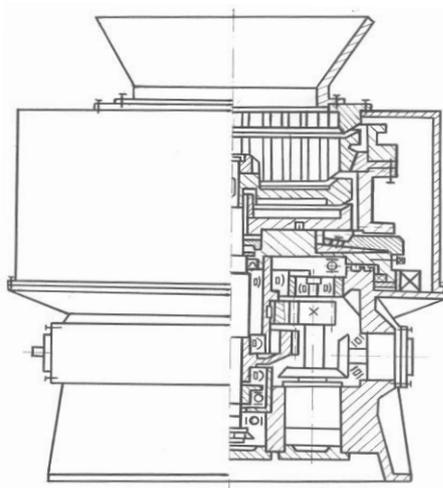


Рисунок 1.18 — Схема мельницы

Мельница содержит корпус с загрузочным и разгрузочным отверстиями, вертикальный полый вал с разгрузочными окнами, установленный внутри последнего с возможностью противоположного вращения, центральный вал с ворошителем в верхней части, чашеобразный диск и расположенные соосно на нем, друг над другом, с образованием разгрузочных щелей, кольца, верхнее из которых закреплено на корпусе. Также имеется механизм регулирования положения чашеобразного диска по высоте, при этом полый вал в верхней части выполнен в виде планшайбы с установленным на ней цилиндром с разгрузочными окнами и внутренней конической поверхностью, а чашеобразный диск установлен на планшайбе. Нижнее

кольцо на центральном валу, расположенное над ним кольцо на внутренней конической поверхности цилиндра с помощью клинового механизма. Механизм регулирования положения чашеобразного диска по высоте снабжён расположенными под чашеобразным диском приспособлениями для его подъёма и закреплёнными на планшайбе приспособлениями для фиксации его положения, причём первые приспособления выполнены в виде клина и взаимодействующей с ним тягой, а вторые в виде штыря, взаимодействующего с ним клина и связанной с последним тяги.

Разработано устройство для измельчения [134], позволяющее повысить эффективность измельчения (рис. 1.19) по сравнению с описанными выше мельницами.

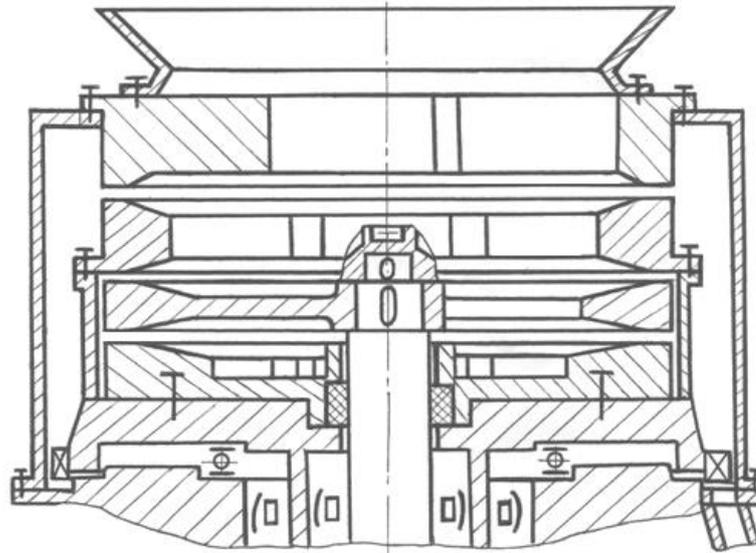


Рисунок 1.19 — Схема устройства для измельчения

Устройство для измельчения материалов содержит корпус, установленный на вертикальном полом валу, чашеобразный диск и кольцо над ним, расположенное между последним на центральном валу, кольцо со спицами, прикреплённый к верхнему концу центрального вала ворошитель, закреплённое в корпусе верхнее кольцо, загрузочный и разгрузочный патрубок. Внутренние поверхности чашеобразного диска и колец выполнены с выступами, а на образующих разгрузочные кольцевые щели торцевых поверхностях диска и колец выполнены конусные подводящие пояса, при этом на торцевых поверхностях диска и колец с конусными

подводящими поясами выполнены по периферии мелющие пояса, причём расстояние между конусными подводящими поясами и осью валом уменьшается от верхнего кольца к диску при увеличении конусности, толщина колец от верхнего к нижнему уменьшается, а количество выступов на них увеличивается. Наличие на внутренних поверхностях колец и диска выступов, количество которых увеличивается в направлении движения материала, а на торцевых поверхностях колец и дисков, образующих разгрузочные кольцевые щели, подводящих и мелющих поясов, причём проекция ширины подводящих поясов на горизонтальную плоскость увеличивается сверху вниз, а угол между горизонтальной плоскостью и подводящими поясами уменьшается от щели к щели в направлении движения материала, улучшает попадания измельчённого материала в разгрузочные торцевые щели, позволяет повысить эффективность измельчения материалов. При этом вращение дисков в противоположные стороны повышает производительность устройства, а наличие ворошителя активизирует процессы самоизмельчения материалов в рабочей камере.

1.5.3 Конструкции регулируемых дисков

В связи с тем, что для поддержания стабильного гранулометрического состава готового продукта важным является обеспечение постоянного зазора между дисками, некоторыми авторами уделяется внимание этому вопросу.

Разработан диск ДИМ [135], позволяющий обеспечить надёжную регулировку разгрузочных кольцевых щелей в рабочей камере ДИМ (рис. 1.20, рис. 1.21), получить требуемую фракцию материала, повысить долговечность и безотказность работы дисков, повысить надёжность машины.

Диски данной конструкции устанавливаются в рабочей камере ДИМ с образованием между ними разгрузочной щели посредством механизмов регулировки и фиксации положения мелющих вставок 4. Для этого отвинчивается гайка 22 и снимается тарельчатая пружина 23. Перемещая тягу 17, отводится двухскоростная плавающая вилка 14 на величину, необходимую для перемещения прихватов 15 при

регулировке положения мелющих вставок 4 относительно корпуса 1, что определяет величину зазора между дисками в рабочей камере. После этого снимается контргайка 10 и тарельчатая пружина 11.

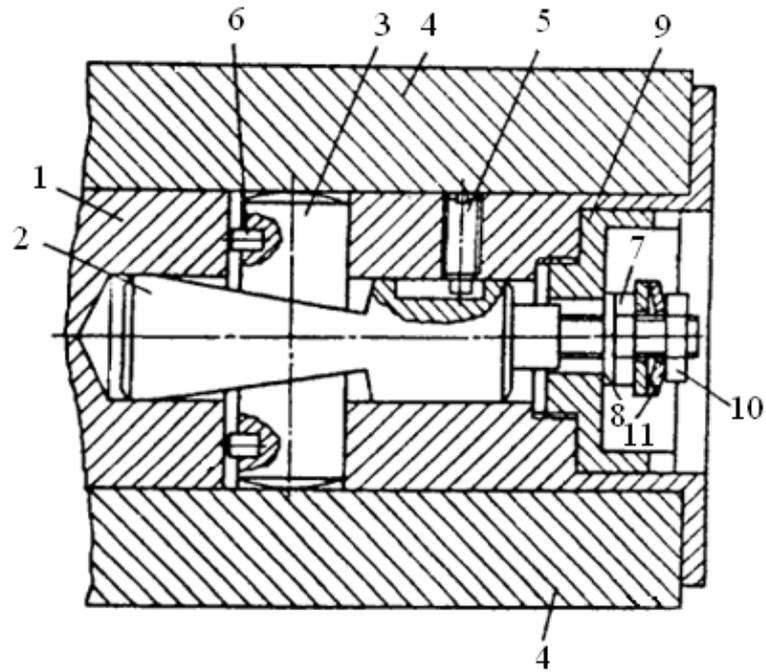


Рисунок 1.20 — Регулировочный механизм диска

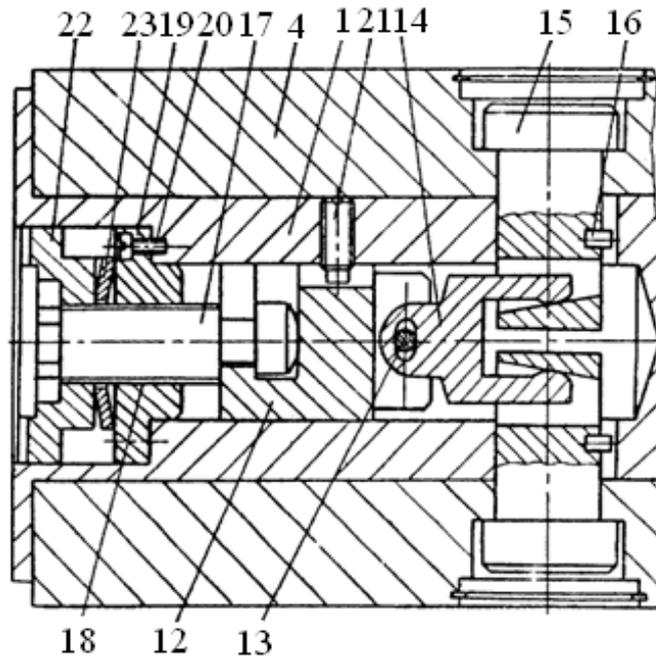


Рисунок 1.21 — Регулировочный механизм диска

При вращении гайки 7 двухскоростной клин 2 перемещается, взаимодействует со штырями 3 и перемещает их на требуемую величину. Штыри 3 определяют положение мелющих вставок 4 относительно корпуса 1. Гайка 7 стопорится тарельчатой пружиной 11 и контргайкой 10. Фиксация мелющих вставок 4 относительно корпуса 1 осуществляется перемещением тяги 17 со штоком 12 и двухскоростной плавающей вилкой 14, взаимодействующей с прихватами 15.

Технические решения, заложенные в данную конструкцию позволяют по мнению авторов повысить надёжность регулировки разгрузочной кольцевой щели и обеспечить большую долговечность и выровненность крупности готового продукта.

Известен также диск ДИМ [136] (рис. 1.22), устанавливаемый в ДИМ с образованием кольцевой разгрузочной щели.

Перед началом работы посредством механизмов регулировки и фиксации положения мелющих вставок 5 устанавливается необходимая величина зазора между дисками. Для этого вращением винта 7 обеспечивают поступательное движение плунжера 6. В результате внутри полости 2 создаётся избыточное давление, передаваемое в соответствии с законом Паскаля на все поверхности, соприкасающиеся с материалом. Под действием этого давления происходит перемещение штырей 4 и вставок 5 на величину:

$$h_1 = \frac{h_2}{2} \cdot \frac{S_2}{S_1}, \quad (1.19)$$

где h_2 — перемещение плунжера 6;

S_2 — поперечного сечения штыря 4;

S_1 — площадь поперечного сечения плунжера 6.

После этого, вращая гайку 17, перемещают тягу 12 вместе с двухскоростной плавающей вилкой 14, которая, взаимодействуя с прихватами 15, осуществляет фиксацию положения вставок 5 относительно корпуса 1.

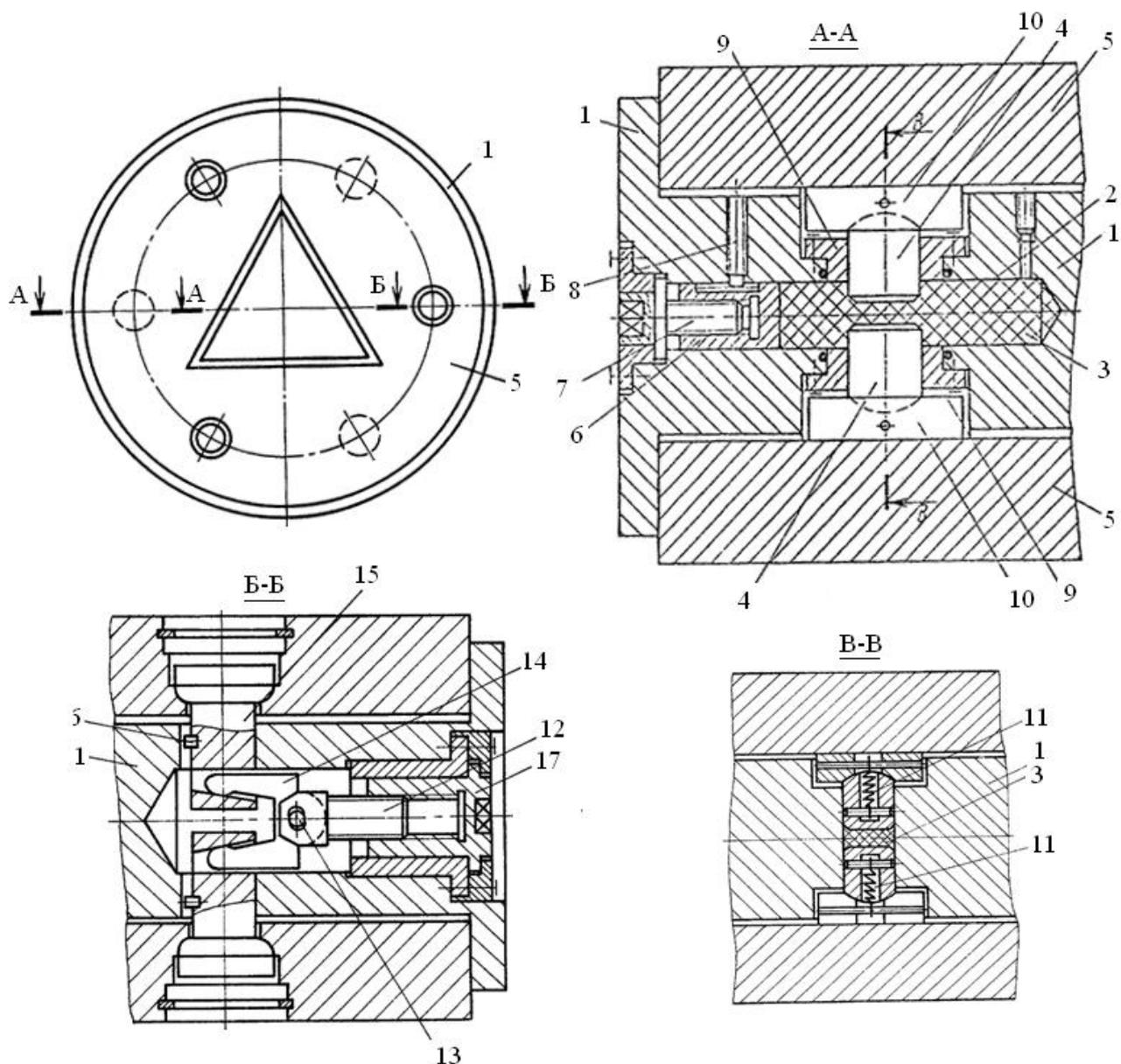


Рисунок 1.22 — Диск ДИМ

Как полагают авторы изобретения такое техническое решение повышает эффективность работы за счёт снижения износа контактирующих поверхностей механизма регулировок мелющих вставок, также при этом снижается вероятность перекоса штырей и их заклинивание ввиду равномерного давления на их торцах.

На рисунке 1.23 и в таблице 1.3 приведены ориентировочные данные анализа диапазона диспергирования материалов и удельных затрат электроэнергии на тонну перерабатываемого сырья (степени измельчения), что следует из анализа возможностей основных типов машин, применяемых в металлургии.



Рисунок 1.23 — Диапазон диспергирования различных машин

Таблица 1.3 — Удельных затрат электроэнергии на тонну перерабатываемого сырья (степени измельчения)

Вид машины	Удельные энергозатраты, кВтч/т (степень измельчения)					
	0(5)	10(25)	20(50)	30(75)	40(100)	50,0(>100)
Щековая	[Red bar from 0(5) to approx. 20(50)]					
Одновалковая зубчатая	[Orange bar from 0(5) to approx. 10(25)]					
Гладковалковая	[Yellow bar from 0(5) to approx. 5(20)]					
Разгонно-ударная	[Green bar from 0(5) to approx. 2(10)]					
Молотковая	[Light blue bar from 0(5) to approx. 0.5(2)]					
Барабанная	[Teal bar from approx. 20(50) to approx. 50(100)]					
Дисковая	[Dark blue bar from approx. 10(25) to approx. 50(100)]					
ДИМ комбинированного действия	[Purple bar from approx. 10(25) to approx. 2(10)]					

С точки зрения анализа процессов дробления и измельчения наглядно видно, что ДИМ комбинированного действия на материал обладают более широким диапазоном сокращения крупности исходного продукта, охватывающим несколько ти-

пов типовых машин при относительно низких удельных затратах энергии. Это связано с тем, что в изучаемых конструкциях ДИМ комбинированного действия совмещены процессы дробления и измельчения, которые протекают одновременно.

Применение подобных конструкций ДИМ позволит повысить производительность, улучшить качество готового продукта, повысить надёжность машин, их ремонтпригодность, что, в конечном счёте, снизит себестоимость измельчения материалов.

Выводы к разделу 1

1. Рассмотрены основные разновидности и особенности применения различных дробильных и измельчительных машин в металлургической промышленности с точки зрения их эффективного применения для переработки металлургического сырья и отходов производства. Выявлено, что в основном для разрушения твёрдых и хрупких материалов применяют раздавливание, для сырья средней вязкости раскалывание, а для более слабых материалов реализуют ударное нагружение.

2. Определены основные способы механического разрушения материалов и установлено, что наименее энергозатратным является разрыв материала изнутри. В металлургической промышленности применение способа разрыва материала изнутри пока неизвестно, тогда как создание усилий излома может быть реализовано в чистом виде или в комбинации со срезом в одновалковых зубчатых дробилках, служащих для приготовления агломерата товарных фракций, пригодных для обеспечения работы доменных печей

3. Выявлено, что условно дроблением принято считать образование после разрушения исходного материала зёрен крупнее 5 мм, измельчением зёрен менее 5 мм. Данные процессы обычно присутствуют в любых ДИМ, однако при их конструировании, как правило, всегда стремятся обеспечить какой-либо один преимущественный процесс, что определяет название машины (дробилка или измельчитель).

4. Установлено, что в широко применяемых ДИМ комбинированное эффективное сочетание процессов дробления и измельчения встречается крайне редко, что вызвано конкретными условиями разрушения и конструктивными решениями.

5. Проанализировано, что главным недостатком основных законов дробления и измельчения выступает невозможность их, что корректируется вводом разнообразных коэффициентов пропорциональности, при этом определение значения работы, необходимой для разрушения при комплексном воздействии различных способов разрушения в одной машине практически невозможно.

6. Выявлен отдельный класс дисковых измельчителей, в которых за счёт изменения конструкции внутренних полостей дисков относительно легко достижимо создание комбинированного воздействия на материал путём перераспределения преимущественных разрушающих усилий в сторону менее энергоёмких, например, удара и среза с последующим калиброванием готового продукта. Создание условий комбинированного воздействия сокращает парк применяемого оборудования и приводит к более рациональным условиям снижения энергозатрат на переработку сырья.

2 СИНТЕЗ СПОСОБОВ И УСТРОЙСТВ КОМБИНИРОВАННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАТЕРИАЛ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ РАЗВИТИЯ

В металлургической промышленности в настоящее время используется значительное количество различных ДИМ, из всего разнообразия которых наибольшее распространение при переработке и приготовления сырьевых компонентов получили представленные в таблице 2.1 [6].

Таблица 2.1 — Основные характеристики ДИМ, применяемых в металлургии

Тип ДИМ	Назначение	Производительность, т/ч	Степень дробления
Щековая	Крупное и среднее дробление руды, известняка, аглоспека и других материалов	2–500	3–30
Конусная	Крупное, среднее и мелкое дробление руды, известняка, топлива и других материалов	75–220	40–120
Гладковалковая	Топливо	до 16	3–40
Зубчатовалковая	Аглоспек	200–900	16–30
Молотковая	Известняк, уголь, бентонит	до 250	30–40
Барабанная	Известняк, бентонит	12–50	50–100
Дисковая	Бой огнеупора	10–12	3–100

Все вышеуказанные машины осуществляют разрушение материалов преимущественно одним из нескольких реализуемым в них способом наложения разрушающих усилий:

щековая дробилка — раздавливание;

- конусная дробилка — раздавливание и истирание;
- конусная гирационная дробилка — раздавливание;
- валковая дробилка с цилиндрическими валками — раздавливание;
- длиннозубчатая валковая дробилка — продавливанием через колосники (срезом);
- молотковая дробилка — свободным ударом на лету;
- барабанная мельница — ударом и истирание.

В связи с таким принципом обеспечения воздействия на материал создание условий более высокой концентрации нагрузки практически не осуществляется, разве что за исключением мельниц барабанного типа (шаровых и стержневых) и то, обладающих повышенными энергозатратами и вероятностью переизмельчения материала.

Таким образом, возникают предпосылки создания ДИТ с повышенными характеристиками показателей эффективности работы, которые условно можно классифицировать таким образом:

- комбинированного действия [137], сочетающей в себе одновременно процессы дробления и измельчения и различные виды разрушения, протекающие последовательно;
- многоступенчатой обработки материалов до необходимой крупности;
- повышение степени энергии, идущей непосредственно на полезное разрушение исходного материала.

2.1 Предпосылки создания принципиально новых ДИМ

Ведущим направлением совершенствования и развития современных технологических процессов, систем и устройств является создание новых [139, 140], эффективных способов, машин, узлов и изделий, направленных на увеличение основных критериев работоспособности, главными из которых являются производительность, качество работы, надёжность, прочность, износостойкость, долговечность и др.

С учётом такого подхода инновационная деятельность является основополагающим вектором, задающим формы и разновидности изобретательского уровня решаемых задач, что подтверждается и обеспечивается международными масштабами на основе стандартизации.

Международная классификация изобретений [140] обеспечивает унифицированный подход и предусматривает огромное разнообразие направлений создания новых продуктов и технологий, а также всестороннее улучшение существующих их аналогов.

С учётом основополагающей роли в развитии техногенного общества главенствующие значения получили направления создания новых промышленных технологических процессов и технических устройств для их реализации. Так как исходным сырьём для всех видов деятельности являются ресурсы земного шара, добываемые в качестве полезных ископаемых, одним из основных массовых в промышленных масштабах видов деятельности человечества служит подготовка и обогащение сырья на основе процессов дробления, измельчения и сортировки. Отсюда главенствующая роль отводится процессам диспергирования и огромному разнообразию способов разрушения материалов, в том числе и с использованием последних достижений мировой науки и техники.

2.2 Синтез машин комбинированного действия, сочетающих преимущественное истирание и другие виды воздействия на материал

Применение дисковых мельниц известно достаточно давно, например, для получения муки из зерновых сельскохозяйственных культур. Однако сам принцип работы долгое время не претерпевал никаких существенных изменений, что снижало его эффективность вплоть до фактически полного вытеснения дисковых машин из промышленного производства. Совершенствование данного направления осуществлялось путём интенсификации движения материала в рабочей камере, создания не типичных для данного класса машин

условий наложения мелющих нагрузок (срез, удар, самоизмельчение и др.), дополняющих основной принцип воздействия на сырьё истиранием. Таким образом, были синтезированы новые способы и устройства, рассматриваемые ниже.

В металлургическом производстве дисковые или жерновые мельницы могут применяться для получения мелкого продукта, например, как, в условиях работы филиала № 1 Южный горно-металлургический комплекс «Алчевский металлургический комбинат» для переработки боя огнеупорного кирпича. В них продукт подвергается преимущественно срезу между дисками с окончательным истиранием при выходе из щели, в результате чего его фракционный состав оказывается более выровненным по крупности (менее размера щелевого зазора). Рабочие органы машин такого типа движутся, как правило, с невысокими частотами вращения, и, следовательно, время обработки исходного сырья в рабочей камере у них более продолжительное.

Основными факторами, влияющими на эффективность работы таких устройств, являются следующие:

- а) величина рабочего зазора между дисками;
- б) форма зазора;
- в) условия движения дисков друг относительно друга;
- г) особенности конструкции дисков;
- д) условия подачи материала в мельницу.

Матрица вариантов основных принципиально новых конструкций машин такого типа приведена на рисунке 2.1.

Целесообразность улучшения конструкций дисковых измельчителей осуществляется в соответствии со степенью влияния каждого из вышеперечисленных факторов на эффективность работы (рис. 2.1). Варианты повышения эффективности для таких мельниц реализованы в девятнадцати конструкциях и одном способе измельчения материалов, принципиальная новизна которых подтверждена пятнадцатью авторскими свидетельствами СССР и четырьмя патентами Украины.

Технологический эффект	Элементы конструкций																		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Повышение степени измельчения	+	+	+	+	+	+	+		+	+	+	+	+	+	+			+	+
Выровненность готового продукта	+	+	+		+	+			+	+		+			+	+			+
Снижение энергозатрат				+				+					+	+				+	+
Повышение производительности	+	+			+	+		+		+	+	+			+	+	+		+
Повышение надежности	+	+						+	+			+	+						
Упрощение конструкции								+	+			+	+						
Самоизмельчение материалов	+	+																	

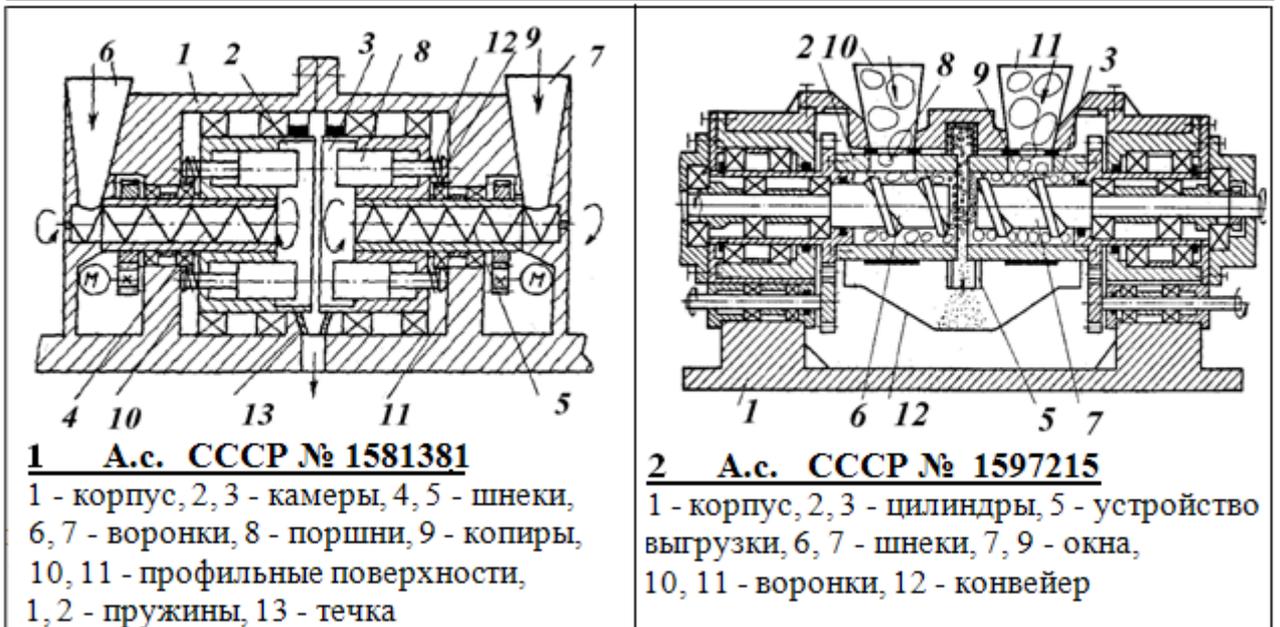
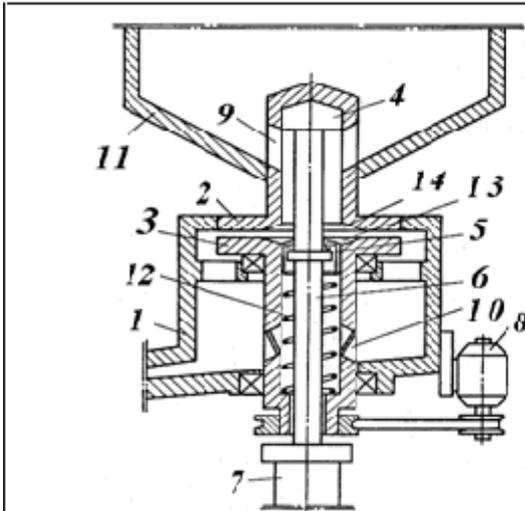
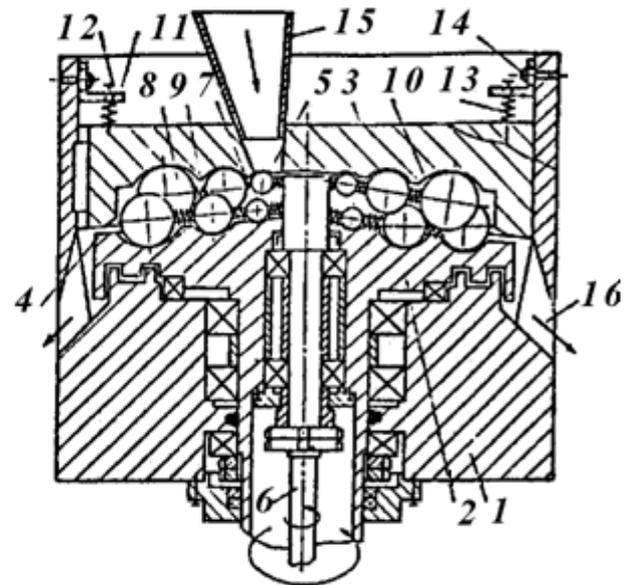


Рисунок 2.1, лист 1 — Варианты новых решений комбинированного измельчения в связи с их технологическим эффектом



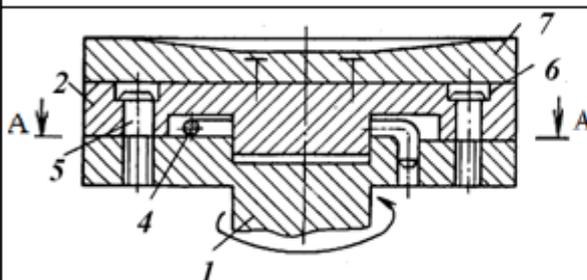
3 А.с. СССР № 1592039

1 - корпус, 2, 3 - камеры, 4, 5 - плунжера,
6 - тяга, 7 - привод, 8 - двигатель,
9, 10 - окна, 11 - бункер, 12 - пружина,
13, 14 - рабочие полости

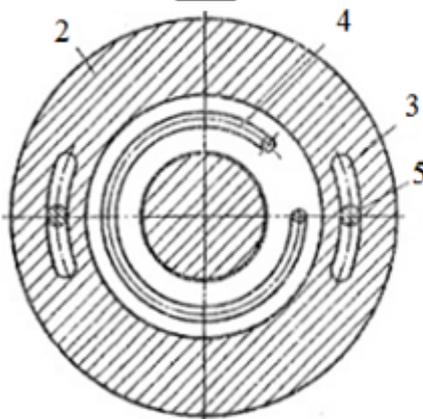


4 А.с. СССР № 1627246

1 - корпус, 2, 3 - диски, 4 - кольцевая
щель, 5 - загрузочное отверстие,
6 - вал, 7 - оси, 8 - шары, 9, 13 - пружины,
10 - канавки, 11 - упоры, 12 - болты,
14 - механизм регулировки,
15 - загрузочная воронка, 16 - отводы

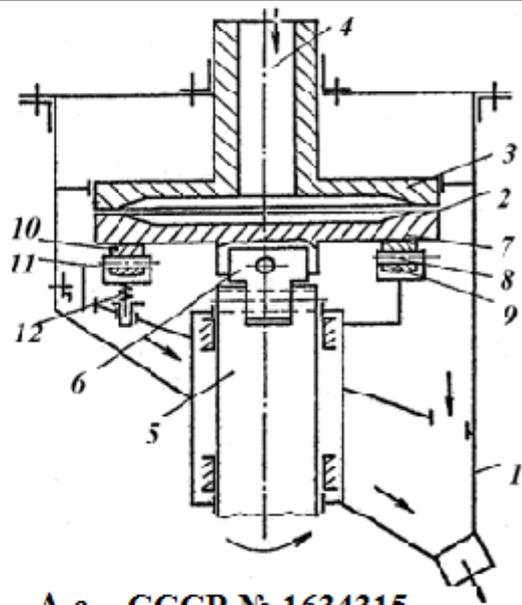


A-A



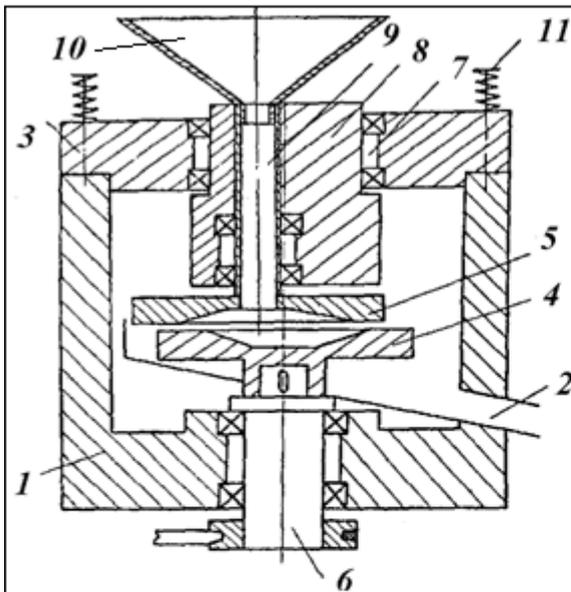
5 А.с. СССР № 1629091

1 - обойма, 2 - планшайба, 4 - упругий
элемент, 5, 6 - пальцы, 6 - диск



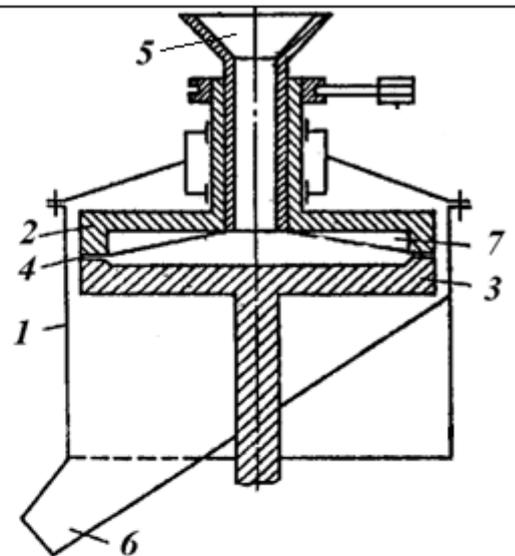
6 А.с. СССР № 1634315

1 - корпус, 2, 3 - диски, 4 - отверстие,
5 - вал, шарнир, 7 - профилированная
поверхность, 8, 10 - ролики, 9, 11 - оси,
12 - пружины



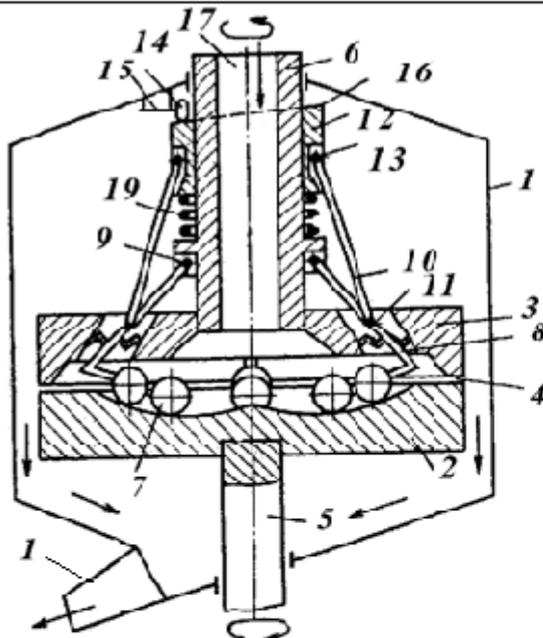
7 А.с. СССР № 1636041

1 - корпус, 2 - течка, 3 - крышка,
4 - диск, 5 - диск, 6 - вал, 7 - окно,
8 - полый вал, 9 - отверстие,
10 - воронка



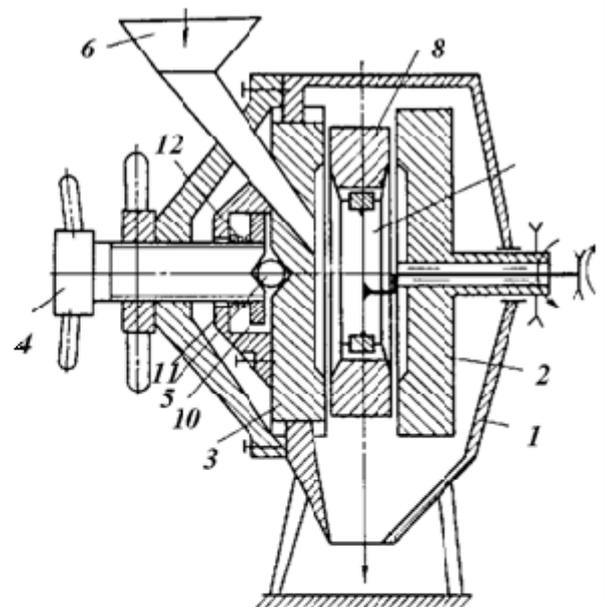
8 А.с. СССР № 1662679

1 - корпус, 2, 3 - диски, 4 - кольцевая
щель, 5 - загрузочная воронка,
6 - устройство для выгрузки,
7 - выступы диска



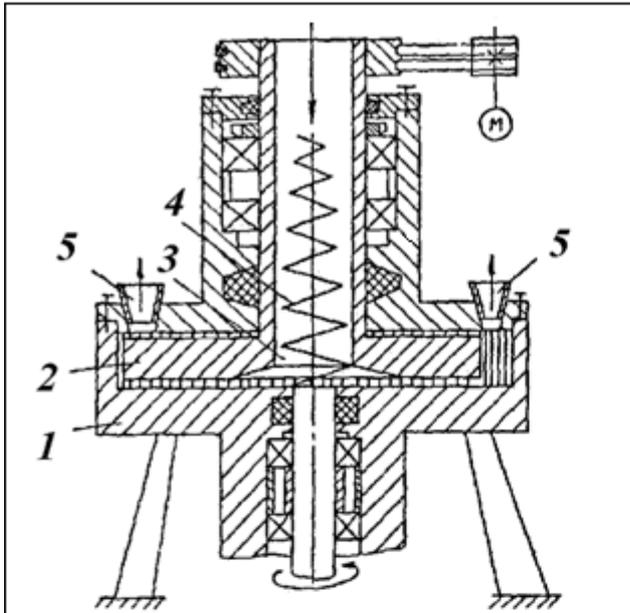
9 А.с. СССР № 1717218

1 - корпус, 2, 3 - диски, 4 - кольцевая щель,
5 - вал, 6 - полый вал, 7 - шары, 8 - стержни,
9, 11, 13 - шарниры, 10 - тяги, 12 - кольцо,
14 - шары, 15 - ось, 16 - профилированная
поверхность, 17 - загрузочное отверстие,
18 - течка, 19 - пружина



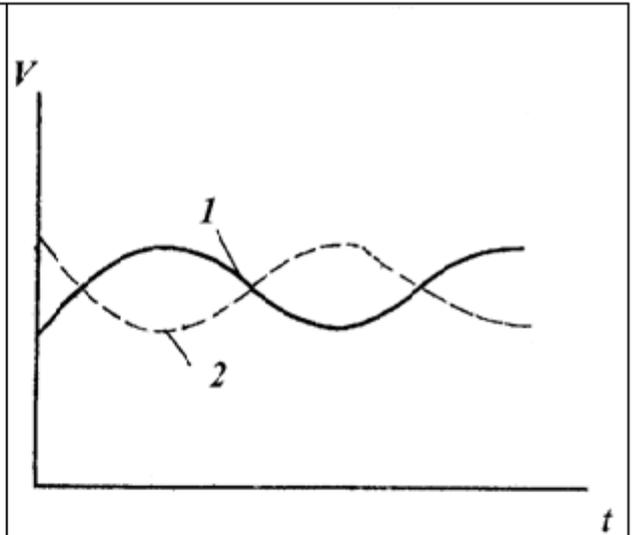
10 А.с. СССР № 1620130

1 - корпус, 2, 3 - диски, 4 - винт,
5 - шаровая опора, 6 - воронка,
7 - отвод, 8 - кольцо, 9 - водило,
10, 11 - бурты, 12 - пружина



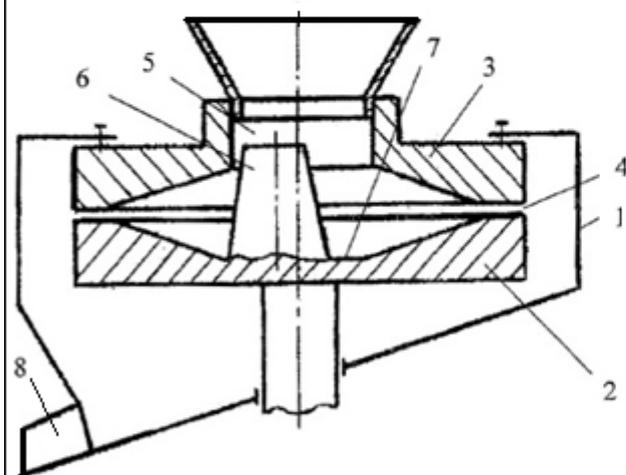
11 А.с. СССР № 1625523

1 - рабочая камера, 2 - диск, 3 - загрузочное отверстие, 4 - шнек, 5 - загрузочные конуса



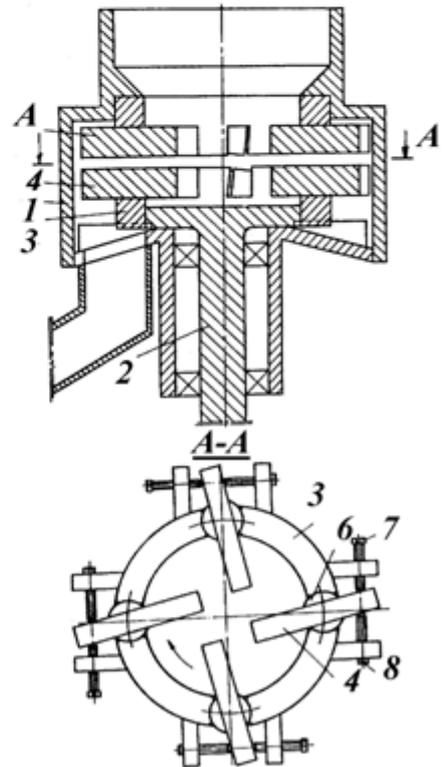
12 А.с. СССР № 1644999

1 - график изменения скорости первого диска,
2 - график изменения скорости второго диска



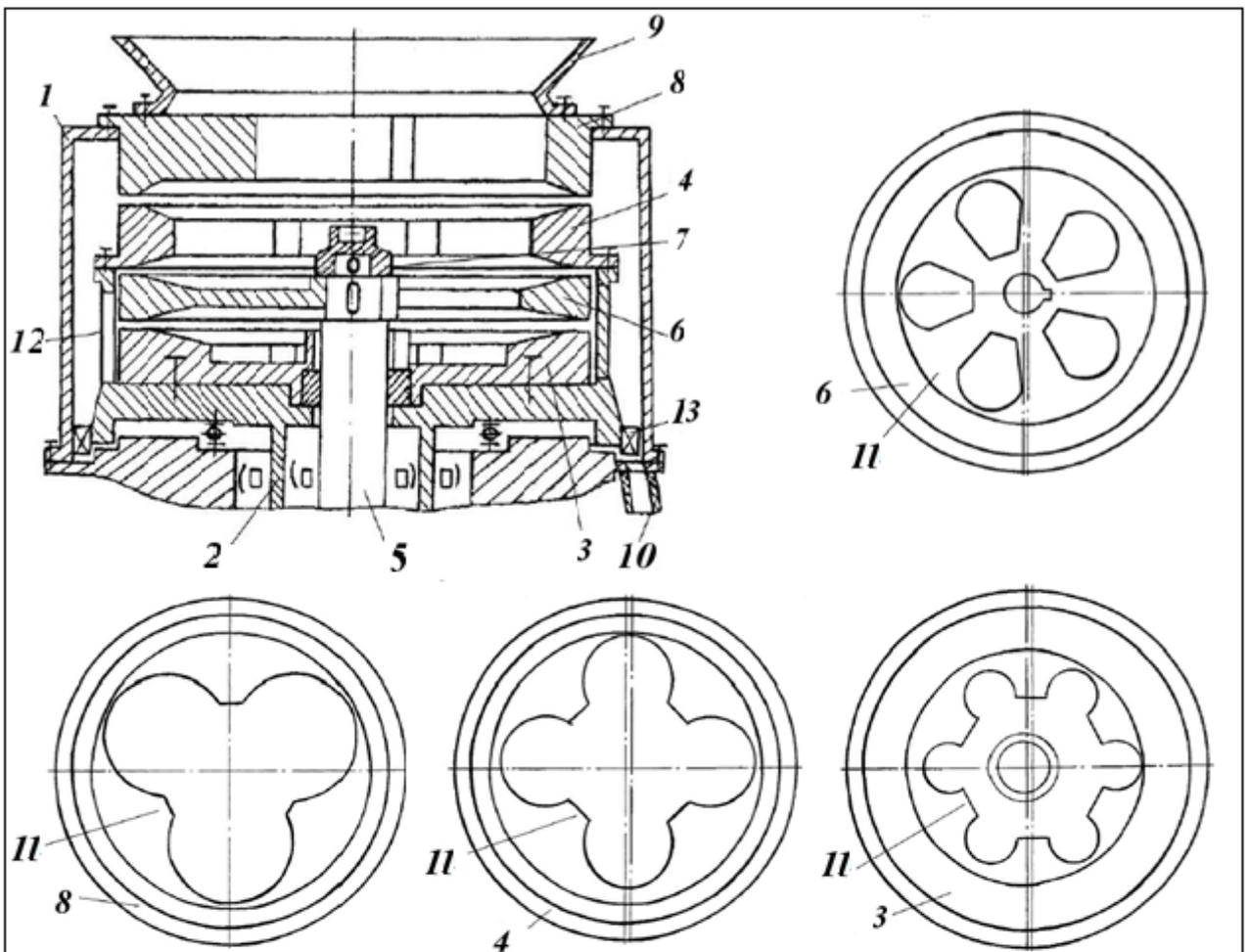
13 Пат. Украины № 54716

1 - корпус; 2 - нижний диск; 3 - верхний диск; 4 - кольцевая щель; 5 - загрузочное отверстие; 6 - конический выступ; 7 - рабочая торцевая поверхность нижнего диска; 8 - разгрузочное отверстие



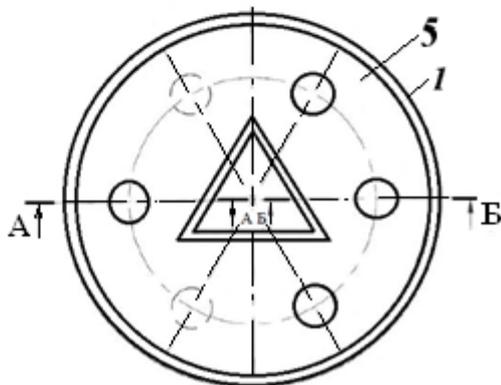
14 А.с. СССР № 1551416

1 - корпус, 2 - ротор, 3 - кольца, 4 - ножи, 6 - шарниры, 7, 8 - упоры



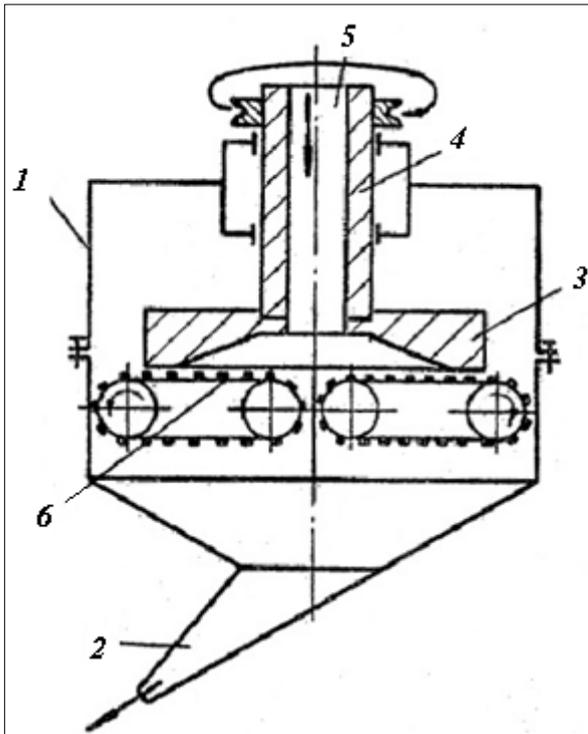
15 Пат. Украины № 52417

1 - корпус; 2 - вертикальный полый вал;
 3 - чашеобразный диск; 4 - кольцо;
 5 - вал; 6 - кольцо; 7 - перемешиватель;
 8 - кольцо; 9 - загрузочный патрубок;
 10 - разгрузочный патрубок; 11 - выступы;
 12 - разгрузочные окна; 13 - скребки



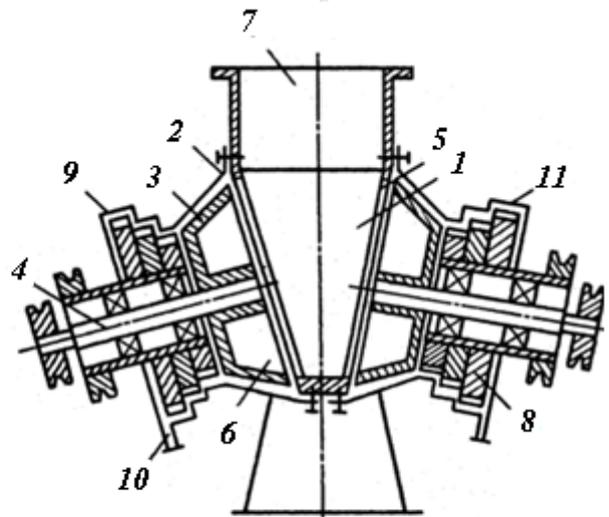
16 Пат. Украины № 87360

1 - корпус; 5 - мелющие вставки;
 6 - захват; 7 - пружина



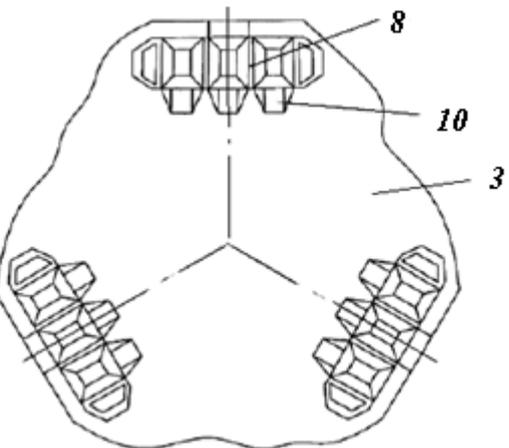
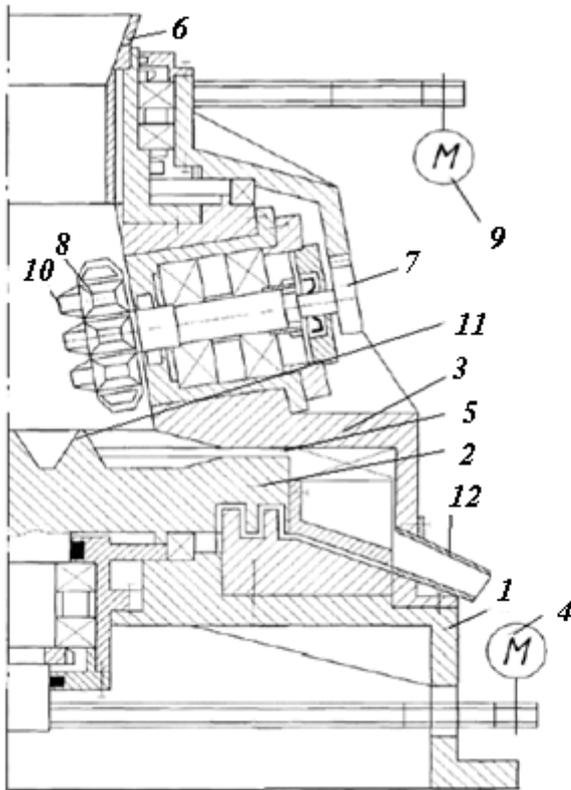
17 А. с. СССР № 1717213

1 – корпус, 2 – разгрузочный желоб,
3 – диск, 4 – вал, 5 – загрузочный
патрубок, 6 – конвейера



18 А. с. СССР № 1744831

1 – помольная камера, 2 – фланцы,
3 – диски, 4 – валы, 5 – кольцевые
разгрузочные щели, 6 – лопасти,
7 – загрузочное отверстие, 8 – роторы,
9 – обечайки, 10 – устройства для выхода
готового продукта



19 Пат. Украины № 87379

1 – корпус, 2, 3 – чаши,
4, 9 – привод, 5 – разгрузочная щель
6 – загрузочная воронка, 7 – шестерня,
8 – дробильная головка, 10, 11 – зубья
12 – лоток

2.2.1 Организация условий самоизмельчения

Ввиду того, что большую роль играют условия подачи сырья для создания дополнительного давления можно применять подпрессовывание измельчаемого материала поршнями, как в устройстве для измельчения [141]. Каждая камера снабжена загрузочным патрубком и вертикальным диском с поршнями, равномерно расположенными по его окружности, при этом внутренние торцовые поверхности корпуса выполнены профилированными, а на штоках поршней смонтированы подпружиненные копиры, взаимодействующие с профилированными поверхностями, причём приспособления для ввода материала выполнены в виде шнеков (рис. 2.1, лист 1, вариант 1).

В устройстве для измельчения реализован принцип самоизмельчения материалов за счёт истирания между дисками, при этом для непрерывной подачи исходного сырья в зону разрушения применяются шнековые устройства, которые создают повышенное давление на зёрна [142]. Устройство снабжено шнеками, каждый из которых установлен в полом цилиндра с возможностью противоположного вращения относительно него со скоростью больше скорости вращения цилиндра, при этом каждая камера имеет загрузочное отверстие (рис. 2.1, лист 1, вариант 2).

Данные технические решения позволяют повысить производительность, степень самоизмельчения, надёжность работы при одновременном выигрыше в выровненности фракционного состава готового продукта и способствует самоизмельчению материалов, но требуют и больших энергозатрат на реализацию.

2.2.2 Интенсификация измельчения материала внутри рабочей камеры

Устройство для измельчения твёрдого материала интенсифицирует измельчение посредством плунжеров в рабочих камерах и между ними [143] при вертикальной компоновке рабочей камеры. Плунжеры жёстко связаны между собой в осевом направлении, при этом один из них выполнен с возможностью осевого перемещения относительно другого плунжера (рис. 2.1, лист 2, вариант 3).

Повышение концентрации нагрузки на материал может достигаться путём размещения между дисками шаров, диаметр которых увеличивается от центра к периферии. Шары могут дополнительно поджиматься к диску за счёт шарнирных тяг [144]. Она имеет пропущенный через нижний диск вертикальный вал с радиальными стержнями-осями, которые размещены радиально между дисками в два уровня, при этом стержни-оси смещены от яруса к ярусу на половину по сравнению со стержнями-осями иного уровня, а шары, установленные на стержнях-осях, отделены друг от друга с помощью пружин (рис. 2.1, лист 2, вариант 4).

Размольный орган по обеспечивает дополнительное частичное вращение рабочей поверхности диска в разные по направлению вращения стороны за счёт сил трения в рабочей зоне и возвратной пружины самого диска [145]. Он снабжён установленной с возможностью проворота на обойме и соединённой с ней посредством упругого элемента планшайбой, выполненной с дугообразными пазами, причём диск закреплён на планшайбе, а обойма соединена с планшайбой проходящими через дугообразные пазы последней, пальцами (рис. 2.1, лист 2, вариант 5).

Устройство для измельчения обеспечивает качание нижнего диска относительно верхнего, чем создаются дополнительные усилия в рабочей камере и наряду с его истиранием осуществляется раздавливание материала [146]. Механизм периодического качания реализован в виде роликов, которые установлены по окружности нижнего диска, оснащённого профильной торцевой поверхностью, с которой контактируют ролики, причём минимум два расположенные из них являются эксцентричными, причём их оси неподвижно установлены в корпусе, оси иных роликов относительно корпуса имеют упругую связь с помощью пружин; причём нижний диск связан с приводным валом посредством универсального шарнира (рис. 2.1, лист 2, вариант 6).

Эксцентричное взаимное расположение дисков друг относительно друга применено в дисковой мельнице по а. с. СССР № 1636041 [147], что обеспечивают более тонкое измельчение и способствуют выравниванию гранулометрического состава готового продукта.

В дисковой мельнице [148] увеличение контактных усилий на материал достигается наличием на верхнем диске выступов, а на нижнем — вертикальных разгрузочных щелей. В нижнем диске выполнены вертикальные разгрузочные щели, радиально направленные выступы имеют треугольный или окружной профиль и распределены по секторам таким образом, что каждый сектор относительно направления вращения верхнего диска начинается с выступа наибольшей высоты, а высота других выступов сектора последовательно уменьшается, при этом высота каждого выступа в направлении от центральной части диска к периферии увеличивается (рис. 2.1, лист 3, вариант 8). Подвергаемое измельчению сырьё (кроме истирания) раскалывается острыми кромками выступов при его попадании в щели.

В конструкции мельницы повышение концентрации нагрузки на материал достигается путём размещения между дисками шаров, диаметр которых увеличивается от центра к периферии. Они располагаются в кольцевых канавках [149]. Она оборудована тягами, сочленёнными нижними концевыми частями с помощью шарниров со стержнями, пропущенными сквозь верхний диск, закреплённый на полом валу (рис. 2.1, лист 3, вариант 9).

Эксцентричное расположение дисков друг относительно друга также используется в установке для тонкого измельчения материалов [150]. Она снабжена расположенным между дисками приводным водилом, эксцентрично связанным с валом своего привода и установленным на водиле с возможностью свободного осевого перемещения кольцом, причём на регулировочном винте и диске на шаровой опоре закреплены разделённые пружиной бурты (рис. 2.1, лист 3, вариант 10).

Дополнительные воздействия на материал обеспечивает мельница, что достигается эксцентричным расположением верхнего диска по отношению к нижнему, а также частичным его расположением внутри последнего [151]. Размольный орган имеет осевое загрузочное отверстие, через которое проходит нагнетающий шнек, разгрузочный патрубок размещён в верхней части рабочей камеры, а внутренняя боковая стенка рабочей камеры имеет рифления, при этом сам рабочий орган изготовлен в виде диска, поперечное сечение которого является эллипсом (рис. 2.1, лист 4, вариант 11).

Для повышения эффективности работы дисковых мельниц разработан способ измельчения материалов, при применении которого интенсифицируется процесс самоизмельчения [152]. Обработку материала осуществляют при различных скоростях вращения дисков, а разность скоростей дисков периодически изменяют с положительной на отрицательную (рис. 2.1, лист 4, вариант 12), что способствует более лучшему перемешиванию частиц материала во время измельчения.

Для создания комбинированных условий действия на материал предварительно путём раздавливания и окончательно истиранием синтезирована мельница [153]. Нижний диск соединён коническим выступом, который выполнен на торцевой поверхности диска эксцентрично его оси, причём верхняя часть выступа размещена в загрузочном отверстии верхнего диска (рис. 2.1, лист 4, вариант 13).

Усовершенствованные конструкции приведенных машин и способ измельчения повышают эффективность переработки сырья за счёт создания дополнительных усилий в рабочей зоне.

2.3 Дополнительное создание условий среза

Конструкция мельницы [154] обеспечивает предварительное измельчение материала ножами с последующим его истиранием между дисками, которые установлены в пазах колец также и с возможностью поворота в направлении вращения кольца, при этом каждый нож установлен в пазе кольца с помощью шарнира с регулируемым упором (рис. 2.1, лист 4, вариант 14).

Многодисковая машина [155] позволяет осуществлять более интенсивное диспергирование за счёт нескольких ступеней среза (излома), что увеличивает эффективность. Внутренние поверхности чашеобразного диска и колец, размещённых между ним и верхним кольцом, установлены с эксцентриситетом относительно оси устройства, толщина колец уменьшается сверху вниз, при этом количество выступов увеличивается (рис. 2.1, лист 5, вариант 15).

Оперативное управление крупностью готового продукта и компенсация износа рабочих органов достигается применением регулируемого диска [156], в котором внутри разъемного корпуса соосно ему размещено зубчатое колесо, связанное внутренним зацеплением с шестернями, каждая из которых взаимодействует с резьбой разного направления с двумя домкратами (рис. 2.1, лист 5, вариант 16). Снижается трудоёмкость регулирования и повышается точность установки.

2.4 Комбинированные ДИМ дискового типа

Особый интерес представляют собой комбинированные ДИМ, которых объединяют в себе несколько машин, совмещённых в единой конструктивной базе.

Предварительное фракционирование можно проводить с помощью дробилки [157], где приводной транспортирующий и измельчающий орган выполнен в виде пластинчатых конвейеров, установленных с возможностью противоположного перемещения ветвей, обращённых к диску (рис. 2.1, лист 6, вариант 17).

Измельчитель представляет собой комбинированную конструкцию, частично обеспечивающую самоизмельчение в центральной рабочей камере с последующим доизмельчением расположенными на общих валах с чашечными мешалками роторными мельницами [158]. Он снабжён соосно установленными на валах со стороны днищ тарельчатых дисков многоступенчатыми бильными роторами и охватывающими их обечайками (рис. 2.1, лист 6, вариант 18).

Измельчитель [159] предназначен для повышения эффективности предварительного дробления за счёт того, что рабочая полость верхней чаши выполнена в виде усечённой пирамиды, направленной большим основанием вниз, на её боковых гранях установлены с возможностью вращения, дробильные головки, при этом боковые и внешние торцевые поверхности дробильных головок, а также дно нижней чаши имеют зубья (рис. 2.1, лист 6, вариант 19). Это позволяет повысить производительность на 40–50%.

2.5 Усовершенствованная классификация ДИМ комбинированного действия на материал

На основе синтезированных вариантов принципиально-новых конструкций ДИМ комбинированного воздействия на материал, а также известных ранее разновидностей подобных машин, с учётом того, что классификация дисковых машин практически отсутствует, предлагается классификация дробильно-измельчительных машин по конструктивным особенностям рабочих органов, согласно которой дисковые дробильно-измельчительные машины, сочетающие в себе процессы разрушения материалов сдвигом и истиранием, рассматриваются в виде отдельного класса.

ДИМ комбинированного действия на материал подразделяются на восемь основных видов (прил. Б):

1. По приоритетному способу наложения усилий:

- истирание;
- удар;
- срез;
- изгиб;
- сжатие;
- комбинирование усилий.

2. По условиям подачи сырья:

- свободная;
- принудительная;

3. По количеству подвижных дисков:

- один;
- несколько.

4. По частоте вращения дисков:

- с постоянной частотой вращения;
- с переменной частотой вращения;

5. По расположению осей вращения дисков:

- параллельные (соосные, эксцентричные);
 - пересекающиеся;
 - перекрещивающиеся.
6. По количеству щелей:
- однощелевые;
 - многощелевые;
7. По конструкции дисков:
- сплошные;
 - составные;
 - цилиндрические;
 - фигурные;
 - с окнами (сквозными, глухими);
 - с мелющими телами;
8. По типу привода:
- электрический;
 - гидравлический;
 - комбинированный.

Необходимо отметить, что помимо традиционно применяемого электромеханического привода в настоящее время делаются широкие попытки его замены на гидравлический привод. Неоспоримым преимуществом которого является более высокая надёжность и создание значительно больших разрушающих усилий, что в ближайшем будущем может иметь широкое внедрение.

2.6 Перспективы развития ДИМ

Для увеличения концентрации разрушающей нагрузки, а, следовательно, и более эффективного его измельчения возможно создание условий периодического качания одного из дисков в плоскости параллельной оси вращения. При этом механическим путём обеспечивается действие на материал одновременно истирающих

и раздавливающих усилий, а качательные движения интенсифицируют процессы раздавливания и истирания материала в рабочей камере.

Механизированный привод качания обладает существенный недостаток, заключающимся в сложности надёжной реализации такого движения и значительном усложнении конструкции мельницы, что резко снижает её надёжность работы и ремонтпригодность.

Таким образом, возникает вопрос о поиске пути решения надёжного привода качания диска и простоты его практической реализации, что можно достичь, например, повышением эффективности работы дисковых ДИМ за счёт их снабжения гидроприводом для реализации возможности периодического сжатия дисков.

Недостатком реализации данной схемы является большое количество дополнительных электродвигателей, приводящих к удорожанию и усложнению конструкции машины в целом, а также существенная инерционность системы управления, вызванная суммарными задержками периодов срабатывания системы электродвигатель–насос–толкатель [160].

Более целесообразным представляется организация управления качанием диска с помощью гидравлического привода. В зависимости от режимов работы, свойств и видов измельчаемых материалов подбирается оптимальное соотношение гидротолкателей к мощности гидропривода и всей установки в целом. При этом стоит отметить, что количество гидротолкателей в дисковой мельнице может быть установлено в любом объёме, необходимом для обеспечения эффективной работы машины по качеству готового продукта (фракционного состава) и производительности.

Основными достоинствами предложенной схемы являются: дешевизна конструкции, высокая надёжность, простота исполнения системы без существенных изменений в конструкции дискового измельчителя, отсутствие дорогой аппаратуры, таких как электрогидравлические толкатели, высокое быстродействие системы, вследствие низкой инерционности, простота исполнения системы управления гидроприводами.

Для успешного решения создание возможности организации способа наложения импульсных нагрузок на рабочие органы дисковой мельницы с помощью гидротолкателей, управляемых программируемым микропроцессором требуется:

1. Расчёт гидравлической системы толкателей, времени срабатывания каждого цилиндра (плунжера), периодичность включения цилиндров (плунжеров), количество цилиндров (плунжеров).

2. Реализация системы управления распределителями, на базе современных микропроцессорных средств.

Управление амплитудой периодических колебаний поршней исполнительных гидроцилиндров, можно осуществить несколькими способами [161–164]:

1) изменением напряжения смещения выходного сигнала задающего генератора;

2) изменением амплитуды выходного сигнала задающего генератора;

3) изменением частоты задающего сигнала генератора.

Так, изменением напряжения смещения выходного сигнала задающего генератора можно регулировать зазоры между рабочими дисками измельчителя. Положительное значение напряжения смещения увеличивает зазор между дисками, тем самым увеличивая крупность дробимого материала, и наоборот, отрицательное к уменьшению крупности помола.

Второй способ регулирования, например, при уменьшении амплитуды выходного сигнала задающего генератора в два раза, наоборот увеличивает время переходного процесса также в два раза, при этом амплитуда колебания поршней исполнительных гидроцилиндров уменьшается пропорционально входному сигналу задающего генератора. Поэтому, если нет дополнительных требований технологии измельчения, данный способ применим для реализации периодических колебаний, если требуется фиксированное значение частоты генератора.

Третий способ регулирования осуществляется посредством изменения частоты задающего генератора. Для его реализации необходимо знать амплитудно-частотную характеристику гидропривода.

Основными достоинствами предложенного решения являются: синхронизация работы всех гидроцилиндров вне зависимости от приложенной нагрузки на каждый из них, дешевизна конструкции, высокая надёжность, простота исполнения системы без существенных изменений в конструкции дискового измельчителя, отсутствие дорогой аппаратуры, такой как электрогидравлические толкатели, высокое быстродействие системы, вследствие низкой инерционности, простота исполнения системы управления гидроприводами [160–165].

Выводы по разделу 2

1. Выполнен синтез принципиально новых конструкций ДИМ комбинированного воздействия на перерабатываемый материал с учётом ранее рассматриваемого системного подхода, а также обозначены вероятные перспективы развития таких машин на основе применения гидравлического привода.

2. Установлено, что измельчение сырья на основе его саморазрушения друг о друга является перспективным направлением, способствует повышению степени измельчения, выровненности готового продукта, однако требует некоторого усложнения конструкций мельниц, направленных на обеспечение устойчивой подачи материала в рабочую камеру.

3. Выявлено, что интенсификация движения материала внутри рабочей камеры может достигаться организацией сырьевого подпора, концентрацией разрушающих усилий за счёт более высокой концентрации разрушающей нагрузки, знакопеременными нагрузками и усилиями сдвигов, и реверсированным воздействием. Конкретные условия конструирования ДИМ необходимо выбирать в зависимости от свойств исходного материала, требованиям к готовому продукту и производительности.

4. Определено, что создание дополнительных условий среза обеспечивает разрушение сырья с меньшими энергозатратами, что достигается внутри рабочей камеры ДИМ при последующем калибровании готового продукта в щелевом зазоре на периферии дисков.

5. Показано, что ДИМ комбинированным типом воздействия на материал обладают повышенной эффективностью за счёт организации в рабочем пространстве по его объёму различных условий разрушения и, по сути, объединяют в себе несколько (два и более) машин, совмещённых в единой конструктивной базе. При этом они обладают относительной простотой конструкции, что делает их перспективными для переработки металлургического сырья и отходов производства.

6. Предложены основы классификации ДИМ, обладающих эффектом комбинированного воздействия на перерабатываемый материал, включающая возможные разновидности вариантов, встречающихся в открытых источниках информации.

7. Установлено, что повышение эффективности работы дисковой мельницы возможно достичь с помощью создания условий импульсного воздействия на материал за счёт организации качания диска.

8. Логически следует, наиболее перспективным способом организации возможности создания импульсных нагрузок является использование гидротолкателей, управляемых программируемым микропроцессором. В зависимости от режимов работы, свойств и видов измельчаемых материалов подбирается оптимальное соотношение гидротолкателей к мощности гидропривода и всей установки в целом. Величины зазоров между рабочими дисками измельчителя можно регулировать изменением напряжения смещения выходного сигнала задающего генератора. В зависимости от технологических условий возможно управление амплитудой периодических колебаний поршней исполнительных гидроцилиндров.

10. Предположено, что при практической реализации различных вариантов конструктивного исполнения ДИМ целесообразно применять принципы комбинирования с учётом конкретно решаемых задач, вида перерабатываемого материала, производительности и желаемого фракционного состава готового продукта.

3 ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РАБОТЫ ДИМ

В масштабах земного шара на диспергирование самых различных материалов расходуется более 70 млрд. кВтч энергии, что в общем производстве электрической энергии составляет около 10 %, при этом на рабочие органы ДИМ используется более 2,5 % металла, производимого на планете [6]. Известно [166], что огромная доля энергии потребляется процессами на получение наиболее рациональных классов фракционного состава сырья не только для металлургических процессов, но также и для готового потребительского продукта.

В связи с этим основополагающим направлением изучения, развития и изготовления являются методы научного анализа данной техники, в том числе аналитическое изучение процессов, протекающих на всех этапах переработки материала [167–171]. Возможно множество конструктивных вариантов исполнения дробильных и измельчительных машин, в частности, на базе принципиально-новых технических решений, полученных в результате синтеза инновационных способов диспергирования материалов и конструкций на основе различных методов научного творчества [172–175]. Так, например, при дроблении окучкованной путём обжига железной руды полученный при этом агломерат, по условиям доменной плавки, требует дробления на куски с размерами от 30 до 70 мм [176–179], что является труднодостижимым в применяемых для этого одновалковых зубчатых дробилках. Разгонно-ударные и молотковые машины наоборот склонны к переизмельчению сырья [180–185], что требуют высокой технологии изготовления. Следовательно, ДИМ, оказывающие комбинированное воздействие на материал [186, 187] требуют серьёзного теоретического изучения, так как включают в себя одновременно оба процесса диспергирования (дробление и измельчение) и в связи с этим обладают более широким диапазоном степени измельчения.

Среди всего разнообразия преобладающими способами обеспечения загрузки материалов для его переработки являются их транспортирование с помощью ленточного конвейера, и другими видами подъёмно-транспортных машин.

Повышение эффективности работы дробильно-измельчительных комплексов при переработке различных материалов, обогащении железных руд и углей может быть достигнуто на стадии проектирования технологической линии, путём решения задачи рациональной динамической сбалансированности процессов загрузки и выгрузки дробильных машин [188]. Некоторым аспектам данной проблемы посвящены исследования [189], проводимые ранее при непосредственном участии автора в научно-исследовательском проектно-конструкторском институте проблем дробления и измельчения материалов. Снижение энергоёмкости процессов дробления при повышении требований к уровню автоматизации комплексов, а также увеличение надёжности оборудования в целом, является актуальной задачей.

3.1 Загрузка исходного материала в ДИМ

Рациональная подача исходного материала в ДИМ, как правило, требует учёта особенностей конструктивного исполнения каждой конкретной машины. Таким образом вопросы, связанные с обеспечением питания ДИМ сырьём являются достаточно актуальными и иной раз требуют тщательного изучения даже на этапе компонования схемы размещения оборудования с учётом заданных технических характеристик.

Анализ отечественных и зарубежных разработок показал, что основное внимание уделяется совершенствованию конструкций загрузочных конвейеров, оснащению их регулируемыми приводами и автоматическим управлением [190, 191]. При этом параметры загрузочных конвейеров определяются, исходя из расчётных или заданных тяговых усилий, без учёта динамики процессов загрузки [192].

Подача исходных компонентов с помощью ленточного конвейера нашла широкое распространения для процессов загрузки ДИМ, в частности для загрузки боя огнеупорного кирпича при его переработке на сырьевые компоненты в мельнице дискового типа [193, 195].

Задача определения скорости конвейера, обеспечивающая максимальную производительность процесса дробления, решалась [196], но без учёта геометрии и

компоновки оборудования, а также траекторий движения загружаемого материала. Впервые рассмотрена возможность определения скорости ленты конвейера с учётом основных параметров и компоновки оборудования рудно-дробильного комплекса обогатительного участка.

Существующие процессы, происходящие в современных ДИМ возможно охарактеризовать следующими видами рабочих операций [188]:

- процесса загрузки исходного сырья;
- процесса внутрикамерного дробления материала;
- процесса выгрузки готового продукта.

Такая структуризация является правомерной, в связи с тем, что каждый из перечисленных процессов имеет чёткие границы и может осуществляться в определённые промежутки времени самостоятельно.

Из всех перечисленных составляющих генеральной производительности внешней характеристикой машины является производительность процесса загрузки исходного сырья Q_1 , величиной которой определяется сама генеральная производительность. В системе рабочего процесса это последняя стадия, являющаяся функцией цели.

Из задач, входящих в подсистему выгрузки материала, наиболее важными представляются следующие: определение фракционного состава исходного материала, расчёт параметров питающего конвейера, выбор геометрических характеристик воронки и загрузочного отверстия дробилки. Схема движения материала от подающего конвейера к дробилке показана на рисунке 3.1.

В общем случае конвейер является питателем дробилки и может быть установлен под углом α к горизонту. При этом движение тела, движущегося под углом α к горизонту, описывается системой уравнений:

$$\begin{cases} x = V_0 \cdot \cos \alpha \cdot t \\ y = V_0 \cdot \sin \alpha \cdot t - \frac{g \cdot t^2}{2}, \end{cases} \quad (3.1)$$

где V_0 — начальная скорость куска исходного материала в точке O .

t — время движения.

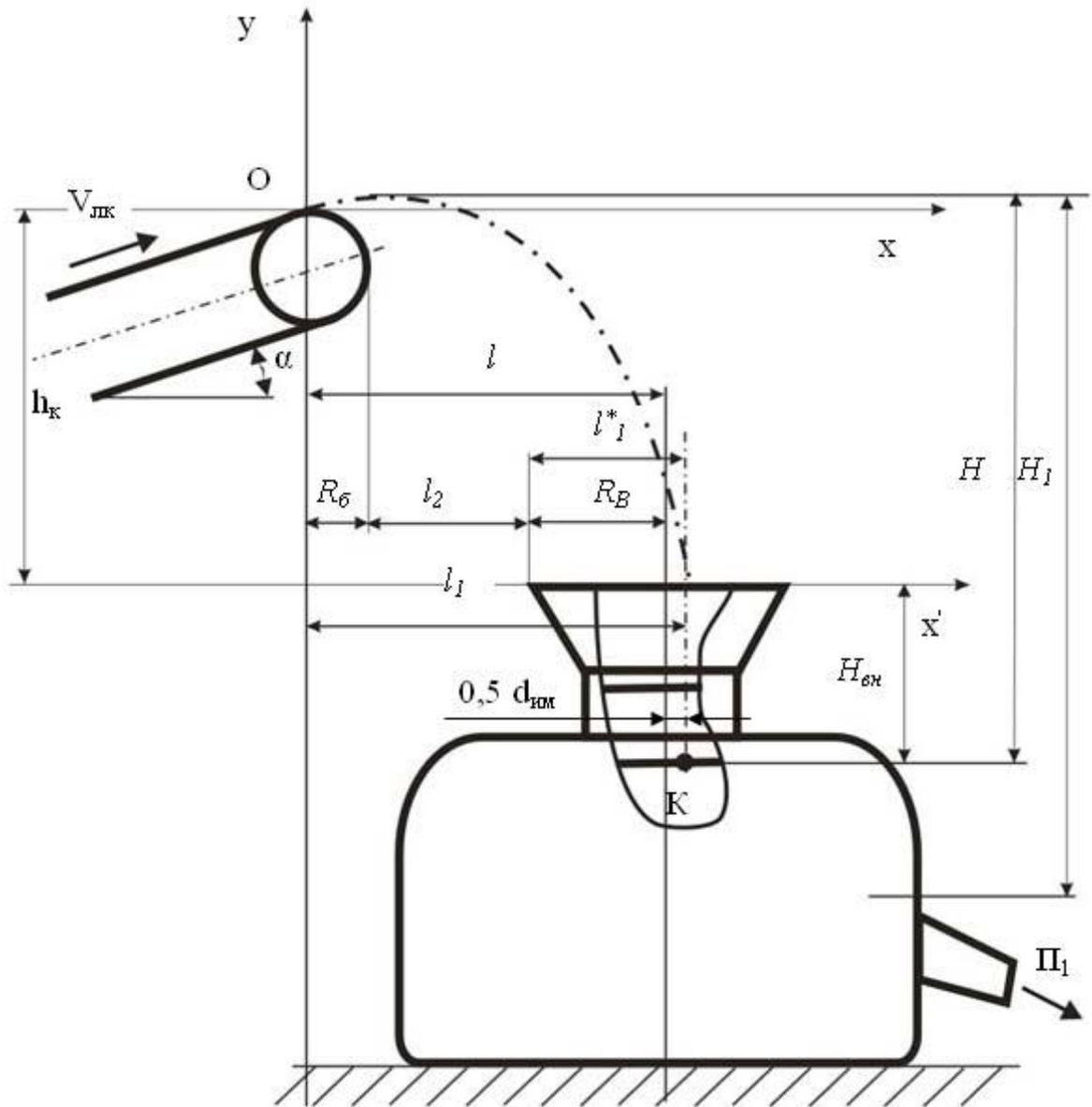


Рисунок 3.1 — Схема движения материала от подающего конвейера в ДИМ

Скорость V_0 равняется скорости движения ленты конвейера $V_{лк}$.

Из системы (3.1) уравнение траектории движения куска исходного материала определится как:

$$y = x \cdot \operatorname{tg} \alpha - \frac{g \cdot x^2}{2 \cdot V_0^2 \cdot \cos^2 \alpha}. \quad (3.2)$$

При $y = -h_k$ получим уравнение:

$$\frac{g}{2 \cdot V_0^2 \cdot \cos^2 \alpha} x - \operatorname{tg} \alpha \cdot x - h_e = 0.$$

Откуда:

$$x - l = \frac{\left(\operatorname{tg} \alpha + \sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha + \frac{2 \cdot g \cdot h_e}{V_0^2 \cdot \cos^2 \alpha}} \right) V_0^2 \cdot \cos^2 \alpha}{g}; \quad (3.3)$$

или

$$l = \frac{V_0 \cdot \cos \alpha \left(V_0 \cdot \sin \alpha + \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha + 2 \cdot g \cdot h_k} \right)}{g}, \quad (3.4)$$

где h_k — расстояние по вертикали от точки отрыва куска материала с ленты конвейера до верхней плоскости загрузочной воронки дробилки;

l — расстояние по горизонтали между вертикальной геометрической осью дробилки и точкой отрыва куска материала.

Для того, чтобы материал на пути, равном $H_{\text{вн}}$ двигался относительно вертикально, необходимо выдержать такое сочетание V_0 и h_k , чтобы разность между l и l_1 не превышала, например, $0,5 \cdot d_{\text{ум}}$, то есть:

$$l_1 - l \leq 0,5 \cdot d_{\text{ум}}, \quad (3.5)$$

где l_1 — расстояние по горизонтали между осью y и точкой пересечения с траекторией геометрического центра куска материала внутри дробилки при высоте полёта $H = h_k + H_{\text{вн}}$ в точке K ;

$d_{\text{ум}}$ — размер исходного материала.

Из выражения (3.4) и условия (3.5):

$$l_1 = \frac{V_0 \cdot \cos \alpha \left(V_0 \cdot \sin \alpha + \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha + 2 \cdot g \cdot h_k} \right)}{g} + 0,5 \cdot d_{\text{ум}}; \quad (3.6)$$

$$l_1 = \frac{V_0 \cdot \cos \alpha \left(V_0 \cdot \sin \alpha + \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha + 2 \cdot g \cdot (h_k - H_{\text{вн}})} \right)}{g} + 0,5 \cdot d_{\text{ум}}. \quad (3.7)$$

Приравняв (3.7) и (3.6) и умножив результат на $\frac{1}{V_0}$, при $\alpha=0$ и $V_{\text{лк}}=V_0$, получается:

$$\sqrt{2 \cdot g \cdot (h_k + H_{\text{вн}})} \leq \sqrt{2 \cdot g \cdot h_k} + \frac{0,5 \cdot d_{\text{ум}} \cdot g}{V_0}. \quad (3.8)$$

Откуда:

$$V_{\text{лк}} = V_0 \leq \frac{0,5 \cdot d_{\text{ум}} \cdot g}{\sqrt{2 \cdot g \cdot (h_k + H_{\text{вн}})} - \sqrt{2 \cdot g \cdot h_k}}. \quad (3.9)$$

При этом:

$$l_1 = \frac{V_{\text{лк}} \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot (h_k + H_{\text{вн}})}}{g}. \quad (3.10)$$

После остановки или при пуске конвейера в свободное пространство будут попадать куски материала, поэтому необходимо, чтобы $l_2=0$, тогда $l_1=l_1^*+R_{\delta}$, где R_{δ} — радиус барабана конвейера с учётом толщины ленты.

Скорость $V_{\text{лк}}$ определится с использованием (3.9) из нового условия $l_1=R_{\delta}+0,5 \cdot d_{\text{ум}}$, где $R_{\delta} \geq 1,5 \cdot d_{\text{ум}}$ — радиус загрузочной воронки.

$$V_{\text{лк}} = \frac{(l_1^* + R_{\delta}) \cdot g}{\sqrt{2 \cdot g \cdot (h_k + H_{\text{вн}})}}. \quad (3.11)$$

Производительность конвейера Q_k должна соответствовать производительности разгрузки дробилки Q_l с учётом её паспортной характеристики, поэтому:

$$Q_k = 3600 \cdot V_{\text{лк}} \cdot F \cdot \rho_n, \quad (3.12)$$

при этом:

$$F = f(b_l, \alpha, M), \text{ м}^2, \quad (3.13)$$

где ρ_n — насыпная плотность исходного материала, кг/м³;

F — площадь сечения материала на ленте, м²;

b_l — ширина ленты, м;

M — вид материала на ленте, с учётом его физических свойств.

Из формулы (3.12) при известном значении Q_I можно определить ширину ленты b_l , и другие параметры системы подачи материала [194].

Окончательно скорость движения ленты конвейера определится как:

$$V_{лк} = \frac{(0,5 \cdot d_{ум} + R_{\sigma}) \cdot g}{\sqrt{2 \cdot g \cdot (h_k + H_{вн})}}, \text{ м/с}, \quad (3.14)$$

при площади сечения материала на ленте:

$$F = \frac{Q_I}{3600 \cdot V_{лк} \cdot \rho_n}, \text{ м}^2. \quad (3.15)$$

Таким образом, для обеспечения рационального динамического равновесия подпроцессов загрузки, выгрузки и дробления различных материалов необходимо, чтобы производительность системы питания исходным материалом была равна производительности разгрузочного устройства.

Полученные зависимости позволяют по известным характеристикам дробильной машины и исходного материала определять основные монтажные параметры системы питания, производительность, оптимальные скорость и ширину ленты загрузочного конвейера и являются теоретической инженерной базой при проектировании ДИМ.

Возможны варианты подачи сырья и другими устройствами, например, виброконвейером [196] или из бункера.

3.2 Диспергирование исходного сырья

Главнейшим принципом процессов дробления и измельчения материалов является «не измельчать ничего лишнего», откуда вытекает, что получивший свои необходимые размерные характеристики материал должен быть немедленно выведен из рабочей зоны, дабы исключить потребление лишней энергии на его дальнейшее уже ненужное переизмельчение. В этом плане особую роль играет важность заведомого создания в ДИМ именно таких преимущественных способов воздействия разрушающих усилий на исходный продукт, для которых она и сконструирована. Таким образом, за исключением получения мелкодисперсного фракционного состава готового продукта в мельницах, где в основном на него требуется многократное воздействие, актуальным является создание таких условий воздействия на компоненты сырья, когда механическая энергия, приложенная к рабочим органам, максимально полно будет использоваться на процессы диспергирования. Следовательно, предпочтение заслуживает прямое центральное (лобовое), а также по возможности избирательное действие, направленное разрушение слабых внутренних связей в материале, которые в первую очередь вызваны дефектами его структуры, связанной с наличием трещин, слабых связей др.

Эффективность машин дробления и измельчения зависит от способа передачи энергии дробимому материалу. Наиболее благоприятными являются условия, при которых частицам сообщается энергия, уровень которой достаточный для разрушения и при этом не происходит её рассеивание в слое. Следовательно, в процессе дробления необходимо непрерывно выводить готовые по размеру частицы из рабочей зоны. Такой процесс реализуется в установках самоизмельчения, у которых энергия передаётся слою материала с двух противоположных сторон. При этом частицы сталкиваются и разрушаются. Готовые по размеру частицы эвакуируются из зоны разрушения под действием центробежных сил через подвижные щели, образованные рабочими органами и корпусом рабочей камеры.

Практические случаи реализации машин с таким процессом почти не прослеживаются, имеются лишь единичные сведения [5, 6, 197, 198].

Разработка и испытания установки самоизмельчения, проведённые ранее, подтвердили эффективность данного типа машин и создали базу для разработки ряда типоразмеров для удовлетворения широких нужд промышленности.

К преимуществам можно отнести:

- большую степень дробления, достигающую 15–20;
- гарантированная крупность готового продукта в пределах от 2 до 8 мм;
- снижение износа рабочих органов за счёт обеспечения минимального контакта с дробимым материалом;
- снижение металлоёмкости в сравнении с традиционным оборудованием.

Таким образом, коренным вопросом для разработки ряда типоразмеров является назначение геометрических параметров установок по заданной производительности с учётом процесса дробления и эвакуации готового продукта из рабочей камеры.

Производительность установок самоизмельчения можно рассматривать в двух направлениях.

Первое — производительность процесса дробления до заданной крупности продукта.

Второе — производительность выпуска готового продукта через подвижную щель.

Соотношение между ними во многом определяют условия дробления в рабочей камере. Очевидным является условие, при котором выпуск готового продукта должен значительно превышать производительность дробления. Однако, размеры подвижной щели несут на себе главную технологическую функцию — контрольную, которая определяет качество готового продукта. В тоже время исходный материал до заданной крупности можно дробить рабочими органами разных размеров, а выпуск определяется более строго размерами щели и скоростью вращения рабочих органов. Результирующая производительность машины всегда ограничена максимально возможной скоростью истечения продукта через подвижную щель.

Следовательно, при проектировании установок на заданную производительность и крупность готового продукта основным вопросом является назначение диаметра рабочего органа и производных от него геометрических и динамических параметров установок.

Теоретические и экспериментальные исследования производительности предполагают разработку теоретической модели производительности выпуска готового продукта и экспериментальной проверке её и определение основных зависимостей от физико-механических свойств дробимого материала, скорости вращения рабочих органов, угла наклона стенок рабочей камеры и геометрических параметров подвижной щели. К ним относятся: диаметр, ширина кольцевой площадки и зазора между рабочим органом и стенкой рабочей камеры.

3.2.1 Исследование кинематики материала при падении с конвейера в рабочую камеру ДИМ

В общем случае система «конвейер-питатель ДИМ» может быть представлена как (рис. 3.4), где угол установки α' конвейерной ленты может принимать значения от 0° до 15° [196].

Работа ДИМ в некоторой степени зависит от условия вертикальности падения кусков материала в рабочую камеру. Степень вертикальности падения материала оценим величиной отклонения тела от оси машины на уровне верхней поверхности верхнего диска (рис. 3.4). При этом допустимую точку отклонения определим условием:

$$l - l_1 \leq 0,5 d_{\text{им}}. \quad (3.16)$$

Обеспечение этого условия может быть осуществлено соответствующим подбором величин V_0 и h_k (рис. 3.4). Для этого с помощью уравнения траектории (3.16) найдём выражение для l и l_1 .

При $x = l$, $y = -h_k$ имеем:

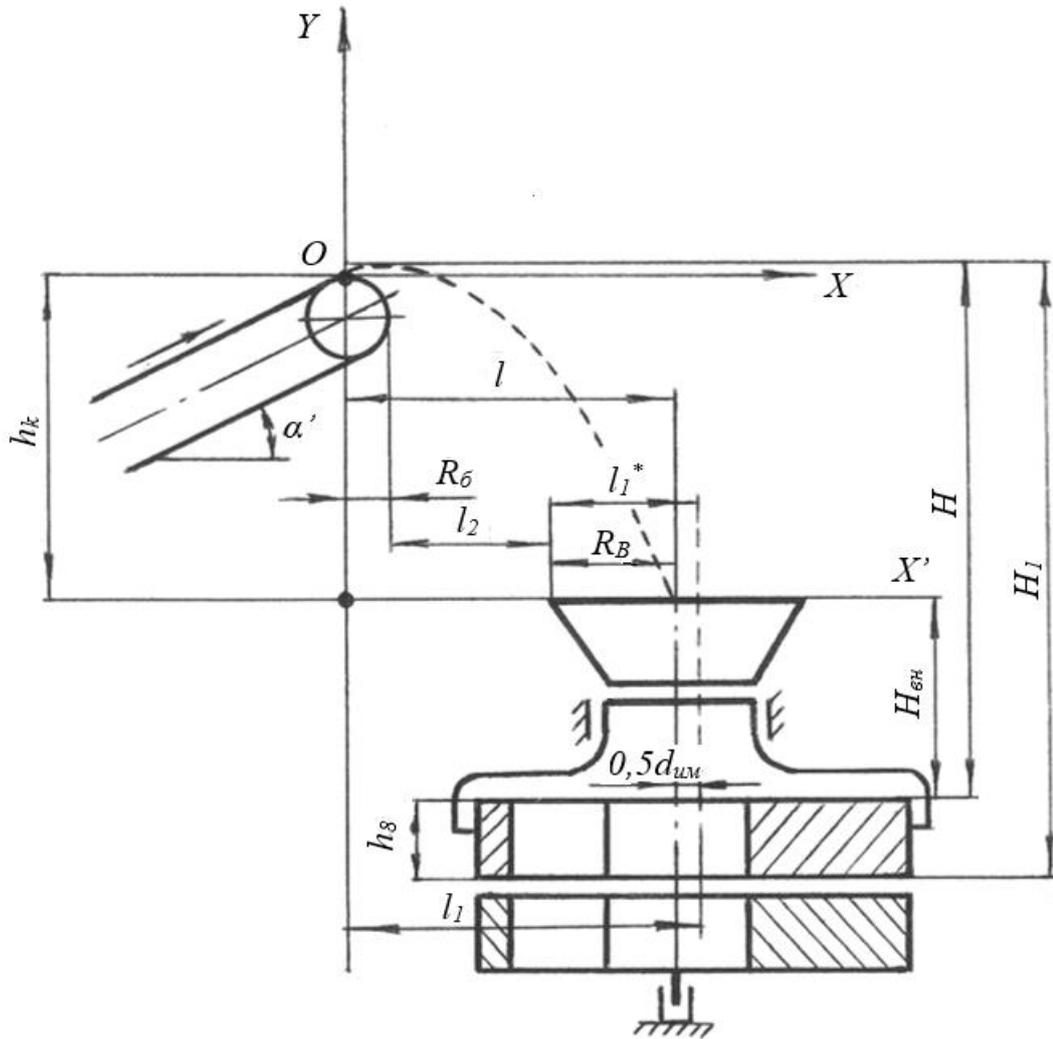


Рисунок 3.4 — Схема движения материала при падении с конвейера в ДИМ

$$l = \frac{V_0 \cdot \cos \alpha' \cdot \left(V_0 \sin \alpha' + \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2gh_k} \right)}{g}. \quad (3.17)$$

При $x = l_1, y = H = h_k + H_{BH}$ из имеем

$$l_1 = \frac{V_0 \cdot \cos \alpha' \cdot \left(V_0 \sin \alpha' + \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot (h_k + H_{BH})} \right)}{g}. \quad (3.18)$$

Осуществим подбор $V_0 = V_{ЛК}$ при $\alpha' = 0$. При этом получим:

$$V_0 = V_{ЛК} \leq \frac{1,1 \cdot d_{ум}}{\sqrt{h_k + H_{BH}} - \sqrt{h_k}}. \quad (3.19)$$

Так, например, пусть $h_k = 1$ м; $H_{BH} = 1$ м; $d_{им} = 0,2$ м.

Тогда имеем:

$$V_{лк} \leq \frac{1,1 \cdot 0,2}{\sqrt{1+1} - \sqrt{1}} = 0,535 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

Т.к. после остановки или пуска конвейера в свободное пространство между конвейером и воронкой могут падать куски материала, то необходимо взять $l_2 = 0$ и $l_1 = l_1^* + R_B = R_B + R_B + 0,5d_{им}$. Тогда, найдя выражение для l_1 из (3.19), получим следующую оценку для скорости конвейерной ленты:

$$V_{лк} = \frac{(R_B + R_B + 0,5d_{им}) \cdot g}{\sqrt{2g \cdot (h_k + H_{BH})}}. \quad (3.20)$$

Для анализа условий разрушения кусков материала при падении их на выступы рабочего органа необходимо получить оценки времени прохождения материала определённых участков. Так, оценка времени прохождения куска материала расстояния от ленты конвейера до верхней плоскости верхнего диска ($V=H$) и до нижней плоскости верхнего диска ($V=H_1$) может быть получена из уравнения траектории движения следующим образом:

$$t_1 = \frac{v_0 \cdot \sin \alpha' + \sqrt{v_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H}}{g}, \quad (3.21)$$

$$t_2 = \frac{v_0 \cdot \sin \alpha' + \sqrt{v_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + g \cdot (H + h_b)}}{g}. \quad (3.22)$$

Тогда время прохождения куска материала через верхний диск определится так:

$$t_b = t_2 - t_1 = \frac{1}{g} \left(\sqrt{v_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2 \cdot (H + h_b)} - \sqrt{v_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H} \right). \quad (3.23)$$

В частном случае, когда $\alpha' = 0$, формулы (3.21), (3.22), (3.23) принимают вид:

$$t_1 = \sqrt{\frac{2H}{g}} = \sqrt{\frac{2 \cdot (h_k + H_{BH})}{g}}; \quad (3.24)$$

$$t_2 = \sqrt{\frac{2 \cdot (H + h_b)}{g}} = \sqrt{\frac{2 \cdot (h_k + H_{BH} + h_b)}{g}}; \quad (3.25)$$

$$t_b = 0,452 \cdot (\sqrt{h_k + H_{BH} + h_b} - \sqrt{h_k + H_{BH}}). \quad (3.26)$$

Определение времени t_0 прохождения рабочей кромки до встречи с куском материала $d_{им}$ можно осуществить, исходя из условия (рис. 3.5):

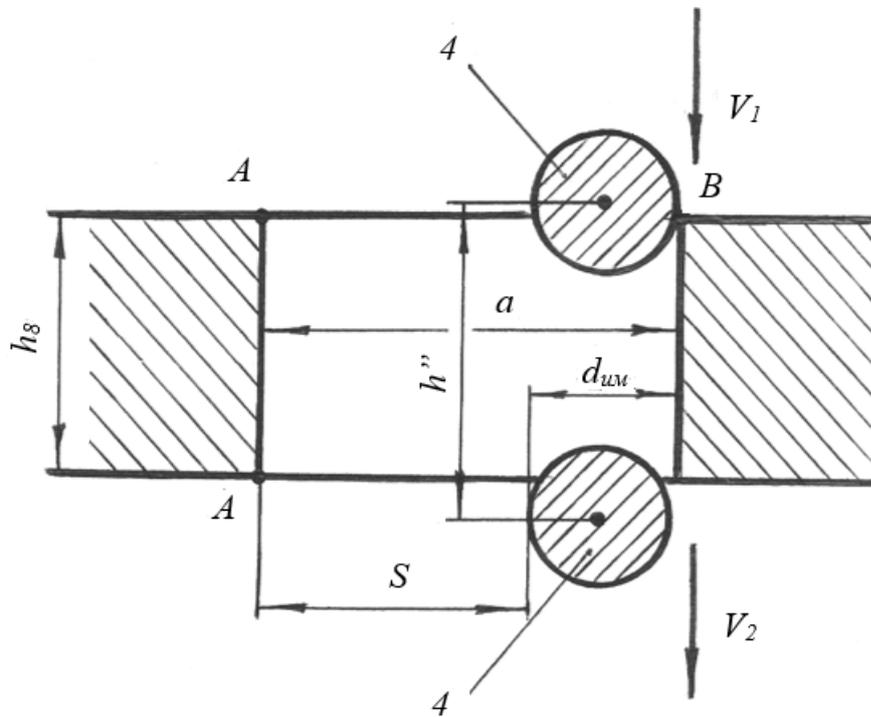


Рисунок 3.5 — Условия определения вероятности столкновения куска исходного материала с выступами рабочего органа

$$S = a - d_{им}. \quad (3.27)$$

Длину дуги S определяется по формуле:

$$S = \frac{\pi \cdot d_{BH} \cdot n \cdot t_0}{60}. \quad (3.28)$$

Тогда из (3.27) и (3.28) получим:

$$t_0 = \frac{S \cdot 60}{\pi \cdot d_{\text{BH}} \cdot n}. \quad (3.29)$$

Геометрические параметры конвейера можно оценить, исходя из условия:

$$Q_{\text{к}} = Q', \quad (3.30)$$

где $Q_{\text{к}}$ и Q' — соответственно, производительность конвейера и производительность по щели.

Учитывая (3.12), где

$$F = \frac{Q'}{3600 \cdot V_{\text{ЛК}}}. \quad (3.31)$$

Т.к. площадь сечения F является функцией ширины ленты b , вида материала и других параметров, то формула (3.31) позволяет осуществить подбор величин параметров. Кроме того, учитывая, что величина $V_{\text{ЛК}}$ зависит также от многих других геометрических параметров конвейера (рис. 3.4), то можно подобрать большинство геометрических параметров конвейера.

Необходимую частоту вращения рабочего органа можно оценить, исходя из условия $t_0 \leq t_b$ при котором обязательно произойдет столкновение куска материала с рабочим органом $K_{\omega} = 1$. Учитывая выражения для t_0 и t_b (3.23) и (3.30) это условие можно записать в следующем виде:

$$\frac{60}{\pi \cdot d_{\text{BH}} \cdot n} \cdot (a - d_{\text{ИМ}}) \leq \quad (3.32)$$

$$\leq \frac{1}{g} \left(\sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2 \cdot (H + h_b)} - \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H} \right)$$

Решая данное неравенство относительно n , получим:

$$n \geq \frac{60g}{\pi \cdot d_{\text{BH}} \cdot \left(\sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2 \cdot (H + h_b)} - \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H} \right)}. \quad (3.33)$$

Для оценки величины необходимой частоты вращения рабочего органа определим нижнюю границу интервала допустимых чисел n при следующих значениях геометрических параметров:

$$d_{\text{вн}} = 0,07 \text{ м}; n^* = 3; \beta = 30^\circ; d_{\text{им}}^{\text{ср}} = 0,01 \text{ м}; g = 9,81 \frac{\text{м}}{\text{с}^2};$$

$$V_0 = 1 \frac{\text{м}}{\text{с}}; \alpha' = 15^\circ; H = 0,5 \text{ м}; h_b = 0,02 \text{ м}.$$

При этом было получено $n=6603 \text{ мин}^{-1}$.

Т.к. такую частоту вращения рабочего органа трудно осуществить, то нельзя считать вероятность встречи куска материала с рабочим органом равной единице.

Ввиду относительной неудобности реализации необходимой частоты вращения рабочего органа $n=6603 \text{ мин}^{-1}$, осуществление условий, при которых кусок материала достоверно упадёт на рабочий орган, можно попытаться осуществить за счёт величины S (путь кромки рабочего органа до встречи с куском материала). Для этого необходимо дать оценку этой величины. Исходя из условия $t_0 \leq t_b$ получим:

$$S \leq \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}} \cdot n \cdot V_0 \cdot \sin \alpha'}{60g} \cdot \left(\sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot (H + h_b)} - \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H} \right). (3.34)$$

Количественная оценка необходимого значения величины для конкретных значений всех входящих в (3.34) величин, взятых из расчётов пункта (3.6), даёт следующий результат: $S \leq 1,5 \text{ мм}$.

Т.к. приведенные выше расчёты получены из условия падения одного куска, то следует рассмотреть вопрос о падении совокупности любых кусков материала. Можно утверждать, что падение совокупности кусков приводит к снижению первоначальной скорости из-за взаимодействия кусков. Это снижение скорости можно учесть введением коэффициента расхода μ . По данным [21] имеем:

$$\mu = 0,62 \text{ для воды};$$

$$\mu = 0,50 \text{ для кусков твердого материала}.$$

С учётом этого получим:

$$S_{\mu} \leq \frac{\mu \cdot \pi \cdot d_{\text{вн}} \cdot n \cdot V_0 \cdot \sin \alpha' \cdot \left(\sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot (H + h_b)} - \sqrt{V_0^2 \cdot \sin^2 \alpha' + 2g \cdot H} \right)}{60g}. \quad (3.35)$$

И при условиях предыдущего примера имеем $S_{\mu} \leq 3$ мм.

Как видно, для совокупности падающих кусков вероятность столкновения с рабочим органом значительно выше.

Важно определить вероятность наличия в падающем потоке той части кусков исходного материала, которая случайно попадает не в просвет, а на выступ диска. При последующем проворачивании диска эти куски материала неизбежно попадают в зону просвета и движутся под влиянием силы тяжести вниз, подвергаясь воздействию других, попутно возникающих сил.

Вероятность этого явления:

$$P_s = \frac{S_b}{S_n}, \quad (3.36)$$

где S_b — площадь выступов в плане, попадающая в зону, ограниченную площадью сечения потока диаметром $d_n = d_r$;

S_n — площадь нормального сечения потока диаметром $d_n = d_r$.

В случае секториальной геометрии выступов прямое определение их площади возможно по формуле:

$$S_b = n^* \cdot \frac{\alpha}{8} \cdot (d_n^2 - d_{\text{вн}}^2), \quad (3.37)$$

где α — угол сектора, в который вписывается выступ, рад;

n^* — количество выступов.

Косвенное определение площади выступов возможно по формуле:

$$S_b = (d_n^2 - d_{\text{вн}}^2) \cdot (0,25 \cdot \pi - n^* \cdot 0,125 \cdot \alpha). \quad (3.38)$$

Площадь потока определяется как:

$$S_n = 0,25 \cdot \pi \cdot d_n^2 = 0,25 \cdot \pi \cdot d_r^2. \quad (3.39)$$

Подставим полученные значения S_b и S_n в (3.26):

$$P_s = \frac{n^* \cdot \alpha \cdot (d_n^2 - d_{BH}^2)}{2\pi \cdot d_n^2}. \quad (3.40)$$

3.2.2 Удар кусков исходного материала о боковые поверхности рабочего органа

Пусть пролетающий при свободном падении кусок материала находится в полости рабочего органа в любой точке на дистанции, как это показано на рисунке 3.6, где схематически изображено условное взаимодействие куска материала с выступом рабочего органа. Рассмотрим отдельно движение куска материала весом $P_M = m \cdot g$, движущегося со скоростью V_b в вертикальном направлении.

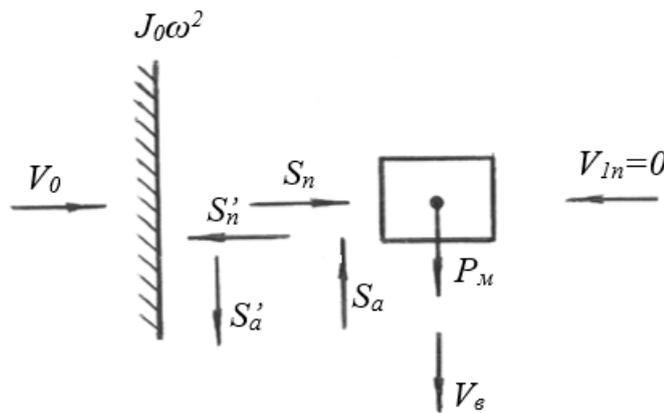


Рисунок 3.6 — Условия равновесия частицы исходного материала на поверхности вращающегося диска рабочего органа

Для определения импульса нормальной реакции рабочего органа при ударе воспользуемся теоремой об изменении количества движения:

$$\frac{P_M}{g} \cdot V_{2n} - \frac{P_M}{g} \cdot V_{1n} = S_n, \quad (3.41)$$

где V_{1n} — скорость куска материала до удара;

V_{2n} — скорость куска после удара.

Т.к. $V_{1n} = 0$; $V_{2n} = V_0$, то имеем:

$$S_n = \frac{P_M}{g} \cdot V_0 = \frac{P_M}{g} \cdot \frac{\pi \cdot n \cdot R}{30} = \frac{0,45 \cdot d_{\text{им}}^3 \cdot \gamma}{g} \cdot \frac{\pi \cdot n \cdot R}{30}. \quad (3.42)$$

Для определения силы удара необходимо оценить время удара τ' :

$$\tau' = 2 \cdot d_{\text{им}} \sqrt{\frac{\rho'}{E}}.$$

Тогда имеем:

$$P_n = \frac{0,45 \cdot d_{\text{им}}^3 \cdot \gamma \cdot \pi \cdot n \cdot R \cdot \sqrt{E}}{60 \cdot g \cdot \sqrt{\rho}} = 0,02355 \cdot d_{\text{им}}^3 \cdot \gamma \cdot n \cdot R \cdot \sqrt{\frac{E}{\rho}}. \quad (3.43)$$

Для определения работы тангенциальной реакции рабочего органа (рис. 3.7) при ударе воспользуемся теоремой об изменении кинетической энергии:

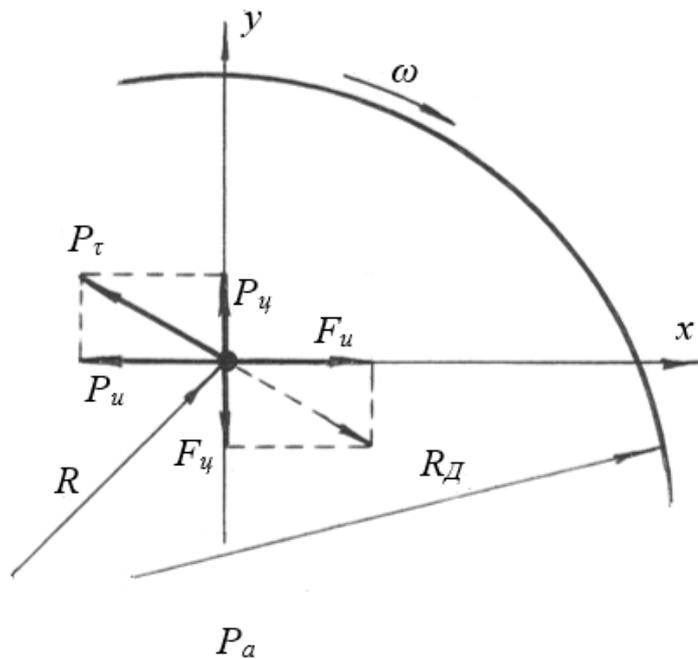


Рисунок 3.7 — Силы, действующие на частицу материала

$$-\frac{P_M \cdot V_{2\tau}^2}{2 \cdot g} + \frac{P_M \cdot V_{1\tau}^2}{2 \cdot g} = A,$$

где A — работа тангенциальных сил при ударе;

$V_{1\tau}, V_{2\tau}$ — тангенциальные скорости до и после удара.

Работу A можно также представить в виде:

$$A = f \cdot S_n \cdot h \cdot (\tau')^{-1}, \quad (3.44)$$

где f — коэффициент трения скольжения;

h — путь скольжения тела за время удара;

τ' — время действия удара.

$$\tau' = 2 \cdot d_{\text{им}} \sqrt{-\frac{\rho}{E}}.$$

Тангенциальную составляющую силы удара выразим следующим образом:

$$A_\tau = P_n \cdot f = 23,55 \cdot 10^{-3} \cdot d_{\text{им}} \cdot n \cdot R \cdot \sqrt{-\frac{\gamma \cdot E}{g}} \cdot f. \quad (3.45)$$

Зная P_τ , можно найти скорость $V_{2\tau}$ с помощью теоремы об изменении количества движения:

$$-\frac{P_M}{g} \cdot V_{2\tau} - \frac{P_M}{g} \cdot V_{1\tau} = P_\tau \cdot \tau^{-1}.$$

Откуда получаем:

$$V_{2\tau} = \left(\frac{P_M}{g} \cdot V_{1\tau} - P_\tau \cdot \tau^{-1} \right) \cdot \frac{g}{P_M} = -\frac{\pi \cdot n \cdot R \cdot f}{30} + V_{1\tau} = 2 \cdot g \cdot H - \frac{\pi \cdot n \cdot R \cdot f}{30} \quad (3.46)$$

С учётом этого выражения $V_{2\tau}$ работа равна:

$$\begin{aligned} A &= -\frac{P_n}{2g} \cdot \left(2 \cdot g \cdot H - \frac{\pi \cdot n \cdot R \cdot f}{30} \right)^2 + \frac{P_n}{2g} \cdot (2 \cdot g \cdot H)^2 = \\ &= 1,7 \cdot 10^{-3} \cdot g^{-1} \cdot P_n \cdot n \cdot R \cdot f \cdot \left(-\pi \cdot n \cdot R \cdot f + 84,6 \cdot \sqrt{g \cdot H} \right). \end{aligned} \quad (3.47)$$

Зная работу силы трения, можно определить путь трения h :

$$h = \frac{A \cdot \tau'}{f \cdot S_n} = \frac{0,032 \cdot d_{\text{им}} \cdot \gamma \cdot (-\pi \cdot n \cdot R \cdot f + 84,6 \cdot \sqrt{g \cdot H})}{\sqrt{g \cdot E}}. \quad (3.48)$$

Это выражение можно использовать для определения параметров ДИМ, при которых значение работы сил трения будет равно нулю. Действительно $h=0$ при выполнении условия:

$$-\pi \cdot n \cdot R \cdot f + 84,6 \cdot \sqrt{g \cdot H} = 0.$$

Откуда, задавая геометрические размеры R , H и коэффициент трения, можно найти частоту вращения n :

$$n = \frac{2 \cdot \sqrt{g \cdot H}}{R \cdot f}. \quad (3.49)$$

Анализ тангенциальной составляющей имеет практическое приложение при решении вопроса об интенсивности процесса изнашивания поверхностей рабочих органов, т.к. именно касательные усилия вызывают наиболее существенные виды механического износа. Естественно предположить, что наибольшее влияние на износ поверхности оказывает относительное тангенциальное движение в момент удара за период τ' , когда действует нагрузка P_n , вызывая силу трения $P_n \cdot f = F_{\tau'}$.

Пусть на вращающийся с угловой скоростью диск, расположенный в горизонтальной плоскости, падает икосаэдрическое тело с высоты H , попадая в точку с радиусом R (рис. 3.7). Диск достаточно большой массы в сравнении с массой падающего тела, поэтому после столкновения ω не изменится.

Тело будет находиться в равновесии при условии, что

$$P_u(x) = F_u(x);$$

$$P_{\text{ц}}(y) = F_{\text{ц}}(y),$$

где P_u — сила инерции тела, $P_u = m \cdot a = \frac{P_M}{g} \cdot a$;

$P_{\text{ц}}$ — центробежная сила инерции в момент удара, $P_{\text{ц}} = m \cdot \omega^2 \cdot R$;

F_u — сила трения, уравнивающая силу инерции, $F_u = P_n \cdot f$;

$F_{ц}$ — сила трения, уравнивающая центробежную силу инерции
 $F_{ц} = P_{ц} \cdot f$.

Из равенства $F_{ц}$ и F_u следует равенство $P_{ц} = P_u$, тогда равнодействующая:

$$P_{\tau} = P_u \cdot \sqrt{2} = P_n \cdot f \cdot \sqrt{2}. \quad (3.50)$$

Т.к. векторы скоростей совпадают с векторами сил по направлению, то и пути, пройденные в относительном движении, совпадают запишем работу сил трения:

$$\frac{m \cdot V_1^2}{2} - \frac{m \cdot V_2^2}{2} = A, \quad (3.51)$$

где V_1 — скорость соприкосновения диска в начале удара;

V_2 — скорость тела в конце процесса удара в течение τ' .

Импульс силы трения:

$$m \cdot V_1 - m \cdot V_2 = S_F.$$

Откуда:

$$V_2 = \frac{m \cdot V_1 - S_F}{m}.$$

С учётом выражения для V_2 , имеем:

$$\frac{2 \cdot m \cdot V_1 - S_F}{2 \cdot m} = f \cdot P_n \cdot h.$$

Откуда:

$$h = \frac{2 \cdot m \cdot V_1 \cdot S_F - S_F^2}{2 \cdot m \cdot f \cdot P_n} = \frac{S_F \cdot (2 \cdot m \cdot V_1 - S_F)}{2 \cdot m \cdot f \cdot P_n}. \quad (3.52)$$

Т.к. $S_F = P_n \cdot f \cdot \tau'$, а также используя выражение для τ' , P_n , получим:

$$h = \frac{2 \cdot d_{\text{им}} \cdot \sqrt{V} \cdot (0,094 \cdot n \cdot K - 0,63 \cdot \sqrt{g} \cdot f \cdot \sqrt{H})}{0,45 \cdot \sqrt{g \cdot E}}. \quad (3.53)$$

Из этого выражения следует, что путь трения h в момент удара будет равен нулю, если удовлетворяется условие:

$$0,094 \cdot n \cdot K - 0,63 \cdot \sqrt{g} \cdot \sqrt{H} = 0.$$

Или:

$$\frac{n \cdot R}{\sqrt{H}} \leq 6,75 \cdot \sqrt{g} \cdot f. \quad (3.54)$$

Например,

$$n_{\text{кр}} = \frac{6,75 \cdot \sqrt{9,81} \cdot 0,4 \cdot \sqrt{1}}{0,5} = 17 \text{ мин}^{-1}.$$

Т.е. при $n_{\text{кр}} \leq 17 \text{ мин}^{-1}$, $h = 0$.

Приведённые зависимости между параметрами ДИМ могут быть достаточно эффективным средством оптимизации рабочего процесса, если достаточно точно определить f . В зоне скольжения при увеличении тангенциальной скорости имеет место постепенное снижение коэффициента трения. Установленная тенденция изменения коэффициента трения как функция тангенциальной скорости удара подтверждается и другими авторами [204, 205]. Интерес к изучению трения при ударе возник в связи с работами по износу потоками твёрдых частиц [206–208]. Экспериментально установлено, что при увеличении силы нормального давления, а также скорости тангенциального движения, коэффициент трения снижается, что остаётся верным и для закономерности, связанной с изменением угла атаки падающего тела. В литературе нет данных по фактическим закономерностям трения удара горных пород о металлические преграды, поэтому эксперименты по установлению соответствующих конкретных величин и зависимостей крайне необходимы.

3.3 Исследование закономерностей, влияющих на производительность ДИМ

Одним из основных показателей технического уровня мельниц является их производительность. Умение правильно её рассчитывать на стадии проектирования позволяет прогнозировать важнейшие технико-экономические показатели, включая установленную мощность и удельные энергозатраты.

В связи с тем, что для машин принудительного самоизмельчения научно обоснованных рекомендаций по определению их производительности не существует, предпринята попытка впервые разработать методику её расчёта.

3.3.1 Виды производительности и структура рабочего процесса

Производительность технических средств в общем случае оценивается её тремя видами [189]:

- 1) конструктивно-теоретической $Q_{кт}, \frac{м^3; кг; т}{ед.времени}$;
- 2) технической $Q_{тх}, \frac{м^3; кг; т}{ед.времени}$;
- 3) эксплуатационной $Q_{э}, \frac{м^3; кг; т}{ед.времени}$;

Машины принудительного самоизмельчения можно характеризовать тремя видами рабочего процесса:

- 1) процесс загрузки исходного материала;
- 2) процесс внутрикамерного принудительного самоизмельчения исходного материала;
- 3) процесс выпуска готового продукта через щелевой зазор между рабочими органами.

Такое членение общего рабочего процесса на частные составляющие вполне правомерно, т.к. каждый из них имеет чёткие границы и может осуществляться, в определённые промежутки времени, самостоятельно.

Раздельный анализ составляющих рабочего процесса машины позволяет глубже изучить каждое из его звеньев, установить функциональные связи между ними и синтезировать основные конструктивно-технические параметры, отвечающие условиям оптимизации.

Если генеральная производительность будет обозначена как Q , то можно записать следующее:

$$Q = f(Q', Q'', Q'''),$$

где Q''' — производительность процесса загрузки исходного материала;

Q'' — производительность процесса внутрикамерного принудительного измельчения исходного материала;

Q' — производительность процесса выпуска готового продукта.

Из всех перечисленных составляющих генеральной производительности внешней характеристикой машины является Q' , величиной которой и определяется сама генеральная производительность.

Только установив величину Q' , можно определить условия процесса, характеризующего Q''' , т.е.

$$Q''' = f(Q'),$$

но это значит, что Q''' зависит от Q' и не может быть рассмотрена до изучения процесса, характеризующего Q' .

Кроме того, интенсивность процесса измельчения внутри камеры Q'' должна быть такой, чтобы удовлетворялось условие: $Q'' \leq Q'''$. Если будет иметь место такое соотношение процессов, что $Q'' > Q'''$, то произойдет заштыбовка щели массовой переизмельченного готового продукта с резким возрастанием энергоёмкости процесса Q''' . Поэтому и в данном случае нужно считать, что $Q'' = f(Q''')$, по отношению к которому процесс Q''' является независимым.

На основании изложенного по данному пункту можно заключить, что объективно существует необходимость приоритетного исследования процесса выпуска готовой продукции.

3.3.2 Теоретическая производительность

При расчёте конструктивно-теоретической производительности может быть получен результат, отражающий предельный теоретически возможный выход готовой продукции с учётом только особенностей конструкции данной машины и состояния её главных параметров.

Если принять у мельниц со щелевым фронтом загрузки пропускную способность по готовому продукту, характеризующую её технические возможности пропускать через зазор δ между дисками определённое количество продукта в единицу времени, то теоретическая производительность может быть выражена следующей зависимостью:

$$Q_{\text{КТ}} = 3600 \frac{Q_{\text{ГП}}}{t} \cdot \gamma, \quad \text{т} \cdot \text{ч}^{-1}, \quad (3.55)$$

где $Q_{\text{ГП}}$ — объём (м^3) готового продукта, произведенного за время t (с);

γ — насыпная объёмная масса готового продукта, $\text{т} \cdot \text{м}^3$.

Т.к. производительность характеризуется пропускной способностью, то заменим количество продукта в единицу времени на выражение:

$$\frac{Q}{t} = V \cdot S, \quad \text{м}^3 \cdot \text{с}^{-1}, \quad (3.56)$$

где V — средняя скорость истечения готового продукта из щелевого зазора;

S — площадь поперечного сечения щелевого зазора, измеренная на диаметре базовой окружности щели.

Произведение $V \cdot S$ отражает теоретическую пропускную способность щелевого зазора. Но теоретическая производительность Q' определяется еще и вероятностной величиной, отражающей степень заполнения готовым продуктом объёма щелевого зазора. С учётом этого и что $S = \pi d_0 \cdot \delta_{\text{ср}}$, производительности Q' :

$$Q' = f(n_{\text{щ}}) \cdot 3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{Б}} \cdot \delta \cdot V \cdot \gamma \cdot \kappa_3. \quad (3.57)$$

где $f(n_{щ})$ — безразмерная величина ($f(n_{щ}) \geq 1$), выражающая функциональную зависимость между количеством щелевых зазоров $n_{щ}$ и степенью повышения Q' по отношению к монощелевому варианту машины;

d_B — диаметр базовой окружности щели;

$\delta_{ср}$ — средний размер щелевого зазора.

В формуле (3.57) большую сложность представляет определение относительной скорости истечения частиц готового продукта из зазора δ . Наиболее точно она могла бы быть определена как случайная величина с использованием математического аппарата статистической динамики.

Из-за сложности представления скорости движения частицы в стохастической форме зависимость $Q_{кт} = f(V)$ теряет простоту и удобство практического использования. Поэтому с приемлемой для практических целей точностью достаточно получить информацию о поведении частиц на выходе из зазора путём анализа их движения между рабочими дисками с учётом вероятностных характеристик входа и распределения частиц в геометрическом объёме щелевого зазора.

3.3.3 Техническая производительность

Техническая производительность определяется с учётом всех факторов, существенно влияющих на интенсивность рабочего процесса.

С учётом действия на изменение теоретической производительности различных факторов формула для $Q_{тх}$ примет вид:

$$Q_{тх} = Q_{кт} \cdot Q_{i=1}^n \cdot K_i, \text{ т/ч} \quad (3.58)$$

где $Q_{i=1}^n$ — произведение коэффициентов, отражающих влияние особенностей конструкции, физико-механических свойств материала, режима работы измельчительной машины, регулировочных характеристик.

Коэффициенты K_i в зависимости от их природы могут быть определены константами, а также в виде таблиц или функций, все $K_i < 1$, т.к. $Q_{тх} \leq Q_{кт}$.

Предварительный анализ экспериментальных данных показал, что на техническую производительность измельчительных машин оказывают влияние следующие факторы, не отражённые в формуле теоретической производительности.

Группа коэффициентов, отражающих физико-механические свойства исходного материала: фракционный состав исходного материала κ_{ϕ} ; влажность исходного материала κ_w . Группа технических коэффициентов: конструкция внутренних элементов дисков κ_k ; степень износа рабочих элементов дисков κ_u ; неравномерность подачи исходного материала κ_n .

С учётом указанных коэффициентов техническая производительность:

$$Q_{\text{ТХ}} = Q_{\text{к}} \cdot \kappa_{\phi} \cdot \kappa_w \cdot \kappa_k \cdot \kappa_u \cdot \kappa_n.$$

3.3.4 Оценка производительности по пропускной способности щелевого зазора

Объективное существование «биения» щелевого зазора, от которого практически невозможно избавиться, диктуют необходимость рассмотрения процесса движения в нем частиц продукта измельчения не как единого целого, а расчленённого на характерные зоны, где могут по разному себя проявить частицы, заполняющие разные зоны щели от δ_{max} до δ_{min} (рис. 3.8).

Средние размеры частиц δ , которые свободно размещаются (без защемления) в соответствующих зонах обозначим δ_{min} , $\delta_{\text{ср}}$, δ_{max} . Заранее можно предположить, что частицы δ_{min} и $\delta_{\text{ср}}$ могут, в результате относительного встречного движения рабочих поверхностей щели, попадать в зазор δ_{min} , где нарушится их свободное, не защемлённое движение, и оно будет уже характеризоваться не скоростью V , а V' , отличающейся от первой.

В связи с этим необходимо подвергать анализу движение каждой группы частиц в отдельности, чтобы наиболее достоверно оценивать производительность Q' , общий вид которой представлен формулой (3.58). На основании изложенного:

$$Q' = \sum_{i=1}^3(\Delta Q_i) + \sum_{j=4}^6(\Delta Q_j), \quad (3.59)$$

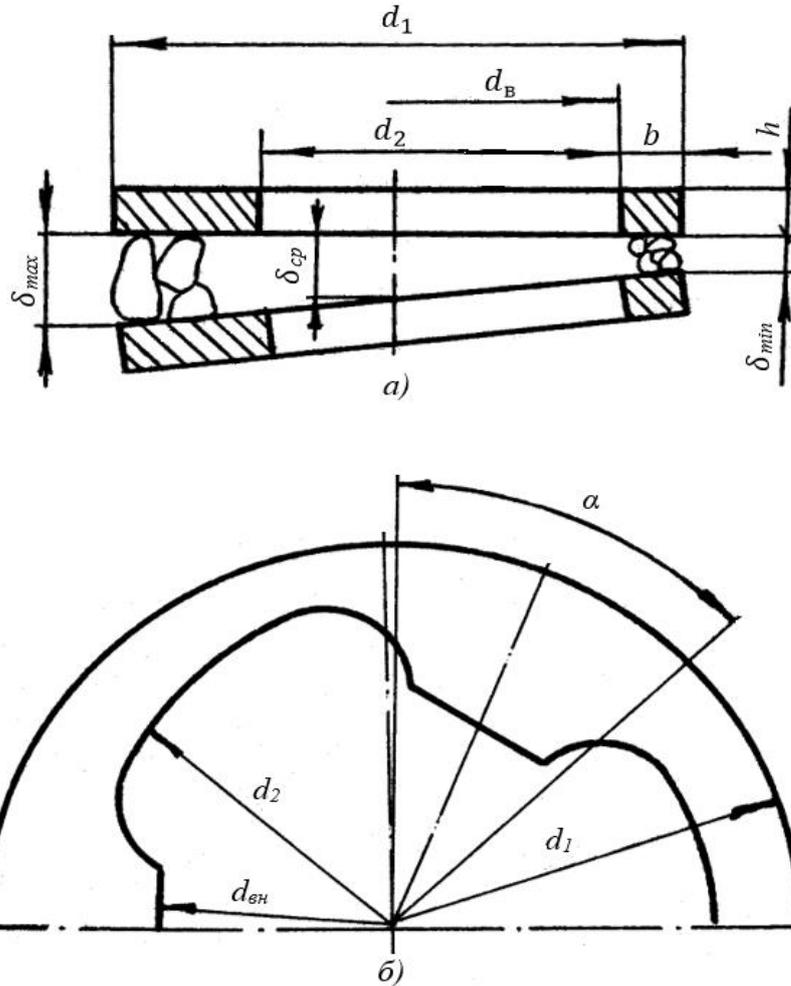


Рисунок 3.8 — Расчётные параметры рабочих органов при попадании в щель частиц материала

где ΔQ_i — частное производительности по не заземляемым частицам δ_{min} , δ_{cp} , δ_{max} ;

ΔQ_j — то же для части заземляемых в сужающемся зазоре частиц.

$$\sum_{i=1}^3(\Delta Q_i) = \Delta Q_1 + \Delta Q_2 + \Delta Q_3, \quad (3.60)$$

$$\Delta Q_1 = A \cdot V \cdot K_{3\delta_{min}},$$

$$\Delta Q_2 = A \cdot V \cdot K_{3\delta_{cp}}, \quad (3.61)$$

$$\Delta Q_3 = A \cdot V \cdot K_{3\delta max}, \quad (3.62)$$

$$A = f(n_{ш}) \cdot 3600\pi d_B \cdot \delta_{cp} \cdot \gamma; \quad (3.63)$$

$K_{3\delta min}$, $K_{3\delta cp}$, $K_{3\delta max}$ — степени заполнения щелевого зазора не заземлёнными частицами с размерами, соответственно, δ_{min} , δ_{cp} , δ_{max} на той части окружности диаметра d_6 , где это с установленной вероятностью может произойти.

Тогда:

$$\begin{cases} K_{3\delta min} = \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta min}) \\ K_{3\delta cp} = \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta cp}) \\ K_{3\delta max} = \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta max}) \end{cases}, \quad (3.64)$$

где ε_c — относительная длина окружности, где идёт процесс не заземляемого движения частиц δ_{min} , δ_{cp} , δ_{max} ;

P — полная вероятность попадания частиц δ_{min} , δ_{cp} , δ_{max} в щелевой зазор внутри камеры измельчения;

$P(V_{\delta min})$, $P(V_{\delta cp})$, $P(V_{\delta max})$ — вероятности заполнения единичного объёма $V=1$ частицами δ_{min} , δ_{cp} , в соотношениях, равных этим вероятностям.

Подставим в (3.60) полученные значения:

$$\begin{aligned} \sum_{i=4}^6 (\Delta Q_i) = & A \cdot V \cdot \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta min}) + A \cdot V \cdot \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta cp}) + \\ & + A \cdot V \cdot \varepsilon_c \cdot P \cdot P(V_{\delta max}). \end{aligned}$$

Или:

$$\sum_{i=4}^6 (\Delta Q_i) = A \cdot V \cdot \varepsilon_c \cdot P \cdot (P(V_{\delta min}) + P(V_{\delta cp}) + P(V_{\delta max})). \quad (3.65)$$

Формула суммарной производительности по аналогии с (3.65) для заземляемых в сужающемся зазоре частиц примет вид:

$$\sum_{j=4}^6(\Delta Q_j) = \Delta Q_4 + \Delta Q_5 + \Delta Q_6.$$

Или:

$$\sum_{j=4}^6(\Delta Q_j) = A \cdot V' \cdot \varepsilon_3 \cdot P \cdot (P(V_{\delta min}) + P(V_{\delta cp}) + P(V_{\delta max})), \quad (3.66)$$

где V' — скорость истечения частиц продукта измельчения, движущихся в зонах защемления;

ε_3 — относительная длина окружности зон защемления $\varepsilon_3 = 1 - \varepsilon_c$.

Суммируя (3.65) и (3.66) имеем:

$$Q' = A \cdot P \cdot (V\varepsilon_c + V\varepsilon_3) \cdot P(V), \text{ т/ч}, \quad (3.67)$$

$$P(V) = P(V_{\delta min}) + P(V_{\delta cp}) + P(V_{\delta max})$$

При достижении частиц продукта измельчения от окружности входа, определяемой диаметром d_2 до окружности выхода с диаметром d_1 их плотность на единице площади падает. Это хорошо иллюстрируется рисунком 3.9а, где показано расположение частиц на уровне дуг $a_1 b_1$ и $a_2 b_2$.

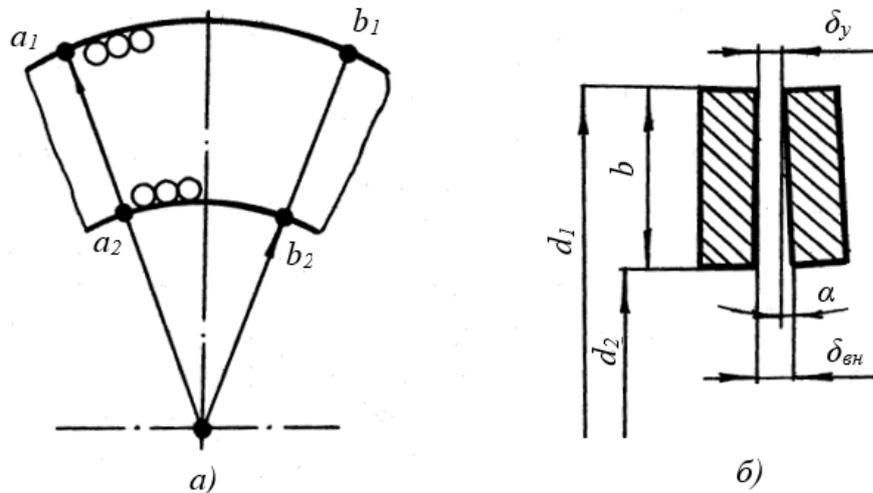


Рисунок 3.9 — Схема для определения изменения дискретной плотности частиц продукта при переходе их от уровня дуги $a_2 b_2$ к уровню дуги $a_1 b_1$

Это обстоятельство заставляет принимать длину дуги щели не по d_1 (наружному), что было бы наиболее целесообразно, а по $d_2 = d_B$. Естественно, что пропускная способность щели диаметром d_2 ниже, чем по диаметру d_1 , поэтому эффективность использования габаритов, металла в этом случае ниже ожидаемой. Если же щель выполнять конусной с вершиной конуса, направленной наружу (рис. 3.9б), то от этого недостатка можно избавиться, так как при определённой конусности площади сечения щели на уровне дуги $a_2 b_2$, может быть равной площади сечения щели на уровне дуги $a_1 b_1$, а это обеспечивает равномерность загрузки щели и возможность использовать d_1 как расчетный диаметр в определении пропускной способности, т.е. d_1 и d_B .

Обозначим величину зазора по наружному диаметру d_1 через δ_y (установочный зазор), а по внутреннему диаметру d_2 через $\delta_{вн}$ (рис. 3.9б). Площади сечений в зазорах на диаметрах d_1 и d_2 должны быть равны, поэтому запишем условие:

$$S_1 = S_2,$$

$$\text{где } S_1 = \pi \cdot d_2 \cdot \delta_{вн}; S_2 = \pi \cdot d_1 \cdot \delta_y.$$

Тогда:

$$\pi \cdot d_2 \cdot \delta_{вн} = \pi \cdot d_1 \cdot \delta_y.$$

Откуда:

$$\delta_{вн} = \delta_y \frac{d_1}{d_2} = \delta_y \frac{d_2 + 2b}{d_2} \quad (3.68)$$

Угол конусности α при этом определяется из выражения:

$$\alpha = \arctg \frac{\delta_{вн} - \delta_y}{b}. \quad (3.69)$$

Соблюдение условий (3.68) или (3.69) гарантирует равномерную загрузку объёма в зазоре, движущимся на выход готовым продуктом.

Как у новой, так и у машины, отработавшей определённое время, будет иметь место биение зазора δ из-за невозможности идеального изготовления и сборки рабочих пар 1 и 2 (рис. 3.8).

Анализируя расположение частиц в зазоре между дисками 1 и 2 можно сделать следующие предположения, необходимые для выбора расчётных вариантов.

Частицы размером $\delta < \delta_{min}$ практически должны двигаться к выходу из зазора без дополнительного доизмельчения, так как верхний диск нигде не касается этих частиц. При движении частиц $\delta < \delta_{min}$ к выходу из зазора вероятность такого утверждения возрастает в связи с тем, что дискретная плотность их на единице площади падает.

Частицы размером $\delta_{max} > \delta > \delta_{cp}$ движутся так, что часть их, попадая в зазор δ_{min} , дополнительно разрушаются до размера $\delta < \delta_{min}$, после чего они по спиралевидной траектории удаляются из рабочего объёма наружу.

Частицы размером $\delta_{max} > \delta > \delta_{cp}$ могут истекать из рабочего пространства в зоне δ_{max} , но часть их, переходя в зоны δ_{cp} (их две), доизмельчается, распадаясь на частицы размером $\delta < \delta_{min}$ и $\delta_{cp} > \delta > \delta_{min}$, которые, в свою очередь, частично истекают, а частично попадают в зазор δ_{min} , где происходит вторая фаза доизмельчения частиц, первоначально имевших размеры $\delta_{max} > \delta > \delta_{cp}$.

Из проведённого анализа видно, что в рабочем объёме щели происходит сложное движение частиц, траектории которых имеют случайный характер. В этом заключается трудность аналитического определения скорости истечения готового продукта из щели. Попытка рассмотреть закон движения материальной точки на поверхности диска, вращающегося вокруг неподвижной оси привела бы к результату известному в теоретической механике. Но в щели частицы не изолированы, а движутся в массе и закономерность движения всей массы частиц отличается от движения изолированной частицы. Если выделить элементарный объём движущейся массы, построить расчётную схему её движения, то увидим, что такая элементарная масса не может гарантированно сдвигаться по архимедовой спирали к выходу, так как в этом объёме могут быть частицы разного размера по отношению

к размерам щели, изменяющимся от δ_{max} до δ_{min} . Частицы, больше δ_{min} и больше δ_{cp} в период доизмельчения практически не имеют радиального смещения и вращаются на радиусе, равном $const$, т.е. имеют только относительное круговое движение и переносное, или только переносное в случае, когда силы трения частицы между верхним и нижним дисками равны. Однако несмотря на присутствие элементов случайности и хаотичности, материал имеет тенденцию истекать из щели при установившемся режиме с практически постоянной скоростью.

Представляется, что наиболее устойчивым в случайном потоке является движение частиц $\delta < \delta_{min}$, которые движутся в слое более крупных, обгоняя их в относительном радиальном движении, так как не имеют вынужденных круговых проскальзываний из-за защемления между дисками, что имеет место у частиц более крупных. Для расчёта скорости истечения не защемляемых частиц предлагается принять, что нижний диск (рис. 3.10) вращается с угловой скоростью ω вокруг неподвижной вертикальной оси Z .

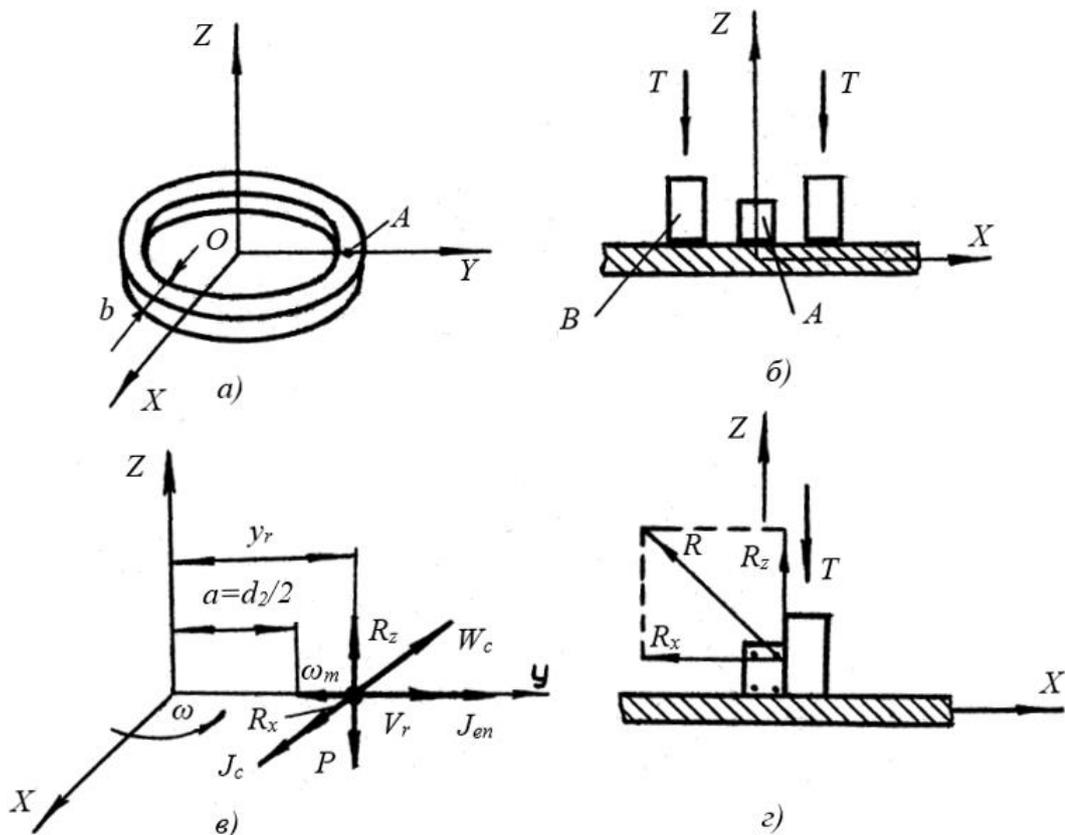


Рисунок 3.10 — К определению скорости движения частицы продукта измельчения в щели между рабочими элементами дисков

На плоскости диска, ограниченной шириной B находится частица A готового продукта, окружённая более крупными частицами B (рис. 3.10б), не способными двигаться в направлении оси Y , так как зажаты между верхним и нижним дисками силами T . Для упрощения дальнейших рассуждений частицу A примем кубической формы, которая обладает силой веса P . При вращении диска частица A приобретает радиальное движение. В начальный момент она находится в покое и отстоит от центра вращения O на расстоянии $a = \frac{d_2}{2}$.

Движение частицы может быть разложено на переносное вращательное вместе с диском и относительное вдоль прямолинейного канала, образованного в радиальном направлении более крупными частицами.

Начальные условия движения относительно диска при $t = 0$, имеет вид:

$$y_r = 0 \text{ и } y_r' = \frac{dy_r}{dt} = 0 \quad (3.70)$$

Рассмотрим частицу в её относительном движении. Пусть она находится в текущем положении, определяемом координатой y_r .

К частице приложены: P — сила веса; F_1 — сила трения частицы о другие частицы; F_2 — сила трения частицы о поверхность диска; R — реакция более крупных частиц, разлагаемая на R_x и R_z параллельно соответствующим осям (рис. 3.10б); J_{en} — нормальная сила инерции переносного движения (центробежная); J_{er} — тангенциальная сила инерции переносного движения (вращательная); J_c — кориолисова сила инерции.

Диск в рассматриваемом случае вращается с постоянной угловой скоростью $\omega = const$, угловое ускорение $\varepsilon = 0$, т.к. $\varepsilon = \frac{d\omega}{dt} = 0$. Тогда и переносное вращательное ускорение $W_{er} = 0$, так как оно зависит от $\varepsilon = 0$:

$$W_{er} = y_r \cdot \varepsilon = 0,$$

Отсюда следует, что $J_{er} = 0$, потому, что она определяется из выражения:

$$J_{er} = -m \cdot W_{er} = 0.$$

Переносное центростремительное ускорение W_{er} направлено вдоль оси Y к оси вращения. Его проекция на ось Y равна:

$$W_{er} = -y_r \cdot \omega^2.$$

Поэтому переносная центробежная сила инерции $J_{en} = -m \cdot W_{en}$ направлена вдоль оси Y от оси вращения к наружному торцу диска (рис. 3.10в):

$$J_{eny} = m \cdot y_r \cdot \omega, \quad (3.71)$$

где m — масса частицы.

Для определения направления кориолисового ускорения W_c предварительно предположим, что относительная скорость V_r частицы направлена вдоль оси Y направо (рис. 3.10в). Тогда кориолисово ускорение $W_c = 2\omega \cdot V_r$ оказывается направленным параллельно оси Y в сторону убывания координаты. Его проекция на ось X равна:

$$W_{cx} = -2\omega \cdot V_r \cdot \sin(\omega \cdot V_r) = -2 \frac{d\omega}{dt},$$

а это обозначает, что кориолисова сила инерции:

$$J_c = -m \cdot W_c$$

направлена параллельно оси X в сторону её возрастания (рис. 3.10в).

Её проекция на оси X :

$$J_{cx} = -2m \cdot \omega \frac{dy}{dt}. \quad (3.72)$$

Рассмотрим силы трения частицы о днище и боковые грани лабиринта, в котором она движется. При движении частицы в сторону возрастания Y появляется сила трения F_1 между нижним основанием частицы и материалом диска. Эта сила

трения направлена в сторону, противоположную относительной скорости, т.е. вдоль оси Y влево (рис. 3.10в). По модулю сила F_1 равна:

$$F_1 = f_1 |R_z|. \quad (3.73)$$

Под воздействием кориолисовой силы инерции J_c , направленной параллельно оси X в сторону её возрастания, частица давит правой боковой гранью на правые боковые грани более крупных частиц (считая по ходу движения частицы). В этом случае возникает сила трения F_2 , равная по модулю:

$$F_2 = f_2 |R_x|. \quad (3.74)$$

Она направлена в сторону, противоположную относительной скорости V_r , т.е. вдоль оси Y влево. Таким образом, обе силы совпадают по направлению. Из формул (3.73) и (3.74) получим:

$$F_{1y} = -f_1 |R_z|; F_{2y} = -f_2 |R_x|. \quad (3.75)$$

Уравнение относительного движения материальной точки:

$$m\overline{W}_r = \sum_{k=1}^n \overline{F}_k + \overline{J}_{en} + \overline{J}_{er} + \overline{J}_c.$$

В нашем случае, при $J_{er} = 0$, оно примет вид:

$$m\overline{W}_r = \overline{P} + \overline{F}_1 + \overline{F}_2 + \overline{J}_{en} + \overline{J}_c + \overline{R}_x + \overline{R}_z. \quad (3.76)$$

Относительно осей X, Y, Z , получим:

$$\begin{cases} \frac{md^2x_r}{dt^2} = J_{cx} + R_x \\ \frac{md^2z_r}{dt^2} = -P + R_z \\ \frac{md^2y_r}{dt^2} = J_{eny} + F_{1y} + F_{2y} \end{cases} . \quad (3.77)$$

Так как относительное движение частицы происходит вдоль оси Y , то $X_r = Z_r = 0$. Следовательно, и $\frac{d^2 X_r}{dt^2} = \frac{d^2 Z}{dt^2} = 0$, и уравнения (3.77) примут вид:

$$\begin{cases} \frac{2m\omega dy_z}{dt} + R_x = 0; \\ \frac{d^2 y_z}{dt^2} - \omega y_z = \frac{-f_2 R_z}{m} - \frac{-f_1 R_z}{m}; \\ R_z - P = 0. \end{cases} \quad (3.78)$$

Из первого и третьего уравнений (3.78) находим:

$$\begin{cases} R_x = -2m\omega y_r; \\ R_z = P \end{cases} \quad (3.79)$$

Подставив значения (3.79) во второе уравнение (3.78), получим:

$$\frac{d^2 y_r}{dt^2} + 2f_1\omega \frac{dy_r}{dt} - \omega y_r = -f_2 g. \quad (3.80)$$

Получено линейное неоднородное дифференциальное уравнение (3.80), общее решение которого имеет вид:

$$y_{r1} + y_{r2} = y_r, \quad (3.81)$$

где y_{r2} — частное решение уравнения;

y_{r1} — общее решение соответствующего однородного уравнения

$$\frac{d^2 y_r}{dt^2} + 2f_2\omega \frac{dy_r}{dt} - \omega^2 y_r = 0. \quad (3.82)$$

Запишем соответствующее характеристическое уравнение, относящееся к уравнению (3.82):

$$\lambda^2 + 2f_1\omega\lambda - \omega^2 = 0. \quad (3.83)$$

Корни уравнения (3.83) вещественны и различны

$$\begin{cases} \lambda_1 = (-f_1 + \sqrt{1 + f_1^2}) \cdot \omega > 0, \\ \lambda_2 = (-f_1 - \sqrt{1 + f_1^2}) \cdot \omega < 0 \end{cases}, \quad (3.84)$$

поэтому общее решение однородного уравнения (3.82) в результате интегрирования примет вид:

$$y_{r1} = c_1 e^{\lambda_1 t} + c_2 e^{\lambda_2 t}, \quad (3.85)$$

где c_1 и c_2 – произвольные постоянные.

Остаётся найти частное решение уравнения (3.82). Так правая его часть постоянна, поэтому и частное решение ищем в виде постоянного $y = a$. При постоянной правой части для получения частного решения воспользуемся условием, что:

$$\frac{dy}{dt} = \frac{d^2 y}{dt^2} = 0.$$

Тогда из оставшихся членов уравнения (3.82) находим, что:

$$y_{r2} = \frac{f_2 g}{\omega^2}. \quad (3.86)$$

Используя результаты (3.85) и (3.86) в формуле (3.81), запишем:

$$y_r = c_1 e^{\lambda_1 t} + c_2 e^{\lambda_2 t} + \frac{f_2 g}{\omega^2}.$$

Для определения постоянных интегрирования c_1 и c_2 вычислим производную y_r по времени t :

$$\frac{dy}{dt} = y_r' = c_1 \lambda_1 e^{\lambda_1 t} + c_2 \lambda_2 e^{\lambda_2 t}. \quad (3.87)$$

Подставив начальные условия движения $t=0$, $y_r = 0$ в уравнение (3.86), а $t=0$ и y_r' в уравнение (3.87) получим:

$$\begin{cases} a = c_1 + c_2 + \frac{f_2 g}{\omega^2}; \\ a = c_1 \lambda_1 + c_2 \lambda_2 \end{cases} \quad (3.88)$$

Решая систему (3.88), получим из первого:

$$\lambda_1 a = \lambda_1 c_1 + \lambda_2 c_2 + \lambda_1 \frac{f_2 g}{\omega^2}. \quad (3.89)$$

Поменяем знаки у второго уравнения (3.88) и сложим его с первым представленным равенством (3.89):

$$\lambda_1 a = \lambda_1 c_1 - \lambda_2 c_2 + \lambda_1 \frac{f_2 g}{\omega^2}.$$

Откуда:

$$c_2 = \frac{\lambda_1}{\lambda_1 - \lambda_2} \left(a - \frac{f_2 g}{\omega^2} \right).$$

Подставляя значение c_2 во второе уравнение (3.86) и (3.87) получим искомые значения координаты y_r и скорость частицы как первую производную от y_r :

$$y_r = \frac{1}{\lambda_1 - \lambda_2} \left(a - \frac{f_2 g}{\omega^2} \right) (\lambda_1 e^{\lambda_2 t} - \lambda_2 e^{\lambda_1 t}) + \frac{f_2 g}{\omega^2} \quad (3.90)$$

$$\frac{dy}{dt} = V_r = \frac{\lambda_1 \lambda_2}{\lambda_1 - \lambda_2} \left(a - \frac{f_2 g}{\omega^2} \right) (e^{\lambda_2 t} - e^{\lambda_1 t}). \quad (3.91)$$

Из формул (3.90) и (3.91) следует, что y_r и V_r будут возрастать, если $a - \frac{f_2 g}{\omega^2} > 0$, т.е. частица приобретает относительное движение по диску. Если же $a - \frac{f_2 g}{\omega^2} \leq 0$, то частица будет находиться в относительном покое. Эти важные выводы вытекают из того, что $\lambda_1 > 0$, а $\lambda_2 < 0$. Таким образом возможно подбирать соотношения между размерами рабочих органов и их угловыми скоростями. Для придания условию:

$$a - \frac{f_2 g}{\omega^2} > 0 \quad (3.92)$$

рассчитаем необходимые табличные значения частоты вращения $n_1 = \frac{30\omega}{\pi}$ нижнего диска при $f_2 = 0,2; 1,0; 10,0$ и построим соответствующие графики функций:

$$n = f(a, f_2).$$

Из ограниченного условия:

$$a = \frac{f_2 g}{\omega^2} = 0,$$

$$\omega = \sqrt{\frac{f_2 g}{a}},$$

$$n = \frac{30 \sqrt{\frac{f_2 g}{a}}}{\pi}. \quad (3.93)$$

Результаты расчётов по (3.93) приведены на графиках (рис. 3.11).

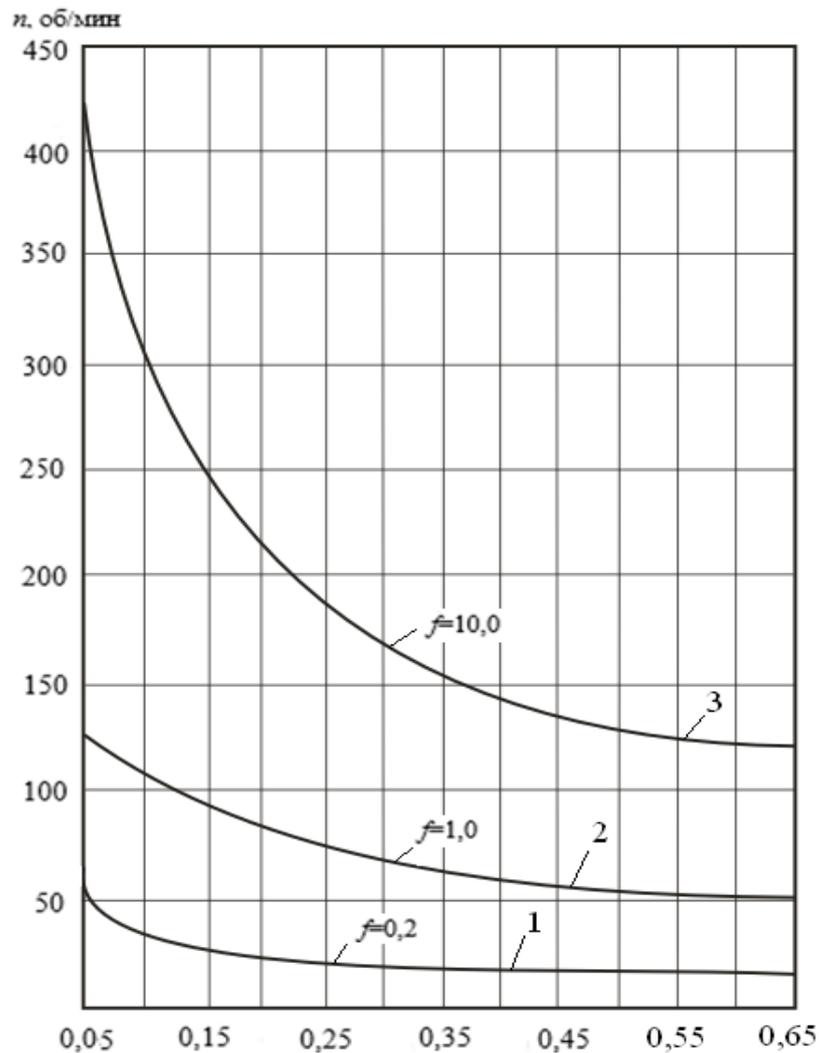


Рисунок 3.11 — Зависимость частоты вращения от расчётных параметров

Графики интерпретируются следующим образом: частоты вращения дисков n не должны быть ниже или совпадать с линиями графиков. При выборе скоростей в поле, находящемся выше кривой 3 у частиц способность к движению возрастает в 50 раз и более по сравнению с тем, если поле скоростей выбирать выше кривой 1, вблизи от неё. Коэффициенты $f_2 > 0,2 - 0,4$ уже приобретают иной смысл и могут рассматриваться как коэффициенты сцепления частиц.

Кривые 1, 2, 3 отображают границы эффективных частот вращения дисков при $f_2 = 0,2; 1,0; 10,0$, соответственно.

3.3.5 Определение расчётных средних скоростей не заземлённой частицы в щели

Так как время t в уравнении (3.90) и (3.91) является третьим неизвестным, то решения системы из двух уравнений возможно осуществить сначала путём решения уравнения (3.90) при фиксированном $y_r = \frac{d_1}{2}$. Тогда время t , найденное на диаметре d_1 подставляется в уравнение (3.91), откуда определится скорость частицы V_r . Таким образом скорость частицы $V_{ra=0}$ при $y_r = a$. А при $d_{1/2} \geq y > a$ V_r находится по уравнению (3.91).

Если принять, что:

$$V_r = 0,5 V_{rmax}, \quad (3.94)$$

то условие (3.94) обосновывается следующим анализом уравнения (3.130).

При $y_r a - \frac{f_2 g}{\omega^2}$ произведение:

$$\frac{\lambda_1 \lambda_2}{\lambda_1 - \lambda_2} \left(a - \frac{f_2 g}{\omega^2} \right) < 0 \quad (3.95)$$

Обозначив для удобства (2.42) через a' , формула (3.91) запишется следующим образом:

$$V_r = a' \cdot e^{\lambda_1 \cdot t} - a' \cdot e^{\lambda_2 \cdot t}. \quad (3.96)$$

Выражение (3.96) является экспоненциальной функцией, вид которой известен, а способ построения описан в [202]. При $a' \cdot a' > 0$, $\lambda_1 \cdot \lambda_2 > 0$ рассматривается случай, когда $a' < 0$ и $a' > 0$; $\lambda_2 < 0$ и $\lambda_1 > 0$. Функция не имеет экстремумов, монотонно возрастает и имеет один нуль при $t_0=0$. У графика одна точка перегиба в области « $-t$ » и « $-y$ », которая в данном случае не имеет смысла. Суммарная кривая строится как сумма двух кривых от сложения частных функций $V_{r_1} = a' \cdot e^{\lambda_1 \cdot t}$ и $V_{r_2} = -a' \cdot e^{\lambda_2 \cdot t}$, что показано на рисунке 3.12.

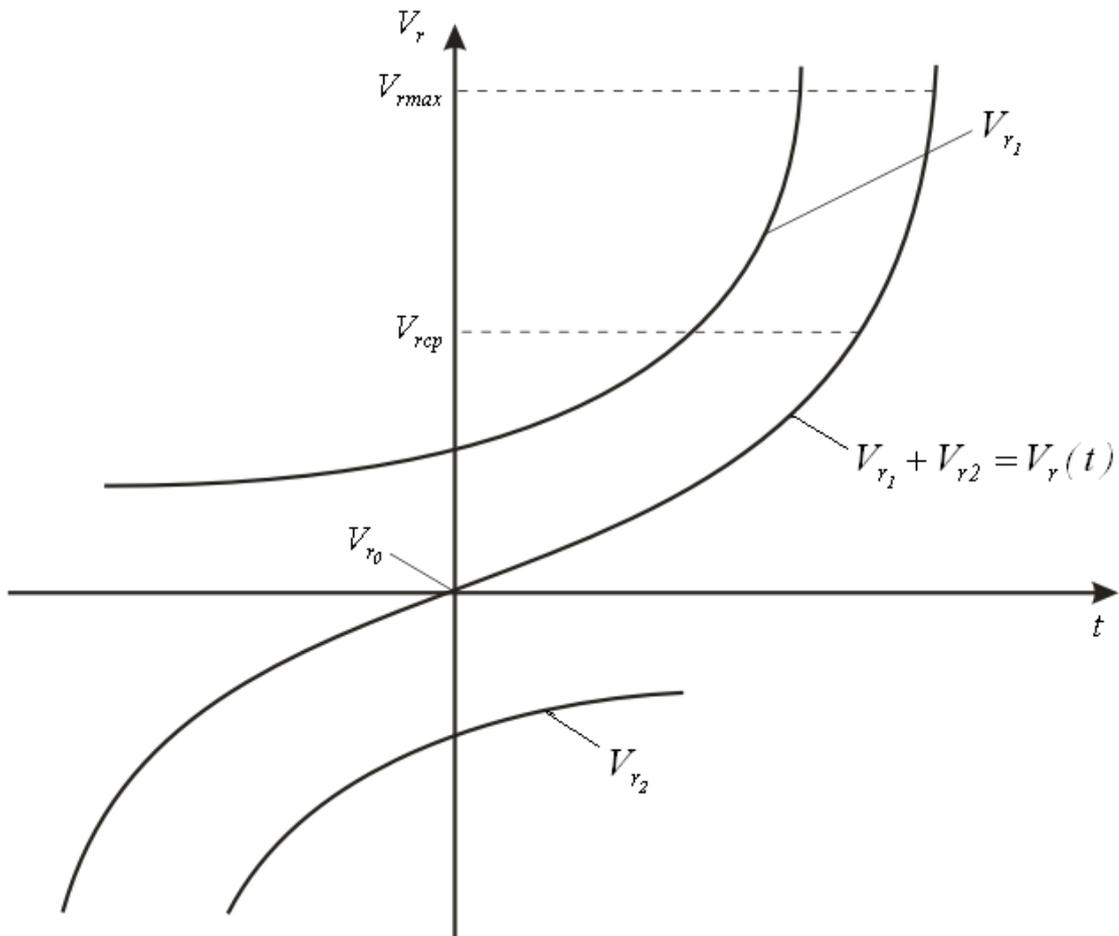


Рисунок 3.12 — К анализу экспоненциальной зависимости по формуле (3.96)

Наибольший интерес представляет часть функции, ограниченной квадрантом $V_r \geq 0$ и $t \geq 0$. Данная функция здесь аппроксимирована прямой, которая начинается в

начале координат (рис. 3.12), поэтому в треугольнике, ограниченном V_{rmax} можно определить среднюю скорость по формуле:

$$V_{rcc} = \frac{V_{rmax} + V_{r0}}{2} = 0,5 \cdot V_{rmax}. \quad (3.97)$$

Исходя из того, что интересующая скорость не является мгновенной скоростью частицы при её выходе из щели и, тем более, не является её скоростью в середине $b/2$ ширины щели b , а её средняя скорость на всем пути от 0 до b , то наиболее точно она может быть определена простейшей зависимостью:

$$V = b \cdot t^{-1}, \quad (3.98)$$

где время t получается из формулы (3.92), соответственно в левой части обозначив:

$$y_r = y_{rmax} = b + R_2, \quad (3.99)$$

в правой части:

$$\frac{1}{\lambda_1 - \lambda_2} = \lambda; \quad \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2} = \frac{900 \cdot f_2 \cdot g}{\pi^2 \cdot n^2} = \beta, \quad (3.100)$$

$$\lambda_1 \cdot e^{\lambda_2 \cdot t} - \lambda_2 \cdot e^{\lambda_1 \cdot t} = \psi(f(t)). \quad (3.101)$$

Тогда будет справедливо:

$$\frac{R_2 + b - \beta}{\lambda(R_2 - \beta)} = \psi(f(t)). \quad (3.102)$$

Решая (3.101) и (3.102), получается искомое t .

3.4 Анализ разрушения частиц готового продукта в секториальных зонах относительно несвободного движения

Необходимо уточнить, существенна ли вероятность того, что частица разрушается раньше, чем пройдёт путь S , так как известно, что на неё действует касательное напряжение, приводящее к деформации сдвига. Идеально сферическая частица в результате перекатывания имеет очень незначительные сдвиговые напряжения и разрушается от напряжений сжатия вероятнее, чем кубическая, поэтому можно ограничиться рассмотрением частицы именно такой формы.

Для простоты получения результата рассмотрим частицу квадратного сечения со стороной $e = \delta_n$, которая движется по инерции вместе с нижним диском 2 в щелевом зазоре, сходящемся клином под углом α наклона диска 1 (рис. 3.13а).

Весом частицы пренебрегаем. Коэффициенты трения f_1 между нижним диском и частицей, и f_2 между верхним диском и частицей равны между собой, т.е.:

$$f_1 = f_2 = f.$$

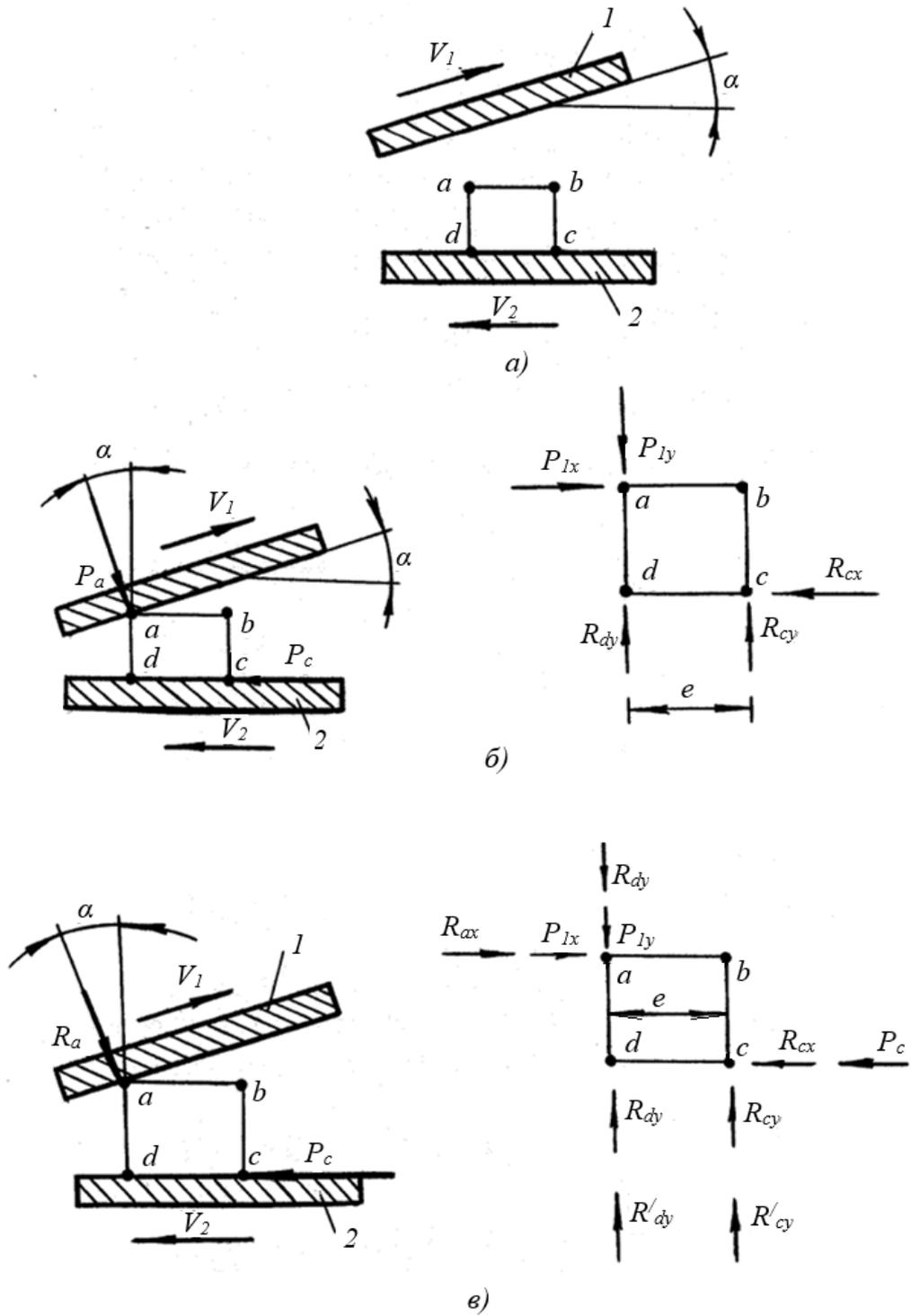
В положении «а» (рис. 3.13а) частица $abcd$ не испытывает на себе сил, способных привести её к деформациям.

В положении «б» (рис. 3.13б) в результате встречного движения дисков 1 и 2 со скоростями V_1 и V_2 частица вступит в контакт с диском 1 в точке «а», в результате чего возникает активная сила P_1 со стороны диска 1 под углом α к вертикали. В тот же момент появятся и соответствующие этой силе реакции со стороны диска 2, действующие на опорные точки c и d частицы $abcd$.

Определим эти реакции из уравнения статики:

$$\begin{cases} \sum x = 0; P_{1x} - R_{cx} = 0 \\ \sum y = 0; R_{dy} + R_{cy} - P_{1y} = 0 \\ \sum M_c = 0; P_{1x} \cdot e + R_{dy} \cdot e - P_{1y} \cdot e = 0 \end{cases} \quad (3.103)$$

Откуда:



а) частицы a, b, c, d в нагруженном состоянии; б) частицы a, b, c, d в нагруженном состоянии в момент касания в точке a диска 1; в) частицы a, b, c, d в нагруженном состоянии при проходе через сужающийся зазор

Рисунок 3.13 — Схема движения кубической части для определения вида разрушающей деформации

$$R_{cx} = P_{1x}, \quad (3.104)$$

$$R_{dy} = P_{1y} - P_{1x}, \quad (3.105)$$

$$R_{cy} = P_{1x}. \quad (3.106)$$

В следующее мгновение движущийся диск 2 создаёт между трущимися поверхностями в точках cd сдвигающую силу P_c (рис. 3.13в), которая вызовет реакцию R_a поверхности диска 1 в точке «а», действующую под углом α к вертикали. В этом случае имеется четыре неизвестных реакции: R_{ax} , R_{dx} , R_{ay} , R'_{cy} . Три из них определим из уравнений статики, а R_{dy} тригонометрическим преобразованием.

$$\begin{aligned} \sum x = 0; R_{ax} + P_{1x} - R_{cx} - P_c &= 0; \\ \sum y = 0 R_{dy} + R_{dy}' + R_{cy} + R_{cy}' - R_{ay} - P_{1y} &= 0; \\ \sum M_c = 0; R_{ax} \cdot e + P_{1x} \cdot e - R_{cy} \cdot e - R_{cy}' \cdot e &= 0; \end{aligned} \quad (3.107)$$

откуда из первого уравнения:

$$R_{ax} = P_{1y} \cdot f, \quad (3.108)$$

из третьего уравнения:

$$R_{cy}' = P_{1y} \cdot f. \quad (3.109)$$

Второе уравнение системы (3.107) содержит два неизвестных члена R_{dy}' и R_{ay} . Реакцию R_{ay} можно найти, зная реакцию R_{ax} . Таким образом, $R_{ay} = R_a \cdot \cos\alpha$, но $R_a = \frac{R_{ax}}{\sin\alpha}$, тогда:

$$R_{ay} = \frac{R_{ax}}{\sin\alpha} \cdot \cos\alpha = R_{ax} \cdot \operatorname{ctg}\alpha = P_{1y} \cdot f \cdot \operatorname{ctg}\alpha,$$

$$R_{ay} = P_{y1} \cdot f \cdot \operatorname{ctg}\alpha. \quad (3.110)$$

Теперь определим последнюю неизвестную реакцию, подставляя известные во второе уравнение системы (3.107):

$$R_{dy}' = R_{ax} \cdot ctg\alpha - P_{1y} \cdot f$$

$$R_{dy}' = P_{1y} \cdot f \cdot ctg\alpha - P_{1y} \cdot f,$$

$$R_{dy}' = P_{1y} \cdot f \cdot (ctg\alpha - 1). \quad (3.111)$$

Для проверки условия равновесия и определения соотношения между силами сдвига (по оси x) и сжатия (по оси y) общая сжимающая сила от второго диска:

$$\begin{aligned} N = R_{dy} + R_{dy}' + R_{cy} + R_{cy}' &= P_{1y} - P_{1x} + P_{1y} \cdot f \cdot (ctg\alpha - 1) + \\ &+ P_{1x} + P_{1y} \cdot f = P_{1y} + y \cdot f \cdot ctg\alpha. \end{aligned} \quad (3.112)$$

Проверим условие равновесия с использованием результата (3.112):

$$R_{ay} + P_{1y} = P_{1y} + P_{1y} \cdot f \cdot ctg\alpha,$$

$$R_{ay} = P_{1y} \cdot f \cdot ctg\alpha,$$

что удовлетворяет условие формулы (3.110).

Определим общую сдвигающую силу, действующую в плоскости диска:

$$T = R_{cx} + P_c = P_{1x} + P_c. \quad (3.113)$$

Сдвигающую силу P_c можно определить из условия:

$$P_c = P_{1y} \cdot f, \quad (3.114)$$

тогда формула (3.113) примет вид:

$$T = P_{1x} + P_{1y} \cdot f. \quad (3.115)$$

Сделаем проверку:

$$T = R_{ax} + P_{1x} = P_{1y} \cdot f + P_{1x},$$

что удовлетворяет условию $T = T_1$.

Для анализа возможности преобладания того или иного вида деформации при разрушении частицы $abcd$ запишем отношение сжимающей силы N и сдвигающей силы T :

$$\begin{aligned} \lambda = \frac{N}{T} &= \frac{P_{1y} \cdot (1 + f \cdot ctg\alpha)}{P_{1x} + P_{1y} \cdot f} = \frac{P_{1y} \cdot (1 + f \cdot ctg\alpha)}{P_{1y} \cdot (tg\alpha + f)} = \frac{1 + f \cdot ctg\alpha}{tg\alpha + f} = \\ &= \frac{1 + f \cdot \frac{1}{tg\alpha}}{tg\alpha + f} = \frac{\frac{tg\alpha + f}{tg\alpha}}{tg\alpha + f} = \frac{tg\alpha + f}{(tg\alpha + f) \cdot tg\alpha} = \frac{1}{tg\alpha} \end{aligned}$$

т.е.

$$\lambda = \frac{N}{T} = \frac{1}{tg\alpha}$$

или

$$N = \frac{T}{tg\alpha}, \quad (3.116)$$

Анализ показывает, что угол α не может практически превышать $0,5^\circ$, но чаще всего он не превышает $0,15^\circ$. Если принять изменение $tg\alpha$ при $0,05^\circ \leq \alpha \leq 0,5^\circ$, то значение $tg\alpha$ будут изменяться в следующем диапазоне:

$$tg\alpha = 0,008727 \div 0,000872.$$

Тогда:

$$\lambda = \frac{1}{tg\alpha} = 114,6 \div 11147,0.$$

Из литературных источников [202, 209, 210] известно, что разрушение материала от сдвигающих деформаций возможно, если отношение:

$$\frac{N_1}{T} = \frac{\sigma}{\tau} = \lambda_1 = 1 \div 5,$$

т.к. касательное напряжение $\tau = 0,2 \div 1,0$.

Полученный параметр λ значительно больше λ_1 , а значит и мала вероятность, чтобы частица разрушалась иначе как от сжатия.

Из рисунка 3.8 и 3.14 определён зазор δ_{cp} :

$$\delta_{cp} = \frac{\delta_{max} + \delta_{min}}{2}.$$

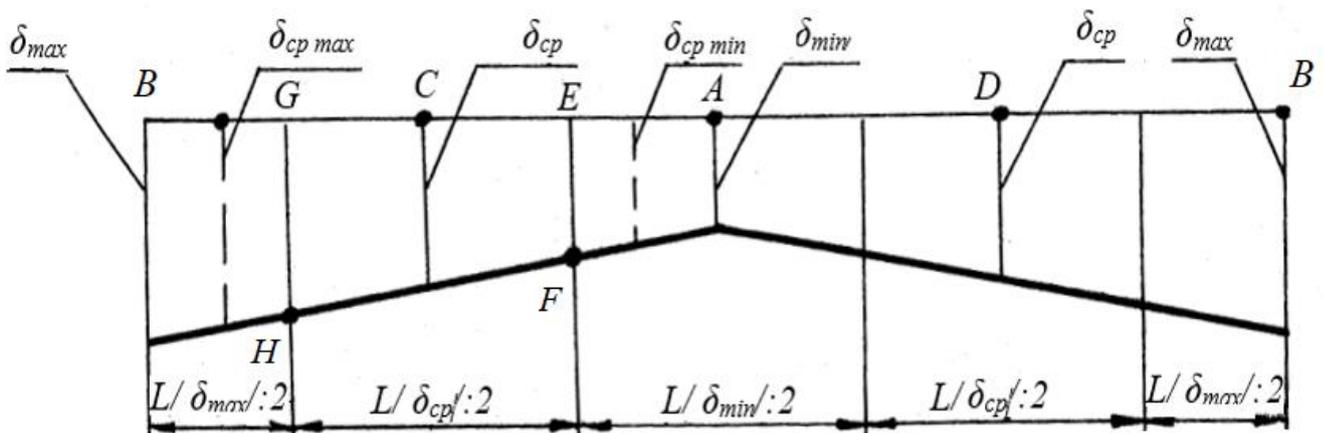


Рисунок 3.14 — Развёртка щели между рабочими элементами дисков

Заклинивание частиц Δ_{max} начинается при входе в зону δ_{cp} на линии GH , а частицы Δ_{cp} на линии EF , т.е.

$$\delta_H = GH \text{ для частиц } \Delta_{max},$$

$$\delta_H = EF \text{ для частиц } \Delta_{cp}.$$

Воспользуемся средним значением:

$$\delta_{\text{нсп}} = \frac{GH - EF}{2},$$

$$GH = \frac{\delta_{\text{ср}} + \delta_{\text{max}}}{2} = \frac{\frac{\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{2} + \delta_{\text{max}}}{2} = \frac{3\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{4}, \quad (3.117)$$

$$EF = \frac{\delta_{\text{ср}} + \delta_{\text{min}}}{2} = \frac{\frac{\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{2} + \delta_{\text{min}}}{2} = \frac{3\delta_{\text{min}} + \delta_{\text{max}}}{4}.$$

Подставляя значения GH и EF (3.117), получим:

$$\delta_{\text{нсп}} = \frac{\frac{3\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{4} - \frac{3\delta_{\text{min}} + \delta_{\text{max}}}{4}}{2} = \frac{\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{2} = \delta_{\text{ср}},$$

тогда:

$$S = \frac{(\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}) \cdot \sigma \cdot (E_1 + E_2) \cdot \pi \cdot R}{4 \cdot E_1 \cdot E_2 \cdot (\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}})}. \quad (3.118)$$

3.5 Скорость относительно несвободного движения частиц

Т.к. путь частицы, подвергающейся доизмельчению, известен, можно установить время, которое необходимо частице, чтобы пройти этот путь и разрушиться.

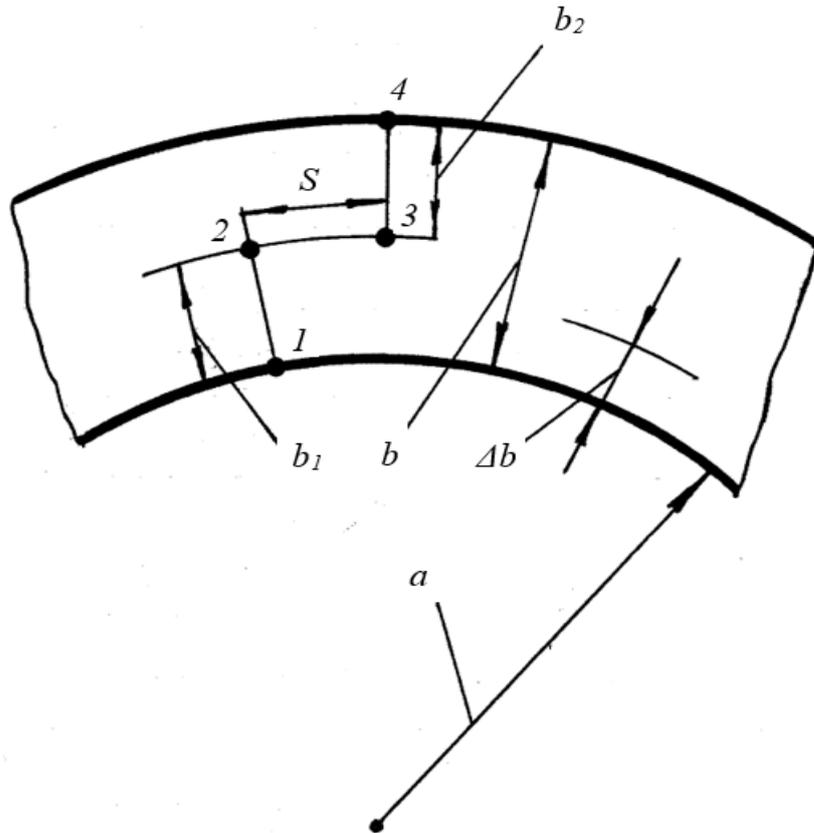
Время в секундах, необходимое для реализации процесса разрушения:

$$t_s = \frac{30S}{\pi \cdot R \cdot (n_1 + n_2)} = \frac{7,5 \cdot (\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}) \cdot \sigma \cdot (E_1 + E_2)}{(n_1 + n_2) \cdot E_1 \cdot E_2 \cdot (\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}})}. \quad (3.119)$$

Для определения скорости проследим за траекторией частицы, поступающей на доизмельчение.

На рисунке 3.15 показан сектор нижнего диска с внутренним радиусом a и шириной щели b . Частица из точки 1 движется до точки 2 радиально, проходя путь b_1 , а попав в зону доизмельчения, увлекается дисками в конус щели и проходит

путь S по окружности радиусом $a+b$. Затем, после разрушения, более мелкие частицы проходят путь b_2 по радиусу от точки 3 до точки 4, истекая из щелевого зазора. При этом можно не рассматривать положение частицы по всему фронту движения, а только её среднее положение, т.к. оно характеризует, с одной стороны, среднюю скорость истечения, а с другой, среднее значение параметра.



b_1 — путь до защемления; S — путь процесса разрушения; b — путь после измельчения

Рисунок 3.15 — Схема движения частицы в зоне защемления

Запишем условие для:

$$y_{r_{cp}} = R_2 + \frac{b}{2} = a + \frac{b}{2},$$

$$y_{r_{cp}} = a + \frac{b}{2} = a + \frac{b_1 + b_2}{2}. \quad (3.120)$$

Проверим, может ли $y_{r_{cp}}$ по формуле (3.120) характеризовать положение любой частицы, находящейся на ширине Δb при изменении $b \geq \Delta b \geq 0$.

Из рисунка 3.15 следует, что:

$$\begin{cases} b \geq b_1 \geq 0 \\ b_2 = b - b_1 \end{cases} \quad (3.121)$$

Запишем пределы, к которым стремятся указанные параметры:

$$\begin{cases} \lim_{b_2 \rightarrow 0} b_1 = b \\ \lim_{b_1 \rightarrow 0} b_2 = 0 \end{cases} \quad (3.122)$$

Это вытекает из условия (3.119):

$$\begin{cases} \lim_{b_2 \rightarrow 0} b_1 = 0 \\ \lim_{b_1 \rightarrow 0} b_2 = b \end{cases} \quad (3.123)$$

Системы пределов (3.122) и (3.123) отражают крайние задачи определения параметров. Запишем систему пределов, отражающую любой промежуточный вариант положения частицы в зазоре:

$$\begin{cases} \lim_{b_2 \rightarrow (b-\Delta b)} b_1 = \Delta b \\ \lim_{b_1 \rightarrow \Delta b} b_2 = b - \Delta b \end{cases} \quad (3.124)$$

Подставим каждую из системы в формулу (3.120) в соответствующей последовательности:

$$y_{r_{cp}} = a + \frac{b_1 + b_2}{2} = a + \frac{b + 0}{2} = a + \frac{b}{2};$$

$$y_{r_{cp}} = a + \frac{a + b}{2} = a + \frac{b}{2};$$

$$y_{r_{cp}} = a + \frac{\Delta b + b - \Delta b}{2} = a + \frac{b}{2}. \quad (3.125)$$

Система (3.125) показывает, что гипотеза о среднем положении частицы «работает». Итак, путь частицы при доизмельчении:

$$S_{\text{до}} = b_1 + S + b_2. \quad (3.126)$$

Радиус, на котором определяется путь S :

$$y_{r_{\text{cp}}} = a + \frac{b}{2}. \quad (3.127)$$

Путь частицы $S_{\text{до}}'$, учитываемый только в направлении к выходу из щели, складывается из участков b_1 и b_2 , поэтому:

$$S_{\text{до}}' = b_1 + b_2. \quad (3.128)$$

Средняя скорость движения доизмельчаемой, а также задержанной процессом доизмельчения частицы, может быть определена из условия:

$$V' = \frac{b}{t_1 + t_2 + t_s}; \quad (3.129)$$

где t_1 — время на преодоления пути доизмельчаемой частицей,

t_2 — то же, на преодоление пути задержанной частицы.

Для b_1 время t_1 определяется из зависимости:

$$y_{r_{\text{cp}}} = R_2 + \frac{b}{2} = \frac{1}{\lambda_1 - \lambda_2} \cdot \left(R_2 - \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2} \right) \cdot (\lambda_1 \cdot e^{\lambda_2 t_1} - \lambda_2 \cdot e^{\lambda_1 t_1}) + \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2}, \quad (3.130)$$

а для b_2 время t_2 соответственно:

$$y_{r_{\text{max}}} = R_1 = R_2 + b = \frac{1}{\lambda_1 - \lambda_2} \cdot \left(R_2 + \frac{b}{2} - \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2} \right) \cdot (\lambda_1 \cdot e^{\lambda_2 t_2} - \lambda_2 \cdot e^{\lambda_1 t_2}) + \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2}. \quad (3.131)$$

Время t_1 по уравнению (3.130) получим решением следующего трансцендентного уравнения по аналогии с (3.101) и (3.102):

$$\Psi_1[f(t_1)] = \frac{R_2 + b - \beta}{\lambda \cdot (R_2 - \beta)}. \quad (3.132)$$

Время определяется с использованием (3.131) решением уравнения (3.132):

$$\Psi_2[f(t_2)] = \frac{R_2 + b - \beta}{\lambda \cdot (R_2 + 0,5b - \beta)}. \quad (3.133)$$

3.6 Разработка алгоритма расчёта производительности по пропускной способности щелевого зазора

В рабочем виде формула запишется:

$$Q'_{mx} = A^* \cdot P \cdot (V \cdot \varepsilon_c + V' \cdot \varepsilon_3) \cdot \frac{K_k \cdot K_H}{K_b^n}, \quad \text{т/ч} \quad (3.134)$$

$$A^* = 3600 \cdot \pi \cdot d_2 \cdot \delta_{cp} \cdot \gamma, \quad \text{т/м} \quad (3.135)$$

P — полная вероятность попадания частиц в щель, определяется с учётом формул (3.130) и (3.131):

$$V = \lambda \cdot \lambda_1 \cdot \lambda_2 \cdot (R_2 - \beta) \cdot (e^{\lambda_2 t} - e^{\lambda_1 t}), \quad (3.136)$$

где время определяется из уравнения (3.136)

$$R_1 = \frac{1}{\lambda_1 - \lambda_2} \cdot \left(R_2 - \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2} \right) \cdot (\lambda_1 \cdot e^{\lambda_2 t_1} - e^{\lambda_1 t_1}) + \frac{f_2 \cdot g}{\omega^2}, \quad (3.137)$$

где λ , β , $\Psi[f(t)]$ определяются соответственно из формул (3.100), (3.101), (3.102). Для нахождения ε_3 и ε_c используем таблицу (3.5) [211].

Таблица 3.5 Координатная таблица выбора ε_{3i} и ε_{c1} для использования их в формуле (3.104)

Расчётное значение	$\Delta L = \frac{\pi \cdot (n_1 + n_2) \cdot (R_2 + b) \cdot t}{30}$	$\varepsilon_{3i} = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{60}$		Расчётное значение
	Фактические величины			
$\Delta L_i \leq 0,25L$	$\sum \Delta L = \frac{\pi \cdot (n_1 + n_2) \cdot (R_2 + b) \cdot t}{15}$	$\varepsilon_{31} = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{30}$	$\varepsilon_{c1} = 1 - \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{30}$	$\varepsilon_{31} \leq 0,25$
$\frac{1}{2}L \geq \Delta L_i > \frac{1}{4}L$	$\sum \Delta L = \frac{1}{2}L = \pi \cdot (R_2 + b)$	$\varepsilon_{32} = \frac{1}{2}$	$\varepsilon_{c2} = \frac{1}{2}$	$\frac{1}{4} < \varepsilon_{3i} \leq 0,5$
$\frac{3}{4}L \geq \Delta L_i > \frac{1}{2}L$	$\sum \Delta L = \frac{\pi \cdot (n_1 + n_2) \cdot (R_2 + b) \cdot t}{30}$	$\varepsilon_{33} = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{60}$	$\varepsilon_{c3} = 1 - \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{60}$	$\frac{3}{4} \geq \varepsilon_{3i} > \frac{1}{2}$
$L \leq \Delta L_i > \frac{3}{4}L$	$\sum \Delta L = 1,5\pi \cdot (R_2 + b)$	$\varepsilon_{34} = \frac{3}{4}$	$\varepsilon_{c4} = \frac{1}{4}$	$1 \geq \varepsilon_{3i} > \frac{3}{4}$

$$V' = b \cdot T_1, \quad (3.138)$$

$$T_1 = \frac{1}{t_1 + t_2 + t_3}, \quad (3.139)$$

K_K — коэффициент конструкции дробильно-измельчительной полости рабочего органа; $K_K=1,0; 1,6; 4,0$;

K_H — коэффициент неравномерности загрузки исходным материалом; $K_H=0,8$;

K_b — коэффициент, учитывающий снижение производительности при росте параметра b .

Коэффициент K_b'' получен преобразованием данных (рис. 3.13) в безразмерную величину следующим образом:

$$K'_{BH} = \frac{1}{54,75 \cdot \sqrt[3]{b_H^{2,265}}}; \quad (3.140)$$

$$K'_{\text{BM}} = \frac{1}{54,75 \cdot \sqrt[3]{b_{\text{M}}^{2,265}}}; \quad (3.141)$$

$$K_b = \frac{K'_{\text{BH}}}{K'_{\text{BM}}} = \left(\frac{b_{\text{M}}}{b_{\text{H}}}\right)^{0,7555}; \quad (3.142)$$

$$K_b'' = \frac{1}{K_b} = \left(\frac{b_{\text{M}}}{b_{\text{H}}}\right)^{0,7555}. \quad (3.143)$$

Эксперименты, проведенные на моделях ДИМ показали, что K_{δ} имеет линейную зависимость от δ , а K_b существенно не линеен, поэтому в соответствующих формулах, где этот коэффициент моделирования присутствует, необходимо учитывать безразмерную функциональную зависимость $K_b - K_b'' = f\left(\frac{b_{\text{H}}}{b_{\text{M}}}\right)$, представленную на рисунке 3.16 и полученную из графика функцию $K_b' = f(b_{\text{M}})$, имеющего размерность в виде иррациональной величины.

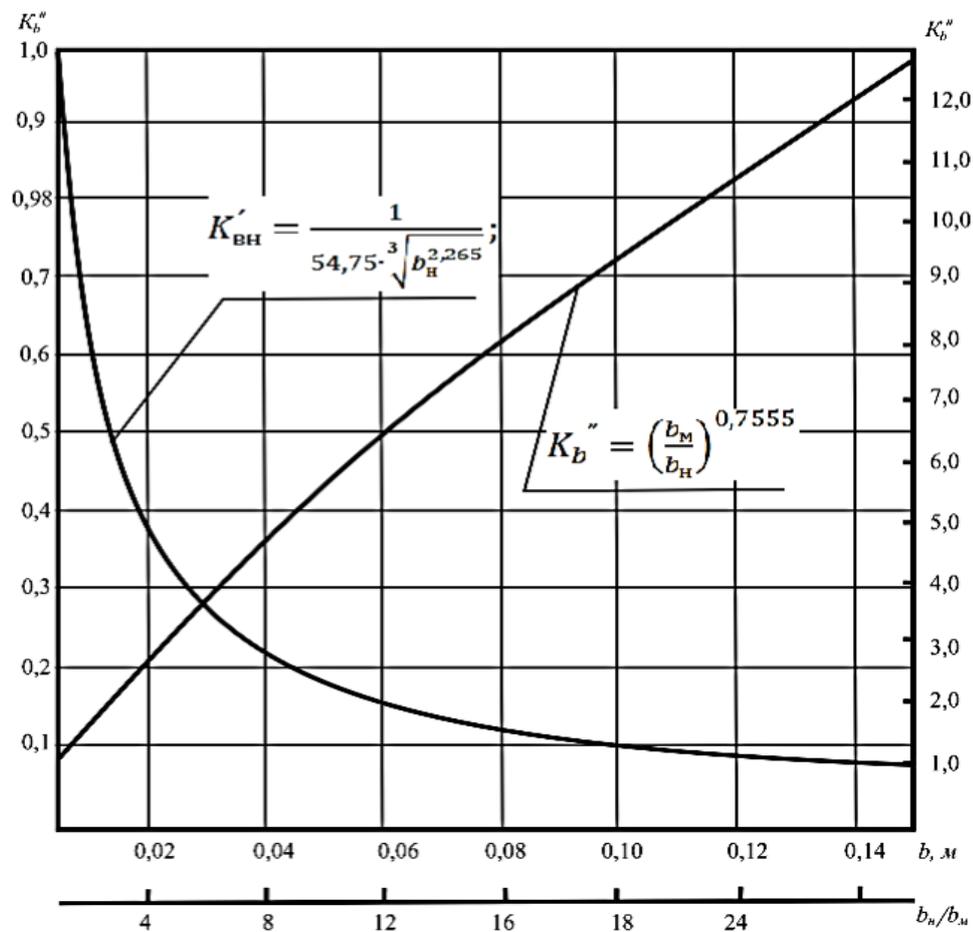


Рисунок 3.16 — Зависимость коэффициентов моделирования ширины щели K_b', K_b'' от изменения ширины щели b

Выводы по разделу 3

1. Установлено, что для ДИМ комбинированного действия с целью обеспечения рационального равновесия подпроцессов загрузки, выгрузки и дробления различных материалов необходимо, чтобы производительность системы питания исходным материалом была не более производительности разгрузочного устройства.

2. Определены зависимости для расчёта загрузочных устройств, позволяющие по известным характеристикам дробильной машины и исходного материала определять основные монтажные параметры системы питания, производительность, оптимальную скорость и габаритные параметры загрузочного конвейера, что выступает теоретической инженерной базой при проектировании ДИМ.

3. Аналитически определено, что для снижения энергозатрат при диспергировании скорость и траектория подачи сырья в рабочее пространство ДИМ должна быть согласована с частотой вращения диска.

4. Установлено, что при боковом столкновении с рабочими органами условия ударного разрушения в большей степени зависят от частоты вращения рабочих органов, чем от силы трения, т.к. сила трения является не постоянной, и существенно снижается при больших скоростях движения материала.

5. Выявлено, что одним из основных показателей технического уровня мельниц является их производительность (теоретическая и фактическая), которая может выступать в 3-х ролях: конструктивно-теоретической; технической и эксплуатационной, с численными значениями существенно отличающимися друг от друга. Ввиду того, что теоретическая производительность является расчётной величиной из-за большой сложности определения относительной скорости истечения частиц готового продукта из щелевого зазора, может иметь место значительное отклонение от рассчитанных результатов. При определении технической производительности, не всегда удаётся учесть все значимые факторы, что затрудняет получение точных величин. Наиболее точных результатов можно добиться экспериментальным путём замера эксплуатационной производительности, однако она зависит от свойств перерабатываемых материалов, а, следовательно, для каждого из них будет

отличаться. Пропускная способность ДИМ комбинированного воздействия на материал является совокупной особенностью производительностей процессов загрузки исходного материала, внутрикамерного принудительного измельчения и выпуска готового продукта, когда каждая последующая должна быть по величине не менее предыдущей, дабы исключить заклинивания рабочих органов машины. Частные решения производительности по пропускной способности в общем виде, ввиду существенного биения щелевого зазора с учётом эффекта снижения плотности частиц в единицу площади от центра к периферии диска, при правильном выборе угла конусности между дисками показывают, что равномерная загрузка объёма готового продукта в щелевом зазоре обеспечивается.

6. Доказано, что в рабочем объёме щели происходит сложное движение частиц, траектории которых имеют случайный характер, поэтому (особенно при движении слоёв материала) аналитическое определение скорости истечения готового продукта из щели затруднено и может не соответствовать реальным условиям. Частицы, размером больше минимального и среднего зазора при доизмельчении практически не имеют радиального смещения и вращаются на постоянном радиусе, имея лишь относительное круговое и переносное движение, или только переносное в случае, когда силы трения частицы между верхним и нижним дисками равны. При этом в установившемся режиме готовый продукт выводится практически с постоянной скоростью. Наиболее устойчивым в случайном потоке является движение частиц при величине зазора превышающим минимальный, которые движутся в слое более крупных, обгоняя их в относительном радиальном движении, так как не имеют вынужденных круговых проскальзываний из-за защемления между дисками, что имеет место у более крупных частиц.

7. Определены границы эффективных частот вращения дисков, превышение которых увеличивает способность к движению частиц в 50 и более раз. Рассчитана средняя скорость движения не защёмлённых частиц в щелевом зазоре в зависимости от его величины и ширины щели, позволяющая оценить пропускную способность ДИМ.

8. При небольшой разнице между минимальной и максимальной величиной зазора между дисками (до 0,2 мм) ошибка в вероятности попадания в него частиц составляет до 4,5 %, однако в дальнейшем она возрастает и не учитывать разницу зазора уже невозможно. Следовательно, для больших колебаний щелевого зазора надо применять расчётные зависимости с учётом средних значений размеров щелей. Снижение производительности при увеличении ширины щели обратно пропорционально высоте выступов внутренних элементов диска.

4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДИМ С КОМБИНИРОВАННЫМ ДЕЙСТВИЕМ НА МАТЕРИАЛ

Геометрия и конструкция рабочих органов ДИМ имеет множество вариантов, целесообразность практического применения любого из которых ещё изучена недостаточно. Бессистемный подход к исследованию, абстрагированный от конструктивных особенностей ДИМ, малоэффективен в прикладном отношении, поэтому результаты теоретических исследований не привели к разработке расчётных методик по определению производительности, нагруженности и оптимизации рабочих машин. Проведены теоретические исследования процесса выпуска продукта через щелевой зазор, что является последней стадией, являющаяся функцией щели. Все остальные стадии рабочего процесса системы должны удовлетворять условиям, обеспечивающим заданную пропускную способность машины. Априорно можно предположить, что как недостаточная, так и избыточная интенсивность подпроцессов, предшествующих выпуску готового продукта, неизбежно вызовут снижение производительности системы в целом, ибо нарушается динамическое равновесие рабочего процесса. Это неоднократно подтверждалось результатами опытов.

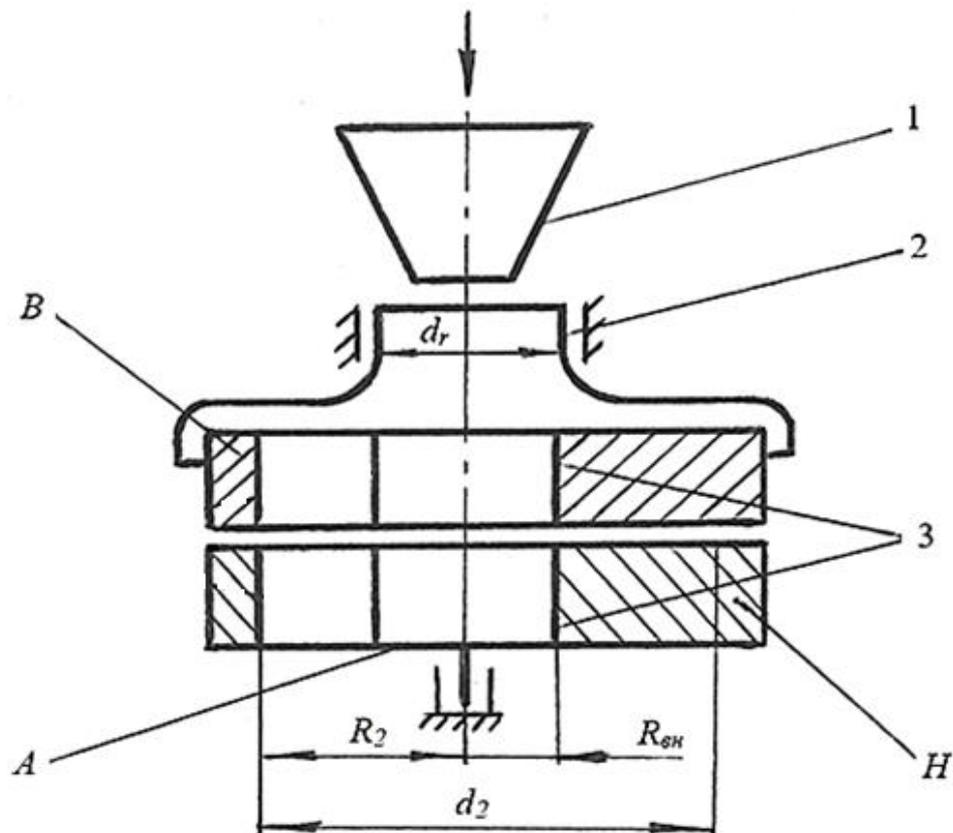
Вопрос об интенсивности впуска исходного материала в камеру измельчения не представляет затруднений, т.к. ясно, что она должна быть равна интенсивности выпуска готового продукта через щелевые зазоры, т.е. производительности по выпускной способности. Из задач, входящих в подсистему впуска, наиболее важными представляются следующие: фракционный состав исходного материала, параметры питателя и параметры движения материала до соприкосновения с рабочими органами ДИМ, параметры воронки и впускного отверстия.

4.1 Конструктивные элементы дробильно-измельчительной камеры

Рабочая дробильно-измельчительная камера ДИМ может состоять как минимум из одной рабочей пары встречного вращения, включающей в себя самые раз-

личные элементы, отличающиеся геометрическим построением, но имеющие общее назначение дробить, измельчать исходный материал и подавать к периферии, в зону щелевого зазора готовый продукт.

Такие рабочие пары заключены в корпус, внутренняя полость которого составляет рабочую дробильно-измельчительную камеру. Описанный вариант в общем случае можно называть монощелевым (одна выпускная круговая щель), разрез которого дан на рисунке 4.1. Рабочий диск в плане изображён на рисунке 4.2.



1 – загрузочная воронка; 2 – горловина; 3 – диски (*B* – верхний, *H* – нижний)

Рисунок 4.1 — Схема ДИМ

Особенности устройства ДИМ, обеспечивающих комбинированное воздействие на материал состоит в основном в специфической геометрической форме рабочих органов, что и позволяет организовать в рабочей камере одновременно сочетание нескольких способов разрушения материалов.

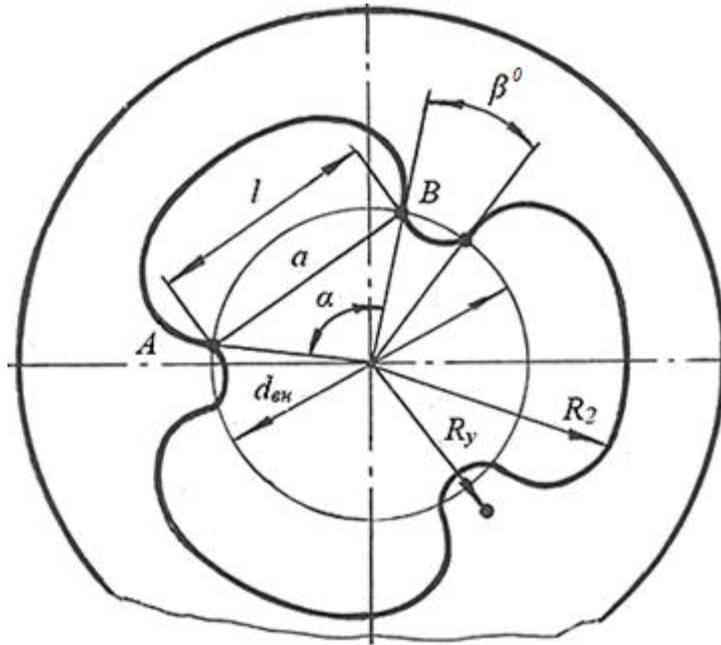


Рисунок 4.2 — Конструкция диска

4.2 Особенности рабочего процесса, подлежащие анализу

В данном конструктивном варианте можно отметить следующие особенности рабочего процесса, подлежащие анализу: материал подаётся через вертикальную воронку и движется вниз по вертикальной оси вращения рабочих органов B и H ; куски исходного материала при условии свободного прохода через канал 2 достигают плоскости A нижнего диска. При этом вероятность столкновения с выступами верхнего диска B и нижнего H зависит:

1) от степени сближения выступов с центром вращения, т.е. коэффициент высоты выступов:

$$K_{\text{вн}} = \frac{R_2 - R_{\text{вн}}}{R_2}, \quad (4.1)$$

где $R_2 - R_{\text{вн}}$ — высота выступов.

Если $R_{\text{вн}} = 0$, то $K_{\text{вн}} = \frac{R_2}{R_2} = 1$, т.е. сечение диска перекрыто до центра вращения.

ния.

Если же $R_{\text{вн}} = R_2$, то $K_{\text{вн}} = \frac{R_2 - R_2}{R_2} = 0$, т.е. сечение диска не имеет выступов и столкновение возможно лишь с цилиндрической поверхностью;

2) от возможного диаметра исходного материала. Эта зависимость может быть определена коэффициентом, выражающим отношение диаметра горловины воронки d_r к диаметру оснований выступов d_2 :

$$K_{Bd} = \frac{d_r}{d_2}, \text{ при } d_r \leq d_2. \quad (4.2)$$

При $d_r = d_2$; $K_{Bd} = 1$; при $d_r = 0$, K_{Bd} не имеет смысла;

3) от отношения угловых промежутков между кромками выступов рабочего диска и скоростью вращения этих дисков.

Это влияние условимся оценивать параметром:

$$K_{d\omega} = K_d \cdot K_\omega, \quad (4.3)$$

где K_d — коэффициент, отражающий степень проходимости исходного материала через просвет между выступами рабочего органа. Например, на линии AB (рис. 4.2). определяется из соотношения:

$$K_d = \frac{a \cdot d_{\text{им}}}{a}, \quad (4.4)$$

где a — кратчайшее расстояние между кромками соседних выступов (длина хорды просвета по линии между точками A и B). Известно [212], что хорда:

$$a = d_{\text{вн}} \cdot \sin\left(\frac{\alpha}{2}\right).$$

Из рисунка 4.2 вытекает, что угол α можно определить из выражения:

$$\alpha = \frac{2\pi - n^* \beta^0}{n^*}, \quad \text{рад}$$

или

$$\alpha = \frac{360^\circ - n^* \beta^0}{n^*}, \text{ град}, \quad (4.5)$$

где n^* — количество выступов в рабочем органе;

β^0 — центральный угол, между лучами которого расположены крайние кромки выступов.

Тогда:

$$a = d_{\text{вн}} \cdot \sin\left(\frac{360^\circ - n^* \beta^0}{2n^*}\right); \quad (4.6)$$

Коэффициент условий проникновения материала в рабочую зону выступов диска:

$$K_\alpha = 1 - \frac{d_{\text{им}}}{d_{\text{вн}} \cdot \sin\left(\frac{360^\circ - n^* \beta^0}{2n^*}\right)}. \quad (4.7)$$

Если $K_\alpha = 0$, то хорда a больше размера куска материала $d_{\text{им}}$ возможно, что кусок исходного материала попадает между выступами рабочего органа, но не обязательно столкнётся с ними, т.к. это зависит от величины коэффициента K_ω .

Если $K_\alpha \leq 0$, то размеры кусков исходного материала равны или превышают размеры просвета, поэтому наиболее эффективного центрального удара ожидать нельзя и процесс разрушения от соударения выступов рабочего органа и исходного материала маловероятен. Будет наблюдаться процесс срезания части куска, попадающей между выступами. Следует добиваться, чтобы удовлетворялось $a > d_{\text{им}}$.

K_ω — коэффициент, отражающий зависимость между скоростью вертикального движения куска исходного материала в пределах высоты рабочего органа и скоростью сближения крайних точек хорды с этим куском. Если $K_\omega = 1$, $t_0 \leq t_b$, то событие (столкновение) обязательно произойдёт. Если $K_\omega = 0$, $t_0 > t_b$ это равносильно невозможному событию, т.е. столкновение обязательно не произойдёт.

В данных условиях t_0 — продолжительность окружного движения соответствующей точки выступа рабочего органа до контакта с куском исходного материала; t_b — продолжительность вертикального движения куска исходного материала

в пределах высоты рабочего органа. Для определения t_0 и t_b необходимо установить закономерность движения материала через впускную воронку, исследовать кинематическую зависимость между движением материала и рабочего органа.

4.3 Определение суммарного крутящего момента рабочего сопротивления

Суммарный момент сопротивления материала при переработке в камере измельчения, а также готового продукта, циркулирующего в камере измельчения и истекающего через выходную щель, определяется суммой парциальных моментов:

$$M_c = M_{уд} + M_{ц} + M_{осн} + M_{щ} + M_{ск}, \quad (4.8)$$

где $M_{уд}$ — крутящий момент сопротивления от действия ударных нагрузок, создаваемых вертикально движущимся потоком исходного материала;

$M_{ц}$ — момент сопротивления скручиванию цилиндрического столба материала, находящегося в центре камеры измельчения;

$M_{осн}$ — сопротивление материала измельчению в дробяще-измельчительных полостях (основной крутящий момент);

$M_{щ}$ — крутящий момент сопротивления трению и доизмельчению на плоскостях щели;

$M_{ск}$ — крутящий момент сопротивления готового продукта движению разгрузочных скребков.

4.3.1 Определение момента сопротивления ударным нагрузкам

Момент, возникающий от ударных нагрузок можно охарактеризовать следующим соотношением, учитывающим влияние бокового и вертикального соударения:

$$M_{уд} = M_{бу} + M_{ву},$$

где $M_{\text{бу}}$ — момент сил от бокового удара;

$M_{\text{ву}}$ — то же от вертикального удара.

$$M_{\text{бу}} = k \cdot \frac{m \cdot v^2}{2} = \frac{V \cdot \gamma \cdot v^2}{2} = \frac{0,45 \cdot d_{\text{ИК}}^3 \cdot \gamma \cdot \pi \cdot n^2 \cdot R_{\text{ср}}}{2 \cdot 900} \cdot k,$$

где $d_{\text{ИК}}$ — размер исходного материала (икосаэдра), вписанного в пространство между выступами рабочего органа, измеренный как хорда дуги окружности радиусом $R_{\text{ср}}$;

$R_{\text{ср}}$ — средний радиус действия ударного бокового крутящего момента.

$$R_{\text{ср}} = \frac{R_2 + R_{\text{ВН}}}{2},$$

k — количество промежутков между выступами рабочего органа.

Пример: железная руда: $\gamma = 4000 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$; $d_{\text{ИК}} = x = 0,05 \text{ м}$;
 $n = 250 \text{ мин}^{-1}$; $R_{\text{ср}} = 0,07 \text{ м}$; $k = 3$.

$$M_{\text{бу}} = \frac{0,45 \cdot (0,05)^3 \cdot 4000 \cdot 3,14^2 \cdot 250^2 \cdot (0,07)^2 \cdot 3}{2 \cdot 900} = 11,3 \text{ (Н} \cdot \text{м)}.$$

Результат не идёт в сравнение с рабочими крутящими моментами, рабочая формула для $M_{\text{бу}}$ запишется:

$$M_{\text{бу}} = k \cdot \frac{0,45 \cdot x^3 \cdot \gamma \cdot \pi^2 \cdot n^2 \left(\frac{R_2 - R_{\text{ВН}}}{2} \right)^2}{1800},$$

$$M_{\text{бу}} = k \cdot 2,47 \cdot 10^{-3} \cdot x^3 \cdot \gamma \cdot n^2 \left(\frac{R_2 - R_{\text{ВН}}}{2} \right)^2,$$

$$M_{\text{бу}} = k \cdot 6,17 \cdot 10^{-4} \cdot x^3 \cdot \gamma \cdot n^2 \cdot (R_2 - R_{\text{ВН}})^2, \text{ (Н} \cdot \text{м)}.$$

Проведенные ранее исследования показали, что $M_{\text{вн}} = M_{\text{бу}}$, поэтому приближённо можно считать, что $M_{\text{уд}} = 2M_{\text{бу}}$, тогда получим:

$$M_{\text{уд}} = 1,234 \cdot 10^{-3} \cdot k \cdot x^3 \cdot \gamma \cdot n^2 \cdot (R_2 - R_{\text{вн}})^2. \quad (4.9)$$

4.3.2 Определение момента сопротивления от скручивания цилиндрической части потока материала

Для расчётов примем следующую схему (рис. 4.3). С большой степенью достоверности можно утверждать, что основная плоскость трения в цилиндрическом столбе материала с размерами H и $d_{\text{вн}}$ будет проходить в сечении, совпадающим с зазором δ .

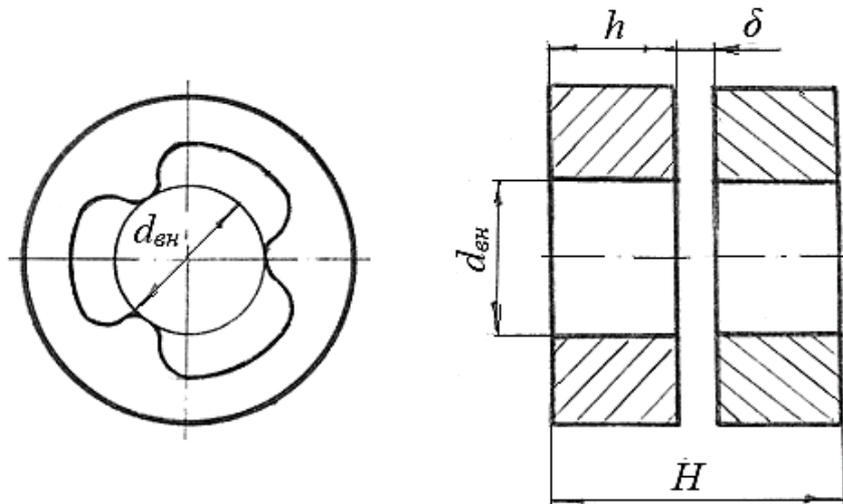


Рисунок 4.3 — К определению геометрических параметров камеры измельчения измельчаемого материала

Для определения момента трения рассмотрим сечение материала отдельно (рис. 4.4). Используя известные приёмы [209], можно записать:

$$M_{\text{ц}} = \int_0^{d_{\text{вн}}} P \cdot f \cdot 2\pi \cdot r^2 \cdot dr, \quad (4.10)$$

где P — удельное давление в плоскости сечения, которое определяется следующим образом:

$$P = \frac{Q}{S} = \frac{\pi \cdot d_{\text{ВН}}^2 \cdot H \cdot \gamma_{\text{нас}} \cdot 4}{4 \cdot 2 \cdot \pi \cdot d_{\text{ВН}}} = \frac{H \cdot \gamma_{\text{нас}}}{2}, \quad (4.11)$$

где $\gamma_{\text{нас}}$ — насыпной удельный вес материала.

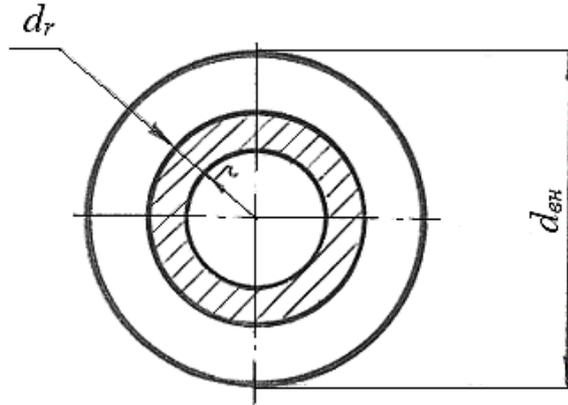


Рисунок 4.4 — К расчёту момента трения в цилиндрическом сечении столба

Решение интеграла (4.10) даёт следующий результат:

$$M_{\text{ц}} = P \cdot f \cdot 2\pi \int_0^{\frac{d_{\text{ВН}}}{2}} r \cdot d_r = P \cdot f \cdot 2\pi \cdot \frac{r^3}{3} \Big|_0^{\frac{d_{\text{ВН}}}{2}} = P \cdot f \cdot 2\pi \cdot \frac{1}{3} \cdot \frac{d_{\text{ВН}}^3}{8};$$

$$M_{\text{ц}} = \frac{H \cdot \gamma_{\text{нас}}}{2} \cdot f \cdot \frac{2\pi \cdot d_{\text{ВН}}^3}{24} = \frac{(2h + \delta) \cdot \gamma_{\text{нас}} \cdot f \cdot \pi \cdot d_{\text{ВН}}^3}{24}. \quad (4.12)$$

В формуле (4.12) коэффициент трения f скорее является коэффициентом сцепления и может рассматриваться как комплексная величина, включающая в себя собственно коэффициент трения μ и коэффициент сопротивления частиц материала перемещению C , т.е. $f = \mu + C$. Если $\mu \leq 1$, то $C > 1$, и эту составляющую необходимо определить экспериментально.

Расчёт же по формуле (4.12) с использованием всего диапазона изменений $\mu_{\text{ц}}$ составит 0,56 % от $M_{\text{уд}}$.

4.3.3 Сопротивление материала измельчению в дробяще-измельчительных полостях рабочего органа

Дробяще-измельчительными полостями рабочего органа в общем случае являются объёмы, заключённые между образующими, координаты которых определяются промежутками $h_B = R_2 - R_{вн}$ и ограничены линиями ab и cd , которые могут иметь самую различную конфигурацию (рис. 4.5).

Под действием центробежных сил и силы тяжести исходный материал поступает в эти полости из центральной зоны, ограниченной объёмом цилиндра, радиусом $R_{вн}$. Рассмотрим идеализированную расчётную схему расположения частиц исходного материала в произвольном сечении рабочего органа А–А (рис. 4.5), которая представлена на рисунке 4.6.

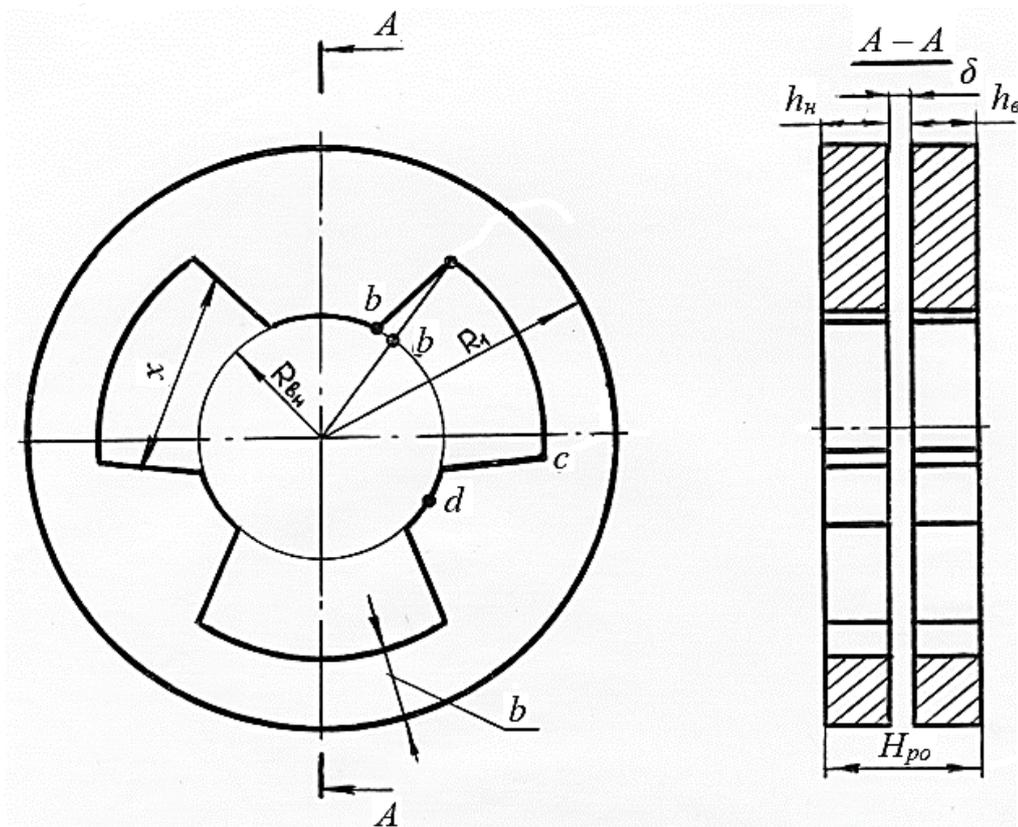


Рисунок 4.5 — Геометрические параметры дробяще-измельчительных полостей рабочего органа

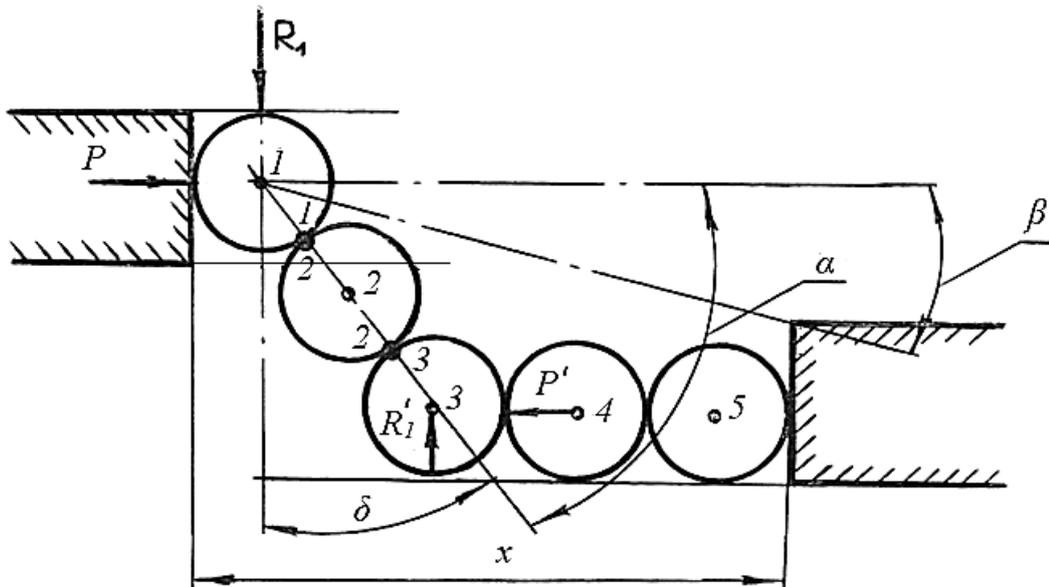


Рисунок 4.6 — Схема к расчёту соотношений между осевыми и окружными усилиями, возникающими в дробяще-измельчительных полостях рабочего органа

Имеет место одна из случайных ситуаций расположения сферических частиц. Предполагается, что весь объем, рассматриваемый на рисунке 4.6, заполнен частицами различной конфигурации, а шарообразные частицы невесомы (это допустимо, ибо масса частиц ничтожно мала в сравнении с действующими нагрузками).

Рассмотрим условия равновесия частиц 1–2 или 2–3, так как она менее ограничена в развитии деформаций, чем частицы 1 или 3. Равновесие частиц 1 и 2 определяется также, как и частицы 1 (рис. 4.7б).

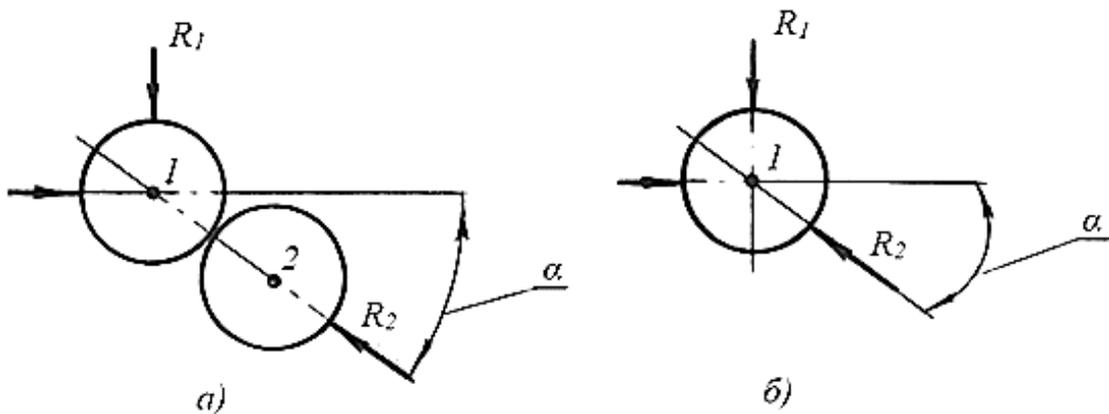


Рисунок 4.7 — Схема к определению статического равновесия сферических частиц измельчаемого материала

$$\begin{cases} R_1 = P \cdot \operatorname{tg} \alpha \\ R_2 = P / \operatorname{cos} \alpha \end{cases} \quad (4.13)$$

Откуда активная сила P , соответствующая окружной силе крутящего момента $M_{\text{осн}}$, будет равна:

$$R_1 + R_2 = P \cdot \operatorname{tg} \alpha + \frac{P}{\operatorname{cos} \alpha},$$

или

$$P = \frac{R_1 + R_2}{\operatorname{tg} \alpha + \frac{1}{\operatorname{cos} \alpha}}. \quad (4.14)$$

В уравнении (4.14) все параметры неизвестны, поэтому анализ предельного состояния частиц позволит раскрыть и исследовать все четыре параметра.

Действительно, реакция R_2 должна удовлетворять условию:

$$R_2 \leq [\sigma_{\text{сж}}] \cdot S_2, \text{ а в пределе } R_2 = [\sigma_{\text{сж}}] \cdot S_2,$$

где $[\sigma_{\text{сж}}]$ — предельное разрушающее напряжение сжатия шаров;

S_2 — площадь контакта шаров.

Реакция R_1 при $\alpha = 0^\circ$ исчезающе мала, а при $\alpha = 90^\circ$ становится чисто сжимающей силой (при $P \rightarrow 0$). Реакция R_1 также должна удовлетворять условию:

$$R_1 \leq [\sigma_{\text{сж}}] \cdot S_1, \text{ а в пределе } R_1 = [\sigma_{\text{сж}}] \cdot S_1.$$

где S_1 — площадь контакта шара с плоскостью.

Подставляя предельные значения R_1 и R_2 в форму (4.14) запишем:

$$P = \frac{[\sigma_{\text{сж}}] \cdot (S_1 + S_2)}{\operatorname{tg} \alpha + \frac{1}{\operatorname{cos} \alpha}}. \quad (4.15)$$

Используя положения сопротивления материалов [210], запишем:

$$S_2 = 0,88^2 \cdot \pi \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{R_{ИМ} \cdot R_2}{E_{ИМ}}} \right)^2. \quad (4.16)$$

$$S_2 = 0,88^2 \cdot \pi \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{\frac{1}{E_{СТ}} + \frac{1}{E_{ИМ}}}{\frac{1}{E_{ИМ}} + \frac{1}{R_2 \rightarrow \infty}}} \right)^2. \quad (4.17)$$

Непредельные значения реакций R_1 и R_2 можем определить из уже ранее использованного [210] соотношения:

$$\begin{cases} \sigma_3 = -1,5 \cdot \frac{R_1}{S_1}; \\ \sigma_3 = -1,5 \cdot \frac{R_2}{S_2}. \end{cases} \text{ Откуда } \begin{cases} |R_1| = \frac{\sigma_3 \cdot S_1}{1,5}; \\ |R_2| = \frac{\sigma_3 \cdot S_2}{1,5}. \end{cases}$$

Для предельного значения напряжения сжатия хрупких материалов вместо σ_3 подставим предел прочности на сжатие:

$$\begin{cases} |R_1| = \frac{\sigma_{пр} \cdot S_1}{1,5}; \\ |R_2| = \frac{\sigma_{пр} \cdot S_2}{1,5}. \end{cases}$$

Но известно, что в наиболее напряжённой точке площадки контакта, материал испытывает напряжённое состояние, близкое к равномерному сжатию [210], поэтому в зоне контакта он может выдержать без появления разрушающих деформаций весьма большое напряжение, превышающее $[\sigma_{сж}]$. Если известно, что $\sigma_1 = \sigma_2 = -0,8|\sigma_3|$, то согласно четвертой теории прочности:

$$\sqrt{\frac{1}{2} \cdot [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]} = \sigma_{пр}, \quad (4.18)$$

что приводит к результату: $[\sigma_{сж}] = \sigma_3 = 5\sigma_{пр}$, а это значит, что предельное состояние, при котором может произойти разрушение, будет соответствовать условию:

$$\begin{cases} |R_1| = \frac{5\sigma_{\text{пр}} \cdot S_1}{1,5}; \\ |R_2| = \frac{5\sigma_{\text{пр}} \cdot S_2}{1,5}. \end{cases}$$

Подставим полученные результаты в формулы (4.16) и (4.17):

$$S_1 = 0,88^2 \cdot \pi \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{5\sigma_{\text{пр}} \cdot S_1}{1,5}} \cdot a \right)^2, \quad (4.19)$$

где

$$a = \frac{(E_{\text{ст}} + E_{\text{им}}) \cdot R_{\text{им}}}{E_{\text{ст}} \cdot E_{\text{им}}};$$

$$S_2 = 0,88^2 \cdot \pi \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{5\sigma_{\text{пр}} \cdot S_2}{1,5}} \cdot b \right)^2,$$

$$b = \frac{R_{\text{им}}}{E_{\text{им}}}$$

Из (4.19) получим:

$$\frac{S_1}{S_1^{2/3}} = 2,43 \cdot \sqrt[3]{11,11 \dots \sigma_{\text{пр}}^2 \cdot a^2},$$

Откуда:

$$S_1 = (2,43 \cdot \sqrt[3]{11,11 \dots \sigma_{\text{пр}}^2 \cdot a^2})^3,$$

$$S_1 = 160\sigma_{\text{пр}}^2 \cdot a^2. \quad (4.20)$$

По аналогии площадь контакта S_2 определится из соотношения:

$$S_2 = 160\sigma_{\text{пр}}^2 \cdot b^2. \quad (4.21)$$

Тогда на основании (4.15) и (4.18) с использованием (4.20) и (4.21) получим уравнение для определения разрушающей окружной силы:

$$P = \frac{5\sigma_{\text{пр}} \cdot 160\sigma_{\text{пр}}^2 \cdot (a^2 + b^2)}{\operatorname{tg}\alpha + \frac{1}{\operatorname{cos}\alpha}},$$

или

$$P = \frac{800\sigma_{\text{пр}}^3 \cdot (a^2 + b^2)}{\operatorname{tg}\alpha + \frac{1}{\operatorname{cos}\alpha}}, \quad (4.22)$$

$$a^2 + b^2 = \frac{R_{\text{ИМ}}^2}{E_{\text{ИМ}}} \cdot \left(\frac{(E_1 + E_2)}{E_{\text{СТ}}} + 1 \right).$$

Для обеспечения формуле (4.22) рабочего вида, необходимо ввести в неё параметры, определяющие количество одновременных контактов материала с рабочим органом, т.е. $n_{\text{рп}}$ — количество разрушающих полостей в рабочей паре (обычно $n_{\text{рп}} = 3$), n_R — количество частиц исходного материала, укладываемые на длине выступа в радиальном направлении. Тогда формула (4.22) запишется так:

$$P = \frac{800n_{\text{рп}} \cdot n_R \cdot \sigma_{\text{пр}} \cdot (a^2 + b^2)}{\operatorname{tg}\alpha + \frac{1}{\operatorname{cos}\alpha}} = \frac{800 \cdot Z}{\Psi}. \quad (4.23)$$

Если подставить формально в (4.23) значения $\alpha_1 = 0^\circ$ и $\alpha_2 = 90^\circ$, то получим, что в первом случае $\Psi = 1$ и $P = 800Z$, т.е. максимально большое усилие, а во втором случае $\Psi = \infty$ и $P = 0$.

Полученные результаты имеют большое значение в выборе параметров рабочего органа, обеспечивающих минимальное значение P . Поэтому необходимо проанализировать закономерность изменения $P = f(\alpha)$, $R_1 = f(\alpha)$, $R_2 = f(\alpha)$, чтобы наглядно представить связь между этими величинами.

Для $Z=0,006875$ из (4.23):

$$P = \frac{5,5}{\Psi} = \frac{5,5}{\operatorname{tg}\alpha + \frac{1}{\cos\alpha}}$$

Выразим угол α через силу P :

$$P = \frac{5,5 \cdot \cos\alpha}{\sin\alpha + 1} = \frac{5,5\sqrt{1 - \sin\alpha}}{1 + \sin\alpha};$$

$$P^2 = \frac{5,5^2 \cdot (1 - \sin^2\alpha)}{(\sin\alpha + 1)^2} = \frac{5,5^2 \cdot (1 - \sin\alpha)}{1 + \sin\alpha}.$$

Откуда:

$$\alpha = \arcsin \frac{5,5^2 - P^2}{5,5 + P^2}. \quad (4.24)$$

Используя систему (4.13), выражение (4.24) и задавая значения P от 5,5 до 0, получим данные, приведенные на рисунке 4.8, которые показывают характер изменения и взаимовлияния сил и реакций в исследуемой зоне рабочего пространства, откуда следует, что:

— вертикальная реакция R_1 , создающая в системе осевые нагрузки, изменяется от 0 до $0,5P_{max}$ и в зоне Z_2 практически сливается с реакцией R_2 , где обе реакции становятся нечувствительными к изменению α от 78° до 88° , а далее стремятся к пределу, ограниченному критической величиной $P=5,5$;

— физическая сущность зоны безразличного состояния реакций R_1 и R_2 (зона Z_2) может быть наглядно продемонстрирована рисунком 4.8, если шары 1, 2, 3 поворачивать вокруг точки 1, оставляя центры шаров на линии 1–3. В зоне, близкой к 90° , довольно большие перемещения точки контакта шара с горизонтальной поверхностью нижнего диска соответствуют очень малым изменениям размеров по вертикали. В таком положении возможно «прокатывание» шаров за вертикаль без их разрушения. Но если их параметры и параметры рабочей пары таковы, что угол

α не может превышать 78° , то от окружного усилия, равного, примерно $0,1P_{max}$ материал разрушится.

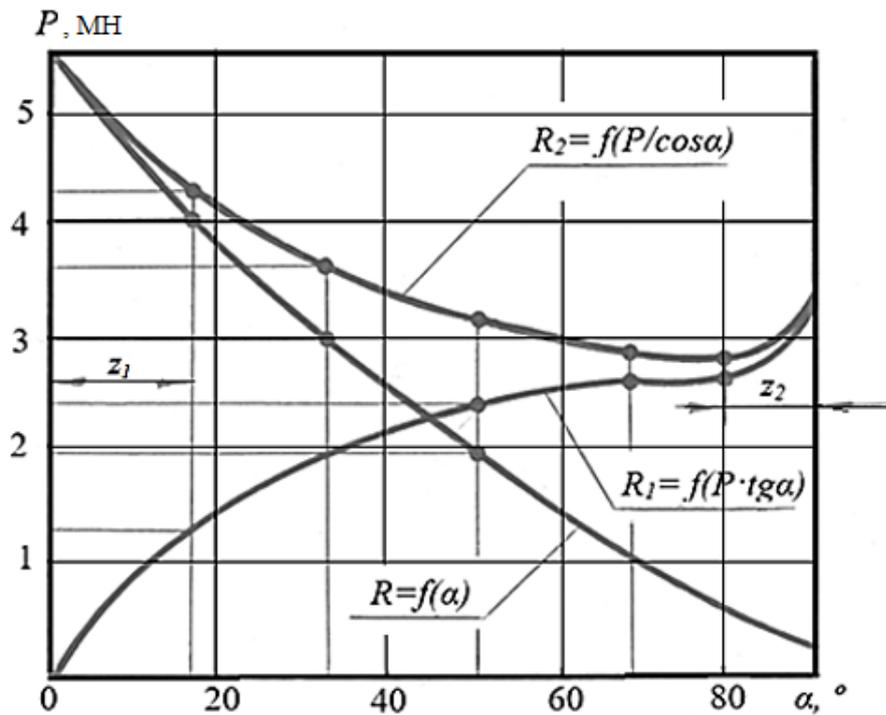


Рисунок 4.8 — График зависимости активной силы P и реакций R_1 и R_2 от угла α расположения центров сдавливаемых сферических частиц исходного материала относительно линии горизонта

Таким образом, одним из расчётных ограничений на угол α можно принять его значение (рис. 4.6) равное 78° , т.е.:

$$\alpha_2 \leq 78^\circ = \gamma.$$

Из рисунка 4.6 видно, что для нормальной работы по разрушению материала, угол α должен быть больше или равным некоторому начальному углу β , который определяется конструктивно в зависимости от $d_{им}$, хорды X и высоты рабочего органа. Но последние два параметра зависят от $d_{им}$ и сами должны определяться по условию соответствия углам α , β , γ , поэтому обобщённое значение β считаем возможным определить из графика на рисунке 4.8, отбрасывая из рассмотрения зону

Z_1 приближительного равенства P и $R_1 Z_1 \approx 16,3$, тогда в расчетных схемах может приниматься такое соотношение:

$$12^\circ \leq \alpha \leq 73,4^\circ.$$

Для определения диапазона изменения окружной силы сопротивления P необходимо в формулу (4.23) подставить крайние значения α , после чего получим:

$$P_{max} = \frac{800 \cdot n_{pp} \cdot n_R \cdot \sigma_{pp} \cdot (a^2 + b^2) \cdot (1 - \sin 12^\circ)}{1 + \sin 12^\circ} = 533,3 \cdot n_{pp} \cdot n_R \cdot \sigma^3 \cdot (a^2 + b^2);$$

$$P_{min} = 16,3 \cdot n_{pp} \cdot n_R \cdot \sigma^3 \cdot (a^2 + b^2); \quad (4.25)$$

$$\frac{P_{max}}{P_{min}} = 32,7.$$

В формулах (4.24) и (4.25) остаются неопределёнными параметры n_{pp} и n_R , которые зависят от размеров рабочего органа. Обычно $n_{pp} = 3$. Из условия обеспечения P_{min} определим необходимую высоту рабочей пары H_{po} (рис. 4.9, 4.10).

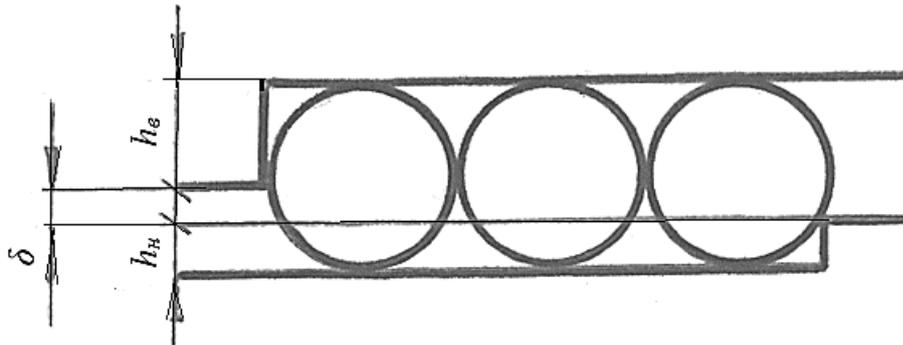


Рисунок 4.9 — Возможное однослойное распределение исходного материала в дробяще-измельчительной полости рабочего органа

Анализ ситуаций на рисунках 4.9 и 4.10 показывает, что рабочий орган с однослойным заполнением дробяще-измельчительных полостей характеризуется максимальным значением $P = P_{max}$. Поэтому такая конструкция невыгодна с точки зрения затрат энергии на первичное измельчение.

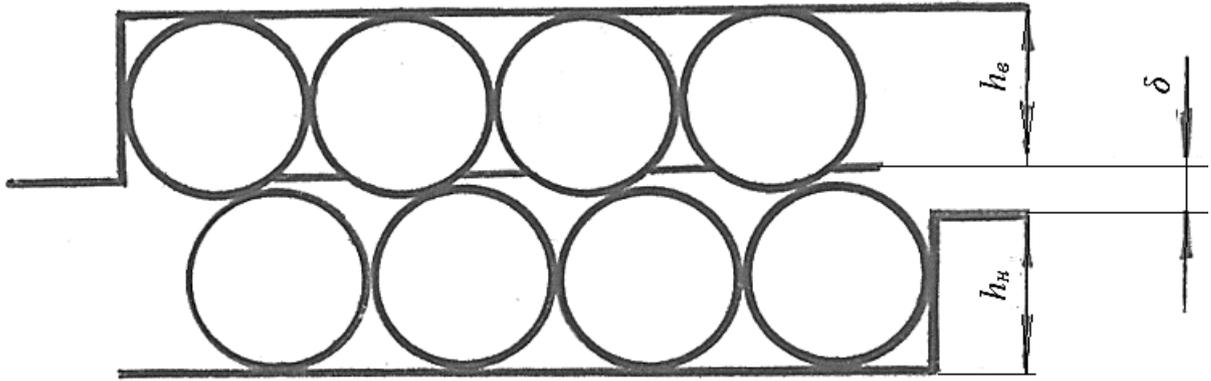


Рисунок 4.10 — Двухслойное размещение исходного материала в дробяще-измельчительной полости рабочего органа

Начиная с двухслойного расположения частиц исходного материала (рис. 4.10) и для любого количества слоёв, больше одного, появляется возможность использовать в режиме случайного процесса измельчения вероятность реализации минимальных окружных усилий P_{min} не после первичного дробления, а сразу же после попадания в камеру дробления.

Из рисунка 4.6 следует, что:

$$H_{по} = d_{им} + d_{им} \cdot (K - 1) \cdot \sin\alpha_{max},$$

где K — количество слоёв частиц исходного материала, $K \geq 2$

$$\sin\alpha_{max} = \sin 73,4^\circ = 0,958.$$

Тогда:

$$H_{по} = d_{им} \cdot (1 + 0,958K - 0,958) = d_{им} \cdot (0,958K + 0,0417) \approx d_{им} \cdot 0,96$$

$$H_{потmax} = 0,96Kd_{им}. \quad (4.26)$$

Если принять $h_b = h_H$, то:

$$h_b = h_H = \frac{H - \delta_{max}}{2}. \quad (4.27)$$

Например, при $d_{\text{им}}=20$ мм и $K=2,3$ $H_{\text{max}} = 0,96 \cdot 2 \cdot 20 = 38,4$ мм;
 $H_{\text{max}} = 0,96 \cdot 3 \cdot 20 = 57,6$ мм. Откуда при $\delta = 1$ мм:
 $h_{b1} = h_{H1} = \frac{38,4-1}{2} = 18,7$ мм; $h_{b2} = h_{H2} = \frac{57,6-1}{2} = 28,3$ мм.

Можно предположить, что самая высокая интенсивность разрушения имеет место в плоскости зазора δ , поэтому более выгодно, с точки зрения снижения металлоёмкости, использовать результат h_{b1} , нежели h_{b2} .

Для того, чтобы определить параметр n_R , необходимо установить рациональную высоту выступа, измеренную по линии отрезка ab (рис. 4.5), так как $n_R = f(ab)$. Образование дробяще-измельчительной полости может, например, проходить по линии ab' , совпадающей с радиусом диска. В этом случае величина искомого случая отрезка:

$$ab' = R_2 - R_{\text{вн}}. \quad (4.28)$$

При проектировании ДИМ возникает вопрос о величинах R_2 и $R_{\text{вн}}$. Из условия свободного прохода через загрузочную горловину кусков исходного материала, как известно, необходимо соблюдать соотношение:

$$R_{\text{вн}} \geq 3d_{\text{им}}. \quad (4.29)$$

Величина же R_1 зависима от размера R_2 , который выбирается в зависимости от заданной производительности ДИМ.

Из формулы (4.27) получим [211].

$$\frac{d_2}{2} = \frac{Q'}{3600\pi \cdot \delta_{\text{ср}} \cdot V \cdot \gamma \cdot K_3 \cdot f(n_{\text{ш}})} = R_2. \quad (4.30)$$

Из (4.30) легко определяется d_2 , если задаться производительностью Q' , зазором $\delta_{\text{ср}}$ при $f(n_{\text{ш}}) = 1$, плотностью продукта в разрыхленном состоянии γ и посчитать по методике раздела 2.2.11 [211] произведение $V \cdot K_3$. Из многочисленных опытов, произведенных ранее, можно сделать вывод, что $V \cdot K_3 \leq 0,05$, поэтому, например, при проектируемой производительности

$Q' = 50 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$, $\delta_{\text{ср}} = 8 \text{ мм}$, $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$ в однощелевом варианте, т.е. при $f(n_{\text{щ}}) = 1$ диаметр d_2 определяется:

$$d_2 = \frac{50}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,008 \cdot 0,05 \cdot 2,2} \approx 5 \text{ м.}$$

Проверим на выполнение условия (2.40) [211] на достоверность, например, $n = 50 \text{ мин}^{-1}$: $n = \frac{30}{\pi}$. Откуда $d = R_2 = \frac{900f_2g}{\pi \cdot n^2} = \frac{900 \cdot 0,5 \cdot 9,81}{3,14 \cdot 50^2} = 0,56$.

Т.е. рассчитанного $R_2 = 2,5 \text{ м}$ достаточно с превышением почти в пять раз.

Таким образом, используя зависимости (4.29) и (4.30) можно определить и ab' , подставив в (4.28) значения этих параметров. Но точка b' отрезка ab' может быть смещена от радиального направления в ту или иную сторону, как в данном случае, например, в точку b . Этим расширяется вход материала в полость и увеличивается её сечение, но ослабляется торец выступа. Предлагается при формировании длины дуги входа в дробильную полость исходить из следующих посылок. При измельчении объем материала в результате разрыхления, увеличивается в 1,25–1,30. Значит, чтобы проникший через вход bd материал не уплотнялся, необходимо иметь сечение $abcd$, пропорциональное сечению поступившего материала с превышением в 1,3 раза. Представленные ниже материалы показывают, что точное решение при определении отрезка ab является весьма сложным и представляет собой расчётный алгоритм последовательного приближения. Проверка показала, что для практических расчётов достаточно использовать величину $ab' = R_2 - R_{\text{вн}}$, так как в этом случае отношение площадей полости и поступающего материала больше в 1,3 раза почти во всех практически используемых случаях. Тогда:

$$n_R = \frac{R_2 - R_{\text{вн}}}{d_{\text{им}}}$$

Если теперь определить средний размер плеча L , на котором осуществляется крутящий момент $M_{\text{осн}}$, то работа по оценке этого параметра будет завершена:

$$L = \frac{R_2 - R_{\text{ВН}}}{2}.$$

Тогда:

$$M_{\text{осн}} = (16,3 \div 533) \cdot n_{\text{рп}} \frac{(R_2 - R_{\text{ВН}})^2}{2d_{\text{им}}} \cdot \sigma^3 \cdot (a^2 + b^2).$$

В развёрнутом виде:

$$M_{\text{осн}} = K_{\text{ур}} \cdot n_{\text{рп}} \frac{(R_2 - R_{\text{ВН}})^2}{2d_{\text{им}}} \cdot \sigma^3 \cdot \frac{R_{\text{им}}^2}{E_{\text{им}}^2} \cdot \left(\frac{(E_{\text{ст}} - E_{\text{им}})^2}{E_{\text{ст}}^2} + 1 \right), \quad (4.31)$$

где $K_{\text{ур}}$ — коэффициент условий разрушения.

4.4 Определение рациональной формы дробяще-измельчительной полости рабочего органа

При неравенстве углов расчёт производится в следующем порядке: при $\varphi \neq \varphi_1$ (рис. 4.11) установим два условия для вычисления площади полости рабочего органа:

$$\text{а) } S_1 = \frac{1}{3} 2\pi \cdot R_2 \delta; \quad (4.32)$$

$$\text{б) } S_1 = (R_2 - R_{\text{ВН}}) \cdot |bd|. \quad (4.33)$$

Приравнивая (4.32) и (4.33), получаем, что

$$|bd| = \frac{S_1}{(R_2 - R_{\text{ВН}})} = \frac{2\pi \cdot R_2 \delta}{3(R_2 - R_{\text{ВН}})}. \quad (4.34)$$

Из рисунка 4.11:

$$S_1 = |db| \cdot |ab| - S_{bfde} + S_{ahcg}.$$

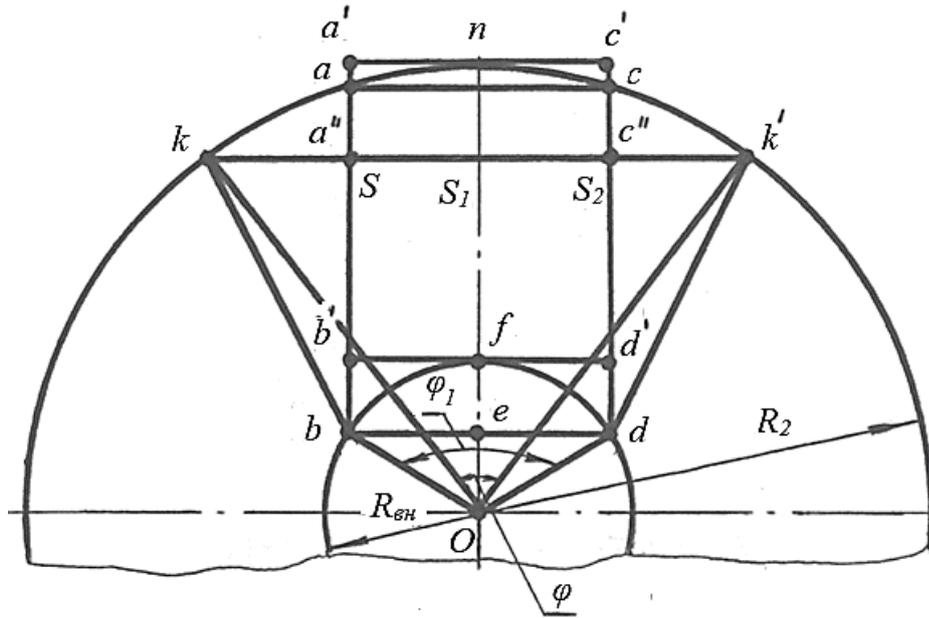


Рисунок 4.11 — Вариант расчёта геометрии дробяще-измельчительной полости рабочего органа при несовпадении углов φ и φ_1

Известно [210, 211], что площадь сегмента:

$$S_1 = [|\sphericalangle dfb| \cdot R_{\text{BH}} - |db| \cdot (R_{\text{BH}} - |fc|)] \cdot 2^{-1};$$

длина дуги сектора:

$$|\sphericalangle dfb| \approx (8 \cdot |bf| - |bd|) \cdot 5^{-1};$$

высотf сегмента:

$$|cf| = h = R_{\text{BH}} - \sqrt{R_{\text{BH}}^2 - (|bd|^2 \cdot 4^{-1})}. \quad (4.35)$$

$$|bf| = \sqrt{|ef|^2 + \frac{|bd|^2}{4}}; \quad (4.36)$$

$$|ab| = R_2 - |hg| - R_{\text{BH}} + |ef|;$$

$$|hg| = R_2 - \sqrt{R_2^2 + \frac{|bd|^2}{4}}. \quad (4.37)$$

Определим высоту прямоугольника с использованием (4.34), (4.36) и (4.37):

$$\begin{aligned}
 |ab| &= R_2 - \left(R_2 - \sqrt{R_2^2 - \frac{|bd|^2}{4}} - R_{\text{ВН}} + R_{\text{ВН}} - \sqrt{R_{\text{ВН}}^2 + \frac{|bd|^2}{4}} \right) = \\
 &= \sqrt{R_2^2 - \frac{|bd|^2}{4}} - \sqrt{R_{\text{ВН}}^2 - \frac{|bd|^2}{4}}.
 \end{aligned}
 \tag{4.38}$$

Для удобства обозначим $|bd| = a$, тогда формула (4.38) представлена в виде:

$$|ab| = \sqrt{R_2^2 - \frac{a^2}{4}} - \sqrt{R_{\text{ВН}}^2 - \frac{a^2}{4}}.$$

Исходя из уже упомянутого условия, согласно которого требуется, чтобы отношение сечения полости и исходного материала равнялось 1,3 запишем

$$\begin{aligned}
 \frac{2S_2 + S_1}{S_1} &= 1,3. \\
 S_2 &= \frac{0,3S_1}{2} = 0,15S_1.
 \end{aligned}$$

Зная площадь S_2 , можно легко определить высоту треугольника kab :

$$h = |ka''| = \frac{2S_2}{|ab|}.$$

Для расчёта длины дуги $\text{ка}h\text{ск}_1$ необходимо определить центральный угол, соответствующий этой дуге. Для расчёта воспользуемся известными формулами: $a = 2r \sin\left(\frac{\varphi}{2}\right)$. Откуда:

$$\varphi = 2 \arcsin \frac{a}{2R_2}, \tag{4.39}$$

где a — хорда $|kk_1|$, соответствующая центральному углу (рис. 4.11).

Длину дуги $\sphericalangle kahck_1$ определяем по следующей формуле:

$$L = \frac{2\pi r \varphi}{360},$$

где L — длина дуги $\sphericalangle kahck_1$;

r — радиус R_2 ;

φ — центральный угол.

Таким образом, с учётом формулы (4.39) можем записать:

$$L = \frac{2\pi R_2}{360} \cdot \arcsin \frac{|ab|+2h}{2R_2} = \frac{4\pi R_2}{360} \cdot \arcsin \frac{|ab|+2h}{2R_2}, \quad (4.40)$$

где $h = |ka''|$.

Аналогично определяем и центральный угол, соответствующий дуге $\sphericalangle ahc$, и ее длину:

$$L_{\sphericalangle ahc} = \frac{2\pi R_2}{360} \alpha; \quad \alpha = 2 \arcsin \frac{ac}{2R_2}.$$

Так как $|ac| = |bd|$, то запишем $\alpha = 2 \arcsin \frac{|bd|}{2R_2}$.

Отсюда:

$$L_{\sphericalangle ahc} = \frac{4\pi R_2}{360} \cdot \arcsin \frac{bd}{2R_2}; \quad (4.41)$$

Анализируя рисунок 4.11, можно заметить, что:

$$|ka| = \frac{L_{\sphericalangle kkk_1} - L_{dc}}{2}.$$

С использованием формулы (4.40) и (4.41), формула примет развёрнутый вид:

$$|ka| = \frac{2\pi R_2}{360} \left(\arcsin \frac{|ab| + 2|ka''|}{2R_2} - \arcsin \frac{|ab|}{2R_2} \right).$$

Так как треугольник kaa'' прямоугольный, то можно определить $|aa''| = \sqrt{|ka|^2 - |a''k|^2}$, а зная расстояние $|aa''|$, находим $|ba''| = |ba| - |aa''|$.

Длину $|bk|$ радиальной образующей дробяще-измельчительной полости считываем как гипотенузу прямоугольного треугольника kba :

$$|bk| = \sqrt{|ba''|^2 - |ka''|^2}. \quad (4.42)$$

Определим угол φ_1 (рис. 4.11)

$$\varphi_1 = 2 \arcsin \frac{|bd|}{2R_{\text{вн}}}. \quad (4.43)$$

Таким образом параметры дробяще-измельчительной полости определяются центральным углом φ_1 , хордой bd , боковыми образующими kb и k_1d и длиной дуги kk_1 , они могут быть получены из формул (4.42), (4.43), (4.40), (4.34) соответственно.

При совпадении углов возможно доказать, что для данного случая, изображённого на рисунке 4.12 ($\varphi = \varphi_1$) условие беспрепятственного увеличения объема измельченного материала в K раз, где $K=1,3-1,25$ — коэффициент изменения объёма от разрыхления при измельчении исходного материала $S_{\text{общ}} \geq 1,3S_1$, где S_1 — начальная площадь полости, занимаемая материалом; $S_{\text{общ}}$ — изменившаяся под воздействием рабочих элементов площадь материалов.

Длина границы $|BK|$ образовавшейся площади будет равна $|BK| = R_2 - R_{\text{вн}}$.

Известно, что площадь сектора может быть определена как:

$$S_{\text{общ}} = \frac{\pi R_2^2 \cdot \varphi}{360} - \frac{\pi R_{\text{вн}}^2 \cdot \varphi}{360} = \frac{\pi \cdot \varphi}{360} \cdot (R_2^2 - R_{\text{вн}}^2). \quad (4.44)$$

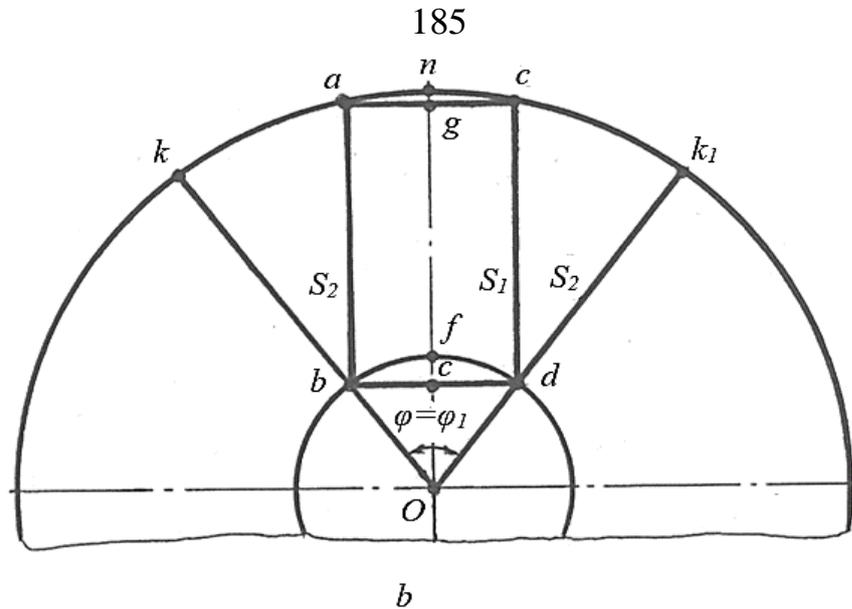


Рисунок 4.12 — Вариант расчёта геометрии дробяще-измельчительной полости рабочего органа при совпадении углов $\varphi = \varphi_1$

По построению из треугольника abc находим $|ab| = \frac{a}{2} \sin \frac{\varphi}{2}$. Откуда $2|ab| = a \cdot \sin \frac{\varphi}{2}$.

$$\varphi = 2 \arcsin \frac{a}{2R_{\text{вн}} \cdot b_1}. \quad (4.45)$$

С учётом формулы (4.45) формула (4.44) примет следующий развёрнутый вид:

$$S_{\text{общ}} = \pi \frac{2 \arcsin \frac{a}{2R_{\text{вн}}}}{360} \cdot (R_2^2 - R_{\text{вн}}^2).$$

Обозначим через:

$$\lambda = \frac{2 \arcsin \frac{a}{2R_{\text{вн}}}}{180},$$

тогда формула (4.44) примет вид:

$$S_{\text{общ}} = \lambda \cdot (R_2 - R_{\text{вн}}) \cdot (R_2 + R_{\text{вн}}).$$

Итак

$$S_1 = (R_2 - R_{\text{ВН}}) \cdot a.$$

Отсюда:

$$K = \frac{S_{\text{общ}}}{S_1} = \frac{\lambda \cdot (R_2 + R_{\text{ВН}})}{a}. \quad (4.46)$$

Подставляя в (4.46) вместо λ ее значение, и вместо a ее выражение из формулы (4.34), будем иметь:

$$\begin{aligned} K &= \frac{\frac{\pi}{180} \cdot \left(\arcsin \frac{a}{2R_{\text{ВН}}} \cdot (R_2 + R_{\text{ВН}}) \cdot 3 \cdot (R_2 - R_{\text{ВН}}) \right)}{2\pi \cdot R_2 \cdot \delta} = \\ &= \frac{(R_2^2 - R_{\text{ВН}}^2) \cdot \arcsin \frac{2\pi \cdot R_2 \cdot \delta}{3 \cdot (R_2 - R_{\text{ВН}}) \cdot 2R_{\text{ВН}}}}{120 \cdot R_2 \cdot \delta} \\ &= \frac{(R_2^2 - R_{\text{ВН}}^2) \cdot \arcsin \frac{1,047 \cdot R_2 \cdot \delta}{R_{\text{ВН}} \cdot (R_2 - R_{\text{ВН}})}}{120 \cdot R_2 \cdot \delta}. \end{aligned} \quad (4.47)$$

Для выполнения любого из значений коэффициента K необходимо в формулу (4.47) подставить выбранное число вместо K и определить искомые параметры дробяще-измельчительной плоскости.

4.5 Определение крутящего момента от сопротивления в плоскости щелевого зазора

Площадь щелевого зазора в радиальном направлении:

$$S_b = \pi(R_1^2 - R_2^2), \quad (4.48)$$

где индекс b означает, что площадь измеряется по ширине плоскости зазора $b = R_1 - R_2$, а не по величине зазора δ , параметры R_1 и R_2 из рисунка 4.6.

Определим эту часть площади щели, на которой может происходить доизмельчение:

$$K_{\Delta S} = \frac{\Delta S_b}{S_b},$$

где ΔS_b — площадь щелевого зазора в радиальном направлении в пределах которой происходит доизмельчение.

С другой стороны, установлено, что в общем случае относительная длина дуги окружности на плоскости щели определяется из выражения (2.76) [212]:

$$\varepsilon_3 = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t}{30},$$

что соответствует параметру $K_{\Delta S}$, тогда:

$$K_{\Delta S} = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t_s}{30} = \frac{\Delta S_b}{S_b}. \quad (4.49)$$

Площадь любого сечения кубической частицы определим из выражения:

$$S_r = \delta_{\text{ср}} = \left(\frac{\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}}}{2} \right)^2. \quad (4.50)$$

Количество частиц, расположенных на площади доизмельчения находим как отношение площади доизмельчения ΔS_b к площади частиц S_4 : $K_r = \frac{\Delta S_b}{S_4}$. Но из (4.49)

$\Delta S_b = K_{\Delta S} \cdot S_b$. Поэтому $K_r = \frac{K_{\Delta S} \cdot S_b}{S_4}$, а с использованием (4.49), (4.50), получим:

$$K_r = \frac{(n_1 + n_2) \cdot t_s \cdot \pi (R_1^2 - R_2^2) \cdot 4}{30 \cdot (\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}})^2}. \quad (4.51)$$

Разрушающая сила $P_{\text{сж}}$ для одной частицы определится из выражения:

$$P_{\text{сж}} = \sigma_{\text{пр}} \cdot S_r = \sigma_{\text{пр}} \cdot \left(\frac{\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}}}{2} \right)^2, \quad (4.52)$$

где $\sigma_{\text{пр}}$ — предел прочности материала на сжатие.

Ранее установлено, что $P_{\text{сж}} = \frac{T}{tg\alpha}$. Откуда определяем T с использованием (4.52):

$$T = tg\alpha \cdot \sigma_{\text{пр}} \cdot \left(\frac{\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}}}{2} \right)^2.$$

Мощность, затрачиваемая на разрушение одной частицы и создаваемая сопротивлением частицы крутящему моменту, определяется как отношение произведения силы T на путь процесса, т.е. по известной формуле $\Delta N = \frac{T \cdot S}{t_s}$, где S — путь от начала до конца процесса разрушения частицы, определяется формулой [211]; t_s — продолжительность процесса разрушения частицы, определена ранее формулой [211].

Подставляя значения T , S , t_s получим:

$$\Delta N = \frac{tg\alpha \cdot \sigma_{\text{пр}} \cdot (\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}})^2 \cdot \pi \cdot R_{\text{ср}} \cdot (n_1 + n_2)}{30}. \quad (4.53)$$

Но так как $tg\alpha$ определен, то можно записать:

$$\Delta N = \frac{\sigma_{\text{пр}} \cdot (\delta_{\text{max}} + \delta_{\text{min}})^2 \cdot (\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}}) \cdot (R_1 + R_2) \cdot (n_1 + n_2)}{R_1 \cdot 60}.$$

Подставляя в последнее выражение значение K_r из (4.51) получим полную мощность на доизмельчение:

$$M_{\text{щ}} = \frac{\sigma_{\text{пр}}^2 \cdot (R_1^2 - R_2^2) \cdot (R_1 + R_2) \cdot (\delta_{\text{max}} - \delta_{\text{min}}) \cdot (E_{\text{ст}} + E_{\text{им}})}{19 \cdot R_1 \cdot E_{\text{ст}} \cdot E_{\text{им}}}. \quad (4.54)$$

Из (4.54) видно, что при $\delta_{\text{max}} = \delta_{\text{min}}$ $M_{\text{щ}} = 0 + M_{\text{тр}}$, где $M_{\text{тр}}$ — момент от трения частиц между плоскостями щели, который возникает при $\delta_{\text{max}} = \delta_{\text{min}}$.

4.6 Определение крутящего момента сопротивления готового продукта движению разгрузочных скребков

$$W \cdot \left(R_1 + \frac{b_1}{2} \right) = M_a;$$

$$W = W_1 + W_2 + W_3,$$

где W — суммарное сопротивление, (рис. 4.13);

W_1 — сопротивление перемещению призмы по дну желоба;

W_2 — то же для преодоления внутреннего трения;

W_3 — то же для трения о боковую стенку;

M_a — момент сопротивления активный.

$$W_1 = \frac{1}{2} \gamma \cdot h_{ск}^2 \cdot b_{ск} \cdot ctg \alpha \cdot \mu, \quad (4.55)$$

где γ — объёмный вес продукта измельчения;

$h_{ск}$ — высота скребка;

$b_{ск}$ — ширина скребка;

α — угол естественного откоса материала;

μ — коэффициент трения материала о сталь.

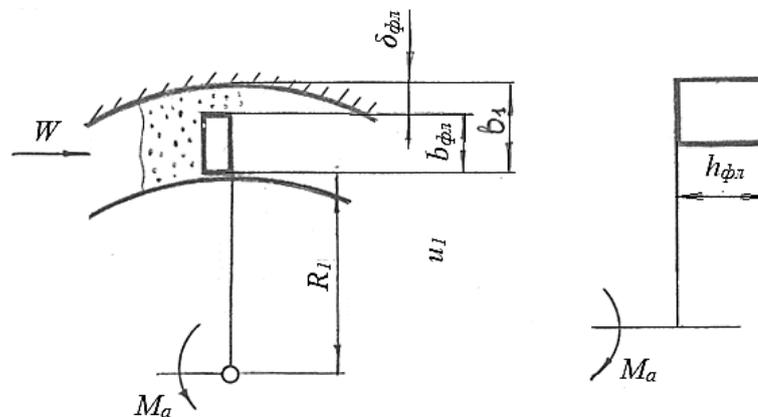


Рисунок 4.13 — Схема расчёта параметров системы выведения готового продукта измельчения из рабочей камеры машины

На рисунке 4.14 представлена схема расчёта усилий выведения готового продукта из рабочей камеры машины.

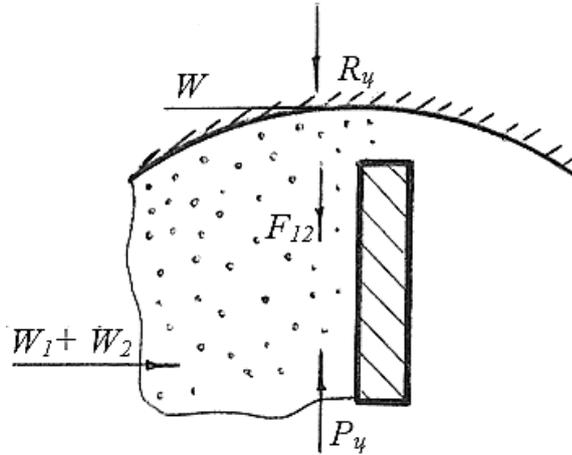


Рисунок 4.14 — К расчёту взаимодействия усилий в системе выведения готового продукта

$$W_2 = \frac{1}{2} \gamma \cdot h_{\text{СК}}^2 \cdot b_{\text{СК}} \cdot \text{ctg} \alpha \cdot \mu_1, \quad (4.56)$$

где μ_1 — коэффициент внутреннего трения [210]:

$$\mu_1 \approx 0,45 - 0,55 ; W = R_{\text{ц}} \cdot \mu \text{ (рис.4.15),}$$

где $R_{\text{ц}}$ — радиальная реакция поверхности обшивки на действие центробежной силы $P_{\text{ц}}$ и силы трения F_{12} :

$$R_{\text{ц}} = P_{\text{ц}} - F_{12}; \quad (4.57)$$

$$R_{\text{ц}} = m \cdot \omega^2 \cdot R = m \cdot \left(\frac{\pi \cdot n}{30} \right)^2 \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1).$$

Массу продукта m определим из объема призмы волочения (рис. 4.15):

$$m = \frac{\gamma}{g} \cdot h_{\text{СК}} \cdot b_{\text{СК}} \cdot \frac{L_{\text{пр.б}}}{2}.$$

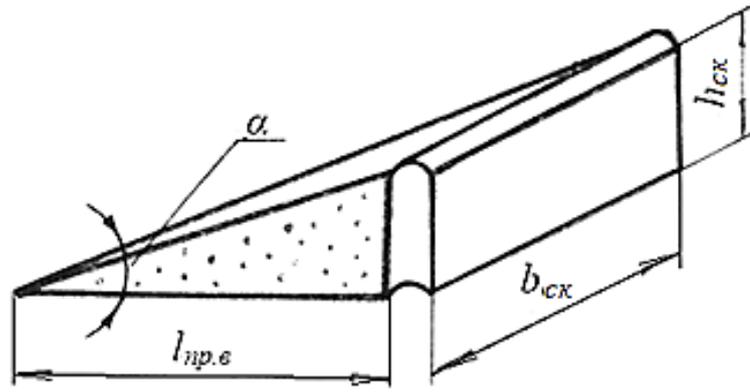


Рисунок 4.15 — К определению геометрии разгрузочного скребка через параметры призмы волочения готового продукта

$$L_{пр.б} = h_{ск} \cdot ctg\alpha,$$

Поэтому:

$$m = \frac{1}{2g} \cdot \gamma \cdot h_{ск}^2 \cdot b_{ск} \cdot ctg\alpha.$$

Тогда:

$$P_{ц} = \frac{1}{2g} \cdot \gamma \cdot h_{ск}^2 \cdot b_{ск} \cdot \left(\frac{\pi \cdot n}{30}\right)^2 \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) \cdot ctg\alpha; \quad (4.58)$$

$$F_{12} = (W_1 + W_2) \cdot \mu. \quad (4.59)$$

Подставляя в (4.58) результаты из (4.57) и (4.59) с учётом значений W_1 и W_2 из (4.55) и (4.56) получим:

$$P_{ц} = \gamma \cdot h_{ск}^2 \cdot b_{ск} \cdot ctg\alpha \left[\frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot \frac{1}{2g} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) - \mu^2 - \mu\mu_1 \right]. \quad (4.60)$$

Так как скребок должен иметь зазоры $\delta_{ск}$ у днища со стороны обшивки, то та масса частиц, которая движется вместе со скребком, будет перемещаться по подстилке такого же материала, поэтому вместо коэффициента трения сырья по металлу μ нужно принимать μ_1 , тогда формула (4.60) примет иное значение:

$$P_{\text{ц}} = \frac{1}{2g} \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}} \cdot b_{\text{скк}} \cdot \text{ctg}\alpha \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1),$$

а сопротивление W_3 будет равно:

$$W_3 = \frac{1}{2} \cdot \mu_1 \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}}^2 \cdot b_{\text{фсккл}} \cdot \text{ctg}\alpha \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1). \quad (4.61)$$

Используя результаты (4.55), (4.56), (4.61) и учитывая, что $\mu = \mu_1$ получим выражение для общего сопротивления перемещению призмы волочения:

$$W = \frac{1}{2} \cdot \mu_1 \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}}^2 \cdot b_{\text{скк}} \cdot \text{ctg}\alpha \cdot \left[1 + 1 + \frac{1}{g} \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) \right].$$

$$W = 0,5 \cdot \mu_1 \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}}^2 \cdot b_{\text{скк}} \cdot \text{ctg}\alpha \cdot \left[2 + \frac{1}{g} \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) \right]. \quad (4.62)$$

Здесь коэффициент $0,5 = \frac{1}{2} \text{ctg}\alpha$, где $\alpha = 50^\circ - 55^\circ$, $\text{ctg}\alpha \approx 0,7$.

При $\mu = 0,45 - 0,55$ формула (4.62) примет окончательный вид:

$$W = 0,175 \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}}^2 \cdot b_{\text{скк}} \cdot \left[2 + \frac{1}{g} \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) \right], \quad (4.63)$$

$$M_{\text{скк}} = M_{\alpha} = W \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1).$$

Откуда:

$$M_{\text{скк}} = 0,175 \cdot \gamma \cdot h_{\text{скк}}^2 \cdot b_{\text{скк}} \cdot \left[2 + \frac{1}{g} \cdot \frac{\pi^2 \cdot n^2}{900} \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1) \right] \cdot (R_1 + 0,5 \cdot b_1). \quad (4.64)$$

В формуле (4.64) параметры $h_{\text{скк}}$, $b_{\text{скк}}$, b_1 выводятся ниже.

Объем призмы волочения перед скребком определяется из соотношения:

$$V_{\text{пр}} = Q \cdot \left[\frac{M^3}{1 \text{ оборот}} \right] : K_{\text{скк}},$$

где $K_{\text{скк}}$ — количество последовательно установленных скребков;

Q' — производительность щелевого зазора (м^3), отнесённая к одному обороту рабочего органа:

$$Q' \cdot \left[\frac{\text{м}^3}{1 \text{ оборот}} \right] = \frac{Q' \left[\frac{\text{т}}{\text{ч}} \right]}{60n_1\gamma}; \quad (4.65)$$

$$V_{\text{пр}} = \frac{Q' \left[\frac{\text{т}}{\text{ч}} \right]}{60n_1\gamma K_{\text{СК}}}. \quad (4.66)$$

С другой стороны, объем призмы волочения может быть определён из габаритов скребка и угла естественного откоса:

$$V_{\text{пр}} = h_{\text{СК}}^2 \cdot b_{\text{СК}} \cdot \text{ctg}\alpha. \quad (4.67)$$

Приравниваем первые части уравнения (4.66) и (4.67), после чего получим:

$$\frac{Q'}{60n_1\gamma K_{\text{СК}}} = h_{\text{СК}}^2 \cdot b_{\text{СК}} \cdot \text{ctg}\alpha.$$

Откуда:

$$h_{\text{СК}} = \sqrt{\frac{Q'}{60n_1\gamma K_{\text{СК}} \cdot b_{\text{СК}} \cdot \text{ctg}\alpha}}, \quad (4.68)$$

$$b_{\text{СК}} \geq 3 \cdot \Delta_{\text{max}}. \quad (4.69)$$

Формула (4.68) позволяет определить $h_{\text{СК}}$ при заданной величине $b_{\text{СК}}$, которая подбирается исходя из обеспечения минимальных габаритов мельницы по диаметру обшивки.

4.7 Определение энергозатрат на реализацию рабочего процесса ДИМ и расчёт основных параметров

При проектировании со стороны заказчика должны быть заданы три основных параметра Q' , $\Delta_{\text{ср}}$, $d_{\text{им}}$ и название измельчаемых материалов с их физико-механическими характеристиками γ , $\sigma_{\text{пр}}$, $\tau_{\text{пр}}$, $E_{\text{сж}}$. Этих параметров достаточно,

чтобы в однощелевом варианте рассчитать все необходимые параметры конструктивные и динамические характеристики ДИМ, основываясь как на данных проведенных теоретических и экспериментальных исследований, так и на известных уже закономерностях. Перечень определяемых характеристик с соответствующими объяснениями помещён в таблицу 4.1 (п. 4.8), где расчётные формулы имеют вид:

$$R_{BH} \geq 3 \cdot d_{IM}; \quad (4.70)$$

$$R_2 \geq \frac{Q'}{2 \cdot 3600 \cdot \pi \cdot \delta_{cp} \cdot V \cdot K_3} \geq R_{2min}, \quad (4.71)$$

где

$$R_{2min} = a = \frac{900 \cdot f_2 \cdot g}{\pi \cdot n}, \quad f_2 \geq 1.$$

Эмпирическое значение $V \cdot K_3 = 0,05 \frac{M}{c}$;

$$K_3 = ab' = R_2 - R_{BH}; \quad (4.72)$$

$$R_1 = R_2 + b. \quad (4.73)$$

Назначается из условия минимально возможного значения.

$$x = bd = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2 \cdot \delta_{cp}}{3 \cdot (R_2 - R_{BH})}; \quad (4.74)$$

$$H = 0,96K \cdot d_{IM}, \quad K \geq 2; \quad (4.75)$$

$$\delta_{cp} = \frac{\delta_{max} + \delta_{min}}{2}; \quad (4.76)$$

$$h_b = h_H = \frac{H - \delta_{max}}{2}; \quad (4.77)$$

$$b = \min; \quad (4.78)$$

$$h_{\text{СК}} = \sqrt{\frac{Q'}{60n_1\gamma K_{\text{СК}} b_{\text{СК}} \text{ctg}\alpha}}; \quad (4.79)$$

$\text{ctg}\alpha \approx 0,7$, $b_{\text{СК}}$ — назначается, $K_{\text{СК}}$ — назначается.

$$\delta_{\text{СК}} \geq 3 \cdot \Delta_{\text{max}}; \quad (4.80)$$

$$R_b \geq 1,5 \cdot d_{\text{им}}; \quad (4.81)$$

$$n_1 = n_2 \geq \frac{30 \sqrt{\frac{f_2 g}{a}}}{\pi}; \quad (4.82)$$

$$N_{\text{дв.с}} = \frac{M_c \cdot n_1 \cdot 25}{9550 \cdot \eta \cdot i}, \text{ кВт}; \quad (4.83)$$

где M_c — крутящий момент, Нм;

n_1 — частота вращения, мин^{-1} ;

η — к.п.д. ременной передачи, $\eta = 0,8$.

i — передаточное отношение ременной передачи.

$$i = \frac{n_{1\text{дв}}}{n_1}. \quad (4.84)$$

Так как сумма всех моментов, определяющих M_c , не превышает 20 % от момента $M_{\text{осн}}$, то можно записать:

$$M_c = 1,2M_{\text{осн}}.$$

$$N_{\text{дв}} = \frac{M_{\text{изб}} \cdot n_{1\text{дв}}}{9550}, \quad (4.85)$$

$$M_{\text{изб}} = \frac{J_{4-3} \cdot 0,105 \cdot n_{1\text{дв}} \cdot J_{\text{пр.дв}}}{\sum_{i=1}^4 J_i \cdot \pi} \cdot \frac{\sum_{i=1}^4 J_i}{e_{\text{пр.дв}} \cdot (J_1 + J_2) \cdot (J_3 + J_4)},$$

$$J_{\text{пр.дв}} = J_1 + J_2 + \frac{1}{i^2 \cdot \eta} \cdot (J_3 + J_4),$$

$$e_{\text{пр.дв}} = e_1 + e_2 + i^2 \cdot (e_2 + e_3).$$

$$N_{\text{дв.}} = \frac{2 \cdot (M_{\text{изб}} + \frac{M_c}{i \cdot \eta}) \cdot n_{1\text{дв}}}{9550}, \quad (4.86)$$

$$M_c = 533 \cdot n_{\text{р.п}} \cdot \frac{(R_2 - R_{\text{вн}})^2}{8} \cdot \sigma^3 \cdot \frac{d_{\text{им}}}{E_{\text{им}}^2} \cdot \left(\frac{(E_{\text{ст}} + E_{\text{им}})^2}{E_{\text{им}}^2} + 1 \right)$$

$$N_{\text{дв.х.пуск}} = \frac{2M_{\text{изб}} \cdot n_{1\text{дв}}}{9550}. \quad (4.87)$$

На основе полученных теоретических зависимостей производительности и энергозатрат (мощности электродвигателя) получены теоретические зависимости удельных энергозатрат на разрушение в двухдисковой дробильно-измельчительной машине комбинированного действия (рис. 4.16).

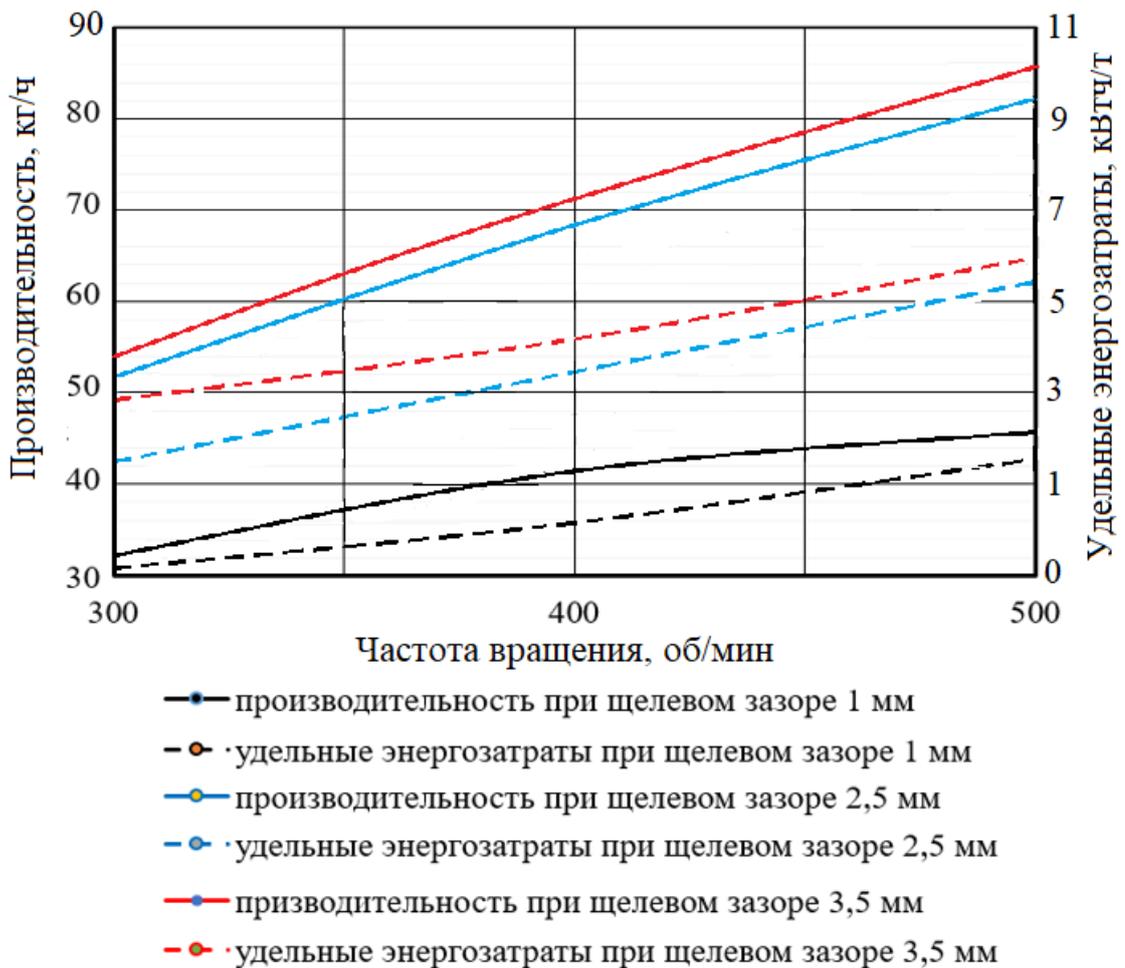


Рисунок 4.16 — Удельный расход энергии на диспергирование в однощелевой ДИМ комбинированного действия

Сравнение теоретически полученных результатов (табл. 4.16) с результатами экспериментальных исследований (разд. 6) показывает, что расхождение значений не превышает 16 % (15,8%). При расчётные значения являются несколько завышенными.

4.8 Порядок расчёта однощелевой ДИМ

Реализация такой методики заключается в расчёте производительности по алгоритму, изложенному выше, после чего расчёт энергозатрат ведётся в той же последовательности, что изложена в п. 4.7.

Таблица 4.1 — Расчётные характеристики монощелевой ДИМ

Условное обозначение	Наименование характеристики	Формула
$R_{вн}$	Радиус внутреннего цилиндрического отверстия в диске рабочего органа	(4.70)
R_2	Радиус основания выступа в диске рабочего органа	(4.71)
$h = ab'$	Длина бокового ребра выступа(высота зуба, выступа)	(4.72)
R_1	Наружный радиус диска рабочего органа	(4.73)
$x = bd$	Длина хорды-расстояние между соседними выступами	(4.74)
H	Общая толщина (высота) пары дисков рабочего органа, включая максимальный зазор в щели	(4.75)
$\delta_{ср}$	Средняя величина в щели между дисками рабочего органа	(4.76)
h_b	Высота верхнего диска	(4.77)
h_n	Высота нижнего диска	(4.77)
b	Ширина площадки щелевого зазора	(4.78)
$h_{ск}$	Высота разгрузочного скребка	(4.79)
$b_{ск}$	Ширина разгрузочного скребка	(4.79)

Продолжение таблицы 4.1

$\delta_{ск}$	Зазор между рёбрами скребка и сопрягающими поверхностями	(4.80)
R_b	Радиус загрузочной воронки	(4.81)
n_1	Частота вращения нижнего диска рабочего органа	(4.82)
n_2	Частота вращения верхнего диска рабочего органа	(4.82)
$n_{дв}$	Частота вращения приводного электродвигателя	(4.82)
i	Передаточное отношение привода рабочего органа	(4.84)
$N_{дв.с}$	Мощность приводного электродвигателя	(4.83)
$N_{дв}$	Мощность для преодоления избыточного момента в переходных режимах	(4.85)
$N_{дв.пуск}$	Мощность пуска под завалом при отсутствии предварительного скручивания валов	(4.124)
$N_{дв.х.пуск}$	Мощность холостого пуска	(4.87)
$M_{изб}$	Избыточный крутящий момент	(4.87)

Выводы по разделу 4

В данном разделе была разработана методика определения основных параметров с учётом влияния геометрической формы рабочих органов, что позволило разработать порядок расчёта ДИМ, осуществляющих комбинированное воздействие на материал.

1. Доказано, что вертикальная реакция, создающая в системе осевые нагрузки, изменяется от 0 до 0,5 величины удельного давления в плоскости сечения и практически сливается с реакцией, проходящей через центр частиц при их наклонном размещении, где обе реакции становятся нечувствительными к изменению угла наклона расположения частиц от 78° до 88° , а далее стремятся к пределу, ограниченному критической величиной удельного давления в плоскости сечения равному 5,5 МПа.

2. Установлено, что при однослойном размещении частиц в междисковом пространстве возможно их «прокатывание» без разрушения, однако при угле

наклонна расположения частиц менее 78° может произойти разрушение от окружного усилия, примерно равного 0,1 максимально возможного давления

3. Выявлено, что рабочий орган с однослойным заполнением дробяще-измельчительных полостей характеризуется максимальным значением давления, поэтому такая конструкция невыгодна с точки зрения затрат энергии на первичное измельчение. Начиная с двухслойного расположения частиц исходного материала и для любого количества слоёв, больше одного, возможность использовать в режиме случайного процесса измельчения вероятность реализации минимальных окружных усилий развивается не после первичного дробления, а сразу же после попадания в камеру дробления.

4. Определено, что рациональная форма дробяще-измельчительной полости рабочего органа определяется центральным углом распределения материала в центральном отверстии диска и углом его последующего распределения на периферии диска при условиях, что рассчитывается для вариантов их совпадения или расхождения.

5. Аналитически обосновано, что общий крутящий момент на реализацию рабочего процесса в ДИМ складывается путём суммирования энергозатрат на всех этапах работы машины. Сопротивление от действия ударных нагрузок зависит от частоты вращения и геометрии полости диска и свойств материала. Сопротивление скручивания цилиндрического столба материала определяется параметрами напряжения, действующего на материал, внешнего и внутреннего радиусов внутренних полостей и величиной щелевого зазора, согласно полученной математической зависимости. Сопротивление материала измельчению, как и трению и доизмельчению на плоскостях щели характеризуется его размерами, свойствами и условиями расположения между дисками. Крутящий момент сопротивления готового продукта движению разгрузочных скребков зависит от их высоты и ширины, радиуса диска и удельного веса материала, что отражается формулой.

5 ДОКУМЕНТАЛЬНАЯ И МАТЕРИАЛЬНАЯ БАЗА РЕАЛИЗАЦИИ ЭКСПЕРИМЕНТОВ

5.1 Однощелевая ДИМ

ДИМ с одной щелью между дисками, ввиду простоты их конструкции были разработаны и изготовлены несколько разновидностей (прил. В.1), из которых для экспериментальных исследований выбрана наиболее удачная конструкция, обладающая более расширенными функциональными возможностями по сравнению с остальными. При этом основное внимание уделялось вопросам удобства разборки-сборки для замены рабочих органов, перенастройки режимов работы, надежности функционирования, возможностям загрузки исходного сырья различной крупности и своевременного отбора готового продукта.

Из всех разновидностей моделей была выбрана установка, обладающая удобством обслуживания при проведении экспериментов.

5.1.1 Описание модели однощелевой ДИМ и циклов проведения экспериментов

Для проведения экспериментальных исследований разработана и создана модель с двумя дисками, вращающимися в противоположные стороны (рис. 5.1) с целью определения зависимостей производительности, мощности, потребляемой приводом и удельной энергоёмкости от типа измельчаемого материала, величины зазора между дисками рабочего органа и др. Анализировался фракционный состав готового продукта. Также выявлялся износ трущихся поверхностей рабочих органов, изготовленных из различных износостойких материалов.

Схема экспериментальной установки представлена на рисунке 5.2.

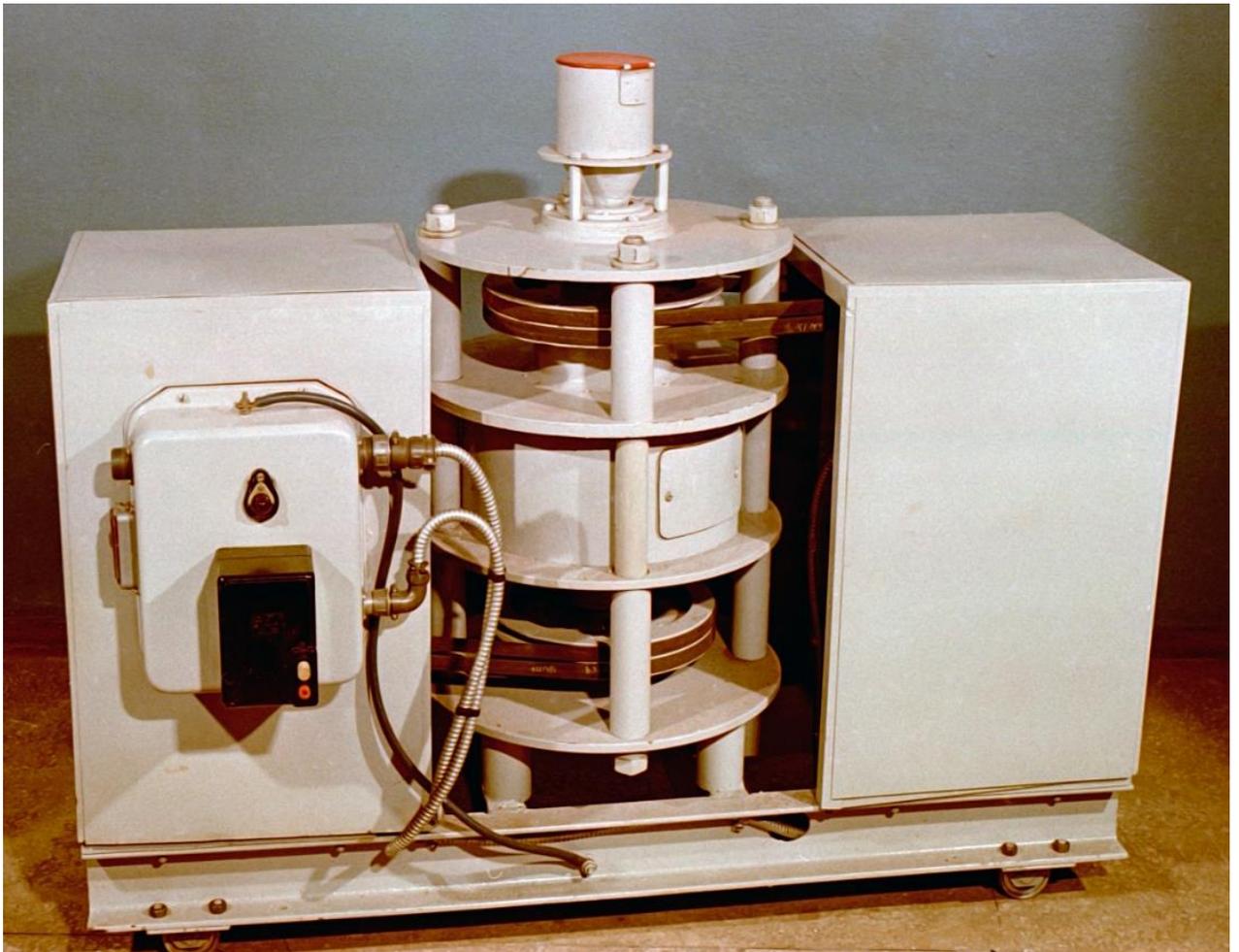


Рисунок 5.1 — Экспериментальная модель дисковой машины

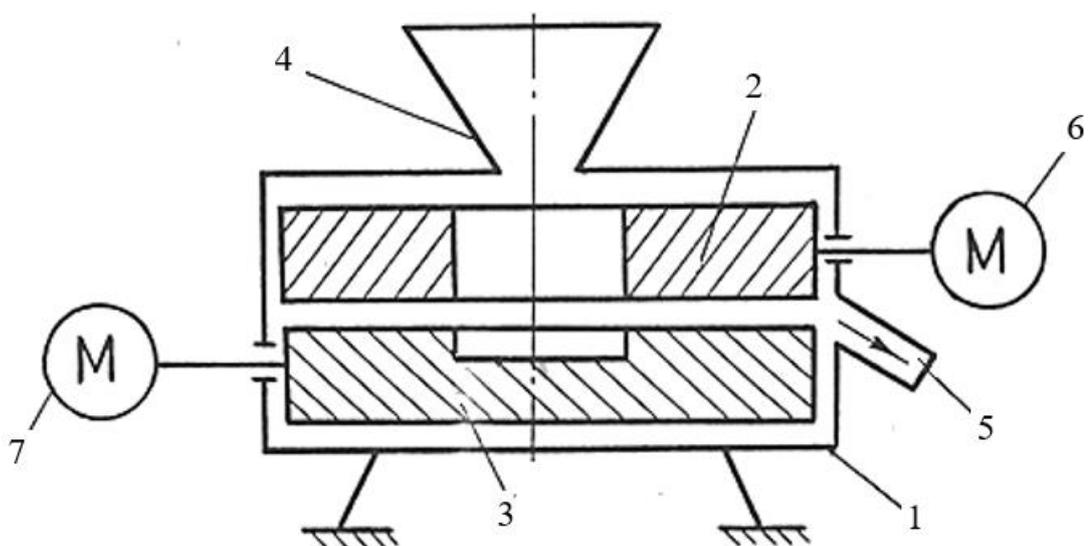


Рисунок 5.2 — Схема экспериментальной установки одноцелевой ДИМ

Модель включает в себя корпус 1, диски 2 и 3, загрузочную воронку 4, лоток 5 для выгрузки готового продукта. Диски 2 и 3 снабжены отдельными приводами, причём с возможностью вращения дисков в противоположные стороны. Привод 6 и 7 представляют собой двигатели с регулируемой частотой вращения. В модели предусмотрена регулировка величины щели прокладками.

Также предусмотрена возможность замены дисков, выполненных в виде комплекта, включающего диски различных диаметров и конфигураций.

Схема, циклы и порядок проведения экспериментальных исследований однощелевой ДИМ приведены в приложении В.2.

Основные физико-механические свойства металлургического сырья и отходов, полученные по результатам испытаний в лаборатории механики грунтов кафедры промышленного строительства ФГБОУ ВО «ДонГТУ» приведены в таблице 5.1

Таблица 5.1 — Физико-механические свойства сырья и отходов металлургии

Материал	Влажность естественная, %	Удельный вес, г/см ³	Пористость естественная, %	Предел прочности на сжатие, кг/см ²	Предел прочности на растяжение, кг/см ²
Шлак доменный	7	2,8	38,8	94,3	8,9
Отходы бетона	5	3,4	7,7	25,1	3,2
Кирпич хромомагнетитовый	3	2,9	2,1	18,6	1,9
Известняк	14	2,5	29,3	4,41	2,5
Руда железная	9	4,9	12,1	50,4	7,2

5.1.2 Порядок экспериментальных исследований по изучению сопротивления щели истечению сыпучей среды

Для получения экспериментальных зависимостей при истечении материала через плоскую разгрузочную щель исследования проводятся на модели, описанной ранее. Диски выполнены таким образом, что образуют между собой плоскую щель. Скорость вращения регулируется тиристорным преобразователем напряжения.

К основным конструктивным параметрам, определяющим возможности модели, относятся:

диаметр загрузочного отверстия $D=60$ мм;

диаметр дисков.

К регулируемым параметрам относятся:

время включения привода $t_{\text{вкл.}}$;

время, когда материал остаётся на дне рабочей камеры $t_{\text{дна}}$;

время выхода из щели последних кусков материала $t_{\text{вых.}}$

Экспериментальные исследования проводятся по циклам. В каждом цикле изменения факторов производятся без операций, связанных с разборкой модели. Изменение уровней факторов, которые можно осуществить только путём разборки и последующей наладки модели, производятся между циклами исследований.

Для проведения экспериментов применялись следующие материалы, подверженные измельчению: железная руда, металлургический известняк, отвальный шлак, отходы бетона и др.

При измельчении железной руды (рабочие органы изготовлены из белого чугуна и стали 110 Г3Л) и металлургического известняка величина зазора между рабочими органами (величина рабочих щелей) принята 1,3 и 6 мм и устанавливалась при помощи специально изготовленных щупов.

5.2 Многощелевая ДИМ

Исследовательские испытания модели многощелевой ДИМ предназначены для получения экспериментальных зависимостей основных показателей технологической характеристики и сопоставления их с теоретическими положениями.

Были разработаны исходные требования к модели многощелевой ДИМ; разработан рабочий проект модели; изготовлены различные модели многощелевой ДИМ (рис. 5.3); разработана методика организации, планирования, проведения и обработки данных исследовательских испытаний.

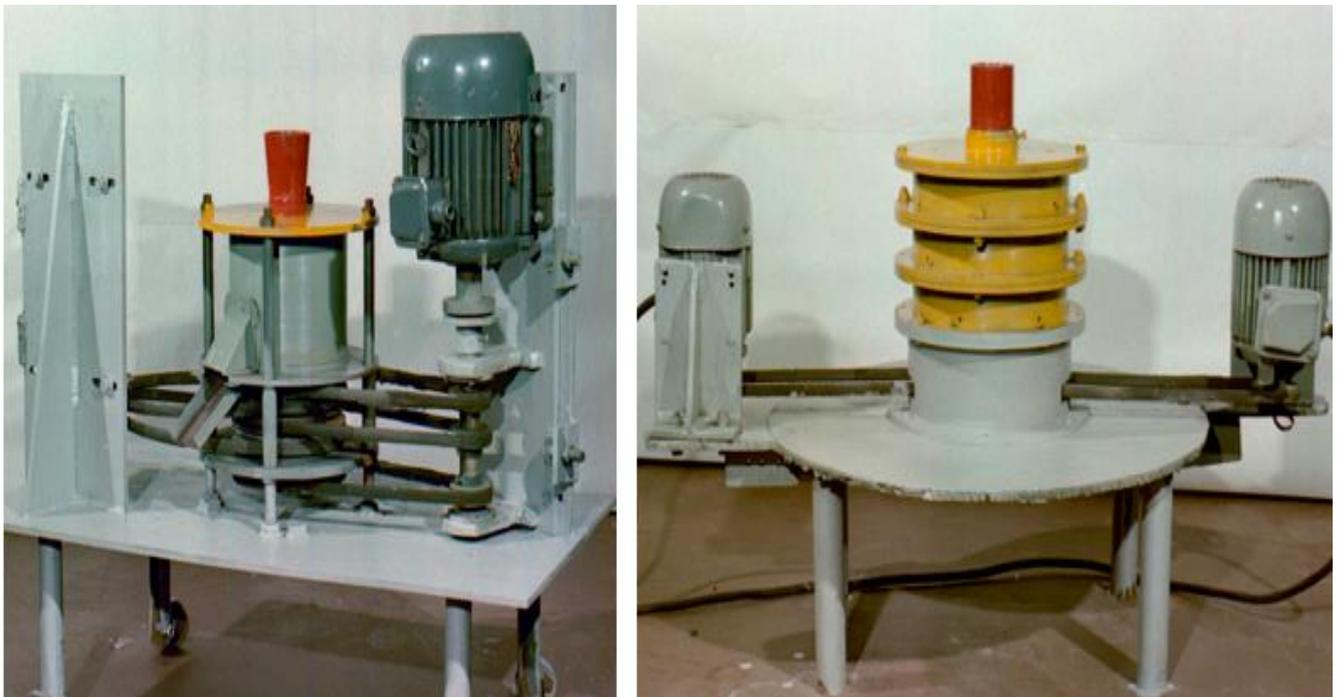
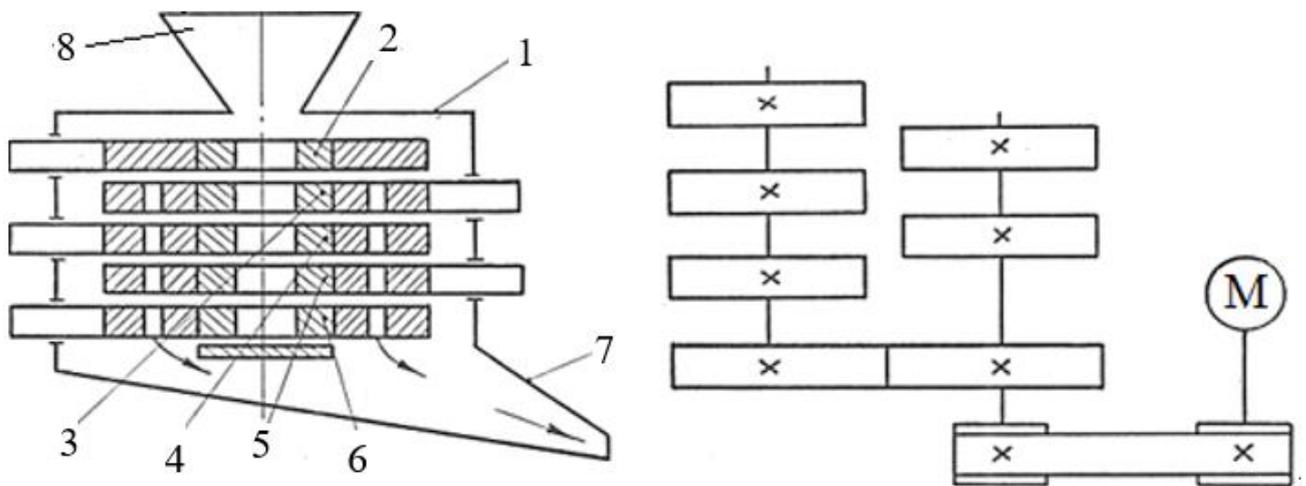


Рисунок 5.3 — Некоторые разновидности моделей многощелевых ДИМ

Из имеющихся разновидностей в качестве исследуемой модели была отобрана машина, которая обладает наилучшими условиями для выполнения экспериментальных исследований и позволяет наилучшим образом производить необходимые трансформации для более полного изучения исследуемых факторов.

5.2.1 Описание экспериментального образца многощелевой ДИМ

Схема экспериментальной установки представлена на рисунке 5.4 модель многощелевой ДИМ включает в себя корпус 1, диски 2, 3, 4, 5, 6, загрузочную воронку 8, лоток 7 для выгрузки готового продукта. Диски 2, 4, 6 и 3, 5 снабжены приводом с возможностью вращения в противоположные стороны. Привод представляет собой двигатель с регулируемой частотой вращения. В модели предусмотрена регулировка величин щелей путём смены дисков.



1 — корпус; 2–6 — диски; 7 — лоток; 8 — загрузочная воронка

Рисунок 5.4 — Компонировка модели и кинематическая схема многощелевой ДИМ

На рисунке 5.5 представлена модель многощелевой ДИМ, вертикальный разрез. Модель многощелевой ДИМ включает пять соединённых между собой секций, разгрузочный лоток, загрузочную воронку, основание, раму, привод. На рисунке 5.6 показан вид сверху на модель многощелевой ДИМ (без привода); на рисунке 5.7 — секция модели многощелевой ДИМ.

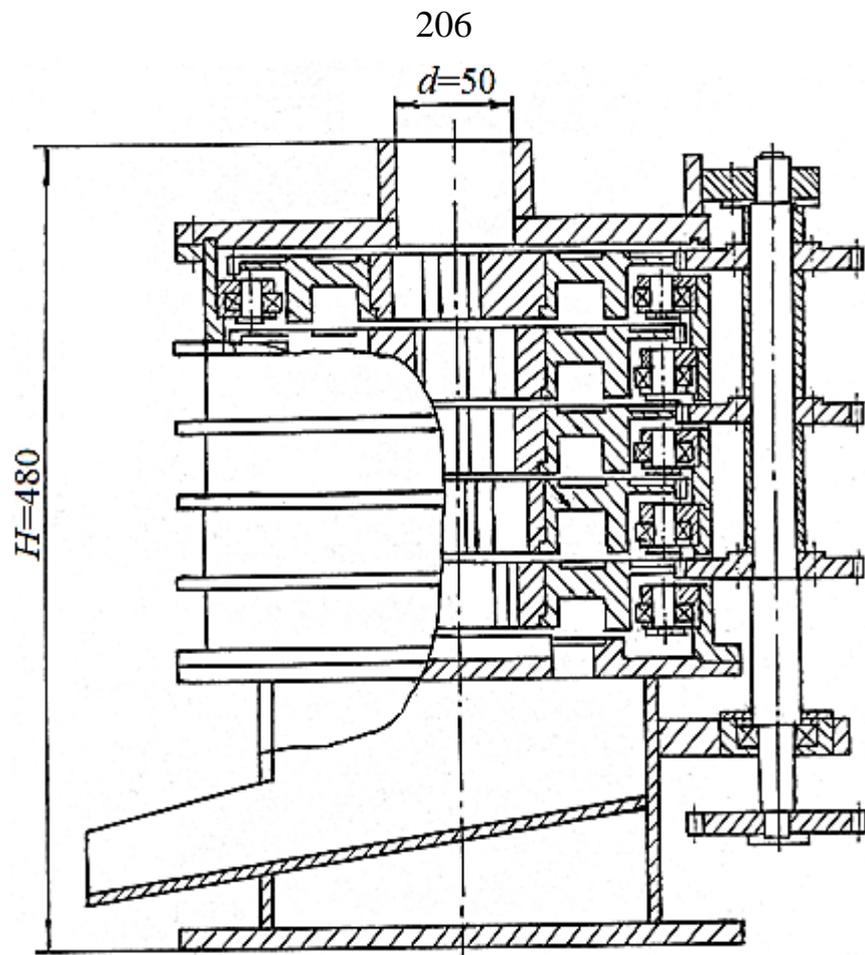


Рисунок 5.5 — Схема модели многощелевой ДИМ

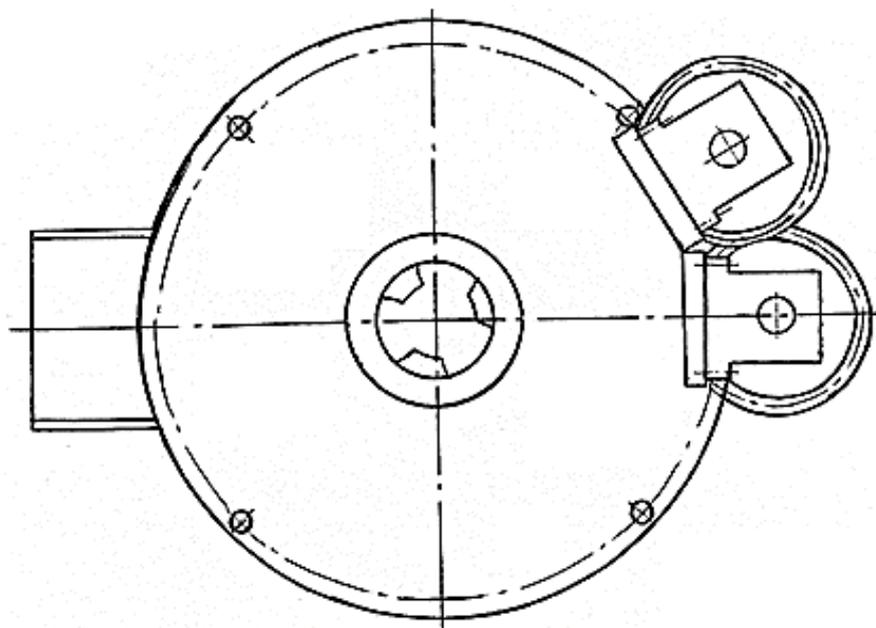


Рисунок 5.6 — Вид сверху на модель многощелевой ДИМ

Каждая секция представляет собой корпус с четырьмя радиальными подшипниками, закреплёнными на внутренней цилиндрической поверхности корпуса. Подшипники удерживают зубчатое колесо, которое имеет возможность свободно обкатываться по наружным поверхностям подшипников. Зубчатое колесо имеет сквозное цилиндрическое отверстие с базирующим буртом, в который устанавливается рабочий орган, фиксируемый тремя зажимными винтами. Рабочий орган изображён на рисунке 5.8 и представляет собой цилиндр со сквозным отверстием сложного профиля. Секции собраны по базирующим поверхностям и скреплены винтами. Пять секций устанавливаются на основание и крепятся к нему. Привод модели многощелевой ДИМ включает электродвигатель, клиноременную передачу, два вала, зубчатые передачи. Валы закреплены в подшипниковых опорах, расположенных на основании и верхней крышке ДИМ. Крутящий момент передаётся от электродвигателя через ременную передачу на один из валов, а далее через зубчатую передачу, на другой вал. От валов через зубчатые передачи вращения передаётся на шестерни секций, причём шестерни рядом размещённых секций получают вращение в противоположные стороны. Рама представляет собой сварную конструкцию.

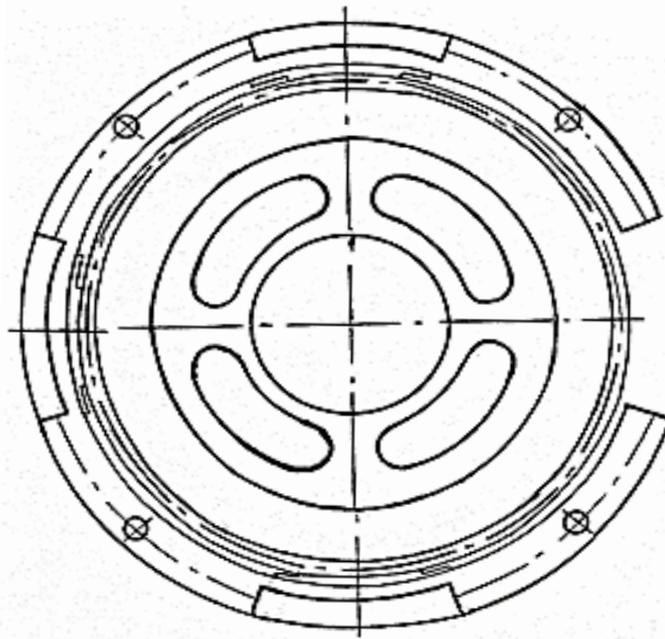


Рисунок 5.7 — Вариант конструкции секции ДИМ

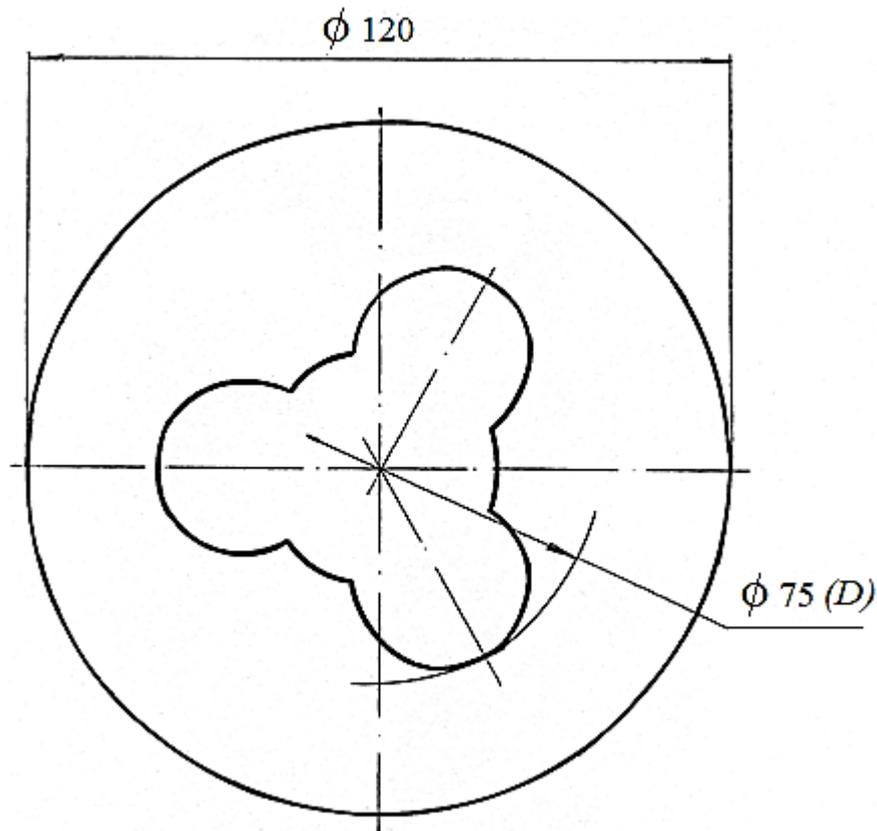


Рисунок 5.8 — Вариант исполнения дисковых рабочих органов

Рабочие органы (в количестве пяти штук) получают вращение от электродвигателя в противоположные стороны. Исходный продукт подаётся в загрузочную воронку, после чего он попадает в измельчительную камеру, где происходит его измельчение. Рабочие органы образуют между собой разгрузочные кольцевые щели, величину которых можно менять путём смены рабочих органов. В измельчительной камере материал измельчается путём раскалывания и истирания. После того, как материал достигнет требуемой крупности, он выходит через разгрузочные кольцевые щели под действием центробежных сил и осыпается вниз, после чего удаляется из машины через разгрузочный лоток.

Основные параметры, определяющие возможности модели:

диаметр отверстия загрузочной воронки $D=50$ мм;

диаметр дисков $d=100$ мм и $d=75$ мм;

величина разгрузочной щели δ от 0,5 до 3,5 мм;

угловая скорость вращения дисков: 13,3; 15; 16,7; 18,3; 20; 21,7; 23,3 с^{-1} .

В процессе проведения экспериментальных исследований проводится регистрация следующих параметров:

время проведения эксперимента по измельчению материала t , мин;

масса исходного материала M_u , кг;

напряжение двигателя U , В;

ток двигателя J , А;

масса пробы готового продукта на рассев M_n , кг;

производительность.

5.2.2 Описание схемы исследовательских испытаний

На приложении В.3 приведена схема, циклы и порядок экспериментальных исследований многощелевой ДИМ.

Для заданной модели в заданной конфигурации дисков в процессе экспериментальных исследований будут производиться изменения следующих факторов:

диаметр сменных дисков (75 и 100 мм);

величина разгрузочной щели δ (0,5; 2,0; 3,5 мм);

крупность исходного продукта c (20–0; 20–13; 13–5; 5–0 мм);

угловая скорость вращения дисков (13,3; 15; 16,7; 18,3; 20; 21,7; 23,3 с^{-1}).

Экспериментальные исследования проводятся по циклам. В каждом цикле изменения факторов проводятся без операций, связанных с разборкой модели. Изменения уровней факторов, которые можно осуществить только путём разборки и последующей наладки модели, производятся между циклами исследований.

Для изменения величины щели после каждого цикла производится разборка модели и установка величины щели при помощи прокладок.

Смена рабочих органов на рабочие органы другого типоразмера производится также при разборке модели.

Лишение возможности вращения дисков осуществляется путём снятия соответствующих дискам шестерен привода.

5.3 Многофакторное планирование эксперимента

Априорный анализ работы дисковых ДИМ показал, что общий набор физических и геометрических параметров, характеризующих рабочий процесс ДИМ представляет собой следующие величины:

линейные размеры l ,
сила P ;
время t ;
линейная скорость V ;
масса m ;
нормальное напряжение σ ;
модуль Юнга E ;
момент инерции вращающегося тела J ;
угловая податливость деталей трансмиссии e ;
производительность Q ;
мощность N ;
крутящий момент M ;
удельные затраты энергии \mathcal{E} ;
круговая частота колебаний Ω ;
угловая скорость вращения ω ;
частота вращения n .

Главными характеристиками из указанных являются: потребляемая мощность N и производительность Q .

В качестве выходных параметров, исследуемых ДИМ могут быть приняты главные из них: потребляемая мощность N и производительность Q . В качестве обобщённого выходного параметра может быть принята также величина удельной энергоёмкости:

$$\varepsilon = \frac{N}{Q}. \quad (5.1)$$

Указанные параметры удовлетворяют большинству необходимых требований, но не обладают полной универсальностью, так как не включают в себя стоимостные и материалоёмкостные показатели. Однако, указанные параметры могут быть приняты в качестве выходных, так как на данном этапе исследования ДИМ первостепенным является определение возможности повышения производительности машины при снижении энергозатрат.

Исследования полного набора физических и геометрических параметров, характеризующих ДИМ, с помощью методов подобия и размерности дали основание принять в качестве основных независимых параметров (факторов) следующие величины:

- внутренний радиус рабочего диска ДИМ R_2 ;
- величина щелевого зазора между дисками δ ;
- частота вращения нижнего диска n_n ;
- частота вращения верхнего диска n_v ;
- параметр, характеризующий форму рабочих органов диска Φ ;
- предел прочности, измельчаемого материала на сжатие σ ;
- модуль Юнга измельчаемого материала E ;
- ширина полости щелевого зазора b ;
- фактор затупления кромок выступов на дисках рабочего органа Z ;
- общая высота двух дисков со щелевым зазором H ;
- диаметр кусков исходного материала $d=d_{им}$;
- средняя толщина помола Δ .

Как видно, среди указанных факторов имеются как количественные, так и качественные. Причём среди факторов имеются такие, которые не удовлетворяют требованиям управляемости. К таким факторам относятся: средняя толщина помола Δ ; затупление кромок Z .

В связи с этим величины δ и $З$ выведены из числа факторов эксперимента. Однако, для учёта влияния величин Δ и $З$ на результаты эксперимента можно ввести обобщённый выходной параметр, определяемый формулой:

$$y_0 = \sqrt[4]{N \cdot Q \cdot З \cdot \Delta}. \quad (5.2)$$

На основе выбранных входных и выходных параметров функции отклика в общем виде можно представить следующим образом:

$$Q = Q(R, \delta, n_H, n_B, \Phi, \sigma, E, b, H, d) \quad (5.3)$$

$$N = N(R, \delta, n_H, n_B, \Phi, \sigma, E, b, H, d) \quad (5.4)$$

Как известно [213], в качестве функций отклика наиболее удобно выбирать полиномы различного порядка. Естественно, желание выбрать полином первого порядка, но это требует выбора достаточно малого интервала варьирования аргументов. В данном исследовании была принята линейная модель функций отклика:

$$N = a_0 + a_1 \cdot R + a_2 \cdot \delta + a_3 \cdot n_H + a_4 \cdot n_B + a_5 \cdot \Phi + a_6 \cdot \sigma + a_7 \cdot E + \quad (5.5)$$

$$+ a_8 \cdot b + a_9 \cdot H + a_{10} \cdot d$$

$$Q = b_0 + b_1 \cdot R + b_2 \cdot \delta + b_3 \cdot n_H + b_4 \cdot n_B + b_5 \cdot \Phi + b_6 \cdot \sigma + b_7 \cdot E + \quad (5.6)$$

$$b_8 \cdot b + b_9 \cdot H + b_{10} \cdot d$$

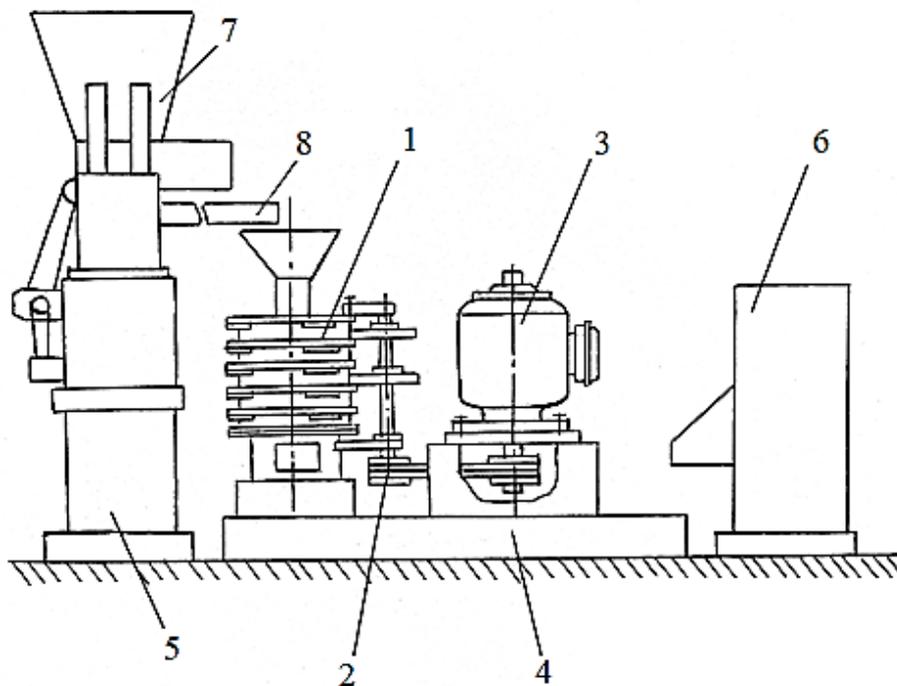
Анализ информации позволяет выбрать экспериментальную область факторного пространства, представленную в приложении В.4.

На основе выбранной экспериментальной модели ДИМ (функция отклика) можно определить степень влияния указанных десяти факторов на выходные параметры, т.е. на мощность N и производительность Q процесса измельчения материала в ДИМ, а также в определении степени соответствия линейной формулы уравнения регрессии модельной установке.

Выбор плана эксперимента и порядок статистического анализа его результатов э проводится согласно данным приложения В.5. При этом учитываются стандартные методики для организации многофакторных экспериментов [213-220].

5.4 Приборная база для проведения экспериментов

Для проведения исследовательских испытаний был разработан стенд, представленный на рисунке 5.9. Стенд включает в себя модель ДИМ, подающий конвейер, шкаф управления скоростью рабочих органов.



1 — модель ДИМ; 2 — ременная передача; 3 — электродвигатель; 4 — рама;
5 — питатель; 6 — шкаф управления; 7 — бункер; 8 — конвейер

Рисунок 5.9 — Схема стенда для проведения исследований

В процессе проведения исследований проводилась регистрация следующих параметров: времени проведения эксперимента по измельчению материала t (мин); массы исходного продукта (кг); напряжение, пропорциональное выходному напряжению электропривода $U_{p.u}$ (В); ток двигателя I (А); масса пробы готового продукта на рассев (кг).

Учитывая необходимость изменения уровней исследуемых факторов и обеспечения технологических режимов работы мельницы, а также необходимость снятия выходных характеристик для двух функций отклика (удельного модуля измельчения и наличия в измельчённом продукте пылевидных частиц размером менее 0,25 мм) применялось оборудование, описанное ниже. Для осуществления регулирования частоты вращения вала мельницы применялся тиристорный электропривод трёхфазного тока ЭКТ2Д–63/380–50–АУХЛ4 (рис. 5.10), предназначенный для управления электродвигателями переменного тока типов: ВАО, 4А, АО2 и других.

Электропривод обеспечивает бесступенчатую регулировку частоты вращения трёхфазных двигателей переменного тока, путём изменения частоты тока в питающей сети. Он выпускается Запорожским электроаппаратным заводом [221, 222] (технические характеристики в приложении В.6).



Рисунок 5.10 — Приборная часть и общий вид электропривода

Для измерения электрических параметров также применялся изображённый на рисунке 5.11 переносной измерительный пульт [222].



Рисунок 5.11 — Переносной измерительный пульт

Дисперсионный анализ готового продукта определялся с помощью лабораторной установки 029 (рис. 5.12).



Рисунок 5.12 — Лабораторная установка 029 для рассева проб с весами ВЛР–200 и разновесами

Для этого навеску пробы рассеивали в течение 5 минут, а фракции (остаток) на каждом сите взвешивались с точностью 0,01 грамм, остаток на каждом сите взвешивали на медицинских весах ВЛР–200 при помощи комплекта разновесов с точностью до 20 миллиграмм, затем определялось процентное содержание каждой фракции в полученном измельчённом продукте и строились соответствующие графики.

Измерение времени истечения материала из бункера производили секундомером часового типа "Агат", а для определения частоты вращения использовали ручной тахометр со шкалой 0–3500 об/мин (точность измерения $\pm 2,5\%$).

Для проведения измерений использовали приборы, прошедшие государственную поверку.

Для кратковременного измерения частоты вращения вала использовался тахометр ИО–10 (рис. 5.13) [223]. Технические характеристики приведены в приложении В.7.



Рисунок 5.13 — Тахометр ИО–10

Для контроля изменения силы тока во времени применялся самопишущий ампервольтметр Н 339 [224] рулонного типа (рис. 5.14) с трансформатором тока.



Рисунок 5.14 — Ампервольтметр Н 339 с трансформатором тока

Данный ампервольтметр предназначен для измерения и непрерывной записи тока и напряжения в цепях постоянного тока и переменного тока частоты от 45 Гц до 10000 Гц. Предел допускаемого значения основной погрешности по измерению и записи измеряемой величины (в процентах от конечного значения диапазона измерений):

$\pm 1,5\%$ на постоянном токе;

$\pm 2,5\%$ на переменном токе;

Диапазоны измерений:

постоянный ток 0,005 А; 0,015 А; 0,05 А; 0,15 А; 0,25 А; 0,5 А;

переменный ток 0,005 А; 0,015 А; 0,05 А; 0,15 А; 0,25 А; 0,5 А; 1,5 А; 5 А;

оба рода напряжений 5 В; 15 В; 50 В; 150 В; 250 В; 500 В.

Нормальная область частот прибора составляет от 45 Гц до 1000 Гц.

Энергозатраты определялись по счётчику активной энергии. По энергозатратам и времени работы установки определялась потребляемая мощность. Для опре-

деления производительности данной машины бралась навеска измельчаемого материала, которая в последствии подвергалась измельчению и засекалось время работы.

5.5 Определение основных расчётных характеристик

Удельные энергозатраты вычислялись как отношение определённых ранее величин энергозатрат за определённый период времени к полученному количеству готового продукта за это же время:

$$\mathcal{E}_{уд} = \mathcal{E}/Q.$$

Полную мощность симметричной трёхфазной системы синусоидального тока определяли по формуле [224]:

$$P = U_{\text{вых}} \cdot I \cdot \cos\varphi,$$

где $U_{\text{вых}}$ — действующее линейное выходное напряжение привода;

$\cos\varphi$ — сдвиг фаз между током и напряжением двигателя, определяется из паспорта на двигатель;

I — сила ток, измеряемая по амперметру.

По аналогии мощность холостого хода определяется как

$$P_{\text{х.х}} = U_{\text{вых}} \cdot I_{\text{х.х}} \cdot \cos\varphi,$$

мощность рабочего хода:

$$P_{\text{р.х}} = U_{\text{вых}} \cdot I_{\text{р.х}} \cdot \cos\varphi.$$

Полезная мощность, которая определяется процессом измельчения:

$$P = P_{\text{р.х}} - P_{\text{х.х}}.$$

Энергозатраты \mathcal{E} определяются как отношение полезной мощности P к производительности Q .

$$\mathcal{E}=P/Q.$$

Производительность Q определяется как отношение массы измельчённого продукта ко времени t :

$$Q=M_{un}/t.$$

Выводы по разделу 5

1. Определён порядок проведения экспериментальных исследований процесса разрушения металлургического сырья и отходов в однощелевых дисковых ДИМ, реализующих комбинированное воздействие на материал. Разработана и создана физическая модель однощелевой ДИМ с реализацией в рабочей камере условий комбинированного воздействия на материал, описано её устройство и принцип работы.

2. Приведена методика экспериментальных исследований по изучению сопротивления щели истечению сыпучей среды для модели ДИМ со встречным вращением рабочих органов.

3. Рассмотрен порядок подготовки и проведения экспериментальных исследований процесса разрушения металлургического сырья и отходов в многощелевых дисковых ДИМ, реализующих комбинированное воздействие на материал. Разработан и создан экспериментальный образец многощелевой ДИМ с реализацией в рабочей камере условий комбинированного воздействия на материал, описано её устройство и принцип работы.

4. Упорядочена последовательность проведения и математической обработки результатов активного многофакторного эксперимента для однощелевой ДИМ, ре-

ализующей комбинированные воздействия на материал. Выбран план эксперимента, определены интервалы варьирования факторов и составлена матрица проведения экспериментальных исследований.

5. Описана приборная база для проведения экспериментальных исследований и порядок определения основных расчётных характеристик исследуемых параметров.

6. При обработке результатов проведённых лабораторных опытов по исследованиям ДИМ комбинированного воздействия на материал используются общепринятые методы анализа и математической статистической обработки данных с использованием критериев Кохрена, Стьюдента и Фишера.

6 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДИМ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ КОМБИНИРОВАННОЕ РАЗРУШЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ

Для подтверждения выдвинутых ранее гипотез и согласования теоретических предпосылок с практикой диспергирования в металлургической отрасли проводились экспериментальные исследования основных конструкций ДИМ на экспериментальных и опытных моделях машин, в которых реализованы условия комбинированного воздействия на материал.

6.1 Исследовательские испытания модели однощелевой ДИМ

Так как компоновочные решения однощелевых ДИМ являются наиболее простыми по конструктивным соображениям, то рационально рассмотреть вопросы экспериментального изучения их работоспособности.

6.1.1 Измельчение щебня

Проводилось изучение влияния частоты вращения рабочих органов на производительность, энергозатраты и гранулометрическую характеристику готового продукта при измельчении щебня [225]. На рисунке 6.1 приведены результаты эксперимента по изучению влияния частоты вращения рабочих органов на производительность и удельные энергозатраты при постоянных параметрах: диаметре дисков $D=100$ мм; щелевом зазоре $\delta=1; 2,5; 3,0$ мм; фракция исходного материала 13–5 мм. Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте при щелевом зазоре $\delta=1$ мм приведены на рисунке 6.2, при щелевом зазоре 2,5 мм — на рисунке 6.3, а при щелевом зазоре 3, 0 мм на рисунке 6.4.

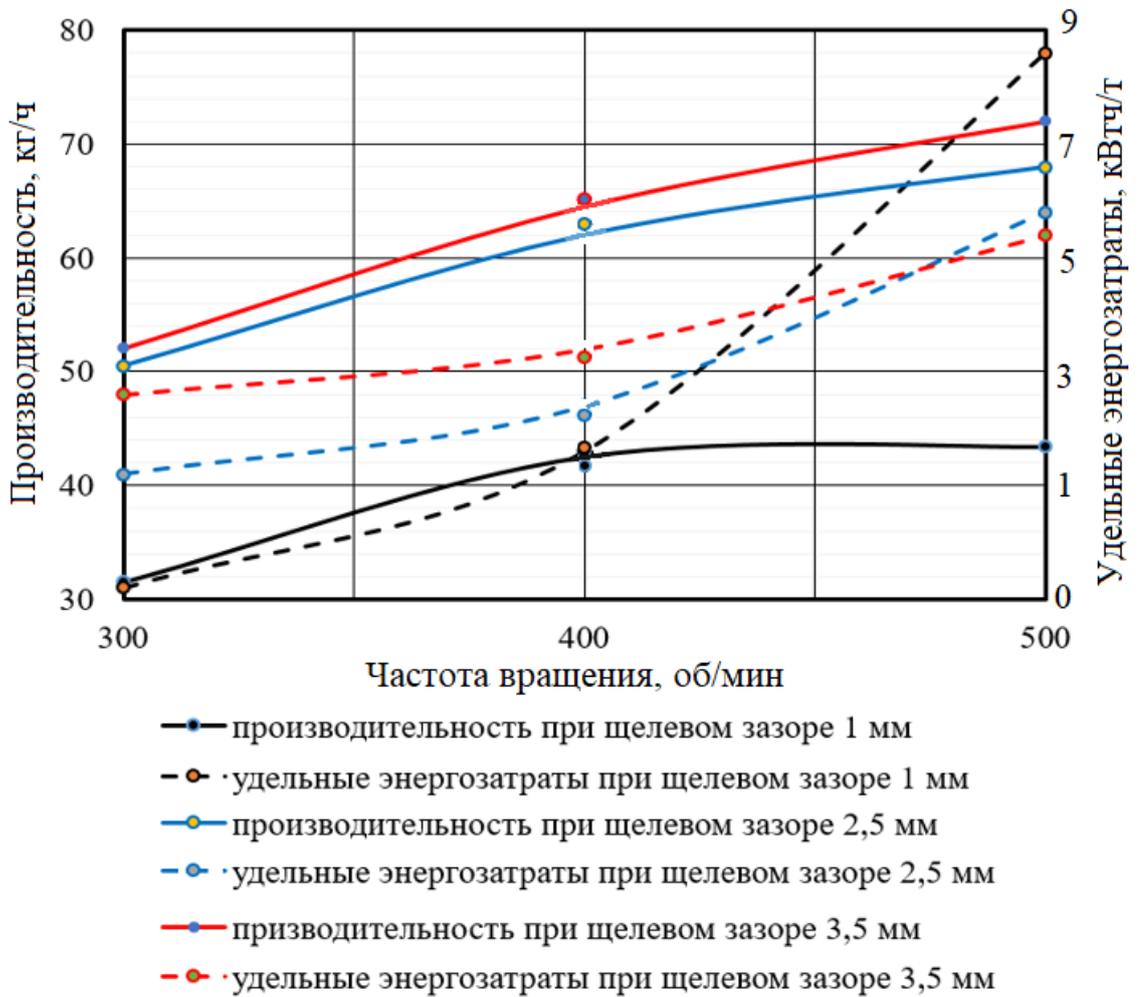
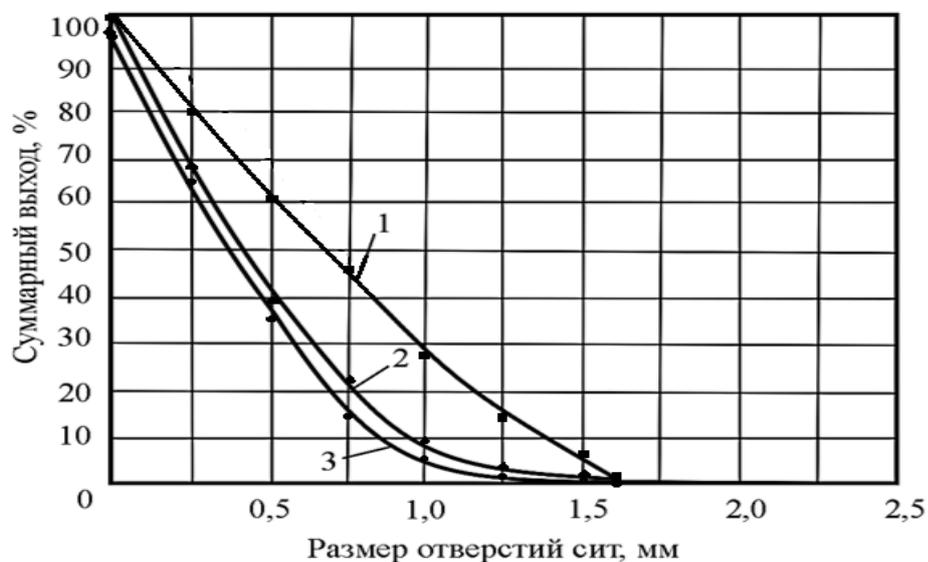
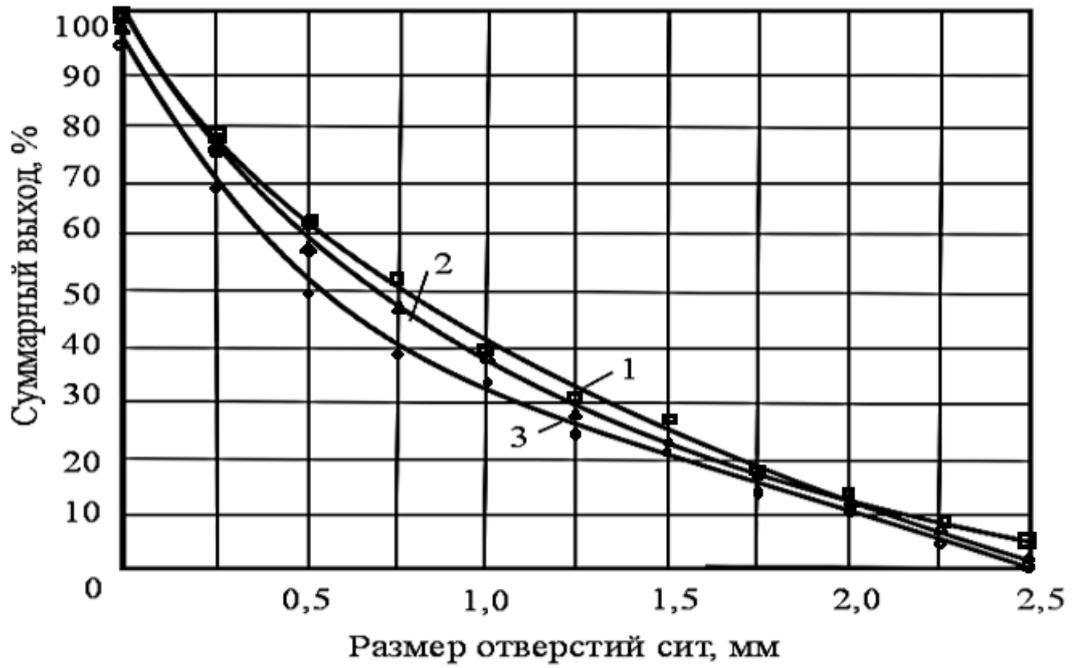


Рисунок 6.1 — Зависимости производительности и энергозатрат от частоты вращения рабочих органов



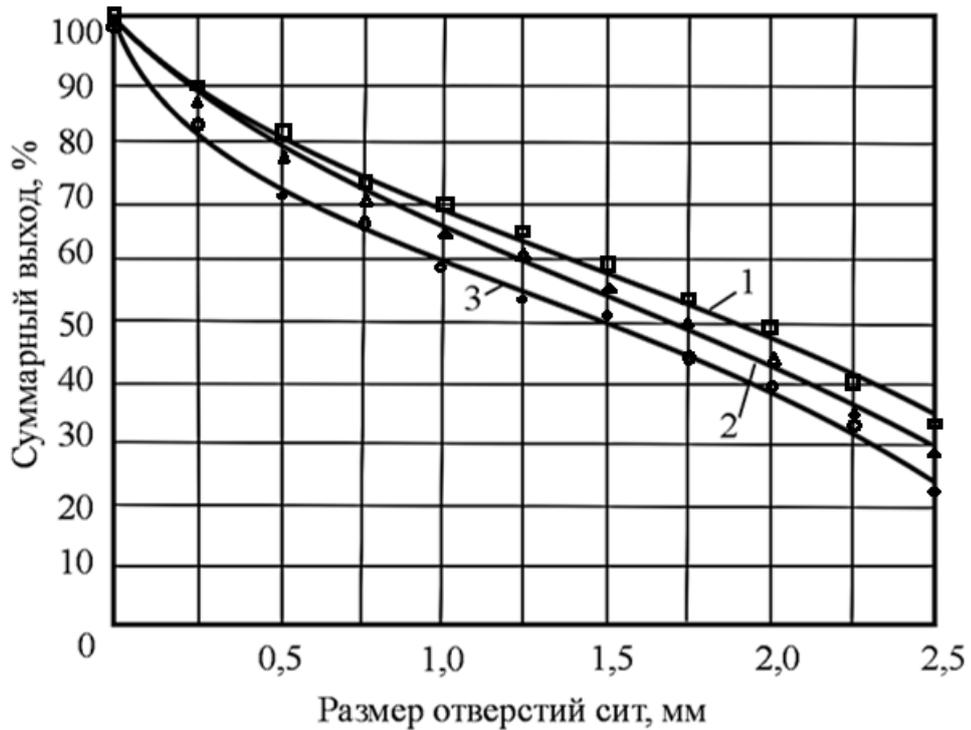
1 — $n=300$ об/мин ($5,0 \text{ c}^{-1}$); 2 — $n=400$ об/мин ($6,7 \text{ c}^{-1}$); 3 — $n=500$ об/мин ($8,3 \text{ c}^{-1}$);

Рисунок 6.2 — Суммарная характеристика крупности готового продукта



1 — $n=300$ об/мин (5,0 c^{-1}); 2 — $n=400$ об/мин (6,7 c^{-1}); 3 — $n=500$ об/мин (8,3 c^{-1})

Рисунок 6.3 — Суммарная характеристика крупности готового продукта



1 — $n=300$ об/мин (5,0 c^{-1}); 2 — $n=400$ об/мин (6,7 c^{-1});
3 — $n=500$ об/мин (8,3 c^{-1});

Рисунок 6.4 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

Влияние частоты вращения рабочих органов на производительность и энергозатраты повышается с увеличением частоты вращения рабочих органов, причём эта зависимость не прямо-пропорциональная. Наблюдалось увеличение производительности от 50 кг/ч при $n=5 \text{ с}^{-1}$ (300 об/мин) до 70 кг/ч при $n=8,3 \text{ с}^{-1}$ (500 об/мин). До 10% частиц в готовом продукте имеют размер, превышающий размер щели.

ДИМ с щелевой разгрузкой и фасонным проёмом рабочих органов могут обеспечить коэффициент сокращения размера частиц от единицы до 100 и более, и по технологическим показателям могут быть отнесены к машинам высокой универсальности.

В диапазоне исследуемых режимов машины при величине щели 3,5 мм энергозатраты составляют ориентировочно 3–5 кВт ч/т, при величине щели 1,0 мм энергозатраты составляют 8–12 кВт ч/т.

Главным параметром, определяющим крупность готового продукта, является размер щели. При этом в готовом продукте составляют частицы до 10% крупнее размера щели. Частота вращения, абсолютный размер проёма рабочих органов и крупность исходного материала оказывают незначительное влияние на качество готового продукта. Поэтому получение тонкоизмельчённых продуктов в крупных машинах при большой производительности является труднодостижимой задачей в связи с трудностью выдерживания малых размеров щели (1–2 мм) и износом рабочих органов в процессе работы, приводящим к увеличению размера щели.

Частота вращения определяет прямую зависимость производительности и энергозатрат на измельчение. Поэтому при назначении скорости вращения основным фактором рекомендуется принимать линейную скорость на периферии рабочего органа при контроле затрат энергии с целью сохранения его оптимальной величины.

Отрицательной чертой машин этого типа является невозможность запуска «под завалом» при остановке её с материалом.

Анализ результатов испытаний показывает возможность использования машин этого типа в одно- и двухщелевом исполнении.

6.1.2 Переработка железной руды, металлургического известняка, отвального шлака и отходов бетона

Важное значение имеет влияние качества подготовки различного сырья, в том числе известняка на образование вредных выбросов при производстве агломерата [226]. Поэтому экспериментальные методы исследования процессов диспергирования в металлургии играют важную роль [227], при этом желательно их всестороннее совершенствование [228].

Результаты ситового анализа продуктов помола железной руды, металлургического известняка, отвального шлака, отходов бетона при частоте вращения рабочих органов (сталь 110 ГІЗЛ) 400 об/мин и различных размерах щелевого зазора (1, 3, 6 мм) приведены на рисунке 6.5.

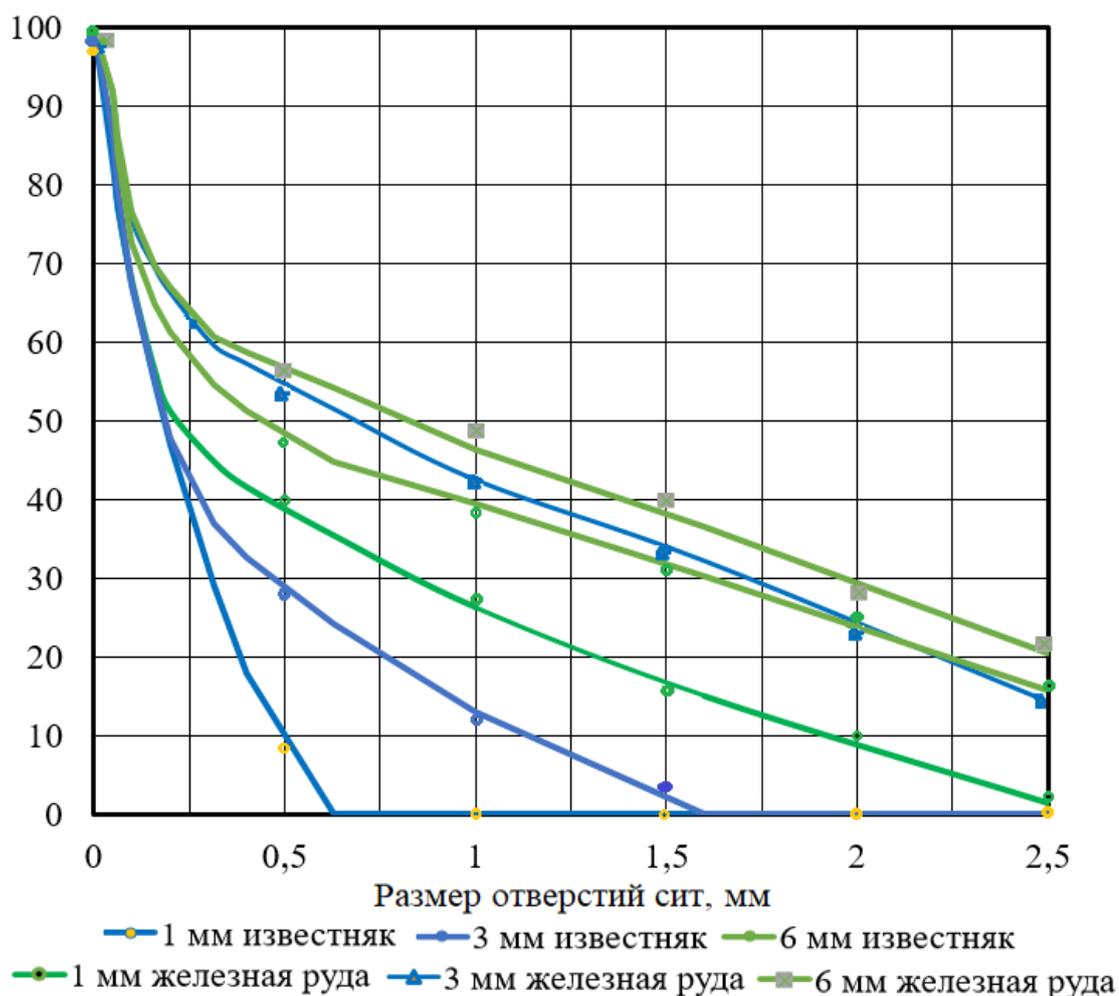


Рисунок 6.5 — Результаты ситового анализа помола известняка и железной руды в ДИМ комбинированного действия при щелевом зазоре 1, 3 и 6 мм

Основные показатели, полученные экспериментально при помоле железной руды и металлургического известняка приведены соответственно в таблицах 6.1 и 6.2.

Таблица 6.2 — Техничко-эксплуатационные характеристики ДИМ с рабочими органами, изготовленными из стали 110 Г3Л для железной руды

Щелевой зазор, мм	Результаты экспериментов				
	Продолжительность работы, ч	Удельные энергозатраты, кВт/ч	Потребляемая мощность, кВт	Производительность, кг/ч	Удельные энергозатраты, кВтч/т
1	0,46	0,40	0,86	55,2	15,5
3	0,43	0,26	0,46	59,1	8,2
6	0,32	0,17	0,32	79,3	6,7

Таблица 6.3 — Техничко-эксплуатационные характеристики ДИМ с рабочими органами, изготовленные из стали 110 Г3Л для известняка

Зазор рабочей щели, мм	Результаты экспериментов				
	Продолжительность работы, ч	Удельные энергозатраты, кВт/ч	Потребляемая мощность, кВт	Производительность, кг/ч	Удельные энергозатраты, кВт/ч
1	0,33	0,24	0,72	76,9	9,4
3	0,28	0,22	0,78	90,7	8,6
6	0,26	0,16	0,62	97,6	6,4

Переработка и использование металлургических шлаков является актуальной задачей [229, 230]. Наиболее эффективный путь использования шлаков — переработка их в строительные материалы. В настоящее время, в связи с необходимостью увеличения масштабов строительства и утилизации разрушенных зданий, получение такого материала становится особенно востребованным [231–232].

Современное металлургическое производство, несмотря на применение совершенных технологий, новейших агрегатов, неизбежно сопровождается образованием миллионов тонн различных отходов, к числу которых относятся доменные и сталеплавильные шлаки и другие отходы.

Полное и рациональное использование отходов и побочной продукции позволяет создать в металлургии комплексное, высококомбинированное производство. Возникает проблема совершенствования производства с точки зрения полного использования всей массы добываемого сырья и прекращения загрязнения среды. Целесообразность создания и развития малоотходной и безотходной технологии с использованием металлургических шлаков, отходов бетона и других отходов приводит к повышению эффективности производства.

Шлаки являются побочным продуктом металлургического производства, которые должны максимально использоваться в народном хозяйстве. Они являются ценным сырьём для производства широкого ассортимента материалов для промышленности, жилищного и дорожного строительства. Известно, что продукция, получаемая из шлаков, по своим физико-механическим свойствам не только не уступает, но во многих случаях и превосходит качество заменяемых его природных материалов.

Шлаки являются основным продуктом при производстве черных металлов. Они составляют 70–80% всех отходов выплавки чугуна и стали. Полная их переработка в решающей степени определяет безотходное производство чугуна и стали и позволяет избежать потерь металла со шлаками. Поэтому вопросы развития и повышения экономической эффективности шлакоперерабатывающего передела весьма актуальны.

Прежде чем производить расчёт состава бетона, требуется выбрать марку цемента и исследовать заполнители: песок, гравий, щебень, а также воду. В качестве добавок могут применяться молотый кварцевый песок, каменная мука из графита, плотного известняка и др. [233].

Эти добавки должны быть доступными местными материалами с тонкостью помола, приближающейся к тонкости помола цемента, быть чистыми и не содержать вредных для цемента примесей. Такими добавками могут служить отвальные шлаки и шлаки текущего выхода филиала № 1 Южного горно-металлургического комплекса «Алчевский металлургический комбинат» (г. Алчевск) и отходы бетона.

Правильное определение состава бетона имеет большое технико-экономическое значение. Задача состоит в определении экономически оптимального состава, обеспечивающего получения нужных технических свойств бетонной смеси (жёсткости и подвижности) и проектных характеристик бетона.

Определения состава бетона производят обычно расчётно-экспериментальным методом, который предусматривает предварительный расчёт состава по формулам и последующую экспериментальную проверку и уточнение состава с помощью пробного замеса [234].

Для экономии цемента, кварцевого песка и снижения себестоимости выпускаемой продукции предлагается в качестве добавки в бетонную смесь -молотый отвальный шлак и отходы бетона [235–236].

Шлак и отходы бетона предварительно дробились на щековой дробилке до фракции 10–20 мм, а затем в ДИМ комбинированного действия при щелевом зазоре 1 мм. Измельчённый отвальный шлак и отходы бетона вводились в бетонную смесь в качестве заменителя связующего, т.е. цемента.

Результаты ситового анализа помола отвального шлака и отходов бетона приведены на рисунке 6.6. Для их использования в производстве в лабораторных условиях проведены эксперименты по изготовлению бетонной смеси с добавкой отвального шлака и отходов бетона тонкого помола (прил. В.8).

Во всех случаях, полученные результаты исследований показывают, что применение измельчённого отвального шлака и отходов бетона собственного производства в приготовлении бетонной смеси для производства строительных материалов позволяет экономить более дорогостоящий материал, как цемент и кварцевый песок без снижения механических прочностных свойств бетона (прил. В.8).

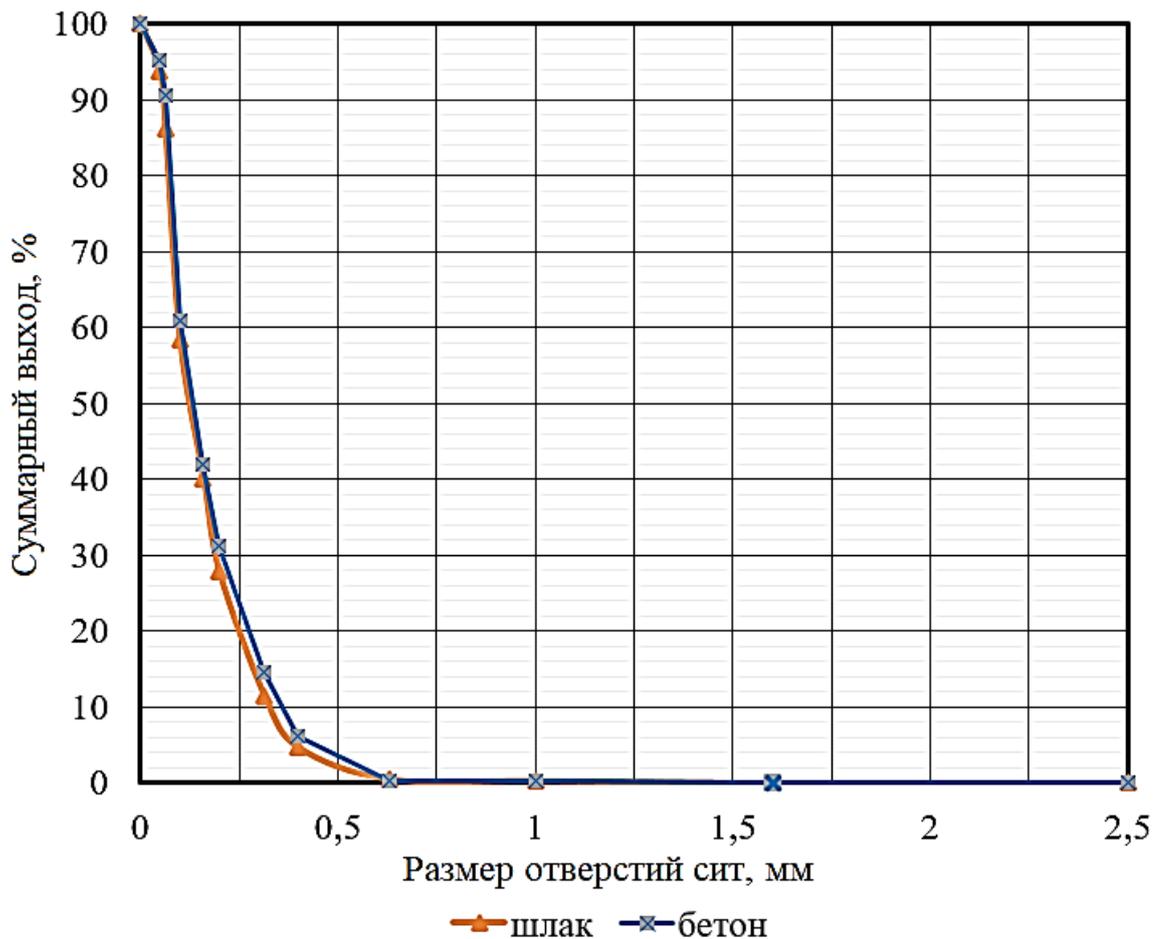


Рисунок 6.6 — Результаты ситового анализа помола отвального шлака и отходов бетона в ДИМ комбинированного действия при щелевом зазоре 1 мм

Кроме того, это позволяет решить проблему малоотходного или безотходного производства в домостроении и других отраслях промышленности как, металлургической, цементной и т.д.

6.1.3 Многофакторные исследования

Исследования проводились по методике, изложенной ранее в п. 5.3 для функций отклика потребляемая мощность N и производительность Q .

Обобщённые результаты проведения многофакторного эксперимента для функции отклика u_1 , учитывающей мощность, потребляемую на процессы дробления и измельчения материала приведены в таблице Г.1 (приложения Г). В таблице

Г.2 (приложение Г) приведены результаты для функции отклика y_2 , характеризующей производительность процесса диспергирования. Результаты математической обработки многофакторных экспериментов представлены в приложении Г.8.

С учётом полученных коэффициентов коррекции уравнения регрессии получают следующий вид:

$$\begin{aligned} \hat{y}_{1i} = & 3,626 - 0,0519 \cdot x_1 - 0,0268 \cdot x_2 + 0,403 \cdot x_3 + \\ & + 0,424 \cdot x_4 + 2,033 \cdot x_5 + 1,035 \cdot x_6 - 1,283 \cdot x_7 + \\ & + 0,578 \cdot x_8 - 0,716 \cdot x_9 + 0,312 \cdot x_{10} + 0,285 \cdot \Delta X_1; \end{aligned} \quad (6.1)$$

$$\begin{aligned} \hat{y}_{2i} = & 0,326 - 0,003 \cdot x_1 - 0,011 \cdot x_2 + 0,076 \cdot x_3 + \\ & + 0,039 \cdot x_4 + 0,02 \cdot x_5 + 0,01 \cdot x_6 + 0,004 \cdot x_7 + 0,074 \cdot x_8 + \\ & + 0,034 \cdot x_9 + 0,124 \cdot x_{10} + 0,0425 \cdot \Delta X_2. \end{aligned} \quad (6.2)$$

Проверка адекватности математических моделей (6.1) и (6.2) проводится по критерию Фишера. Проведенные расчёты представлены в приложении Г.8

Оценка значимости коэффициентов уравнений регрессии представлены в приложениях Г.6 и Г.7. Все расчёты при статистическом и регрессивном анализе обработки данных многофакторных исследований проведены с помощью специальных программ для ПЭВМ, описанных в приложении Д.

С учётом значимости коэффициентов адекватные уравнения регрессии принимают вид:

$$\begin{aligned} N = & 3,63 + 0,40 \cdot n_n + 0,42 \cdot n_b + 2,04 \cdot \Phi + 1,04 \cdot \sigma - \\ & - 1,28 \cdot E + 0,58 \cdot b - 0,72 \cdot H + 0,31 \cdot d + 0,29 \cdot \Delta X_1; \end{aligned} \quad (6.3)$$

$$Q = 0,33 + 0,04 \cdot R + 0,08 \cdot n_{\text{н}} + 0,04 \cdot n_{\text{в}} - 0,07 \cdot b +$$

$$(6.4)$$

$$+ 0,03 \cdot H + 0,12 \cdot d + 0,04 \cdot \Delta X_2.$$

Как видно из формулы (6.3) для уменьшения величины N необходимо уменьшать значения факторов $n_{\text{в}}$, $n_{\text{н}}$, Φ , σ , b , d и увеличивать E и H . Но снижение значений $n_{\text{в}}$ и $n_{\text{н}}$ приведет к уменьшению производительности Q , что противоречит получению максимальной производительности Q при минимальной затрате энергии. Для решения такой задачи необходимо проведение оптимизационного многофакторного эксперимента, который позволит установить оптимальные значения Q и N .

Уменьшение значения N при увеличении модуля упругости материала не является абсурдным, а лишь означает, что материалы, обладающие большими значениями E , более хрупки и легче поддаются разрушению механическим способом в машинах исследуемого типа. Увеличение фактора Q снижает потребляемую мощность процесса разрушения, что подтверждает выводы теоретических исследований, проведенных ранее.

В уравнении регрессии для параметра Q оказались незначимыми коэффициенты при факторах δ , Φ , σ , E . Относительно фактора δ это объясняется недостаточной величиной интервала варьирования, а фактор Φ действительно не оказывает влияния на производительность, что по существу подтверждается экспериментальными данными. Очевидно влияние этого фактора на производительность более значительно, но выявить это путём замера количества материала, проходящего щель, просто невозможно. Упругие свойства материала и прочность его не оказывают существенного влияния на производительность, так как в пределах варьирования эти материалы остаются хрупкими телами, влияющими лишь на энергоёмкость процесса. Результат интересен тем, что совершенно неожиданно выявлено влияние роста размера исходного материала d на рост производительности, что кажется на первый взгляд неестественным и требует постановки дополнительных эксперимен-

тов, но вполне вероятно, что такой эффект имеет место, так как более крупный материал быстрее подвергается измельчению в связи с отсутствием мелких демпфирующих частиц. Кроме того, в этом случае равномерно поступает на периферию измельчённый материал и без помех попадает в зону щелевого зазора. Более же лёгкий исходный материал имеет повышенное содержание частиц, смягчающих хрупкое разрушение, и которые быстро проникают в зону щелевого зазора, но имея размер больший, чем величина щели, не могут проникнуть в неё и не позволяют это делать другим, более мелким.

Таким образом по результатам многофакторного эксперимента можно заключить, что:

1) Между производительностью ДИМ и потребляемой мощностью не существует линейной корреляционной связи. Это указывает на существование оптимальных режимов относительно потребляемой мощности, а, следовательно, и на энергозатраты.

2) Так как часть коэффициентов уравнений регрессий незначимы, то число факторов для дальнейших оптимальных экспериментальных исследований можно сократить.

3) Десятифакторный эксперимент показал существенную нелинейность математической модели, что свидетельствует о сложности изучаемого процесса. Следовательно, необходимы дальнейшие многофакторные эксперименты с целью получения нелинейных уравнений регрессии.

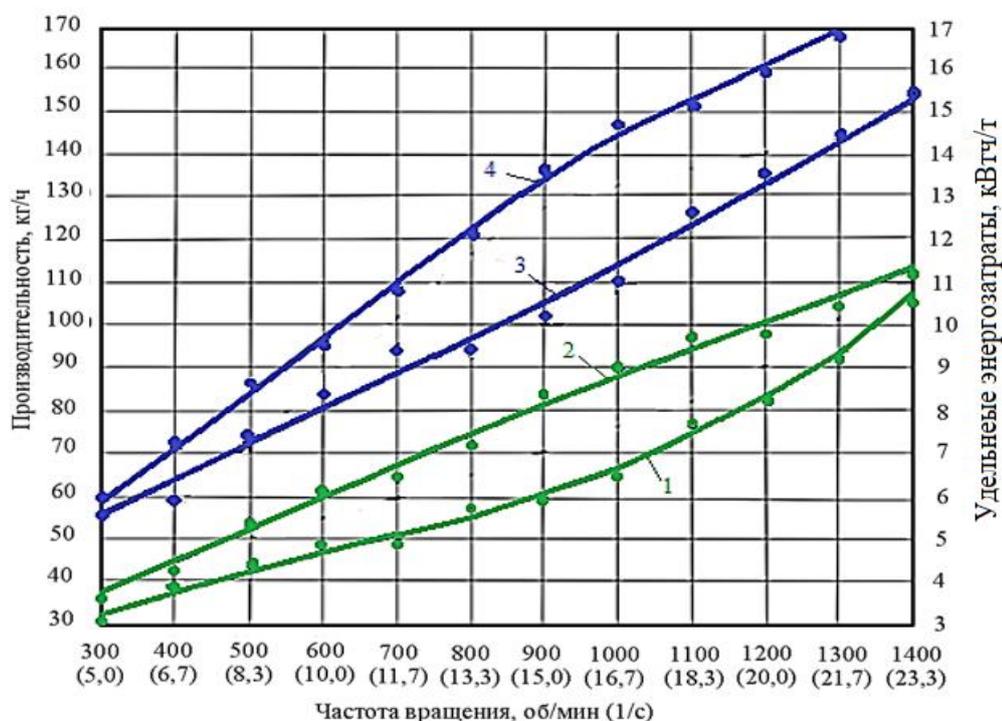
4) Характер влияния модуля упругости на энергозатраты указывает, что измельчение хрупких материалов на исследуемых ДИМ более выгодно с точки зрения экономии.

5) Наличие в исходном материале кусков малого гранулометрического состава приводит к повышению энергозатрат. Следовательно, стремление к увеличению степени измельчения материала требует повышения энергозатрат, а это значит, что на исследуемых типах машин не следует стремиться к большим степеням измельчения.

6.2 Исследовательские испытания модели многощелевой ДИМ

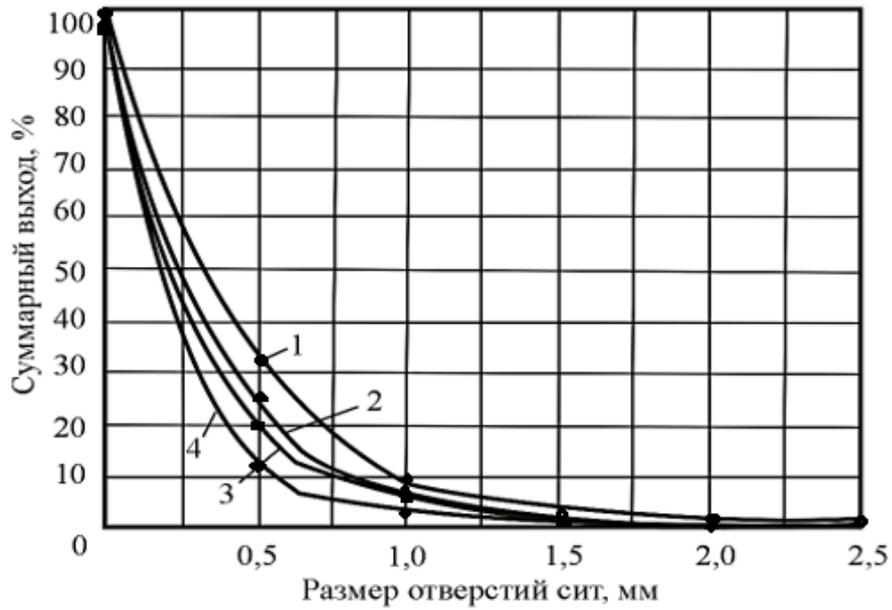
Общий вид станда для проведения испытаний приведен на рисунке 5.9, который включает в себя модель многощелевой ДИМ 2, бункер-питатель 1 и шкаф управления 3. Исследования проводились согласно методики, описанной выше (раздел 5). Проводилось изучение влияния частоты вращения рабочих органов n и размеров рабочей камеры (размер D рабочих органов устанавливался равным 75 мм и 100 мм) на производительность Q и энергозатраты \mathcal{E} . На рисунке 6.7 приведены результаты эксперимента по изучению влияния частоты вращения органов на производительность и удельные энергозатраты.

Постоянные параметры: фракция исходного продукт 13–5 мм, величина разгрузочной щели $\delta=0,5$ мм. Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте приведены на рисунке 6.8 для $D=75$ мм и на рисунке 6.9 для $D=100$ мм.



- 1 — производительность при $D=75$ мм; 2 — удельные энергозатраты при $D=75$ мм;
 3 — производительность при $D=100$ мм; 4 — удельные энергозатраты при $D=100$ мм

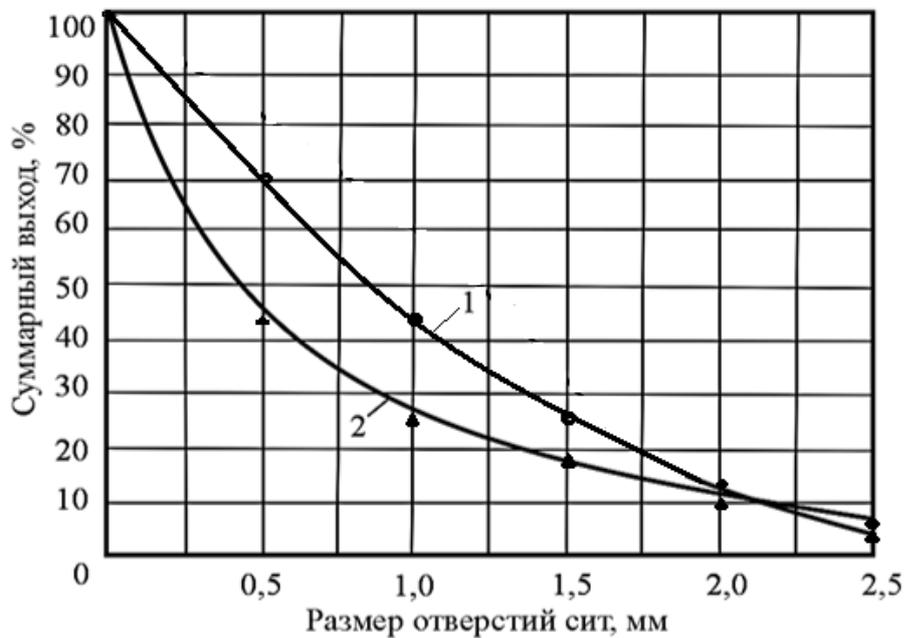
Рисунок 6.7 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов



1 — $n=900$ об/мин ($15,0 \text{ с}^{-1}$); 2 — $n=1100$ об/мин ($23,3 \text{ с}^{-1}$);

3 — $n=1300$ об/мин ($21,7 \text{ с}^{-1}$); 4 — $n=1400$ об/мин ($18,3 \text{ с}^{-1}$)

Рисунок 6.8 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

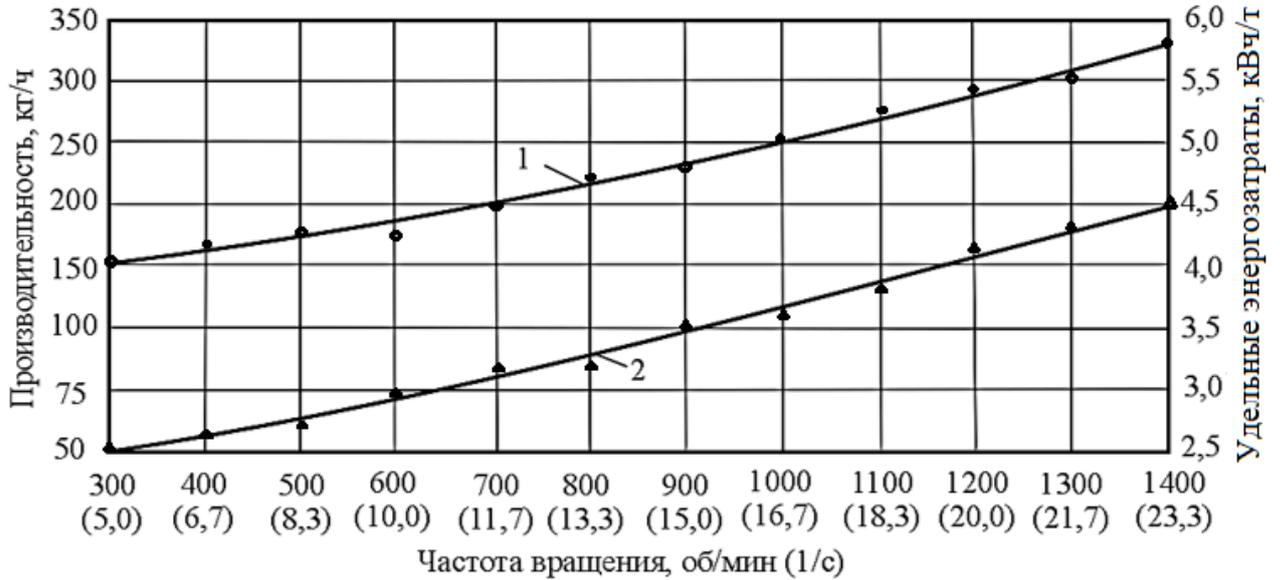


1 — $n=1300$ об/мин ($21,7 \text{ с}^{-1}$); 2 — $n=1000$ об/мин ($16,7 \text{ с}^{-1}$);

Рисунок 6.9 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

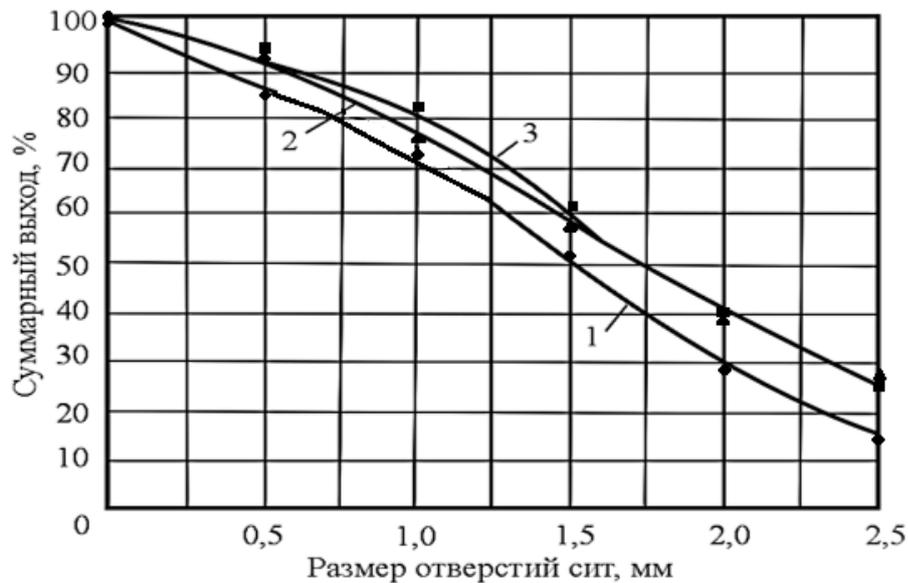
На рисунке 6.10 приведены результаты эксперимента по изучению влияния частоты вращения рабочих органов на производительность и удельные энергозатраты.

Постоянные параметры: $D=100$ мм, $\delta=2$ мм; фракция исходного материала 20–13 мм. Суммарные характеристики крупного готового продукта при этом эксперименте приведены на рисунке 6.11.



1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.10 — Зависимость производительности и удельных энергозатрат

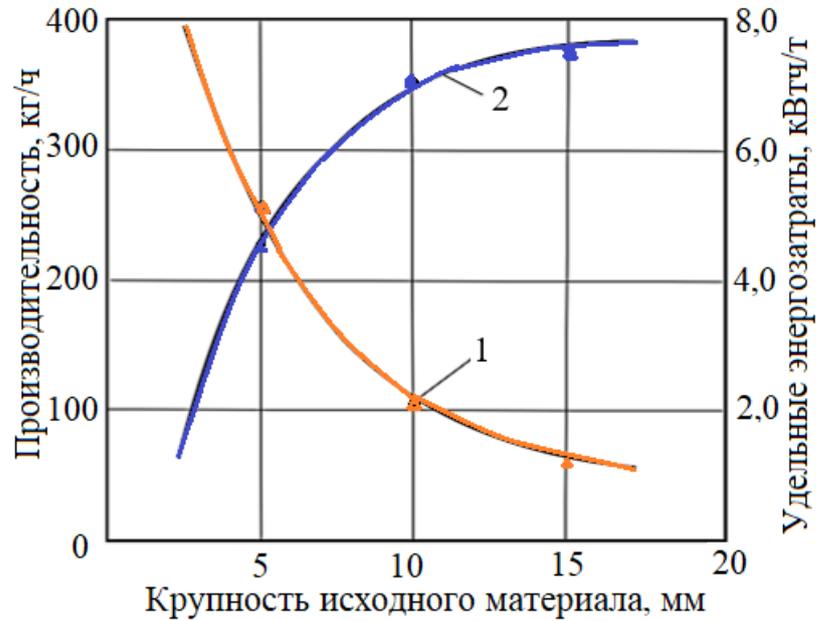


1 — $n=1000$ об/мин ($16,7 \text{ с}^{-1}$); 2 — $n=1200$ об/мин ($20,0 \text{ с}^{-1}$);

3 — $n=1400$ об/мин ($23,3 \text{ с}^{-1}$)

Рисунок 6.11 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

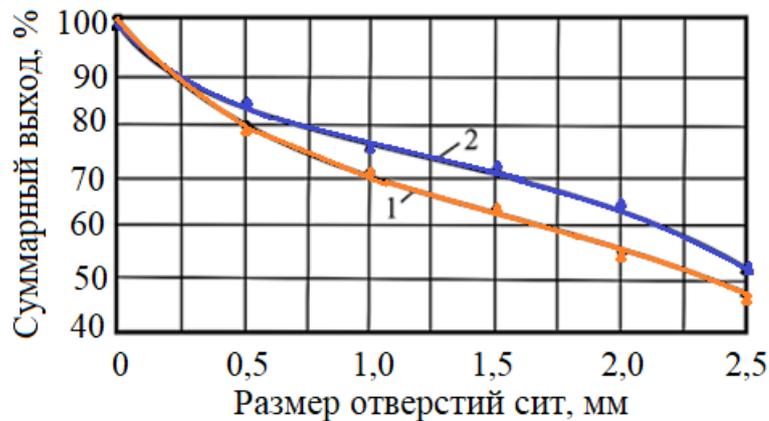
На рисунке 6.12 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от крупности исходного материала. Постоянные параметры: $n=16,7 \text{ с}^{-1}$ (1000 об/мин); $\delta=3,5 \text{ мм}$; $D=75 \text{ мм}$.



1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.12 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от крупности исходного материала

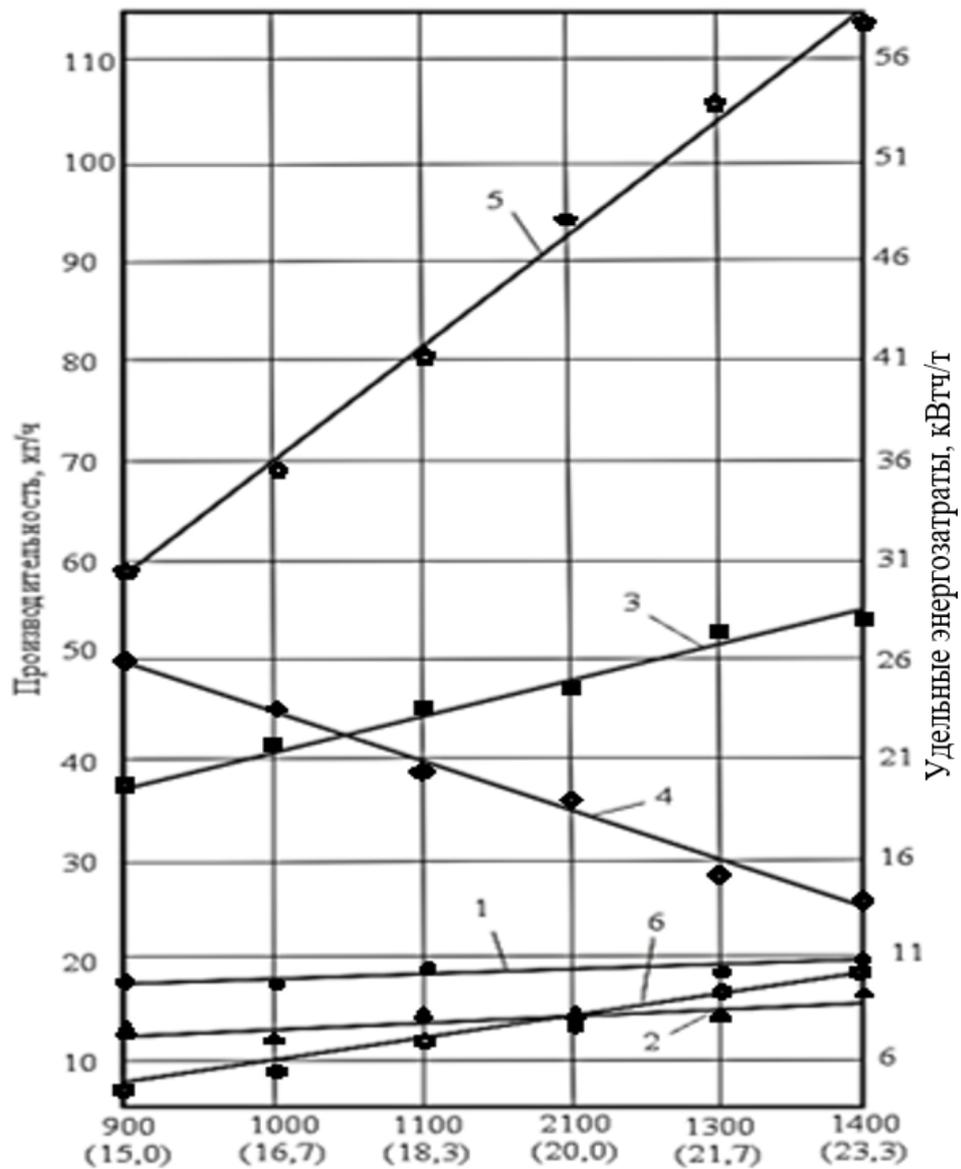
Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте приведены на рисунке 6.13.



1 — крупность исходного материала 0–5 мм; 2 — крупность исходного материала 5–13 мм

Рисунок 6.13 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

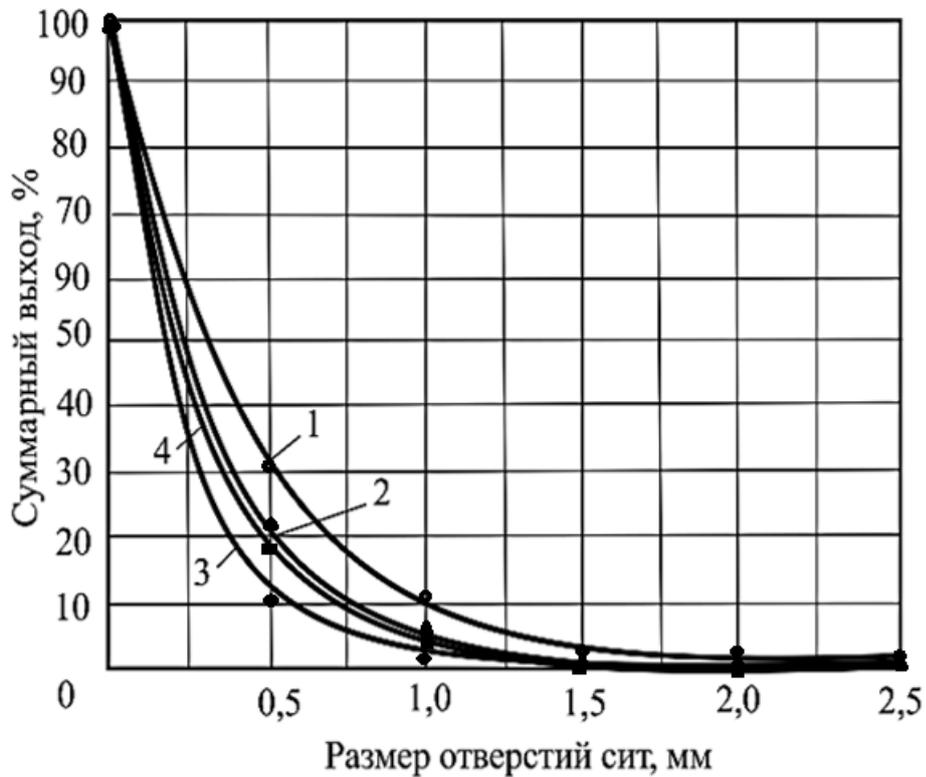
Проводилось исследование влияния формы отверстия в рабочих органах на производительность, энергозатраты и гранулометрическую характеристику готового продукта. На рисунке 6.14 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от формы отверстия в рабочих органах. Постоянные параметры: $\delta=0,5$ мм; фракция исходного продукта 13–5 мм.



- 1 — производительность при треугольной форме; 2 — удельные энергозатраты при треугольной форме; 3 — производительность при промежуточной форме; 4 — удельные энергозатраты при промежуточной форме; 5 — производительность при лепестковой форме; 6 — удельные энергозатраты при лепестковой форме

Рисунок 6.14 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов с различной формой вырезов

Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте приведены на рисунке 6.15.



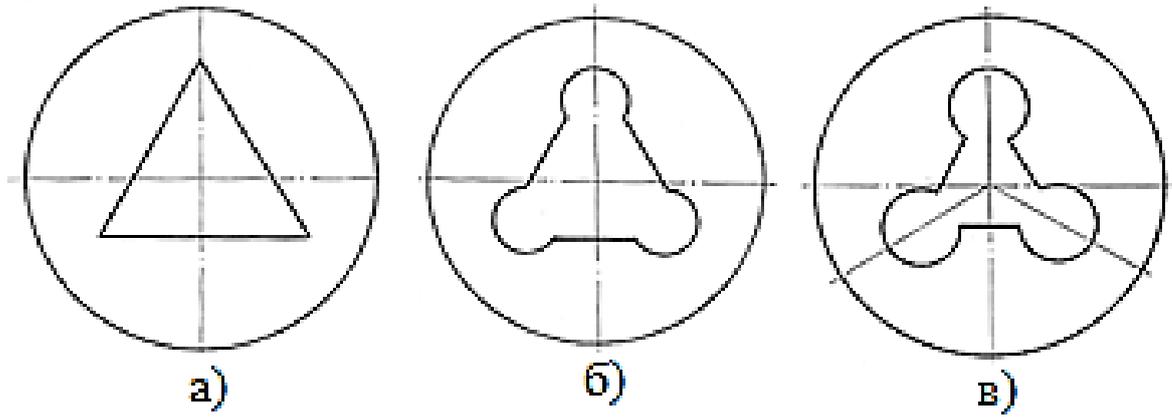
1 — треугольная форма при $n=1400$ об/мин ($23,3 \text{ с}^{-1}$); 2 — треугольная форма при $n=900$ об/мин ($15,0 \text{ с}^{-1}$); 3 — промежуточная форма при $n=900$ об/мин ($15,0 \text{ с}^{-1}$); 4 — промежуточная форма при $n=1400$ об/мин ($23,3 \text{ с}^{-1}$)

Рисунок 6.15 — Суммарная характеристика крупности

На рисунке 6.16а показан рабочий орган с отверстием треугольной формы, на рисунке 6.16б — промежуточной формы, на рисунке 6.16в — формы лепестка.

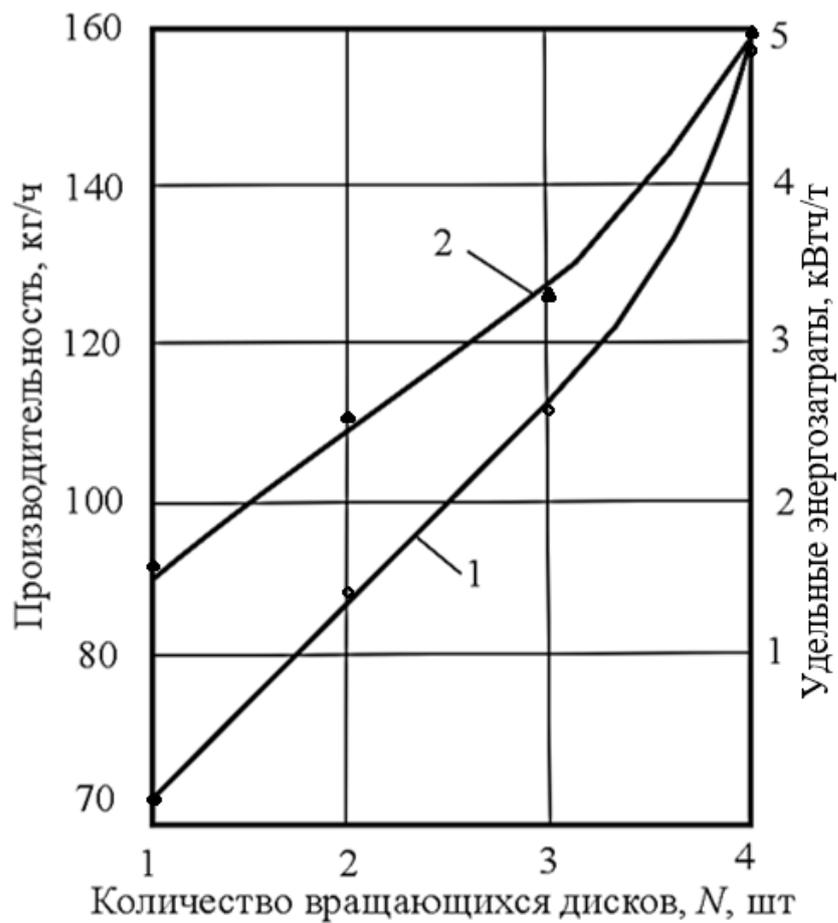
Проводилось исследование влияния количества вращающихся дисков на производительность, энергозатраты и гранулометрическую характеристику готового продукта.

На рисунке 6.17 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от количества вращающихся дисков. Постоянные параметры: $n=1000$ об/мин; $\delta=2$ мм; $D=100$ мм, фракция исходного продукта 20–13 мм.



а) треугольной формы; б) промежуточной формы; в) лепестковой формы

Рисунок 6.16 — Разновидности конфигурации рабочих органов

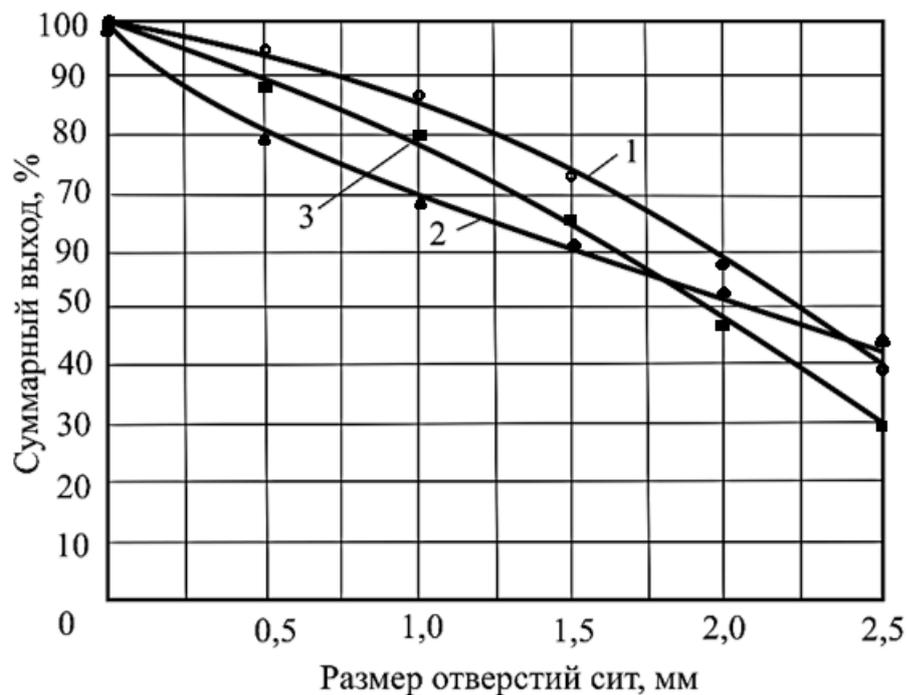


1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.17 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от количества вращающихся рабочих органов

Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте приведены на рисунке 6.18.

Проводилось исследование влияния размера щели на производительность машины и энергозатраты. На рисунке 6.19 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от величины разгрузочной щели. Постоянные параметры: $n=16,7 \text{ с}^{-1}$ (1000 об/мин); фракция исходного продукта 13–5 мм; $D=75 \text{ мм}$.

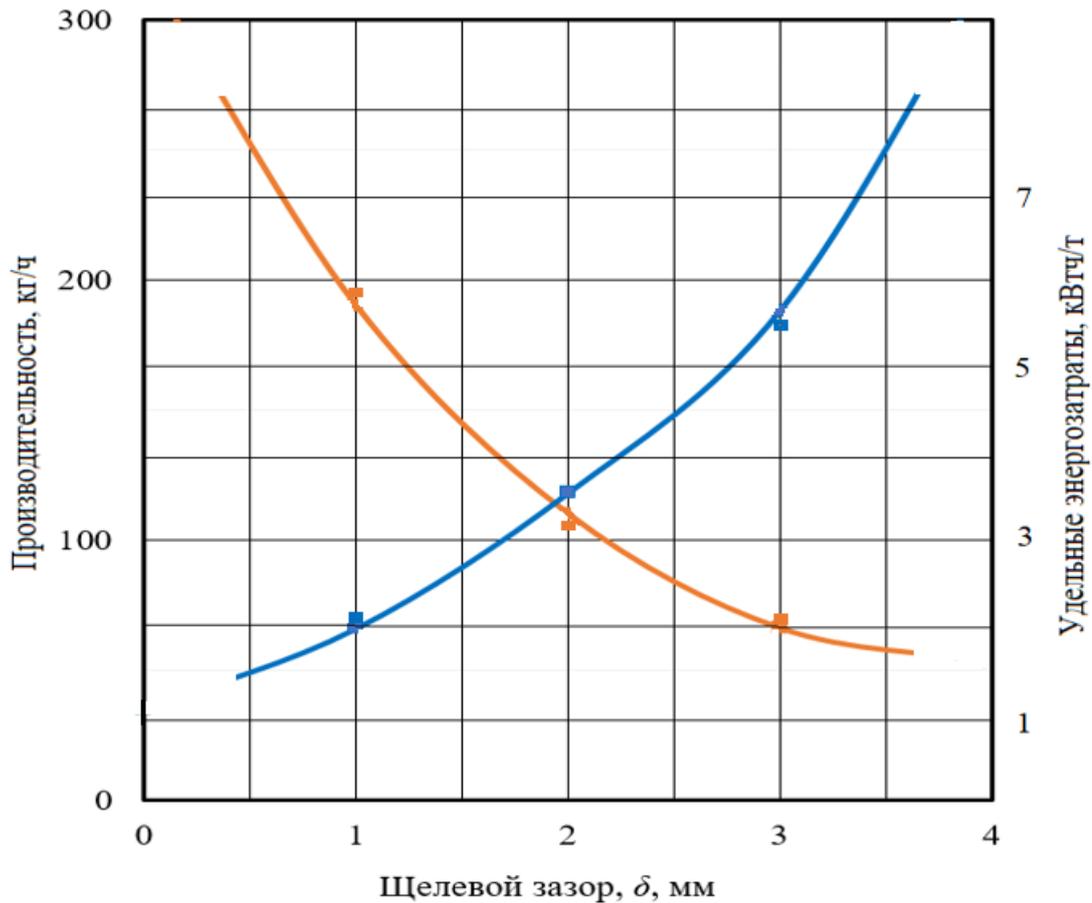


1 — при вращении 4-х дисков; 2 — при вращении 2-х дисков; 3 — при вращении одного диска

Рисунок 6.18 — Суммарная характеристика крупности готового продукта

Проводилось исследование влияния формы отверстия в рабочих органах на производительность, энергозатраты и гранулометрическую характеристику готового продукта. В процессе изучения влияния частоты вращения рабочих органов установлено, что с увеличением частоты вращения производительность машины и удельные энергозатраты растут.

В процессе анализа результатов влияния формы внутреннего проёма рабочего органа установлено, что переход формы от треугольника к форме с круглыми карманами (лепесток) оказывает существенное влияние.



1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

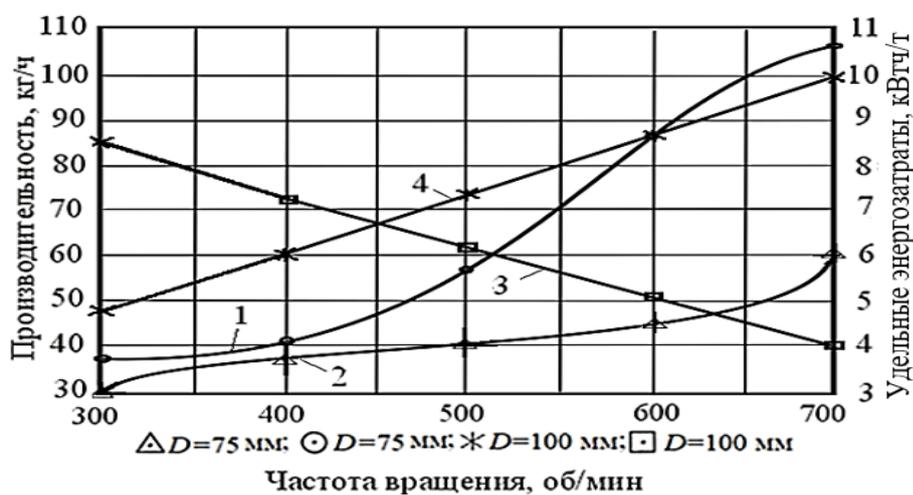
Рисунок 6.19 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от размера щели между дисками

При одинаковой величине описной окружности производительность изменялась при $n=15 \text{ с}^{-1}$ (900 об/мин) от 18 до 60 кг/ч, а при частоте $n=23,3 \text{ с}^{-1}$ (1400 об/мин) отличие было существенным от 20 до 120 кг/ч. Таким образом, можно предположить, что роль динамического сжатия массы материала незначительна, большее влияние оказывает излом и рубящие действия кромки рабочего органа.

Количество вращающихся рабочих органов оказывают самую существенную роль на производительность, которая растёт в прямой пропорции до трёх рабочих органов, а увеличение рабочих органов до четырёх показывает нарушение пропорциональности влияния. Возможно, добавка ещё одного диска окажет благоприятное дополнительное воздействие.

Размер щели является основным геометрическим параметром, определяющим крупность готового продукта. При увеличении размера щели производительность машины увеличивается, а удельные энергозатраты снижаются. Результаты испытаний показывают, что все характеристики крупности для одного размера щели очень близки и обнаруживают слабую зависимость от других параметров. Так, наблюдается незначительное увеличение материала с увеличением крупности питания. Характерным для готового продукта является наличие до 10% частиц, превышающих размер щели. С увеличением крупности питания производительность падает, а удельные энергозатраты возрастают. Это согласуется с предположением, что при крупности питания, соизмеримой с величиной щели, энергия расходуется в основном на перемещение и динамика процесса направлена на выпуск материала из щели. Производительность изменяется от 100 до 400 кг/ч. Т.е. щель не является ограничивающим производительность параметром.

Проводилось изучение влияния частоты вращения рабочих органов и размеров рабочей камеры (размер D рабочих органов устанавливался равным 75 мм и 100 мм) на производительность и удельные энергозатраты. Исходный материал щебень, произведённый из песчаника Бугаёвского карьера Перевальского района. На рисунке 6.20 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов.



1 — $\mathcal{E}=f(n)$; 2 — $Q=f(n)$; 3 — $\mathcal{E}=f(n)$; 4 — $Q=f(n)$; $\delta=0,5$ мм; фракция 5–13 мм

Рисунок 6.20 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов

При этом фракция исходного продукта равна 5–13 мм. Величины разгрузочных щелей (кольцевой зазор) составлял 0,5 мм, при разных значениях частоты вращения рабочих органов.

Суммарные характеристики крупности готового продукта приведена на рисунках 6.21 и 6.22. В поясняющих надписях приведены параметры экспериментов.

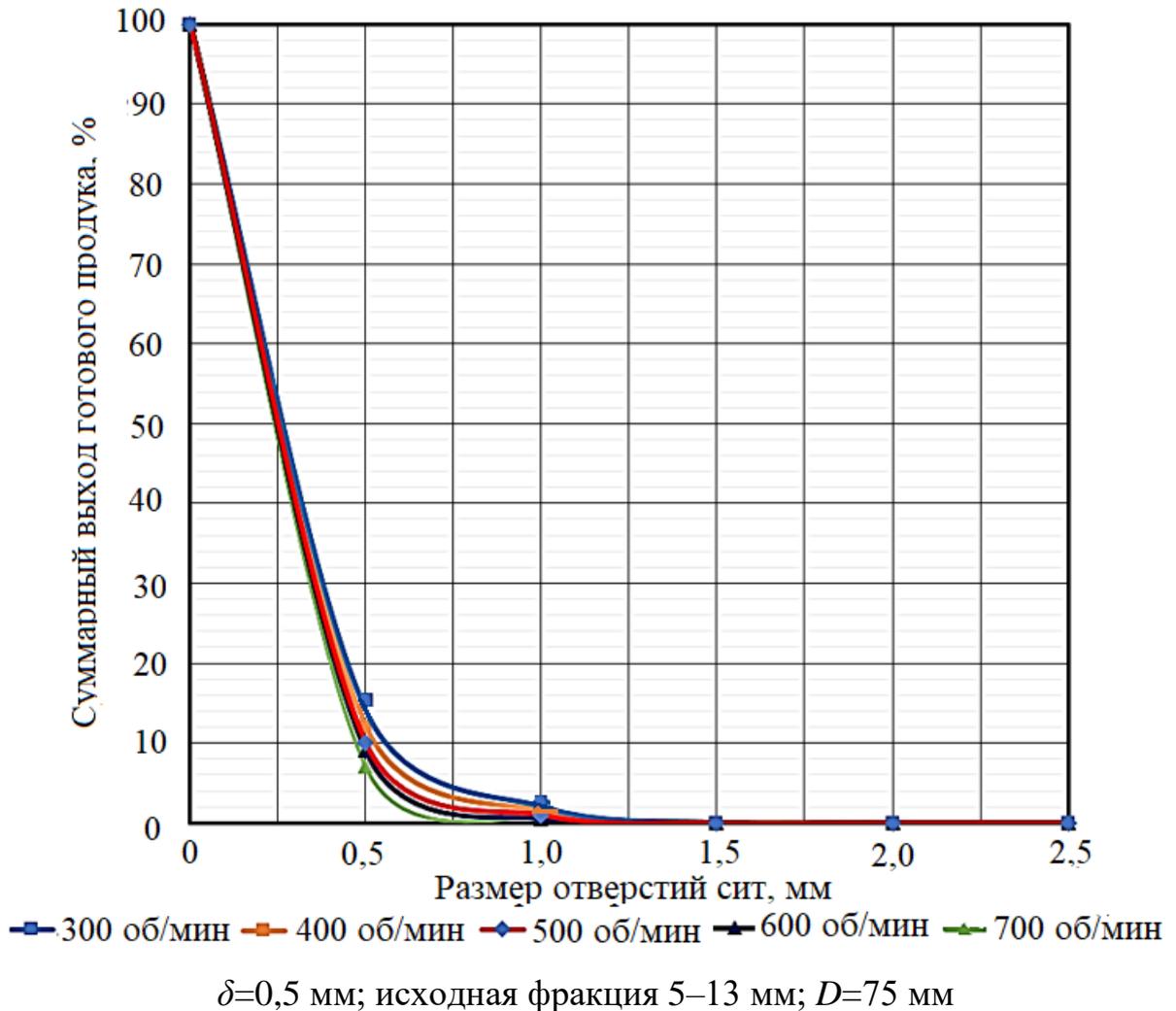
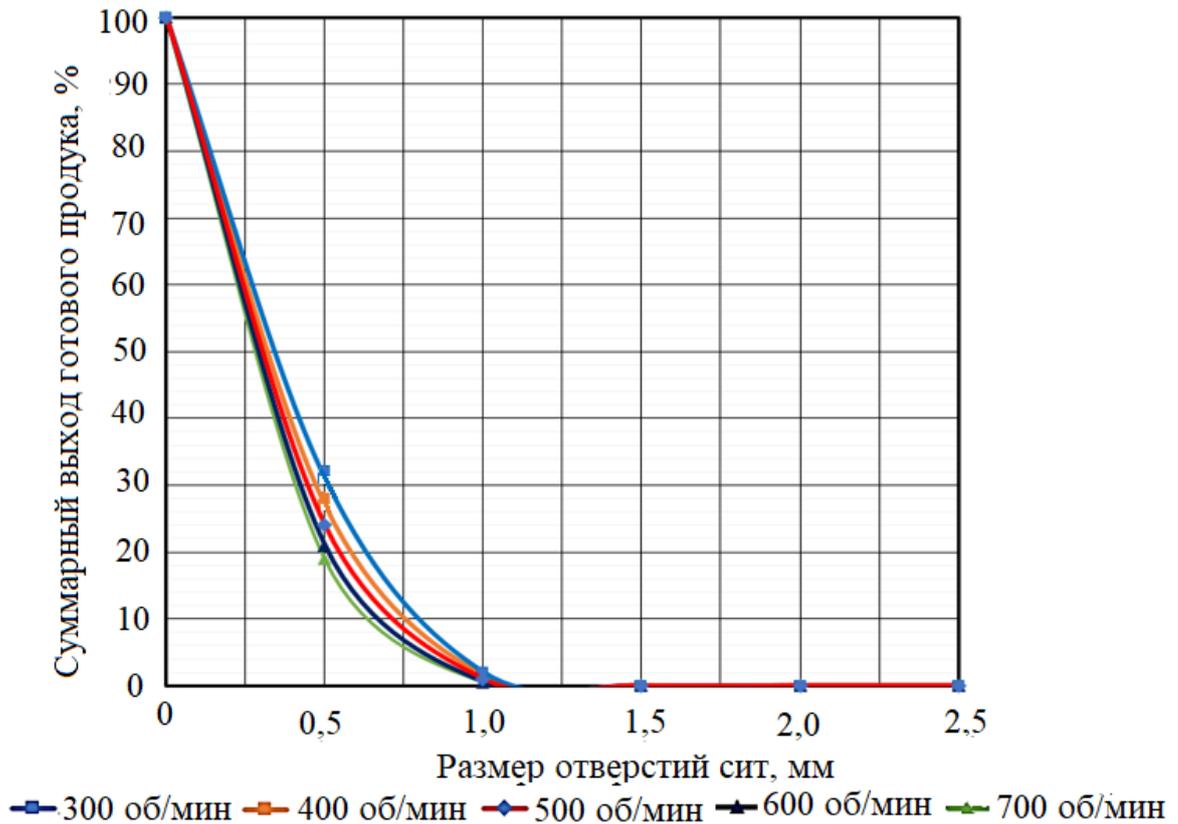


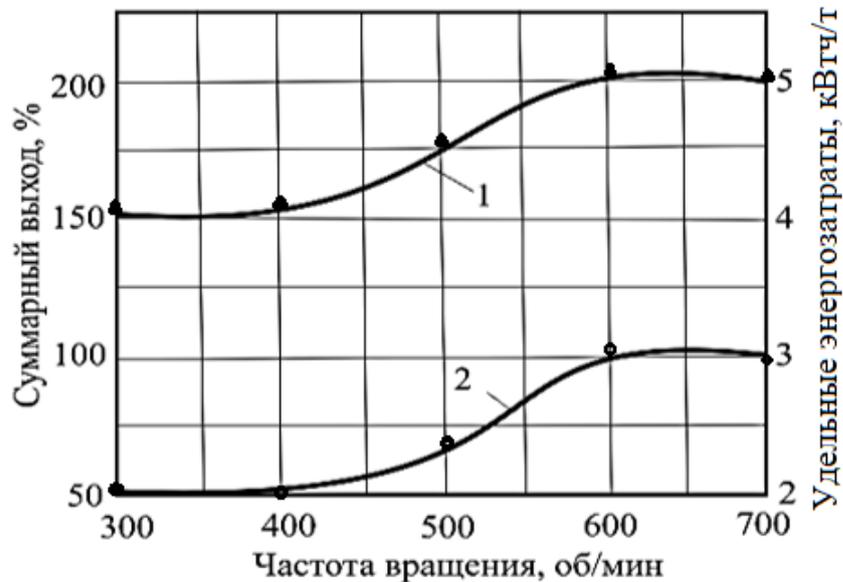
Рисунок 6.21 — Суммарная характеристика крупности материала

На рисунке 6.23 приведены результаты эксперимента по изучению влияния частоты вращения рабочих органов на производительность и удельные энергозатраты. Постоянные параметры $D=100$ мм, $\delta=2$ мм; фракция исходного материала 13–20 мм. Частота вращения рабочих органов устанавливалась равной 300, 400, 500, 600, 700 об/мин.



$\delta=0,5$ мм; исходная фракция 5–13 мм; $D=100$ мм

Рисунок 6.22 — Суммарная характеристика крупности материала



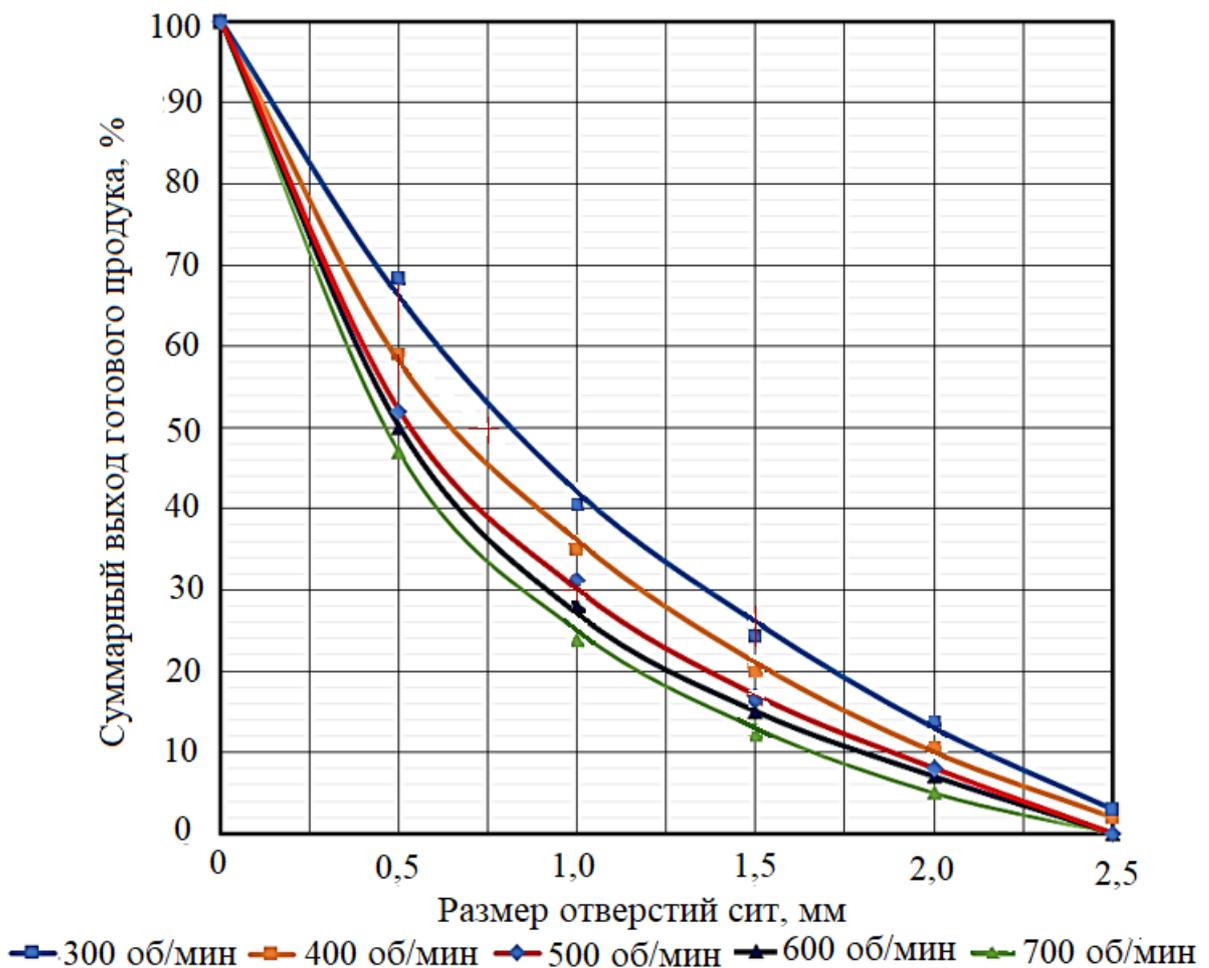
$\delta=2,0$ мм; исходная фракция 13–20 мм; $D=100$ мм

1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.23 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов

Суммарная характеристика крупности готового продукта при этом эксперименте приведена на рисунке 6.24. В поясняющих надписях приведены параметры экспериментов.

Анализ характеристик крупности продукта показывает, что модель многощелевой ДИМ обеспечивает во всём диапазоне исследуемых параметров устойчивые характеристики крупности с большим содержанием мелких фракций. При этом наблюдается часть материала крупнее величины щели, причём с увеличением размера щели эта часть возрастает. С увеличением частоты вращения рабочих органов наблюдается слабое увеличение содержания мелких фракций. С увеличением размера исходного материала характеристики крупности продукта меняются незначительно.

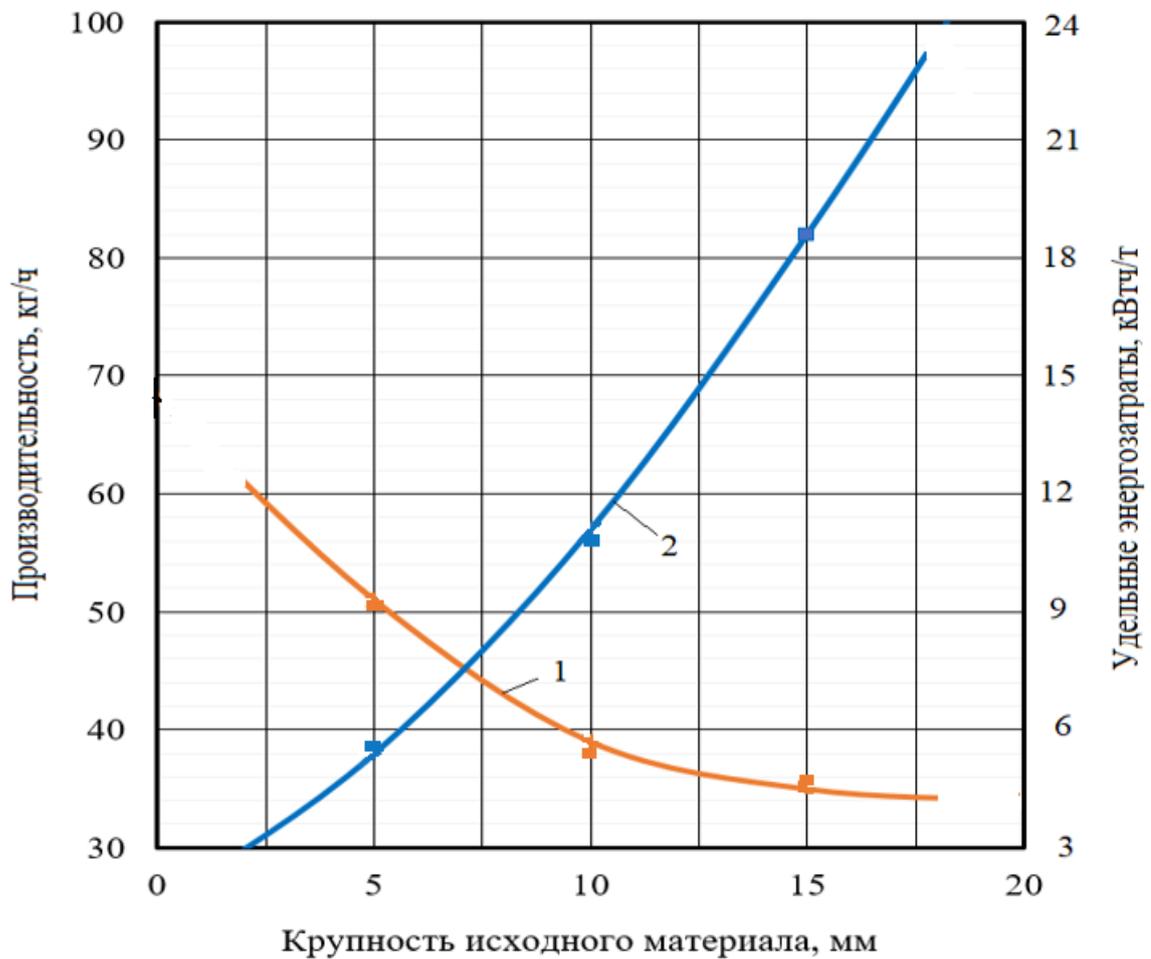


$\delta=2,0$ мм; исходная фракция 13–20 мм; $D=100$ мм

Рисунок 6.24 — Суммарная характеристика крупности материала

Проводилось исследование влияния крупности исходного материала на производительность, энергозатраты и гранулометрические характеристики готового продукта. На рисунке 6.25 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от крупности исходного материала.

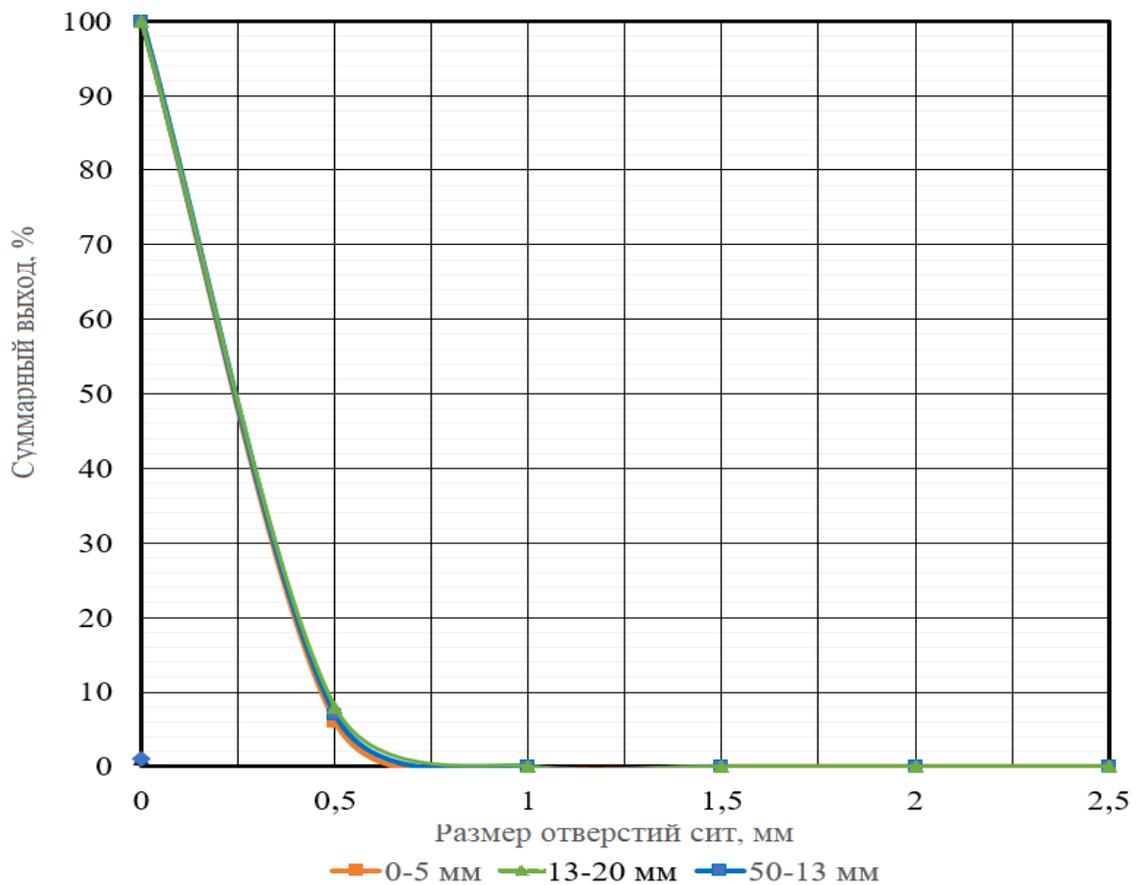
Постоянные параметры $n=500$ об/мин; $\delta=0,5$ мм; $D=75$ мм. Фракция исходного материала: 13–20 мм; 5–13 мм; 0–5 мм. Суммарная характеристика крупности готового продукта «по плюсу» при этом эксперименте приведена на рисунке 6.26.



$$\delta=0,5 \text{ мм}; D=75 \text{ мм}; n=500 \text{ об/мин}$$

1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.25 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов



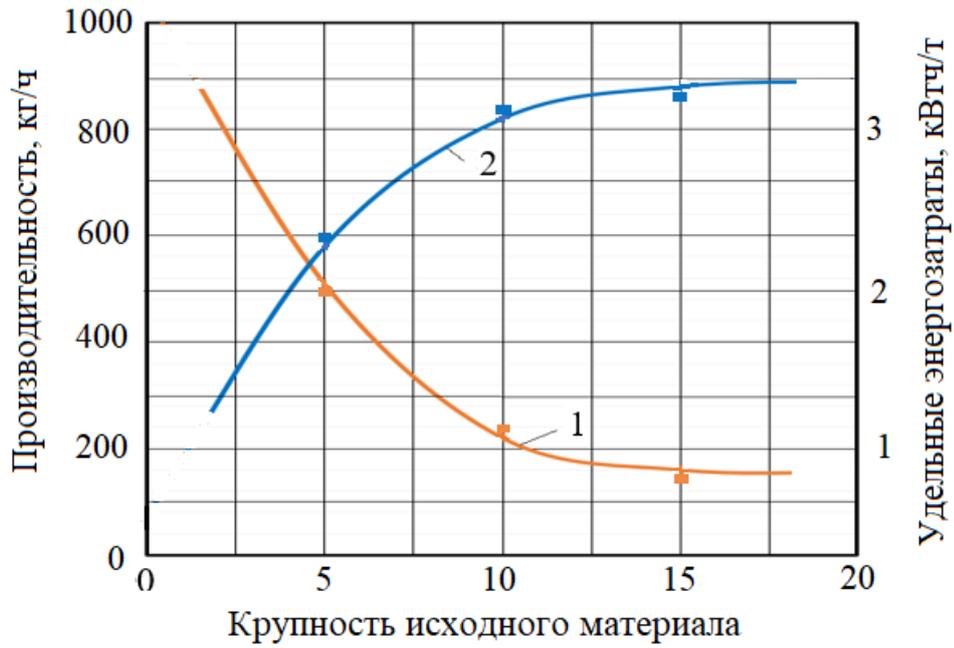
$\delta=0,5$ мм; $n=500$ об/мин; $D=75$ мм

Рисунок 6.26 — Суммарная характеристика крупности материала

На рисунке 6.27 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от крупности исходного материала. Постоянные параметры: $n=500$ об/мин; $\delta=2$ мм; $D=100$ мм. Фракция исходного материала: 13–20 мм; 5–13 мм; 0–5 мм.

С возрастанием крупности исходного материала и уменьшением размера щелей энергоёмкость процесса увеличивается. Влияние частоты вращения рабочих органов на энергоёмкость процесса неоднозначна.

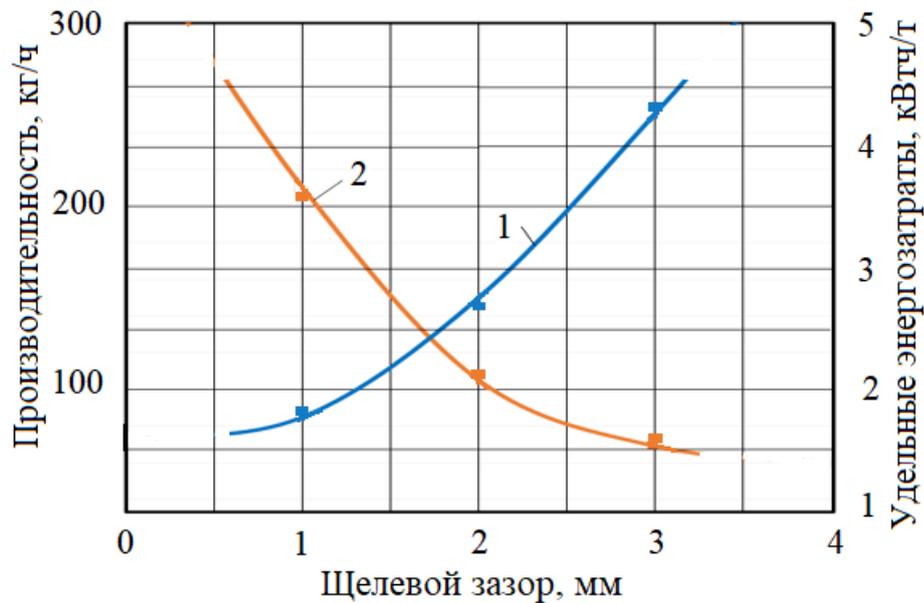
Проводилось исследование влияния разгрузочной щели на производительность, энергозатраты и гранулометрические характеристики готового продукта. На рисунке 6.28 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от величины разгрузочных щелей при постоянных параметрах: $D=100$ мм; фракция исходного материала: 13–20 мм; $n=400$ об/мин.



$\delta=2,0$ мм; $D=100$ мм; $n=500$ об/мин

1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.27 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов



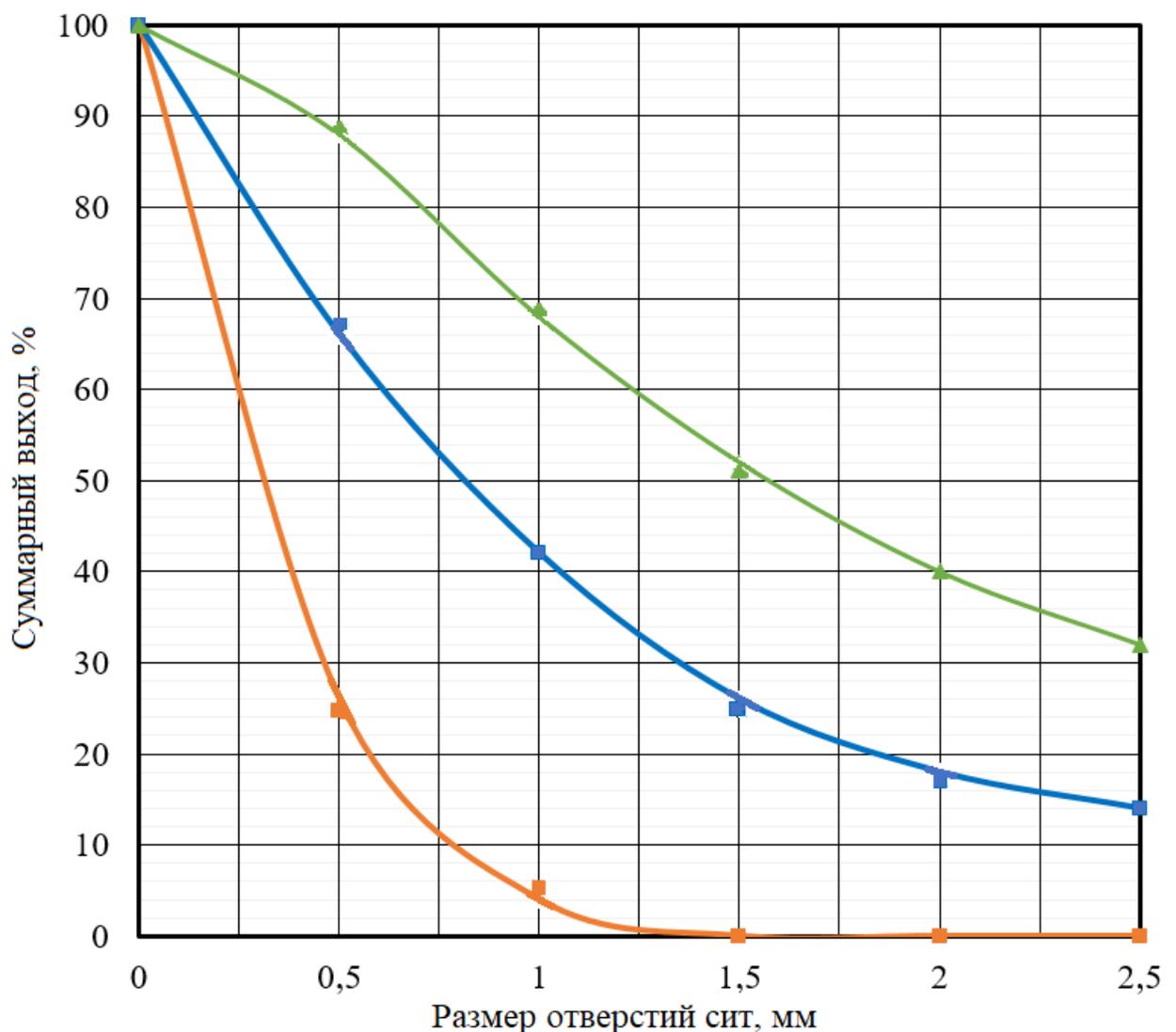
1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

фракция 13–20 мм; $D=100$ мм; $n=400$ об/мин

Рисунок 6.28 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов

Процесс динамического самоизмельчения обеспечивает высокую производительность, достигающую на исследуемой модели 200–300 кг/ч при объеме рабочей камеры $1,2 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ с устойчивыми характеристиками крупности продукта. Кратность помола может достигать 40. Удельные энергозатраты процесса для основных режимов работы составляла 3–10 кВтч/т.

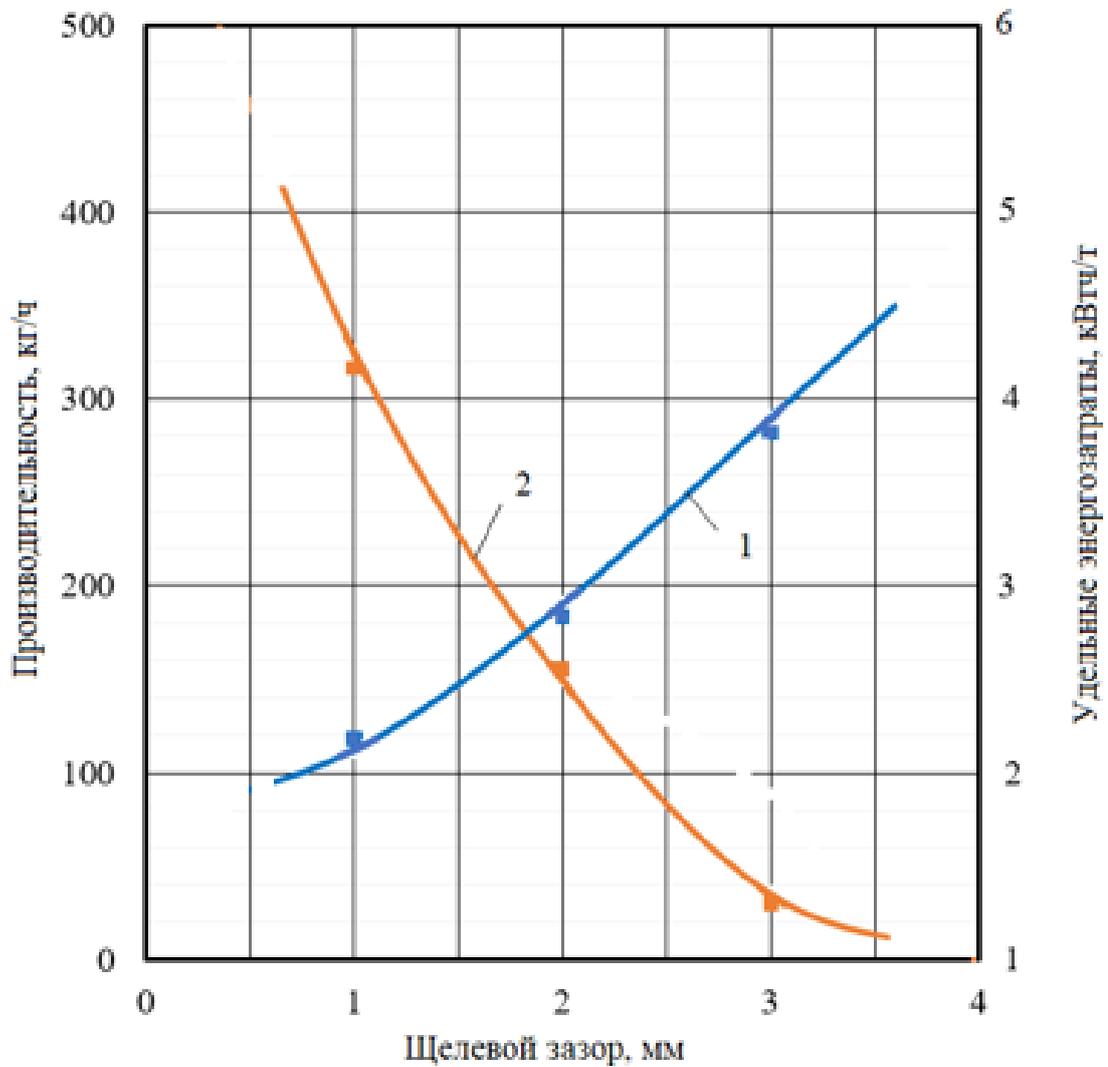
Суммарные характеристики крупности готового продукта при этом эксперименте приведена на рисунках 6.29. В поясняющих надписях приведены параметры экспериментов.



$n=400$ об/мин; исходная фракция 13–20 мм; $D=100$ мм

Рисунок 6.29 — Суммарная характеристика крупности материала

На рисунке 6.30 приведены зависимости производительности и удельных энергозатрат от размера разгрузочных щелей при постоянных параметрах: $D=100$ мм; $n=700$ об/мин; фракция исходного материала 13–20 мм.



Исходная фракция 13–20 мм; $D=100$ мм; $n=700$ об/мин

1 — производительность; 2 — удельные энергозатраты

Рисунок 6.30 — Зависимости производительности и удельных энергозатрат от частоты вращения рабочих органов

Производительность модели ДИМ в исследуемом диапазоне скоростей рабочих органов устойчиво возрастает при увеличении скорости. При увеличении круп-

ности исходного материала производительность уменьшается. С увеличением размера щели производительность увеличивается близко к прямой пропорциональной зависимости. При увеличении объёма рабочей камеры производительность возрастает, причём более существенный рост наблюдается с увеличением рабочих скоростей.

Результаты исследовательских испытаний показывают, что однощелевая ДИМ (п. 6.1) уступает многощелевой по производительности, но имеет лучшие показатели по энергозатратам.

В пределах количества разгрузочных щелей в три-четыре производительность растёт пропорционально. Однако фактическая реализация привода соответствующих пяти рабочих органов вызывает значительные технические трудности, связанные со сложностью и трудоёмкостью процесса сборки-разборки при обслуживании и замене рабочих органов.

Проведенные исследовательские испытания модели многощелевой ДИМ показали, что исследуемый диапазон параметров желательно расширить с целью поиска оптимальных характеристик процесса.

Выводы по разделу 6

1. Установлено, что влияние частоты вращения рабочих органов на производительность и энергозатраты однощелевой ДИМ повышается с увеличением частоты вращения рабочих органов, причём эта зависимость не прямо-пропорциональная. Наблюдалось увеличение производительности от 50 кг/ч при $n=5 \text{ с}^{-1}$ (300 об/мин) до 70 кг/ч при $n=8,3 \text{ с}^{-1}$ (500 об/мин). До 10% частиц в готовом продукте имеют размер, превышающий размер щели. Однощелевые ДИМ с фасонным проёмом рабочих органов могут обеспечить коэффициент сокращения размера частиц от единицы до 100 и более, и по технологическим показателям могут быть отнесены к машинам высокой универсальности. Характерной особенностью машин данного типа является невозможность её запуска «под завалом» при остановке с материалом.

2. Доказано, что в диапазоне исследуемых режимов однощелевой машины при величине щели 3,5 мм удельные энергозатраты составляют ориентировочно 3–5 кВтч/т, при величине щели 1,0 мм удельные энергозатраты составляют 8–10 кВтч/т. Основопологающим параметром, определяющим крупность готового продукта, является размер щели. При этом в готовом продукте составляют частицы до 10% крупнее размера щели. Частота вращения, абсолютный размер проёма рабочих органов и крупность исходного материала оказывают незначительное влияние на качество готового продукта. Поэтому получение тонкоизмельчённых продуктов в крупных машинах при большой производительности является труднодостижимой задачей в связи с трудностью выдерживания малых размеров щели (1–2 мм) и износом рабочих органов в процессе работы, приводящим к увеличению размера щели.

3. Выявлено, что частота вращения определяет прямую зависимость производительности и энергозатрат на измельчение. Поэтому при назначении скорости вращения основным фактором рекомендуется принимать линейную скорость на периферии рабочего органа при контроле затрат энергии с целью сохранения его оптимальной величины. Между производительностью ДИМ и потребляемой мощностью рабочих органов не существует линейной корреляционной связи. Это указывает на существование оптимальных режимов относительно потребляемой мощности, а, следовательно, и относительно энергозатрат.

4. По результатам многофакторных экспериментов установлено, что часть коэффициентов уравнений регрессий незначимы, поэтому число факторов для дальнейших оптимальных экспериментальных исследований можно сократить до 6–8. Математическая модель характеризуется существенной нелинейностью, что свидетельствует о сложности изучаемого процесса, следовательно, необходимы дальнейшие многофакторные эксперименты с целью получения нелинейных уравнений регрессии.

5. Обнаружено, что характер влияния модуля упругости на энергозатраты указывает, что измельчение хрупких материалов на исследуемых ДИМ более вы-

годно с точки зрения экономии. Наличие в исходном материале кусков малого гранулометрического состава приводит к повышению энергозатрат. Следовательно, стремление к увеличению степени измельчения материала требует повышения энергозатрат, а это значит, что на исследуемых типах машин сильное измельчение материала экономически невыгодно.

6. Установлено, что производительность модели многоцелевой ДИМ в исследуемом диапазоне скоростей рабочих органов устойчиво возрастает при возрастании скорости. При увеличении крупности исходного материала производительность уменьшается. С увеличением размера щели производительность увеличивается близко к прямой пропорциональной зависимости. При увеличении объёма рабочей камеры производительность возрастает, причём более существенный рост наблюдается с увеличением рабочих скоростей. С возрастанием крупности исходного материала и уменьшением размера щелей энергозатраты процесса увеличиваются. Влияние частоты вращения рабочих органов на энергозатраты процесса неоднозначна.

7. Установлено, что процесс комбинированного разрушения материалов обеспечивает высокую производительность, достигающую на исследуемой модели 200–300 кг/ч при объёме рабочей камеры $1,2 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ с устойчивыми характеристиками крупности продукта. Кратность помола может достигать 40. Удельные энергозатраты процесса для основных режимов работы составляла 3–10 кВтч/т.

7 ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ДИМ

Для проведения различных ремонтов и своевременного обслуживания металлургических агрегатов на Филиале №1 Южного горно-металлургического комплекса «Алчевский металлургический комбинат» ежегодно требуется около 28000 тонн огнеупорных магнезитовых, хромомagneзитовых и шамотных порошков.

Различные цеха, как основные потребители огнеупорных порошков нуждаются в порошках магнезитовой группы в количестве от 15000 до 16000 тонн в год, которые необходимы для текущих ремонтов (торкретирования) и капитальных ремонтов печей, закрытия шлаковых и чугунных лётков и т.д.

В текущем производстве на предприятии накапливается около 30000 тонн огнеупорного лома, из которого около 1/3 подвергается повторному использованию и утилизации, а 2/3 некондиционного огнеупорного лома, составляющих от 18000 до 20000 тонн в год может подвергаться помолу на порошки. Недостаток огнеупорных порошков при норме 10 кг на тонну стали составляет около 50 %.

Для поиска рациональных решений по измельчению материалов были созданы экспериментальная модель, а также опытный и промышленный образец ДИМ дискового типа, комбинирующих усилий среза на этапе дробления с последующим истиранием на стадии измельчения. Исследовались машины с разными диаметрами рабочих органов, указанных после аббревиатуры ДИМ в миллиметрах.

В здании бывшего мартеновского цеха в производственных условиях исследовались ДИМ–250, ДИМ–1800 и ДИМ–2250 с характеристиками, представленными в приложении Г.9 на различных материалах, что отражено ниже.

7.1 Исследования экспериментального образца ДИМ-250

Для организации поискового эксперимента по изучению возможности получения мелких фракций был разработан и создан экспериментальный образец режуще-истирательной ДИМ (рис. 7.1) в виде лабораторной модели с характеристиками, представленными в приложении В.9 (табл. Г.9.1).

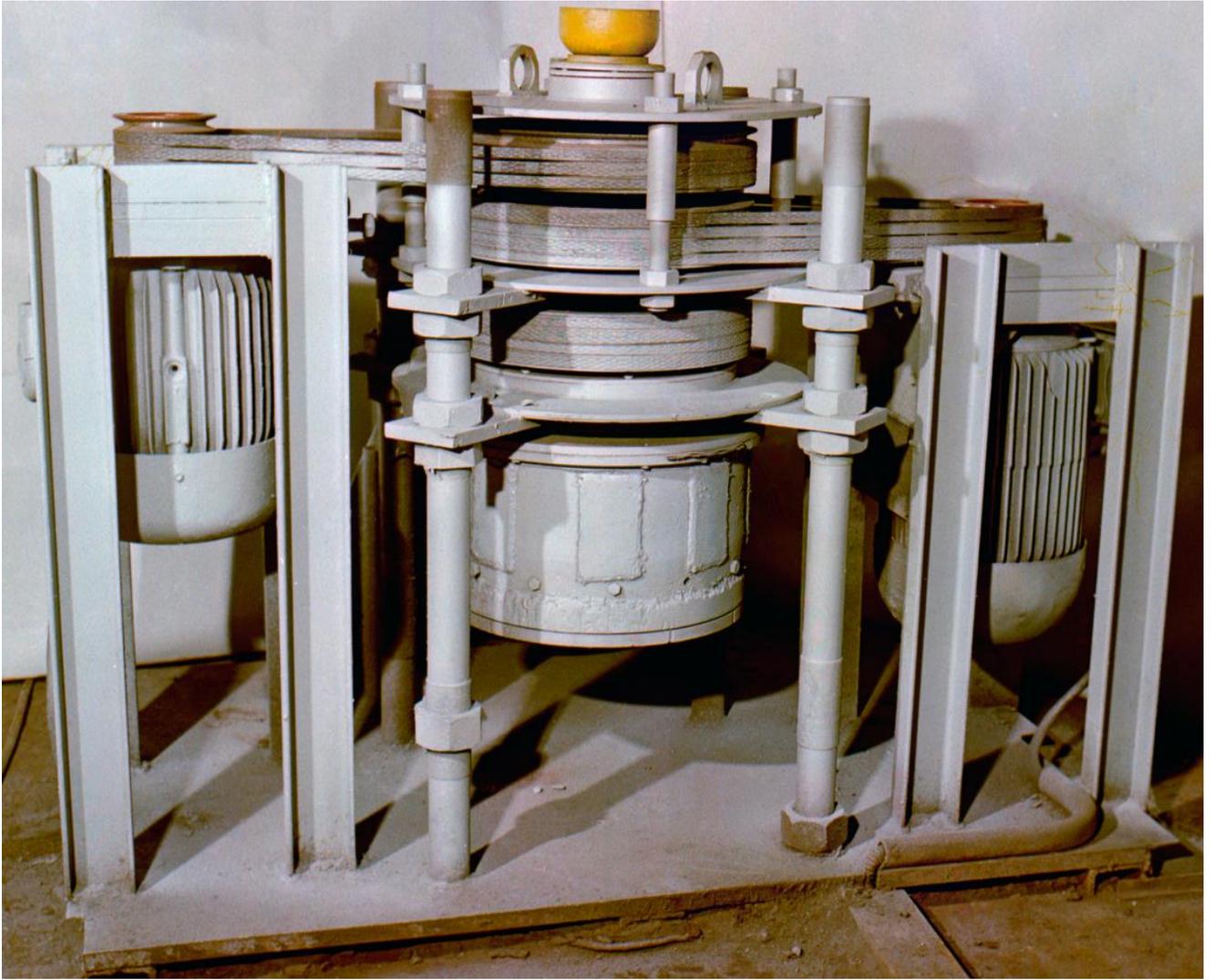


Рисунок 7.1 — Экспериментальный образец ДИМ–250

В качестве исследуемых материалов выбирались наиболее распространённое сырьё в металлургической промышленности черных металлов, а именно: известь, и железная руда, необходимые для технологического процесса производства агломерата, а также хромомagneзит.

Результаты помола различных материалов на ДИМ–250 показаны в таблице 7.1, при этом в связи с уменьшенными размерами рабочей камеры в качестве исходного материала применялись фракции в диапазоне от 15 до 25 мм (рис. 7.2). Гранулометрические характеристики измельчённых в процессе испытаний материалов приведены на рисунке 7.3.



Рисунок 7.2 — Исходная фракция хромомagneзитового кирпича

Таблица 7.1 — Результаты испытаний лабораторной мельницы ДИМ–250

Размер отверстий сит, мм	Остаток на сите, %	Удельные энергозатраты, кВтч/кг	Остаток на сите, %	Удельные энергозатраты, кВтч/кг	Остаток на сите, %	Удельные энергозатраты, кВтч/кг
1,250	0,0	0,034	0,0	0,55	0,0	0,34
1,000	6,9		1,5		10,2	
0,630	9,7		4,5		10,2	
0,200	30,0		25,0		34,0	
0,090	29,0		40,0		22,4	
0,063	12,0		16,0		8,3	
0,000	12,4		13,0		14,9	
Производительность, кг/ч	159,0	103,0	156,0			
	Хромомagneзит	Известняк	Руда железная			

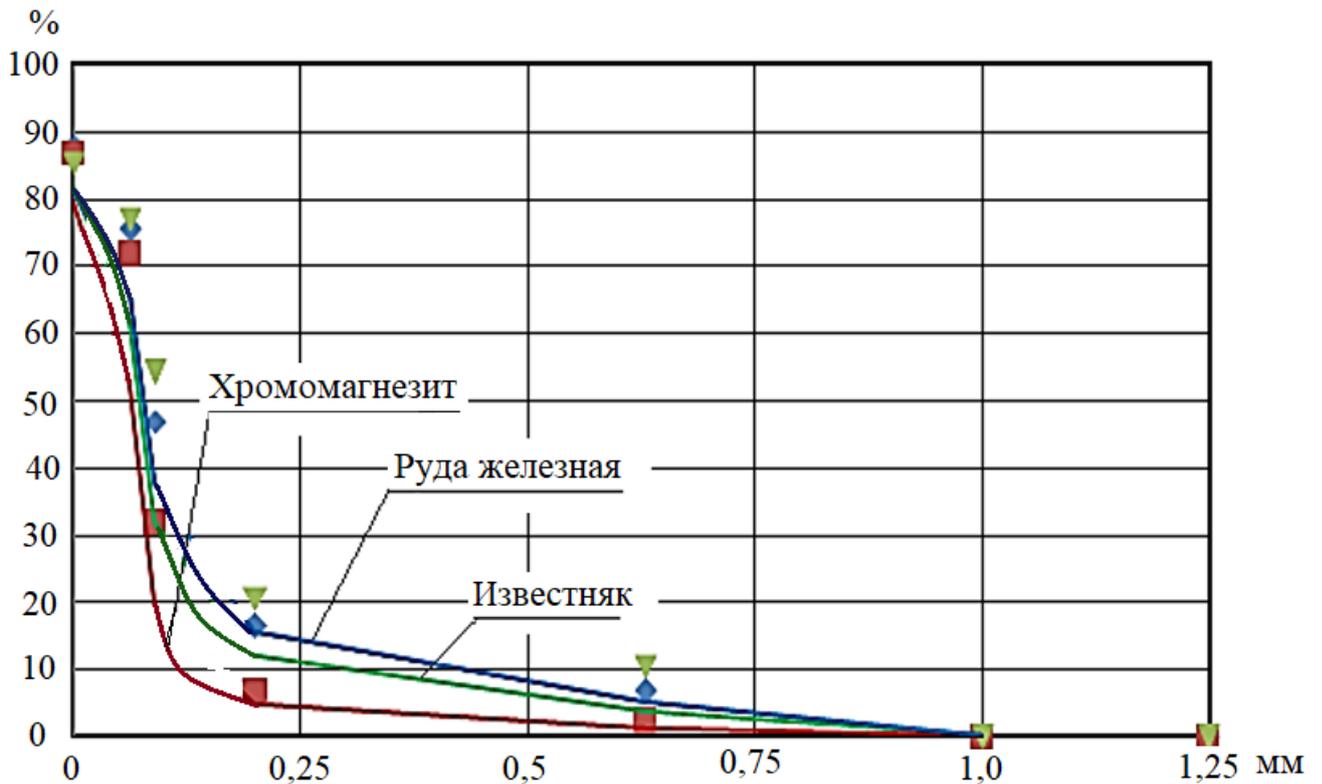


Рисунок 7.3 — Гранулометрические характеристики материалов

Химический состав полученного огнеупорного порошка представлен в таблице Г.9.6 приложения Г.9.

Продукты износа рабочих органов мельницы не оказывают существенного влияния на химический состав готового продукта, что говорит об их достаточной механической стойкости.

Экспериментальные исследования лабораторной мельницы ДИМ–250 показали, что ДИМ могут найти своё применение в различных отраслях хозяйственной деятельности, в том числе, в чёрной и цветной металлургии, огнеупорной и рудной промышленности, производстве строительных материалов и др. На этом основании было принято решение разработать техническую документацию и изготовить промышленный образец повышенной производительности (десятки т/ч) с возможностью обеспечения переработки образующихся отходов огнеупоров в одной установке, позволяющей отказаться от использования многономенклатурной техники в целях экономии средств и энергозатрат на производство крошки.

7.2 Испытания опытного образца ДИМ–1800

Для установления возможностей переработки сырья в реальном производстве был разработан и изготовлен опытный образец ДИМ–1800, отличающийся повышенными габаритами и мощностью двигателя, что было вызвано необходимостью организации измельчения огнеупорного сырья в виде боя и отходов шамотного и хромомagneзитового кирпича. Основные технические характеристики представлены в приложении Г.9 (таб. Г.9.2).

Испытания опытного образца ДИМ–1800 показали, что машина обладает такими параметрами:

производительность по лому шамотного кирпича — 5,6 т/ч;

удельные энергозатраты по лому шамотного кирпича — 5,0 кВтч/т;

производительность по лому хромомagneзитового кирпича — 7,8 т/ч;

удельные энергозатраты по лому хромомagneзитового кирпича 5,1 кВтч/т.

Фракционный состав полученного шамотного и хромомagneзитового порошка представлен в таблице 7.2, а нормируемые требования в таблице 7.3.

Таблица 7.2 — Фракционный состав порошков после ДИМ–1800

Номер сита	Шамотный порошок, %	Хромомagneзитовый порошок, %
6,0	—	—
5,0	100	100
3,15	99,5	99,9
2,5	97,2	98,9
1,25	82,6	79,4
0,5	71,6	65,7
0,315	52,5	49,6
0,25	44,8	45,4
0,09	17,0	9,4
0,05	4,6	8,7

Таблица 7.3 — Требования к крупности порошков

Номер сита	Шамотный порошок, %	Хромомагнетитовый порошок, %
8,0	не менее 100	не нормируется
6,0	не нормируется	не нормируется
3,0	70–80	100
2,0	не нормируется	не более 5
0,5	30–50	не менее 60
0,009	27–40	не нормируется

Таким образом при некоторой доработке машина способна использоваться при переработке отходов огнеупоров.

7.3 Производственные испытания промышленного образца ДИМ–2250

Основные технические характеристики промышленного образца представлены в приложении Г.9 (таб. Г.9.3), а копии основной чертежей в приложении Е.

Производственные испытания выявили способность промышленного образца ДИМ–2250 с диаметром рабочих дисков 2250 мм (рис. 7.4), изготовленных из стали 40 Г2 способны перерабатывать отходы огнеупорного кирпича (рис. 7.5), подаваемого из накопительной ёмкости (рис. 7.6) ленточным конвейером (рис. 7.7) шириной 650 мм в загрузочную горловину машины (рис. 7.8).

Рабочие органы машины показаны на рисунках 7.9 и 7.10.

В течение года ДИМ–2250 при односменной работе и обслуживании двумя операторами перерабатывает в порошки более 5000 тонн хромомагнетитового, магнетитового и шамотного лома при степени измельчения, достигающей 60. За это время было заменено два комплекта рабочих дисков.

В качестве исходного сырья использовались железная руда, известняк и хромомагнетит крупностью 130–460 мм. Гранулометрический состав готового продукта и удельные энергозатраты при их измельчении показаны в таблице 7.4.

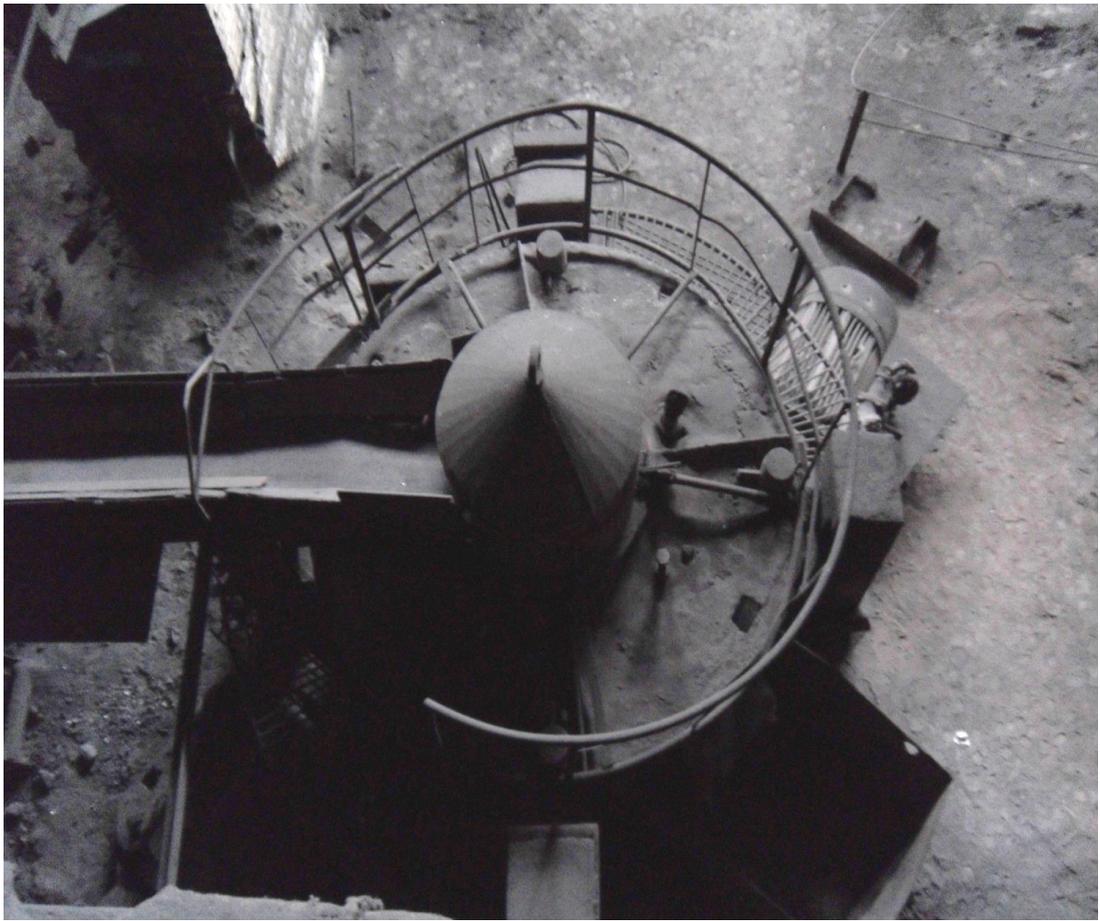


Рисунок 7.4 — Вид сверху на ДИМ-2250



Рисунок 7.5 — Бой огнеупорного кирпича



Рисунок 7.6 — Накопительный бункер



Рисунок 7.7 — Ленточный конвейер



Рисунок 7.8 — ДИМ-2250



Рисунок 7.9 — Вид на рабочие органы ДИМ-2250



Рисунок 7.10 — Верхний диск машины ДИМ–2250

В виде рабочих органов выступают два фигурных диска, один из которых имеет возможность вращения, а второй возможность перемещения в вертикальной плоскости, тем самым обеспечивая регулирование необходимого зазора для обеспечения требуемой крупности готового продукта. Диспергирование материала при этом осуществляется в вертикальной (путём среза) и горизонтальной плоскостях (путём истирания).

Дозированная непрерывная загрузка машины обеспечивает её устойчивую работоспособность при стабильном выходе фракций измельчённого материала, а также возможность запуска «под завалом» и повторного запуска при непредвиденных остановках.

В соответствии с экспериментальными исследованиями и лабораторному анализу полученных проб готового продукта полученные при переработке отходов

производства с помощью ДИМ–2250 порошки, соответствуют нормативным требованиям (прил. Г.9, табл. Г.9.4) и могут применяться во всех технологических операциях.

Гранулометрический состав готового продукта различных материалов приведен на рисунке 7.11.

Таблица 7.4 — Результаты испытаний промышленного образца ДИМ–2250

Размер отверстий сит, мм	Руда железная		Известняк		Хромомагnezит	
	Остаток на сите, %	Удельные энерго- затраты, кВтч/т	Оста- ток	Удельные энерго- затраты, кВтч/т	Оста- ток	Удельные энерго- затраты, кВтч/т
6,0	8,1	7,0	6,3	9,1	6,7	8,7
3,15	0		14,6		11,2	
3,0	28,0		0		3,1	
2,5	10,3		5,7		7,2	
1,25	1,4		11,7		2,6	
1,0	19,5		3,1		4,3	
0,63	1,2		5,5		0	
0,5	1,8		0		26,3	
0,315	3,6		0		17,2	
0,1	13,8		46,3		12,3	
0,063	11,9		6,8		9,1	
Производитель- ность, кг/ч	159,0		103,0		156,0	

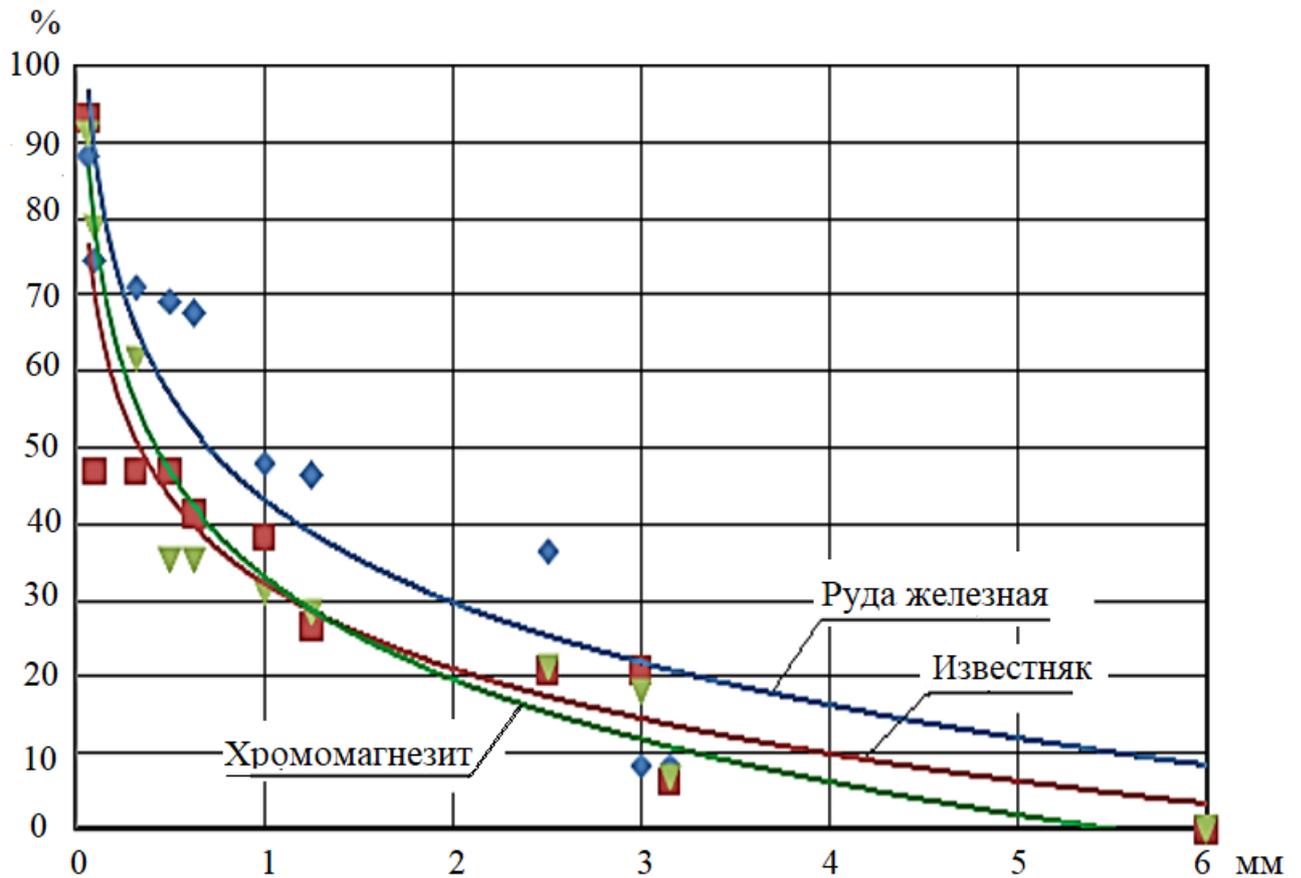


Рисунок 7.11 — Гранулометрический состав готового продукта

Аппроксимирующие уравнения крупности гранулометрического состава готового продукта $y_{из}$ при измельчении соответствующего сырья в ДИМ–2250 в процентах с величинами достоверности аппроксимации, полученные с помощью программы Microsoft Office Excel 2007 представлены ниже:

для железной руды:

$$y_{жр}^{2250} = 19,4 \cdot \lg x + 56,95$$

$$R_{жр}^{2250} = 0,86 \quad ;$$

для известняка:

$$y_{из}^{2250} = 16,0 \cdot \lg x + 67,90$$

$$R_{из}^{2250} = 0,849;$$

для хромомagnesита:

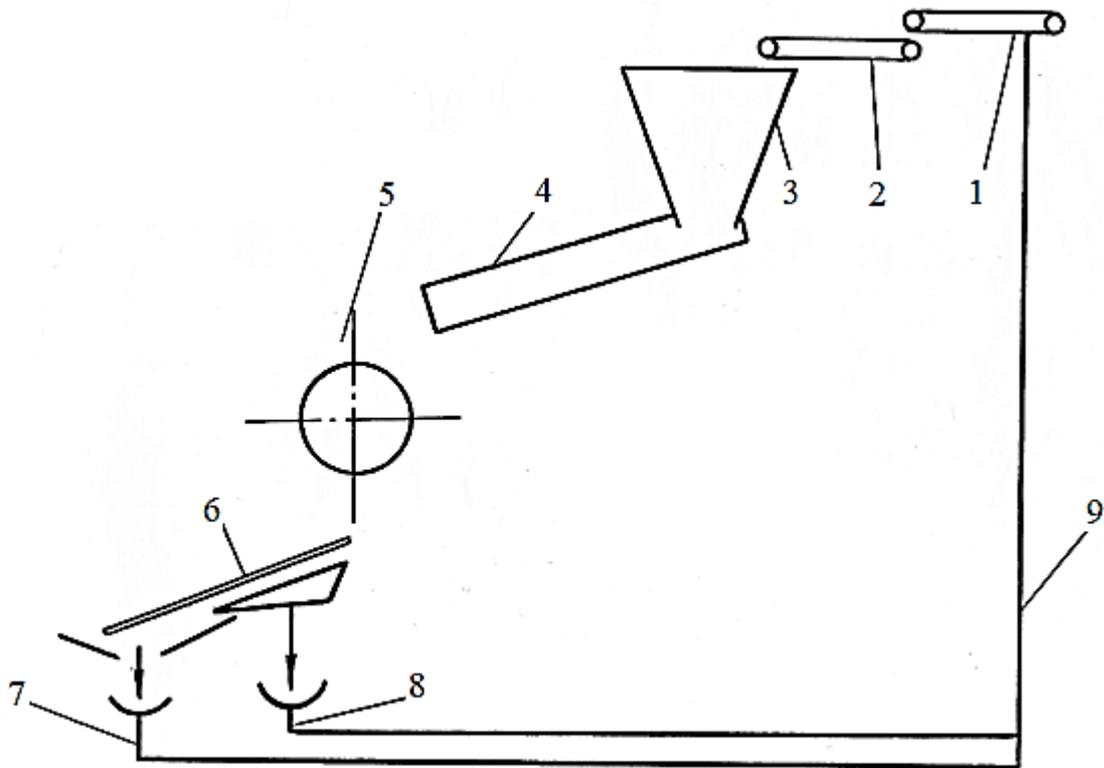
$$y_{из}^{2250} = 19,37 \cdot \lg x + 67,0$$

$$R_{из}^{2250} = 0,96.$$

7.4 Сравнительный анализ качества помола известняка, произведённого на ДИМ–2250 с молотковыми дробилками

Дробление известняка по крупности 3 мм на всех аглофабриках осуществляется молотковыми дробилками ДМРИЭ 14.5×13–1000 (характеристика машины представлена в приложении Г.9), работающими в замкнутом цикле с грохотами.

Схема цепи аппаратов и характеристики оборудования для подготовки известняка приведены на рисунке 7.12.



1, 2, 7–9 — конвейера; 3 — бункер; 4 — трубоконвейер; 5 — дробилка;
6 — грохот

Рисунок 7.12 — Схема технологической подготовки известняка

Известняк по конвейеру 2 попадает в бункер 3 ёмкостью 50 м³. Из бункера по трубоконвейеру 4 поступает в дробилку 5.

Измельчённый известняк на грохоте 6 разделяется на 2 фракции. Фракция 0–3 мм по конвейеру 8 поступает в бункера шихтового отделения. Фракция более 3 мм по конвейерам 7, 9, 1 поступает вновь на дополнительное дробление в дробилку 5 (техническая характеристика грохота дана в приложении Г.9 (табл. Г.9.7)).

Таким образом, для измельчения известняка на аглофабриках задействовано 7 единиц оборудования с общей мощностью электродвигателей 777 кВт, весом более 50 т и длиной конвейеров более 110 м. Производительность комплекса по классу известняка 0–3 мм составляет около 30–50 т/ч, т.е. для получения 1 тонны известняка мощность установленного оборудования составляет 15,5–26 кВт.

Установленное оборудование расположено в двух корпусах и работает практически непрерывно (около 20 ч в сутки), требует систематической смазки, ремонта, замены сит грохотов, молотков дробилок, расход металла которых на 1 тонну известняка составляет 0,023 кг.

С этой точки зрения использование ДИМ–2250 для подготовки известняка позволило бы значительно упростить традиционную схему подготовки и сократить количество единиц оборудования.

С целью определения возможности использования ДИМ–2250 в схеме подготовки известняка для агломерационного производства проведен сравнительный анализ качества известняка, измельчённого по традиционной схеме и с помощью ДИМ–2250.

Гранулометрический состав известняка, подготовленного для ввода в шихту на аглофабрике, характеризуется большой неравномерностью. Практически невозможно выделить какую-либо фракцию, которая бы превалировала в составе (табл. 7.5). Средний диаметр кусочков составляет от 1,02 до 1,41 мм при значении среднеквадратичного отклонения на уровне 1,0–1,2 и коэффициента вариации около 1,2.

В таблице 7.6 приведена характеристика гранулометрического состава известняка после молотковых дробилок.

Таблица 7.5 — Гранулометрический состав известняка после молотковой дробилки

Фракция пробы, мм	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
>3	22,0	31	14,0	16,0	16,0	16,8	12,0	14,2	11,0	15,4	15,2	16,6	16,4	11,2	14,0	16,2
3–2	10,8	14	11,0	10,4	10,4	14,0	10,0	12,0	10,0	11,0	10,8	10,0	10,4	10,0	10,0	10,0
2–1	19,6	16,2	16,4	17,6	18,4	23,8	16,0	14,2	16,0	20,0	18,0	16,0	17,8	14,4	16,2	16,0
1–0,5	17,2	12,0	20,4	20,0	21,6	19,0	22,8	22,0	20,6	19,4	19,0	18,0	17,4	19,4	18,8	19,2
0,5–0,16	14,0	10,2	16,0	15,6	15,0	11,4	16,8	17,4	17,8	13,6	15,6	16,0	11,2	19,2	17,8	15,8
0,16–0,063	8,0	7,8	10,8	10,0	9,4	7,0	11,4	10,2	12,2	10,0	10,6	12,8	15,4	14,2	13,2	12,8
<0,063	8,4	8,8	11,4	10,4	9,2	8,0	11,0	10,0	12,4	10,4	10,8	10,6	11,4	11,6	10,0	10,0

Таблица 7.6 — Характеристика гранулометрического состава известняка после молотковых дробилок (подрешётный продукт грохота с квадратными ячейками 3×3 мм)

№ пробы	d , мм	γ	σ	№ пробы	d , мм	γ	σ
1	1,41	1,43	0,98	9	1,05	1,05	1,00
2	1,72	1,48	1,16	10	1,24	1,19	1,04
3	1,12	1,07	1,04	11	1,23	1,17	1,05
4	1,22	1,16	1,05	12	1,19	1,11	1,08
5	1,24	1,35	0,99	13	1,20	1,10	1,08
6	1,40	1,34	1,04	14	1,02	0,86	1,24
7	1,10	1,08	1,01	15	1,13	1,098	1,03
8	1,17	1,55	0,74	16	1,19	1,11	1,07

Данные по углу естественного откоса различных фракций известняка после молотковых дробилок отражены в таблице Г.9.8, а после ДИМ–2250 в таблице Г.9.9 приложения Г.9.

Известно, что закономерность разрушения любого материала описывается зависимостью Вейбула. Однако гранулометрический состав известняка аглофабрики не подлежит такому описанию, что указывает на то, что конечный гранулометрический состав известняка на аглофабрике определяется не закономерностями измельчения, а зависит от пропускной способности и работы грохота.

Форма зёрен известняка различных классов крупности (при изучении под микроскопом с десятикратным увеличением) характеризуется многогранниками с острыми гранями, что свидетельствует о воздействии при разрушении раскалывающих, ударных нагрузок и практическом отсутствии истирающих. На это же косвенно указывает и небольшая доля мелких (до 0,16 мм) фракций.

Измельчение известняка в ДИМ–2250 производили в двух режимах: при минимальной выходной щели 2 мм и при максимальной 8 мм. Конечный гранулометрический состав известняка при минимальной щели определяется практически одной фракцией размером 0,16–0,063 мм, количество которой в пробах колеблется от 66,6 до 73% (табл. 7.7).

Таблица 7.7 — Гранулометрический состав известняка после ДИМ–2250
(щель минимальная)

Размер фракций, мм	Пробы				
	1	2	3	4	5
>3	6,0	4,4	6,2	13,4	12,0
3–2	3,0	3,0	1,0	3,6	2,4
2–1	0,8	1,0	0,8	1,4	1,0
1–0,5	1,4	4,0	2,0	2,0	1,0
0,5–0,16	9,8	10,0	8,0	8,0	9,0
0,16–0,063	73,0	67,6	70,4	66,6	66,6
0,063–0	6,0	10,0	11,6	5,0	8,0

Средний диаметр зёрен колеблется от 0,361 до 0,630 мм при $\sigma=0,7–1,06$ кг/см³ и коэффициенте вариации около 0,5. Форма зёрен овальная, со сглаженными углами и гранями, что указывает на наличие больших истирающих нагрузок при разрушении.

Визуальные наблюдения за качеством известняка на выходе из дробилки установили наличие «провалов» в работе дробилки, которые появились периодически примерно через 40–50 мин работы. В эти периоды крупность известняка

резко возрастала (пробы 4, 5 табл. 7.7). Производительность дробилки не превышала 10 т/ч.

В целом по верхнему пределу 3 мм известняк, измельчённый ДИМ–2250, удовлетворял требованиям аглофабрики. Однако резкое уменьшение фракций 1–2, 2–3 и более 3 мм по сравнению с известняком после грохота (10 % и 50 % соответственно) может привести к ухудшению процесса окускования и спекания шихты.

Таблица 7.8— Характеристика гранулометрического состава известняка после ДИМ–2250 (щель минимальная)

Пробы	d , мм	γ	σ
1	0,398	0,5058	0,786
2	0,361	0,499	0,723
3	0,382	0,516	0,740
4	0,630	0,593	1,061
5	0,549	0,549	1,000

Для получения более крупного известняка выходную щель ДИМ–2250 увеличили до 8 мм.

Гранулометрический состав известняка, полученного по такой технологии измельчения, приведен в таблице 7.9. Количество фракции более 1 мм составляет в нем более 55 %, причём фракции более 5 мм содержится 30–35 %, что делает использование такого известняка в агломерационном производстве невозможным. Вероятно, при другом, меньшем размере щели можно было бы получить известняк требуемого гранулометрического состава.

Таблица 7.9 — Гранулометрический состав известняка после ДИМ–2250
(величина щели 8 мм)

Пробы различных фракций, мм	Количество фракций, %							Среднее
	1	2	3	4	5	6	7	
10	24,3	24,1	20,3	18,2	19,4	25,5	16,8	21,2
10–7	16,1	13,9	11,7	10,8	11,3	11,2	11,0	12,3
7–5	11,3	9,2	9,8	9,6	12,0	8,1	10,2	10,0
5–3	7,4	6,8	7,2	8,2	7,4	6,3	7,2	6,4
3–2	4,4	4,2	5,1	5,2	5,6	4,4	5,6	4,9
2–1	3,5	4,1	4,3	4,8	4,8	3,1	4,1	4,1
1–0,5	7,8	7,3	8,2	8,2	7,7	7,2	9,3	7,9
0,5–0,16	7,2	9,4	10,1	10,6	9,4	9,4	10,3	9,5
0,016–0,063	15,4	17,8	21,2	21,2	19,2	21,6	23,4	20,8
<0,063	2,6	3,2	3,1	3,2	3,2	3,0	2,1	2,9

Проведенные исследования показали, что ДИМ–2250 в результате конструктивных недостатков и низкой производительности около 12 т/ч, не может эксплуатироваться в непрерывном режиме, что делает использование её в схеме подготовки известняка на аглофабрике нерациональным.

Полученные результаты измельчения при минимальном размере щели свидетельствуют об определённых перспективах такого способа измельчения и позволяют надеяться, что при конструктивных доработках дробилки типа ДИМ–2250 можно использовать в производствах, не требующих непрерывной эксплуатации.

Перспективы развития дальнейших исследований возможны за счёт увеличения концентрации силового воздействия на материал [237, 238] и на основе применения гидропривода [239].

Выводы по разделу 7

Экспериментальные исследования лабораторной мельницы ДИМ–250 показали, что ДИМ могут найти своё применение в различных отраслях хозяйственной деятельности, в том числе, в чёрной и цветной металлургии, огнеупорной и рудной промышленности, производстве строительных материалов и др., а продукты износа рабочих органов мельницы не оказывают существенного влияния на химический состав готового продукта, что говорит об их достаточной механической стойкости.

1. В результате производственных испытаний ДИМ с диаметром рабочих органов 1800 мм по переработке отходов огнеупорных материалов выявлено, что диаметр рабочих органов необходимо увеличить до 2250 мм, что вызвано размерами таких отходов, а, следовательно, требуемыми производительностью и энергозатратами.

2. В результате промышленных испытаний выявлено, что ДИМ–2250 при переработке хромомagneзитового, магнезитового и шамотного лома крупностью 130–460 мм обладает необходимой производительностью при степени измельчения, достигающей 60, при достаточно высокой износостойкости рабочих органов.

3. Установлено, что дозированная непрерывная загрузка машины обеспечивает её устойчивую работоспособность при стабильном выходе фракций измельчённого материала, а также возможность запуска «под завалом» и повторного запуска при непредвиденных остановках.

4. В результате переработки отходов производства с помощью ДИМ–2250 доказано, что получаемые порошки, соответствуют нормативным требованиям и могут являться сырьём для иных технологических процессов и операций. Получены аппроксимирующие уравнения крупности гранулометрического состава порошка готового продукта для известняка, железной руды и хромомagneзита.

5. Сравнительный анализ качества помола известняка, произведённого на экспериментальном образце типа ДИМ–2250 с молотковыми дробилками показал, что средний диаметр зёрен в готовом продукте колеблется от 0,361 мм до 0,630 мм.

Зерна обладают преимущественно овальной формой со сглаженными углами и гранями, что указывает на наличие больших истирающих нагрузок в процессе разрушения при производительности до 10 т/ч. В основном по верхнему пределу крупности 3 мм измельчённый известняк удовлетворяет требованиям аглофабрики. Однако резкое уменьшение фракций 1–2, 2–3 и более 3 мм по сравнению с известняком после грохота (10 % и 50 % соответственно) может привести к ухудшению процесса окомкования и спекания шихты.

6. Признано, что в качестве недостатков работы ДИМ-2250 можно считать низкую производительность (около 12 т/ч) и невозможность работы в непрерывном режиме, что делает использование её в схеме подготовки известняка на аглофабрике нерациональным. При минимальном размере щели перспективы применения ДИМ–2250 возможны при дальнейшем конструктивном усовершенствовании в производствах, где не требуется непрерывная эксплуатация машины.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведенные в диссертационной работе теоретические и экспериментальные исследования позволили разработать научно обоснованные подходы и алгоритмы, методы анализа и синтеза ДИМ комбинированного действия на материал применительно к металлургическому сырью и отходам. Это позволяет обеспечить решение научно-технической проблемы разработки, проектирования и модернизации дисковых машин с повышенной эффективностью работы. Полученные результаты исследований позволяют сделать следующие выводы:

1. В широко применяемых ДИМ комбинированное эффективное сочетание процессов дробления и измельчения встречается крайне редко, что вызвано конкретными условиями разрушения и конструктивными решениями. При этом выявлено, что в дисковых измельчителях рациональными условиями снижения энергозатрат на переработку сырья является перераспределение преимущественных разрушающих усилий истирания в сторону менее энергоёмких (удара и среза) с окончательным калиброванием готового продукта через межщелевой зазор, что легко достижимо путём комбинирования таких условий в рабочей камере машины.

2. Получены для расчёта загрузочных устройств зависимости, которые позволяют по известным характеристикам дробильной машины и исходного материала определять основные монтажные параметры системы питания, производительность, оптимальные скорости и габаритные параметры загрузочного конвейера, что выступает теоретической инженерной базой при проектировании.

3. Теоретические исследования вертикального падения кусков, обладающих различной формой показывают, что вероятность их эффективного разрушения при свободном падении является незначительной, ввиду недостаточной потенциальной энергии для разрушения, поэтому решающую роль играют процессы в междисковом пространстве, когда условия ударного разрушения в большей степени зависят от частоты вращения рабочих органов. В рабочем объёме щели происходит сложное движение частиц, траектории которых имеют случайный характер, поэтому аналитическое определение скорости истечения готового продукта из щели затруднено. При установившемся режиме работы готовый продукт выводится практически с постоянной скоростью.

4. Наиболее устойчивым в случайном потоке является движение частиц при величине зазора превышающем минимальный, которые движутся в слое более крупных, обгоняя их в относительном радиальном движении, так как не имеют вынужденных круговых проскальзываний из-за защемления между дисками, что имеет место у более крупных частиц.

5. Для расчётной средней скорости движения не заземлённых частиц при разнице между минимальным и максимальным зазором до 0,2 мм ошибка составляет 4,5%, однако в дальнейшем она возрастает, что требует применения расчётных зависимостей с учётом средних значений размера щели.

6. Установлено, что вертикальная реакция, создающая в системе осевые нагрузки изменяется от 0 до 0,5 величины удельного давления в плоскости сечения и практически сливается с реакцией, проходящей через центр частиц при их наклонном размещении, где обе реакции становятся нечувствительными к изменению угла наклона расположения частиц от 78° до 88° , а далее стремятся к пределу, ограниченному критической величиной удельного давления в плоскости сечения равному 5,5 Мпа.

7. При однослойном размещении частиц в междисковом пространстве возможно их «прокатывание» без разрушения, однако при угле наклона расположения частиц менее 78° может произойти разрушение от окружного усилия, примерно равного 0,1 максимально возможного давления. Начиная с двухслойного расположения частиц исходного материала и для любого количества слоёв больше одного, возможность использовать в режиме случайного процесса измельчения вероятность реализации минимальных окружных усилий развивается не после первичного дробления, а сразу же после попадания в камеру дробления. Рабочий орган с однослойным заполнением дробяще-измельчительных полостей характеризуется максимальным значением давления, поэтому такая конструкция невыгодна с точки зрения затрат энергии на первичное измельчение.

8. Крутящий момент в зависимости от сопротивления плоскости щелевого зазора определяется параметрами напряжения, действующего на материал, внешнего и внутреннего радиусов внутренних полостей и величиной щелевого зазора, а момент сопротивления готового продукта движению разгрузочных скребков — от их высоты и ширины, радиуса диска и удельного веса материала.

9. Результаты синтеза принципиально новых конструкций показали, что измельчение сырья путём саморазрушения друг о друга является перспективным направлением способствует повышению степени измельчения, выровненности готового продукта, однако требует усложнения конструкций мельниц, направленных на обеспечение устойчивой подачи материала в рабочую камеру. Интенсификация движения материала внутри рабочей камеры может достигаться организацией сырьевого подпора, концентрацией разрушающих усилий за счёт более высокой концентрации разрушающей нагрузки, знакопеременными нагрузками и усилиями сдвигов, и реверсированным воздействием. Создание дополнительных условий среза обеспечивает разрушение сырья с меньшими энергозатратами, что достигается внутри рабочей камеры ДИМ при последующем калибровании готового продукта в щелевом зазоре на периферии дисков, при этом комбинированное воздействие на материал обеспечивает повышенную эффективность за счёт объединения в себе по сути нескольких машин, в единой конструктивной базе.

10. Путём анализа результатов синтеза принципиально новых ДИМ разработаны основы классификации ДИМ, обладающих эффектом комбинированного воздействия на перерабатываемый материал выявлены широкие возможности конструирования и применения таких машин, где одним из перспективных направлений развития является использование гидротолкателей, управляемых программируемым микропроцессором.

11. Производительность и энергозатраты однощелевой ДИМ повышаются с увеличением частоты вращения рабочих органов и не являются прямо-пропорциональным. С увеличением частоты вращения при $n=5 \text{ с}^{-1}$ (300 об/мин) до $n=8,3 \text{ с}^{-1}$ (500 об/мин) происходит повышение производительности от 50 кг/ч до 70 кг/ч. В готовом продукте содержится до 10% частиц, с размерами, превышающими размер щели. При величине щели 3,5 мм энергозатраты составляют ориентировочно 3–5 кВтч/т, а при величине щели 1,0 мм — 8–12 кВт ч/т. Частота вращения, абсолютный размер проёма рабочих органов и крупность исходного материала оказывают незначительное влияние на качество готового продукта. Степень измельчения может достигать от 1 до 100.

12. Для многощелевых ДИМ производительность устойчиво возрастает при увеличении частоты вращения, а при большей крупности исходного материала

уменьшается. С увеличением размера щели, как и при увеличении объёма рабочей камеры производительность увеличивается близко к прямой пропорциональной зависимости. Для исследуемой модели производительность достигает 200–300 кг/ч при объёме рабочей камеры $1,2 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ с устойчивыми характеристиками крупности продукта при степени измельчения около 40. Энергоёмкость процесса для основных режимов работы составила 3–10 кВтч/т.

13. Промышленные испытания показали, что ДИМ–2250 при переработке хромомagneзитового, магнезитового и шамотного лома обладает производительностью около 10–12 т/ч при степени измельчения достигающей 60, при достаточно высокой износостойкости рабочих органов получаемые порошки, соответствуют нормативным требованиям и могут являться сырьём для иных технологических процессов и операций. При минимальной щели средний диаметр зёрен в готовом продукте колеблется от 0,361 мм до 0,630 мм. Они имеют преимущественно овальную форму со сглаженными углами и гранями, что характерно для воздействия истирающих нагрузок.

Отдельные положения диссертации используются в учебном процессе на кафедрах «Машины металлургического комплекса» и «Прикладная гидромеханика» факультета металлургического и машиностроительного производства, а также на кафедре «Экология и безопасность жизнедеятельности» горного факультета ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ».

Практические рекомендации — разработать техническую документацию и изготовить промышленный образец повышенной производительности с возможностью обеспечения непрерывной переработки материалов в ДИМ, позволяющей отказаться от использования многономенклатурной техники в целях экономии средств и энергозатрат.

Перспективы дальнейших исследований — применение гидропривода, позволяющего значительно повысить усилия разрушения в ДИМ.

Суммарный годовой экономический эффект от внедрения ДИМ комбинированного действия составляет 21650 тыс. руб.

ПЕРЕЧЕНЬ УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

ДИМ — дробильно-измельчительная машина;

ДИМ–250: дробильно-измельчительная машина с диаметром рабочих органов 250 мм;

ДИМ–1800: дробильно-измельчительная машина с диаметром рабочих органов 1800 мм;

ДИМ–2250: дробильно-измельчительная машина с диаметром рабочих органов 2250 мм;

ППМ–85: порошок периклазовый для заправки стен и откосов мартеновских печей, а также в качестве составляющей при изготовлении безобжиговых периклазоизвестковых изделий на смоляной и пековой связках;

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тангаев, И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых [Текст] / И. А. Тангаев. — М.: Недра, 1986. — 231 с.
2. Левченко, Э. П. Перспективы управления агрегатным состоянием водных ресурсов на основе глобального потепления климата [Текст] / Э. П. Левченко // Экологический вестник Донбасса. — № 2. — Алчевск: ДонГТИ, 2021. — С. 28–37.
3. Левченко, Э. П. Мировые тенденции развития возобновляемых источников энергии ветра [Текст] / Э. П. Левченко, М. А. Кабанова // Материалы 4-й Международной научно-практической конференции. — Т. 4. Перспективные направления развития экологии и химической технологии. — Донецк, 2018. — С. 92–96.
4. Левченко, Э. П. Переработка металлургических отходов в дробильно-измельчительных машинах комбинированного действия [Текст] / Э. П. Левченко, Д. А. Вишневский, А. М. Зинченко и др. // Экологический вестник Донбасса. — № 8. — Алчевск: ДонГТИ, 2023. — С. 49–56.
5. Малич, Н. Г. Анализ и перспективы развития отечественных машин для дробления твёрдых материалов [Текст] / Н. Г. Малич, В. С. Блохин, А. О. Дегтярёв // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2008. — С. 365–380.
6. Блохин, В. С. Основные параметры технологических машин. Ч.1. Машины для дезинтеграции твёрдых материалов [Текст]: учебное пособие / В. С. Блохин, В. И. Большаков, Н. Г. Малич // — Днепропетровск: ИМА-пресс, 2006. — 404 с.
7. Сиденко, П. М. Измельчение в химической промышленности [Текст] / П. М. Сиденко. — М.: Химия, 1977. — 368 с.
8. Марченко, В. А. Производство агломерата (технология, оборудование, организация рабочего места) [Текст] / В. А. Марченко, А. С. Кухарь. — М.: Металлургия, 1985. — 72 с.
9. Жилкин, В. П. Производство агломерата. Технология, оборудование, автоматизация [Текст] / В. П. Жилкин, Д. Н. Доронин. — Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2004. — 292 с.
10. Левченко О. А. Повышение эффективности дробления агломерата путём

усовершенствования конструктивных параметров одновалковой зубчатой дробилки [Текст]: дис. на соискание научн. степени канд. техн. наук: спец. 05.05.08 «Машины для металлургического производства» Левченко Оксана Александровна. — Донецк, 2009. — 176 с.

11. Аджирей, Г. Д. Структурная геология [Текст] / Г. Д. Аджирей. — М.: Изд-во московского университета, 1956. — 493 с.

12. Клушанцев, Б. В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации [Текст] / Б. В. Клушанцев, А. И. Косарев, Ю. А. Муйземнек. — М.: Машиностроение, 1990. — 320 с.

13. Борщев, В. Я. Оборудование для измельчения материалов: дробилки и мельницы: учебное пособие [Текст] / В. Я. Борщев. — Тамбов: Издательство Тамбовского государственного технического университета, 2004. — 75 с.

14. Родин Р. А. Разрушение горных пород при дроблении [Текст] / Р. А. Родин // ВНИПИИстромсырье. — М.: 1980. — С. 20–31.

15. Ребиндер, П. А. Избранные труды. Поверхностные явления в дисперсных системах. Физико-химическая механика [Текст] / П. А. Ребиндер. — М.: Наука, 1979 — 386 с.

16. Кравцов, Е. Д. Общие сведения по дроблению пород и руд [Текст] / Е. Д. Кравцов, В. И. Игнатов, А. В. Лисица. — М.: Химия, 1998. — 572 с.

17. Макаров В. И. Машины для дробления и сортировки материалов [Текст]: справочник / В. И. Макаров, В. П. Соколов. — М.–Л.: Машиностроение, 1966. — 158 с.

18. Базилевич, С. В. Производство агломерата и окатышей [Текст]: Справочник / С. В. Базилевич, А. Г. Астахов, Г. М. Майзель и др. — М.: Металлургия, 1984. — 216 с.

19. Барон, Л. И. Разрушаемость горных пород свободным ударом [Текст] / Л. И. Барон, И. Е. Хмельковский. — М.: Наука, 1971. — 203 с.

20. Ходаков, Г. С. Тонкое измельчение строительных материалов [Текст] / Г. С. Ходаков. — М.: Стройиздат, 1972. — 239 с.

21. Серго, Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых

[Текст]: учебн. для вузов / Е. Е. Серго. — М.: Недра, 1985. — 285 с.

22. Еронько, С. П. Основы классификации расхода энергии в дробильно-измельчительных машинах [Текст] / С. П. Еронько, Т. Н. Замота // Современные материалы и технология: сборник научных статей 8-й Международной научно-практической конференции. — Курск, 2018: ЗАО «Университетская книга». — 465 с.

23. Борщевский, А. А. Механическое оборудование для производства строительных материалов и изделий [Текст] / А. А. Борщевский, А. С. Ильин. — М.: Альянс, 2009 — 364 с.

24. Федоровский, Н. В. Агломерация железных руд [Текст]: справочник / Н. В. Федоровский, Д. И. Шанидзе. — К.: Техника, 1991. — 141 с.

25. Борискин, И. К. Интенсивная механическая обработка агломерата. Теория, оборудование, технология [Текст] / И. К. Борискин, Г. А. Арыков, А. М. Пыриков. — М.: МИСИС, 1998. — 248 с.

26. Нестеров, А. П. Исследование дробления щековыми дробилками с гидроприводом / А. П. Нестеров, С. Н. Зиновьев, Л. В. Евсюкова // Механика жидкости и газа: материалы IX Международной научно-технической студенческой конференции. — Донецк: ДонНТУ, 2010. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://masters.donntu.org/2014/fimm/simonenko/library/article1.htm>.

27. Левченко, Э. П. Особенности применения гидропривода в щековых дробилках [Текст] / Э. П. Левченко, А. Н. Тумин, Н. Э. Онищенко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 5 (48). — Алчевск: ДонГТУ, 2017. — С. 81–85.

28. Нестеров, А. П. Исследование дробления щековыми дробилками с гидроприводом / А. П. Нестеров, С. Н. Зиновьев, Л. В. Евсюкова // Механика жидкости и газа: материалы IX Международной научно-технической студенческой конференции. — Донецк: ДонНТУ, 2010. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://masters.donntu.org/2014/fimm/simonenko/library/article1.htm>.

29. Олевский, В. А. Конструкции, расчёты и эксплуатация дробилок [Текст] / В. А. Олевский. — М.: ГНТИЛЧЦМ, 1958. — 459 с.

30. Тумин, А. Н. Разработка системы управления гидроприводом щековой

дробилки [Текст] / А. Н. Тумин, Р. Ю. Ткачёв, Э. П. Левченко // Вестник Луганского национального университета им. В. Даля. I Международная научно-техническая интернет-конференция «Актуальные вопросы механики текучих сред», приуроченной к 60-летию образования кафедры «Гирогазодинамика» ГОУВПО Луганский национальный ун-т им. В. Даля. — № 4(6). — Ч. 2. — Луганск, 2017. — С. 110–114.

31. Левченко, Э. П. Совершенствование процесса перемещения щеки в щековой дробилке на основе гидропривода [Текст] / Э. П. Левченко, О. И. Павлиненко, А. Н. Тумин и др. // Актуальные проблемы современной науки: взгляд молодых учёных: сборник тезисов докладов международной научно-практической конференции. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — С. 73–74.

32. Борщевский, А. А. Механическое оборудование для производства строительных материалов и изделий [Текст] / А. А. Борщевский, А. С. Ильин. — М.: Альянс, 2009 — 364 с.

33. Притыкин, Д. П. Механическое оборудование заводов цветной металлургии. Ч. 1. Механическое оборудование для подготовки шихтовых материалов [Текст] / Д. П. Притыкин. — М.: Металлургия, 1988. — 392 с.

34. Власенко, Д. А. К вопросу повышения эффективности процесса дробления твёрдого топлива в валковых дробилках [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко, Мележик Р. С. // Актуальные проблемы металлургии чугуна и стали: сборник тезисов докладов международной научно-практической конференции. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2020. — С. 62–65.

35. Пат. Российской Федерации на полезную модель 188107, МПК В 02 С 4/30. Валок четырёхвалковой дробилки / Жильцов А. П., Билан Г. А., Власенко Д. А., Левченко Э. П., Мележик Р. С.; заявитель и патентообладатель Федеральное бюджет. образ. учрежд. высш. обр. Липец. гос. техн. ун-т. — № 2018134232; заявл. 27.09.2018; опубл. 28.03.2019, Бюл. № 10. — 5 с.: ил.

36. Мищенко, И. М. Состояние и основные направления повышения технического уровня агломерационного производства предприятий чёрной металлургии [Текст] / И. М. Мищенко // Металлургические процессы и оборудование, 2005. —

№ 1. — С. 23–26.

37. Левченко, О. О. Огрунтування ефективності процесу руйнування агломерційного пирогу шляхом зламу [Текст] / О. О. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 30. — Алчевск: ДонГТУ, 2010. — С. 215–222.

38. Пат. Российской Федерации на изобретение 206594, МПК В 02 С 4/00. Одновалковая зубчатая дробилка / Власенко Д. А., Левченко Э. П., Карпов А. В., Чижов Т. А.; заявитель и патентообладатель Федеральное бюдж. образ. учрежд. высш. обр. Липец. гос. техн. ун-т — № 2021112848; заявл. 04.05.2021; опубл. 17.09.2021, Бюл. № 26. — 5 с.

39. Пат. Российской Федерации на изобретение 196194, МПК В 02 С 4/28. Ротор одновалковой зубчатой дробилки / Левченко Э. П., Власенко Д. А., Жильцов А. П., Мороз В. В., Мягков А. С.; заявитель и патентообладатель Федеральное бюдж. образ. учрежд. высш. обр. Липец. гос. техн. ун-т — № 2019137708; заявл. 21.11.2019; опубл. 19.02.2020, Бюл. № 5. — 6 с.

40. Линч, А. Д. Циклы дробления и измельчения [Текст] / А. Д. Линч. — М.: Недра, 1981. — 343 с.

41. Коротич, В. И. Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке [Текст] / В. И. Коротич. — М.: Metallurgia, 1978. — 207 с.

42. Барабашкин, В. П. Молотковые и роторные дробилки [Текст] / В. П. Барабашкин. — М.: Недра, 1973. — 144 с.

43. А.с. № 1761265. СССР. Центробежная дробилка / П. П. Королёв, В. Н. Алтухов, А. Н. Онопченко (СССР). — № 4887543/33; Заявлено 04.12.90; Опубл. 15.09.92, Бюл. № 34.

44. Tornado impact crusher / Проспект фирмы Verco Stile Company (США), 1961. — 3 с.

45. Crusher for brown coal / Machine works of the name Telman (ГДР), 1963. — 2 с.

46. Conduks-Verk machine grinding / Проспект фирмы Conduks-Verk (ФРГ). 1962. — 2 с.

47. Multi-purpose mill / Проспект фирмы Alpine (Австрия), 1965. — 3 с.

48. Елисеев, В. А. Исследование процесса измельчения зерна ударом [Текст]: автореферат дис., представл. на соискание учен. степени канд. техн. наук: 05.20.01 / В. А. Елисеев; Моск. технол. ин-т пищевой пром-сти. — М., 1962. — 11 с.

49. Оскаленко, Г. Н. Исследование измельчения и дробления силикатных и других материалов в центробежной роторной мельнице-дробилке [Текст]: автореферат дис., представл. на соискание учен. степени канд. техн. наук: 05.05.06 / Г. Н. Оскаленко ; Днепропетр. хим.-технол. ин-т. — Днепропетровск., 1965. — 27 с.

50. Товаров, В. В. Исследование вылета частиц из лопастных роторов центробежных измельчающих машин [Текст]: труды института Гипроцемент / В. В. Товаров, Г. Н. Оскаленко. — Днепропетровск: Госстройиздат, 1962. — С. 64–91.

51. Багян, Э. Р. Оценка характеристик процесса разлёта макрочастиц после удара о твёрдую преграду [Текст]: труды Фрунзенского политех. ин-та / Э. Р. Багян. — Фрунзе, 1973. — С. 47–49.

52. Ru-Bragik. Research of speed of embarkation of partibles from radial blades of a rotated curl [Текст] / Ru-Bragik // Problems of a refinement (ФРГ), 1974. — С. 28–33.

53. Schuler, U. [Текст], Energie, 1965. — № 8. — С. 17.

54. Аникин, Н. М. Опыт эксплуатации мелющих вентиляторов для сжигания фрезерного торфа [Текст] / Н. М. Аникин, Н. Б. Шалов // Энергетик, 1955. — № 9. — С. 14–16.

55. Волковский, В. А., Родаттис К. Ф., Харламов А. А. Мельницы-вентиляторы [Текст] / В. А. Волковский, К. Ф. Родаттис, А. А. Харламов. — М.: Энергия, 1971. — 288 с.

56. Елисеев, В. А. Сравнительные испытания машин для измельчения зерновых кормов [Текст] / В. А. Елисеев // Тезисы докладов второй межвузовской конференции по проблемам повышения рабочих скоростей тракторов и сельскохозяйственных машин. — Ростов, 1962. — С. 88–89.

57. Сокур, Н. И. Разработка и испытание центробежной дробилки для мелкого дробления магнетитовых руд [Текст] / Н. И. Сокур, С. А. Учитель, А. Ф. Калинин // Комплексное освоение техногенных месторождений: сборник тезисов докладов Всесоюзной научно-практической конференции, Челябинск. — Ч. 2, 1990. — С. 110.

58. Турбин, Б. Г. Вентиляторы сельскохозяйственных машин. Теория и технологический расчёт [Текст] / Б. Г. Турбин. — Л.: Машиностроение, 1968. — 159 с.

59. Левченко, Э. П. Интенсификация технологического процесса измельчения зерна на комбикорм в центробежно-ударной мельнице [Текст]: дис. канд. техн. наук: 05.05.11 / Левченко Эдуард Петрович. — Луганск: ЛГАУ, 2001. — 288 с.

60. Левченко, Э. П. Обоснование рациональной пропускной способности разгонно-ударного измельчителя на основе среды программирования Visual BASIC [Текст] / Э. П. Левченко, А. А. Бревнов, О. А. Левченко и др. // Трансформация АПК: цифровые и инновационные технологии в производстве и образовании: сборник материалов Национальная научно-практическая конференция с международным участием. — Омск: Изд-во ФГБОУ ВО Омский ГАУ, 2022. — С. 18–21.

61. Левченко, Э. П. Диспергирование материалов в разгонно-ударных машинах [Текст] / Э. П. Левченко, А. С. Панков, А. А. Бревнов и др. // Материалы 3-й Международной научно-практической конференции. Том 3. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. — Донецк. 2017. — С. 68–71.

62. Левченко, Э. П. Сравнительный анализ условий подачи материала в разгонно-ударную дробилку [Текст] / Э. П. Левченко, А. А. Бревнов, О. В. Бревнова // Сборник научных трудов ДонГТУ. — № 21 (64). — Алчевск: ДонГТУ, 2020. — С. 88–93.

63. Левченко, Э. П. Обоснование основных параметров роторно-ударного измельчителя, реализующего условия стеснённого удара [Текст] / Э. П. Левченко, О. И. Павлиненко, В. Г. Чебан и др. // Сборник научных трудов ДонГТИ. — № 22 (65). — Алчевск: ДонГТИ, 2021. — С. 100–105.

64. Блохин, В. С. Основные параметры технологических машин. Ч.1. Машины

для дезинтеграции твёрдых материалов [Текст]: учебное пособие / В. С. Блохин, В. И. Большаков, Н. Г. Малич // — Днепропетровск: ИМА-пресс, 2006. — 404 с.

65. Целиков, А. И. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х томах. Т. 1. Машины и агрегаты доменных цехов [Текст] / А. И. Целиков, П. И. Полухин, В. М. Гребеник и др. — М.: Металлургия, 1987. — 440 с.

66. Савельев, С. Г. Применение в агломерационной шихте извести разной степени обжига [Текст] / С. Г. Савельев, Р. Д. Каменев, О. Г. Феродов и др. // Изв. вуз. Чёрная металлургия, 1980. — № 3. — С. 24–26.

67. Большак, В. В. Влияние извести различного качества на процесс производства агломерата [Текст] / В. В. Большак, Г. С. Васильев, Е. И. Сулеменко // Проблемы производства и использования извести в чёрной металлургии: тезисы докладов Республиканской научно-технической конференции. — Днепропетровск, 1979. — С. 63–64.

68. Власенко, Д. А. Анализ отклонения молотков с комбинированным креплением бил в дробилках ударного действия [Текст] / Д.А. Власенко, Э. П. Левченко, О. И. Павлиненко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 3 (46). — Алчевск: ДонГТУ, 2016. — С. 156–160.

69. Левченко, Э. П. Математическое моделирование процесса изнашивания молотков при дроблении материала свободным ударом [Текст] / Э. П. Левченко, Д.А. Власенко, Н. А. Бондарь // Вестник Донецкого национального технического университета. ДонНТУ, № 1 (15), 2019. — С. 8–15.

70. Пат. Российской Федерации на изобретение 2683547 МПК В 02 С 13/16. Способ ударного дробления в молотковой дробилке / Жильцов А. П., Власенко Д. А., Левченко Э. П., Вишневский Д. А. заявитель и патентообладатель Федеральное бюджет. образ. учрежд. высш. обр. Липец. гос. техн. ун-т — № 2018116102; заявл. 27.04.2018; опубл. 28.03.2019, Бюл. № 10. — 5 с.

71. Жильцов, А. П. Исследование и обоснование конструктивно-технологических параметров процесса измельчения агломерационных флюсов в молотковой дробилке [Текст] / А. П. Жильцов, Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Черные металлы. — № 10 (1054). 2019. — С. 4–9.

72. Власенко, Д. А. Влияние способа крепления молотков на оси ротора на скорость движения известняка к отбойной плите в ударной дробилке [Текст] / Д.А. Власенко, Э. П. Левченко, Н. А. Бондарь // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 5 (48). — Алчевск: ДонГТУ, 2017. — С. 180–184.

73. Липилин, А. Б. Ударный помол как действенное средство снижения себестоимости производства негашёной извести / А. Б. Липилин, М. В. Векслер, Н. В. Коренюгина. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.tpribor.ru/izvest.html>.

74. Перов, В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст]: учеб. пос. для вузов / В. А. Перов, Е. Е. Андреев, Л. Ф. Биленко. — М.: Недра, 2007. — 301 с.

75. Мартынов, В. Д. Строительные машины и монтажное оборудование [Текст] / В. Д. Мартынов, Н. И. Алешин, Б. П. Морозов. — М.: Машиностроение, 2004. — 351 с.

76. Гурченко, П. С. Производство стальной литой термообработанной дробы в условиях машиностроительных предприятий [Текст]: монография / П. С. Гурченко, М. И. Демин, Д. А. Волков и др. — Минск: Беларус. навука, 2014. — 113 с.

77. Браун, Г. А. Железорудная база чёрной металлургии СССР (Сырьевые ресурсы и перспективы развития железорудной промышленности) [Текст] / Г. А. Браун. — М.: Госгортехиздат, 1960. — 323 с.

78. Барский, М. Ф. Фракционирование порошков [Текст] / М. Ф. Барский. — М.: Недра, 1980. — 327 с.

79. Богданов, В. С. Мельница со сверхкритической скоростью вращения барабана [Текст] / В. С. Богданов, Ю. М. Фадин, П. Н. Велентеенко // Вестник БГТУ им. В. Г. Шухова, 2005. — № 11. — С. 144–146.

80. Ходаков, Г. С. Тонкое измельчение строительных материалов [Текст] / Г.С. Ходаков. — М.: Стройиздат, 1972. — 239 с.

81. Денёв, С. И. О работе шаровой мельницы при сверхкритических скоростях [Текст] / С. И. Денёв // Цветные металлы, 1962. — № 7. — С. 3–8.

82. Неронов, Н. П. О расходе энергии в шаровой мельнице [Текст] /

Н.П. Неронов // Обогащение руд, 1957. — № 1. — С. 10–13.

83. Разработка теоретических основ надёжности, автоматизации машин принудительно-динамического самоизмельчения материалов и поиск областей использования продукции измельчения. Отчёт о НИР (заключ.) [Текст] / Научн.-исслед. и прек.-констр. ин-т проблем дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. Рук. В.В. Щербак; исп. Э. П. Левченко [и др.]. — Алчевск, 1990. — 220 с. №ГР 0189003642.

84. Ламаш, Б. Е. Лекции по биомеханике. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.studfiles.ru/preview/2651933/page:4/>.

85. Кузнецова, М. М. Теоретические и экспериментальные исследования энергоэффективного процесса измельчения цементного клинкера в шаровой мельнице [Текст] / М. М. Кузнецов, В. Е. Ведь // Problemele Energeticii Regionale, 2014. — №2 (25), — С. 93–97.

86. Павлиненко, О. И. Повышение эффективности раскалывания стальной дробы в шаровой мельнице [Текст] / О.И. Павлиненко, Э. П. Левченко, О. А. Левченко и др. // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 5 (48). — Алчевск: ДонГТУ, 2017. — С. 86–91.

87. Жильцов, А. П. Анализ и обоснование параметров процесса раскалывания стальной сферической дробы стеснённым центральным ударом [Текст] / А.П. Жильцов, Э. П. Левченко, О. И. Павлиненко и др. // Черные металлы. — № 8 (1064). 2020. — С. 29–33.

88. Пат. 2729155 Российская Федерация, МПК В 02 С 4/08. Одновалковая зубчатая дробилка / Павлиненко О. И., Жильцов А. П., Левченко Э. П., Власенко Д. А.; заявитель и патентообладатель Федеральное высшее бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Липецкий государственный технический университет». — № 2019127706; заявл. 02.09.2019; опубл. 04.08.20, Бюл. № 22 (III). — 6 с.: ил.

89. Multi-purpose mill / Проспект фирмы Alpine (Австрия), 1965. — 3 с.

90. Иванов, Ф. И. Проблемы и перспективы комплексного использования тех-

ногенных отходов горно-металлургического комплекса юга Кузбасса, анализ ситуации [Текст] / Ф. И. Иванов, Е. В. Исакова, А. С. Головки и др. // Цветные металлы – 2010: материалы второго международного конгресса. — Красноярск, 2010. — С. 771.

91. Антипов, С. Т. Машины и аппараты пищевых производств. В 2 книгах. Книга 1 [Текст]: учебник для вузов / С. Т. Антипов, И. Т. Кретов, А. Н. Остриков и др. — М.: Высш. шк., 2001. — 703 с.

92. Соколов, А. Я. Основы расчёта и конструирования машин и автоматов пищевых производств [Текст]: учебн. пос. для вузов / Соколов А. Я. — М.: Машиностроение, 1969. — 637 с.

93. Фёдоров, В. А. Разработка и обоснование основных параметров центробежного дискового измельчителя фуражного зерна [Текст]: автореферат дис. на соискание учен. степени канд. техн. наук: 05.20.01 / Виктор Александрович Фёдоров; Челябинский государственный агроинженерный университет. — Челябинск, 2000. — 20 с.

94. Гончаров, В. Н. Теоретические основы размола волокнистых материалов в ножевых машинах [Текст]: автореферат дис. учен. степени докт. техн. наук: 05.21.03 / Владимир Николаевич Гончаров; Ленинградский ордена Трудового Красного Знамени технологический институт целлюлозно-бумажной промышленности. — Л., 1990. — 31 с.

95. Рублёв, А. И. Дисковые мельницы [Текст] / А. И. Рублёв, А. М. Кондратов, А. Б. Литвинов. — М.: ВНИПИЭИлеспром, 1971. — 57 с.

96. Легоцкий, С. С. Особенности использования керамической гарнитуры дисковых мельниц [Текст] / С. С. Легоцкий, Л. Н. Лаптев, Л. Г. Тагеев и др. // Новое в технологии производства бумаги и картона: сб. трудов ВНИИБ. Лесная промышленность. — М., 1981. — С. 20–27.

97. Александров, А. В. Исследование процесса размола щепы [Текст] / А. В. Александров, В. Н. Лаптев // Сборник научных трудов / Хабаровский политехн. ин-т, 1971. — Вып. 31. — С. 83–89.

98. Матвеев, Б. П. Некоторые особенности процесса размола целлюлозы при

высокой концентрации массы в дисковой мельнице [Текст] / Б. П. Матвеев, Ю. Г. Бутко, Л. Н. Антонович и др. // Целлюлоза, бумага и картон, 1971. — № 27. — С 27–32 с.

99. Кондратов, А. И. Непроизводительные затраты мощности в дисковых мельницах [Текст] / А. И. Кондратов // Бумага и целлюлоза, 1976. — Вып. 9. — С. 7–9.

100. Zyryanov. Inženernyj vestnik Dona (Rus), 2016, — № 4. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: ivdon.ru/ru/magazine/archive/n4y2016/3841.

101. Марков, Д. В. Простая методика расчёта режимов и параметров дискового экструдера, обеспечивающих требуемый нагрев измельчаемого материала [Электронный ресурс] — Режим доступа: jurnal.org/articles/2008/enerj10.html.

102. Серегин, А. А. Основы расчёта и конструирования машин и аппаратов перерабатывающих производств [Текст]: учебное пособие / А. А. Серегин, И. В. Назаров, А. И. Удовкин. — зерноград: АЧИИ ФГБОУ ВО Донской ГАУ, 2016. — 205 с.

103. Антипов, С. Т. Машины и аппараты пищевых производств. В 2 кн. Кн. 1 [Текст]: учеб. для вузов / С. Т. Антипов, И. Т. Кретов, А. Н. Остриков и др. — М.: Высш. шк., 2001. — 703 с.

104. Корда, И. Размол бумажной массы / И. Корда, З. Либнар, И. Прокоп. — М.: 1967. — 421 с.

105. Семикопенко, И. А. Теоретические исследования процесса измельчения материала в рабочей камере дисковой мельницы [Текст] / И. А. Семикопенко, В. П. Воронов, Д. А. Беляев, Е. А. и др. // Вестник БГТУ им. В.Г. Шухова, 2020, — №11. — С. 125–131.

106. Музеймнек, Ю. А. Конусные дробилки [Текст] / Ю. А. Музеймнек, Г. А. Калюнов, Е. В. Кочетков и др. — М.: Машиностроение, 1970. — 231 с.

107. Власенко, Д. А. Развитие научных основ и практика повышения эффективности процессов дробления в роторных зубчатых дробилках [Текст]: монография / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко. — Курск: Изд-во ЗАО «Университетская книга», 2022. — 143 с.

108. Власенко, Д. А. Технические решения в области проектирования и повышения эффективности дробильно-измельчительных машин [Текст] / Д. А. Власенко // Инновационные перспективы Донбасса. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. — Донецк: ДонНТУ, 2020. — Т. 3 — С. 88–92.

109. Власенко, Д. А. К вопросу уточнения систематизации валковых и роторных зубчатых дробилок [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Инновационные перспективы Донбасса. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. — Донецк: ДонНТУ, 2021. — Т. 3 — С. 88–92.

110. Власенко, Д. А. Аналитический способ определения мощности привода зубчатой роторной дробилки [Текст] / Д. А. Власенко // Сборник научных трудов ДонГТИ. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2021. — № 22 (65). — С. 90–99.

111. Механическое оборудование металлургических заводов. Механическое оборудование фабрик окускования и доменных цехов [Текст]: учебное пособие для вузов / В. М. Гребеник [и др.]. — К.: Выща школа, 1985. — 312 с.

112. Левченко, Э. П. Кумуляция разрушающих усилий при диспергировании материалов в металлургии [Текст] / Э. П. Левченко // Инновационные перспективы Донбасса. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. Т. 3. ДонНТУ, 2020. — С. 56–61.

113. Разработка и создание опытного образца центробежно-ударной мельницы среднего помола сыпучего материала и зерна. Отчёт о НИР (заключ.) / Научн.-исслед. проект.-констр. ин-т "Параметр"; С.Г. Муганлинский; исп. Э.П.Левченко [и др.]; — Алчевск, 1993. — 95 с. №ГР 0193U024518.

114. Разработка путей оптимизации процесса измельчения зерна и конструктивных элементов центробежно-ударных мельниц с целью повышения потребительских свойств комбикормов. Отчёт о НИР (промежуточный) / Научн.-исслед. проектн.- констр. ин-т "Параметр"; № ГР 0295U003812; — Алчевск, 1997. — 87 с.

115. Разработка путей оптимизации процесса измельчения зерна и конструк-

тивных элементов центробежно-ударных мельниц с целью повышения потребительских свойств комбикормов. Отчёт о НИР (заключительный) / Научн.-исслед. проектн. - констр. ин-т "Параметр"; № ГР 0295U003812; — Алчевск, 1998. — 102 с.

116. Спорняк, В. Г. Направления перспективного использования двухступенчатого малогабаритного универсального измельчителя [Текст] / В. Г. Спорняк, Э. П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — № 17 (60). — Алчевск: ДонГТУ, 2019. С. — 113–118.

117. Павлиненко, О.И. Анализ возможности использования существующих технологических средств для получения стальной колотой дроби [Текст] / О.И. Павлиненко, Э.П. Левченко, В.Г. Чебан // Вестник Донецкого нац. техн. ун-та, 2016. — № 4 (4). — С. 38–44.

118. Мороз, В.В. Оценка и уточнение условий подачи аглоспека в рабочую зону одновалковой зубчатой дробилки [Текст] / В.В. Мороз, В.И. Рубежанский, Э.П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск, 2018. — Вып. 9 (52). — С. 149–153.

119. Левченко, О.А. Основные направления синтеза процесса разрушения агломерационного спека в одновалковых зубчатых дробилках [Текст] / О.А. Левченко, Э.П. Левченко, А.М. Зинченко // Современные проблемы техносферы и подготовки инженерных кадров: сб. тр. III Международного научно-методического семинара. — Донецк: ДонНТУ, 2011. — С. 255–260.

120. Мороз, В.В. Проблемы и перспективы получения железорудного доменного агломерата товарных фракций [Текст] / В. В. Мороз, Э.П. Левченко, М.А. Савицкая и др. // Фундаментальные и прикладные исследования: проблемы и результаты: статьи, тезисы докладов Международной научно-исследовательской конференции. — Трёхгорный, 2017. — С. 104–107.

121. Мороз, В.В. Анализ обеспечения возможностей организации многостадийной работы одновалковой зубчатой дробилки [Текст] / В.В. Мороз, Э.П. Левченко, В.И. Рубежанский // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 5 (50). — Алчевск: ДонГТУ, 2017. — С. 153–157.

122. Левченко, Э.П. Проектирование гидропривода дробильно-измельчительных машин [Текст]: учебник / Э.П. Левченко, А.Н. Тумин, В.Г. Чебан и др. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР ДонГТИ, 2022. — 316 с.

123. Пат. 179695 Российская Федерация, МПК В 02 С 13/16 (2006.01). Ротор молотковой дробилки / Д. А. Власенко, А. В. Карпов; заявитель и патентообладатель Липецкий гос. техн. ун-т. — № 2018106733; заявл. 22-02-18; опубл. 22-05-18; Бюл. № 15. — 3 с.: ил.

124. Пат. № 189059 Российская Федерация, МПК В02С 13/16. Ротор молотковой дробилки / Д. А. Власенко, А. П. Жильцов, Э. П. Левченко; заявитель и патентообладатель Липецкий гос. техн. ун-т — № 2018143765, заявл. 10-12-18; опубл. 07-05-19; бюл. № 13. — 5 с.

125. Ходан, Д.В. Повышение эксплуатационной надёжности четырёхвалковой дробилки в структуре производства агломерата [Текст] / Д.В. Ходан, Э.П. Левченко, Д.А. Вишневский // Сборник научных работ студентов ДонГТУ. — Вып. 13. Ч.1. — Алчевск: ДонГТУ, 2020. — С. 221–226.

126. Власенко, Д.А. К вопросу систематизации валковых и роторных дробилок [Текст] / Д.А. Власенко, Э.П. Левченко // Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов: материалы 7-й Международной научно-практической конференции. Том 3. — Донецк. 2021. — С. 100–103.

127. Ревнивцев, В. И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твёрдого тела [Текст] / В. И. Ревнивцев. — Труды института Механобр. — Л., 1975. — С. 145–169.

128. Разработка теоретических основ надёжности, автоматизации машин принудительно-динамического самоизмельчения материалов и поиск областей использования продукции измельчения. Отчёт о НИР (пром.) [Текст] / Научн.-исслед. и прек.-констр. ин-т проблем дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. Рук. В. В. Щербак; исп. Э. П. Левченко [и др.]. — Алчевск, 1989. — 220 с. №ГР 0189003642.

129. А. с. СССР № 1544479, МКИ⁵ В 02 С 7/08. Мельница / Галич В. А., Шухнин Л. Н., Алтухов В. Н., Чуриков А. Ю.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4428616; заявл. 23.05.88; опубл. 23.05.90; Бюл. № 7.

130. А. с. СССР № 1618436, МКИ⁵ В 02 С 7/08. Дисковая мельница / Свеженец А. И., Алтухов В. Н.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4464746; заявл. 21.07.88; опубл. 07.01.91; Бюл. № 1.

131. А. с. СССР № 1747151, МКИ⁵ В 02 С 7/08. Мельница / Свеженец А. И., Алтухов В. Н.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4828110; заявл. 29.05.90; опубл. 15.07.92; Бюл. № 26.

132. А. с. СССР № 1570756, МКИ⁵ В 02 С 7/08. Центробежная мельница / Алтухов В. Н., Ленович А. С, Шухнин Л. Н., Галич В. А., Анисимов В. В., Борисочкин Э. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4404060; заявл. 06.04.88; опубл. 15.06.90; Бюл. № 22.

133. А. с. СССР № 1653822, МКИ⁵ В 02 С 7/08. мельница / Анисимов В. В., Алтухов В. Н., Борисочкин Э.В., Ленович А. С, Шухнин Л. Н., Цимбал Е. Г.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4404060; заявл. 06.04.88; опубл. 15.06.90; Бюл. № 22.

134. А. с. СССР № 1653822, МКИ⁵ В 02 С 7/08. Мельница / Анисимов В. В., Алтухов В. Н., Борисочкин Э.В., Ленович А. С, Шухнин Л. Н., Цимбал Е. Г.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4404060; заявл. 06.04.88; опубл. 15.06.90; Бюл. № 22.

135. А. с. СССР № 1546134, МКИ⁵ В 02 С 7/12. Диск дробильно-измельчительной машины / Анисимов В. В., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В., Шухнин Л. Н., Ленович А. С.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4414031; заявл. 21.04.88; опубл. 28.02.90; Бюл. № 8.

136. А. с. СССР № 131271, МКИ⁵ В 02 С 7/14. Диск дробильно-измельчительной машины / Анисимов В. В., Кунченко И. Н., Галич В. А., Бабкин В. Н.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. —

№ 4812778; заявл. 16.04.90; опубл. 07.05.92; Бюл. № 17.

137. Бауман, В. А. Строительные машины [Текст]: справочник. Т.1 / В. А. Бауман, Ф. А. Лапир. — М.: Машиностроение, 1976. — 232 с.

138. Филатов, М. А. Бестрансмиссионное обеспечение движения мелющей загрузки и его преимущества [Текст] / М. А. Левченко, Э. П. Левченко, И.А. Карпук и др. // Современная металлургия нового тысячелетия, посвящается 10-летию металлургического института ЛГТУ: сб. науч. тр. III Всеросс. (с международным участием) науч.-практ. конф. — Липецк: изд-во Липецкого государственного технического университета, 2020. — С. 194–190.

139. Левченко, Э. П. Багатоступенева одновалкова зубчаста дробарка. Спосіб дроблення агломерату в одновалковій зубчастій дробарці [Текст] Е. П. Левченко, В. Н. Ульяницький О. А. Левченко та ін. // Винахідник і раціоналізатор. — К., 2015. — № 1. — С. 20–23.

140. Международная патентная классификация (МПК). [Электронный ресурс] — Режим доступа: <http://www.wipo.int/classifications/ips/ru>.

141. А. с. СССР № 1581381 МПК В 02 С 19/00. Устройство для измельчения / Алтухов В. Н., Левченко Э. П., Борисочкин Э. В., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4646404/23-33; заявл. 02.02.89; опубл. 30.07.90, Бюл. № 28. — 2 с.: ил.

142. А. с. СССР № 1597215 МПК В 02 С 19/00. Устройство для измельчения / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4646403/23-33; заявл. 02.02.89; опубл. 07.10.90, Бюл. № 37. — 2 с.: ил.

143. А. с. СССР № 1592039 МПК В 02 С 19/00. Устройство для измельчения твёрдого материала / Косяк В. И, Левченко Э. П.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4450922/31-33; заявл. 29.06.88; опубл. 15.09.90, Бюл. № 34. — 3 с.: ил.

144. А. с. СССР № 1627246 МПК В 02 С 15/12, В 02 С 17/14. Устройство для измельчения сыпучих материалов / Борисочкин Э. В., Алтухов В. Н., Лев-

ченко Э. П., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4653108/33; заявл. 22.02.89; опубл. 15.02.91, Бюл. № 6. — 3 с.: ил.

145. А. с. СССР № 1629091 МПК В 02 С 7/14. Размольный орган мельницы / Борисочкин Э. В., Алтухов В. Н., Левченко Э. П., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4665668/33; заявл. 23.03.89; опубл. 23.02.91, Бюл. № 7. — 2 с.: ил.

146. А. с. СССР № 1634315 МПКВ 02 С 7/08, В 02 С 7/10. Устройство для измельчения / Ульяницкий В. Н., Алтухов В. Н., Левченко Э. П.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4626173/33; заявл. 27.12.88; опубл. 15.02.91, Бюл. № 10. — 2 с.: ил.

147. А. с. СССР № 1636041 МПКВ 02 С 7/10. Дисковая мельница / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4611831/33; заявл. 02.12.88; опубл. 23.03.91, Бюл. № 11. — 2 с.: ил.

148. А. с. СССР № 1662679 МПКВ 02 С 7/08. Дисковая мельница / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4639654/33; заявл. 19.01.89; опубл. 15.07.91, Бюл. № 26. — 3 с.: ил.

149. А. с. СССР № 1717218 МПК В 02 С 15/12. Мельница / Борисочкин Э. В., Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4789766/33; заявл. 12.02.90; опубл. 07.03.92, Бюл. № 9. — 3 с.: ил.

150. А. с. СССР № 1620130 МПК В 02 С 7/06. Установка для тонкого измельчения материалов / Борисочкин Э. В., Алтухов В. Н., Левченко Э. П., Колесникова Р. Г.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4623094/33; заявл. 20.12.88; опубл. 15.01.91, Бюл. № 2. — 3 с.: ил.

151. А. с. СССР № 1625523 МПКВ 02 С 7/08. Мельница / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В., Титова А. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4663023/33; заявл. 20.03.89;

опубл. 07.02.91, Бюл. № 5. — 3 с.: ил.

152. А. с. СССР № 1644999 МПКВ 02 С 7/06. Способ измельчения материалов / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Борисочкин Э. В.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4682584/33; заявл. 24.04.89; опубл. 30.04.91, Бюл. № 16. — 2 с.: ил.

153. Пат. 54716 Украина, МПК В 02 С 4/14. Мельница / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Левченко О. А.; заявитель и патентообладатель Донбасс. гос. техн. ун-т. — № u201004440; заявл. 16.04.2010; опубл. 25.11.2010, Бюл. № 22. — 2 с.: ил.

154. А. с. СССР № 1551416 МПК В 02 С 7/06, В 02 С 7/08. Мельница / Косяк В. И., Ленович А. С., Ведмедева Т. Б., Левченко Э. П.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4428619/31-33; заявл. 23.08.88; опубл. 23.03.90, Бюл. № 11. — 3 с.: ил.

155. Пат. № 52417 Украина, МПК В 02 С 7/08. Устройство для измельчения материалов / Левченко Э. П., Зинченко А. М., Левченко О. А., Онопченко А. Н.; заявитель и патентообладатель Донбасский государственный технический университет. — № u201002261; заявл. 01.03.10; опубл. 25.08.10, Бюл. № 16. — 3 с.: ил.

156. Пат. № 87360 Украина, МПК В 02 С 7/14. Диск дробильно-измельчительной машины / Левченко Э. П., Алтухова Д. В., Левченко О. А., Алтухов В. Н., Вишнеvский Д. А.; заявитель и патентообладатель Донбасский государственный технический университет. — № u201307533; заявл. 14.06.13; опубл. 10.02.14, Бюл. № 3. — 5 с.: ил.

157. А. с. СССР № 1717213 МПКВ 02 С 8/00. Дробилка / Левченко Э. П., Алтухов В. Н., Зинченко А. М.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4784653/33; заявл. 18.01.90; опубл. 07.03.92, Бюл. № 9. — 3 с.: ил.

158. А. с. СССР № 1744831 МПКВ 02 С 7/12. Дробилка / Королев П. П., Левченко Э. П., Онопченко А. Н.; заявитель и патентообладатель Научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. — № 4870322/33; заявл. 01.08.90 (д.с.п.); — 3 с.: ил.

159. Пат. № 87379 Украина, МПК В 02 С 7/08. Измельчитель / Алтухов В. Н., Левченко Э. П., Алтухова Д. А., Левченко О. А., Вишневский Д. А.; заявитель и патентообладатель Донбасский государственный технический университет. — № u201308075; заявл. 25.06.13; опубл. 10.02.14, Бюл. № 3. — 5 с.: ил.

160. Левченко, Э. П. Повышение эффективности дисковых измельчителей [Текст] / А. Н. Тумин, Э. П. Левченко, Н. Г. Алфёров // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 5(48). — Алчевск, 2017. — С. 92–96.

161. Тумин, А. Н. Разработка системы управления для реализации вынужденных колебаний рабочей гарнитуры в дисковой мельнице [Текст] / А. Н. Тумин, Э. П. Левченко, А. М. Новохатский и др. // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 9 (52), — Алчевск: ДонГТУ, 2018. — С. 142–148.

162. Левченко, Э. П. Разработка имитационной модели гидропривода одновалковой зубчатой дробилки [Текст] / Э. П. Левченко, А. Н. Тумин, Р. Ю. Ткачёв // Вестник Луганского государственного университета имени Владимира Даля, 2021. — № 11 (53). — С. 137–140.

163. Алфёров, Н. Г. Гидравлическое управление сжимающими нагрузками в дисковой мельнице [Текст] / Н. Г. Алфёров, Э. П. Левченко, А. Н. Тумин // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства: материалы международной научно-технической конференции Дон ГТУ. — Алчевск, 2016. — С. 26–27.

164. Тумин, А. Н. Гидравлический механизм повышения эффективности работы дисковой мельницы [Текст] / А. Н. Тумин, Э. П. Левченко, Н. Г. Алфёров // Сб. тезисов докл. Международной науч.-тех. конф., посвящённой 50-летию кафедры «Машины металлургического комплекса» ГОУВПО «ДонГТУ». — Алчевск: ГОУВПО «ДонГТУ», 2016. — С. 26–27.

165. Левченко, Э. П. Управление сжимающими усилиями на материал с элементами автоматизации работы толкателей дискового измельчителя [Текст] / Э. П. Левченко, Н.З. Бойко, Р.Ю. Ткачёв и др. // 65 лет ДонГТИ. Наука и практика. Актуальные вопросы и инновации: сборник тезисов докладов юбилейной международной научно-технической конференции. Часть 1. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР

«ДонГТИ», 2022. — С. 174–176.

166. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст] / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. — М.: Недра, 1980. — 416 с.

167. Половинкин, А. И. Основы инженерного творчества: учебн. пос. для студ. вузов [Текст] / А. И. Половинкин. — М.: Машиностроение, 1988. — 368 с.

168. Юдин, К. Д. Системный подход и принцип деятельности [Текст] / К. Д. Юдин. — М.: Наука, 1978. — 392 с.

169. Левченко, О. О. Системний підхід та структуризація роботи одновалкової зубчастої дробарки [Текст] / О. О. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 21. — Алчевск: ДонГТУ, 2006. — С. 88–93.

170. Левченко, Э. П. Обобщённый структурный подход к процессам механики дробильно-измельчительной техники металлургического комплекса [Текст] / Э. П. Левченко, В. В. Мороз, О. И. Павлиненко и др. // Приоритетные направления развития науки, техники и технологий: сборник трудов международной научно-практической конференции. — Кемерово, 2016. — С. 231–234.

171. Власенко, Д. А. Структурный анализ процесса диспергирования извести в агломерационном производстве [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 44. — Алчевск: ДонГТУ, 2015. — С. 82–86.

172. Михайлов, В. А. Научное творчество. Методы конструирования новых идей на основе ТРИЗ [Текст] / В. А. Михайлов, П. М. Горев, В. В. Утемов. — М.: Ленанд, 2016. — 168 с.

173. Альтшулер, Г. С. Найти идею: Введение в ТРИЗ — теорию решения изобретательских задач [Текст] / Г. С. Альтшулер. — М.: Альпина Паблишер, 2008. — 409 с.

174. Альтшулер, Г. С. Введение в ТРИЗ. Основные понятия и подходы [Текст] / Г. С. Альтшулер. — М.: Официальное издание Фонда Альтшулера, 2011. — 1000 с.

175. Петов, В. М. Теория решения изобретательских задач — ТРИЗ [Текст] / В. М. Петров. — М.: Солон-Пресс, 2017. — 500 с.

176. Левченко, Э. П. Построение экспериментальных моделей физических процессов в дробильно-измельчительных устройствах [Текст] / Левченко Э. П., Мороз В. В., Власенко Д. А. и др. // Математическое и экспериментальное моделирование физических процессов: сборник материалов Международной заочной научно-практической конференции. Ч. 2 – Биробиджан: ИЦ им. Шолом-Алейхема, 2016. — С. 90–94.

177. Левченко, О. А. Развитие технического уровня одновалковых зубчатых дробилок горячего агломерата [Текст]: монография / О. А. Левченко, Э. П. Левченко, А. М. Зинченко и др. — Алчевск: ДонГТУ, 2016. — 190 с.

178. Левченко, О. А. Состояние и основные направления развития технического уровня конструкций одновалковых зубчатых дробилок [Текст] / О. А. Левченко, Э. П. Левченко, А. М. Зинченко // Metallurgical processes and equipment, 2011. — № 1. — С. 24–29.

179. Левченко, Э. П. Основы синтеза инновационных технологических процессов, механических устройств и систем (опыт 30-летней изобретательской деятельности) [Текст]: монография / Э. П. Левченко, А. М. Зинченко, О. А. Левченко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2018. — 353 с.

180. А. с. СССР № 1808372 МПК В 02 С 13/04. Центробежная дробилка / Алтухов В. Н.; заявитель и патентообладатель Коммунарский горно-металлургический институт. — № 4915172/33; заявл. 28.02.91; опубл. 14.04.93, Бюл. № 14. — 4 с.: ил.

181. Левченко, Э. П. Диспергирование сыпучих материалов в разгонно-ударных дробильно-измельчительных машинах [Текст]: монография / Левченко Э. П., Левченко О. А., Зинченко А. М. и др. — Алчевск: ДонГТУ, 2016. — 225 с.

182. Разработка и создание опытного образца центробежно-ударной мельницы среднего помола сыпучего материала и зерна. Отчёт о НИР (заключ.) / Научн.-исслед. проект.-констр. ин-т "Параметр"; С. Г. Муганлинский; исп. Э. П. Левченко [и др.]; — Алчевск, 1993. — 95 с. №ГР 0193U024518.

183. Левченко, Э. П. Некоторые этапы исследования работы разгонно-удар-

ных дробильно-измельчительных машин [Текст] / Левченко Э. П. Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск: ДонГТУ, 2007. — Вып. 25. — С 34–43.

184. Власенко, Д. А. Математическое моделирование и повышение эффективности ударных роторных дробилок с комбинированным подвесом молотков [Текст]: монография / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — 143 с.

185. Власенко, Д. А. Анализ системы приготовления флюсов рациональной крупности в агломерационном производстве [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов: материалы 3-й Международной научно-практической конференции. — Том 3. — Донецк. 2017. — С. 64–67.

186. Левченко, О. А. Комбинированные дробильно-измельчительные машины и возможности их применения для измельчения отходов шамотного кирпича [Текст] / О. А. Левченко, Э. П. Левченко, А. М. Зинченко и др. // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 33. — Алчевск, 2011. — С. 171–179.

187. Власенко, Д. А. Уточнённая классификация отдельных типов дробильного оборудования предприятий чёрной металлургии [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Вестник Луганского государственного университета им. В. Даля.: ГОУ ВО Луганский государственный ун-т им. В. Даля. — № 6(48). — Луганск, 2021 — С. 43–50.

188. Щербак, В. В. Определение рациональной скорости загрузочного конвейера рудно-дробильного комплекса [Текст] / В. В. Щербак, Э. П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 32. — Алчевск, 2010. — С. 227–233.

189. Разработка теоретических основ надёжности, автоматизации машин принудительно-динамического самоизмельчения материалов и поиск областей использования продукции измельчения. Отчёт о НИР (заключ.) [Текст] / Научн.-исслед. и прек.-констр. ин-т проблем дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. Рук. Щербак В. В.; исп. Левченко Э. П. [и др.]. — Алчевск, 1990. — 220 с. №ГР 0189003642.

190. Полунин, В. Т. Ленточные конвейеры в горной промышленности [Текст]

/ В. Т. Полуниин, Г. Н. Гуленко. — М.: Недра, 1982. — 288 с.

191. Зеличенок, Г. Г. Автоматизация технологических процессов на предприятиях строительной индустрии [Текст] / Г. Г. Зеличенок. — М.: Машиностроение, 1974. — 324 с.

192. Гребеник, В. М. Расчёт металлургических машин и механизмов. Учебное пособие для металлургических специальностей вузов [Текст] / В. М. Гребеник, Ф. К. Иванченко, В. И. Ширяев. — К.: Выща школа, 1988. — 466 с.

193. Левченко, Э. П. Анализ и согласование условий подачи материала в дробильно-измельчительную машину [Текст] / Э. П. Левченко, А. М. Зинченко, О. А. Левченко // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства: сб. тезисов докл. IV Междунар. науч.-тех. конф. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР ДонГТУ, 2019. — С. 31–34.

194. Левченко, Э. П. Процессы диспергирования отходов огнеупоров в условиях металлургического производства [Текст] / Э. П. Левченко, О. А. Левченко, А. М. Зинченко // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленных производств: сб. тезисов докл. III Междунар. научн.-техн. конф. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР ДонГТУ, 2018. — С. 12–13.

195. Спиваковский, А. О. Теоретические основы расчёта ленточных конвейеров [Текст] / А. О. Спиваковский, О. Г. Дмитриев. — М.: Машиностроение, 1977. — 503 с.

196. Власенко, Д. А. Влияние параметров подачи материала в рабочую зону молотковой дробилки на условия процесса соударения [Текст] Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 6 (51). — Алчевск, 2017. — С. 140–144.

197. Цыбуленко, П. В. Машины и оборудование обогатительных и перерабатывающих производств: методическое пособие по практическим занятиям [Текст] / П. В. Цыбуленко, Н. И. Березовский. — М.: БНТУ, 2013. — 35 с.

198. Пожидаев, Ю. В. Подготовка и переработка минерального сырья [Текст]: учебн. пособие / Ю. В. Пожидаев, Н. Г. Кривошеина. — Новокузнецк: СибГИУ, 2005. — 187 с.

199. Писаренко, Г. С. Справочник по сопротивлению материалов [Текст] / Г. С. Писаренко, В. А. Агаев, А. Л. Квитка и др. — К.: Наукова думка, 1979. — 694 с.
200. Бронштейн, И. Н. Справочник по математике для инженеров и учащихся вузов [Текст] / И. Н. Бронштейн, К. А. Семендяев. — К.: Наука, 1981. — 721 с.
201. Некрасов, С. С. Сопротивление хрупких материалов резанию [Текст] / С. С. Некрасов. — М.: Машиностроение, 1971. — 136 с.
202. Ршевский, В. В. Основы физики горных пород [Текст]: учебник для вузов / В. В. Ршевский, Г. Я. Новик. — М.: недра, 1984. — 359 с.
203. Львов, Н. П. Основы абразивной стойкости [Текст] / С. С. Некрасов. — М.: Машиностроение, 1970. — 728 с.
204. Боудер, Ф. Трение и смазка твёрдых тел [Текст] / Ф. Боудер, Д. Табор. — М.: Машиностроение, 1968. — 543 с.
205. Gans, W. Peibung und Temperatur bei Prallvorgängen [Текст] / W. Gans, O. Knacke, W. Könler // Ztsch. F. Metall Kunde. — Bd 61. — 1970. — H2.
206. Непомнящий, Е. Ф. Трение и износ под воздействием струи твёрдых сферических частиц [Текст] / Е. Ф. Непомнящий // Контактное взаимодействие твёрдых тел и расчёт сил трения и износа. — М.: Наука, 1971. — С. 190–200.
207. Стыллер, Е. Е. Трение и износ полимерных материалов под воздействием струи твёрдых частиц [Текст] / Е. Е. Стыллер, Е. Ф. Непомнящий, С. Б. Ратнер // Повышение износостойкости и сроки службы машины. — Киев: УкрНИИ-ИНТИ, 1970. — Вып. 5. — С. 122–128.
208. Стыллер, Е. Е. Пути повышения эрозионной износостойкости конструкции из полимерных материалов [Текст] / Е. Е. Стыллер, С. Б. Ратнер // Вестник машиностроения, 1971, — №5. — С. 34–37.
209. Иванов, М. Н. Детали машин [Текст]: учебник для вузов / М. Н. Иванов. — М.: Высшая школа, 1967. — 434 с.
210. Писаренко, Г. С. Сопротивление материалов [Текст]: учебник для машиностроительных специальностей вузов / Г. С. Писаренко, В. А. Агарёв, А. Л. Квитка и др. — К.: Выща школа, 1979. — 694 с.

211. Разработка теоретических основ процессов принудительно-динамического самоизмельчения. Исследование и создание теоретических основ рабочего процесса машин принудительно-динамического самоизмельчения материалов. Отчёт о НИР (пром.) [Текст] / Проблемная научн.-исслед. лаборатория дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. Рук. Ленович А. С.; исп. Ковалёв В. И. [и др.]. — Алчевск, 1988. — 151 с. №ГР 02890005692.

212. Фильчаков, П. Ф. Справочник по высшей математике [Текст]. — Киев: Наукова думка, 1973. — 743 с.

213. Налимов, В.В. Применение математической статистики при анализе веществ [Текст] / В. В. Налимов. — М.: Физматиздат, 1966. — 286 с.

214. Мельников, С. В. Планирование эксперимента в исследованиях сельскохозяйственных процессов [Текст] / С. В. Мельников, В. Р. Алёшкин, П. М. Рощин. — М.: Колос, 1972. — 200 с.

215. Налимов, В. В. Статистические методы планирования экстремальных экспериментов [Текст] / В. В. Налимов, Н. А. Чернова. — М.: Наука, 1965. — 230 с.

216. Веденяпин, Г. В. Общая методика экспериментального исследования и обработка опытных данных [Текст] / Г. В. Веденяпин. — М.: Колос, 1967. — 188 с.

217. Налимов, В. В. Новые идеи в планировании эксперимента [Текст] / В. В. Налимов. — М.: Наука, 1969. — 204 с.

218. Финни, Д. Введение в теорию планирования экспериментов [Текст] / Д. Финни. — М. Наука, 1970. — 166 с.

219. Налимов, В. В. Теория эксперимента [Текст] / В. В. Налимов. — М.: Физматгиз, 1971. — 164.

220. Левченко, Э. П. Особенности математического моделирования механических процессов металлургических машин [Текст] / Э. П. Левченко, Д. А. Вишневецкий, В. В. Мороз и др. // Современные проблемы металлургических машин. НОЦ "МС". — Норт-Чарлстон: GreateSpase. 2016. — №4(1). — С. 14–16.

221. Паспорт и инструкция по эксплуатации. Электропривод ЭКТ 2Д / Запорожский электроаппаратный завод. — Запорожье, 1988. — 346 с.

222. Железняков, А. Т. Справочник заводского электрика [Текст] / А. Т. Железняков, Л. М. Бабченко. — К.: Техніка, 1987. — 160 с.

223. Горин, А. А. Способы измерения частоты вращения [Текст] // Велес. 3–2 (57), 2018. — С. 46–52.

224. Илюшин, К. К. Справочник по электроизмерительным приборам / К. К. Илюшин, Д. И. Леонтьев, Л. И. Набебина и др. — Л.; Энергоатомиздат, 1983. — 774 с.

225. Левченко Э.П. Исследования принципа комбинированного воздействия на материал в дисковых дробильно-измельчительных машинах [Текст] / Э. П. Левченко // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск, 2023. — Вып. 30 (73). — С. 99–104.

226. Левченко, Э. П. Влияние качества подготовки известняка на образование вредных выбросов при производстве агломерата [Текст] / Э. П. Левченко, Д. А. Власенко, Г. А. Билан // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства: Сб. тезисов докл. III Междунар. научн.-техн. конф. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР ДонГТУ, 2018. — С. 71–73.

227. Тумин, А. Н. Экспериментальные методы исследования процессов диспергирования в металлургии [Текст] / А. Н. Тумин, Э. П. Левченко, О. А. Левченко и др. // Новые материалы и перспективные технологии: четвертый междисциплинарный научный форум с международным участием. Сборник материалов. Т. I. — М.: ООО «Буки Веди», 2018. — С. 848–851.

228. Левченко, Э. П. Совершенствование процессов ударного измельчения сырьевых компонентов [Текст] / Э. П. Левченко, О. В. Бревнова, А. А. Бревнов и др. // Перспективы развития механизации, электрификации и автоматизации сельскохозяйственного производства: материалы IV Международной науч.-практ. конф. — Чебоксары: ФГБОУ ВО Чувашский ГАУ, 2022. — С. 130–134.

229. Левченко, Э. П. Возможности и перспективы переработки строительных

отходов на примере г. Алчевска [Текст] / Э. П. Левченко, А. Г. Макаревич // Экологический вестник Донбасса. — № 3. — Алчевск: ДонГТИ, 2021. — С. 62–70.

230. Отчёт о НИР Разработка ресурсосберегающих методов и технологий переработки отходов и подготовки сырья для металлургии и строительства. Отчёт о НИР (заключ.) [Текст] / Научн.-исслед. и прек.-констр. ин-т проблем дробления и измельчения материалов при Коммунарском горно-металлургическом институте. Рук. М.Ю. Проценко; исп. Э. П. Левченко [и др.]. — Алчевск, 2022. — 478 с. №ГР 06777.

231. Левченко, Э. П. Применение металлургических шлаков для нормализации кислотно-щелочного баланса водоёмов [Текст] / Э. П. Левченко, К. С Бальбухов и др. // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства: сб. тезисов докл. VI Междунар. науч.-тех. конф. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР ДонГТИ, 2021. — С. 195–198.

232. Левченко, Э. П. Необходимость и предложение переработки строительных отходов [Текст] / Э. П. Левченко, А. М. Зинченко, О.А Левченко // Планета — наш дом: сб. материалов XII Междунар. молодёжной научной конференции. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — С. 84–88.

233. Левченко, Э. П. Добыча и переработка полезных ископаемых и безопасность природной среды на примере ООО «Возрождение» [Текст] / Э. П. Левченко, Я. Г. Рачковская, А. А. Сычёв // Материалы 4-й Международной научно-практической конференции. Том 4. Перспективные направления развития экологии и химической технологии. — Донецк. 2018. — С. 84–87.

234. Скрамтаев, Б. Г. Строительные материалы [Текст] / Б. Г. Скрамтаев, Н. А. Попов и др. — М. Высшая школа, 1981. — 362 с.

235. Горчаков, Г.И. Строительные материалы [Текст] / Г. И. Горчаков. — М. Высшая школа, 1981. — 362 с.

236. Фёдоров, А. А. Технико-экономические проблемы безотходного производства в металлургии [Текст] / А. А. Фёдоров. — М. Металлургия, 1980. — 192 с.

237. Левченко, Э. П. Основные направления использования накопительного

энергетического эффекта при диспергировании материалов [Текст] / Э. П. Левченко // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства: Сб. тезисов докл. V Междунар. науч.-тех. конф. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР ДонГТИ, 2020. — С. 26–30.

238. Левченко, Э. П. Особенности и технические перспективы дисковых дробильно-измельчительных машин [Текст] / Э. П. Левченко, Д. А. Вишневский, О. А. Левченко и др. // 65 лет ДонГТИ. Наука и практика. Актуальные вопросы и инновации: сборник тезисов докладов юбилейной международной научно-технической конференции. Часть 1. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2022. — С. 111–113.

239. Тумин, А.Н. Расчёт вынужденных периодических движений толкателя дисковой мельницы при пропорциональной нагрузке [Текст] / А.Н. Тумин, Э.П. Левченко, Е.Е Бизянов и др. // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Вып. 11 (54). — Алчевск: ДонГТУ, 2018. — С. 136–142.

Приложение А — Внедрение результатов исследований



Утверждаю:

Главный инженер ООО «ЮГМК»

С.А. Сбитнев

04.11.2022

АКТ ВНЕДРЕНИЯ

результатов диссертационной работы на соискание ученой степени доктора технических наук Левченко Эдуарда Петровича на тему "Научные основы диспергирования металлургического сырья и отходов в дробильно-измельчительных машинах комбинированного действия" (не для выплаты авторского вознаграждения и патентования технологии)

Данным актом подтверждается, что в период с 27.10.2022 по 04.11.2022 в бывшем помещении мартеновского цеха опробована и внедрена технология комбинированного ударно-режущего дробления и истирающего измельчения при переработке отходов шамотного кирпича на базе дробильно-измельчительной машины дискового типа.

В результате промышленных испытаний переработано 12 тонн отходов огнеупорных материалов. Фракционный состав готового продукта в виде полученного шамотного и хромомagneзитового порошка представлен фракциями от 0.05 до 6 мм при максимальном процентном содержании классов 0.25-2.5мм.

Производительность по лому шамотного кирпича составила 10.1 т/час, удельные энергозатраты 5.0 кВт · ч/т; производительность по лому хромомagneзитового кирпича составила 12.7 т/ч при удельных энергозатратах 5.1 кВт · ч/т.

Внедрение предлагаемой технологии позволяет снизить имеющийся недостаток огнеупорных порошков при норме 10 кг на тонну стали с 50% до 20% и сократить вдвое парк дробильного оборудования за счет комбинированного совмещения процессов дробления и измельчения в одной машине. Ожидаемый экономический эффект составляет 20081758 руб.

Долевое участие соискателя составляет 20%.

Начальник ККЦ _____

Д.А. Смолярчук

УТВЕРЖДАЮ:

Первый проректор ДонГТИ,
зав. кафедрой экономики и

управления,

канд. экон. наук, доцент

_____ Кунченко А.В.



"07" ноября 2022 г.

РАСЧЕТ

**ожидаемого экономического эффекта и срока окупаемости
от внедрения в производство дробильно-измельчительной
машины (ДИМ) комбинированного действия для
переработки боя огнеупоров и результатов диссертационной работы
канд. техн. наук, профессора**

**Левченко Эдуарда Петровича на соискание ученой степени доктора
технических наук на тему:**

**"НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ДИСПЕРГИРОВАНИЯ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ И ОТХОДОВ В ДРОБИЛЬНО-
ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МАШИНАХ КОМБИНИРОВАННОГО
ДЕЙСТВИЯ"**

Экономический эффект от внедрения новой конструкции ДИМ комбинированного действия основан на сравнительном анализе эксплуатационных затрат на оборудование по базовому варианту техпроцесса дробления и предлагаемому, основанному на проведенных исследованиях.

Вариант А предполагает:

Использование дробильно измельчительной машины комбинированного действия – ДИМ-2250 в сочетании с двумя ленточными конвейерами. Для обслуживания комплекса задействованы: один основной

рабочий и один вспомогательный.

Вариант В предполагает:

Использование щековой дробилки (СМД 118) для предварительного дробления и молотковой дробилки (ДМРИЭ 1450 x 1300) для окончательного измельчения, работающих в две стадии с последовательным уменьшением фракционного состава готового продукта. Машины работают в комплексе с двумя ленточными конвейерами, первый из которых обеспечивает подачу исходного продукта боя огнеупорного кирпича в щековую дробилку, второй обеспечивает разгрузку окончательного материала из молотковой дробилки. При этом для обслуживания оборудования необходимы два основных рабочих и два вспомогательных. Кроме того, следует отметить, что щековая дробилка имеется на предприятии, смонтирована и готова к эксплуатации. Дополнительные затраты связаны с приобретением и эксплуатацией молотковой дробилки СМД 118.

Исходные данные для расчетов.

Вариант А:

Дробильно измельчительная машина	ДИМ – 2250;
Масса	42 т;
Мощность эл. двигателя	320 кВт;
Производительность	12 т/час;
Стоимость оборудования	9600000 руб;
Обслуживающий персонал	1 осн. рабочий +1 всп. рабочий;

Вариант В:

Дробильно измельчительная машина	СМД 118;
Масса	140 т;
Суммарная мощность эл. двигателей	320 кВт;
Производительность	180 т/час;

Стоимость оборудования 32000000 руб;
 Обслуживающий персонал 2 осн. рабочих + 2 всп. рабочих;

Для расчета экономического эффекта необходимо учесть основные затраты, связанные с эксплуатацией оборудования. К таковым следует отнести:

- стоимость оборудования;
- стоимость электроэнергии;
- стоимость эксплуатации (накладные расходы и амортизация);
- затраты на оплату труда.

Определив суммарные затраты по каждому из вариантов, приведенные к объемам производства, можно будет определить экономическую эффективность предлагаемых решений.

На основании исходных данных выполним повариантные расчеты затрат.

Вариант А.

- стоимость оборудования:

$$S_{об} = 9600000 \text{ руб.};$$

- стоимость электроэнергии:

$$1 \text{ кВт/ч} = 3.69 \text{ руб.};$$

С учетом мощности эл. привода определим часовые затраты на электроэнергию:

$$S_{эл} = 3.69 \cdot 320 = 1180 \text{ руб./час.}$$

- накладные расходы (амортизация):

$$A = 12\% \text{ от стоимости оборудования}$$

или

$$A = 9600000 \cdot 0.12 = 1152000 \text{ руб.}$$

- затраты на оплату труда:

зарплата основных рабочих

$$C_{\text{осн}} = 31000 \text{ руб/мес};$$

зарплата вспомогательных рабочих

$$C_{\text{всп}} = 27000 \text{ руб/мес.}$$

С учетом начислений, затраты на заработную плату составят:

$$C_{\text{осн}}^{\text{мес}} = C_{\text{осн}} \cdot 1.43 = 31000 \cdot 1.43 = 44330 \text{ руб/мес}$$

$$C_{\text{всп}}^{\text{мес}} = C_{\text{всп}} \cdot 1.43 = 27000 \cdot 1.43 = 38610 \text{ руб/мес.}$$

Годовые затраты определим с учетом работы оборудования в одну смену (8 часов) и количества рабочих дней в году равного 241 дней.

Таким образом, затраты связанные с реализацией варианта А в годовом исчислении составят:

$$Z_{\text{год}}^A = S_{\text{об}} + (S_{\text{эл}} \cdot 8 \cdot 247) + A + (C_{\text{осн}}^{\text{мес}} + C_{\text{всп}}^{\text{мес}}) \cdot 12 \text{ руб.}$$

С учетом исходных данных:

$$Z_{\text{год}}^A = 9600000 + (1180 \cdot 8 \cdot 247) + 1152000 + (44330 + 38610) \cdot 12 = 17761222 \text{ руб.}$$

Вариант В.

- стоимость оборудования:

$$S_{\text{об}} = 32000000 \text{ руб.};$$

- стоимость электроэнергии:

$$1 \text{ кВт/ч} = 3.69 \text{ руб.};$$

С учетом мощности эл. привода определим часовые затраты на электроэнергию:

$$S_{\text{эл}} = 3.69 \cdot 320 = 1180 \text{ руб./час.}$$

- накладные расходы (амортизация):

$$A = 12\% \text{ от стоимости оборудования}$$

или

$$A = 32000000 \cdot 0.12 = 3840000 \text{ руб.}$$

- затраты на оплату труда:

зарплата основных рабочих (2 человека)

$$C_{\text{осн}} = 62000 \text{ руб/мес};$$

зарплата вспомогательных рабочих (2 человека)

$$C_{\text{всп}} = 54000 \text{ руб/мес.}$$

С учетом начислений, затраты на заработную плату составят:

$$C_{\text{осн}}^{\text{мес}} = C_{\text{осн}} \cdot 1.43 = 62000 \cdot 1.43 = 88660 \text{ руб/мес}$$

$$C_{\text{всп}}^{\text{мес}} = C_{\text{всп}} \cdot 1.43 = 54000 \cdot 1.43 = 77220 \text{ руб/мес.}$$

Годовые затраты определим с учетом работы оборудования в одну смену (8 часов) и количества рабочих дней в году равного 241 дней.

Таким образом, затраты связанные с реализацией варианта В в годовом исчислении составят:

$$Z_{\text{год}}^{\text{В}} = S_{\text{об}} + (S_{\text{эл}} \cdot 8 \cdot 247) + A + (C_{\text{осн}}^{\text{мес}} + C_{\text{всп}}^{\text{мес}}) \cdot 12 \text{ руб.}$$

Тогда:

$$Z_{\text{год}}^{\text{В}} = 32000000 + (1180 \cdot 8 \cdot 247) + 3840000 + (88660 + 77220) \cdot 12 = 39186980 \text{ руб.}$$

Исходя из полученных значений годовых затрат можно определить ожидаемый экономический эффект от внедрения в производство варианта А.

$$Э'_{\text{год}} = Z_{\text{год}}^{\text{В}} - Z_{\text{год}}^{\text{А}} = 39186980 - 17761222 = 21425758 \text{ руб.}$$

Поскольку вариант А предполагает дополнительные капитальные вложения (стоимость ДИМ 2250) в размере 9600000 руб., полученное значение экономического эффекта необходимо уточнить с использованием нормативного коэффициента эффективности капитальных вложений. Средний нормативный коэффициент по металлургической отрасли имеет значение 0.14, тогда:

$$\mathcal{E}_{\text{год}} = \mathcal{E}'_{\text{год}} - 0.14S_{\text{об}}^A = 21425758 - 0.14 \cdot 9600000 = 20081758 \text{ руб.}$$

Таким образом ожидаемый экономический эффект от внедрения в производство дробильно измельчительной машины комбинированного действия – ДИМ-2250 составит 20081758 руб. При этом приблизительный срок окупаемости дополнительных капитальных вложений можно определить как:

$$T_{\text{ок}} = \frac{S_{\text{об}}^A}{\mathcal{E}_{\text{год}}} = \frac{9600000}{20081758} = 0.48 \text{ лет.}$$

Зав. кафедрой технологии и организации
машиностроительного производства,
канд. экон. наук, доцент



А.М. Зинченко

Канд. техн. наук, профессор



Э.П. Левченко



УТВЕРЖДАЮ:

Зам. директора ООО

«Завод Стальной Дробы ЛТД»

 Положий В.В.

«14» ноября 2020 г.

АКТ**внедрения результатов диссертационной работы****ЛЕВЧЕНКО ЭДУАРДА ПЕТРОВИЧА**

Научные и практические результаты исследований Левченко Э.П., полученные в ходе подготовки диссертационной работы приняты к внедрению на ООО «Завод Стальной Дробы» для использования при переработке лома огнеупоров путём измельчения в дробильно-измельчительной машине (ДИМ) комбинированного действия на материал. Установлено, что по сравнению с двухстадийным дроблением в щековой дробилке и последующим измельчением в молотковой дробилке, в результате применения ДИМ комбинированного действия достигается экономия за счёт сокращения расхода электроэнергии на 496183 рубля, а за счёт сокращения одной единицы ленточного конвейера 21847 рубля, при этом высвобождаются два работника (дробильщик и вспомогательный работник), что приводит к экономии фонда заработной платы на 1050960 рублей. Суммарный годовой экономический эффект от внедрения составляет 1568990 рублей. Расчётный срок окупаемости составляет 11,5 месяца.

Данный акт внедрения не является основанием для предъявления материальных и иных претензий связанных с авторскими правами.

Главный механик ООО «ЗСД ЛТД»



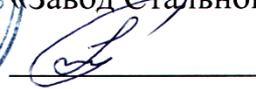
Дьячков А.В.



УТВЕРЖДАЮ:

Зам. директора ООО

«Завод Стальной Дробилки ЛТД»

 Положий В.В.

«14» ноября 2020 г.

РАСЧЕТ

ожидаемого экономического эффекта и срока окупаемости от внедрения
в производство дробильно-измельчительной машины (ДИМ)
комбинированного действия для переработки боя огнеупоров
результатов диссертационной работы канд. техн. наук, проф.
Левченко Эдуарда Петровича на соискание учёной степени доктора
технических наук на тему:

«НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ДИСПЕРГИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ И ОТХОДОВ В ДРОБИЛЬНО- ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МАШИНАХ КОМБИНИРОВАННОГО ДЕЙСТВИЯ»

Экономический эффект от новой конструкции ДИМ комбинированного действия на материал основан на сравнительном анализе использования для этих целей двух вариантов оборудования:

1. Щековой дробилки для предварительного дробления и молотковой дробилки для окончательного измельчения, работающих в две станции с последовательным уменьшением фракционного состава готового продукта. Машины работают в комплексе с тремя ленточными конвейерами, первый из которых обеспечивает подачу исходного продукта боя огнеупорного кирпича в щековую дробилку, второй служит для вывода из неё промежуточного готового продукта и его загрузки в молотковую дробилку, а третий конвейер обеспечивает разгрузку окончательного материала из молотковой дробилки.

При этом для обслуживания оборудования необходимы два дробильщика и два вспомогательных рабочих.

2. Предлагаемой конструкции ДИМ комбинированного действия на материал, которая обслуживается всего двумя ленточными конвейерами, одним дробильщиком и одним подсобным рабочим.

За основу экономического расчёта взяты данные «Завод Стальной Дроби ЛТД» при сравнительной оценке указанных двух вариантов по основным технико-экономическим характеристикам данного оборудования, в качестве которых выступают степень дробления (измельчения) материала, удельные энергозатраты на тонну перерабатываемого сырья и мощность электродвигателей ленточных конвейеров. Кроме того, учитывается экономический эффект от экономии фонда заработной платы обслуживающего персонала.

Известно [https://studbooks.net/2536579/tovarovedenie/opredelenie_udelnogo_rashoda_elektroenergii], что щековые дробилки обладают удельными энергозатратами на раздавливание материала от 1,03 кВтч/т (при минимальной степени дробления равной 8 и величине дробимого материала 0,13 м) до 18,9 кВтч/т (при максимальной степени дробления равной 50 и величине дробимого материала 0,02 м).

Молотковые дробилки обладают удельными энергозатратами на разрушение материала от 1,4 кВтч/т (при минимальной степени дробления равной 6,5 и величине дробимого материала 0,13 м) до 18,9 кВтч/т (при максимальной степени дробления равной 50 и величине дробимого материала 0,02 м).

Предлагаемая ДИМ комбинированного действия на материал, согласно проведенным исследованиями её работы обладает удельными энергозатратами на раздавливание материала от 3,0 кВтч/т (при минимальной степени дробления равной 13,0 и величине дробимого материала 0,13 м) до 10,0 кВтч/т (при максимальной степени дробления равной 50 и величине дробимого материала 0,02 м). Средние удельные

энергозатраты ДИМ комбинированного действия $\mathcal{E}_{\text{срДИМ}}=(10,0+3,0)/2=6,5$ кВтч/т.

Расчёт экономического эффекта по дроблению и измельчению отходов огнеупорных материалов проводится по средним удельным энергозатратам, так как средняя степень измельчения по сравниваемым вариантам является примерно одинаковой:

$$\mathcal{E}_{\text{ои}} = (\mathcal{E}_{\text{срЩ}} + \mathcal{E}_{\text{срМ}} - \mathcal{E}_{\text{срДИМ}}) \cdot Q_{\text{сут}} \cdot D_z \cdot \mathcal{C}_p \cdot \mathcal{C}_s,$$

где $\mathcal{E}_{\text{срЩ}}$ – средние удельные энергозатраты на дробление щековой дробилки $\mathcal{E}_{\text{срЩ}}=(18,9+1,03)/2=9,96$ кВтч/т;

$\mathcal{E}_{\text{срМ}}$ – средние удельные энергозатраты молотковой дробилки $\mathcal{E}_{\text{срМ}}=(18,9+1,4)/2=10,15$ кВтч/т;

$\mathcal{E}_{\text{срДИМ}}$ – средние удельные энергозатраты ДИМ комбинированного действия $\mathcal{E}_{\text{срДИМ}}=(10,0+3,0)/2=6,5$ кВтч/т;

$D_z=247$ – количество рабочих дней в году;

$\mathcal{C}_p=8$ – количество рабочих часов в день;

$\mathcal{C}_s=3,69$ – стоимость 1 кВт электроэнергии.

Годовая экономия на процессы дробления и измельчения по новой технологии с применением ДИМ комбинированного действия на материал составит:

$$\mathcal{E}_{\text{ои}} = (9,96 + 10,15 - 6,5) \cdot 5 \cdot 247 \cdot 8 \cdot 3,69 = 496183 \text{ руб.}$$

В соответствии с [https://www.engineerhelper.ru/html/conveyor/conveyor_calculation.html] при использовании наклонного конвейера длиной 8 м, угле наклона 25 °, производительности 10 т/ч, насыпной плотности материала 1,7 т/м³ мощность электродвигателя составляет 3 кВт.

Расчёт экономического эффекта от сокращения конвейерного оборудования, обеспечивающего процессы загрузки и выгрузки материалов сравниваемых вариантов ведётся по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{кон}} = (n_1 \cdot N_{\text{к1}} - n_2 \cdot N_{\text{к2}}) \cdot D_z \cdot Ч_p \cdot Ц_3,$$

где $N_{\text{к1}}$ – мощность электродвигателя конвейера по первому варианту;

$n_1=3$ – количество конвейеров применяемых по первому варианту;

$N_{\text{к2}}$ – мощность электродвигателя конвейера по второму варианту;

$n_2=3$ – количество конвейеров применяемых по второму варианту

Годовая экономия от сокращения конвейерного оборудования по новой технологии с применением ДИМ комбинированного действия на материал составит:

$$\mathcal{E}_{\text{кон}} = (3 \cdot 3 - 2 \cdot 3) \cdot 247 \cdot 8 \cdot 3,69 = 21847 \text{ руб.}$$

Годовая экономия от экономии фонда заработной платы по новой технологии с применением ДИМ комбинированного действия на материал составит от сокращения количества обслуживающего персонала:

$$\mathcal{E}_{\text{зн}} = [((Z_{\text{д1}} \cdot n_{\text{д1}} + Z_{\text{вс1}} \cdot n_{\text{вс1}}) - (Z_{\text{д2}} \cdot n_{\text{д2}} + Z_{\text{вс2}} \cdot n_{\text{вс2}}))] \cdot H_{\text{зн}} \cdot K_{\text{м}},$$

где $Z_{\text{д1}}$ – месячная зарплата (оклад) дробильщика по первому варианту;

$n_{\text{д}}=2$ – количество дробильщиков по первому варианту;

$Z_{\text{вс1}}$ – месячная зарплата (оклад) вспомогательного рабочего по первому варианту;

$n_{\text{вс1}}=2$ – количество вспомогательных рабочих по первому варианту;

$Z_{\text{д2}}$ – месячная зарплата (оклад) дробильщика по второму варианту;

$n_{\partial}=1$ – количество дробильщиков по второму варианту;

$Z_{вс2}$ – месячная зарплата (оклад) вспомогательного рабочего по второму варианту;

$n_{\partial2}=1$ – количество вспомогательных рабочих по второму варианту;

$K_m=12$ – количество рабочих месяцев в году.

Годовая экономия от экономии фонда заработной платы при по новой технологии от сокращения количества обслуживающего персонала составит:

$$\mathcal{E}_{зн} = [((31000 \cdot 2 + 27000 \cdot 2) - (31000 \cdot 1 + 27000 \cdot 1))] \cdot 51\% \cdot 12 = 1050960, \text{ руб.}$$

Суммарная ожидаемая годовая экономия материальных средств:

$$\mathcal{E}_{\Sigma} = \mathcal{E}_{ди} + \mathcal{E}_{кон} + \mathcal{E}_{зн} = 496183 + 21847 + 1050960 = 1568990 \text{ руб.}$$

РАСЧЁТ СРОКА ОКУПАЕМОСТИ

Расчёт выполнен из условия применения ДИМ комбинированного действия на материал при переработке отходов огнеупоров.

1. Необходимые инвестиционные ресурсы для реализации проекта.

Составляющие инвестиционных ресурсов:

1) затраты на изготовление элементов конструкции ДИМ 120000 руб.

2) приобретение оборудования и комплектующих 200000 руб.

3) пусконаладочные работы 100000 руб.

Составляющие расчёта:

1) Ожидаемый средний годовой экономический эффект от внедрения ДИМ комбинированного воздействия на материал $\mathcal{E}_\Sigma = 1568990$ руб.

2. Затраты на изготовление элементов конструкции, приобретение оборудования и комплектующих и пусконаладочные работы 1500000 руб.

3. Срок окупаемости:

$$T_{\text{окуп}} = 1500000 / 1568990 = 0,956 \text{ года (11,5 месяцев)}$$

Главный экономист
Канд. техн. наук, проф. каф ПГМ



С.А. Чайкина
Э.П. Левченко



УТВЕРЖДАЮ

Первый проректор

ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»

А.В. Кунченко

«20» ноября 2022 г.

АКТ

внедрения в учебный процесс

ГОСУДАРСТВЕННОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ

ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ

«ДОНБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ»

результатов диссертационной работы канд. техн. наук, проф.

Левченко Эдуарда Петровича на соискание учёной степени доктора

технических наук на тему:

**«НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ДИСПЕРГИРОВАНИЯ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ И ОТХОДОВ В ДРОБИЛЬНО-
ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МАШИНАХ КОМБИНИРОВАННОГО
ДЕЙСТВИЯ»**

Теоретические основы расчёта, обоснования основных параметров, методики и реализации экспериментальных исследований одновалковой зубчатой дробилки горячего агломерата с целью повышения эффективности получения товарного агломерата с лучшими металлургическими свойствами по гранулометрическому составу готового продукта используются при проведении лекционных, лабораторных и практических занятий:

1. На кафедре машин металлургического комплекса по направлению подготовки «Технологические машины и оборудование» по курсам «Аглодоменное оборудование», «Металлургические технологии и комплексы», «Основы научных исследований и техника эксперимента», «Основы проектирования машин», «Основы технического творчества», «Научно-исследовательская работа студента», а также при выполнении выпускных квалификационных работ бакалавров и магистров.

2. На кафедре прикладной гидромеханики по направлению подготовки «Энергетическое машиностроение» по курсам «Детали машин и основы конструирования», «Защита интеллектуальной собственности», «Основные методы научных исследований», и при выполнении при выполнении выпускных квалификационных работ бакалавров и магистров.

3. На кафедре экологии и безопасности жизнедеятельности по направлению подготовки «Прикладная экология и природопользование» по курсам «Общая экология», «Экология города и промышленных агломераций», «Научно-исследовательская работа» и при выполнении выпускных квалификационных работ бакалавров и магистров.

Для эффективного обеспечения учебного процесса канд. техн. наук, проф. Левченко Э.П. разработаны и изданы учебники и научные монографии:

1. Левченко, О. А. Развитие технического уровня одновалковых зубчатых дробилок горячего агломерата [Текст]: монография / О. А. Левченко, Э. П. Левченко, А. М. Зинченко и др. — Алчевск: ДонГТУ, 2016. — 190 с.

2. Левченко, Э. П. Диспергирование сыпучих материалов в разгонно-ударных дробильно-измельчительных машинах [Текст]: монография / Э. П. Левченко, О. А. Левченко, А. М. Зинченко и др. — Алчевск: ДонГТУ, 2016. — 225 с.

3. Левченко, Э. П. Основы синтеза инновационных технологических процессов, механических устройств и систем (опыт 30-летней изобретательской деятельности) [Текст]: монография / Э. П. Левченко, А. М. Зинченко, О. А. Левченко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2018. — 353 с.

4. Власенко, Д. А. Математическое моделирование и повышение эффективности ударных роторных дробилок с комбинированным подвесом молотков [Текст]: монография / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — 143 с.

5. Власенко, Д. А. Развитие научных основ и практика повышения эффективности процессов дробления в роторных зубчатых дробилках [Текст]: монография / Д. А. Власенко Э. П. Левченко. — Курск: Изд-во ЗАО

«Университетская книга», 2022. — 143 с.

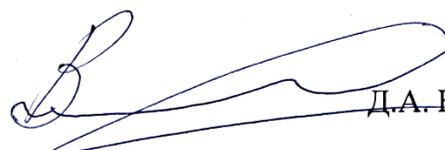
6. Левченко, Э.П. Проектирование гидропривода дробильно-измельчительных машин [Текст]: учебник / Э.П. Левченко, А.Н. Тумин, В.Г. Чебан и др. — Алчевск: ГОУ ВО ЛНР ДонГТИ, 2022. — 316 с. (с грифом МОН ЛГР).

7. Левченко, Э. П. Основные положения и рекомендации по изучению прикладной механики и основ конструирования (теории механизмов и машин и деталей машин) [Текст]: Учебное пособие / Э. П. Левченко, О. А. Левченко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР ДонГТУ, 2017. — 169 с.

8. Левченко, Э. П. Безопасность жизнедеятельности. Лабораторно-практические работы [Текст]: учебное пособие / Э.П. Левченко, В.А. Давиденко, А.А. Ноженко. — Алчевск: ООО «Вифлеем», 2020. — 260 с.

9. Левченко, Э. П. Физика Земли. Лабораторно-практические работы [Текст]: учебное пособие / Э.П. Левченко, В.А. Давиденко, А.А. Ноженко. — Алчевск: ГОУ ВПО ЛНР ДонГТУ, 2019. — 208 с.

Зав. каф. машин
металлургического комплекса

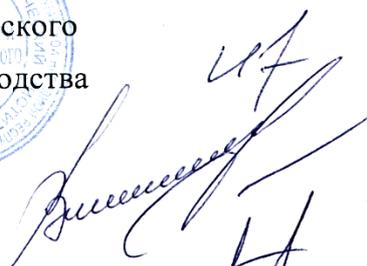
 Д.А. Вишнеvский

Зав. каф. прикладной гидромеханики
им. З.Л. Финкельштейна

 В.Г. Чебан

Декан факультета металлургического
и машиностроительного производства



 Ю.В. Изюмов

Зав. каф. Экологии и БЖД

В.С. Федорова

Декан горного факультета



 П.Н. Шульгин

Приложение Б — Новая классификация ДИМ комбинированного действия

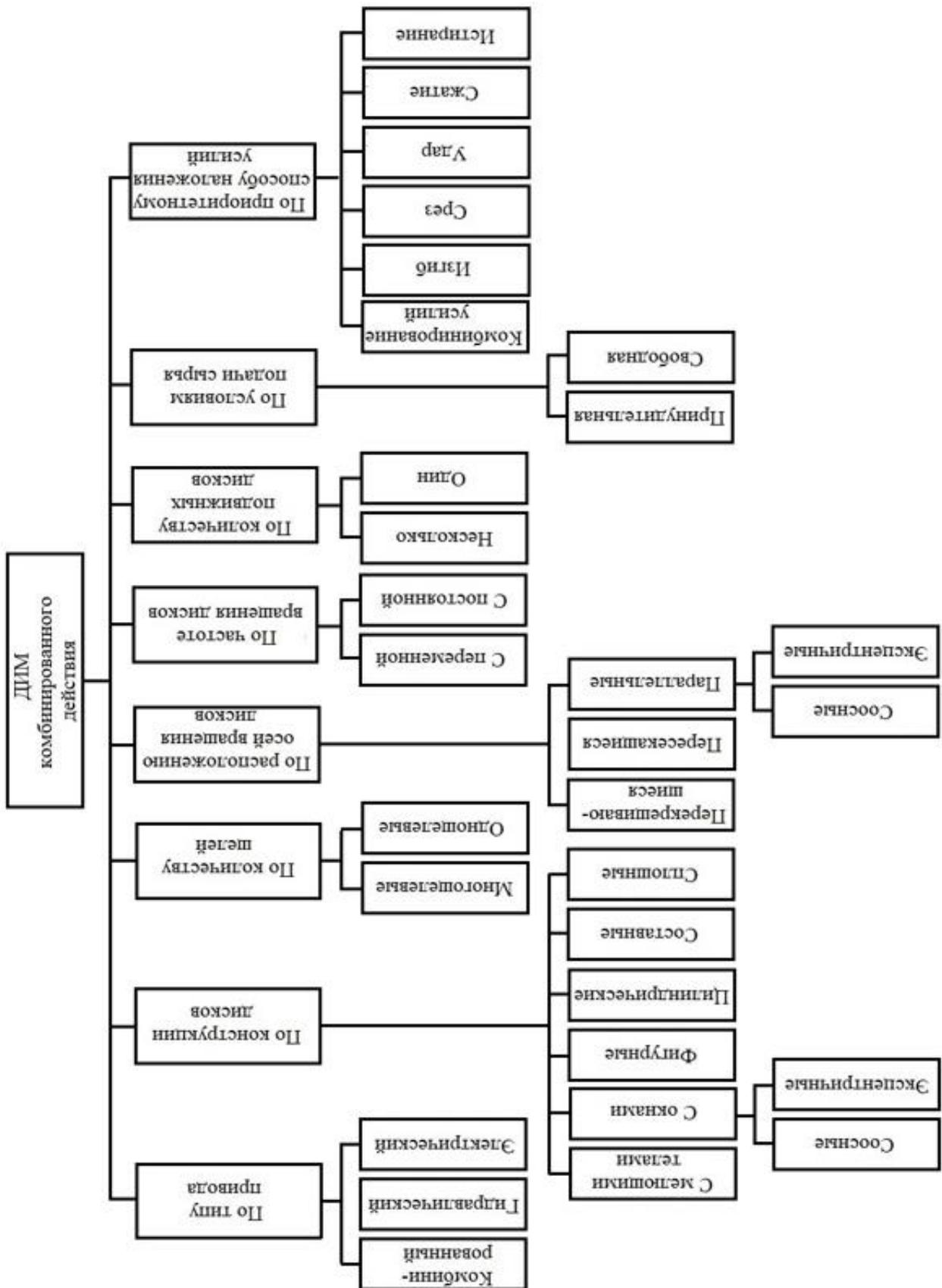


Рисунок Б.1 — Новая классификация ДИМ комбинированного действия

Приложение В — Вспомогательные материалы для лабораторных исследований

Приложение В.1 — Разновидности конструкций однощелевых ДИМ

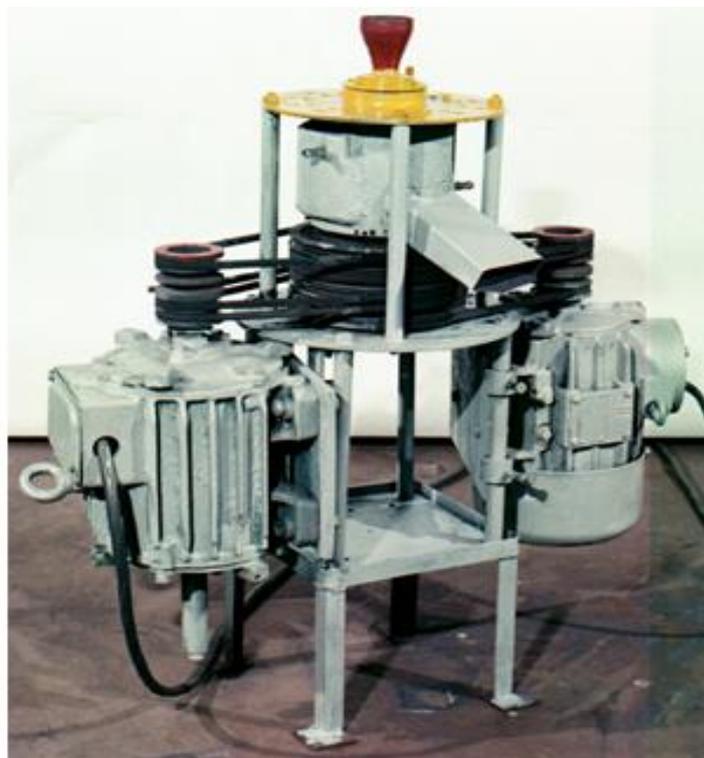


Рисунок В.1.1 — Разновидности моделей конструкций однощелевых машин

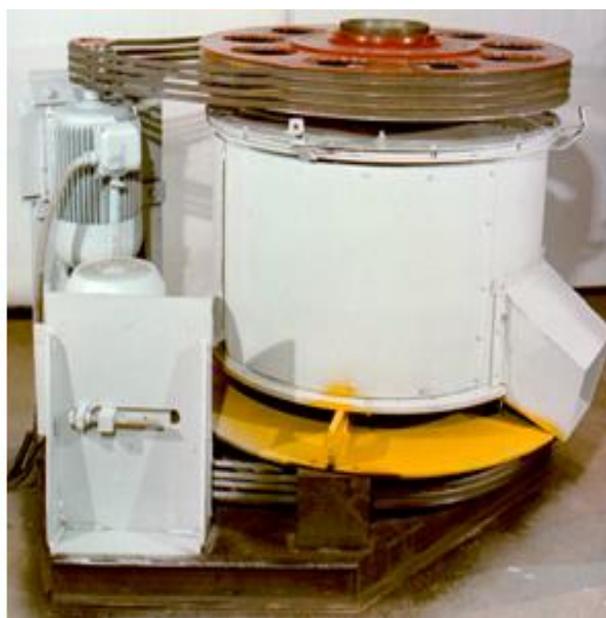
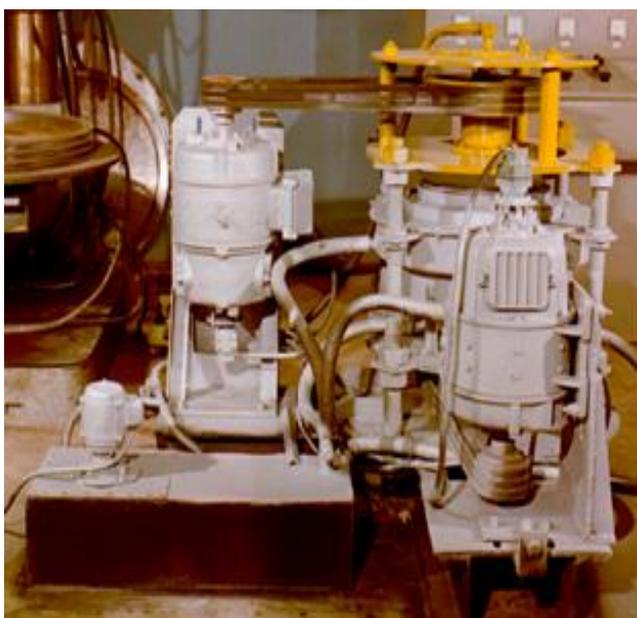


Рисунок В.1.2 — Разновидности моделей конструкций однощелевых машин

Приложение В.2 — Схема, циклы и порядок экспериментальных исследований однощелевой ДИМ

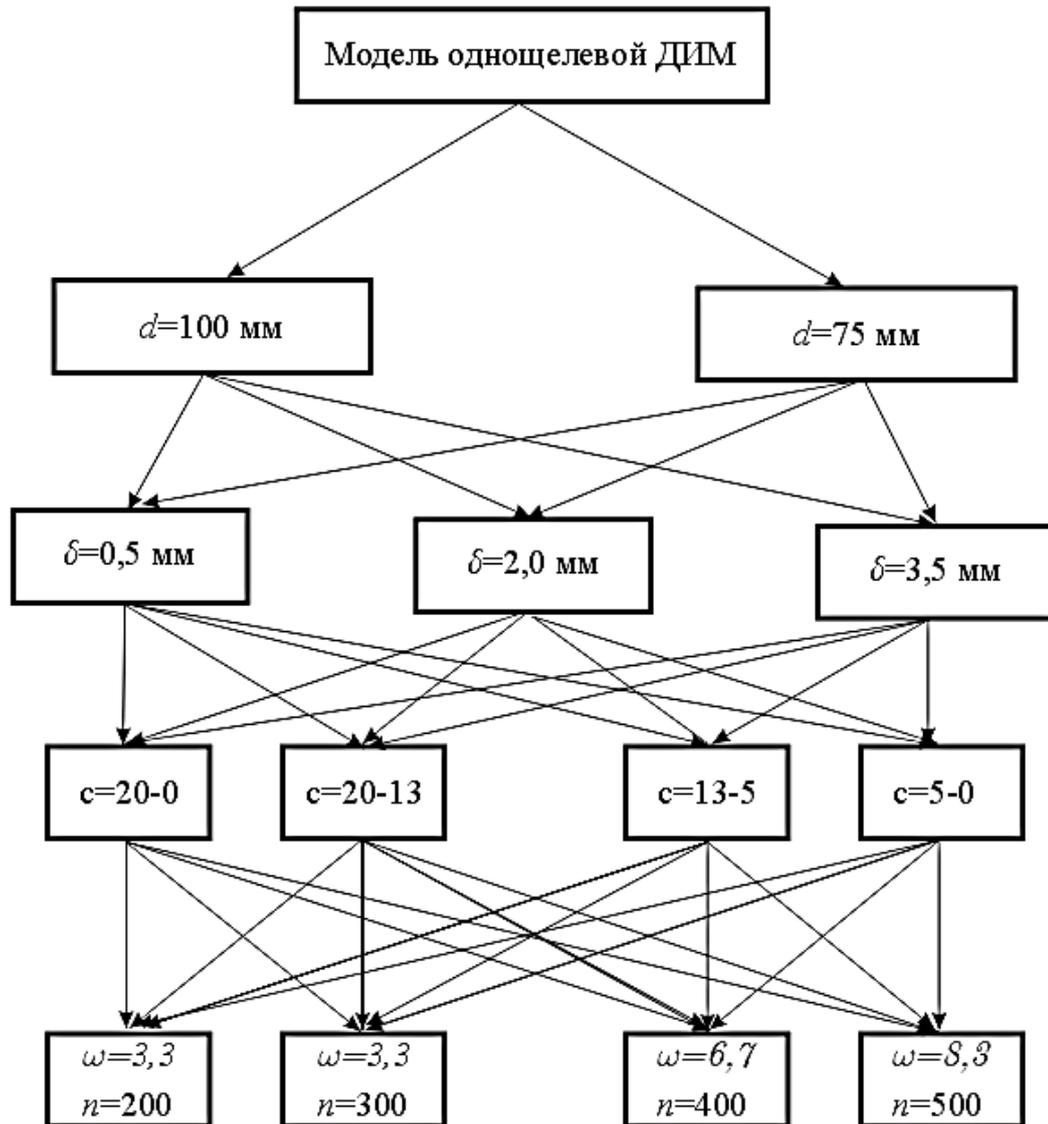


Рисунок В.2.1 — Схема проведения экспериментальных исследований однощелевой ДИМ

Основные параметры, определяющие возможности модели:

диаметр отверстия загрузочной воронки $D=50$ мм;

диаметр дисков $d=100$ и $d=75$ мм;

величины разгрузочной щели от 0,5 до 3,5 мм;

угловая скорость вращения дисков: 3,3; 5; 6,7; 8,3 с⁻¹.

В процессе проведения экспериментальных исследований производится регистрация следующих параметров:

время проведения эксперимента по измельчению материала t , мин;

масса исходного материала, M_u , кг;

масса готового материала M_r , кг;

напряжение каждого двигателя U_1, U_2, B ;

ток каждого двигателя J_1, J_2, A ;

масса пробы готового продукт на рассев M_n , кг;

производительность.

Для заданной модели и заданной конфигурации дисков в процессе экспериментальных исследований будут производиться изменения следующих факторов:

диаметр сменных дисков (уровни 75 и 100 мм);

величина разгрузочной щели e (уровни 0,5; 2,0; 3,5 мм);

крупность исходного продукта C (уровни 20–0; 20–13; 5–0 мм);

угловая скорость вращения дисков (уровни 3,3; 5; 6,7; 8,3 с⁻¹).

Экспериментальные исследования проводятся по циклам. В каждом цикле изменение факторов проводится без операций, связанных с разборкой модели. Изменение уровней факторов, которые можно осуществлять только путём разборки и последующей наладки модели, производятся между циклами исследований.

На рисунке В.2.2 изображена схема 1-го цикла экспериментальных исследований. В таблице В.2.1 сверху вниз показан порядок проведения и записи данных экспериментов по 1-му циклу.

В этом цикле:

диаметр дисков $D=100$ мм;

величина щели $e=0,5$ мм;

крупность исходного материала устанавливается на уровне 20–0; 20–13; 5–0

мм;

угловая скорость вращения дисков: 200; 300; 400; 500 с^{-1} .

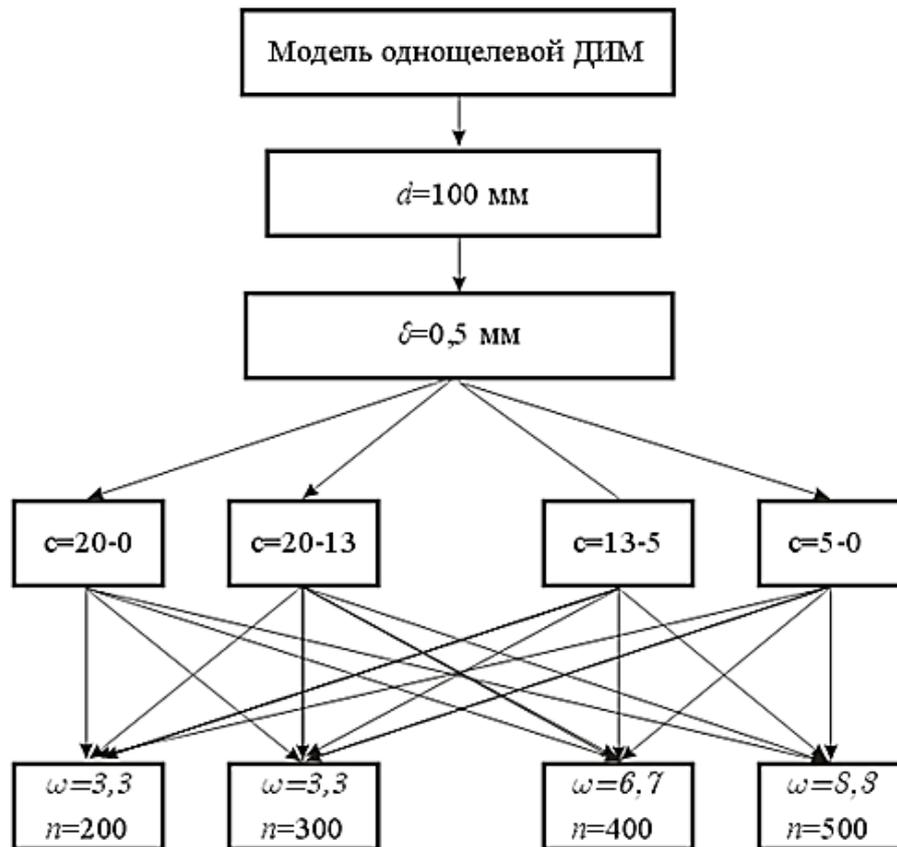


Рисунок В.2.2 — Схема первого цикла экспериментальных исследований однощелевой ДИМ

Для всех шести циклов порядок проведения и записи данных экспериментов, а также их проведения, полностью соответствуют первому циклу экспериментальных исследований, за исключением во 2-ом и 3-м цикле величина щели соответственно устанавливается равной 2,0 и 3,5 мм, а с 4-го по 6-й цикл, при диаметре дисков 75 мм, величина щели соответствует первым трём циклам.

Производится подготовка модели к работе. Устанавливается диаметр дисков 75 мм, а величина щели 0,5 мм. Проводится контроль готовности модели к работе, после чего включаются двигатели. Затем производится анализ работы модели на холостом ходу.

В бункер-питатель засыпается исходный материал крупностью 20–0 мм. Экспериментальные исследования проводятся в последовательности, указанной в таблице по строчкам сверху вниз. Устанавливается подача материала из бункера в рабочую камеру (при включённом электродвигателе).

Таблица В.2.1 — Порядок проведения экспериментов

Постоянные характеристики	Крупность исходного материала, мм	Угловая скорость вращения дисков, с ⁻¹
$D=100$ мм $e=0,5$ мм	20–0	3,3
		5
		6,7
		8,3
$D=100$ мм $e=0,5$ мм	20–13	3,3
		5
		6,7
		8,3
$D=100$ мм $e=0,5$ мм	13–5	3,3
		5
		6,7
		8,3
$D=100$ мм $e=0,5$ мм	5–0	3,3
		5
		6,7
		8,3

Задаётся угловая вращения двигателя 3,3 с⁻¹ и проводится эксперимент, при котором производится регистрация параметров. Остановка модели осуществляется по истечении 10–15 кг готового продукта. После этого задаётся угловая скорость

вращения дисков 5 с^{-1} и проводится аналогичный эксперимент. Аналогично проводится эксперимент для частоты вращения $8,3 \text{ с}^{-1}$.

Далее в бункер-питатель засыпается исходный материал крупностью 20–13 мм и проводятся эксперименты по измельчению таким образом, как было описано выше.

Аналогично проводятся эксперименты для исходного материала крупностью 13–5 и 5–0 мм.

Для изменения величины щели после каждого цикла производится разборка модели и установки величины щели при помощи прокладок.

Смена дисков на диски другого типоразмера производится также при разборке модели.

Результаты экспериментов оформляются в виде таблиц, где указаны величины всех факторов в ходе эксперимента.

Рассчитываются следующие показатели:

производительность;

удельный расход энергии;

мощность;

степень измельчения;

эффективность работы модели.

Определяются гранулометрические характеристики готового продукта путём ситового анализа пробы готового продукта.

После каждого цикла экспериментальных исследований осуществляется графическое построение зависимости производительности от частоты вращения дисков, на каждом графике отмечаются величины других факторов. После этого проводится анализ влияния каждого из факторов и делаются выводы.

Приложение В.3 — Схема, циклы и порядок экспериментальных исследований
многощелевой ДИМ

На рисунке В.3.1 изображена схема экспериментальных исследований.

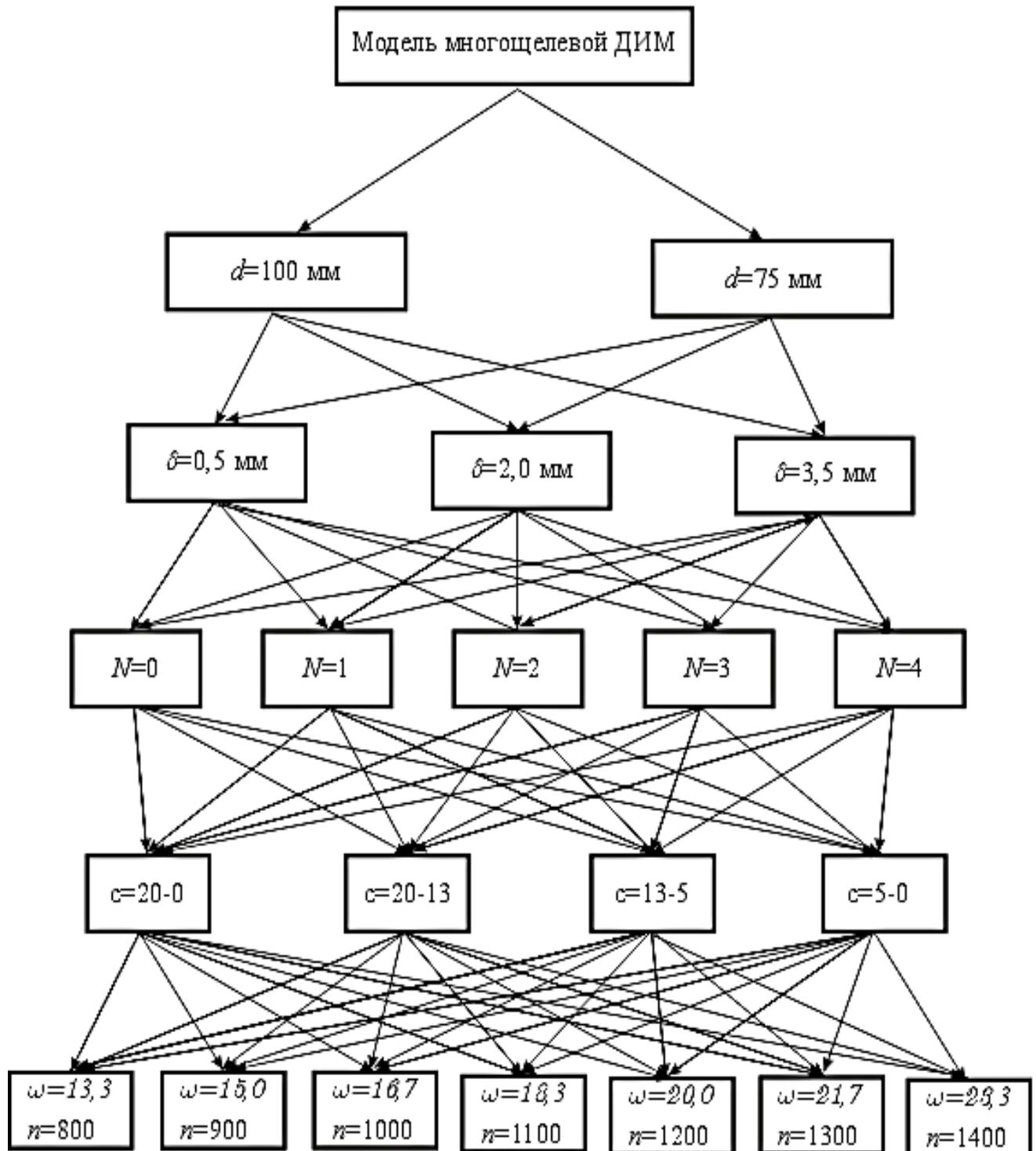


Рисунок В.3.1 — Схема экспериментальных исследований

На рисунке В.3.2 изображена схема 1-го цикла экспериментальных исследований. В таблице В.3.1 сверху вниз показан порядок проведения и записи данных экспериментов по первому циклу.

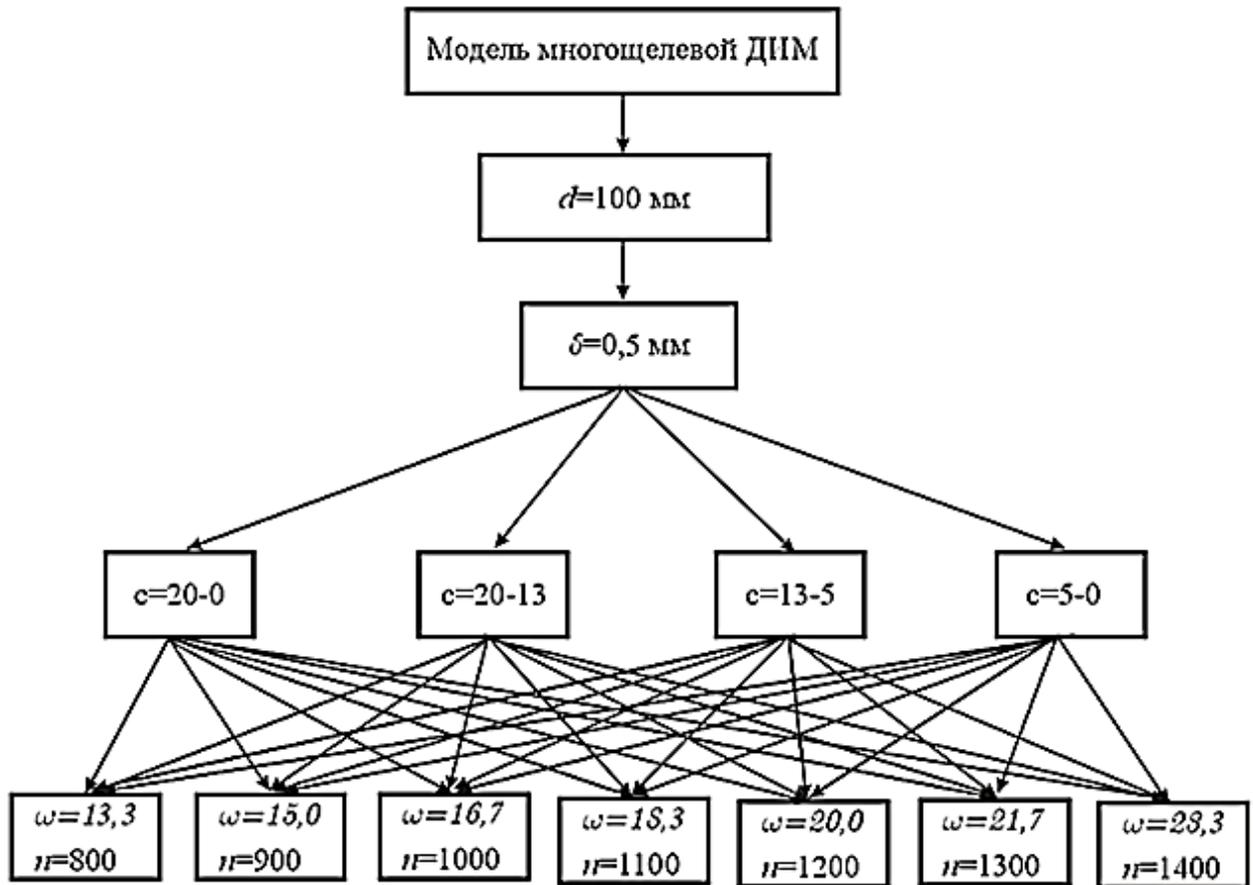


Рисунок В.3.2 — Схема 1-го цикла экспериментальных исследований

Таблица В.3.1 — Порядок проведения экспериментов

Постоянные параметры	$d=100$ мм; $\delta=0,5$ мм			
	20–0	20–13	13–5	5–0
Крупность исходного материала, мм	20–0	20–13	13–5	5–0
Угловая скорость вращения дисков	3,3	3,3	3,3	3,3
	5,0	5,0	5,0	5,0
	6,7	6,7	6,7	6,7
	8,3	8,3	8,3	8,3

В этом цикле:

диаметр сменных дисков 100 мм;

величина разгрузочной щели Δ 0,5 мм;

крупность исходного материала устанавливается на уровнях 20–0; 20–13; 13–5; 5–0 мм;

угловая скорость вращения дисков 13,3; 15; 16,7; 18,3; 20; 21,7; 23,3 с^{-1} .

Для шести первых циклов порядок проведения и записи данных экспериментов, а также схема их проведения, полностью соответствуют первому циклу экспериментальных исследований, за исключением: во 2-ом и 3-м циклах величин щели соответственно устанавливается разной 2,0 и 3,5 мм, а с 4-го по 6-й циклы, при диаметре дисков 75 мм, величина щели соответствует первым трём циклам.

На рисунке В.3.3 изображена схема 7-го цикла экспериментальных исследований.

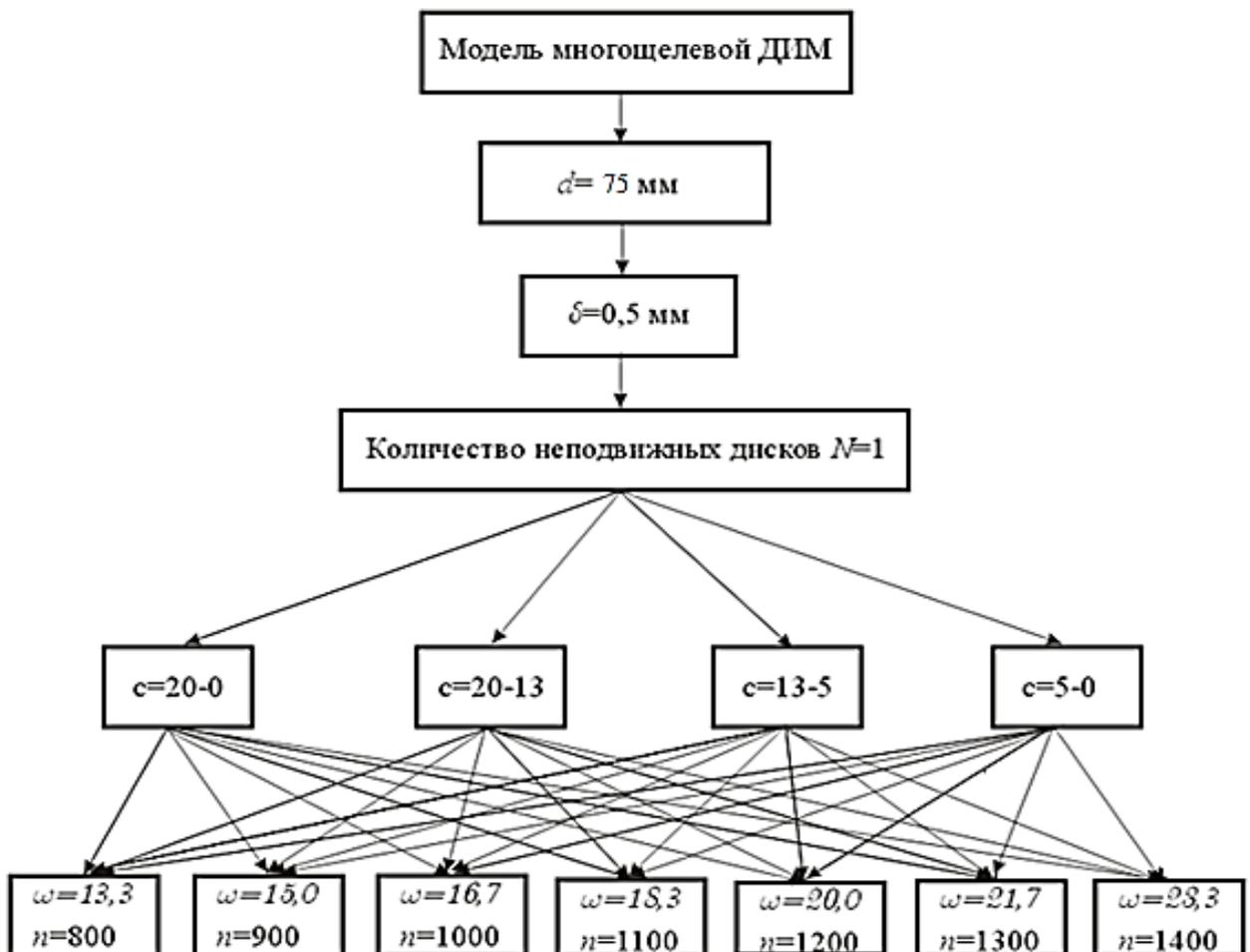


Рисунок В.3.3 — Схема 7-го цикла экспериментальных исследований

В этом цикле:

диаметр рабочих органов 75 мм;

верхний диск неподвижен;

крупность исходного материала устанавливается на уровнях 20–0; 20–13; 13–5; 5–0 мм;

угловая скорость вращения дисков: 13,3; 15; 16,7; 18,3; 20; 21,7; 23,3 с⁻¹.

Для циклов с 7-го по 10-й порядок проведения и записи данных экспериментов полностью соответствуют первому циклу экспериментальных исследований, за исключением: с 8-го по 10-й, соответственно, будут неподвижны два, три и четыре верхних диска, а циклы с 11-го по 14-й, соответственно, повторяют циклы с 7-го по 10-й, но при диаметре рабочих органов 100 мм.

Порядок выполнения работ по 1-му циклу.

Производится подготовка роликовой ДИМ к работе. Устанавливается диаметр дисков 75 мм, величин 0,5 мм. Проводится контроль готовности модели к работе, после чего включается двигатель. Затем производится анализ работы модели на холостом ходу.

В бункер-питатель засыпается исходный материал крупностью 20–0 мм. Экспериментальные исследования проводятся в последовательности указанной в таблице по строчкам сверху вниз. Устанавливается подача материала из бункера в рабочую камеру (при включённом электродвигателе).

Задаётся угловая скорость вращения 13,3 с⁻¹ и проводится эксперимент, при котором производится регистрация. Остановка роликовой модели осуществляется по истечении 10–15 кг готового продукта. После задаётся угловая скорость вращения дисков 15 с⁻¹ и проводится аналогичный эксперимент. Аналогично проводятся эксперименты для угловых скоростей вращения: 16,7; 18,3; 20; 21,7; 23,3 с⁻¹.

Далее в бункер-питатель засыпается исходный материал крупностью 20–13 мм и проводятся эксперименты по измельчению таким образом, как было указано выше.

Аналогично проводятся эксперименты для исходного материала крупностью 13–5 мм и 5–0 мм.

Таблица В.4 — Интервалы варьирования факторов

Обозначение фактора	Уровни факторов			Интервалы варьирования	Код факторов
	средний	нижний	верхний		
R_2 , м	0,071	0,066	0,076	0,005	X_1
δ , м	0,001	0,0008	0,0012	0,0002	X_2
n_n , с ⁻¹ , об/мин	4,2 (250)	3,3 (200)	5 (300)	0,83 (50)	X_3
n_b , с ⁻¹ , об/мин	4,2 (250)	3,3 (200)	5 (300)	0,83 (50)	X_4
Φ	0	-1	1	качествен- ный фактор	X_5
σ , МПа	150	130	170	20	X_6
E , МПа	$2,1 \cdot 10^3$	$1,6 \cdot 10^3$	$2,6 \cdot 10^3$	$0,5 \cdot 10^3$	X_7
b , м	0,01	0,005	0,015	0,005	X_8
H , м	0,038	0,030	0,046	0,008	X_9
Δ , м	0,02	0,015	0,025	0,005	X_{10}

Приложение В.5 — Выбор плана эксперимента и порядок статистического анализа его результатов

Реализация полного факторного эксперимента при десяти факторах требует проведения $2^{10}=1024$ опытов, что практически невозможно хотя бы из-за больших временных затрат. В связи с этим принят дробный факторный эксперимент с 1/64 репликой. Составленная матрица дробного факторного эксперимента с учётом выполнения требований симметричности, нормированности и ортогональности представлена в таблице В.5.

Таблица В.5 — Кодированная матрица дробного факторного эксперимента

№ опыта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
код матрицы	<i>afghke</i>	<i>ahke</i>	<i>bfge</i>	<i>abce</i>	<i>cegk</i>	<i>acfk</i>	<i>bceh</i>	<i>abcefh</i>	<i>defh</i>	<i>adgh</i>	<i>bdfk</i>	<i>abdegk</i>	<i>cdfge</i>	<i>acdfge</i>	<i>bcdhke</i>	<i>abcdefghkl</i>

При трёхкратной повторности опытов, функции откликов определяются по формулам [230]:

$$\bar{y}_1 = \frac{1}{3} \sum_{i=1}^3 y_{1i}. \quad (\text{B.1})$$

$$\bar{y}_2 = \frac{1}{3} \sum_{i=1}^3 y_{2i}.$$

Оценка ошибок параллельных опытов осуществляется по формулам (В.2), (В.3), (В.4).

Дисперсия параллельных опытов:

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \cdot \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2; \quad (\text{B.2})$$

$$S = \sqrt{\frac{1}{n-1} \cdot \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}; \quad (\text{B.3})$$

$$\bar{y} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n y_i, \quad (\text{B.4})$$

где n — число параллельных опытов;

y_i — экспериментальные значения выходных параметров ($i=1, 2, 3$).

Проверка однородности дисперсий параллельных опытов.

Для выполнения этой проверки использован критерий Кохрена, так как число опытов N_l более двух ($N_l=16$), а число параллельных опытов одинаково. Критерий Кохрена определяется формулой:

$$G = \frac{S_{max}^2}{\sum_{i=1}^{N_1} S_i^2}. \quad (\text{B.5})$$

Для определения табличных значений критериев Кохрена имеем числа степеней свободы:

$$f_1 = n - 1 = 3 - 1 = 2; f_2 = N_l = 16.$$

$$1 = 3 - 1 = 2; f_2 = N_1 = 16.$$

Табличное значение критерия Кохрена $G_T = 0,3$ [231].

Гипотеза об однородности дисперсий подтверждается, если расчётное значение критерия Кохрена не превышает табличного значения, т.е.:

$$G_{y_i} \leq G_T.$$

Определение дисперсий выходных параметров (дисперсии воспроизводимости эксперимента).

Так как количество опытов в сериях одинаково, а дисперсии опытов однородные, то дисперсия воспроизводимости определяется по формуле [232]:

$$S_{\{y_1\}}^2 = \frac{1}{N_1 \cdot (n-1)} \cdot \sum_{i=1}^{N_1} \sum_{j=1}^n (y_{ij} - \bar{y}_i)^2. \quad (\text{B.6})$$

Проверка гипотезы о воспроизводимости опытов осуществлялась с помощью критерия Стьюдента, согласно которого опыты воспроизводимы, если выполняется условие:

$$t_p < t_T, \quad (\text{B.7})$$

где t_p и t_T — расчётное и табличное значение критериев Стьюдента.

Расчётные значения критерия определялись для каждой серии дублирующих опытов по формуле:

$$t_p = \frac{y_i - \bar{y}}{S_i}.$$

Теоретическое значение критерия Стьюдента определено при уровне значимости $\alpha=0,05$ и числе свободы $K=2$ [233, 234].

Коэффициенты уравнений регрессии согласно [235, 236] определяются по формуле:

$$A = (X^T \cdot X)^{-1} \cdot (X^T \cdot \bar{y}), \quad (\text{B.8})$$

где $A = \begin{pmatrix} a_0 \\ a_1 \\ \dots \\ a_{10} \end{pmatrix}$ — матрица неизвестных коэффициентов уравнения регрессии:

$X = \begin{pmatrix} x_{01} & x_{11} & x_{101} \\ x_{02} & x_{12} & x_{102} \\ \dots & \dots & \dots \\ x_{016} & x_{116} & x_{1016} \end{pmatrix}$ — матрица значений входных параметров в сериях

опытов (при этом $X_{01}, X_{02}, \dots, X_{016}$ равны единице, X^T — транспонированная матрица для матрицы X);

$y = \begin{pmatrix} \bar{y}_1 \\ \bar{y}_2 \\ \dots \\ \bar{y}_{16} \end{pmatrix}$ — матрица средних значений параметров (функции отклика).

Так как в данном случае:

$$(X^T \cdot X)^{-1} = \frac{1}{16} \cdot E,$$

где E — единичная матрица, то имеем:

$$A = \frac{1}{16} \cdot (X^T \cdot y). \quad (B.9)$$

Корреляционная связь между двумя случайными величинами определяется так называемым коэффициентом парной корреляции по следующей формуле [230]:

$$r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} (\bar{y}_{1i} - \bar{y}_1) \cdot (\bar{y}_{2i} - \bar{y}_2)}{\sqrt{\sum_{i=1}^{N_1} (\bar{y}_{1i} - \bar{y}_1)^2 \cdot \sum_{i=1}^{N_1} (\bar{y}_{2i} - \bar{y}_2)^2}}; \quad (B.10)$$

$$\bar{y}_1 = \frac{1}{N_1} \cdot \sum_{j=1}^{N_1} \bar{y}_{1j}; \quad \bar{y}_2 = \frac{1}{N_1} \cdot \sum_{j=1}^{N_1} \bar{y}_{2j}. \quad (B.11)$$

Как известно $-1 \leq r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} \leq 1$. При этом, если $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} > 0$, то существует прямая зависимость между \bar{y}_1 и \bar{y}_2 , а если $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} < 0$, то имеет место обратная зависимость. Чем ближе значение $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2}$ к единице, тем ближе зависимость между параметрами к линейной зависимости. Для оценки степени корреляции между параметрами \bar{y}_1 и \bar{y}_2 производится сравнение расчётного значения коэффициента корреляции $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2}$ с табличным критическим r_T [230], которое определяется по принятому уровню значимости α и числу степеней свободы $K=N_1-2$. При этом, если $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} > r_T$, то гипотеза о корреляции параметров не принимается.

Табличное значение при $\alpha=0,05$ и $K=16-2=14$, $r_T = 0,497$ [233].

Адекватность модели проверяется с помощью критерия Фишера [231, 236]:

$$F = \frac{S_{ад}^2}{S_{\{y\}}^2}, \quad (B.12)$$

где $S_{ад}^2$ — дисперсия адекватности;

$S_{\{y\}}^2$ — дисперсия воспроизводимости эксперимента.

$$S_{\text{ад}}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_i^2}{f}, \quad (\text{B.13})$$

где Δy_i^2 — квадрат расхождения экспериментальных результатов с теоретическими, полученными по уравнениям регрессии;

$\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_i^2$ — остаточная сумма квадратов расхождения результатов.

$$\Delta y_i = \bar{y}_i - \hat{y}_i, \quad (\text{B.14})$$

где \bar{y}_i — среднее экспериментальное значение для серии дублирующих опытов;

\hat{y}_i — значение выходного параметра, полученное по уравнениям регрессии;

f — число степеней свободы:

$$f = N_1 - (K + 1) = 16 - (10 + 1) = 5.$$

Табличные значения критерия Фишера определялись по [231] при 5% уровне значимости и степенях свободы $f_1=5, f_2=32, F_T=4,4$.

Так как уравнения регрессии должны быть нелинейными и для учёта этого можно выбрать несколько путей, например, с помощью дотройки плана эксперимента тройными взаимодействиями факторов, или уменьшением интервала варьирования факторов, или снижением интервала варьирования факторов с большими коэффициентами регрессии с помощью метода «перевала», или перестройкой плана эксперимента для достижения более высокой разрешающей способности.

Все эти и другие методы требуют большой дополнительной работы и трудоёмких расчётов, поэтому может быть применён более простой метод линеаризации уравнений регрессии, заключающийся в ведении в уравнение регрессии дополнительного фактора ΔX с коэффициентами коррекции Δa и Δb , которые определяются по формулам:

$$\Delta a = \frac{1}{N_1} \sum_{i=1}^{N_1} |\Delta y_{1i}|; \quad \Delta b = \frac{1}{N_1} \sum_{i=1}^{N_1} |\Delta y_{2i}|.$$

Если расчётное значение критерия Фишера значительно меньше табличного, то гипотеза об адекватности математических моделей принимается.

Проверка значимости коэффициентов уравнений регрессии проводится из условия, что коэффициент значим, если его абсолютная величина больше доверительного интервала [230].

Доверительный интервал определяется по формулам [230]:

$$\Delta a_j = \pm t \cdot S_{\{a_j\}}; \quad \Delta b_j = \pm t \cdot S_{\{b_j\}}; \quad (B.15)$$

где $S_{\{a_j\}}$, $S_{\{b_j\}}$ — средние квадратичные ошибки коэффициентов a_j, b_j уравнений регрессии;

t_T — табличное значение критерия Стьюдента.

$$S_{\{a_j\}} = \sqrt{S_{\{a_j\}}^2};$$

$$S_{\{b_j\}} = \sqrt{S_{\{b_j\}}^2}.$$

Значения $S_{\{a_j\}}^2, S_{\{b_j\}}^2$ определяются по формуле [230, 231].

Приложение В.6 — Технические сведения о тиристорном электроприводе
ЭКТ2Д–63/380–50–АУХЛ4

Условное обозначение электропривода следующее: Э — электропривод; К — комплектный, тиристорный; 2 — второго поколения; Д — динамического торможения (частотное торможение с рассеиванием энергии на резисторах); 63 — номинальный ток на выходе (А); 380 — номинальное напряжение на выходе (В); 50 — номинальная частота (Гц); А — конструктивное исполнение с улучшенными массогабаритными показателями % УХЛ — климатическое исполнение; 4 — категория исполнения.

Технические данные электропривода: номинальное напряжение питающей сети 380 В; частота питающей сети 50, 60 Гц; число фаз — 3; диапазон регулирования напряжения (действующее значение) при напряжении питающей сети не менее номинального 0–380 В; отклонение напряжения (действующего значения) от номинального значения $\pm 2,5\%$; допустимая нагрузка от номинального тока 150 %; продолжительность допустимой нагрузки 120 с, номинальная мощность 41,5 кВт; диапазон регулирования частоты 1–60 Гц; рабочий диапазон регулирования частоты 5–60 Гц; рабочий диапазон регулирования напряжения 38–380 В; потребляемая мощность 45,2 кВт; коэффициент мощности (не менее) 0,83; коэффициент сдвига нагрузки 0,15–0,9; коэффициент полезного действия (не менее) 92 %; мгновенное значение тока нагрузки при номинальном входном напряжении (не более) 180 А; мгновенное значение тока нагрузки при входном напряжении ниже номинального (не более) 145 А; удельная масса (не более) 9,16 кг/кВА.

Электропривод обеспечивает:

а) регулирование выходного напряжения до номинального значения, но не выше напряжения питающей сети в функции частоты по закону: $U/f = \text{const} = 1,7\text{--}7,6$ при $f_{\text{ном}} = 200$ Гц; $U/f = \text{const} = 4,0\text{--}7,6$ при $f_{\text{ном}} = 50$ Гц, где U — действующее значение выходного напряжения, f — выходная частота;

б) работу с током $1,5I_{\text{ном}}$ в течение 120–180 с;

в) пуск, торможение и реверс электродвигателя;

г) работу с номинальным током на нагрузку, имеющую коэффициент сдвига 0,15–0,9 при $f_{ном}=50$ Гц и 0,15–0,7 при $f_{ном}=200$ Гц.

Электропривод оснащён контрольными приборами: вольтметром выходного напряжения (для измерения напряжения на выходе из электропривода), вольтметром выходной частоты (для измерения частоты на выходе из электропривода косвенным методом), амперметром. Пределы измерений приборов следующие: вольтметр выходного напряжения 0–420 В (точность измерения $\pm 2,5$ %); амперметр 0–200 А (точность измерения $\pm 2,5$ %); вольтметр выходной частоты 0–160 В (точность измерения ± 2 %).

Электропривод позволяет осуществлять грубую и точную регулировку частоты вращения вала электродвигателя с возможностью реверсирования направления вращения. Он оснащён системами защиты от короткого замыкания, перегрузки и обрыва фаз.

Приложение В.7 — Технические характеристики тахометра ИО–10

Диапазоны измерений:

- 1) 25 об/мин — 100 об/мин;
- 2) 75 об/мин — 300 об/мин;
- 3) 250 об/мин — 1000 об/мин;
- 4) 750 об/мин — 3000 об/мин;
- 5) 2500 об/мин — 10000 об/мин.

Внутренняя шкала прибора тахометр ИО–10 соответствует диапазонам чисел оборотов 25 об/мин — 100 об/мин; 250 об/мин — 1000 об/мин; 2500 об/мин — 10000 об/мин, а наружная 75 об/мин — 300 об/мин; 750 об/мин — 3000 об/мин.

Цена одного деления каждой из шкал определяется по таблице В.7.

Таблица В.7 — Цена одного деления каждой из шкал прибора тахометра ИО–10

Шкала	Диапазон чисел	Цена деления
Внутренняя	25 об/мин–100 об/мин	1 об/мин
	250 об/мин–1000 об/мин	10 об/мин
	2500 об/мин–10000 об/мин	100 об/мин
Наружная	75 об/мин–300 об/мин	2 об/мин
	750 об/мин–3000 об/мин	20 об/мин

Приложение В.8 — Определение механических свойств бетона

Определение механических свойств бетона с добавками отвального шлака и отходов бетона производилось на образцах, изготовленных из бетонной смеси следующего состава:

цемент Балаклеевского цементно-шиферного комбината марки 400;
щебень Бугаёвского карьера М 400, фракция 5–20;
песок Ново-Кандрашовский $M_{кр}=1,1$, где $M_{кр}$ — модуль крупности;
вода;
отвальный шлак или отходы бетона.

Для определения отпускной прочности в лабораторных условиях все образцы проходили пропаривание по режиму:

выдержка после формовки в течение 2-х часов;
подъем температуры до заданной в течение 3-х часов;
выдержка образцов при температуре 70°C в течение 8-ми часов;
остывание в течение 3-х часов.

Для сравнения механических свойств опытных образцов с производственными, приготавливался контрольный замес состава:

цемент 320 кг;
песок 460 кг;
щебень 300 кг;
вода 185 кг.
Итого 2265 кг.

В замес добавлялся пластификатор ЩСПК (щелочной сток производства капролактама) в объеме 5 л, служащий для лучшего удобоукладывания бетонной смеси (удобоукладывание или удобоформуемость — способность заполнять форму при данном способе уплотнения, сохраняя свою однородность) [251].

Суточная прочность образцов на сжатие составила $R_{сж}=106$ кгс/см² или 10,8 МПа, осадка конуса 15 см (осадка конуса определяется подвижностью (растекаемость) под действием собственного веса бетонной смеси).

1. Снижали расход цемента на 10% и заменяли тонкомолотыми отходами бетона. Состав замеса:

цемент 283 кг,

отходы бетона 32 кг,

песок 460 кг,

щебень 1300 кг,

вода 160 кг.

Итого 2240 кг.

Пластификатор 5 л.

Суточная прочность образцов на сжатие составила:

$R_{сж} = 108 \text{ кгс/см}^2$ или 11,0 МПа.

Осадка конуса 10 см.

2. Снижали расход цемента на 10% и заменяли тонкомолотым отвальным шлаком. Состав замеса:

цемент 288 кг,

отвальным шлак 32 кг,

песок 460 кг,

щебень 1300 кг,

вода 156 кг.

Итого 2236 кг.

Пластификатор 5 л.

Суточная прочность образцов на сжатие составила

$R_{сж} = 99,0 \text{ кгс/см}^2$ или 10,0 МПа.

Осадка конуса 10 см.

Для определения предела прочности на сжатие после выдержки в течении семи суток изготавливали образцы из применяемых выше бетонных смесей, и проводилась их термовлажностойкая обработка согласно приведённому графику.

Механические испытания образцов показали следующие результаты:

1) Без замены цемента $R_{сж.7сут} = 125 \text{ кгс/см}^2$ или 12,7 Мпа;

2) Замена цемента 10% тонкомолотыми отходами бетона $R_{сж.7сут}=123$ кгс/см² или 12,5 МПа;

3) Замена цемента 10% тонкомолотым отвальным шлаком $R_{сж.7сут}=142$ кгс/см² или 14,4 МПа.

Обычно заводы крупнопанельного домостроения в качестве заполнителя применяют мелкий кварцевый песок, что увеличивает потребность в цементе. В связи с этим предложено часть (40%) кварцевого песка заменять отвальным шлаком или отходами бетона.

Для проведения экспериментов отвальным шлаком и отходами бетона были помолоты на установке с фракцией 2,0–2,5 мм. Приготавливалась бетонная смесь для изготовления опытных образцов с заменой кварцевого песка отвальным шлаком и отходами бетона.

Суточная прочность образцов на сжатие составила:

1) Контрольный без замены песка замес $R_{сж}=166$ кгс/см² или 17,0 МПа.

2) Заменяли 40% песка молотым отвальным шлаком $R_{сж}=173$ кгс/см² или 17,6 МПа.

3) Заменяли 40% песка молотыми отходами бетона $R_{сж}=180$ кгс/см² или 18,3 МПа.

Приложение Г — Результаты многофакторного эксперимента

Таблица Г.1 — Результаты расчётов дисперсии воспроизводимости эксперимента для параметра $y_i=f(N)$

№ опыта	S_{1i}^2	S_{1i}	$t_p = \frac{y_{1i} - \bar{y}_1}{S_{1i}}$	t_r
1	2	3	4	5
1	0,0710	0,2660	0,83 0,22 1,13	4,303
2	0,0051	0,0714	0,70 0,28 0,84	4,303
3	0,0692	0,0692	0,95 0,58 1,73	4,303
4	0,0442	0,2100	1,05 0,19 0,93	4,303
5	0,0076	0,0872	0,78 2,34 1,12	4,303
6	0,0097	0,0985	1,11 0,20 0,96	4,303
7	0,0005	0,0224	0,89 0,09 1,07	4,303

Продолжение таблицы Г.1

1	2	3	4	5
8	0,2525	0,1263	1,05 0,17 0,93	4,303
9	0,2463	0,1232	0,91 0,14 1,08	4,303
10	0,0007	0,0004	1,20 0,05 0,60	4,303
11	0,0105	0,0053	0,27 0,14 1,37	4,303
12	0,0240	0,0120	1,11 0,21 0,85	4,303
13	0,2053	0,1027	0,87 0,12 1,10	4,303
14	0,0127	0,0064	0,99 0,27 0,99	4,303
15	0,0127	0,0064	0,78 0,25 1,15	4,303
16	0,1672	0,0806	1,06 0,20 0,80	4,303

Таблица Г.2 — Результаты расчётов дисперсии воспроизводимости эксперимента
для параметра $y_2=f(Q)$

№ опыта	S_{2i}^2	S_{2i}	$t_p = \frac{y_{2i} - \bar{y}_2}{S_{2i}}$	t_r
1	2	3	4	5
1	0,0013	0,0360	0,97 0,08 1,03	4,303
2	0,0017	0,0410	0,95 0,07 1,05	4,303
3	0,0004	0,0200	0,75 0,05 1,20	4,303
4	0,0007	0,0271	0,96 0,07 1,03	4,303
5	0,0004	0,0196	0,97 0,10 1,02	4,303
6	0,0007	0,0260	1,00 0,08 1,04	4,303
7	0,0004	0,0200	1,15 0,30 0,80	4,303
8	0,0006	0,0235	0,98 0,09 1,02	4,303

Продолжение таблицы Г.2

9	0,0005	0,0224	0,97 0,09 1,03	4,303
10	0,0006	0,0250	0,96 0,08 1,04	4,303
11	0,0001	0,0065	1,00 0,02 1,00	4,303
12	0,0001	0,0082	1,01 0,01 0,99	4,303
13	0,0012	0,0351	0,97 0,09 1,03	4,303
14	0,0019	0,0440	0,95 0,07 1,05	4,303
15	0,0033	0,0575	0,96 0,07 1,04	4,303
16	0,0057	0,0760	0,92 0,13 1,50	4,303

Таблица Г.3 — Расчёт дисперсии воспроизводимости для параметра y_1

№ опыта	\bar{y}_{1i}	\hat{y}_{1i}	$\Delta y_{1i} = \bar{y}_{1i} - \hat{y}_{1i}$	Δy_{1i}^2
1	4,66	4,84	-0,18	0,0324
2	1,38	1,16	0,22	0,0484
3	1,24	0,99	0,25	0,0610
4	5,16	5,45	-0,29	0,0841
5	1,53	1,79	-0,26	0,0676
6	2,48	2,50	0,02	0,0004
7	0,45	0,26	0,19	0,0369
8	8,71	8,86	-0,15	0,0225
9	8,82	9,06	-0,24	0,0576
10	0,45	0,25	0,20	0,0392
11	2,52	2,35	0,17	0,0289
12	1,55	1,68	-0,13	0,0178
13	7,94	7,50	0,44	0,1940
14	1,96	2,60	-0,64	0,4100
15	2,26	2,87	-0,61	0,3720
16	0,90	6,33	0,57	0,3250

Таблица Г.4 — Расчёт дисперсии воспроизводимости параметра y_2

№ опыта	\bar{y}_{2i}	\hat{y}_{2i}	$\Delta y_{2i} = \bar{y}_{2i} - \hat{y}_{2i}$	Δy_{2i}^2
1	0,387	0,434	-0,047	0,0022
2	0,452	0,359	0,093	0,0086
3	0,216	0,192	0,024	0,0006
4	0,287	0,240	0,047	0,0022
5	0,921	0,170	0,051	0,0036
6	0,282	0,250	0,032	0,0010
7	0,200	0,224	-0,024	0,0006
8	0,254	0,312	-0,058	0,0034
9	0,227	0,188	0,004	0,0015
10	0,273	0,244	0,029	0,0008
11	0,067	0,082	-0,015	0,0002
12	0,088	0,146	-0,058	0,0034
13	0,379	0,420	0,041	0,0017
14	0,476	0,516	-0,004	0,00002
15	0,626	0,610	0,016	0,0003
16	0,780	0,071	0,066	0,0044

Таблица Г.5 — Остаточные суммы квадратов усовершенствованных математических моделей

№ опыта	\hat{y}_{1i}	Δy_{1i}	Δy_{1i}^2	\hat{y}_{2i}	Δy_{2i}	Δy_{2i}^2
1	4,555	0,105	0,0110	0,3915	0,0045	0,00002
2	1,448	0,068	0,0046	0,4015	0,0505	0,00255
3	1,278	0,038	0,0014	0,2345	0,0185	0,00034
4	5,165	0,005	0,0	0,2825	0,0085	0,00002
5	1,505	0,025	0,0006	0,2125	0,0105	0,00007
6	2,785	0,305	0,0930	0,2975	0,0185	0,00011
7	0,545	0,093	0,0086	0,1815	0,0155	0,00034
8	8,575	0,135	0,0180	0,2695	0,0035	0,00024
9	8,775	0,045	0,0020	0,2305	0,0155	0,00001
10	0,538	0,087	0,0076	0,2865	0,0135	0,00018
11	2,635	0,115	0,0130	0,0395	0,0875	0,00076
12	1,395	0,152	0,0230	0,1035	0,0016	0,00024
13	7,785	0,155	0,0240	0,3775	0,0015	0,0
14	2,315	0,355	0,1260	0,4735	0,0025	0,00001
15	5,585	0,325	0,1060	0,6525	0,0026	0,00070
16	6,615	0,285	0,0810	0,7565	0,0235	0,00055

Таблица Г.6 — Оценка значимости коэффициентов уравнения регрессии для параметра $y_I=f(N)$ (мощность)

Наименование фактора	Значение коэффициента	Доверительный интервал	Оценка значимости
X_0	3,626	0,103	значим
$X_1 = R$	0,052		не значим
$X_2 = \delta$	0,027		значим
$X_3 = n_H$	0,403		значим
$X_4 = n_B$	0,424		значим
$X_5 = \Phi$	2,033		значим
$X_6 = \sigma$	1,035	0,103	значим
$X_7 = E$	1,283		значим
$X_8 = b$	0,578		значим
$X_9 = H$	0,716		значим
$X_{10} = d$	0,312		значим

Таблица Г.7 — Оценка значимости коэффициентов уравнения регрессии для параметра $y_2=f(Q)$ (производительность)

Наименование фактора	Значение коэффициента	Доверительный интервал	Оценка значимости
X_0	0,326	0,0186	значим
$X_1 = R$	-0,036		значим
$X_2 = \delta$	-0,011		не значим
$X_3 = n_H$	0,076		значим
$X_4 = n_B$	0,039		не значим
$X_5 = \Phi$	0,002		не значим
$X_6 = \sigma$	0,011		не значим
$X_7 = E$	0,004		не значим
$X_8 = b$	0,074		значим
$X_9 = H$	0,034		значим
$X_{10} = d$	0,124		значим

Приложение Г.8 — Результаты обработки многофакторных экспериментов

Из табл. Г.1, Г.2 находим:

$$S_{1max}^2 = 0,12525; \quad S_{2max} = 0,0057.$$

$$\sum_{i=1}^{16} S_{1i}^2 = 0,6063; \quad \sum_{i=1}^{16} S_{2i}^2 = 0,1954.$$

Таким образом, расчётные значения критерия Кохрена равны:

$$G_{y1} = \frac{0,12625}{0,6063} = 0,2;$$

$$G_{y2} = \frac{0,0057}{0,1954} = 0,29.$$

Так как расчётное значение критерия Кохрена не превышает табличного значения, дисперсии усредняются и проводится расчёт дисперсии воспроизводимости эксперимента в целом.

Используя данные приложения Г.1 и Г.2:

$$S_{\{y_1\}}^2 = \frac{1,2120}{16 \cdot (3 - 1)} = 0,038;$$

$$S_{\{y_1\}} = \frac{0,039253}{16 \cdot (3 - 1)} = 0,00123.$$

Значения t_p представлены в таблицах Г.1 и Г.2.

Из сравнения t_p и t_T видно, что во всех опытах выполняется условие $t_p < t_T$, следовательно, в 95% случаев результаты опытов воспроизводимы.

Расчётные значения коэффициентов уравнений регрессий представлены в таблице Г.1.

Таблица Г.1 — Значения коэффициентов уравнений регрессий

i	0	1	2	3	4
a_i	3,626	-0,0519	-0,0268	0,403	0,424
b_i	0,326	-0,0360	0,0110	0,076	-0,039

Продолжение таблицы Г.1

i	5	6	7	8	9	10
a_i	2,033	1,0350	-1,2830	0,578	-0,716	0,312
b_i	0,002	-0,0100	0,0040	0,074	0,034	0,124

Расчёты по формулам (5.10) и (5.11) дали следующие результаты:

$$\bar{y}_1 = a_0 = 3,626; \bar{y}_2 = b_0 = 0,326; r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} = 0,214.$$

Табличное значение при $\alpha=0,05$ и $K=16-2=14$, $r_T = 0,497$.

Так как $r_{\bar{y}_1, \bar{y}_2} < r_T$, то гипотеза о линейной корреляции между N и Q отвергается.

Уравнения регрессий имеют вид:

$$\begin{aligned} \hat{y}_1 = & 3,626 - 0,0519 \cdot x_1 - 0,0268 \cdot x_2 + 0,403 \cdot x_3 + 0,424 \cdot x_4 + \\ & + 2,033 \cdot x_5 + 1,035 \cdot x_6 - 1,283 \cdot x_7 + \\ & + 0,578 \cdot x_8 - 0,716 \cdot x_9 + 0,312 \cdot x_{10}; \end{aligned} \quad (\text{Г.1})$$

$$\begin{aligned} \hat{y}_2 = & 0,326 - 0,003 \cdot x_1 - 0,011 \cdot x_2 + 0,076 \cdot x_3 + 0,039 \cdot x_4 + \\ & + 0,02 \cdot x_5 + 0,01 \cdot x_6 + 0,004 \cdot x_7 + \\ & + 0,074 \cdot x_8 + 0,034 \cdot x_9 + 0,124 \cdot x_{10}. \end{aligned} \quad (\text{Г.2})$$

Все необходимые результаты расчётов по формулам (Г.1), (Г.2) представлены в таблицах Г.3 и Г.4. С учётом этих результатов имеем:

$$S_{1ад}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_{1i}^2}{f} = \frac{1,8014}{5} = 0,36;$$

$$S_{2ад}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_{2i}^2}{f} = \frac{0,0345}{5} = 0,007.$$

Расчётные критерии Фишера:

$$F_1 = \frac{S_{1ад}^2}{S_{\{y_1\}}^2} = \frac{0,36}{0,038} = 9,474;$$

$$F_2 = \frac{S_{2ад}^2}{S_{\{y_2\}}^2} = \frac{0,007}{0,00123} = 5,691.$$

Как видно табличное значение критерия Фишера, $F_T < (F_1, F_2) = (9,474; 5,691)$, поэтому гипотеза об адекватности обоих уравнений регрессии отвергается.

Таким образом, уравнения регрессии должны быть нелинейными и для учёта этого можно выбрать несколько путей, например, с помощью дотройки плана эксперимента тройными взаимодействиями факторов, или уменьшением интервала варьирования факторов, или снижением интервала варьирования факторов с большими коэффициентами регрессии с помощью метода «перевала», или перестройкой плана эксперимента для достижения более высокой разрешающей способности. Введём в уравнения регрессий дополнительный фактор ΔX с коэффициентами коррекции Δa и Δb , которые определяются по соответствующим формулам из п. 5.3. Соответствующие значения Δy_{1i} , Δy_{2i} взяты из приложений Г.5. В результате получено: $\Delta a = 285$; $\Delta b = 0,0425$.

Проверка адекватности математических моделей (6.1) и (6.2) проводится по критерию Фишера. С учётом результатов этих расчётов получено:

$$S_{1ад}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_{1i}^2}{f} = \frac{0,51985}{5} = 0,104; S_{2ад}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} \Delta y_{2i}^2}{f} = \frac{0,006134}{5} = 0,0012268.$$

Расчётные критерии Фишера:

$$F_1 = \frac{S_{1ад}^2}{S_{\{y_1\}}^2} = \frac{0,104}{0,038} = 2,737; F_2 = \frac{S_{2ад}^2}{S_{\{y_2\}}^2} = \frac{0,0012268}{0,00123} = 0,997.$$

Так как оба расчётных значения F_1 и F_2 значительно меньше табличного значения критерия Фишера $F_T=4,4$, то гипотеза об адекватности математических моделей (6.1), (6.2) принимается.

Для проверки значимости коэффициентов уравнений регрессии его абсолютная величина должна быть больше доверительного интервала, определяемого по формулам:

$$\sum \Delta y_{1i}^2 = 0,51985; \quad \sum \Delta y_{2i}^2 = 0,006134.$$

средние квадратичные ошибки коэффициентов a_j, b_j уравнений регрессии:

$$S_{\{a_j\}}^2 = \frac{S_{\{y_1\}}^2}{N_1} = \frac{0,038}{16} = 0,00237; \quad S_{\{a_j\}} = 0,0487;$$

$$S_{\{b_j\}}^2 = \frac{S_{\{y_2\}}^2}{N_1} = \frac{0,00123}{16} = 0,000077; \quad S_{\{b_j\}} = 0,000877.$$

Доверительные интервалы равны:

$$\Delta a_j = \pm 2,12 \cdot 0,0487 = \pm 0,103;$$

$$\Delta b_j = \pm 2,12 \cdot 0,000877 = \pm 0,0186.$$

Оценка значимости коэффициентов уравнений регрессии представлены в приложениях Г.6 и Г.7.

Приложение Г.9 — Вспомогательные материалы для производственных
испытаний

Таблица Г.9.1 — Основные характеристики лабораторной мельницы ДИМ–250

Наименование характеристик		Численное значение
Габаритные размеры	высота, мм	440
	ширина, мм	320
	длина, мм	400
Диаметр рабочей камеры, мм		250
Высота рабочей камеры, мм		150
Мощность электродвигателей, кВт		3,0
Количество электродвигателей, шт.		2
Напряжение 3-х фазной питающей сети, В		380
Частота вращения ротора, об/мин		685
Масса, кг		75

Таблица Г.9.2 — Основные характеристики опытного образца ДИМ–1800

Наименование характеристик		Численное значение
Габаритные размеры	высота, мм	2200
	ширина, мм	3000
	длина, мм	5600
Мощность электродвигателя, кВт		110
Частота вращения ротора, об/мин		850
Количество электродвигателей, шт.		1
Назначение		Измельчение хромомagneзитового и шамотного кирпича
Напряжение трёхфазной питающей сети		380
Масса, кг		35000
Максимальный размер загружаемого материала, мм		200

Таблица Г.9.3 — Основные характеристики ДИМ–2250

Наименование характеристик		Численное значение
Габаритные размеры	высота, мм	2700
	ширина, мм	3800
	длина, мм	7000
Мощность электродвигателя, кВт		160
Частота вращения ротора, об/мин		750
Привод		2-х ступенчатый (кли- норемменная и кониче- ская зубчатая пере- дача)
Напряжение трёхфазной питающей сети		380
Масса, кг		42000
Максимальный размер загружаемого материала, мм		250

Таблица Г.9.4 — Результаты химического анализа готового продукта

Материал	<i>МО</i>	<i>СаО</i>	<i>O₂</i>	Фракция, мм
ППМ–85 (г. Сатка)*	88,6	6,5	3,17	1–8
Собственного помола	90,2–90,8	2,7–3,8	1,8–2,1	1–10

Таблица Г.9.5 — Характеристика молотковой дробилки ДМРИЭ 14.5×13–1000

Параметр машины		Величина параметра
Производительность, т/ч		до 250
Размеры ротора	диаметр, мм	1450
	ширина, мм	1300
Габаритные размеры дробилки	длина, мм	4798
	ширина, мм	3230
	высота, мм	2270
количество молотков, шт.		115
вес молотка, кг		18
вес без электрооборудования, кг		18046
размер куска известняка на входе, мм		80
Электродвигатель типа АКЗ 13–46–6 УХПЧ		
напряжение, В		6000
мощность, кВт		630
частота вращения, об/мин		735
вес, кг		4100
Трубоконвейер $D=720$ мм с двумя электродвигателями по 4 кВт		

Таблица Г.9.6 — Содержание химических веществ в огнеупорном порошке

Вещество	Содержание химических веществ в огнеупорном порошке, %	
	После помола на установке ДИМ–250	По ГОСТ 24862–81
MgO	90,5	не более 85 %
CaO	3,85	не более 8
SiO_2	1,8	не более 4,5
Cr_2O_3	0,8	—

Таблица Г.9.7 — Характеристика грохота типа ГИСЛ–72, двухъярусного

Параметр грохота		Величина
Габаритные размеры	длина, мм	7000
	ширина, мм	3800
	высота, мм	2600
Масса, кг		11085
Привод — 2 электродвигателя по 32 кВт		
амплитуда колебания сит, мм		6
частота колебания сит, Гц		730

Таблица Г.9.8 — Угол естественного откоса различных фракций известняка после молотковых дробилок

Размер фракций, мм						
0–0,063	0,063–0,16	0,016–0,5	0,5–1,0	1,0–2,0	2,0–3,0	3,0
35	30	43	32	32	33	31
22	30	27	29	30	32	29
29	30	33	30	31	33	30
Влагоёмкость, мм						
35	39	37	50	34	34	33
42	35	49	38	37	25	17
38	37	43	44	35	29	25

Таблица Г.9.9 — Угол естественного откоса различных фракций известняка после ДИМ–2250

Размер фракций, мм						
<0,063	0,063–0,16	0,16–0,5	0,5–1,0	1,0–2,0	2,0–3,0	>3,0
39,0	32,9	29,6	29,4	28,9	26,6	34,3
43,8	40,3	32,5	29,4	35,2	31,2	36,7
Капиллярная влагоёмкость, мм						
36	33	43	23	17	25	49

Приложение Д — Программы статистической обработки результатов многофакторного эксперимента

1. Программа PKOX — создание набора данных KOXP — таблицы коэффициентов Кохрена.
2. Программа KOR1 — создание набора данных KOR — таблицы коэффициентов корреляции.
3. Программа STUD — создание набора данных KRITS — таблицы значений t — распределение Стьюдента.
4. Программа PROGF — создание набора данных TABFI — таблицы значений Фишера.
5. Программа VARF — печать таблицы интервалов варьирования факторов.
6. Программа 8PLAN — ввод матрицы планирования эксперимента и печать плана эксперимента с одновременной рандомизацией.
7. Программа PLAN — проверяет гипотезу о коррелированности факторов, рассчитывает дисперсию параллельных опытов и дисперсию воспроизводимости, проверяет однородность дисперсий параллельных опытов по критерию Кохрена, при желании пользователя, печатает три таблицы:
 - а) результаты рандомизированного многофакторного эксперимента;
 - б) расчёт дисперсии параллельных опытов для мощности;
 - в) расчёт дисперсии параллельных опытов для производительности.Далее программа PLAN проверяет гипотезу об отсутствии брака во всех опытах по критерию Стьюдента для обеих моделей.
8. Программа PLAN2 автоматически загружается после программы PLAN. Здесь вычисляются коэффициенты уравнений регрессии и проверяется адекватность моделей по критерию Фишера.
9. Программа PLAN3 автоматически загружается после PLAN2. В этой программе проверяется значимость коэффициентов уравнений регрессии по критерию Стьюдента.

Приложение Д.1 — Программа создания набора данных

```
10 ИМЯ ПРОГРАММЫ — PLAN
20 OPTION BASE 1
30 COMMON YIS( ).Y2S( ), DV1,DV2
40 DIM YH(48), YB(48), Y1(48), Y2(48), YHS(16), Y1S(16), Y2S(16)
50 DIM P1(48), P2(48), P3(48), P4(48), P5(48), P6(16), D1(16), D2(16)
60 DIM KV1(16), KV2(16), TS1(48), TS2(48), TR(48), S(16)
70 READ N, NN
80 FOR I=1 TO N
90 READ YH(1), YB(1), Y2(1)
100 Y1(I)=YH(I)+YB(I)
110 NEXT I
120 REM ФОРМИРОВАНИЕ МАССИВОВ YHS, YBS, Y1S, Y2S
130 K=1:M=N/NN
140 YHS(K)=0: YBS(K)=0:YIS(K)=0: Y2S(K)=0
150 FOR I=1 TO N
160 YHS(K)=YHS(K)+YH(I)
170 YBS(K)=YBS(K)+YB(I)
180 Y1S(K)=Y1S(K)+Y1(I)
190 Y2S(K)=Y2S(K)+YH(I)
200 IF K<>I/NN GOTO 260
210 YHS(K)=YHS(K) /NN
220 YBS(K)=YBS(K) /NN
230 Y1S(K)=Y1S(K) /NN
240 Y2S(K)=Y2S(K) /NN
250 K=K+1
260 NEXT I
270 REM РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА КОРРЕЛЯЦИИ
280 S1=0: S2=0
```

Продолжение приложения Д.1

```
290 FOR I=1 TO M
300 S1=S1+Y1S(I): S2=S2+Y2S(I)
310 NEXT I
320 S1=S1/M: S2=S2/M
330 S3=0: S4=0:S5=0
340 FOR I=1 TO M
350 S3=S3+(Y1S(I)-S1)^2
360 S4=S4+(Y2S(I)-S2)^2
370 S5=S5+(Y1S(I)-S1)* (Y2S(I)-S2)
380 NEXT I
390 R=S5/SQR(S3*S4)
400 LPRINT «КОЭФФИЦИЕНТ КОРРЕЛЯЦИИ=»:R
410 OPEN «KOR» AS #1 LEN=6
420 FIELD #1,2 AS NP$.4 AS KK$
430 N1%=M-2
440 GET #1. N1%
450 RT=CVS(KK$)
460 LPRINT, «ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА
КОРРЕЛЯЦИИ=»:RT
470 CLOSE
480 IF R>RT GOTO 510
490 LPRINT «ГИПОТЕЗА О КОРРЕЛИРОВАННОСТИ ФАКТОРОВ
ОТВЕРГАЕТСЯ»
500 GOTO 520
510 LPRINT «ГИПОТЕЗА О КОРРЕЛИРОВАННОСТИ ФАКТОРОВ НЕ
ОТВЕРГАЕТСЯ»
520 REM РАСЧЕТ ДИСПЕРСИИ ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ ОПЫТОВ И ДИСПЕРСИИ
ВОСПРОИЗВОДИМОСТИ
```

Продолжение приложения Д.1

```
530 SS1=0: SS2=0: K=1:S6=0:S7=0:S8=0:S9=0
540 D1MAX=0: D2MAX=0
550 FOR I=1 TO N
560 P1(I)=Y1(I)-Y1S(K)
570 P4(I)=Y2(I)-Y2S(K)
580 P2(I)=P1(I)^2: P5(I)=P4(I)^2
590 S6=S6+P2(I): S7=S7+P5(I)
600 IF K<>I/NN GOTO 690
610 P3(K)=S6:P6(K)=S7
620 SS1=SS1+S6:SS2=SS2+S7
630 D1(K)=S6/(NN-1): D2(K)=S7/(NN-1)
640 S8=S8+D1(K): S9=S9+D2(K)
650 IF D1(K)>D1MAX THEN D1MAX=D1(K)
660 IF D2(K)>D2MAX THEN D2MAX=D2(K)
670 KV1(K)=SQR(D1(K)): KV2(K)=SQR(D2(K))
680 K=K+1: S6=0: S7=0
690 NEXT I
700 LPRINT «К ДИСПЕРСИЙ ПО КРИТЕРИЮ КОХРЕНА»
710 LPRINT «СУММА ДИСПЕРСИЙ ДЛЯ МОЩНОСТИ=»: S8:» MAX
ДИСПЕРСИЯ=»: D1MAX
720 LPRINT «СУММА ДИСПЕРСИЙ ДЛЯ МОЩНОСТИ=»: S9:» MAX
ДИСПЕРСИЯ=»: D2MAX
730 LPRINT «РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ КРИТЕРИЯ КОХРЕНА»
740 GY1=D1MAX/S8: GY2=D2MAX/S9: L=1
750 LPRINT “GY1=”:GY1:” GY2=”: GY2
760 SS=NN-1 SS-ЧИСЛО СТЕПЕНЕЙ СВОБОДЫ
770 OPEN “KOXR” FOR INPUT AS#3
```

Продолжение приложения Д.1

```
780 INPUT#3, NP, S(1), S(2), S(3), S(4), S(5), S(6), S(7), S(8), S(9), S(10)
790 IF NP=M THEN GOTO 830
800 IF NP=M -1 THEN GOTO 830
810 IF NP>M THEN GOTO 830
820 GOTO 780
830 FOR I=1 TO 10
840 IF I>=SS THEN GT=S(I): I=I+1
850 NEXT I
860 LPRINT «ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ КОХРЕНА=»:GT
870 IF GY1<GT THEN L=3: LPRINT «ГИПОТЕЗА ОБ ОДНОРОДНОСТИ
ДИСПЕРСИЙ ОСТАЕТСЯ В СИЛЕ ДЛЯ 1-Й МОДЕЛИ»
880 IF GY2<GT THEN L=3: LPRINT «ГИПОТЕЗА ОБ ОДНОРОДНОСТИ
ДИСПЕРСИЙ ОСТАЕТСЯ В СИЛЕ ДЛЯ 2-Й МОДЕЛИ»
890 IF L<>3 THEN LPRINT «ГИПОТЕЗА ОБ ОДНОРОДНОСТИ ДИСПЕРСИЙ
ОТВЕРГАЕТСЯ»
900 CLOSE#3
910 DV1=SS1/(M*(NN-1)): DV2=SS2/(M*(NN-1))
920 PRINT «ВВЕДИТЕ УСЛОВИЯ РАБОТЫ»
930 PRINT «1-ПЕЧАТЬ ТАБЛИЦ, ИНАЧЕ-ОТМЕНА ПЕЧАТИ»
940 INPUT C
950 IF C=1 THEN GOSUB 1490
960 LPRINT «ДИСПЕРСИЯ ВОСПРОИЗВОДИМОСТИ МОЩНОСТИ=»: DV1
970 LPRINT «ДИСПЕРСИЯ ВОСПРОИЗВОДИМОСТИ
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ=»: DV2
980 REM ПРОВЕРКА ГИПОТЕЗЫ ОБ ОТСУТСТВИИ БРАКА ВО ВСЕХ
ОПЫТАХ ПО КРИТЕРИЮ СТЬЮДЕНТА
990 OPEN "KRITS" FOR INPUT AS#2
1000 INPUT#2, NP, ZN
```

Продолжение приложения Д.1

```
1010 IF SS <> NP GOTO 1000
1020 IF EDF (2) THEN CLOSE #2:PRINT "В KRITS НЕТ ES=": SS: END
1030 TT=ZN: LPRINT «ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ
СТЬЮДЕНТА=»:TT
1040 CLOSE#2
1050 LPRINT «ПРОВЕРКА НА БРАК МОДЕЛИ ПО КРИТЕРИЮ СТЬЮДЕНТА»
1060 K=1:7=0
1070 FOR I=1 TO N
1080 TR(I)=ABS(P1(I))/KV:(K) РАСЧЕТ ПО КРИТЕРИЮ СТЬЮДЕНТА
1090 IF TR(I)>TT THEN Z=1: LPRINT «БРАК В ОПЫТЕ НОМЕР» : «РАСЧ.ЗН.=»
:TR(1) :”= :P1(I) :”/” :KV1(K)
1100 IF K<>I/NN GOTO 1120
1110 K=K+1
1120 NEXT I
1130 IF Z=0 THEN LPRINT «В 95% СЛУЧАЕВ КРИТЕРИЯ СТЬЮДЕНТА
ПОДТВЕРЖДАЕТ ГИПОТЕЗУ ОБ ОТСУТСТВИИ БРАКА ВО ВСЕХ ОПЫТАХ»
1140 IF Z=1 THEN LPRINT «В ОСТАЛЬНЫХ ОПЫТАХ БРАК ОТСУТСТВУЕТ»
1150 PRINT «НУЖНА ПРОВЕРКА НА БРАК ДЛЯ СЛЕД. МОДЕЛИ?»
1160 PRINT «1-НУЖНА, ИНАЧЕ-НЕТ»
1170 INPUT C: IF C<> GOTO 1220
1180 PRINT «ПРОВЕРКА ПО КРИТЕРИЮ СТЬЮДЕНТА СЛЕД. МОДЕЛИ»
1190 FOR I=1 TO N: P1(I)=P4(I): NEXT I
1200 FOR K=1 TO M: KV1(I)=KV2(K): NEXT K
1210 GOTO 1060
1220 CHAIN "A: PLAN2.BAS"
1230 DATA 48,3
1240 DATA 2.22,2.22,.422,2.3,2.3,.391002
1250 DATA 2.48,2.48,.35,.67,.67,.491
```

Продолжение приложения Д.1

1260 DATA .7,.7,.455,.72,.72,.409
1270 DATA .59,.59,.231,.6,.6,.217
1280 DATA .68,.68,.199,2.47,2.47,.313
1290 DATA 2.6,2.6,.289,2.68,2.68,.259
1300 DATA .88,.59,.24,.9,.6,.223
1310 DATA .95,.68,.201,1.43,.95,.308
1320 DATA 1.5,1,.284,1.55,1.03,.255
1330 DATA .26,.17,.223,.27,.18,.206
1340 DATA .29,.19,.184,5.01,3.33,.277
1350 DATA 5.27,3.5,.256,5.43,3.61..23
1360 DATA 3.39,5.11,.249.3/5, 5.27..229
1370 DATA 3.67,5.53,.204,.17,26,.297
1380 DATA .18,.27,.275,.19,.28,.247
1390 DATA .98,1.47,.079.1.1.5..068
1400 DATA 1.05,1.57,.061,.57,.86,.096
1410 DATA .63,.94,.089,.65,.99,.08
1420 DATA 3.83,3/83,.413,3.95,3.95,.382
1430 DATA 4.15,4.15,.343,.94,.94..518
1440 DATA .99,.99,.479,1.02,1.02..43
1450 DATA 1.1.1.1,.681,1.12,1.12..63
1460 DATA 1.18,1.18,.566.3.3,3.3..85
1470 DATA 3/48,3.48,79,3.58,3.58..7
1480 STOP
1490 REM ПОДПРОГРАММА ПЕЧАТИ ТАБЛИЦ
1500 LPRINT,"УН-МОЩНОСТЬ НИЖНЕГО ДВИГАТЕЛЯ"
1510 LPRINT,"УВ-МОЩНОСТЬ ВЕРХНЕГО ДВИГАТЕЛЯ"
1520 LPRINT,"У1-СУММАРНАЯ МОЩНОСТЬ"
1530 LPRINT,"У2-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ"

Продолжение приложения Д.1

```
1540 LPRINT,"YHS-СРЕДНИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ МОЩНОСТИ НИЖНЕГО
ДВИГАТЕЛЯ"
1550 LPRINT,"Y1S-СРЕДНИЕ ЗНАЧЕНИЯ МОЩНОСТИ"
1560 LPRINT,"Y2S-СРЕДНИЕ ЗНАЧЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ"
1570 LPRINT TAB(20) : "РЕЗУЛЬТАТЫ РАНДОМИЗИРОВАННОГО"
1580 LPRINT TAB(20) : "МНОГОФАКТОРНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА"
1590 K=1: M=N/NN
1600 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(65."-")
1610 LPRINT TAB(6) : " : N/N: N:N: SUM N: :П :
1620 LPRINT TAB(48) : " : : : : " :
1630 LPRINT
1640 LPRINT TAB(6) : " :ОПЫТОВ: YH:YB:Y1:Y2:" :
1650 LPRINT " YHS: YBS:Y1S:Y2S:" :
1660 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(65."-")
1670 FOR I=1 TO N
1680 LPRINT TAB(6) : " :
1690 LPRINT USING " : #.###: #.###: #.###: #.###:" :YH(I) :YB(I) : Y1(I) :Y2(I)
1700 IF K<>I/NN GOTO 1770
1710 LPRINT TAB(6) :
1720 LPRINT USING " : ## : " :K:
1730 LPRINT TAB(41) :
1740 LPRINT USING " : #.###: #.###: #.###: #.###:" :YHS(K) :YBS(K) : Y1S(K)
:Y2S(K)
1750 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(65."-")
1760 K=K+1
1770 NEXT I
1780 LPRINT:LPRINT:I=0
```

Продолжение приложения Д.1

```
1790 DIM G1(N),G2(N),G3(N),G4(N),G5(N)
1800 FOR I=1 TO N
1810 G1(I)=P1(I) :G2(I)=P2(I) :NEXT I
1820 FOR K=1 TO M
1830 G4(K)=P3(K) :G5(K)=D1(K) :G6(K)=KV1(K) :NEXT K
1840 LPRINT TAB(10) : «РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ДИСПЕРСИИ
ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ»
1850 LPRINT TAB(15) : «ОПЫТОВ ДЛЯ МОЩНОСТИ»
1860 K=1:M=N/NN
1870 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(64."-“)
1880 LPRINT TAB(6) :” : НОМЕРА: ОТКЛОНЕНИЕ: КВАДРАТ: ”:
1890 LPRINT «РАСЧЕТ: СУММА:ДИСПЕРСИЯ:С.К.О.:
1900 LPRINT:LPRINT TAB(6): ”: ОПЫТОВ:ОТ СРЕДНЕГО:РАЗНОСТИ: ”:
1910 LPRINT «ПО СТ.:КВАДРАТОВ:
1920 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(64."-“)
1930 FOR I=1 TO N
1940 G3(I)=ABS(G1(I))/G6(K)
1950 LPRINT TAB(6): ”:
1960 LPRINT USING “: #.###: #.###: #.###: #.###:”:G1(I) :G2(I) :G3(I)
1970 IF K<>I/NN GOTO 2020
1980 LPRINT TAB(6): ”: ”:K:TAB(42) :
1990 LPRINT USING “: #.###: #.###: #.###: #.###:”:G4(K) :G5(K) :G6(K)
2000 LPRINT:LPRINT TAB(6) :STRING$(64."-“)
2010 K=K+1
2020 NEXT I
2030 IF T=1 THEN RETURN
2040 LPRINT:LPRINT TAB(10) : «РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ДИСПЕРСИИ
ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ»
```

Продолжение приложения Д.1

```
2050 LPRINT TAB(15) : «ОПЫТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ»
2060 I=1
2070 FOR I=1 TO N:G1(I)=P4(I) :G2(I)=P5(I) :NEXT I
2080 FOR K=1 TO M:G4(K)=P6(K) :G5(K)=D2(K) :G6(K)=KV2(K) :NEXT K
2090 GOTO 1860
10 REM ПРОГРАММА ВЫЧИСЛЕНИЯ КОЭФФ.УРАВНЕНИЙ РЕГРЕССИИ.
ИМЯ ПРОГРАММЫ – PLAN2
20 OPTION BASE 1
30 COMMON Y1S(), Y2S(), DV1, DV2, AR1(), AR2()
40 READ N,M
50 DATA 11.16
60 DIM YP1(M), YP2(M), DY1(M), DY2(M)
70 DIM X(M,N), XT(N,M), YP(N,N), A1(N,N), XY1(N),XY2(N), AR1(N),AR2(N)
80 REM ВВОД МАТРИЦЫ X ПО СТОЛБЦАМ
90 DATA 1,1,1,1,1,1,1,1,1,1,1,1,1,1
100 DATA -1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1
110 DATA -1,-1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,1
```

Приложение Д.2 — Программа вычисления коэффициентов уравнений регрессии

PLAN2

```
120 DATA -1,-1,-1,-1,1,1,1,1,-1,-1,-1,-1,1,1,1,1
130 DATA -1,-1,-1,-1,-1,-1,-1,-1,1,1,1,1,1,1,1,1
140 DATA 1,-1,-1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,1
150 DATA 1,-1,1,-1,-1,1,-1,1,1,-1,1,-1,-1,1,-1,1
160 DATA 1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1
170 DATA 1,1,-1,-1,-1,-1,1,1,1,1,-1,-1,-1,-1,1,1
180 DATA 1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,-1,-1,1,1,-1,-1,1,1
190 DATA 1,1,1,1,-1,-1,-1,-1,-1,-1,-1,-1,1,1,1,1
200 DATA -1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,1,1,-1,1,-1,1,1,1,1,1,-1,-1,1,1,-1,-1,-1,1,1
210 REM ВЫЧИСЛЕНИЕ ТРАНСПОНИРОВАННОЙ МАТРИЦЫ ХТ
220 FOR I=1 TO N
230 FOR J=1 TO M
240 READ X(J,I)
250 ХТ(I,J)=X(J,I)
260 NEXT J
270 NEXT I
280 REM УМНОЖЕНИЕ МАТРИЦ ХТ*Х
290 FOR I=1 TO N: FOR J=1 TO N
300 S=0
310 FOR L=1 TO M
320 S=S+ХТ(I,L)*X(L,J)
330 NEXT L
340 YP(I,J)=S
350 NEXT J : NEXT I
360 REM ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИАГОНАЛЬНОЙ ОБРАТНОЙ МАТРИЦЫ А1
370 FOR I=1 TO N: FOR J=1 TO N
380 IF I=J GOTO 410
```

Продолжение приложения Д.2

```
390 IF YP(I,J)<>0 THEN PRINT «МАТРИЦА YP НЕ ДИАГОНАЛЬНАЯ»:STOP
400 A1(I,J)=0 : GOTO 420
410 A1(I,J)=1/YP(I,J)
420 NEXT J : NEXT I
430 PRINT «ВВЕДИТЕ УСЛОВИЯ РАБОТЫ»
440 PRINT «1-ПЕЧАТЬ МТРИЦ, ИНЧЕ-ОТМЕНА ПЕЧАТИ»
450 INPUT C
460 IF C=1 THEN GOSUB 1150
470 REM УМНОЖЕНИЕ МАТРИЦ: ХТ*Y1 И ХТ*Y2
480 FOR I=1 TO N
490 S1=0:S2=0
500 FOR J=1 TO M
510 S1=S1+ХТ(I,J)*Y1S(J) : S2=S2+ХТ(I,J)*Y2S(J)
520 NEXT J
530 XY1(I)=S1: XY2(I)=S2: NEXT I
540 REM ПОЛУЧЕНИЕ РЕЗУЛЬТИРУЮЩИХ ВЕКТОРОВ AR1 И AR2
550 FOR I=1 TO N
560 AR1(I)=XY1(I)/YP(I,I)
570 AR2(I)=XY2(I)/YP(I,I)
580 NEXT I
590 LPRINT, «КОЭФФИЦИЕНТЫ УР-Я РЕГРЕССИИ ДЛЯ МОЩНОСТИ-
ВЕКТОР A:»
600 FOR I=1 TO N: LPRINT AR2(I) :
610 NEXT I: LPRINT
620 LPRINT, «КОЭФФИЦИЕНТЫ УР-Я РЕГРЕССИИ ДЛЯ МОЩНОСТИ-
ВЕКТОР B:»
630 FOR I=1 TO N: LPRINT AR2(I) :
640 NEXT I: LPRINT
```

Продолжение приложения Д.2

```
650 LPRINT, «УР-Я РЕГРЕССИИ» : LPRINT Y1=AR1(I) :  
  
660 FOR I=2 TO N  
670 LPRINT USING "+###.###":AR1(I) : : LPRINT "X" (I) :  
680 NEXT I: LPRINT  
690 LPRINT "Y2=": AR2(I) :  
700 FOR I=2 TO N  
710 LPRINT USING "+###.###":AR2(I) : : LPRINT "X" (I) :  
720 NEXT I: LPRINT  
730 REM ВЫЧИСЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТОВ УРАВНЕНИЙ РЕГРЕССИИ  
740 LPRINT, «ПАРАМЕТРЫ, ВЫЧИСЛЕННЫЕ ПО УР-ЯМ РЕГРЕССИИ»  
750 LPRINT, "Y1(I), "Y2(I)"  
760 FOR I=1 TO M  
770 S1=0:S2=0  
780 FOR J=1 TO N  
790 S1=S1+AR1(J)*X(I,J) :S2= S2+AR2(J)*X(I,J)  
800 NEXT J  
810 REM Y1(I),Y2(I)-ВЕКТОРЫ РАСЧЕТОВ ПО УР-Ю РЕГРЕССИИ  
820 Y1(I)=S1:Y2(I)=S2:LPRINT, S1,S2  
830 NEXT I  
840 REM ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ МАТ.МОДЕЛИ  
850 LPRINT: LPRINT «ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ МОДЕЛЕЙ»  
860 F=M-N  
870 L=M*2  
880 DIM TF(9),YS(M),YR(M),DX(M)  
890 OPEN "TABFI" FOR INPUT AS#1  
900 INPUT #1, N,TF(1), TF(2), TF(3), TF(4), TF(5), TF(6), TF(7), TF(8), TF(9)  
910 IF N<>F GOTO 900
```

Продолжение приложения Д.2

```
920 I EDF(1) THEN CLOSE#1: PRINT "В ТАБФИ НЕТ F1=":F:END
930 FOR I=1 TO 6

940 IF L=1 THEN TABF=TF(I) :GOTO 990
950 NEXT I
960 IF L<12 THEN TABF=TF(7) :GOTO 990
970 IF L<24 THEN TABF=TF(8) :GOTO 990
980 TABF=TF(9)
990 LPRINT «ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ ФИШЕРА=»: TABF
1000 CLOSE#1
1010 DV=DV1 ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ МОДЕЛИ
1020 FOR I=1 TO M
1030 YS(I)=Y1S(I) :YR(I)=YR1(I)
1040 NEXT I
1050 GOSUB 1490
1060 LPRINT «ЛИНЕЙНЯ МОДЕЛЬ 1 АДЕКВАТНА»
1070 DV=DV2 ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ 2-Й МОДЕЛИ
1080 FOR I=1 TO M
1090 YS(I)=Y2S(I) :YR(I)=YR2(I)
1100 NEXT I
1110 GOSUB 1490
1120 LPRINT «ЛИНЕЙНЯ МОДЕЛЬ 2 АДЕКВАТНА»

1130 CHAIN "PLAN3.BAS"
1140 END
1150 REM ПОДПРОГРАММА ПЕЧАТИ МАТРИЦ
1160 LPRINT. «X(M,N)-ИСХОДНАЯ МАТРИЦА»
1170 LPRINT. «XT(N,M)-ТРАНСПОНИРОВАННАЯ МАТРИЦА»
1180 LPRINT. «МАТРИЦА YP=XT*X»
```

Продолжение приложения Д.2

```
1190 LPRINT. «A1-ДИАГОНАЛЬНАЯ ОБРАТНАЯ МАТРИЦА»
1200 LPRINT. «ВЕКТОР XY1=XT*Y1»
1210 LPRINT. «ВЕКТОР XY2=XT*Y2»

1220 LPRINT. «AR1,AR2 - РЕЗУЛЬТИРУЮЩИЕ ВЕКТОРЫ»
1230 REM ПЕЧАТЬ ИСХОДНОЙ И ТРАНСПОНИРОВАННОЙ МАТРИЦ
1240 LPRINT. «ИСХОДНАЯ И ТРАНСПОНИРОВАННАЯ МАТРИЦЫ»
1250 LPRINT TAB(20) : "X(M*N)" : TAB(60) : "XT(N*M)"
1260 FOR I=1 TO M
1270 LPRINT “,”
1280 FOR J=1 TO N:LPRINT USING “+#:X(I,J) : :NEXT J
1290 LPRINT “,”
1300 IF I>N THEN LPRINT : GOTO 1340
1310 LPRINT TAB(40) : “,”
1320 FOR J=1 TO M:LPRINT USING “+#:XT(I,J) : :NEXT J
1330 LPRINT “,”
1340 NEXT I
1350 REM ПЕЧАТЬ ДВУХ ДИАГОНАЛЬНЫХ МАТРИЦ
1360 LPRINT. «МАТРИЦА YP=XT*X“,”A1-ОБРАТНАЯ ДИАГОНАЛЬНАЯ
МАТРИЦА»
1370 FOR I=1 TO N
1380 LPRINT “,”
1390 FOR J=1 TO N
1400 LPRINT YP(I,J) :
1410 NEXT J
1420 LPRINT “,”:TAB(40) : “,”
1430 FOR J=1 TO N
1440 LPRINT A1(I,J) :
```

Продолжение приложения Д.2

```
1450 NEXT J
1460 LPRINT “,”
1470 NEXT I
1480 RETURN
1490 ПОДПРОГРАММ АДЕКВАТНОСТИ МОДЕЛИ
1500 ‘S1 - ДИСПЕРСИЯ ВОСПРОИЗВОДИМОСТИ
1510 ‘S2 – СУММА НЕВЯЗОК
1520 ‘DA – ДИСПЕРСИЯ АДЕКВАТНОСТИ
1530 ‘FR – РАСЧЕТНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ ФИШЕРА
1540 ‘TABF – ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ ФИШЕРА
1550 ‘KK – КОЭФФИЦИЕНТ КОРРЕКЦИИ
1560 ‘DX(I) – ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЙ МНИМЫЙ ФАКТОР
1570 S1=0:S2=0
1580 FOR I=1 TO M
1590 S1=S1+ABS(YS(I)-YR(I))
1600 S2=S2+(YS(I)-YR(I))^2
1610 NEXT I
1620 DA=S2/F
1630 FR=DA/DV
1640 LPRINT «РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ КРИТЕРИЯ ФИШЕРА:RR=:FR»
1650 IF FR<TABF THEN RETURN
1660 KK=S1/M
1670 LPRINT «КОЭФФИЦИЕНТ КОРРЕКЦИИ=»:KK
1680 FOR I=1 TO M
1690 READ DX(I)
1700 YR(I)=YR(I)+KK*DX(I)
1710 NEXT I
1720 GOTO 1570
```

Приложение Д.3 — Проверка значимости коэффициентов уравнений регрессии

```
10 REM ПРОВЕРКА ЗНАЧИМОСТИ КОЭФФИЦИЕНТОВ УР-Й РЕГРЕССИИ
20 'ИМЯ ПРОГРАММЫ – PLAN3.BAS
30 'M – ЧИСЛО ОПЫТОВ
40 'N – КОЛ-ВО КОЭФ-В УР-Я РЕГРЕССИИ
50 'DR – ДИСПЕРСИЯ КОЭФ-В РЕГРЕССИИ
60 'DRK – КВАДРАТИЧЕСКАЯ ОШИБКА КОЭФ-В РЕГРЕССИИ
70 'DI – ДОВЕРИТЕЛЬНЫЙ ИНТЕРВАЛ
80 'TT – ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ СТЬЮДЕНТА
90 'SS – ЧИСЛО СТЕПЕНЕЙ СВОБОДЫ
100 OPTION BASE 1
110 LPRINT:LPRINT "ПРОВЕРКА ЗНАЧИМОСТИ КОЭФФИЦИЕНТОВ УР-Й
РЕГРЕССИИ"
120 COMMON DV1,DV2,AR1(), AR2()
130 READ M,N
140 DATA 16.11
150 DIM AR(N)
160 SS=M
170 OPEN "KRITS" FOR INPUT AS#2
180 INPUT#2, NP, ZN
190 IF SS<>NP GOTO 180
200 IF EDF(2) THEN CLOSE#2:PRINT "В Н.Д.КРИТС НЕТ SS=":SS:END
210 TT=ZN:LPRINT "ТАБЛИЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ КРИТЕРИЯ СТЬЮДЕНТА ПРИ
SS=":SS=" PABHO : TT
220 FOR I=1 TO N
230 AR(I)=AR1(I)
240 NEXT I:K=1
250 DR=DV1/M
260 DRK=SQR(DR)
```

Продолжение приложения Д.3

```
270 DI=TT*DRK
280 GOSUB 380
290 PRINT «НУЖНА ЛИ ПРОВЕРКА ЗНАЧИМОСТИ СЛЕД.МОДЕЛИ?»
300 PRINT «1- НУЖНА, ИНАЧЕ – НЕТ»
310 INPUT C
320 IF C<>1 THEN END
330 DV1=DV2
340 FOR I=1 TO N
350 AR(I)=AR2(I)
360 NEXT I:K=K+1
370 GOTO 250
380 REM ПОДПРОГРАММА ПЕЧАТИ ТАБЛИЦЫ ЗНАЧИМОСТИ КОЭФ-В
390 LPRINT
400 LPRINT TAB(10): «ОЦЕНКА ЗНАЧИМОСТИ КОЭФФИЦИЕНТОВ»
410 LPRINT TAB(5): «УРАВНЕНИЯ РЕГРЕССИИ ДЛЯ МОДЕЛИ»:K
420 LPRINT STRING $(54.”-“)
430 LPRINT “N” .«ЗНАЧЕНИЕ», «ДОВЕРИТЕЛЬНЫЙ», «ОЦЕНКА»
440 LPRINT «ФАКТ.», «КОЭФ-ТА», «ИНТЕРВАЛ», «ЗНАЧИМОСТИ»
450 LPRINT STRING $(54.”-“)
460 FOR I=1 TO N
470 IF ABS(AR(I))>D1 THEN Z$=”ЗНАЧИМ” :GOTO 490
480 Z$=”НЕ ЗНАЧИМ”
490 LPRINT “” :TAB(7) : I: TAB(16) :
500 LPRINT USING “+###.### +###.###”:AR(I),D1:
510 LPRINT TAB(42) :Z$:TAB(54) :”””
520 NEXT I
530 LPRINT STRING $(54.”-“)
540 RETURN
```

Приложение Д.3 — Программа печати интервалов варьирования факторов

```
10 REM VARF – ПРОГРАММА ПЕЧАТИ ИНТЕРВАЛОВ ВАРЬИРОВАНИЯ
ФАКТОРОВ
20 OPTION BASE 1
30 PRINT «ВВОД ОСНОВНЫХ УРОВНЕЙ ФАКТОРОВ И ИНТЕРВАЛОВ
ВАРЬИРОВАНИЯ»
40 INPUT «КОЛИЧЕСТВО ФАКТОРОВ:» N
50 DIM SF(N), VAR(N), VF(N), NF(N)
60 COMMON SF ( ), VAR( ), VF( ), NF( ),N
70 PRINT «ВВЕСТИ СРЕДНИЙ УРОВЕНЬ И ИНТЕРВАЛ ВАРЬИРОВАНИЯ»
80          «ДАННЫЕ          ДЛЯ          10          ФАКТОРОВ:
.071,.005,.001,.0002,.250,50,250,50,0,1,150,20,2100,500,.01,.005,.035,.008,.02,.005
90 «ДАННЫЕ ДЛЯ 5 ФАКТОРОВ: .076,.005,500,100,.035,.006,.038,. 006,.01,. 0025
100 FOR I=1 TO N
110 INPUT SF(I), VAR(I)
120 NEXT I
130 FOR I=1 TO N
140 VF(I)=SF(I)+VAR(I)
150 NF(I)=SF(I)-VAR(I) :NEXT I
160 PRINT «НЕОБХОДИМА ЛИ ПЕЧАТЬ ИНТЕРВАЛОВ ВАРЬИРОВАНИЯ?»
170 PRINT «1- НЕОБХОДИМА, ИНАЧЕ – НЕТ»
180 INPUT PR
190 IF PR=1 THEN GOSUB 270
200 PRINT «НУЖЕН ПЛАН ЭКСПЕРИМЕНТА? 1-ДА, ИНАЧЕ – НЕТ»
210 INPUT PR1
220 IF PR1=1 THEN CHAIN “PPLAN”
230 PRINT «ОПТИМИЗАЦИЯ НУЖНА? 1-ДА, ИНАЧЕ – НЕТ»
240 INPUT PR2
250 IF PR2=1 THEN CHAIN “OPTIM”
```

Продолжение приложения Д.3

```
260 END
270 REM ПОДПРОГРАММА ПЕЧАТИ ИНТЕРВАЛОВ ВАРЬИРОВАНИЯ
ФАКТОРОВ
280 LPRINT
290 LPRINT TAB(20) : «ИНТЕРВАЛЫ ВАРЬИРОВАНИЯ ФАКТОРОВ»
300 LPRINT STRING $(71."-“)
310 LPRINT «КОД», «УРОВНИ ФАКТОРОВ», «ИНТЕРВАЛ»
320 LPRINT “”,””,””,”””.
330 LPRINT «ФАКТОРА», «СРЕДНИЙ», «НИЖНИЙ», «ВЕРХНИЙ»,
«ВАРЬИРОВАНИЯ»
340 LPRINT STRING $(71."-“)
350 FOR I=1 TO N
360 LPRINT “X”I:TAB(14) :TAB(17) :SF(7) :TAB(28) :”!” :TAB(31) :NF(I) :TAB(42)
:”!” :TAB(45) :VF(I) :TAB(56) :”!” :TAB(59) :VAR(I) :TAB(71) :”!”
370 LPRINT STRING $(71."-“)
380 NEXT I
390 RETURN
```

Приложение Д.4 — Программа печати плана эксперимента

```
10 ПРОГРАММА ПЕЧАТИ ПЛАН ЭКСПЕРИМЕНТА. ИМЯ ПРОГРАММЫ
RPLAN
20 OPTION BASE 1
30 COMMON SF( ),VAR( ),VF( ),NF( ),N
40 PRINT «ВВЕДИТЕ КОЛ-ВО ОПЫТОВ И ЧИСЛО ПРАЛЛЕЛЬНЫХ ОПЫТОВ»
50 INPUT K,KK
60 M=K/KK
70 COMMON M
80 DIM X(M,N),XP(K,N)
90 ВВОД МАТРИЦЫ ПО СТОЛБЦАМ
100 FOR I=1 TO N
110 FOR J=1 TO M
120 READ X(J,I)
130 NEXT J:NEXT I
140 DATA -1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1,-1,1
150 DATA -1,-1, 1,1, -1,-1, 1,1, -1,-1, 1,1, -1,-1, 1,1
160 DATA -1,-1, -1,-1, 1,1, 1,1, -1,-1, -1,-1, 1,1, 1,1
170 DATA -1,-1, -1,-1, -1,-1, -1,-1, 1,1, 1,1, 1,1, 1,1
180 DATA 1,-1, -1,1, 1,-1, -1,1, 1,-1, -1,1, 1,-1, -1,1
190 DATA 1,-1, 1,-1, -1,1, -1,1, 1,-1, 1,-1, -1,1, -1,1
200 DATA 1,-1, 1,-1, 1,-1, 1,-1, -1,1, -1,1, -1,1, -1,1
210 DATA 1,1, -1,-1, -1,-1, 1,1, 1,1, -1,-1, -1,-1, 1,1
220 DATA 1,1, -1,-1, 1,1, -1,-1, -1,-1, 1,1, -1,-1, 1,1
230 DATA 1,1, 1,1, -1,-1, -1,-1, -1,-1, -1,-1, 1,1, 1,1
240 ФОРМИРОВАНИЕ МАТРИЦЫ ПЛАНА ЭКСПЕРИМЕНТА
250 K1=0
260 FOR I=1 TO M
270 K1=K1+1
```

Продолжение приложения Д.4

```
280 FOR J=1 TO N
290 IF X(I,J)=1 THEN XP(K1,J)=VF(J) :GOTO 310
300 XP(K1,J)=NF(J)
310 NEXT J
320 NEXT I
330 IF K1<>K GOTO 260
340 GOSUB 580
350 LPRINT, "ПЛАН ЭКСПЕРИМЕНТА"
360 OPEN "LPT1:" AS#1
370 WIDTH #1,136
380 PRINT#1, STRING$(136,"-")
390 LPRINT ":N : ФАКТОРЫ"
400 PRINT#1, " :П/П: X1 : X2 " : " : X3 " : " : X4 " : " : X5. :
410 PRINT#1, " :X6 : X7 " : " : X8 " : " : X9 " : " : X10. :
420 PRINT#1, STRING$(136,"-")
430 L=1
440 FOR I=1 TO K
450 IF A(L)-1 GOTO 470
460 NEXT I
470 LPRINT " : " : L:
480 FOR J=1 TO N
490 PRINT#1, USING"#####.#####" : XP(I,J) : : NEXT J
500 PRINT#1, STRING$(136,"-")
510 L=L+1
520 IF L<=K GOTO 440
530 CLOSE#1
540 PRINT " ОПТИМИЗАЦИЯ НУЖНА? 1 – ДА, ИНАЧЕ - НЕТ
550 INPUT PR
```

Продолжение приложения Д.4

```
560 IF PR=1 THEN CHAIN "ОПТИМ"  
570 END  
580 ПОДПРОГРАММА ГЕНЕРАЦИИ К РАЗЛИЧНЫМ ЧИСЛАМ ИЗ К  
590 RANDOMIZE  
600 DIM A(K)  
610 A(1)=INT(K*RND+1)  
620 MR=M  
630 MR=1  
640 FOR I=2 TO K  
650 P=INT(K*RND+1) :C=0  
660 FOR J=1 TO MR  
670 IF P<>A(J) GOTO 690  
680 C=1:J=I  
690 NEXT J  
700 IF C=1 GOTO 650  
710 A(I)=P:MR=MR+1  
720 NEXT I  
730 LPRINT "РАНДОМИЗИРОВАННЫЙ ПОРЯДОК ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТОВ"  
740 FOR I=1 TO K:LPRINT A(I) : :NEXT I  
750 RETURN  
10 OPTION BASE 1  
20 "ОПТИМ – ПРОГРАММА ОПТИМИЗАЦИИ, ИМЯ ПРОГРАММЫ – ОПТИМ  
30 COMMON SF( ), VAR( ), VF( ), NF( ), N, M  
40 INPUT " К-ВО ЗНАЧИМЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ: ", K  
50 DIM C(K), CF(N), NYR(N), CFN(N), X(N)  
60 DATA 4.997,-0.36,-3.7,.14,-1.35,.25,-0.98,-0.39,-0.26,-0.45,.36,13.28  
70 LPRINT, " РАСЧЕТ СОСТАВЛЯЮЩИХ ГРАДИЕНТА КРУТОГО СПУСКА"  
80 LPRINT, "С ПОВЕРХНОСТИ ОТКЛИКА"
```

Приложение Д.4 — Программа оптимизации

```
90 LPRINT STRING$(76,"-“)
100 LPRINT “ФАКТОРЫ“
110 LPRINT TAB(7) :” : X1”,” : X2”,” : X3”,” : X4 ”,” : X5:”
120 LPRINT STRING$(76,"-“)
130 LPRINT “:C*VAR:” :
140 FOR I=1 TO K:READ C(I) :NEXT I
150 FOR I=1 TO N:CF(I) =C(I)*VAR(I)
160 LPRINT CF(I) : :NEXT I:LPRINT
170 INPUT “ НОМЕР ФАКТОРА ДЛЯ РАСЧЕТА ШАГА ДВИЖЕНИЯ:“, I
180 NYR(I)=SF(I)+CF(I)
190 IF NYR(I)>VF(I) GOTO 220
200 IF CF(I)<(VF(I)-SF(I))/5 GOTO 240
210 GOTO 260
220 CF(I)=CF(I)/2
230 GOTO 180
240 CF(I)=CF(I)*2
250 GOTO 180
260 KK=(NYR(I)-SF(I))/(C(I)*VAR(I))
270 LPRINT TAB(7) :
280 FOR I=1 TO N
290 CFN(I)=KK*C(I)*VAR(I)
300 LPRINT CFN(I) :
310 NYR(I)=SF(I)+CFN(I)
320 X(I)=(NYR(I)-SF(I)/VAR(I) :NEXT I
330 LPRINT
340 GOSUB 470
350 PRINT “ ВВЕСТИ К-ВО МЫСЛЕННЫХ ОПЫТОВ“
360 INPUT “ К-ВО МЫСЛЕННЫХ ОПЫТОВ:“,M:
```

Продолжение приложения Д.4

```
370 FOR L=1 TO M1
380 PRI=1
390 Y=C(K)
400 FOR I=1 TO N:Y=Y+L*C(I)*X(I):NEXT I
410 Y=Y+L*(C(6)*X(1)*X(2)+C(7)*X(1)*X(3)+C(8)*X(1)*X(5)+C(10)*X(3)*
*X(4)+C(11)*X(3)*X(5))
420 LPRINT "Y(“:M+L:”)=" :Y
430 LPRINT STRING$(76,"-“)
440 IF PRI=1 THEN FOR I=1 TO N : X(I)=-X(I) :NEXT I:PRI=0:GOTO 390
450 NEXT L
460 END
470 "ПОДПРОГРАММА ПЕЧАТИ NYR И X
480 LPRINT TAB(7) :
490 FOR I=1 TO N
500 LPRINT NYR(I) : :NEXT I: LPRINT
510 LPRINT TAB(7) :
520 FOR I=1 TO N
530 LPRINT X(I) : :NEXT I: LPRINT
540 RETURN
```

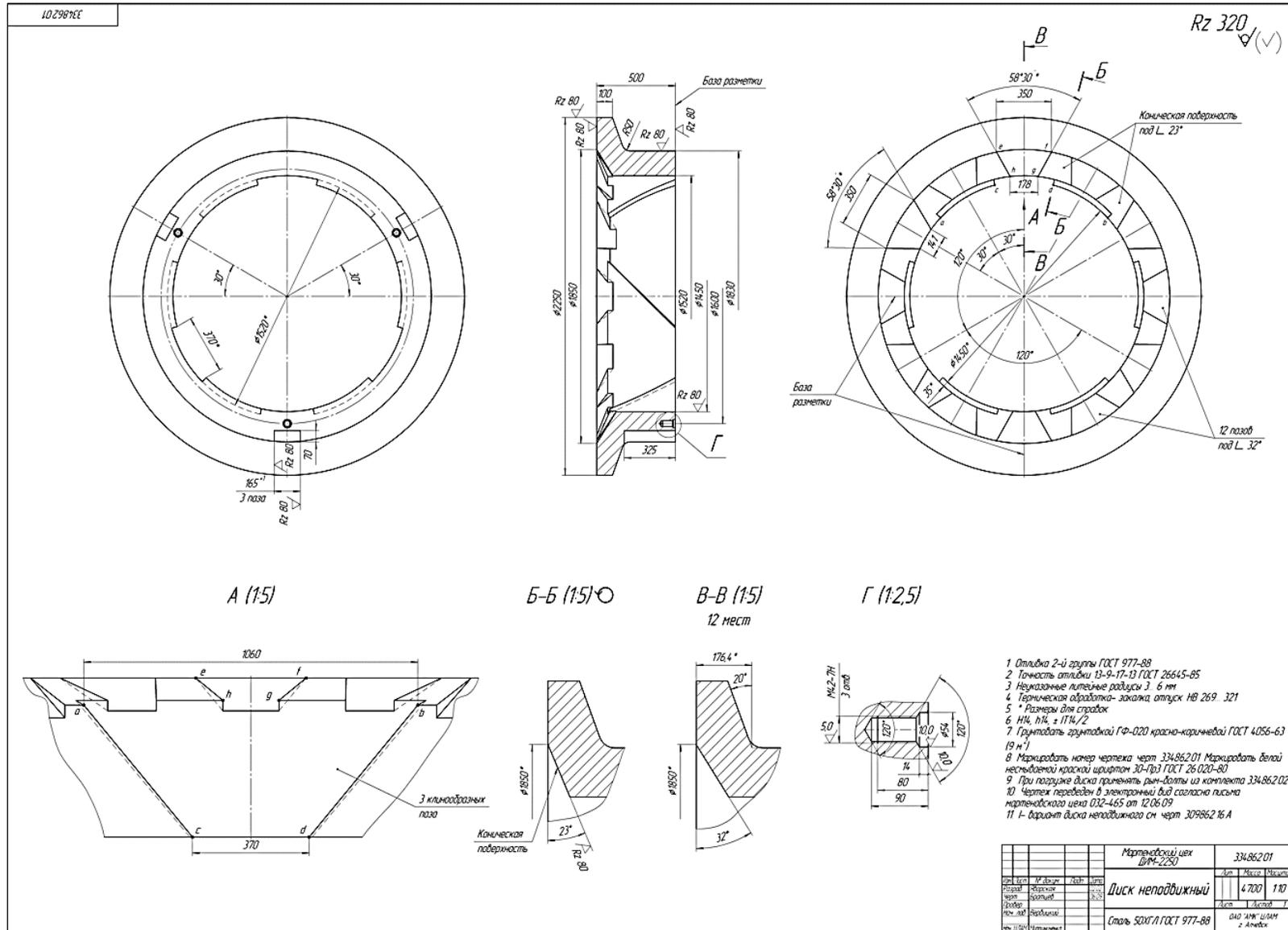



Рисунок Е.2. — Копия рабочего чертежа неподвижного диска

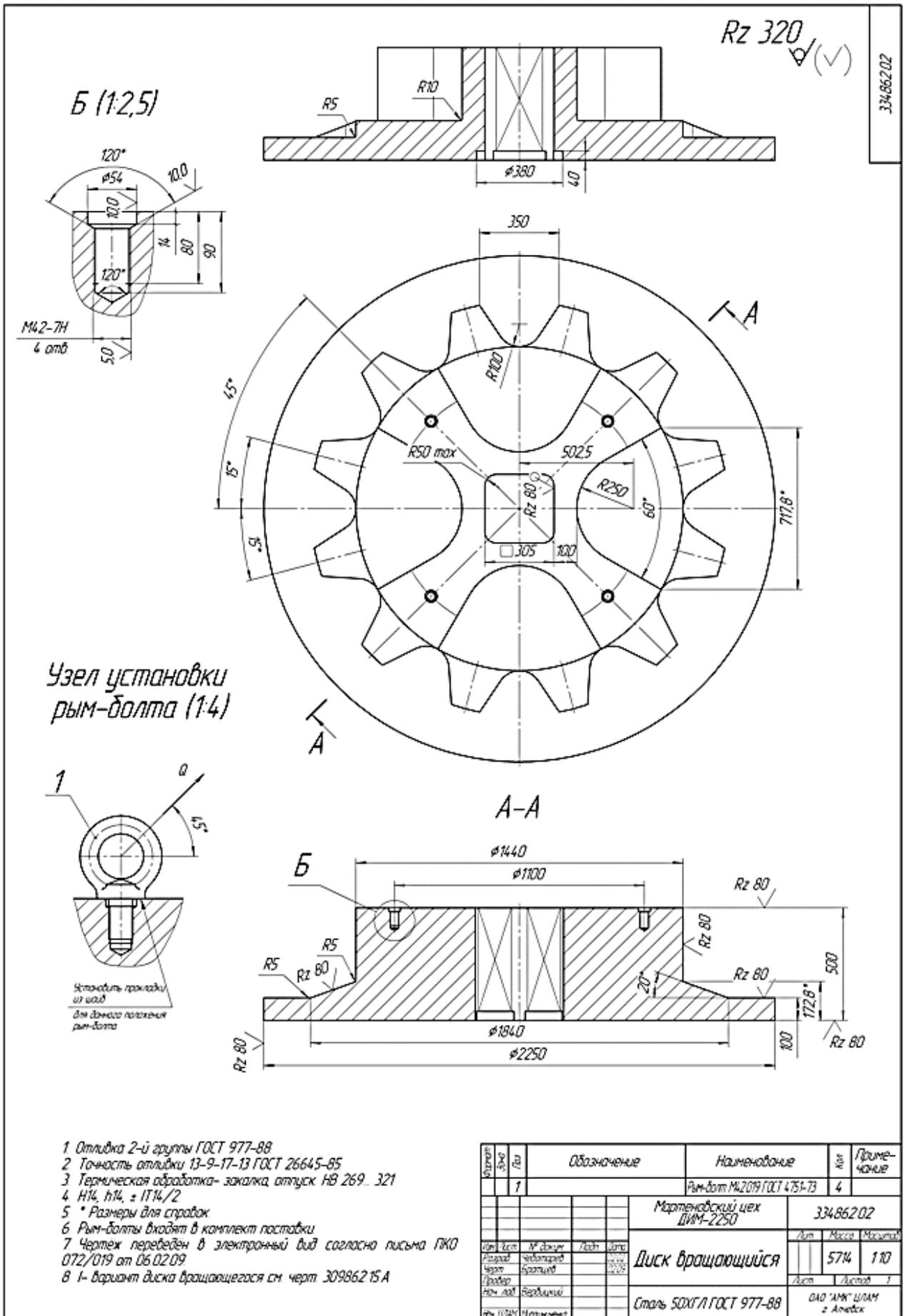


Рисунок Е.3 — Копия рабочего чертежа вращающегося диска