

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ

**В.Н. Павлыш, Е.И. Назимко,  
А.Н. Корчевский, Е.В. Перинская, Л.И. Серафимова,  
А.С. Голиков,**

**МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ  
ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Монография

*Под общей редакцией  
академика Академии наук технической кибернетики Украины,  
члена-корреспондента Академии горных наук Украины,  
доктора технических наук, профессора Павлыша В.Н.  
и члена-корреспондента Академии горных наук Украины,  
доктора технических наук, профессора Назимко Е.И.*

Донецк – 2014

УДК 622.734.001.57

Павлыш В.Н., Назимко Е.И., Корчевский А.Н., Тарабаева И.В., Перинская Е.В., Голиков А.С., Науменко В.Г., Серафимова Л.И. **Математическое моделирование процессов обогащения полезных ископаемых.** / Монография // под общ. ред. проф. Павлыша В.Н. и проф. Назимко Е.И. – Донецк: «ВИК», 2014. – 466 с.

*Рекомендовано к печати Ученым советом Донецкого национального технического университета (протокол № от 2014 г.)*

Рецензенты:

Пилов П.И. – доктор технических наук, профессор, академик Академии горных наук Украины, зав. кафедрой обогащения полезных ископаемых Национального горного университета (г. Днепропетровск);

Гребёнкин С.С. – доктор технических наук, профессор, академик Академии горных наук Украины, главный научный сотрудник ГП «Донбасский научно-исследовательский и проектно-конструкторский угольный институт (ДонНИИ);

Мнухин А.Г. – доктор технических наук, академик Академии горных наук Украины, зам. директора Макеевского государственного научно-исследовательского института по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ).

ISBN

Монография посвящена решению проблемы развития научных основ и методов исследования ряда процессов обогащения полезных ископаемых с целью совершенствования технологических схем и обоснования параметров, обеспечивающих повышение эффективности производства и качества выпускаемой продукции. Представлены математические модели процессов, обоснованы современные методы расчета параметров технологических схем и предложены направления модернизации технологии и оборудования обогатительного производства.

Книга предназначена для научных и инженерно-технических работников, а также для аспирантов и студентов старших курсов учебных заведений горного профиля, обучающихся по направлению «Переработка полезных ископаемых».

ISBN

## **АВТОРЫ МОНОГРАФИИ:**

**ПАВЛЫШ Владимир Николаевич,**  
доктор технических наук, профессор,  
академик Академии наук технической  
кибернетики Украины, член-корреспондент  
Академии горных наук Украины;

**Назимко Елена Ивановна,**  
доктор технических наук, профессор,  
член-корреспондент  
Академии горных наук Украины;

**Корчевский Александр Николаевич,**  
кандидат технических наук, доцент.

**Перинская Елена Владимировна,**  
ассистент

**Серафимова Людмила Ивановна,**  
кандидат технических наук

**Голиков Алексей Сергеевич,**  
кандидат технических наук

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ПРЕДИСЛОВИЕ</b>	8
<b>ЧАСТЬ I. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ЭЛЕКТРОННОЙ ТЕХНИКИ</b> .....	11
<b>Раздел 1. Задача сепарации лома кабельной продукции</b> .....	11
1.1 Анализ технологий обогащения лома из отходов, содержащих цветные металлы .....	13
1.2 Анализ конструкций машин для воздушной сепарации .....	22
<b>Раздел 2. Экспериментальные исследования свойств частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции, предназначенного для сепарации</b> .....	29
2.1 Исследование свойств многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции как объекта обогащения .....	29
2.2 Исследование условий разделения многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции гравитационными методами .....	36
2.2.1 Выбор методики расчета скорости движения частиц лома кабельно-проводниковой продукции в восходящем потоке воздуха .....	36
2.2.2 Исследование скорости движения частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в свободных условиях .....	42
2.2.3 Определение скоростей витания частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в стесненных условиях .....	52
2.3 Экспериментальное определение аэродинамических характеристик компонентов лома кабельно-проводниковой продукции .....	61
<b>Раздел 3. Исследование параметров процесса перемещения частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции с применением имитационного моделирования</b> .....	72
3.1 Модель, применяемая при исследовании процесса сепарации .....	72
3.2 Настройка модели для моделирования сухой сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции .....	77
3.3 Исследование влияния разрыхленности на процесс сепарации .....	81
3.4 Исследование влияния разрыхленности на величину свободного пробега частиц и длительность их взаимодействия .....	93
<b>Раздел 4. Лабораторные исследования процессов воздушной сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции</b> .....	107

4.1	Определение закономерностей движения материала по верхнему и нижнему ситам сепаратора .....	107
4.2	Результаты лабораторных экспериментов по разделению отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции .....	111
<b>Раздел 5. Математическое моделирование процесса работы аппарата конвективного типа для получения ферритового порошка .....</b>		
5.1	Технологическая постановка задачи и определение уровня математического моделирования .....	129
5.2	Математическая формулировка задачи .....	130
5.3	Математическое моделирование процесса .....	132
5.3.1	Типы моделей .....	132
5.3.2	Варианты моделей. Краевые задачи .....	133
5.3.3	Численные методы и разностные уравнения .....	136
5.4	Программы моделирования и численные результаты .....	139
5.4.1	Описание программ .....	139
5.4.2	Результаты расчетов .....	145
5.5	Исследование влияния дополнительных конструкций при модернизации аппаратуры .....	147
5.6	Выводы и рекомендации по использованию результатов математического моделирования .....	149
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ I .....</b>		
<b>ЧАСТЬ II. ПРИМЕНЕНИЕ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ К ИССЛЕДОВАНИЮ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ .....</b>		
<b>Раздел 1. Технология и параметры процесса образования флотационного комплекса .....</b>		
1.1	Современное состояние разработок в области флотации углей .....	163
1.2	Теоретические предпосылки к расчету параметров процесса флотации .....	171
1.3	Развитие теории и задачи исследования процесса .....	179
<b>Раздел 2. Методы исследования процесса образования флотационного комплекса .....</b>		
2.1	Имитационная модель на базе дискретных элементов .....	182
2.2	Настройка модели для исследования процесса образования флотационного комплекса .....	188
<b>Раздел 3. Исследование влияния свойств поверхности частиц на образование флотационного комплекса .....</b>		
3.1	Исследование взаимодействия угольной частицы и воздушного пузырька при центральном столкновении .....	194
3.2	Имитационное моделирование столкновения угольной частицы и пузырька при разных значениях угла встречи ...	198
3.3	Анализ скоростей и ускорений движения частицы относительно пузырька .....	210
3.4	Имитационное исследование влияния вязкостного сопротивления на параметры движения элементов при критическом угле встречи .....	217
3.5	Исследование взаимодействия гидрофильной частицы и	237

	воздушного пузырька .....	
<b>Раздел 4.</b>	<b>Экспериментальные исследования параметров процесса флотации угольных шламов .....</b>	<b>247</b>
4.1	Исследование и анализ свойств объекта флотационного обогащения .....	247
4.2	Анализ свойств и выбор реагентов, обеспечивающих эффективное флотационное разделение газовых углей .....	255
4.3	Экспериментальное исследование флотации шлама газовых углей .....	267
4.3.1	Методика выполнения экспериментов .....	268
4.3.2	Выбор реагентного режима .....	272
4.3.3	Исследование кинетики флотации шлама газовых углей .....	282
	<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ II....</b>	<b>296</b>
	<b>ЧАСТЬ III. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ВОДНО-ШЛАМОВЫХ СИСТЕМ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК .....</b>	<b>312</b>
<b>Раздел 1.</b>	<b>Задачи исследования процессов функционирования водно-шламовых систем .....</b>	<b>314</b>
1.1	Анализ существующих схем регенерации шламовых вод ..	314
1.2	Влияние накопления шлама на работу операций обогащения и осветления оборотных вод .....	320
1.3	Анализ существующих способов описания циркуляции шламов в замкнутых водно-шламовых схемах углеобогачительных фабрик .....	324
<b>Раздел 2.</b>	<b>Разработка методики исследования работы ВШС с учетом инерционности поступления питания .....</b>	<b>336</b>
2.1	Общие принципы численного метода моделирования ВШС	336
2.2	Основные элементы и определения теории графов .....	337
2.3	Применение теории графов для моделирования работы ВШС .....	341
2.4	Применение графов с заданными длинами дуг для разработки схем замещения ВШС с учетом инерционности поступления потоков .....	344
2.5	Методика исследования ВШС с учетом инерционных свойств системы .....	347
2.6	Разработка критерия для оценки эффективности работы ВШС с учетом инерционных свойств системы .....	359
2.7	Исследование эффективности работы ВШС в зависимости от параметров системы .....	375
2.7.1	Исследование влияния инерционных свойств шламовых потоков на продолжительность нестационарного режима работы .....	376
2.7.2	Исследование влияния способа соединения разделительных аппаратов на продолжительность нестационарного режима работы .....	381

<b>Раздел 3. Исследование процессов функционирования водно-шламовых схем с учетом инерционности узлов и соединяющих шламовых потоков .....</b>	<b>389</b>
3.1 Исследование работы ВШС ГОФ «Луганская» .....	389
3.1.1 Описание действующей ВШС ГОФ «Луганская» ..	389
3.1.2 Подготовка и расчет данных для моделирования работы ВШС .....	391
3.1.3 Анализ результатов моделирования ВШС ГОФ «Луганская» .....	395
3.2 Исследование работы ВШС ЦОФ «Чумаковская» .....	408
<b>Раздел 4. Экспериментальные исследования работы гидроциклона в замкнутом цикле с продуктами разделения .....</b>	<b>426</b>
4.1 Исследование работы гидроциклона в замкнутом цикле с продуктами разделения .....	426
4.1.1 Методика проведения исследования .....	426
4.1.2 Замкнутый цикл со сливным потоком .....	429
4.1.3 Замкнутый цикл с сгущенным продуктом .....	434
4.2 Исследование работы гидроциклона при различном содержании тонких классов в питании .....	438
<b>Раздел 5. Разработка рекомендаций по усовершенствованию работы ВШС .....</b>	<b>443</b>
5.1 Особенности действующей ВШС ГОФ «Луганская» .....	443
5.2 Технологические рекомендации по проектированию и усовершенствованию действующих ВШС .....	451
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ III ....</b>	<b>454</b>

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Состояние экономики Украины в настоящее время неразрывно связано с функционированием и развитием промышленности (угольной, химической, металлургической, стройматериалов и др.). В ряде отраслей промышленности важной стадией является предварительное обогащение ископаемого сырья, получаемого в виде добытой горной массы, или отходов производства (в частности, лома).

Технология обогащения полезных ископаемых включает ряд базовых процессов, таких, как сепарация, флотация, обезвоживание и другие, что особенно характерно для процессов обогащения углей, производства ряда химических материалов, предпродажной обработки непосредственно в условиях предприятий-производителей. Вместе с тем, традиционные технологии пока не обеспечивают планируемой эффективности, что приводит к повышенному расходу энергии и топлива, как собственного, так и привозного, в том числе импортируемых нефтепродуктов и газа.

В этой связи актуальной является задача модернизации технологических схем и оптимизации параметров процессов

Одним из основных сдерживающих факторов при внедрении современных технологических решений является несовершенство имеющегося в настоящее время математического аппарата для исследования процессов и расчета параметров технологических схем, в связи с чем возникает задача разработки новых методов теоретических и экспериментальных исследований.

Наиболее эффективным современным средством решения данной задачи является метод математического моделирования с применением современных математических моделей.

Важнейшим этапом разработки технологических систем является построение математической модели объекта или процесса. На базе математической модели объекта формируются критерии качества и ограничения, выбираются структура и параметры проекта системы, технические средства реализации. Для технологических процессов обработки материалов могут быть построены различные по полноте и сложности описания математические модели. Основным фактором, определяющим полноту и точность математической модели, является цель моделирования.



Существует два основных метода построения математических моделей:

1) разработка модели на базе физических законов протекания процессов, в частности, законов механики сплошной среды, аэродинамики, тепломассопереноса;

2) экспериментально-статистические методы построения модели.

Экспериментально-статистические методы сводятся к построению весовой (импульсной переходной) функции объекта, которая полностью определяет его статистические и динамические свойства. На базе экспериментальных данных, полученных в процессе нормального функционирования объекта, определяются весовые функции различных одномерных каналов типа "вход-выход" и т.д.

На современном этапе в связи с развитием компьютерных технологий все шире применяется метод имитационного моделирования, в определенной степени объединяющий преимущества физического и математического моделирования.

Для математического моделирования строго ранжированных технологических процессов обработки материалов более удобным в инженерном отношении и универсальным является первый метод построения, базирующийся на физических законах: излучение (законы Планка, Стефана-Больцмана, Ламберта и др.), фильтрация (закон Дарси), конвекция (закон Ньютона-Рихмана), теплопроводность (закон Фурье) и др.

В данной работе предпринята попытка рассмотреть применение различного типа моделей к исследованию процессов и технологических схем обогащения полезных ископаемых и на основе результатов моделирования предложить рекомендации по дальнейшему совершенствованию обогатительного производства.

Учитывая разнообразие представленного материала и вариативность содержания отдельных разделов, а также опыт подготовки и издания нескольких предыдущих книг, монография составлена из трех частей, связанных общей направленностью. Каждая из частей представляет в определенной степени самостоятельную составляющую в общем комплексе решения проблем совершенствования технологий обогащения полезных ископаемых на основе развития методов и средств исследования

процессов и обоснования параметров производственного оборудования.

Авторы монографии, не претендуя на полноту охвата всех проблемных вопросов создания современных технологий обогащения полезных ископаемых, надеются на то, что монография в целом и её отдельные разделы найдут своего читателя как среди работников отраслевой науки, так и в среде практических инженерно-технических работников обогатительных фабрик и производственных объединений.

Надеемся увидеть среди наших читателей преподавателей и сотрудников горных вузов, магистрантов, аспирантов и студентов-старшекурсников.

С глубоким уважением к нашим читателям, по поручению авторского коллектива, редакторы монографии:

академик Академии наук  
технической кибернетики Украины,  
член-корреспондент Академии горных наук Украины,  
доктор технических наук, профессор Павлыш В.Н.

член-корреспондент Академии горных наук Украины,  
доктор технических наук, профессор Назимко Е.И.

# ЧАСТЬ I

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ЭЛЕКТРОННОЙ ТЕХНИКИ

### Раздел 1. Задача сепарации лома кабельной продукции

Обеспечение различных отраслей промышленности Украины цветными и драгоценными металлами в немалой степени определяется эффективным использованием вторичного сырья. Все больше удельный вес в переработке занимает сложный лом отходов кабельно-проводниковой продукции, который без предварительной подготовки не может быть использован на стадии вторичной утилизации и возвращения его в качестве сырья.

Расширение производства бытовой электронной техники и технический прогресс во многих отраслях промышленности приводит к увеличению количества разнообразных отходов, представляющих собой сложные агрегаты различных материалов и металлов, проводников и диэлектриков, сплавов, которые содержат драгоценные и цветные металлы. Вместе с тем в горнодобывающей отрасли наблюдается ухудшение качественных показателей минерального сырья, что связано с первоначальной добычей и переработкой более богатых рудных запасов. Отходы кабельно-проводниковой продукции во многих случаях содержат относительно больше цветных металлов, чем первичные руды. Извлечение ценных компонентов из лома цветных металлов требует гораздо меньших затрат по сравнению с разведкой и разработкой новых месторождений. Поэтому использование вторичного сырья приобретает особое значение в современных условиях.

Для разделения компонентов отходов применяются различные технологии обогащения, среди которых гравитационные процессы и, в частности, вибрационно-пневматическая сепарация, которая имеет наиболее низкую затратную часть при необходимых высоких показателях извлечения ценных компонентов. В процессах разделения происходит взаимодействие разных фаз между собой. При этом свойства такого сложного по составу объекта как лом цветных и драгоценных металлов, оказывающие определяющее влияние на технологический режим его разделения, недостаточно изучены.

Таким образом, обоснование технологических режимов разделения лома кабельно-проводниковой продукции при пневмовибрационной сепарации является важной научно-практической задачей, позволяющей использовать извлеченные металлы как сырье для вторичной цветной металлургии.

Масштабы производства цветных металлов не совпадают с их распространенностью в природе, поэтому использование вторичного сырья приобретает особое значение [7, 8]. В мировом производстве металлов использование вторичного сырья, содержащего благородные и цветные металлы, постоянно растет. По оценкам экспертов Соединенные Штаты Америки и государства Европы производят около 20% золота и порядка 30% серебра из вторичного сырья [9].

Использование лома цветных металлов во вторичной цветной металлургии, которая производит сбор, подготовку и переработку вторичного сырья с целью извлечения из него ценных компонентов [10-14], способствует экономии ресурсов и охране окружающей среды [6, 15].

Состав лома колеблется в широких пределах, свойства частиц недостаточно изучены, что создает определенные трудности при разработке технологии его сепарации [16].

Во многих случаях отходы изделий из благородных металлов содержат в себе относительно больше ценных компонентов, чем руды, из которых добываются первичное золото, серебро, платина [17]. Поэтому отходы выгодно перерабатывать, так как использование ценных компонентов из них все же рентабельно вследствие высокой стоимости этих компонентов [18, 19], а энергетические затраты при разработке первичных рудных месторождений значительно превышают затраты на получение цветных и благородных металлов из отходов [20], часто сдаваемых по низким расценкам [21].

В соответствии с ДСТУ 3211-95 «Лом и отходы цветных металлов и сплавов» отходы, содержащие цветные металлы, разделяются на ряд классов. По этой классификации многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции относится к классу Ж «отходы кабеля и проводников тока». Именно этот материал и является объектом исследований в данной работе.

## 1.1 Анализ технологий обогащения лома из отходов, содержащих цветные металлы

Различные методы сепарации могут использоваться при обработке отходов, содержащих разные металлы, в частности специальные и магнитные методы разделения [18, 22-25].

В мировой практике для переработки лома кабельной и электронной продукции широко применяются гравитационные методы разделения, имеющие наиболее низкие затраты на обогащение [26].

Гравитационное разделение как процесс, основанный на разнице в скоростях перемещения частиц различной формы, крупности и веса в разделительной среде, находит применение и для такого сложного с точки зрения сепарации объекта как отходы бытовой и радиоэлектронной промышленности. В качестве разделительной среды используются тяжелые жидкости, суспензии, вода и воздух [27, 28].

Во многих странах Европы для переработки кабельного лома разработаны различные технологии. Например, в Бельгии используется технология с разделением дробленого кабельного лома в тяжелых средах (компания Jorge & C<sup>o</sup>). В Чехии, Франции, Германии применяются аналогичные инженерные решения при переработке сложного лома. Тяжелосредная сепарация широко распространена и в США как процесс разделения многокомпонентного лома в автомобильной промышленности. После дробления автомобильный скрап обрабатывается в тяжелых средах с извлечением неметаллических материалов, сплавов на основе алюминия и тяжелых цветных металлов [29].

По аналогичным технологиям перерабатывается и разделяется аккумуляторный лом в Италии и Германии (фирма Stolberger). Фирмой Tonolli (Италия) применяется двухстадиальная тяжелосредная сепарация дробленых частей отработанных свинцовых кислотных аккумуляторов для разделения и получения металлического и сульфатнокислого свинца [30].

Недостатком технологии тяжелосредной сепарации является необходимость в отмывке и регенерации суспензии, что требует дополнительных капитальных и эксплуатационных вложений.

Во времена СССР институтом ВНИПИвторцвет разработана технология сепарации аккумуляторного лома в тяжелосредных

циклонах, которая без особых изменений применяется до сих пор. В этой технологии в качестве тяжелой разделительной среды используется суспензия, образующаяся в самом процессе из шламовых свинецсодержащих продуктов. Однако, эта технология также имеет существенные недостатки, которые выражаются в необходимости установки оборудования и соединяющих его трактов со специальными покрытиями, устойчивыми к воздействию агрессивных сред [31].

Для того, чтобы упростить технологические схемы переработки, исключив операции отделения и регенерации суспензии, рядом зарубежных предпринимателей осуществлен переход на гидравлическую сепарацию вторичного сырья перед его металлургическим переделом. Основной операцией разделения является в ряде случаев гравитационная сепарация в гидроциклонах (фирма PXD-Engineering, Германия) после предварительного дробления и классификации лома. Эти же задачи решаются некоторыми предприятиями с помощью гидравлических гравитационных сепараторов с восходящими потоками воды. При этом для получения продуктов с заданным качеством часто возникает необходимость в нескольких последовательных стадиях гидравлической классификации [32].

Недостатком такого технического решения является необходимость предварительной классификации материала на узкие классы крупности. Кроме того, разветвленная технологическая схема с использованием воды в качестве разделительной среды требует дальнейшей технологии осветления воды и замыкания производственного цикла по воде, что усложняет водно-шламовую систему.

В институте ДонНИПИЦМ (Украина) проводились исследования по разделению лома цветных металлов на концентрационном столе с бигармоническим вибровозбудителем, в которых принимал участие и автор данной работы. Были получены удовлетворительные результаты сепарации [33, 34]. Недостатком данной технологии также является необходимость применения узкой классификации материала и использование воды в качестве разделительной среды.

Таким образом, приведенный выше анализ свидетельствует о том, что технологические схемы, включающие гравитационные процессы с суспензиями или технической водой в качестве рабочей

среды для разделения, могут иметь разное аппаратное оснащение, но требуют развитой водно-шламовой системы, что не всегда является приемлемым. Следует также отметить, что такие методы обогащения требуют значительных количеств воды для их реализации. В современных условиях напряженного водного баланса большинства промышленных регионов Украины возникает необходимость согласования проектных решений по переработке вторичного сырья с водопотреблением других видов производства [35].

Вторичное сырье имеет ряд специфических особенностей, которые создают определенные ограничения в применении той или иной технологии сепарации компонентов. К таким особенностям следует отнести с одной стороны небольшие мощности перерабатывающих лом предприятий в условиях отечественного производства, а с другой – требования металлургического передела, которые ограничивают состав и влажность продуктов, являющихся исходным сырьем для переплавки [36]. Для выполнения этих требований необходимо вводить дорогостоящие операции термического обезвоживания. Кроме того, металлические концентраты, содержащие частицы неправильной формы после подготовительного дробления, имеют высокую абразивность, склонны к окислению при повышении температуры в сушильной установке. Указанные особенности вызывают необходимость применения специальных способов сушки или усложненного сушильного оборудования, что также удорожает процессы подготовки вторичного сырья к переделу [37].

Перечисленные выше особенности использования вторичного сырья для получения дополнительных количеств цветных металлов определяют дальнейшие направления поисков технологии их первичной подготовки и сепарации, имеющей невысокие энергетические, капитальные и эксплуатационные затраты.

Появление способов сухого гравитационного разделения, где в качестве разделительной среды используется воздух, обусловлено дефицитом воды в районе расположения и разработки месторождения полезного ископаемого. Поскольку отходы, содержащие лом цветных металлов, в больших количествах концентрируются в местах сосредоточения высокопроизводительных отраслей промышленности, то и

напряженный водный баланс, как правило, присутствует именно в таких регионах.

Альтернативой методам сепарации с разделительной средой на базе воды может быть воздушная сепарация, широко применяемая как метод разделения сыпучих материалов, частицы которых имеют различную форму, плотность, коэффициент трения. Наибольшее распространение эта технология нашла в сельскохозяйственной отрасли, но применяется и в других сферах, в том числе и для обогащения в рудной и углеобогащательной практике [38-46].

Самым простым способом сухого гравитационного обогащения является метод, когда материал разделяется путем пересыпания из одной емкости в другую и направление его движения перпендикулярно по отношению к направлению движения струи воздуха. При этом емкости располагаются таким образом, что наиболее легкие частицы уносятся воздушным потоком за край приемного сосуда, а более тяжелые направляются в приемник благодаря перемещению по другой траектории [47].

Первоначально сухие методы гравитационного разделения появились для отделения зерна от примесей. Затем следующим применением для такого метода сепарации стало обогащение россыпей, где также использовалась разница в траектории перемещения частиц разной крупности, формы и плотности в специально создаваемом потоке воздуха. В ряде стран (Австрия, США, Нигерия, ЮАР) обогащение песков таким способом производилось на пневматических столах или грохотах [48].

Аналогичный принцип с несколько иным аппаратурным оснащением (наклонное сито с нижней подачей воздуха, перфорированный качающийся стол с рифлями, воздушно-флотационный стол с возвратно-поступательным перемещением и др.) применяется для разделения золотосодержащих песков, вольфрамсодержащих продуктов, кварца, сортировки асбеста и др. [49, 50].

Воздушная сепарация обеспечивает довольно высокие значения эффективности разделения при узкой шкале классификации исходного питания. Необходимость классификации материала на узкие классы вызвана особенностями процесса разделения, т. к. в аппарате должен создаваться равномерный слой постели из разделяемого сырья. Известны также способы



воздушной сепарации с созданием искусственной постели из других материалов, и в частности песка. В сепараторе создается искусственная постель, имеющая вид аэросуспензии, которая образуется из песка при подаче воздуха под перфорированную поверхность емкости с песком [51].

В литературе указываются способы обогащения бурых углей в пневматических сепараторах и отсадочных машинах. При этом сепараторы работают по принципу качающихся перфорированных столов с рифлеными деками. Пневматические отсадочные машины имеют неподвижные рабочие поверхности и искусственную постель. По аналогии с водными отсадочными машинами, под постель подается пульсирующий с определенной частотой поток воздуха, расслаивающий постель. Из-за недостаточно высокой эффективности разделения сырья и несоответствия продуктов разделения требованиям потребителей эти аппараты не получили широкого распространения в отечественной практике [52].

Воздушная сепарация широко использовалась при обогащении бурых и каменных углей (коксуемых и энергетических) в регионах с малой обеспеченностью гидроресурсами. К таким районам на территории нынешнего СНГ относятся Северный и Южный Урал, Дальний Восток, Кузбасс, Воркутинский бассейн, Средняя Азия [53-55]. Имеются сведения по переработке горной массы при добыче углей с помощью пневмосепараторов [56-59].

В зарубежном опыте применения воздушной сепарации существует несколько наиболее широко применяемых разработок. Так, фирмой Dryflo разработана модель сепаратора с кипящим слоем, который обеспечивает высокую эффективность разделения. Особенностью конструкции является сужение разгрузочной части сепаратора. При работе установки по длине желоба прямоугольной формы происходит псевдооживление слоя материала. Попадая в сужающуюся часть, псевдооживленный слой сжимается бортами желоба, и в нем формируются хорошо выраженные слои с повышенной плотностью, что позволяет легко отделять их друг от друга ножевым разделительным устройством [60].

В Польше длительное время проводились исследования воздушной сепарации различных материалов в псевдооживленном слое, на базе которых был создан сепаратор с днищем из полос переменной воздухопроницаемости. Такая конструкция

обеспечивает переменное состояние псевдооживленного слоя по длине сепаратора. Конструктивные решения расширили технологическую возможность повышения эффективности разделения питания с более широкой шкалой классификации [61].

Из изложенного выше вытекает, что основные направления изысканий и развития процессов пневматической сепарации связаны с применением псевдооживленного слоя материала в рабочей зоне сепаратора [62, 63].

Исследования, направленные на совершенствование этого метода, имеют целью повышение эффективности разделения сыпучих материалов и создание новых конструктивных решений для используемых машин, позволяющих получать концентраты необходимого качества.

Компанией USI Engineering разработан комплекс для пневматической сепарации дробленых проводников тока, в котором для первой стадии разделения применяется аппарат воздушно-проходного типа, а во второй – сепаратор кипящего слоя. В первой стадии отделяются наиболее мелкие частицы изоляции, а во второй – кусочки изоляции и токонесущих металлических жил. В качестве разделительной среды используется аэросуспензия, содержащая железный порошок, псевдооживление которой достигается подачей воздуха. Необходимая эффективность разделения обеспечивается многократным измельчением лома и узкой шкалой его классификации [18].

Аналогично работает и технология фирмы Kamberland (США), которая имеет те же недостатки – необходимость узкой шкалы классификации и переизмельчение материала.

Технология, разработанная японской фирмой Horai Iron Works Co, предусматривает комбинированную вибросепарацию дробленых отходов кабеля, где сочетается разделение в потоке воздуха и в псевдооживленном слое [64].

В ходе исследований было установлено, что началом флюидизации является момент, когда частицы постели начинают приходить в движение. Минимальный поток воздуха, необходимый для перехода частиц в псевдооживленное состояние, зависит от крупности частиц и их веса, а также от вязкости газового потока. В работе [63] приводится эмпирическая зависимость для определения минимального газового потока, необходимого для флюидизации, имеющая следующий вид:

$$U = 18 d_s^{1.82} [\delta_a (\delta_s - \delta_a)]^{0.94} \mu^{-0.88}, \quad (1.1)$$

где  $U$  – минимальный газовый поток через единицу сечения постели, кг/мин м<sup>2</sup>,  $d_s$  – диаметр частиц твердой фазы, м;  $\delta_a$ ,  $\delta_s$  – плотность газа и твердой фазы, соответственно, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  – вязкость газа, Н с/м<sup>2</sup>.

Между плотностью фаз и кажущейся плотностью постели также установлена эмпирическая зависимость, справедливая для момента начала флюидизации постели частиц:

$$\delta_{as} = (1 - \varepsilon) \delta_s + \varepsilon \delta_a. \quad (1.2)$$

Здесь  $\delta_{as}$  – кажущаяся плотность постели частиц, кг/м<sup>3</sup>;  $\varepsilon$  – пустотность (пористость) постели, %.

В свою очередь пористость постели связана с разрыхленностью слоя прямо пропорциональной зависимостью.

В работе [62] приведены результаты исследований параметров движения газового потока и указывается, что при увеличении скорости ламинарный режим его движения переходит в турбулентный, что отрицательно сказывается на флюидизации постели и нарушает процесс сепарации.

Исследованию взаимосвязи параметров флюидизации и разрыхленности постели посвящен ряд работ зарубежных авторов при разделении различных минералов, в том числе угля [43, 44, 62]. Анализ этих публикаций позволил сделать вывод о необходимости определения оптимальных значений разрыхленности постели. При низких значениях разрыхленности флюидизация не происходит, а при высоких, которые имеют место при увеличении газового потока, возникают каналы в объеме постели и флюидизация нарушается.

В последние годы появились оригинальные конструкции сепараторов зигзагообразной формы (фирма Alpine, сепаратор Multiplex). В этих сепараторах выполняется несколько последовательных перечисток легкой фракции и предусмотрено додробливание материала для его полного раскрытия перед каждой стадией обработки. Процесс является дорогостоящим, но обеспечивает высокое содержание металла в концентрате [47].

Общим недостатком перечисленных выше методов является необходимость использования узкой шкалы классификации и додрабливания материала. Кроме того, установки рассчитаны на переработку кабеля и проводов только в резиновой и пластиковой изоляции, что ограничивает область их применения.

В практике известны технологии разделения лома цветных металлов с помощью пневматической сепарации [65-67]. Следует отметить, что процесс внедрялся на основе эмпирического подхода - крупность исходного питания не контролировалась, шкала классификации не была обоснована, аэродинамические характеристики сырья не были исследованы, отсутствовала методика выбора рациональных параметров процесса.

Во всех описанных в литературе способах разделения применялись противоточные сепараторы, в которых имеется встречное движение разделительной среды и потока материала. Недостатком этих аппаратов является необходимость обеспечения перепада высот для разгрузки легкой и тяжелой фракций [68, 69].

Указанного недостатка лишен поперечно-проточный сепаратор, в котором вектор скорости воздушного потока направлен под углом  $90^0$  к направлению действия гравитационных сил. Однако, такое решение вызвано исключительно конструктивными соображениями, без определения общих закономерностей воздушной сепарации вторичного сырья [70].

Для повышения эффективности процесса сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции следует изучить распределение частиц по крупности при использовании дробилок разного типа, а также аэродинамические характеристики частиц и влияние иных технологических параметров на показатели разделения.

Исследования процессов, происходящих при воздушной сепарации, выполненные в отечественной и зарубежной практике, свидетельствуют о том, что одним из определяющих результаты разделения параметров является разрыхленность материала в рабочем пространстве сепаратора, которая определяет взаимодействие частиц при разделении. Тем не менее, до настоящего времени механизм взаимодействия различных материалов в ходе воздушной сепарации изучен не достаточно полно, особенно на микроуровне. Исследование этих процессов весьма затруднено из-за размеров слоев, в которых происходит

взаимодействие. В связи с этим подавляющее число практических результатов, достигнутых в совершенствовании воздушной сепарации, получено эмпирическими методами.

Только в последнее время исследователи начали использовать относительно точные методы прямого измерения параметров взаимодействия фаз, довольно сложные в аппаратном оснащении. Однако даже эти методы не в состоянии описать достаточно подробно весь процесс взаимодействия в динамике, поскольку он происходит быстро, за сотые и тысячные доли секунды. При этом параметры взаимодействия успевают значительно изменяться не только количественно, но и качественно. Именно поэтому остаются вопросы, требующие уточнения и дополнения. Прежде всего это касается аэродинамических характеристик зерен различной формы, определяющих их скорости и параметры взаимодействия частиц друг с другом и стенками сепаратора.

Отсюда вытекает, что без детального изучения динамики взаимодействия массы частиц с различными свойствами и режимами перемещения между собой невозможно уточнить параметры процесса сепарации, что отмечается и рядом исследователей в работах [71, 72]. Одним из современных и продуктивных подходов для исследования процесса является рассмотрение его на микроуровне с помощью компьютерного моделирования [73, 74].

Таким образом, отсутствие реальных данных о динамике взаимодействия приводит к необходимости делать допущения о незначимости ряда факторов, что не всегда соответствует действительности. Это еще раз подтверждает актуальность исследования динамики взаимодействия частиц на микроуровне во времени. Необходимо иметь данные о перемещении частиц, их скоростях и ускорениях, что позволит глубже понять механизм взаимодействия фаз, понять природу участвующих сил и составит теоретическую базу для практически важных выводов по совершенствованию технологии разделения.

## 1.2 Анализ конструкций машин для воздушной сепарации

Анализ исследовательских работ в этой области позволяет выделить следующие группы машин: вибрационные, пневматические, пневмовибрационные, ферромагнитные [75].

На рис. 1.1 приведена классификация сепараторов для сухого разделения сыпучих материалов.

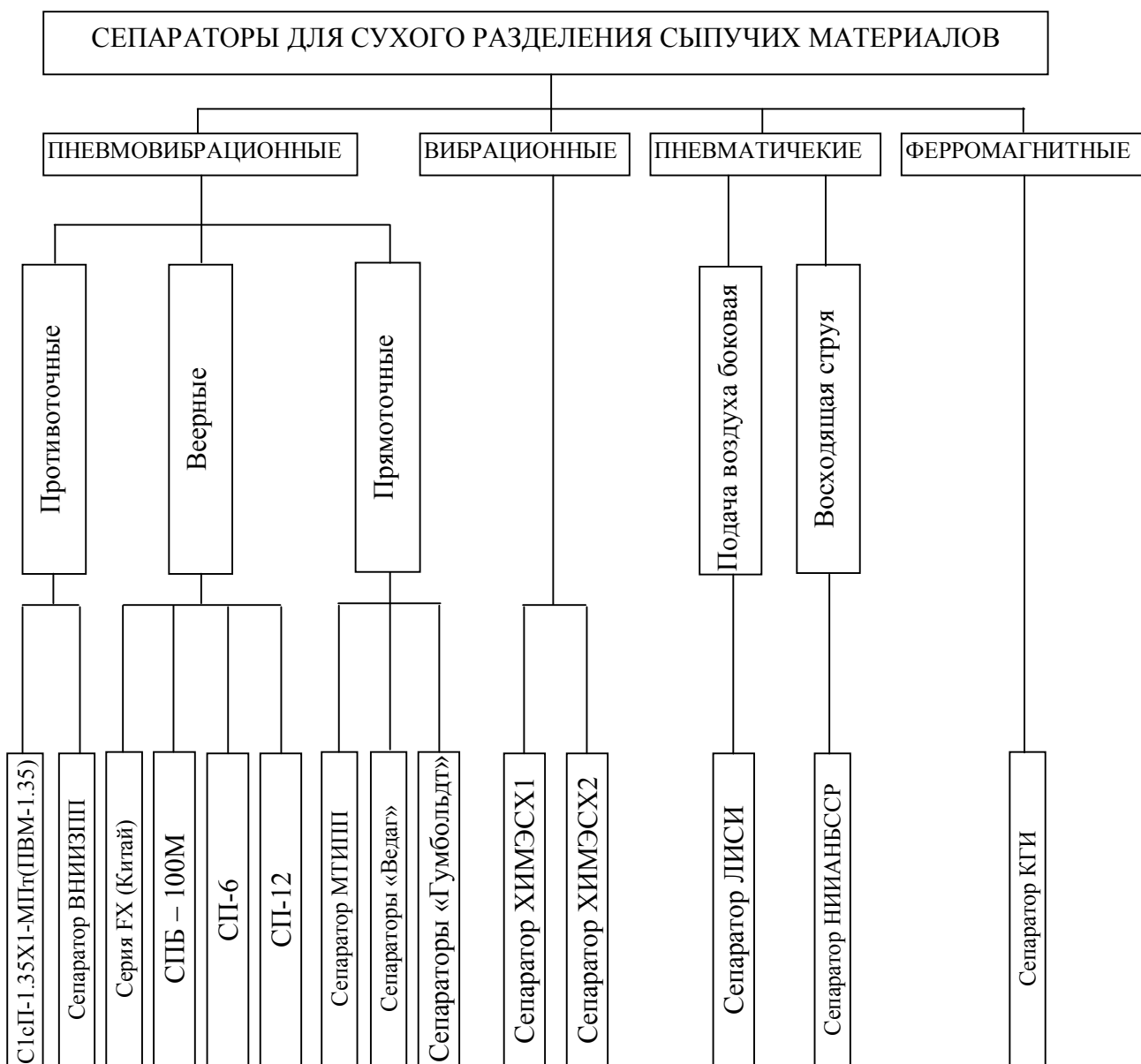


Рис. 1.1. Классификация сепараторов для сухого разделения сыпучих материалов.

К пневматическим сепараторам относятся машины, разделение исходной смеси в которых происходит за счет различной траектории движения частиц материала в воздушном потоке, в слоях постели и по деке сепаратора.

На рис. 1.2 изображена одна из конструкций пневматических сепараторов, разработанных в свое время Ленинградским инженерно-строительным институтом [76, 77].

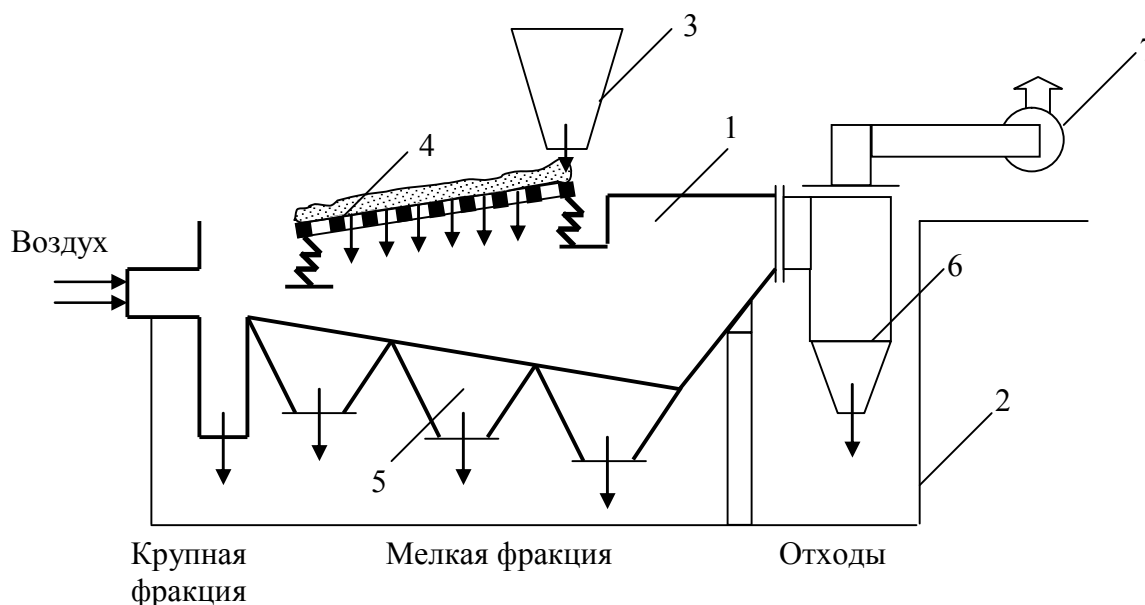


Рисунок 1.2. Пневматический сепаратор: 1 – камера классификации, 2 – рама, 3 – загрузочный бункер, 4 – вибросито, 5 – приемные бункеры, 6 – циклон, 7 – вентилятор

Из загрузочного бункера материал поступает на сито. Верхний продукт с вибросита отводится в бункер для крупной фракции. Нижний продукт, пройдя через сито, подвергается воздействию горизонтального потока воздуха, благодаря которому происходит дальнейшее разделение подрешетного материала и отвод пылевидных частиц в циклон. Недостатком данной конструкции является необходимость соблюдения определенной толщины слоя материала на вибросите и точной регулировки скорости подачи горизонтального потока воздуха, значительный вынос пыли.

Особый интерес представляют пневмовибрационные сепараторы -прямоточные и противоточные. На рис. 1.3 показан сепаратор, разработанный в АН Белоруссии [78, 79].

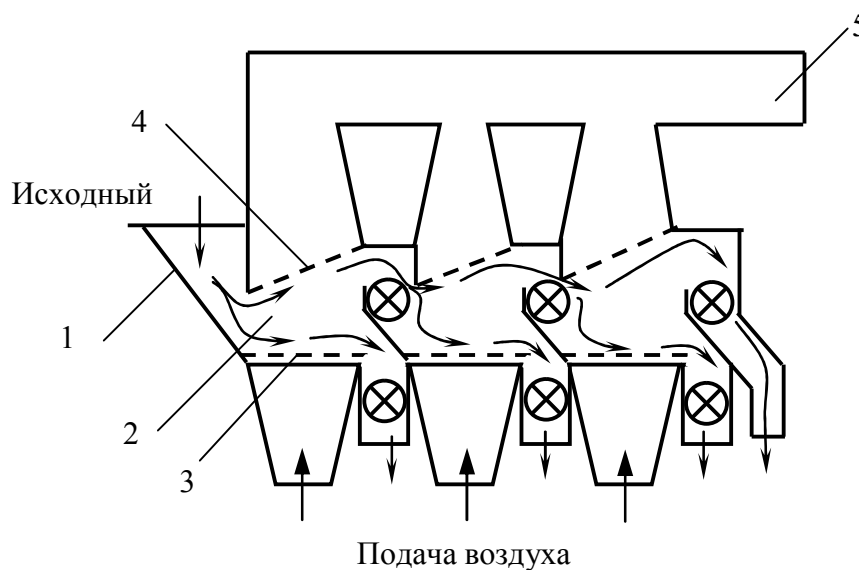


Рисунок 1.3. Пневматический сепаратор: 1 – бункер, 2 – разделительные камеры, 3, 4 – газораспределительные решетки, 5 – воздухопровод.

При подаче воздуха материал разделяется на два потока. Более тяжелые частицы опускаются на нижнюю газораспределительную решетку, более легкие частицы прижимаются к зажимной решетке. Поскольку решетки имеют наклон, обе фракции разделяемого материала движутся в сторону соответствующих выводных каналов. Недостатком конструкции является сложность регулировки и возможность забивания разгрузочных выводных каналов.

В России Московским технологическим институтом пищевой промышленности [39, 80] разработан пневмовибрационный сепаратор для обогащения трудно-разделяемых зерновых смесей, показанный на рис. 1.4.

В этой машине возвратно-поступательные колебания создаются с помощью инерционных возбудителей колебаний. Под действием вибрации и восходящего потока воздуха материал переходит в псевдооживленное состояние и расслаивается по высоте слоя на "тяжелую" и "легкую" фракции. Выгрузка "тяжелой" фракции осуществляется через разгрузочный порог 4, а "легкой" фракции - через порог 5.



К недостаткам конструкции относится низкая производительность аппарата и высокое взаимное засорение продуктов легкими и тяжелыми фракциями.

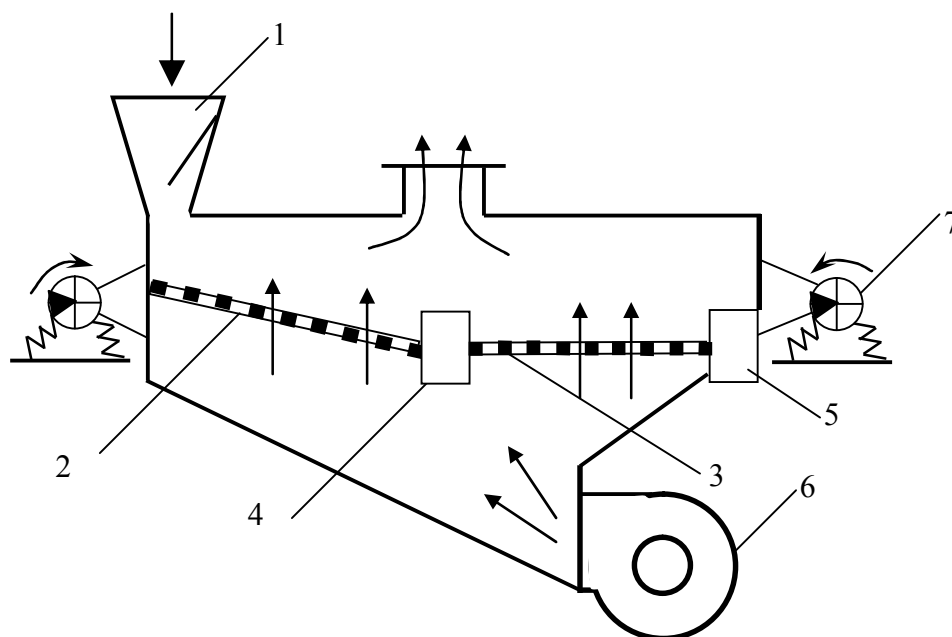


Рисунок 1.4. Пневмовибрационный сепаратор МТИПП: 1 – загрузочный бункер, 2, 3 – первое и второе решето рабочего канала, 4, 5 – разгрузочные пороги, 6 – вентилятор, 7 – инерционные возбудители колебаний.

В настоящее время в отечественной практике обогащения полезных ископаемых нашли широкое применение сепараторы СП-12, СП-6, СПБ-10М, которые также относятся к пневмовибрационным машинам веерного типа. Общим недостатком этих конструкций является необходимость подачи на сепарацию узко классифицированного материала с низкой влажностью и ограничение производительности машин.

В зарубежной практике для сухого обогащения на современных фабриках США применяются сепараторы Super Air Flo. В европейских странах для сухого обогащения угля используются пневматические сепараторы фирм Wedag и Humboldt. Они имеют два отсадочных отделения, в которые исходный материал проходит по наклонным решетам, снизу под решетом поддувается воздух. Оба отделения разделены на четыре камеры, под которыми располагаются пульсаторы и шиберы.

Отсадочные решета опираются на рессоры и снабжены вибраторами с дебалансным приводом [47].

Существенным недостатком данных сепараторов является низкая эффективность разделения материалов вследствие засорения продуктов обогащения, обусловленное движением материала к месту разгрузки в общем потоке.

К пневматическим сепараторам с противоточным движением материала относится сепаратор, разработанный совместно Всесоюзным научно-исследовательским институтом зерна и продуктов его переработки и Московским технологическим институтом пищевой промышленности, принципиальная схема которого показана на рис. 1.5 [81].

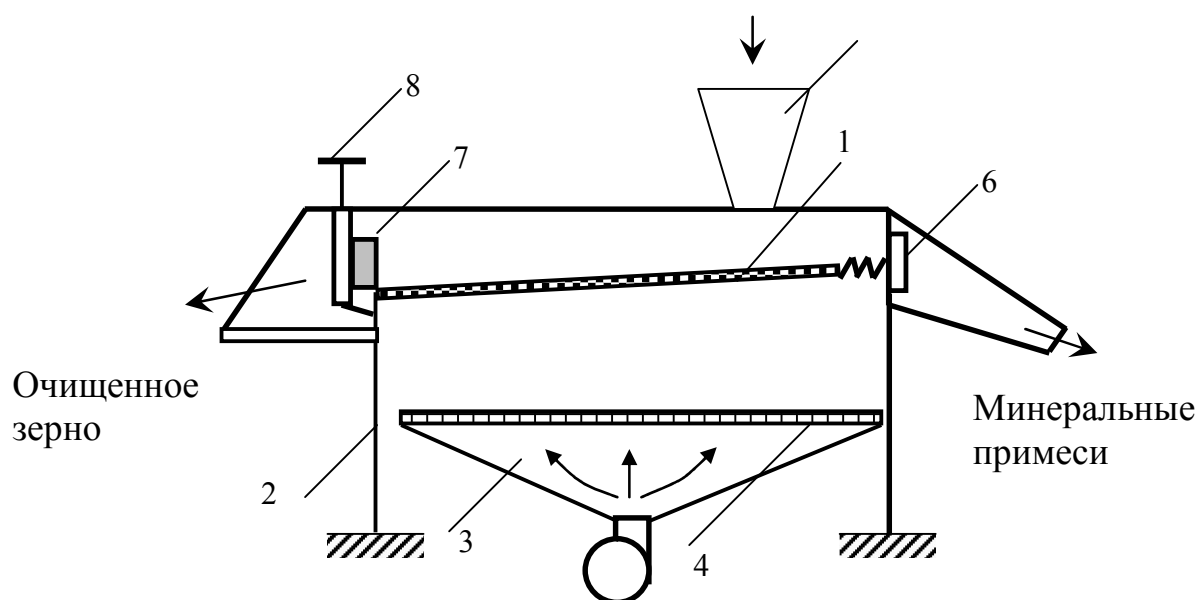


Рисунок 1.5. Пневмовибрационный сепаратор ВНИИЗПП: 1 – наклонная дека, 2 – плоские пружины, 3 – воздушная камера, 4 – диафрагма, 5 – загрузочное устройство, 6 – упругий клапан, 7 – экран, 8 – винтовое приспособление.

На верхнем конце деки, в зоне схода минеральных примесей установлены козырьки, образующие ряд суженных каналов для выпуска минеральных примесей. По ширине каналов в их устье установлен упругий клапан, открывающийся под давлением слоя примесей определенной толщины. На нижнем конце деки, в зоне разгрузки очищенного зерна расположен экран, регулируемый по высоте винтовым приспособлением.

Исходный материал из загрузочного устройства поступает на деку. Под действием воздушного потока и вибрационных колебаний смесь разделяется на минеральные примеси и очищенное зерно, при этом минеральные примеси двигаются вверх по наклонной поверхности деки, а очищенное зерно - вниз. Благодаря наличию гофр на верхнем участке деки минеральные примеси не скапливаются, а беспрепятственно с увеличенной скоростью поступают в суженные каналы и выводятся с деки.

Недостатком указанной конструкции является низкая производительность.

Определенный интерес представляет ферромагнитный сепаратор, созданный в Криворожском техническом университете [82]. Здесь разделение материала происходит в магнитовосприимчивой среде, находящейся в псевдооживленном состоянии под действием воздушного потока. Более тяжелые частицы материала проходят сквозь магнитовосприимчивую среду, а более легкие находятся на ее поверхности. Разгрузка продуктов сепарации осуществляется через соответствующие точки. Одним из недостатков ферромагнитного сепаратора является потеря ферромагнитной среды в процессе разделения.

На основании приведенного выше анализа существующих конструкций сепараторов для сухого разделения сыпучих материалов можно отметить следующие основные недостатки конструкций:

- низкая производительность;
- низкая эффективность разделения;
- сложность настройки и регулировки режима в процессе разделения,
- необходимость подачи питания с узкой шкалой классификации;
- высокий унос пыли;
- ряде случаев возникает необходимость предварительного подсушивания материала.

Проведенный обзор позволяет сделать вывод о том, что наиболее перспективным направлением является создание сепараторов с противоточным движением разделяемых материалов.

Как установлено в ходе исследований, проводившихся ранее, результаты воздушной сепарации и эффективность процесса разделения частиц определяется целым рядом параметров, которые зависят как от свойств разделяемого материала, так и от свойств разделительной среды и конструкции и принципа действия

применяемой машины [47, 55, 63, 71, 75]. К основным параметрам, определяющим поведение частиц разделяемого материала, следует отнести форму и массу частиц, шероховатость их поверхности, коэффициент трения, разрыхленность слоя частиц в рабочем пространстве сепаратора. Для разделительной среды (воздуха) определяющей является скорость восходящего потока, сопротивление перемещению частиц. Анализ конструктивных параметров машин, применяемых для сухой сепарации различных материалов, приведенный в п. 1.2, и результатов разделения сыпучих материалов, известных из публикаций [38, 43, 51, 75], позволяет считать наиболее перспективными пневмовибрационные сепараторы с противоточным движением частиц.

Из сказанного выше следует вывод о необходимости изучения кинетики взаимодействия частиц (скоростей, ускорения, траекторий и сил взаимодействия) при разделении в рабочем пространстве сепаратора. Эти исследования должны проводиться в динамике, с учетом длительности взаимодействия. Только такой подход позволяет выявить качественные и количественные характеристики этого сложного процесса. На основе новых научных результатов можно определять рациональные режимы разделения и разрабатывать конструкции машин, обеспечивающих высокие технологические показатели без потери производительности.

Таким образом, обоснована необходимость решения следующих задач:

- исследовать свойства сложного лома отходов кабельно-проводниковой продукции, содержащего цветные металлы, имеющие значение при гравитационном обогащении сухими методами;
- исследовать скорость перемещения частиц сложного лома отходов кабельно-проводниковой продукции в свободных и стесненных условиях;
- экспериментально определить аэродинамические характеристики компонентов лома кабельно-проводниковой продукции;
- разработать модель процесса вибрационно-пневматической сепарации и исследовать влияние разрыхленности слоя материала на параметры перемещения частиц;
- исследовать параметры воздушной сепарации в лабораторных и полупромышленных условиях и разработать технологические режимы разделения.

## **Раздел 2. Экспериментальные исследования свойств частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции, предназначенного для сепарации**

Обзор существующих методов разделения частиц в восходящем воздушном потоке определил основные направления исследования в применении к сложному многокомпонентному лому кабельно-проводниковой продукции.

### **2.1 Исследование свойств многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции как объекта обогащения**

Многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции содержит золото, серебро, платину, палладий, редкие металлы и полупроводники, смесь различных металлов, в частности, меди, алюминия, стали, соединенных и покрытых различными видами пластика или керамики. Эта смесь разнородна, благородные металлы обычно присутствуют в ней в виде покрытий различной толщины, припоев и компонентов сплавов [83].

Основные металлы составляют 40% от общей массы и содержат 50% меди, 20% железа, 10% олова, никеля, свинца и алюминия по 5% каждого и цинка – 3%. Содержание благородных металлов находится в пределах: серебро – 1,8 кг/т, золото – ~930 г/т и палладий – ~45 г/т [84, 85].

В процессе разделки лома радиоэлектронной аппаратуры (РЭА) образуются печатные платы со срубленными радиодеталями, составляющие 2,0÷2,5% исходного лома, которые либо накапливаются на предприятиях-переработчиках, либо вывозятся в отвал. Переработка печатных плат и их ценность как вторичного сырья определяется значительным содержанием в них меди, оловянно-свинцового припоя и драгоценных металлов, в основном серебра [86].

Многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции представлен кусками кабеля и проводников тока. При вторичной переплавке его получают некондиционные сплавы, что влечет за собой потери ценных металлов. Кроме того, происходит загрязнение окружающей среды продуктами разложения пластмасс и изоляционных материалов. Металлическая часть представлена

медью, алюминием и другими металлами. Переработка медьсодержащих обмоток электрических машин без предварительного отделения термостойких компонентов приводит к увеличению энергетических затрат на 14% [87].

Рациональная подготовка такого сырья к металлургическому переделу вызывает необходимость максимально возможного дезинтегрирования компонентов и разделения их на виды и группы. Свойства вторичного сырья как объекта обогащения изучены недостаточно и создают определенные ограничения в выборе способа разделения.

При обобщении деталей строения кабелей и проводов можно выделить следующие основные особенности: наличие одной или нескольких токонесущих жил, разделенных резиновой, полиэтиленовой или пластмассовой изоляцией, заключенных в наружную оболочку из стальной брони. Покрытием служит битум или пластик [83].

Для дробления многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции при подготовке его к разделению применяется различное оборудование и технологические схемы. В данной работе исследована проба алюминиевого и медного кабеля в стальной броне и пластиковой изоляции, дробленого в молотковой дробилке СМД-146 (проба 1), и проводников тока в резиновой изоляции, дробленых в ножевой дробилке СМД-149 (пробы 2-4).

Проба 2 представлена алюминием в резиновой изоляции, проба 3 представляет собой медь в полимерной изоляции, проба 4 – медь в резиновой изоляции.

После дробления все пробы рассеивались на стандартном наборе сит, выполнялось их расслоение и оценивалось распределение компонентов. По результатам рассева построены кумулятивные кривые суммарного выхода классов «сверху», представленные на рис. 2.1 и 2.2.

Анализ гранулометрических характеристик позволяет отметить относительно равномерное распределение классов крупности в дробленой пластиковой изоляции и преобладание мелких классов алюминия (проба 1), рис. 2.1.

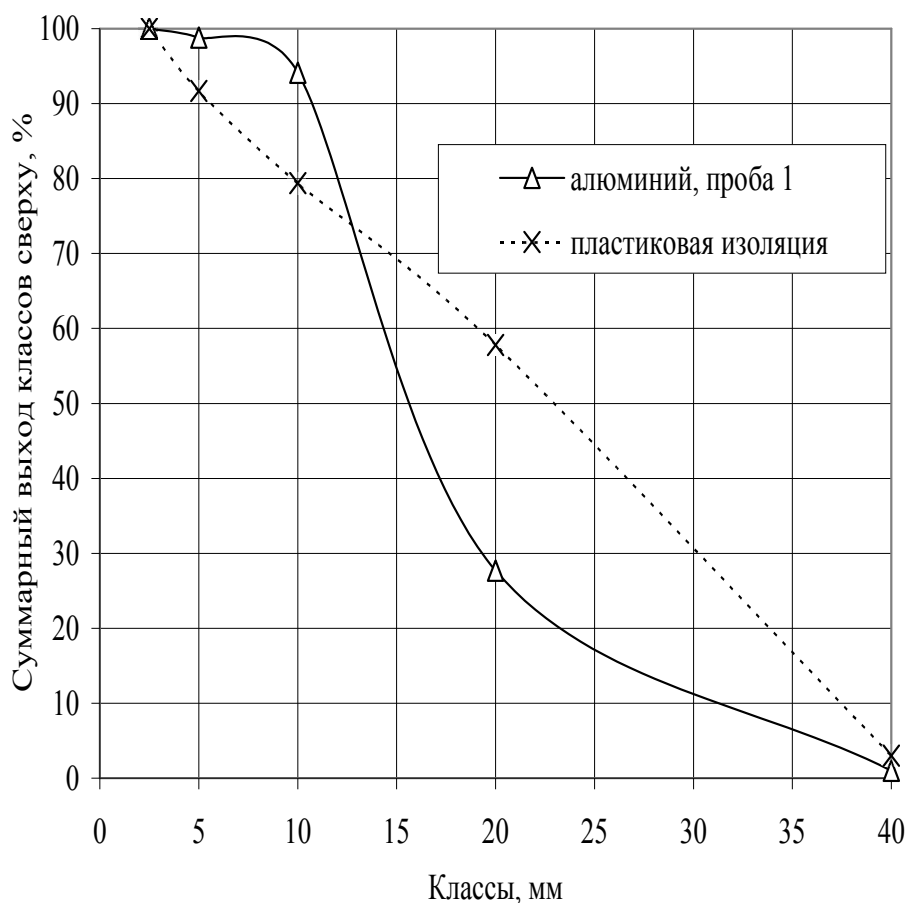


Рисунок 2.1. Гранулометрический состав алюминиевого кабеля после дробления в молотковой дробилке.

Мелкими в данном случае являются частицы с размером менее 10 мм. Для дробленой пластиковой изоляции средний размер частиц равен 23 мм, для алюминия – 17мм. В целом в пробе 1 отсутствуют частицы крупностью менее 2,5 мм. Наибольший выход имеют классы 20–40 мм и 10–20мм – 37,9% и 48,6% соответственно [88].

В пробах 2-4 (рис. 2.2) частицы металлов имеют примерно одинаковое распределение по крупности, как и частицы изоляционных материалов. Средний размер частиц металлов составляет 3.5-3.7 мм, изоляции – 4.3-5 мм. В этих пробах преобладают относительно крупные классы с размером частиц более 2,5 мм. Выход частиц крупностью менее 1.25 мм колеблется от 1.4 до 5.4%. В пробах 2, 3 и 4 максимальный выход имеет класс 2.5-5 мм – 65.1, 68.7 и 66.4%, соответственно (рис. 2.2).

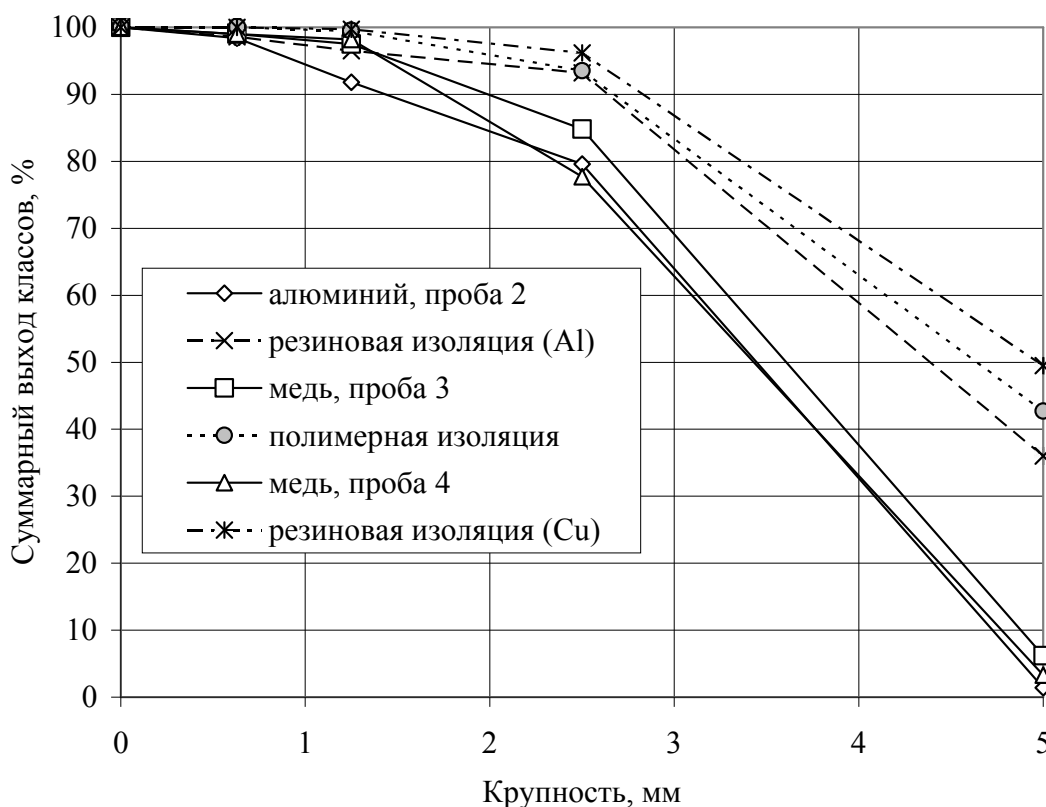


Рисунок 2.2. Гранулометрический состав проводников тока и изоляции после дробления в ножевой дробилке.

Полученное распределение частиц по крупности свидетельствует о том, что ножевая дробилка СМД-149 дает более мелкий продукт по сравнению с дробилкой СМД-146, шкала классификации более узкая [89].

Определение вещественного состава каждого класса крупности позволило рассчитать извлечение соответствующих компонентов. Извлечение компонентов (металлы, изоляционные материалы) в различные классы крупности в исследованных пробах представлено на рис. 2.3, 2.4.

Анализ данных рис. 2.3 свидетельствует о том, что при дроблении алюминиевого кабеля (проба 1) в молотковой дробилке максимальное извлечение металла наблюдается в классе 10-20 мм – 66,4%, в классе 20-40 – 27%, в остальных классах – от 1 до 5%. Изоляционный материал (пластик) сосредоточен в основном в классе 20-40 мм – 55% и в классе 10-20 мм – 22%, в остальных классах – от 3 до 12%.



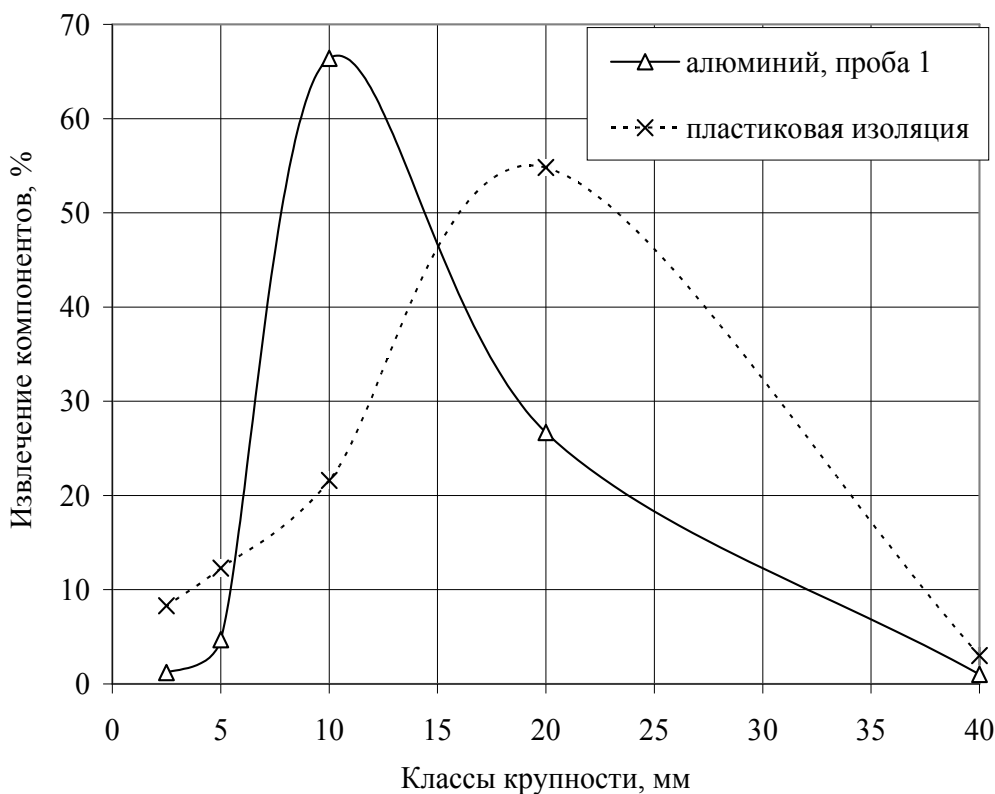


Рисунок 2.3. Извлечение алюминия и пластика в различные классы крупности после дробления в молотковой дробилке.

Из характеристик материала, представленных на рис. 2.4, следует, что для проб 2-4 характерно сосредоточение металлов (алюминий, медь) в классе 2.5-5 мм. Извлечение металлов в этом классе максимальное и находится в пределах 74-78%. Для изоляционных материалов наибольшие значения извлечения отмечаются для крупности частиц в пределах 5-10 мм – от 36 до 49 % и от 47 до 57 % для класса 2.5-5 мм.

Распределение частиц в рабочем пространстве сепаратора зависит от скоростей их перемещения, что в свою очередь связано с их формой и массой. Поэтому выполнены расчеты массы частиц различной крупности и состава. При этом принято, что все частицы имеют шарообразную форму. Плотность и некоторые механические характеристики многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции представлены в табл. 2.1, а результаты расчета массы шарообразных частиц по известной формуле - в табл. 2.2.

Таблица 2.1.

**Характеристики компонентов сложного лома**

Материал	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Модуль упругости, Е*10 <sup>7</sup> , Н/м <sup>2</sup>
Алюминий	2700-2750	6300-7000
Медь	8900	12700
Поливинилхлорид	1420	525
Полиэтилен	920-1200	0,15
Резина	1200-1400	0,5

Таблица 2.2.

**Расчетная масса шарообразных частиц**

Материал	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Диаметр, мм	Масса, г
Алюминий	2,7	5	0,18
		10	1,41
		20	11,3
		30	38,15
		40	90,43
Медь	8,9	5	0,58
		10	4,66
		20	37,26
		30	125,76
		40	298,09
Резина	1,3	5	0,09
		10	0,68
		20	5,44
		30	18,37
		40	43,54

Если не принимать во внимание форму и допустить, что все частицы имеют правильную шарообразную форму, то скорость

частиц равной или близкой массы в восходящем потоке воздуха в сепараторе можно считать одинаковой, т.е. они будут равнопадаемыми.

Отсюда вытекает, что частицы алюминия и изоляционных материалов крупностью менее 10мм будет довольно сложно разделить. Кроме того, возможно взаимное засорение класса 10-20 мм алюминия более крупными частицами изоляции, т.к. они имеют близкую массу и соответственно скорость.

Следует ожидать высокую эффективность разделения частиц меди и изоляционных материалов, т. к. их вес при крупности от 5мм и выше различается в 6-8 раз. Вес алюминиевых частиц и частиц изоляции при этой же крупности отличается примерно в 2раза.

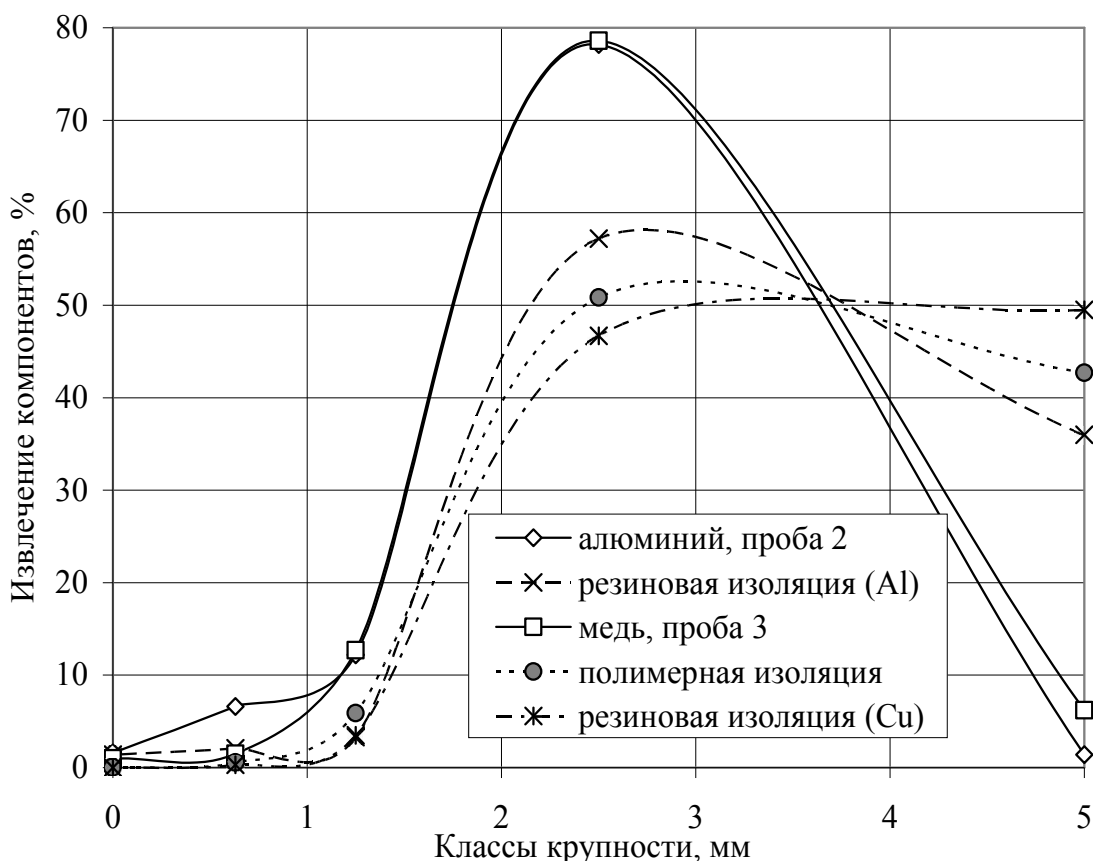


Рисунок 2.4. Извлечение металлов, резины и полимеров в различные классы крупности после дробления в ножевой дробилке.

Эти особенности необходимо учитывать при определении шкалы классификации питания пневматического сепаратора.

Таким образом, проведенные предварительные исследования свойств сложного лома цветных металлов как объекта разделения сухими гравитационными методами выявил необходимость определения скоростей движения частиц различного вещественного состава для уточнения шкалы классификации материала перед обогащением.

## 2.2 Исследование условий разделения многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции гравитационными методами

Обобщение свойств и деталей строения проводов и кабелей позволяет выделить основные их особенности: 1) наличие одной или нескольких жил – проводников тока; 2) разделение этих жил изоляцией (резиновой, полиэтиленовой или пластмассовой); 3) наличие наружной оболочки из стальной брони; 4) внешнее покрытие - битум или пластик.

При разделении частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в рабочем пространстве сепаратора их траектории будут зависеть от скоростей перемещения, которые определяются при прочих равных условиях формой и массой частиц, а также стесненными условиями и механическими взаимодействиями частиц при столкновениях.

### 2.2.1 Выбор методики расчета скорости движения частиц лома кабельно-проводниковой продукции в восходящем потоке воздуха

Многочисленными исследованиями, которые проводились для частиц различной крупности, плотности и формы в средах, отличающихся реологическими свойствами, установлены наиболее общие закономерности свободного и стесненного движения в потоках [26, 90, 91, 71, 92-96].

С учетом того, что при воздушной сепарации величина давления воздуха небольшая, можно рассматривать его как упругую среду и не учитывать изменение его объема. Поэтому закономерности, установленные для жидкостей, были перенесены и

на воздушную среду. На частицу, находящуюся в восходящем потоке воздуха действуют силы тяжести, давления, инерции и внутреннего трения. Из рассмотрения взаимодействия этих сил в случае движения частиц разной крупности установлены зависимости для гравитационной классификации и разделения материалов.

При рассмотрении основных закономерностей осаждения твердых частиц в неподвижной среде в ряде работ указывается, что строгому теоретическому анализу подвергается лишь движение частиц правильной формы [92-96]. При этом не учитывается возможность вращательного движения частиц и поперечного перемещения. Движение частицы определяется силами, действующими на нее, из которых статической подъемной силой можно пренебречь, т.к. в воздушной среде ее величина на три порядка меньше веса частицы.

Из решения общего уравнения движения частицы в неподвижной среде определяют время переходного процесса, по истечении которого единичная частица приобретает установившуюся скорость движения, которую принято называть конечной скоростью падения или осаждения. Эта скорость является аэродинамической характеристикой частицы. Для круглой частицы:

$$V_{кон.} = (4 g d (\delta - \Delta) / 3 \psi \Delta)^{0.5}. \quad (2.1)$$

Чтобы найти конечную скорость движения частицы в среде необходимо определить коэффициент сопротивления  $\psi$ , который зависит от толщины пограничного слоя. Толщина пограничного слоя в свою очередь связана с углом его отрыва при переходе от ламинарного режима обтекания к турбулентному, с местоположением точки отрыва на поверхности частицы, с профилем скорости в пограничном слое и характером его изменения. Перечисленные параметры зависят от числа Рейнольдса, связанного со скоростью и размером частицы известной зависимостью.

Для шаров опытным путем Релеем определена зависимость коэффициента сопротивления от числа Рейнольдса (диаграмма Релея). Для различных участков кривой Релея предложены эмпирические зависимости. И соответственно для разных участков

кривой определяются по эмпирическим зависимостям коэффициент сопротивления и скорости конечного движения частиц в среде.

Установлено, что коэффициент сопротивления зависит от формы частиц, их концентрации в объеме аппарата, условий стеснения. Аналитическое описание связи между этими параметрами в настоящее время не определено из-за сложности теоретического учета всех влияющих факторов.

При рассмотрении особенностей движения двухфазных потоков учитывают скорость витания частиц, которую определяют, исходя из предположения отсутствия столкновения частиц между собой и со стенками аппарата. Скорость потока разделительной среды принимают равномерной по всей площади. При восходящем потоке разделительной среды относительная скорость обтекания определяется из выражения [71]:

$$V_{об} = V_{ном} - V_{ч}. \quad (2.2)$$

Из решения общего уравнения движения частицы в противотоке вытекает, что в любой сопоставимый момент времени теоретическая скорость движения частицы в противотоке равна скорости частицы при осаждении в неподвижной среде плюс скорость потока. По истечении некоторого времени скорость частицы становится практически постоянной и определяется соотношением:

$$V_{ч} = V_{ном} - (g_0 / k)^{0.5}. \quad (2.3)$$

Здесь  $g_0$  – ускорение свободного падения в подвижной среде, для воздуха принимают  $g_0 = g$ ;  $k$  – коэффициент, определяемый из выражения

$$k = \psi F \Delta / 2 M, \quad (2.4)$$

где  $\Delta$  – плотность среды;  $F$  – площадь поперечного сечения частицы;  $M$  – масса частицы.

При определенном значении скорости потока среды установившаяся скорость частицы становится равной нулю  $V_{ч} = 0$ . Такая скорость потока называется скоростью витания и определяется как [71]:

$$V_{\text{ном. вит.}} = (g_0 / k)^{0.5} = (4 g d (\delta - \Delta) / 3 \psi \Delta)^{0.5}. \quad (2.5)$$

Таким образом, для круглой частицы скорость осаждения и скорость витания в противотоке являются тождественными величинами. При этом допускается, что коэффициенты сопротивления у осаждающейся и витающей частицы равны и не зависят от турбулентности среды.

Значения скорости осаждения в свободных условиях (витания) приводятся рядом исследователей для различных материалов. В работе [92] показана корреляция расчетных и полученных экспериментально значений скоростей свободного падения для антрацита, кварца, касситерита и галенита. В источнике [93] приведены значения скоростей витания, коэффициентов сопротивления и равнопадаемости частиц кварца и галенита в воздухе. В работе [71] описывается серия специальных экспериментов по определению скоростей витания и осаждения в воде частиц полихлорвинила, антрацита, кварца и гранита, а также магнетита крупностью 1-10 мм.

Для такого сырья как частицы лома класса Ж не имеется данных по аэродинамическим характеристикам и скоростям витания. Поэтому указанные характеристики являлись предметом исследования в данной работе.

Поскольку коэффициент сопротивления шара не зависит от его ориентации в пространстве, сферическая форма частиц принята в качестве исходной при исследовании их движения в среде. Большинство формул для конечной скорости падения шара, дающих наиболее близкие совпадения с экспериментальными данными, получены аппроксимацией графической зависимости коэффициента сопротивления  $\psi$  от числа Рейнольдса  $Re$  (кривой Релея). При этом кривая делится на ряд участков, каждый из которых приближенно заменяется отрезком прямой. Уравнение для описания отдельных участков имеет вид:

$$\Psi = K_i Re^{p_i}, \quad (2.6)$$

где  $K_i$  и  $p_i$  – постоянные коэффициенты для каждого участка кривой.

В.А. Олевский и А.К. Корольков [94] предложили формулу, которая дает результаты, наиболее близкие к фактическим, как указывается в работе [92]. Эта формула имеет вид:

$$V = k (\pi g / 6)^{5/6} d^{3/2} \nu^{2/3} \Delta_0^{5/6}. \quad (2.7)$$

Здесь  $k$  – коэффициенты, постоянные для каждого участка кривой;  $d$  – диаметр частицы;  $\nu$  – кинематический коэффициент вязкости среды;  $\Delta_0$  – относительная разница плотностей частицы и разделительной среды.

Относительная разность плотностей вычисляется по формуле:

$$\Delta_0 = (\delta - \Delta) / \Delta, \quad (2.8)$$

где  $\delta$  – плотность твердой фазы,  $\Delta$  – плотность разделительной среды.

В работе [92] приводится модифицированная формула, по которой скорость свободного падения шаров определяется из соотношения

$$V = k d^{3n-1} \nu^{1-2n} \Delta_0^n. \quad (2.9)$$

Здесь  $k$  и  $n$  – коэффициенты, постоянные для каждого участка кривой Релея.

Коэффициенты  $k$  и  $n$  определяются из соотношений [95]:

$$k = (\pi g / 6 K_i)^n, \quad n = (p_i + 2)^{-1}. \quad (2.10)$$

Значения коэффициентов  $K_i$  и  $p_i$  приводятся в работе [92] для различных участков кривой Релея, которая разбивается в данном случае на шесть фрагментов.

Недостатком многих формул является необходимость предварительного определения числа Рейнольдса, которое находится в зависимости от скорости частиц. Для избежания этого во многих источниках рекомендуется использовать параметр Лященко П.В., определяемый из известного выражения и не зависящий от скорости:



$$Li = Re^2 \psi = (\pi d^3 / 6) * (\delta - \Delta) / \Delta * (g / v^2). \quad (2.11)$$

Для определения конечной скорости падения частиц в воздушной среде, которая по данным работы [71] отождествляется со скоростью витания, по принятому значению диаметра шара необходимо рассчитать параметр Лященко для частиц различной плотности. В зависимости от значения параметра Лященко определяются значения показателей степени в формуле (2.9) и соответственно вид расчетной формулы.

Исследования свойств лома проводников тока, дробленых в ножевой дробилке, показали наибольшие значения извлечения металлов (меди и алюминия) при крупности частиц от 1.5 до 4.5мм при более равномерной крупности дробленого продукта (см. рис. 2.3). В связи с этим именно такая крупность частиц принята прежде всего для рассмотрения.

В работе [96] указывается, что для зерен крупностью от 0,8мм и выше для определения скорости свободного падения шаров может использоваться формула Риттингера, имеющая вид в случае воздушной среды разделения:

$$V_0 = 4.6 (d * (\delta - 1.23))^{1/2}, \text{ м/с}. \quad (2.12)$$

Поскольку Риттингер при выводе этого соотношения учитывал только динамическое сопротивление среды, то полученные по ней значения скорости падения шаров хорошо согласуются с экспериментальными данными для зерен крупнее 0,8мм.

В работах [26, 90, 91] изложены подходы к аналитическому описанию модифицированной по методу Лященко кривой Релея с помощью введения определенных коэффициентов. В соответствии с этими подходами диаграмма Лященко  $Re = f(Re^2 \psi)$  разбивается на пять участков и аппроксимируется формулой, имеющей вид:

$$Re = (A Re^2 \psi)^n. \quad (2.13)$$

Здесь  $A$  и  $n$  – коэффициенты, значения которых зависят от величины параметра Лященко и приведены в табл. 2.3 [91, 26].

Таблица 2.3.

### Значения коэффициентов для аппроксимации диаграммы Лященко

Диапазон изменения $Re^2 \psi$	Диапазон изменения $Re$	$A$	$n$
$8 \cdot 10^{-3} \dots 3$	$< 10^{-3}$	0,133	1,0
$3 \dots 1,2 \cdot 10^2$	$10^{-3} \dots 10$	0,1	0,943
$1,2 \cdot 10^2 \dots 3,5 \cdot 10^3$	$10 \dots 10^2$	0,269	0,69
$3,5 \cdot 10^3 \dots 10^5$	$10^2 \dots 8 \cdot 10^2$	1,112	0,575
$10^5 \dots 3 \cdot 10^9$	$8 \cdot 10^2 \dots 1,2 \cdot 10^5$	7,95	0,493

Таким образом с учетом (2.13) формула для расчета скорости свободного движения шарообразных частиц в среде имеет вид:

$$V = (\mu (A Re^2 \psi)^n) / d \Delta . \quad (2.14)$$

Здесь  $\mu$  – динамический коэффициент вязкости среды,  $\Delta$  – плотность разделительной среды.

Авторы работ [26, 90, 91] подчеркивают, что формула (2.14) является универсальной, т.к. при значениях  $n$ , равных 1; 2/3 и 1/2, соответственно, получаются известные формулы Стокса, Алена и Ньютона-Риттингера, которые описывают частные случаи скорости движения частиц при различных режимах их обтекания средой.

Для окончательного выбора способа расчета скорости перемещения частиц лома кабельно-проводниковой продукции в восходящем потоке воздуха, которая отождествляется со скоростью витания, выполнены расчеты для круглых и шарообразных частиц в свободных и стесненных условиях и их сравнение по методикам различных авторов по формулам (2.9, 2.12 и 2.14).

#### 2.2.2 Исследование скорости движения частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в свободных условиях

При расчете скорости свободного падения (витания) сферических частиц по зависимостям (2.9, 2.12 и 2.14) кинематический коэффициент вязкости принят для воздуха при температуре  $t = 20^{\circ}\text{C}$  равным  $\nu = 15 \times 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ . Расчетные формулы для определения скоростей витания по соотношению (2.9) показаны в табл. 2.4.

Скорости витания сферических частиц легких и тяжелых материалов приведены на рис. 2.5, где цифрами обозначено: 1 – по методике В.А. Олевского, 2 – по методике П.И. Пилова, 3 – по методике Риттингера.

Анализ полученных данных позволяет заключить, что значения скоростей витания имеют близкие значения для всех сравниваемых методик расчета. Установлено также, что шарики изоляционных материалов при диаметре 1мм движутся в интервале, близком к  $Re = 300$ , т.е. в переходном режиме. При увеличении размера до 2,5мм параметр Рейнольдса находится в интервале  $Re = 300-3000$ , дальнейшее увеличение диаметра до 5-20мм обеспечивает переход к турбулентному режиму движения  $Re > 3000$ . Для металлических частиц характерен переходный режим при диаметре 1мм, а затем турбулентный при увеличении диаметра более 1мм.

Таблица 2.4.

**Расчетные формулы для определения скоростей витания круглых частиц сложного лома класса Ж по формуле (2.9)**

Материал	Диаметр, мм	Расчетная формула для скорости витания [92]
1	2	3
Полиэтилен, резина, гетинакс	1,0	$V = K d v^{-1/3} \Delta_0^{2/3}$
Поливинилхлорид, алюминий, цинк, медь, свинец	1,0	$V = K d^{2/3} v^{-1/9} \Delta_0^{5/9}$
Полиэтилен, поливинилхлорид, гетинакс, алюминий	2,5	$V = K d^{2/3} v^{-1/9} \Delta_0^{5/9}$
Резина, цинк, медь, свинец	2,5	$V = K d^{1/2} \Delta_0^{1/2}$
Полиэтилен, резина, поливинилхлорид, гетинакс, алюминий, цинк, медь, свинец	5; 10; 20	$V = K d^{1/2} \Delta_0^{1/2}$

Статистический анализ полученных значений расчетной скорости витания показал, что для всех материалов зависимость скорости от размера частиц наиболее точно описывается логарифмической функцией с различными коэффициентами. Уравнения и параметры аппроксимации для расчетов по формуле Королькова-Олевского представлены в табл. 2.5.

Анализ данных и зависимостей (табл. 2.5) свидетельствует о том, что для гетинакса и резины, являющихся изоляционными материалами, скорость витания частиц имеет близкие значения.

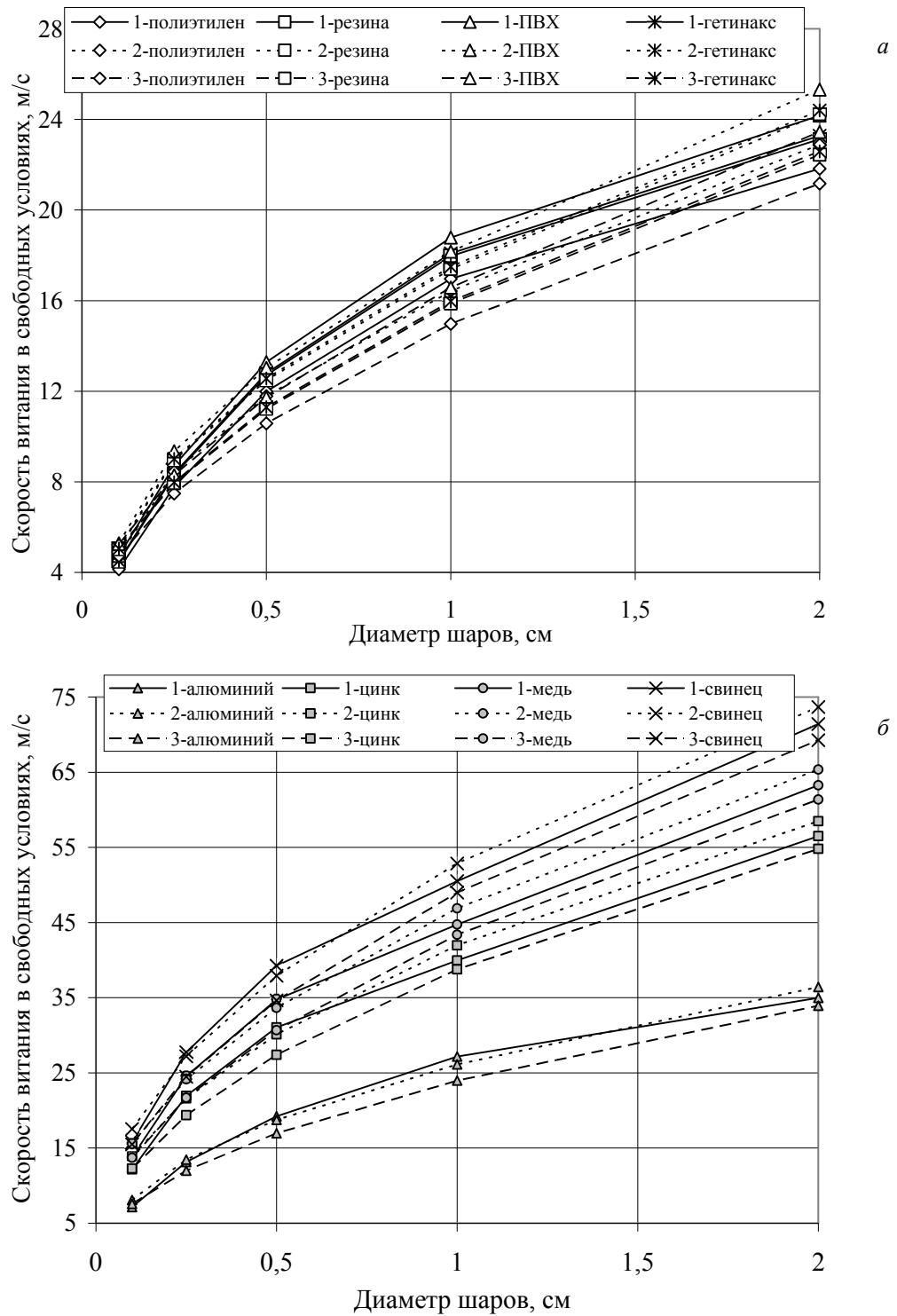


Рисунок 2.5. Скорость витания сферических частиц в свободных условиях для материалов: а – изоляция, б – металлы.

Это позволяет предполагать, что разделение этих материалов методом пневматической сепарации практически невозможно.

Близкие величины скорости витания к указанным материалам имеют также полиэтилен и поливинилхлорид.

Таблица 2.5.

**Аналитические зависимости для определения скорости витания сферических частиц и результаты статистической обработки**

Материал	Аналитическое выражение зависимости скорости от крупности частиц	Значение коэффициента детерминации $R^2$
Полиэтилен	$V = 5.9 \ln d + 2.9$	0.9855
Резина	$V = 6.2 \ln d + 3.3$	0.984
Гетинакс	$V = 6.2 \ln d + 3.3$	0.9839
Поливинилхлорид	$V = 6.2 \ln d + 4.5$	0.9803
Алюминий	$V = 8.6 \ln d + 6.8$	0.978
Цинк	$V = 13.4 \ln d + 10.9$	0.9588
Медь	$V = 14.98 \ln d + 12.3$	0.9581
Свинец	$V = 16.8 \ln d + 14.1$	0.9556

Следовательно, разделение изоляционных материалов между собой будет крайне затруднено. Для разделения металлов необходимо подбирать соответствующие режимы сепарации. Наиболее легко от остальных металлов может отделяться алюминий, т.к. его скорости витания имеют наибольшее отличие от скоростей витания меди, цинка и свинца. Более крупные частицы имеют большие отличия в скоростях движения в восходящем потоке, следовательно, их разделение будет наиболее эффективным [97].

Обобщение свойств и деталей строения проводов и кабелей позволило выделить основные их особенности, одной из которых является наличие в продуктах дробления сложного лома самой разнообразной формы частиц [88, 98]. При дроблении проводников тока форма частиц близка к правильной геометрической, а для лома кабеля характерна неопределенная геометрическая форма. Под правильной геометрической формой понимается форма частиц, близкая к геометрическим фигурам, для которых известны простые формулы для определения объема, поверхности и других характеристик. Такими фигурами являются шар, куб, пирамида, цилиндр, конус, параллелепипед. К неопределенной геометрической форме отнесены частицы в виде чешуек, изогнутых пластинок, спиралей.

Для оценки аэродинамических характеристик такого неравномерного по форме материала выполнены расчеты скорости витания частиц, форма которых отличается от сферической [99]. Поскольку лом кабельно-проводниковой продукции содержит в большинстве своем частицы, близкие по форме к цилиндрам, необходимо определить скорости витания для частиц несферической формы. Многие авторы рекомендуют для приближения формы частиц к шарообразной использовать эквивалентный диаметр шара. В работе [71] в качестве характерного размера частицы предлагается принять диаметр эквивалентного по объему шара:

$$d_э = (G*V/\pi)^{1/3}, \quad (2.15)$$

где –  $G$  – вес частицы,  $V$  – объем частицы.

Для цилиндрических частиц эквивалентный диаметр будет определяться из соотношения:

$$d_э = (1,5h*d^2)^{1/3}, \quad (2.16)$$

где  $h$  и  $d$  – высота и диаметр цилиндра, соответственно.

Кроме эквивалентного диаметра для частиц несферической формы используется коэффициент, равный отношению поверхности эквивалентного по объему шара к поверхности частицы, который в работе [92] называется коэффициентом сферичности.

В работе [71] этот же параметр называется геометрическим фактором формы. При этом геометрический фактор формы является величиной обратной по отношению к коэффициенту сферичности. С учетом соотношения (2.16) коэффициент сферичности цилиндрических частиц вычислялся как:

$$K_s = d_э^2 / d*(h + 0.5d). \quad (2.17)$$

Колебания значений коэффициента сферичности для цилиндрических частиц разного диаметра показаны на рис. 2.6, из которого видно, что чем ближе значения диаметра и высоты цилиндров друг к другу ( $d = 1,5$ ,  $h = 2$  см), т.е. чем меньше форма частиц отличается от шарообразной, тем больше  $K_s$ .

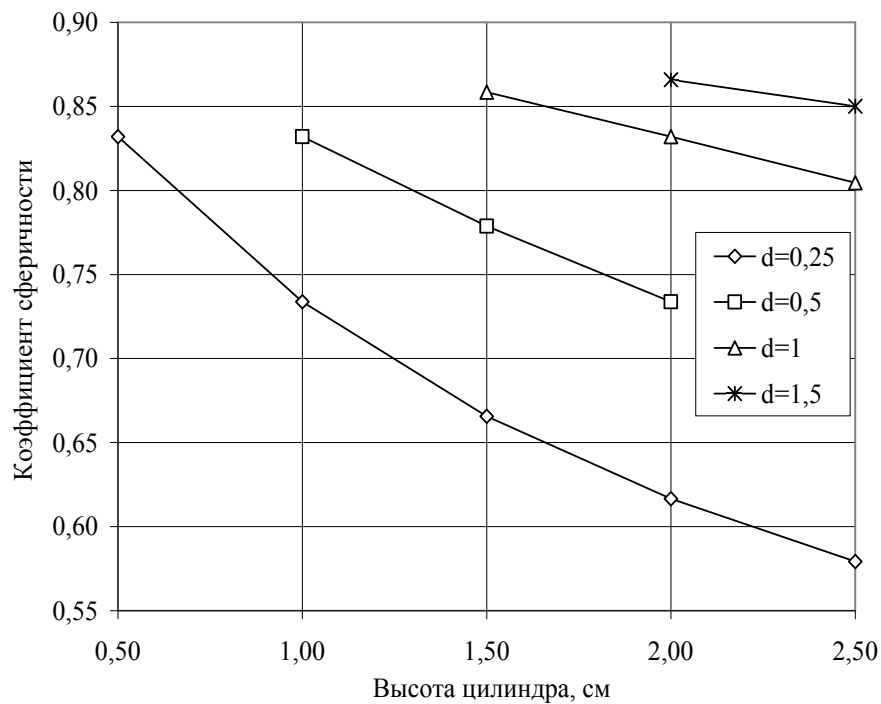


Рисунок 2.6. Коэффициент сферичности для цилиндрических частиц.

При определении параметра Лященко для частиц правильной геометрической несферической формы в выражении (2.11) используется эквивалентный диаметр  $d_э$ . В работе [92] отмечается, что при больших числах Рейнольдса для шарообразных частиц  $Re_s > 2000$  сопротивление перемещению остается неизменным  $\psi = const$ . Тогда расчетные формулы для скорости витания частиц несферической формы в свободных условиях при расчетах по указанным методикам приобретают вид [91, 92]:

$$V_э = V^*(K_s)^{0,5}, \quad (2.18)$$

$$V_э = Re_э \mu / d_э \Delta = (\mu (A * Li_э)^n) / d_э \Delta, \quad (2.19)$$

$$V_э = 55,5 * (\Delta_0 d_э)^{1/2}, \quad (2.20)$$

где  $V$  – скорость витания шаров, определенная по зависимости (2.9).

Результаты расчетов скорости витания шарообразных частиц в свободных условиях с учетом коэффициента сферичности и эквивалентного диаметра представлены на рис. 2.7, где цифрами обозначено: 1 – по методике В.А. Олевского (2.18), 2 – по методике П.И. Пилова (ДГИ) (2.19), 3 – по методике Риттингера (2.20). Цилиндрические частицы имели диаметр от 2.5 до 15мм и высоту от 5 до 25 мм.

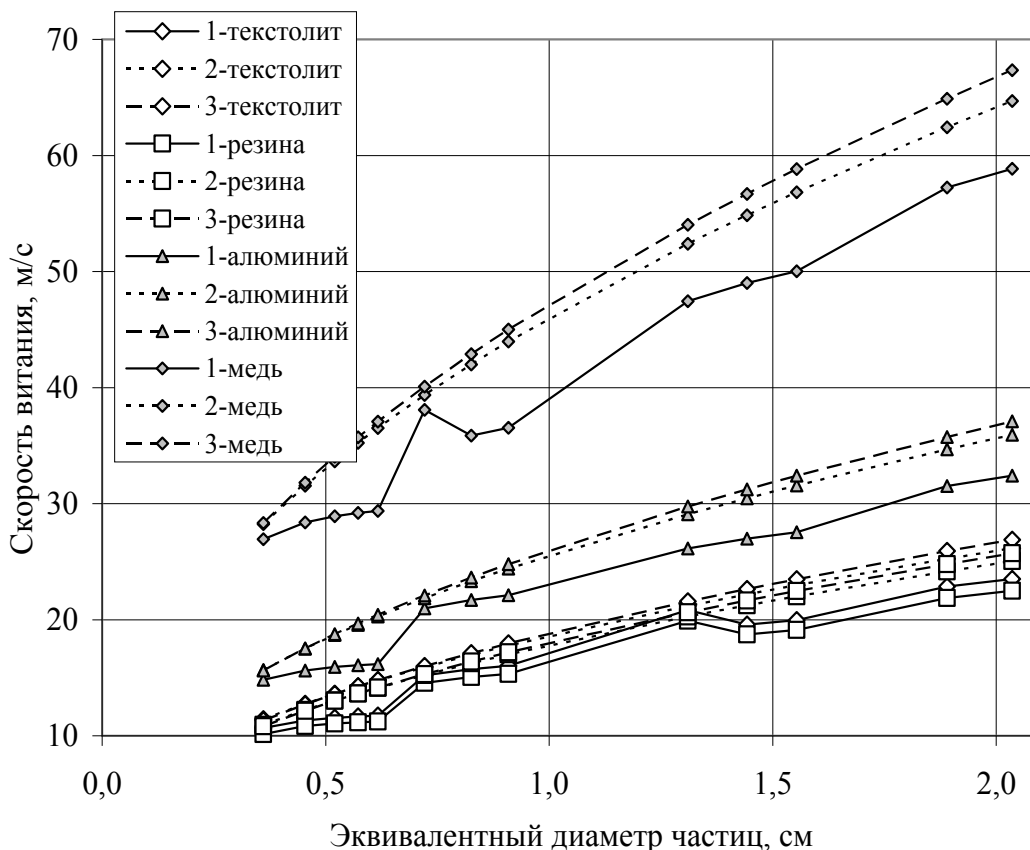


Рисунок 2.7. Скорость витания в свободных условиях для частиц с диаметром, эквивалентным шарообразным.

Из графиков следует, что формулы (2.19) и (2.20) дают близкие результаты для всех исследованных материалов.

Следует отметить, что многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции (класс Ж) содержит некоторое количество частиц дискообразной формы, скорость витания которых зависит от расположения частицы в восходящем воздушном потоке. Из приведенных выше соображений скорость витания дискообразных частиц алюминия с размерами  $d \times h = (5-20) \times 2.5$ ;  $(10-20) \times 5$ ;  $(15-20) \times 10$  мм рассчитана по этим



соотношениям. Изменение коэффициента сферичности показано на рис. 2.8, а результаты расчетов скорости витания и уравнения аппроксимации - на рис. 2.9.

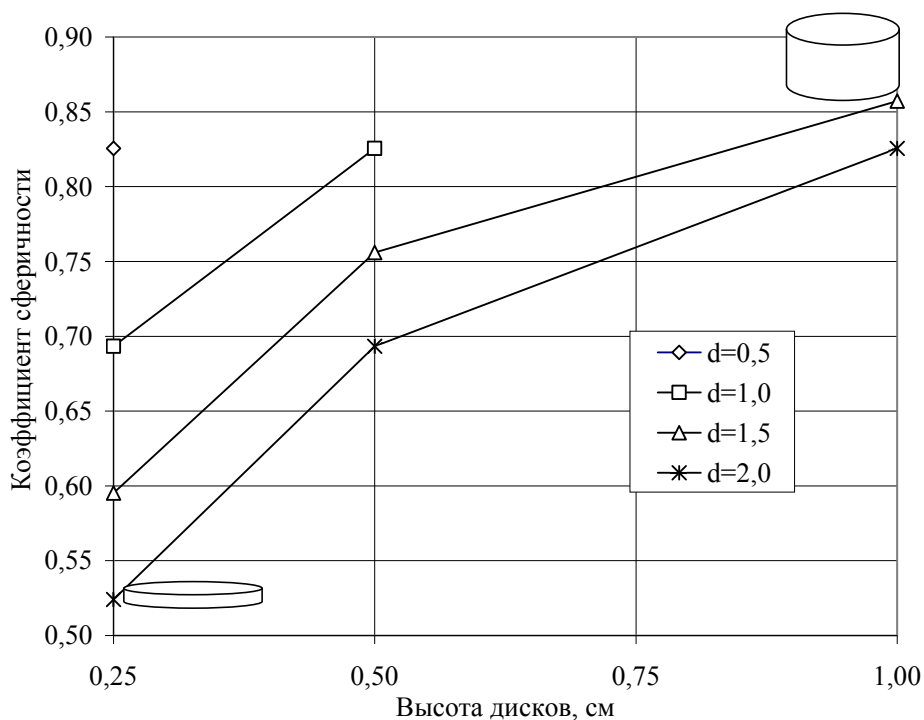


Рисунок 2.8. Коэффициент сферичности для дискообразных частиц алюминия.

Из приведенных данных можно заключить, что наиболее тонкие диски имеют минимальные значения коэффициента сферичности. На параметры их движения в воздушном потоке будет влиять парусность частиц, учесть которую довольно сложно. В работе [71] указывается, что частицы неправильной формы при движении располагаются в потоке так, что их сопротивление становится максимальным, а скорость витания – соответственно минимальной.

Графики зависимости скорости витания дискообразных частиц от эквивалентного диаметра (рис. 2.9) подтверждают установленную логарифмическую зависимость и близость значений скорости частиц, рассчитанных по методикам работ [92] и [26]. В связи с этим следует использовать методику ДГИ [26] как наиболее простую, универсальную и удобную для расчетов. По этой методике были выполнены расчеты для частиц различных материалов, имеющих пластинчатую форму. Сведения о размерах

частиц и результаты расчетов эквивалентной скорости витания приведены в табл. 2.6.

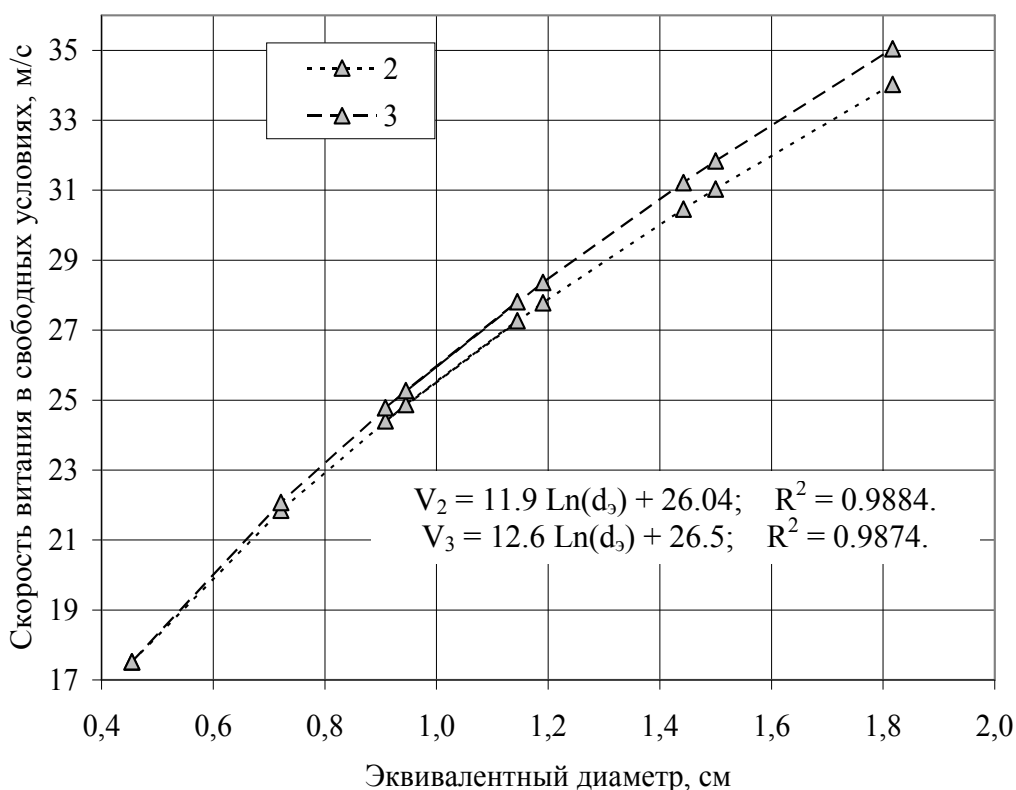


Рисунок 2.9. Скорость витания дискообразных частиц алюминия в свободных условиях: 2 – по ДГИ (2.19), 3 – по Риттингеру (2.20).

Следует заметить, что для пластинчатых и дискообразных частиц скорость витания в свободных условиях может быть описана и линейной зависимостью примерно с такой же точностью, как и логарифмической.

Во всех случаях при увеличении эквивалентного диаметра скорость витания частиц увеличивается. Выполненные расчеты позволяют заключить, что интервалы применения той или иной формулы для определения скорости витания частиц различной формы в восходящей струе являются довольно размытыми. Многими авторами в ходе экспериментальных и аналитических исследований предложено достаточно большое число соотношений для определения скорости, дающих отклонения от экспериментальных данных, особенно для частиц такой сложной и многообразной формы, какими представлен многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции после дробления. В

различных литературных источниках принимаются разные допущения, часто дающие отклонения значений друг от друга на порядок [72, 91, 92, 95, 96]. В данной работе для вычислений были приняты наиболее широко употребляемые аналитические выражения, имеющие низкие отклонения от экспериментальных данных.

Таблица 2.6.

**Расчетные значения скорости витания пластинчатых частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции по методике, изложенной в работах [26, 91]**

Размеры частиц ( $b \times l \times h$ ), мм	Эквивалентный диаметр, $d_э$ , см	Коэффициент сферичности, $K_s$	Скорость эквивалентная (витания), м/с
<b>Гетинакс</b>			
5x5x1,1	0,375	0,619	10,94
10x10x1,1	0,595	0,455	13,65
15x15x1,1	0,779	0,369	15,53
20x20x1,1	0,944	0,315	17,03
<b>ПВХ</b>			
5x5x0,85	0,344	0,554	10,43
10x10x0,85	0,546	0,399	13,01
15x15x0,85	0,715	0,320	14,81
20x20x0,85	0,866	0,271	16,23
<b>Медь</b>			
5x5x0,9	0,35	0,567	28,39
10x10x0,9	0,556	0,411	35,42
15x15x0,9	0,729	0,331	40,31
20x20x0,9	0,883	0,281	44,19
<b>Алюминий</b>			
5x5x0,9	0,35	0,567	15,76
10x10x0,9	0,556	0,411	19,67
15x15x0,9	0,729	0,331	22,39
20x20x0,9	0,883	0,281	24,548
<b>Резина</b>			
5x5x1,1	0,375	0,619	11,35
10x10x1,1	0,595	0,455	14,16
15x15x1,1	0,779	0,369	16,12
20x20x1,1	0,944	0,315	17,67

В рабочем пространстве сепаратора движение частиц не будет свободным, а будет подчиняться законам стесненного перемещения. В связи с этим необходимо исследовать параметры такого вида движения.

### 2.2.3 Определение скоростей витания частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в стесненных условиях

Для описания перемещения массы частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции, движущихся в рабочем пространстве пневматического сепаратора, необходимо использовать закономерности стесненного движения. Стесненность перемещения будет определяться количеством и размером частиц, их взаимодействием между собой и со стенками аппарата.

Скорость стесненного движения материала находится в сложной зависимости от степени его разрыхленности. Для определения расчетных теоретических значений скорости стесненного движения также предложено большое количество различных методик, которые можно разделить на две группы в зависимости от гипотезы, составляющей основу при рассмотрении перемещения массы частиц. По одной группе гипотез масса частиц уподобляется фильтрационной системе, через которую движется поток среды, направленный вертикально снизу вверх; по другой – рассматривается падение индивидуальной частицы в среде в массе других частиц. Соответственно получены различные выражения для расчета скорости стесненного движения.

Одной из наиболее широко применяемых является методика расчета скорости стесненного движения, полученная Лященко на базе экспериментального материала:

$$V_{cm} = V_{вum} m^{\lambda}, \quad (2.21)$$

где  $V_{вum}$  – скорость витания частиц в свободных условиях,  $m$  – коэффициент разрыхленности слоя материала,  $\lambda$  – показатель степени, зависящий от характеристик материала.

Коэффициент разрыхленности  $m$  является величиной, обратно пропорциональной концентрации частиц в единице объема рабочего пространства сепаратора. При этом, чем выше

концентрация частиц в единице объема сепаратора, тем меньше значение разрыхленности  $m$ .

Как указывается во многих работах [92, 95], показатель  $\lambda$  существенно зависит от числа Рейнольдса и может изменяться в пределах от 2,5 до 4,5. В этих же работах приводится график зависимости  $\lambda = f(Re)$  для шарообразных частиц, с помощью которого можно найти значение  $\lambda$ , зная величину числа Рейнольдса для условий свободного падения. Значения параметра  $\lambda$ , определенные по указанной выше методике графическим путем, представлены в табл. 2.7.

Таблица 2.7.

**Значения параметра  $\lambda$  для частиц различной крупности в зависимости от разрыхленности материала**

Диаметр эквивалентный, $d$ , мм	Разрыхленность														
	$m = 0,9$			$m = 0,8$			$m = 0,7$			$m = 0,6$			$m = 0,5$		
	медь	алюминий	резина	медь	алюминий	резина	медь	алюминий	резина	медь	алюминий	резина	медь	алюминий	резина
0,3	2,95	3,65	4,72	2,62	3,46	4,7	2,60	3,47	4,33	2,49	3,39	4,21	2,45	3,24	4,03
0,4	2,82	3,61	4,32	2,58	3,31	4,42	2,55	3,38	4,06	2,42	3,26	4,19	2,39	3,1	3,8
0,5	2,75	3,47	4,26	2,50	3,32	4,2	2,49	3,39	4,0	2,4	3,24	3,88	2,31	3,08	3,49
0,6	2,67	3,46	4,10	2,45	3,27	4,08	2,36	3,26	4,14	2,37	3,21	3,75	2,31	3,2	3,3
0,7	2,64	3,44	4,20	2,41	2,72	4,07	2,34	3,12	4,0	2,34	2,90	3,47	2,28	2,80	3,12
0,8	2,59	3,50	4,18	2,40	2,33	4,2	2,34	2,79	3,90	2,27	2,70	3,31	2,23	2,65	3,05
0,9	2,45	3,40	4,09	2,33	2,28	4,01	2,32	2,65	3,71	2,28	2,58	3,21	2,27	2,37	2,8
1,0	2,40	3,3	3,52	2,3	2,24	3,46	2,27	2,26	3,33	2,27	2,22	2,65	2,26	2,03	2,6
1,2	2,37	3,10	3,38	2,26	2,02	3,41	2,23	2,04	3,24	2,24	2,15	2,58	2,23	2,06	2,44
1,5	2,23	2,90	3,30	2,28	2,18	3,08	2,20	2,1	2,79	2,21	2,06	2,28	2,25	2,0	2,3

Анализ данных табл. 2.7 позволяет выделить диапазоны значений эквивалентного диаметра частиц, в которых параметр  $\lambda$  изменяется в определенных интервалах [99]. Например, для всех материалов получены следующие диапазоны диаметров частиц: 0,3-0,9, 0,9-1,5 мм. В пределах первого диапазона параметр  $\lambda$  уменьшается с более высокой скоростью. В следующем диапазоне крупности частиц значения  $\lambda$  снижаются менее интенсивно. Для самых тяжелых частиц – частиц меди – параметр  $\lambda$  снижается относительно равномерно от значения 2,95 до 2,45 в первом диапазоне изменения диаметра и от 2,45 до 2,23 во втором. Легкие частицы резины имеют наибольший разброс значений  $\lambda$ : от 4,03-4,72 до 2,8-4,09 в первом диапазоне и от 2,8-4,0 до 2-3,3 во втором в

зависимости от разрыхленности. При снижении разрыхленности параметр  $\lambda$  уменьшается для всех исследованных материалов, однако скорость этого изменения различна.

Изменение параметра  $\lambda$  для меди, алюминия и резины в зависимости от величины эквивалентного диаметра и разрыхленности материала представлено на рис. 2.10.

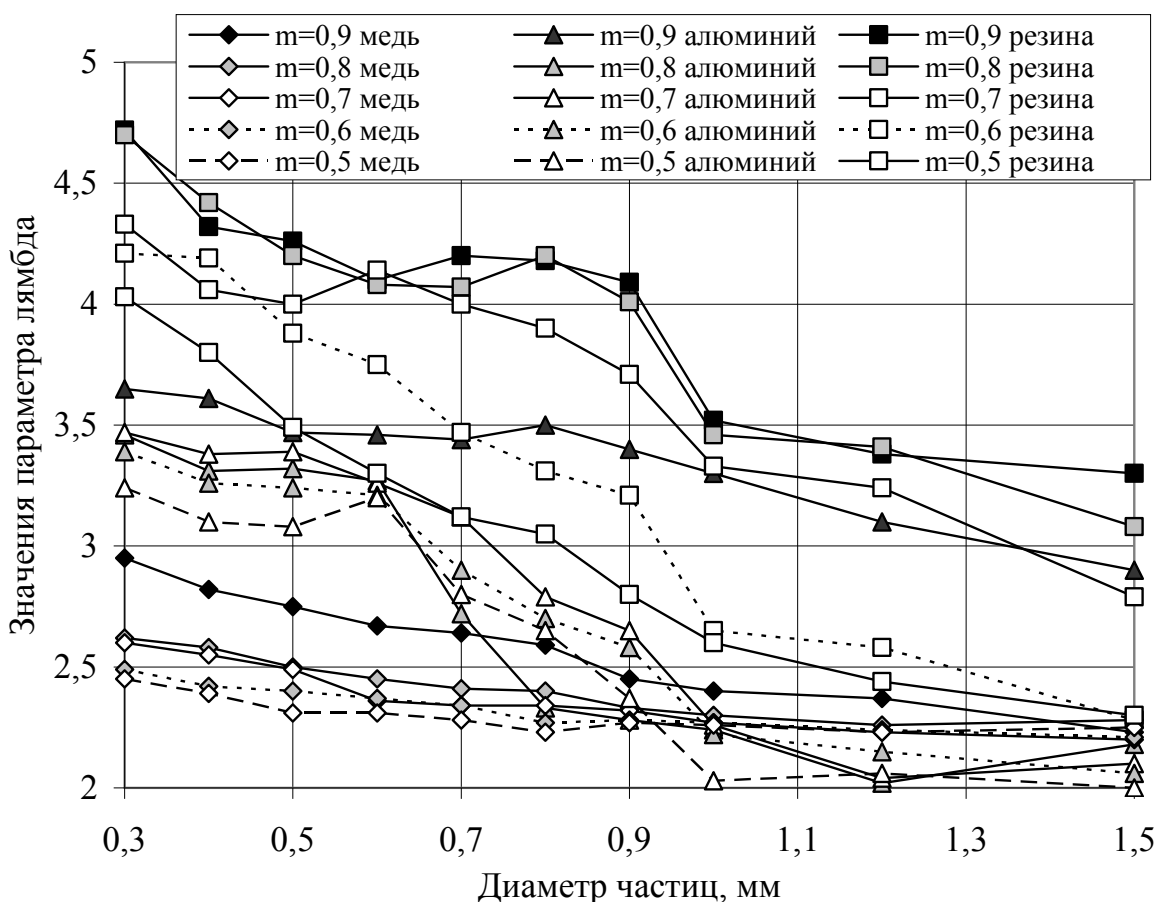


Рисунок 2.10. Изменение параметра  $\lambda$  для разных материалов в зависимости от диаметра частиц и разрыхленности.

Из приведенных данных следует, что наибольшие значения  $\lambda$  соответствуют максимальной разрыхленности. При увеличении диапазона крупности скорость изменения этого параметра уменьшается.

В работе [71] приведена зависимость, позволяющая определять скорость витания в стесненных условиях в широком диапазоне режимов движения в зависимости от разрыхленности с использованием критерия Архимеда, предложенная О.М. Тодесом

и другими. Сначала рассчитывается критерий Рейнольдса для стесненных условий, а затем скорость стесненного витания по соотношениям:

$$Re_{cm} = Ar * m^{4.75} / (18 + 0.6 (Ar * m^{4.75}))^{1/2}. \quad (2.22)$$

$$V_{cm} = Re_{cm} * \nu / d_э. \quad (2.23)$$

Здесь  $Ar$  – критерий Архимеда,  $m$  – разрыхленность.

Как и в случае определения скорости свободного витания расчеты выполнены также по методике ДГИ. Сравнение результатов в графической форме представлено на рис. 2.11 и 2.12 по методам: 1- Лященко П.В., 2 – ДГИ, 3 – Тодеса О.М.

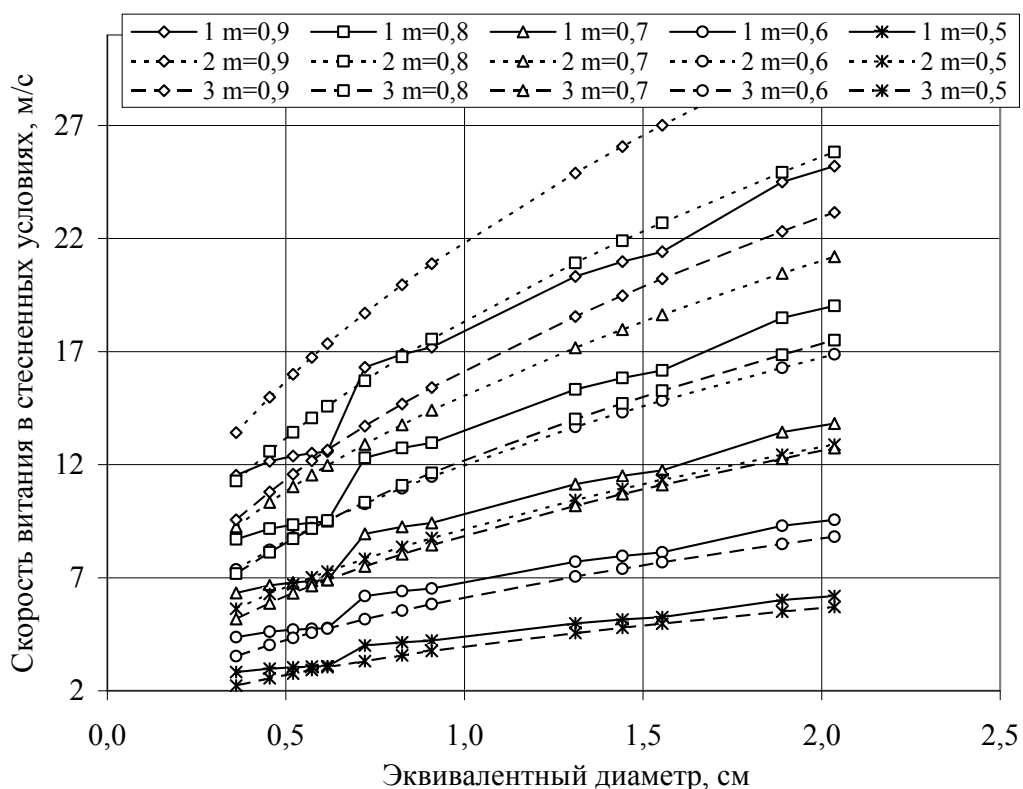


Рисунок 2.11. Скорость стесненного витания частиц алюминия.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что значения скорости витания в стесненных условиях, определенные по методу Лященко и Тодеса дают результаты, отличающиеся на 6-20%.

Расчетные скорости витания по методу ДГИ несколько превышают эти значения (на 12-28%) и при увеличении эквивалентного диаметра частиц и разрыхленности этот разрыв увеличивается.

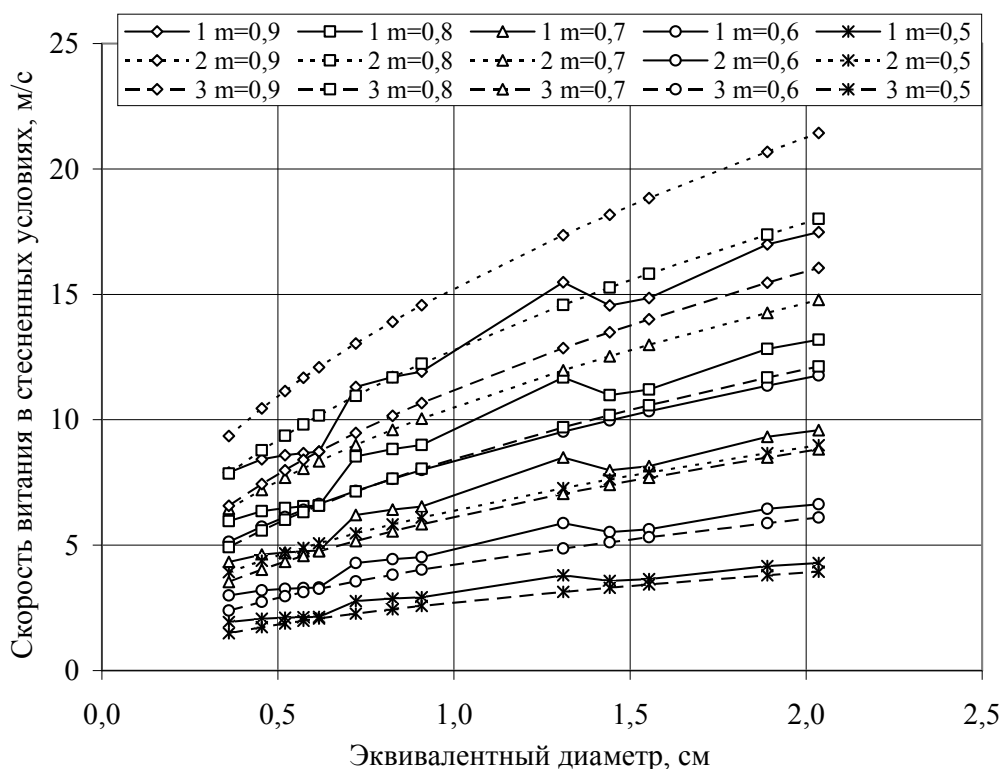


Рисунок 2.12. Скорость стесненного витания частиц резины.

Тем не менее, последняя указанная методика имеет минимальное количество вычислений и удобна в использовании как для определения параметров движения частиц в свободных условиях, так и для стесненных условий.

Скорости витания частиц эквивалентного диаметра в стесненных условиях для исследованных материалов, рассчитанные по методике, приведенной в работе [26], в зависимости от разрыхленности представлены в графической форме на рис. 2.13-2.14, а для алюминия и резины, которые будут подвергаться сепарации – на рис. 2.15.



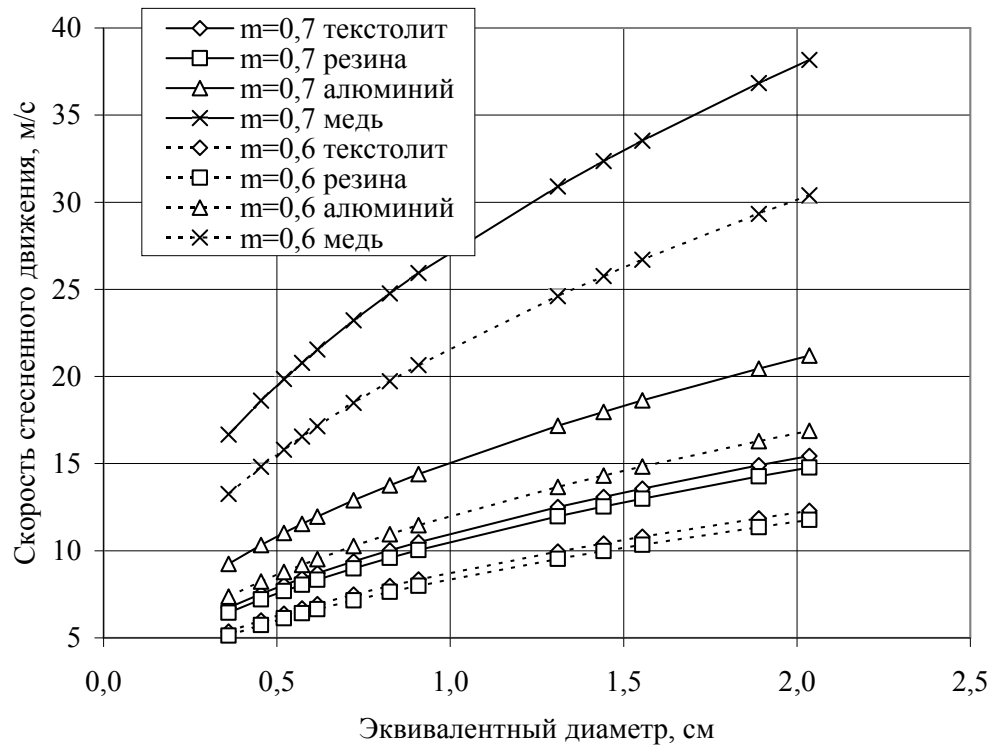
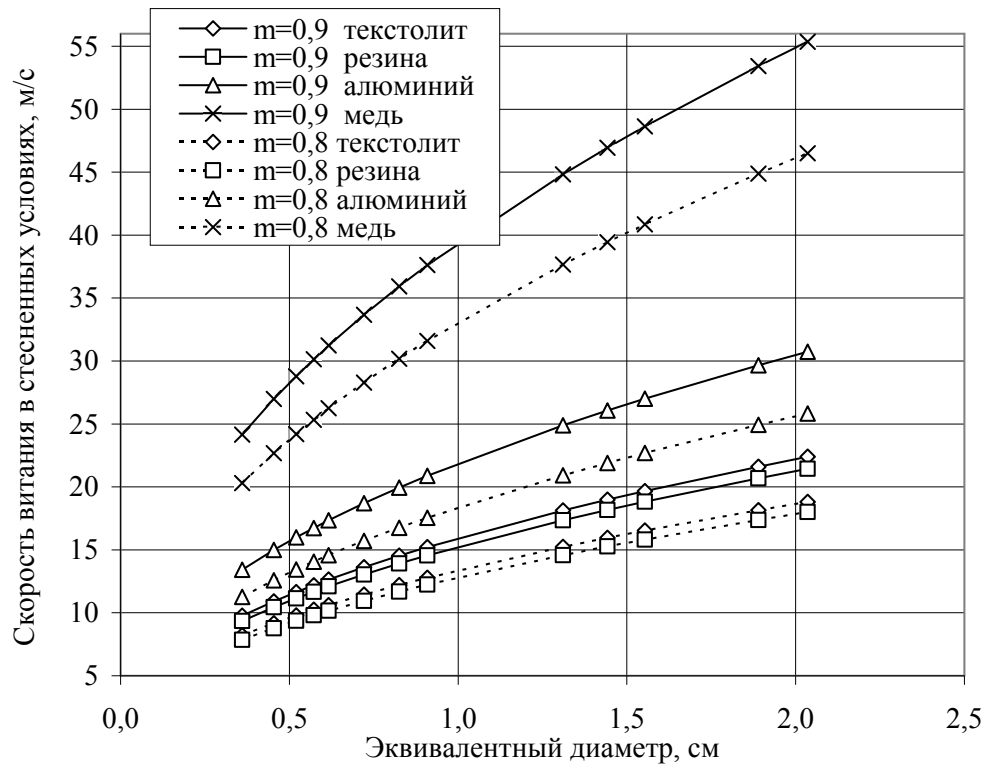


Рисунок 2.13. Скорости витания частиц эквивалентного диаметра в стесненных условиях при высокой разрыхленности и при ее снижении:

а –  $m = 0,9-0,8$ , б –  $m = 0,7-0,6$ .

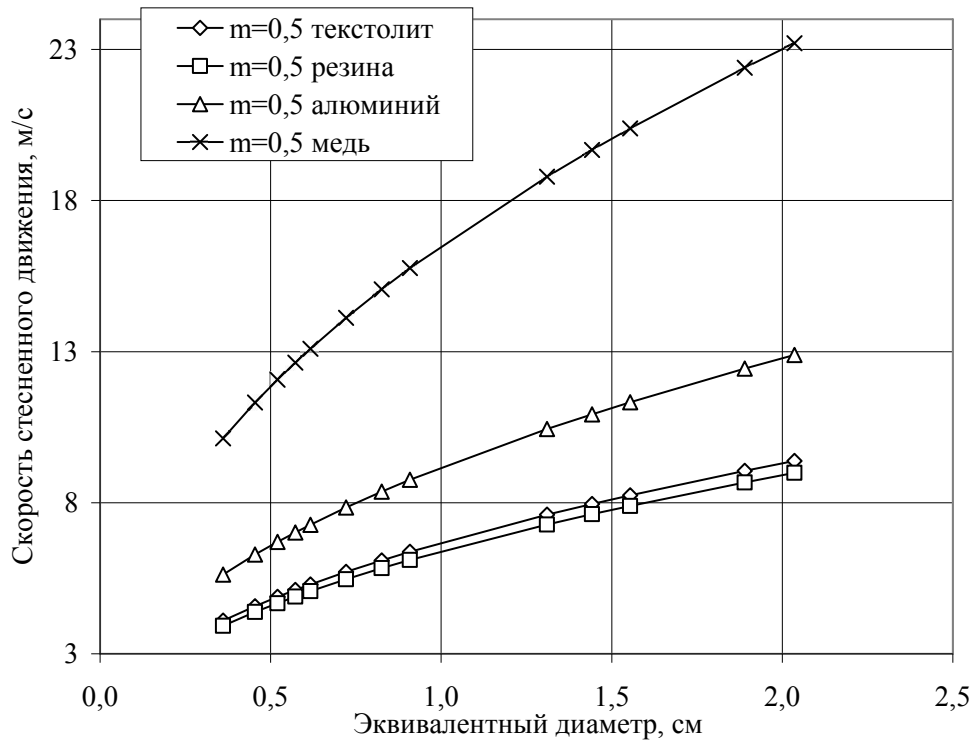


Рисунок 2.14. Скорость витания в стесненных условиях при снижении разрыхленности до 0,5.

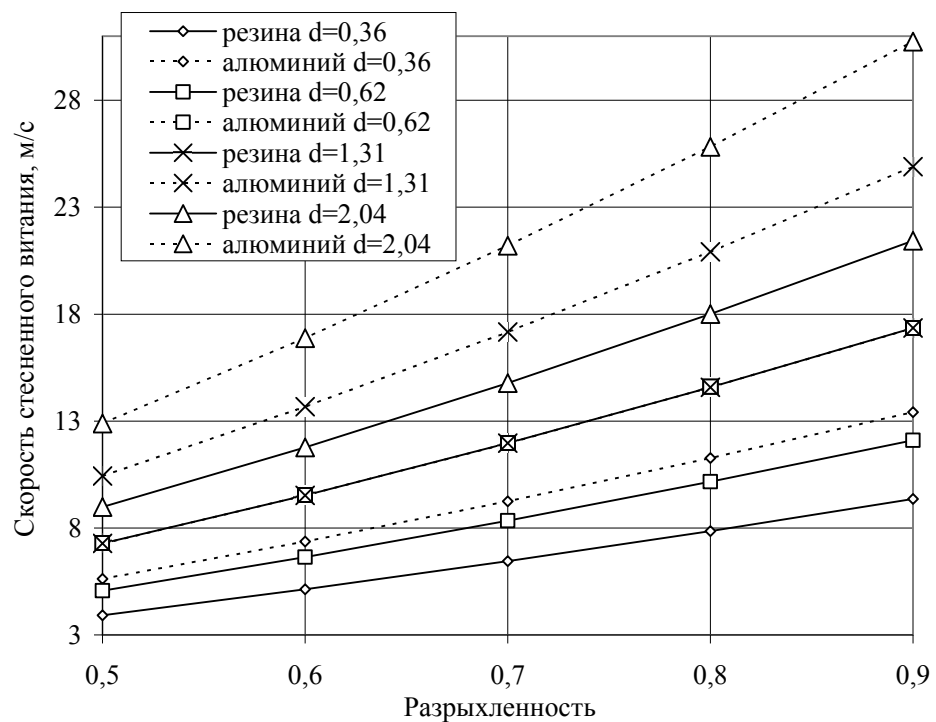


Рисунок 2.15. Зависимость скорости витания в стесненных условиях от разрыхленности для алюминия и резины.

Из графиков, представленных на рис. 2.13-2.14 можно заключить, что для всех материалов сохраняется снижение скорости витания в стесненных условиях при снижении разрыхленности. Изоляционные материалы - текстолит и резина – имеют близкие значения скорости витания в разных условиях, следовательно, их разделение между собой будет затруднено.

Данные, приведенные на рис. 2.15, показывают, что частицы резины с эквивалентным диаметром 1,31см имеют значения скорости витания в стесненных условиях практически равные скоростям частиц алюминия с эквивалентным диаметром 0,62см. Такие частицы являются равнопадаемыми, что необходимо учесть при выборе шкалы классификации материала.

При анализе результатов, полученных по методике ДГИ, установлено, что соотношение скоростей витания в стесненных условиях для «соседних» значений разрыхленности всех эквивалентных диаметров любых материалов подчиняется определенной закономерности и равняется одному и тому же постоянному коэффициенту. Это связано с тем, что в области, где  $Re_{cm} > 1500-2000$ , параметры  $A$  и  $n$  из формулы (2.19) остаются постоянными. Результаты сравнения приведены в табл. 2.8.

Таблица 2.8.

### Соотношение скоростей витания в стесненных условиях при разной разрыхленности

Диаметр эквивалентный, см	Соотношение скоростей витания $V_{mi}/V_{mi+1}$							
	по формуле (2.19)				по формуле (2.23)			
	$V_{0,9}/V_{0,8}$	$V_{0,8}/V_{0,7}$	$V_{0,7}/V_{0,6}$	$V_{0,6}/V_{0,5}$	$V_{0,9}/V_{0,8}$	$V_{0,8}/V_{0,7}$	$V_{0,7}/V_{0,6}$	$V_{0,6}/V_{0,5}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
резина								
0,361	1,190	1,218	1,256	1,310	1,336	1,393	1,476	1,604
0,454	1,190	1,218	1,256	1,310	1,332	1,388	1,466	1,587
0,520	1,190	1,218	1,256	1,310	1,330	1,385	1,462	1,579
0,572	1,190	1,218	1,256	1,310	1,329	1,383	1,459	1,574
0,617	1,190	1,218	1,256	1,310	1,329	1,382	1,458	1,571
0,721	1,190	1,218	1,256	1,310	1,327	1,380	1,454	1,565
0,825	1,190	1,218	1,256	1,310	1,327	1,379	1,452	1,561
0,909	1,190	1,218	1,256	1,310	1,326	1,378	1,451	1,558
1,310	1,190	1,218	1,256	1,310	1,325	1,376	1,447	1,551
1,442	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,376	1,447	1,550
1,554	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,376	1,446	1,549
1,890	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,375	1,445	1,547

Продолжение табл. 2.8.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
2,036	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,375	1,445	1,547
Среднее значение					1,327	1,380	1,454	1,565
алюминий								
0,361	1,190	1,218	1,256	1,310	1,332	1,387	1,466	1,586
0,454	1,190	1,218	1,256	1,310	1,329	1,383	1,459	1,574
0,520	1,190	1,218	1,256	1,310	1,328	1,381	1,456	1,568
0,572	1,190	1,218	1,256	1,310	1,327	1,380	1,454	1,565
0,617	1,190	1,218	1,256	1,310	1,327	1,380	1,453	1,562
0,721	1,190	1,218	1,256	1,310	1,326	1,378	1,451	1,558
0,825	1,190	1,218	1,256	1,310	1,325	1,377	1,449	1,555
0,909	1,190	1,218	1,256	1,310	1,325	1,377	1,448	1,553
1,310	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,375	1,446	1,549
1,442	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,375	1,445	1,548
1,554	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,375	1,445	1,547
1,890	1,190	1,218	1,256	1,310	1,324	1,374	1,444	1,546
2,036	1,190	1,218	1,256	1,310	1,323	1,374	1,444	1,545
Среднее значение					1,327	1,380	1,454	1,565

Анализ данных табл. 2.8 позволил установить следующие закономерности для турбулентного режима движения частиц эквивалентного диаметра в стесненных условиях:

1) соотношение скоростей витания, определенных по методике ДГИ, для разрыхленности, изменяющейся на шаг  $\Delta m = -0,1$ , не зависит от диаметра частиц и плотности вещества и является величиной постоянной; 2) при снижении разрыхленности значение этого соотношения увеличивается.

Для скоростей, определенных по методике Тодеса О.М., указанная закономерность в целом сохраняется при незначительных колебаниях значения соотношения скоростей вблизи некоторого среднего значения.

Анализ соотношений скоростей стесненного витания для условий движения в турбулентном режиме при постоянстве параметров  $A$  и  $n$  определил следующие зависимости. По методике, изложенной в работах [26, 90, 91]:

$$V_{cm} = Re_{cm} \mu / d \Delta, \quad (2.24)$$

$$V_{cm} = \mu (A Re^2 \psi_{cm})^n / d \Delta = \mu (A Re^2 \psi_0 m^3)^n / d \Delta = (A Re^2 \psi_0 m^3)^n v / d. \quad (2.25)$$

Отсюда при условии постоянства значений  $A$ ,  $n$ ,  $Re^2 \psi_0$  и  $d$ :

$$V_{cm\ m_i} / V_{cm\ m_{i+1}} = (m_i / m_{i+1})^{3n}, \quad (2.26)$$

$$V_{cm\ m_{i+1}} = V_{cm\ m_i} * (m_{i+1} / m_i)^{3n}, = V_{cm\ m_i} * k_i \quad (2.27)$$

где  $k_i = (m_{i+1} / m_i)^{3n}$  при изменении разрыхленности от высоких значений к более низким:  $m_i = 0,9$ ,  $m_{i+1} = m_i - 0,1 = 0,8$  и т.д.

Такой зависимости могут подчиняться только расчетные значения скоростей, т.к. в реальных условиях стесненного движения частицы несферической формы будут располагаться в восходящем потоке воздуха случайным образом.

Выполненные исследования позволяют сделать вывод о том, что в принципе может быть достигнуто эффективное разделение такого сложного по составу и свойствам объекта как частицы многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции гравитационными методами. В качестве обогатительного аппарата экономически целесообразным является использование пневматического сепаратора, где разделение происходит в восходящем потоке воздуха.

Расчетные значения скорости стесненного перемещения частиц металлов и изоляции различной крупности и формы свидетельствуют о том, что наибольшая эффективность разделения достигается для наиболее крупных и тяжелых частиц.

Изоляционные материалы - текстолит и резина – имеют близкие значения скорости витания в разных условиях и их разделение между собой будет затруднено.

На основе расчетных скоростей витания частиц резины и алюминия определены равнопадающие частицы, что необходимо учесть при выборе шкалы классификации материала.

### 2.3 Экспериментальное определение аэродинамических характеристик компонентов лома кабельно-проводниковой продукции

Полученные расчетные значения скоростей витания необходимо проверить путем проведения прямых экспериментов.

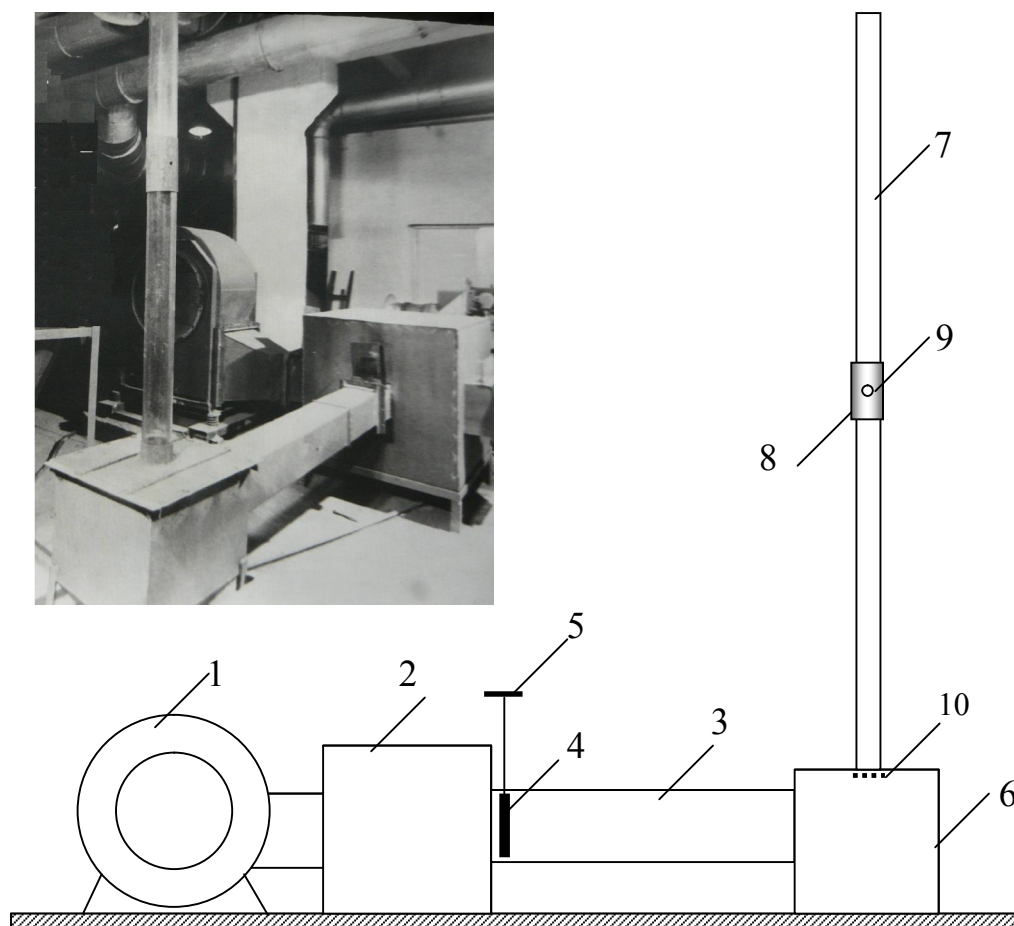


Рисунок 2.16. Измерительный стенд для определения скорости витания частиц: 1 – вентилятор, 2 – ресивер, 3 – газоход, 4 – шибер, 5 – штурвал, 6 – бункер, 7 – прозрачная трубка, 8 – соединительная вставка, 9 – отверстия в соединительной вставке, 10 – сетка.

Для этого из материалов, составляющих многокомпонентный лом кабельно-проводниковой продукции, были изготовлены частицы правильной геометрической формы – шарики, цилиндры и пластинки.

Определение скорости витания выполнялось на специальном лабораторном стенде, собранном в лаборатории института ДонНИПИЦМ, общий вид и принципиальная схема которого представлены на рис. 2.16. Стенд оснащен вентилятором, ресивером, прямоугольным газоходом и бункером, на котором установлена измерительная трубка из прозрачного оргстекла диаметром 150мм.

В прямоугольном газоходе длиной 2м на выходе из ресивера смонтирован вертикально перемещающийся шибер. Перемещение шиберов осуществляется с помощью винта со штурвалом, который может вращаться в крепежном седле. На стенке ресивера имеется шкала, по которой определяется высота подъема шиберов и скорость потока в рабочем канале. Определение скорости витания выполнялось с помощью трубки, состоящей из двух частей длиной по 1м, соединенных металлической вставкой. Вставка имеет два взаимно перпендикулярных отверстия в боковых стенках для ввода пьезометрической трубки Пито-Прандтля и микроманометра, с помощью которых определялся динамический напор потока воздуха. Диаметр отверстий 11мм. Предварительно проводилась тарировка индикаторной шкалы. Для стабилизации потока и относительно равномерного распределения его скорости по сечению трубки в верхней части бункера смонтирован стабилизатор потока, представляющий собой набор взаимно перпендикулярных пластин, обтянутых сеткой с ячейкой 1.25мм.

Скорость потока определялась по формуле:

$$V = (2g k P_{дин.} / \Delta)^{1/2}, \quad (2.28)$$

где  $P_{дин.}$  – динамический напор, м;  $\Delta$  - плотность воздуха,  $k$  – коэффициент, равный для данных измерений 0,93 (по данным работы [71]).

Тарировочными экспериментами установлено, что при повышении расхода воздуха распределение потока становится менее равномерным и скорость в пристеночных областях все больше отстает от центральной части канала.

Перед выполнением экспериментов были подготовлены частицы различных материалов определенной формы с определенными известными размерами. В ходе исследований частица располагалась на сетке, затем скорость потока постепенно наращивалась до тех пор, пока частица не поднималась в трубке и не находилась во взвешенном состоянии. За скорость витания принималась скорость потока воздуха, при достижении которой частица перемещалась по протяженности прозрачного цилиндра, не выходя за его пределы. Каждый опыт повторялся 5 раз. Экспериментальные значения приведены в табл. 2.9.

Таблица 2.9.

**Экспериментальные значения скоростей витания для частиц  
разных материалов и формы в свободных условиях**

Размер частиц, мм	Средняя скорость витания, м/с	Дисперсия	Ошибка	Точность, %
1	2	3	4	5
<b>Цилиндрическая форма</b>				
<b>Алюминий</b>				
10x10	22,4	0,02	0,17	0,83
5x5	16	0,01	0,13	0,12
5x10	17,1	0,127	0,44	2,6
5x15	18,2	0,08	0,35	2
<b>Текстолит</b>				
10x10	16,5	0,085	0,36	2,18
5x10	13,8	0,02	0,17	1,23
5x5	13,4	0,1	0,39	2,9
5x15	14,2	0,045	0,26	1,83
<b>Гетинакс</b>				
10x10	16	0.027	0.2	1.25
<b>Резина</b>				
5x5	12.1	0.03	0.21	1.73
5x10	13.4	0.035	0.23	1.71
<b>Пластинчатая форма</b>				
<b>Алюминий</b>				
20x20	17,5	0.05	0.28	2.88
10x10	13,6	0.037	0.24	2.6
<b>Резина</b>				
20x20	11,1	0.028	0.2	2.56
10x10	9,1	0.048	0.27	3.91
<b>Гетинакс</b>				
20x20	8.7	0.022	0.18	2.3
10x10	8.3	0.015	0.17	2
<b>Пластик</b>				
20x20	10,2	0.052	0.28	3.63
10x10	8,3	0.02	0.17	2.32
<b>Кубическая форма</b>				
<b>Резина</b>				
20x20x20	22,1	0.053	0.28	1.4
15x15x15	17,8	0.045	0.27	1.6
10x10x10	15,1	0.04	0.25	1.5
5x5x5	10,9	0.04	0.25	2.2



Продолжение табл. 2.9

1	2	3	4	5
Шарообразная форма				
Алюминий				
D = 10	24,6	0.018	0.164	0.7
D = 5	18,6	0.02	0.174	0.9

Сравнительные данные для расчетных и определенных экспериментально значений скоростей витания в свободных условиях частиц правильной геометрической формы представлены в табл. 2.10.

Сравнение данных, приведенных в табл. 2.10, свидетельствует о том, что практически для всех частиц правильной геометрической формы расчетные скорости превышают экспериментально определенные на 1-8 м/с. Исключение составляют частицы шарообразной формы, для которых отличие в расчетных и фактических скоростях витания незначительно и не превышает 7%.

Таблица 2.10.

### Статистическая оценка результатов вычислений и эксперимента

Размер частиц, мм	Скорость витания, м/с		Отклонение	
	экспериментальная	расчетная	абсолютное	относительное, %
1	2	3	4	5
Цилиндрическая форма				
Алюминий				
10x10	23,6	27,8	4,2	15,1
5x5	17,4	19,9	2,5	12,6
5x10	18,9	22,3	3,4	15,2
5x15	19,8	23,8	4,0	16,8
Текстолит				
10x10	17,5	20,2	2,7	13,4
5x10	13,8	14,5	0,7	4,8
5x5	13,6	16,2	2,6	16,0
5x15	14,7	17,3	2,6	15,0
Гетинакс				
10x10	16	18,7	2,7	14,4

Продолжение табл. 2.10

1	2	3	4	5
Резина				
5x5	12,0	13,9	1,9	13,6
5x10	13,4	15,5	2,1	13,5
Пластинчатая форма				
Алюминий				
20x20x0,9	17,5	24,5	7	28,6
10x10x0,9	13,6	19,7	6,11	31,0
Резина				
20x20x1,1	12,1	17,7	5,6	31,6
10x10x1,1	9,9	14,2	4,3	30,3
Пластик				
20x20x0,85	10,6	16,2	5,6	34,6
10x10x0,85	8,8	13,0	4,2	32,3
Кубическая форма				
Резина				
20x20x20	25,1	28,1	3	10,7
15x15x15	21,8	24,5	2,7	11,0
10x10x10	18,1	20,1	2	10,0
5x5x5	12,9	14,4	1,5	10,4
Шарообразная форма				
Алюминий				
D = 10	24,6	26,1	1,8	5,75
D = 5	18,4	18,7	0,3	1,6

Для оценки закономерностей движения частиц в массовом потоке проводились эксперименты по определению скоростей движения частиц в стесненных условиях – подготавливались пробы, состоящие из искусственных смесей частиц изоляционных материалов (полихлорвинила и резины), проводников тока.

Методика исследования состояла в следующем. Искусственным путем с помощью надфилей подготавливались частицы шарообразной формы с известным объемом. Проба формировалась таким образом, чтобы слой частиц был равномерным при минимальном их количестве. Было установлено, что такое условие может быть достигнуто при количестве частиц поливинилхлорида 1640 и 3280 штук, объемом  $2,44 \times 10^{-8} \text{ м}^3$ .

Скорость подачи воздуха в воздуховод и далее в измерительную трубку, заполненную исследуемыми частицами в определенном количестве, изменялась с помощью поднимания или

опускания шибера. При подаче воздуха материал разрыхлялся, и контролировалась высота разрыхленного слоя. Коэффициент разрыхления при известном объеме частиц определялся по формуле:

$$m = (V_c - V_{ш}) / V_c, \quad (2.29)$$

где  $V_c$  – объем слоя частиц,  $V_{ш}$  – суммарный объем частиц шарообразной формы.

За скорость витания принята скорость потока воздуха, при которой частицы равномерно распределялись в разрыхленном слое и оставались в его пределах без разброса их по высоте цилиндрической трубки.

Затем по методике [26] рассчитана теоретическая скорость витания частиц и выполнено ее сравнение с фактически определенной при проведении экспериментов.

Аналогичным образом выполнялись измерения и вычисления, и определялась скорость витания частиц из резины, имеющих форму усеченного конуса. Такие частицы были специально изготовлены вручную с помощью надфилей. Расчеты выполнялись с учетом диаметра эквивалентного шара. Для этой серии экспериментов разрыхление слоя частиц начиналось при скорости потока 19 м/с, что ниже расчетной скорости витания. По-видимому, данный факт может быть объяснен, исходя из повышенной крупности искусственно полученных зерен. При проведении экспериментальных исследований скоростей витания частиц каждое измерение дублировалось, и находились средние значения. Сравнение расчетных и экспериментальных данных представлено в табл. 2.11.

Таблица 2.11.

**Расчетные и экспериментально полученные скорости витания частиц в стесненных условиях**

Размер частиц, мм	Коэффициент разрыхления	Скорость витания, м/с		Отклонение, %
		расчетная	экспериментальная	
Шарообразные частицы полихлорвинила				
D = 2.44	0,8	6,4	5,3	17,2
	0,9	7,6	6,6	13,2
	0,96	8,3	7,6	8,4
	0,98	8,6	8,5	1,2
	0,99	8,7	8,9	2,3
Частицы в виде усеченного конуса из резины				
dxDxh = 16x20x30	0,86	22,3	19,0	13,2

Анализ данных табл. 2.11 свидетельствует о том, что полученная экспериментально скорость витания частиц в стесненных условиях ниже расчетной. Расхождения значений находятся в пределах 2,3-17,2%. Снижение измеренной скорости витания частиц по сравнению с расчетной может быть связано с неучтенным взаимодействием частиц при столкновениях друг с другом. Это полностью согласуется с выводами, полученными в работе [71], в которой приводятся данные по изучению влияния концентрации частиц на условия гравитационного разделения в воздушном потоке, т.е. фактически разрыхленности.

Для сравнения расчетных, экспериментальных данных для частиц правильной формы и данных для реальных зерен, получаемых в ходе подготовки многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции к сепарации, проведены расчеты именно для таких частиц при их перемещении в восходящем воздушном потоке. Пробы материала были получены в реальных условиях в результате дробления однородного сырья кабельного лома в ножевой дробилке СМД-149. Исследование скоростей витания частиц выполнялось путем расчета скоростей для металлических и неметаллических зерен максимального и минимального размера, а также выполнялись расчеты с учетом распределения компонентов по классам крупности.

В качестве исходного материала рассматривались частицы резины и алюминия крупностью 2.5-5 мм. Для таких частиц произведен расчет для выявления значения пределов изменения транспортной скорости, обеспечивающей вынос зерен из зоны разделения компонентов, а также взаимозасорения материалов.

Расчет скорости витания проводился по методике, приведенной в разделе 2.2. Металлические частицы в основном имеют форму цилиндров с диаметром 1.72 мм, частицы изоляции – полых цилиндров с внутренним диаметром 1.72 мм и толщиной стенки 0,9 мм. Результаты расчетов при различной разрыхленности материала представлены в табл. 2.12.

Данные табл. 2.12 подтверждают положение о том, что при увеличении разрыхленности слоя частиц в рабочем пространстве сепаратора скорость витания увеличивается. При высокой разрыхленности слоя значение скорости витания в стесненных условиях приближается к полученному для свободных условий перемещения.

Таблица 2.12.

**Расчетные значения скоростей витания компонентов  
дробленого лома проводников тока**

Размер частиц, мм	Скорость свобод- ного витания, м/с	Скорость стесненного движения при разрыхленности, м/с				
		0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Цилиндрические частицы алюминия						
1,72x7	14,97	5,4	7,0	8,8	10,8	12,8
1,72x2	12,25	4,4	5,8	7,2	8,8	10,5
Цилиндрические частицы резины						
7x0,9	11,8	4,2	5,5	6,9	8,5	10,1

Это свидетельствует о том, что в целях поддержания необходимой производительности пневматического сепаратора следует подбирать рациональную разрыхленность слоя частиц, обеспечивающую приемлемое взаимозасорение продуктов.

Выполненные расчеты и теоретические исследования свойств частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции как объекта гравитационного разделения, а также скоростей перемещения частиц различной формы и массы в свободных и стесненных условиях позволяют сделать следующие выводы:

- ножевая дробилка дает более мелкий продукт по сравнению с молотковой дробилкой; при дроблении в молотковой дробилке максимальное извлечение металла наблюдается в классе 10-20 мм; изоляционный материал сосредоточен в основном в классе 20-40 мм; для ножевой дробилки характерно сосредоточение металлов в классе 2.5-5 мм, для изоляционных материалов наибольшие значения извлечения отмечаются для крупности частиц в пределах 2,5-10 мм;

- зависимости скорости витания частиц от эквивалентного диаметра подтверждают близость значений скорости частиц, рассчитанных по различным методикам, в связи с чем можно использовать методику ДГИ [26] как наиболее простую, универсальную и удобную для расчетов;

- статистический анализ полученных значений расчетной скорости витания в свободных условиях показал, что для всех

материалов зависимость скорости от диаметра сферических частиц описывается логарифмической функцией с различными коэффициентами с достаточной степенью приближения (см. табл. 2.5);

- скорость стесненного перемещения частиц алюминия занимает промежуточное положение между наиболее тяжелыми и наиболее легкими частицами меди и резины и имеет значение от 5 до 26 м/с в диапазоне изменения эквивалентного диаметра от 3 до 21мм.

- получены диапазоны значений эквивалентного диаметра частиц, в которых параметр  $\lambda$  в формуле Лященко для скорости витания в стесненных условиях изменяется в определенных интервалах; в диапазоне диаметров частиц 0,3-0.9 мм параметр  $\lambda$  уменьшается с более высокой скоростью, во втором диапазоне крупности 0,9-1.5мм значения  $\lambda$  снижаются менее интенсивно; в целом для исследованных материалов параметр  $\lambda$  имеет значения от 2,2 до 4,7; при снижении разрыхленности параметр  $\lambda$  уменьшается для всех исследованных материалов, однако скорость этого изменения различна;

- значения скорости витания в стесненных условиях, определенные по методу Лященко и Годеса дают результаты, отличающиеся на 6-20%; расчетные скорости витания по методу ДГИ несколько превышают эти значения (на 12-28%), при увеличении эквивалентного диаметра частиц и разрыхленности этот разрыв увеличивается; тем не менее, последняя методика имеет минимальное количество вычислений и удобна в использовании как для определения параметров движения частиц в свободных условиях, так и для стесненных условий;

- для всех материалов при уплотнении слоя скорость стесненного перемещения снижается; увеличение эквивалентного диаметра от 3.6 до 20 мм приводит к повышению расчетной скорости стесненного перемещения алюминиевых частиц с 5,6 до 30,7 м/с, для частиц резины этот параметр изменяется в пределах 4-13 м/с в зависимости от разрыхленности; увеличение различия расчетных скоростей стесненного перемещения частиц алюминия и резины начинается при разрыхленности 0,5 и составляет от 1,5 до 3м/с в зависимости от крупности частиц;

- частицы резины с эквивалентным диаметром 1,31см имеют значения скорости витания в стесненных условиях практически

равные скоростям частиц алюминия с эквивалентным диаметром 0,62см; такие частицы являются равнопадаемыми, что необходимо учесть при выборе шкалы классификации материала;

- для всех частиц правильной геометрической формы расчетные скорости витания в свободных условиях превышают экспериментально определенные на 5-16%, исключение составляют частицы с формой, близкой к сферической, для которых отличие в расчетных и фактических скоростях витания незначительно - 2-10%; наибольшие отклонения расчетных значений скорости от измеренных отмечены для частиц пластинчатой формы (28-34%);

- скорость витания частиц в стесненных условиях, полученная экспериментально, ниже расчетной; расхождения значений находятся в пределах 2,3-17,2%; снижение измеренной скорости витания частиц по сравнению с расчетной может быть связано с неучтенным взаимодействием частиц при столкновениях друг с другом в стесненных условиях; при высокой разрыхленности расчетная скорость витания частиц с формой, приближенной к реальной, в стесненных условиях незначительно отличается от полученной для свободных условий перемещения; это свидетельствует о том, что в целях поддержания необходимой производительности пневматического сепаратора следует подбирать рациональную разрыхленность слоя частиц, обеспечивающую приемлемое взаимозасорение продуктов;

- эффективное разделение такого сложного по составу и свойствам объекта как частицы многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции может быть достигнуто гравитационными методами; в качестве обогатительного аппарата экономически целесообразным является использование вибропневматического сепаратора, где разделение происходит в восходящем потоке воздуха.

### **Раздел 3. Исследование параметров процесса перемещения частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции с применением имитационного моделирования**

Физическое исследование тонких процессов, происходящих при взаимодействиях частиц многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции, является довольно трудоемким, не обеспечивает высокой точности и часто дает противоречивые или трудно объяснимые результаты. Результаты аналитических и экспериментальных исследований, изложенные выше, свидетельствуют о сложности проведения натуральных экспериментов по изучению параметров перемещения частиц в рабочем пространстве сепаратора в стесненных условиях. Некоторые стадии взаимодействия довольно сложно исследовать экспериментальным путем, а аналитические исследования часто дают идеализированные результаты. Кроме того, многие авторы расходятся во мнениях по поводу применимости тех или иных соотношений для определения скоростей частиц даже в свободных условиях.

Для исследования взаимодействия частиц друг с другом при столкновениях, для определения влияния такого важного параметра как разрыхленность слоя на показатели разделения возможно использование численного моделирования с помощью дискретных элементов и пакета компьютерных программ.

#### **3.1. Модель, применяемая при исследовании процесса сепарации**

Одним из современных методов исследования процессов, происходящих в сложных системах, является численное моделирование, которое сочетает в себе динамику, точность и рассмотрение широкого спектра деталей. В работе [101] подробно описана модель для моделирования кинетики взаимодействия фаз, которая базируется на дискретных элементах. На базе этого метода многие исследователи создали его модификации, которые применяются в различных сферах, например, для описания взаимодействия частиц породы между собой, для изучения течения потоков [102-106].



В лаборатории Моделирования необратимых процессов ДонНТУ разработана компьютерная модель для моделирования кинетики взаимодействия фаз, которая базируется на дискретных элементах и успешно применяется для исследования различных процессов. Эта модель применяется в данной работе и базируется на тех же фундаментальных законах и приближениях, что и модели, представленные в работах [101-106]. В дополнение были введены существенные особенности фаз, чтобы можно было моделировать динамику взаимодействия частиц.

На рис. 3.1 представлена схема взаимодействия частиц при перемещении в рабочем пространстве воздушного сепаратора [107].

Работа программы базируется на основополагающих законах механики: законе Гука и втором и третьем законах Ньютона. Алгоритм расчета предполагает замену реальных твердых зерен различного вещественного состава частицами в форме шара, которые перемещаются независимо друг от друга и взаимодействуют посредством прямых соприкосновений. Размер частиц задается радиусами  $R_1$  и  $R_2$ . Рассматриваемые элементы перемещаются в результате действия сил  $F_1$  или  $F_2$ . В ходе столкновений частиц возникает их вращение в соответствии с законом Ньютона за счет действия моментов  $M_1$  и  $M_2$ . Взаимодействие рассматривается в прямоугольной системе координат X-Y, причем ось ординат направлена сверху вниз.

В процессе моделирования циклически осуществляется

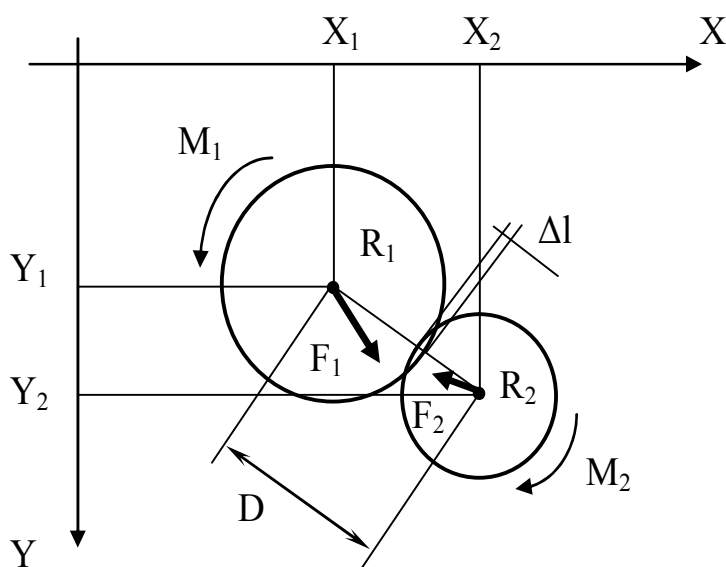


Рисунок 3.1. Схема взаимодействия двух элементов.

последовательный перебор всех элементов в порядке возрастания их порядкового номера.

Перемещения исследуемых частиц рассматриваются в дискретные периоды времени, которые в компьютерной реализации обозначаются как циклы счета.

В пределах каждого цикла координаты центров тяжести частиц  $X_1$ ,  $Y_1$  и  $X_2$ ,  $Y_2$ , скорости  $V_1$  и  $V_2$ , и силы являются постоянными. При переходе к следующему отрезку времени (циклу) эти параметры пересчитываются.

Ко всем элементам модели приложено постоянно действующее вертикальное ускорение  $G$ , соответствующее ускорению свободного падения тела. В результате его воздействия элементы циклически получают приращение или гашение скорости. Гашение возникает, когда направление действия равнодействующей сил противоположно направлению вектора скорости элементов. Равнодействующая сил возникает от действия силы тяжести, Архимедовой (расположения) силы, демпфирующей силы или силы сопротивления среды, а также от влияния смежных соседей [73, 74, 102, 103]. В результате рассчитывается приращение скорости на каждом цикле в соответствии с соотношением:

$$\Delta V = G \cdot \Delta t - k_V \cdot V_y, \quad (3.1)$$

где  $\Delta V$  - приращение скорости, м/с;  $G$  - ускорение, м/с<sup>2</sup>;  $\Delta t$  – время приращения на цикле, с;  $k_V$  – коэффициент демпфирования, учитывающий сопротивление среды.

Затем частицы перемещаются к следующей позиции, соответственно приращению компонентов скорости и времени. При этом пересчитываются координаты центров тяжести:

$$X = X + \Delta V_x \cdot \Delta t, \quad (3.2)$$

$$Y = Y + \Delta V_y \cdot \Delta t. \quad (3.3)$$

Здесь  $X$  и  $Y$  - новые горизонтальные и вертикальные координаты частицы, м;  $\Delta V_x$  и  $\Delta V_y$  – приращения горизонтальной и вертикальной составляющих скорости, м/с.

После перемещения частицы в новое положение за один цикл расстояние  $D$  между центрами тяжести смежных частиц должно быть изменено и нахлестка (перекрывание)  $\Delta l$  определяется заново. Затем приращение силы рассчитывается по выражению:

$$\Delta F = k \cdot \Delta l - k_F \cdot V - k_T \cdot F, \quad (3.4)$$

где  $\Delta F$  – приращение силы, н;  $k$  – коэффициент жесткости, н/м;  $k_F$  – коэффициент внутреннего сопротивления, определяемый взаимодействием элементов (коэффициент необратимости, потери энергии в течение взаимодействия),  $k_T$  – коэффициент трения,  $F$  – равнодействующая сил, приложенных к элементу.

Чтобы учесть реальные процессы, протекающие при взаимодействии частиц, а именно, инерционность, сопротивление среды и потери энергии при переходе из одного состояния в другое, в алгоритм введены коэффициенты, учитывающие потерю энергии в этих случаях. В частности, имеется возможность задавать сопротивление среды движущимся элементам, а также коэффициент потерь энергии при взаимодействии элементов.

Для учета силы трения, возникающей при взаимодействии отдельных элементов, в процессе вычисления приращений сил учитываются указанные в исходных данных коэффициенты трения.

С учетом этого формулы (3.1) и (3.4) примут вид:

$$dV_y = G dt - k_V R V_y, \quad (3.5)$$

$$dF = k \Delta l - k_F V - k_T F. \quad (3.6)$$

Здесь  $R$  – радиус элемента,  $V_y$  – вертикальная составляющая скорости элемента.

В течение каждого цикла соседние смежные частицы проверяются на условия когезии и адгезии. Если частицы имеют приближение одна к другой на расстояние, превышающее критическое, они слипаются между собой (две или несколько), образуя комплекс. Одновременно проверяются силы адгезии (когезии). При условии, что эти силы достигают определенных пределов, слипшиеся комплексы разрушаются. В исходных параметрах, которые вводятся в специальный файл перед началом работы программы, введено три предела для действующих сил:

предел нормального сжатия  $L_t$ , предел сдвига  $L_s$ , предел изгиба  $L_b$ . Слипшиеся частицы должны разъединиться при следующих условиях: 1) если они были сжаты в нормальном направлении на величину большую, чем предел сжатия, 2) если они были срезаны в тангенциальном направлении относительно друг друга больше, чем предел сдвига, 3) если они были изогнуты относительно временного соединения более, чем предел изгиба (коробления).

Программа выполняет моделирование перемещения в пространстве и взаимодействия отдельных и связанных в группы элементов. Используемая модель позволяет получать достоверное динамическое поведение частиц и исследовать влияние различных параметров при взаимодействии фаз в процессах обогащения и других физических процессах. Полученные результаты представляются в графическом виде, который отображает положение всех элементов в конкретные моменты времени.

Дополнительная информация может быть получена в виде текстовых файлов, содержащих информацию о положении элементов, разрушении связей и действующих силах. Кроме того, имеется возможность наглядного анимационного представления взаимодействия и перемещения исследуемых элементов.

Для описания свойств частиц и параметров их взаимодействия вводятся следующие величины: плотность материала частиц; горизонтальное ускорение; вертикальное ускорение; угловое (крутящее) ускорение; коэффициент трения; коэффициент вязкостного сопротивления (внешнего); коэффициент вязкостного сопротивления (внутреннего); коэффициент крутящего сопротивления (внешнего); коэффициент крутящего сопротивления (внутреннего); коэффициент нормальной жесткости; коэффициент касательной жесткости; коэффициент изгибной жесткости; режим контактирования частиц; режим адгезии частиц; дистанция, при которой уже возможно адгезионное взаимодействие.

Работа с программой заключается в подготовке файла исходных данных, выполнении расчета и анализе полученных результатов. Файл исходных данных содержит информацию о пространственном расположении элементов, их характеристиках, связях между собой и действующих внешних силах. Выполнение расчета в зависимости от количества исходных элементов и возможностей компьютера может занимать время от нескольких минут до нескольких часов.

### 3.2. Настройка модели для моделирования сухой сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции

В лаборатории кафедры «Обогащение полезных ископаемых» Донецкого национального технического университета разработана конструкция лабораторного пневмовибрационного сепаратора с противоточным движением продуктов разделения [107]. Принципиальная схема модели показана на рис. 3.2.

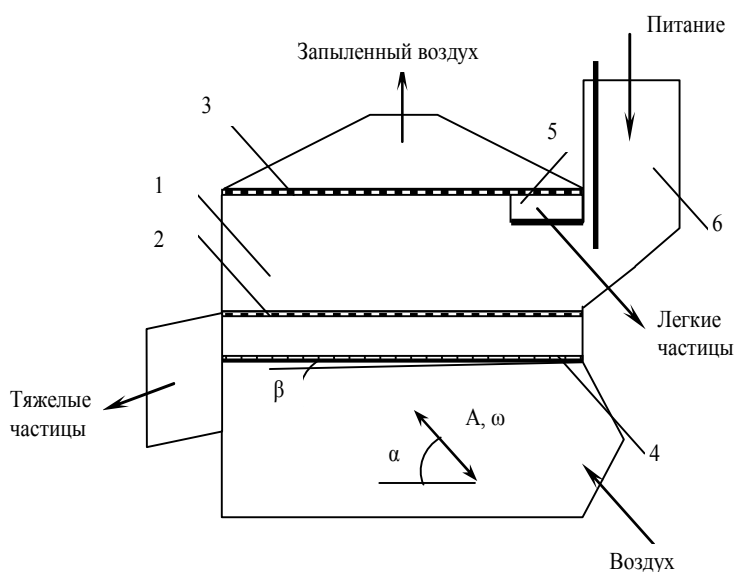


Рисунок 3.2. Схема лабораторной модели пневмовибрационного сепаратора: 1 – рабочая камера; 2 – нижнее сито; 3 – верхнее сито; 4 – распределительная решетка; 5 – делительная плоскость и окна для разгрузки легкой фракции; 6 – бункер.

В рабочей камере устанавливаются верхнее и нижнее сито, под которое через воздухораспределительную решетку вентилятором нагнетается воздух. Сверху рабочая камера закрыта зонтом, из-под которого вытяжным вентилятором отсасывается запыленный воздух. Кроме того, вытяжной вентилятор способствует созданию в рабочей камере направленного потока воздуха. Рабочая камера располагается под небольшим углом к горизонту и совершает колебания с определенной амплитудой и частотой.

Исходный материал поступает из бункера на вибрирующее нижнее сито, через которое проходит поток воздуха. Здесь под действием воздушного потока и вибрации материал переходит в

псевдооживленное состояние и формирует постель, которая способствует более эффективному разделению частиц по плотности [108].

При создании в рабочей камере восходящего потока воздуха, скорость которого подбирается такой, чтобы легкие частицы прижимались этим потоком к верхнему ситам, а тяжелые – оставались на нижнем сите. Таким образом, происходит расслоение материала в рабочей камере. Транспортирование разделенного на слои материала по соответствующим ситам к местам разгрузки тяжелых (алюминиевых) и легких (резиновых) фракций осуществляется под действием направленных колебаний. Направленные колебания создаются регулированием вибростенда, на котором расположена лабораторная установка пневмовибрационного сепаратора. Схема движения частиц в рабочей камере сепаратора представлена на рис. 3.3.

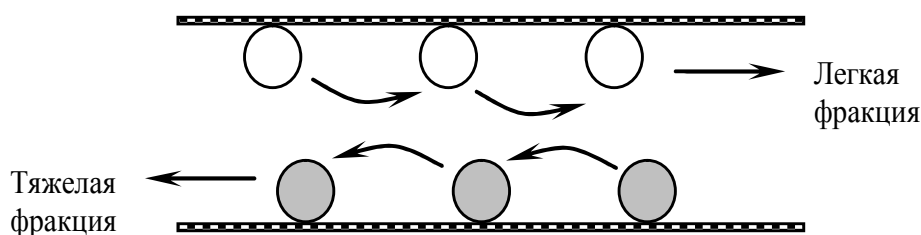


Рисунок 3.3. Схема движения частиц легкой и тяжелой фракций в рабочей камере лабораторного сепаратора.

При движении рабочей камеры сепаратора вверх под действием вибраций происходит подбрасывание и транспортирование частиц тяжелых фракций к месту разгрузки. При движении рабочей камеры вниз – осуществляется подбрасывание и транспортирование частиц легкой фракции.

Для детального исследования процесса сепарации использована упомянутая выше модель на базе дискретных элементов [74, 106]. В модели учтены свойства разделяемых материалов – алюминия и резины - и задано их примерное количественное соотношение.

В качестве аппарата для разделения моделируется пневмовибрационный сепаратор с противоточным движением продуктов разделения как наиболее эффективный [109].

Стенкам сепаратора приданы характерные для них свойства (упругость, коэффициент трения и др.) и режим движения, а также угол и направление наклона. Подача воздуха через нижнее сито учтена путем задания соответствующей скорости частиц.

Разрыхленность разделяемого материала в рабочем пространстве сепаратора учитывается количеством и взаимным расположением частиц алюминия и резины, а также их размерами.

Первоначальное состояние модели показано на рис. 3.4.

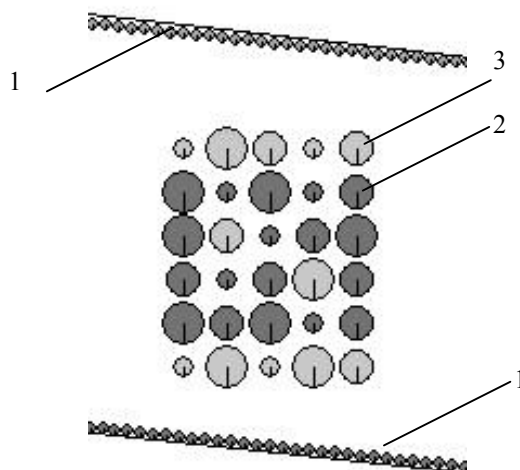


Рисунок 3.4. Исходное состояние модели перед началом моделирования: 1 – стенки сепаратора, 2 – слой частиц из резины, 3 – слой частиц из алюминия (в средних слоях частицы резины и алюминия расположены случайным образом).

На рис. 3.5 показано промежуточное положение разделяемых частиц и по истечении 2 000 000 циклов счета. Один цикл времени счета в модели соответствует  $5 \times 10^{-5}$  с натурального времени.

В ходе моделирования отдельные зерна помечаются цветом и имеют индивидуальный номер. При наведении курсора на частицу на дисплее высвечивается ее номер, соответствующий номеру в файле исходных данных. Кроме того, в текстовом файле указываются координаты центра тяжести каждого зерна, по которым можно определить его местоположение в данный момент времени и траекторию движения. Поэтому моделирование с использованием дискретных элементов позволяет анализировать тонкие процессы взаимодействия частиц при разных режимах, которые происходят в очень маленькие промежутки времени.

Как следует из представленных графических фрагментов, частицы не только витают в потоке воздуха, но и вращаются, сталкиваясь друг с другом и стенками сепаратора, что видно по

изменению положения их радиуса [109].

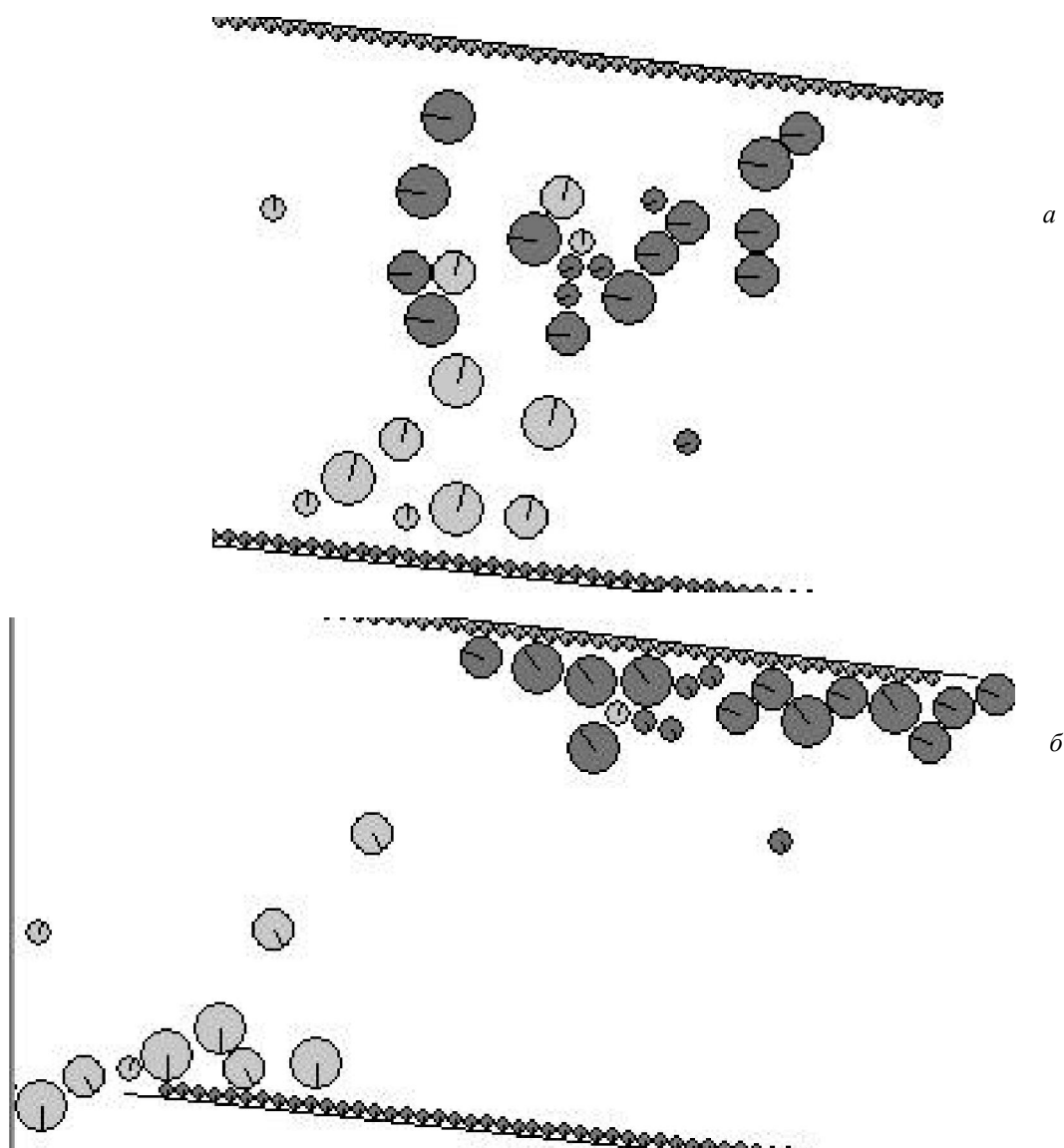


Рисунок 3.5. Графическое представление результатов моделирования: *а* – после 800 000 циклов счета, *б* – после 2 000 000 (светлым серым цветом обозначены частицы алюминия, темным серым - резины).

В ходе анализа можно определить, что на цикле счета № 800 000 процесс разделения материала еще не закончился, т.к. часть зерен резины увлечена частицами алюминия (см. рис. 3.5, *а*). На цикле счета № 2 000 000 от начала эксперимента, процесс разделения фактически завершился. Среди зерен алюминия осталась увлеченная и защемленная ими при движении частица резины, которая не попала в тяжелый продукт – отходы. Эта частица маленького диаметра загрязняет металлический



концентрат, разгружающийся через порог в правой части верхней стенки сепаратора. Одна мелкая частица алюминия в правой части объема сепаратора и две средних размеров частицы резины еще движутся в его средней части (см. рис. 3.5, б), но в целом процесс сепарации закончился.

Таким образом, выполненная настройка компьютерной модели на базе дискретных элементов, отражает реальные условия разделения в пневматическом сепараторе, и модель может быть использована для исследования этого процесса, моделирования влияния различных параметров на показатели разделения и определения оптимальных технологических режимов.

### 3.3. Исследование влияния разрыхленности на процесс сепарации

Исследованиями, изложенными в разделе 2, установлено, что распределение частиц в рабочем пространстве сепаратора и их разделение в конечном счете зависит от скоростей их перемещения. Это в свою очередь связано с формой и весом частиц. Выполненные расчеты скоростей витания и стесненного перемещения с учетом коэффициента формы и коэффициента сферичности частиц свидетельствуют о том, что разделение частиц в стесненных условиях, соответствующим условиям в рабочем пространстве пневматического сепаратора, осложнено, так как расчетная скорость стесненного движения частиц разных материалов имеет близкие значения при различной разрыхленности. Отсюда следует, что необходимо подбирать разрыхленность слоя материала в сепараторе и режим движения путем изменения скорости и расхода воздуха как основной разделительной рабочей среды.

В связи с этим была проведена серия компьютерных экспериментов пневматической сепарации при различных значениях разрыхленности. Для этого в файле исходных данных количество сферических частиц алюминия и резины, имеющих плотности 2720 и 1200 кг/м<sup>3</sup>, соответственно, и координаты их центров тяжести подбирались такими, чтобы обеспечить определенное значение разрыхленности, которое изменялось в пределах от 0,1 до 0,9.

Свойства стенок пневмовибрационного сепаратора задавались серией очень мелких дискретных элементов в количестве 110 штук,

плотно прижатых друг к другу и к стенкам сепаратора. Дискретным элементам № 111-148 придавались свойства разделяемых материалов – алюминия и резины.

Разрыхленность определяется количеством частиц в единице объема пространства и их взаимным расположением. Теоретически разных способов расположения шарообразных частиц друг относительно друга при условии их касания набирается девять разновидностей. При этом разрыхленность изменяется в довольно широком интервале от высокого значения  $m$  до низкого. В первом случае каждая сферическая частица касается в объеме слоя трех соседних частиц, во втором касание происходит с двенадцатью частицами и слой соответственно имеет более плотную упаковку и минимальную разрыхленность. На рис. 3.6 показаны некоторые теоретически описанные способы расположения сферических частиц в идеализированном слое.

При гексагональном способе расположения частиц разрыхленность определяется по формуле [111]:

$$m = 1 - \pi / [ 6 (1 - \cos \beta) (1 + 2 \cos \beta)^{1/2} ], \quad (3.7)$$

где  $\beta$  – угол ромба, образующего грани ромбоэдрического осадка.

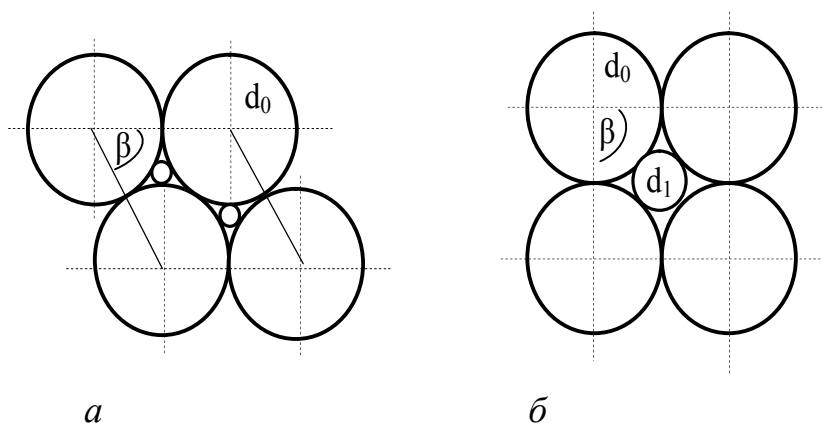


Рисунок 3.6. Ромбоэдрический (а) и ортогональный (б) способ расположения сферических частиц в идеализированном слое.

Из формулы (3.7) следует, что основным параметром, определяющим разрыхленность слоя, является расположение шаровидных частиц друг относительно друга в единице объема рабочего пространства сепаратора.

При ромбоэдрическом расположении разноразмерных частиц слой имеет наиболее низкую разрыхленность. Пределы изменения угла  $\beta$  от  $90^0$  до  $60^0$ . Количество точек касания сферических частиц увеличивается до двенадцати.

При ортогональном расположении одноразмерных частиц слой получается наиболее рыхлым, центры сферических частиц находятся друг над или под другом, располагаются на одной вертикальной (или горизонтальной) линии, угол имеет значение  $\beta = 90^0$ . Каждая сфера контактирует с шестью рядом расположенными. При такой системе расположения идеализированной среды разрыхленность имеет значение  $m = 0,5$ .

На рис. 3.7 и 3.8 приведены анимационные фрагменты, соответствующие состоянию модели в начальный момент времени, в середине процесса разделения (3,5 с) и в конце – по истечении 7,5 сек при высокой и низкой разрыхленности [112]. Светлый серый цвет соответствует частицам алюминия, темно-серый – резины.

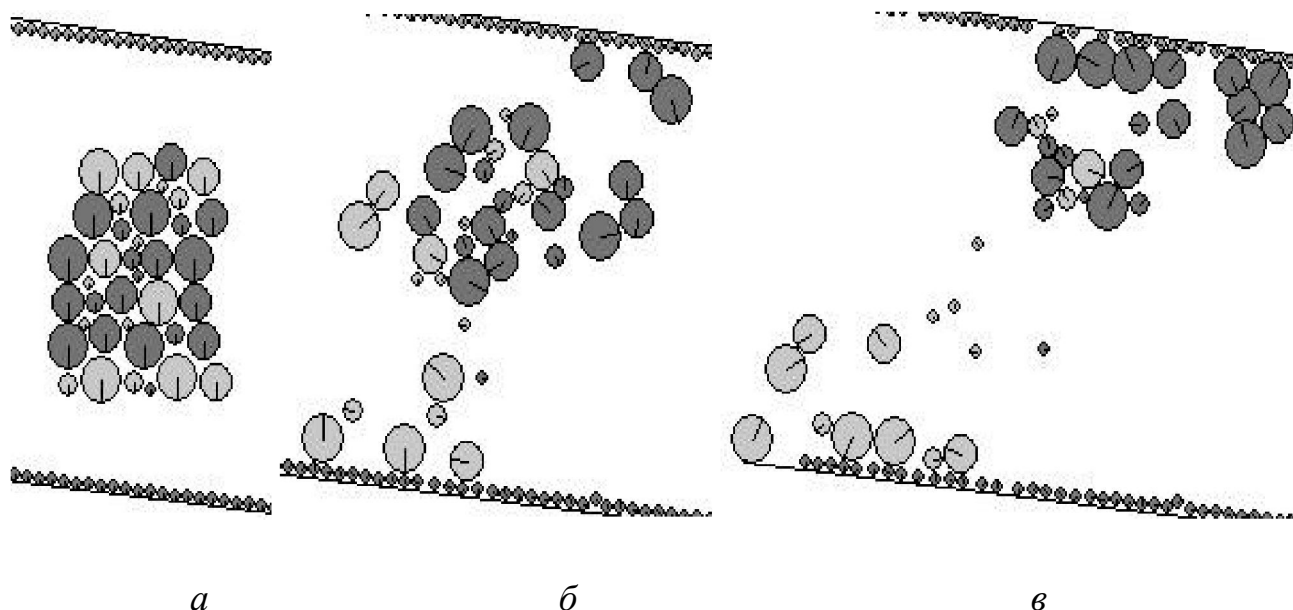


Рисунок 3.7, 3.8. Состояние модели при разрыхленности  $m = 0,3$  в моменты времени:

*a* – исходное состояние, *б* – 3,75с, *в* – 7,5с.

Из анимационных фрагментов состояния модели можно заключить, что при плотном расположении частиц разделение материалов происходит неудовлетворительно (см. фрагменты рис. 3.8, б, в). Мелкие частицы резины защемляются между более

крупными частицами алюминия и наоборот. Эти конгломераты находятся длительное время в средней части сепаратора и в реальных условиях при постоянном поступлении питания будут образовывать циркулирующую нагрузку.

Кроме анимационных изображений результатом работы компьютерной программы являются координаты центров тяжести каждого элемента модели на каждом цикле счета, на базе которых вычисляются параметры их перемещения. Поскольку табличные результаты имеют значительный объем, ниже приведены фрагменты этих данных для ряда элементов в качестве примера – табл. 3.1 и 3.2.

Для определения скорости частиц на основе полученных таблиц определяется приращение абсциссы и ординаты центра тяжести путем вычитания из последующего значения предыдущего. В связи с тем, что численный метод позволяет получать данные в малые дискретные промежутки времени, эти приращения могут рассматриваться как бесконечно малые величины, соответствующие дифференциалам исследуемых параметров.

Таблица 3.1.

### Координаты центра тяжести частицы алюминия и результаты расчета параметров движения

Время, с	Цикл счета	Координаты центра тяжести, пикселей		Приращение координат центра тяжести		Изменение приращения координат центра тяжести		Параметры перемещения частицы	
		абс-цисса X	ордината Y	dX	dY	ddX	ddY	скорость, V	ускорение, a
2,40	480000	106,951	218,887	-0,502	-0,094	-0,001	0,014	0,51072	-0,00178
2,45	490000	106,448	218,808	-0,503	-0,079	-0,001	0,015	0,50917	-0,00156
2,50	500000	105,943	218,743	-0,505	-0,065	-0,002	0,014	0,50917	-6,1E-15
2,55	510000	105,437	218,692	-0,506	-0,051	-0,001	0,014	0,50856	-0,00006
2,60	520000	104,93	218,655	-0,507	-0,037	-0,001	0,014	0,50835	-0,00022
2,65	530000	104,421	218,63	-0,509	-0,025	-0,002	0,012	0,50961	0,001265
2,70	540000	103,912	218,619	-0,509	-0,011	0	0,014	0,50912	-0,00049
2,75	550000	103,4	218,62	-0,512	0,001	-0,003	0,012	0,51200	0,002882
2,80	560000	102,888	218,633	-0,512	0,013	0	0,012	0,51217	0,000164
2,85	570000	102,374	218,659	-0,514	0,026	-0,002	0,013	0,51466	0,002492
2,90	580000	101,86	218,696	-0,514	0,037	1,42E-14	0,011	0,51533	0,000673
2,95	590000	101,344	218,745	-0,516	0,049	-0,002	0,012	0,51832	0,002991
3,00	600000	100,827	218,805	-0,517	0,06	-0,001	0,011	0,52047	0,002149

Скорость перемещения частиц определялась по соотношению:

$$V = (dX^2 + dY^2)^{1/2}. \quad (3.8)$$

Ускорение перемещения центра тяжести частицы вычислялось как изменение соседних значений скорости на каждом цикле счета. На базе полученных ускорений при известной массе каждой частицы можно определить силы, действующие на частицы при их столкновениях.

Таблица 3.2.

### Координаты центра тяжести частицы резины и результаты расчета параметров движения

Время, с	Цикл счета	Координаты центра тяжести, пикселей		Приращение координат центра тяжести		Изменение приращения координат центра тяжести		Параметры перемещения частицы	
		абс-цисса X	ордината Y	$dX$	$dY$	$ddX$	$ddY$	скорость, $V$	ускорение, $a$
2,4	480000	163,855	231,815	-0,507	-0,502	0,036	-0,125	0,71348	0,052436
2,45	490000	163,34	231,332	-0,515	-0,483	-0,008	0,019	0,70606	-0,00742
2,5	500000	162,818	230,867	-0,522	-0,465	-0,007	0,018	0,69908	-0,00698
2,55	510000	162,29	230,42	-0,528	-0,447	-0,006	0,018	0,69180	-0,00727
2,6	520000	161,755	229,99	-0,535	-0,43	-0,007	0,017	0,68639	-0,00542
2,65	530000	161,214	229,577	-0,541	-0,413	-0,006	0,017	0,68062	-0,00576
2,7	540000	160,666	229,181	-0,548	-0,396	-0,007	0,017	0,67611	-0,00452
2,75	550000	160,112	228,802	-0,554	-0,379	-0,006	0,017	0,67124	-0,00487
2,8	560000	159,551	228,439	-0,561	-0,363	-0,007	0,016	0,66820	-0,00304
2,85	570000	158,984	228,093	-0,567	-0,346	-0,006	0,017	0,66423	-0,00397
2,9	580000	158,411	227,763	-0,573	-0,33	-0,006	0,016	0,66123	-0,003
2,95	590000	157,832	227,449	-0,579	-0,314	-0,006	0,016	0,65866	-0,00257
3	600000	157,246	227,151	-0,586	-0,298	-0,007	0,016	0,65742	-0,00124

На основе полученных выходных данных моделирования и результатов расчетов построены траектории движения частиц резины и алюминия, а также графики изменения скоростей и ускорений при различных значениях разрыхленности, показанные на рис. 3.9-3.15.

На рис. 3.9 приведены характерные траектории движения частиц при высокой разрыхленности. Здесь пунктирными линиями показаны траектории движения частиц резины, а сплошными – алюминия. Начало траектории движения частиц в рабочем пространстве моделируемого сепаратора отмечено маркером в виде косоугольного крестика. На рис. 3.9 видно, что частицы резины поднимаются вверх и перемещаются затем вправо вдоль верхней перфорированной стенки сепаратора, разгружаясь в легкий продукт (наклонный участок траектории АВ). Тяжелые частицы алюминия (сплошные линии) смещаются влево и вниз и разгружаются в тяжелый продукт. Такое перемещение соответствует схеме, приведенной на рис. 3.3.

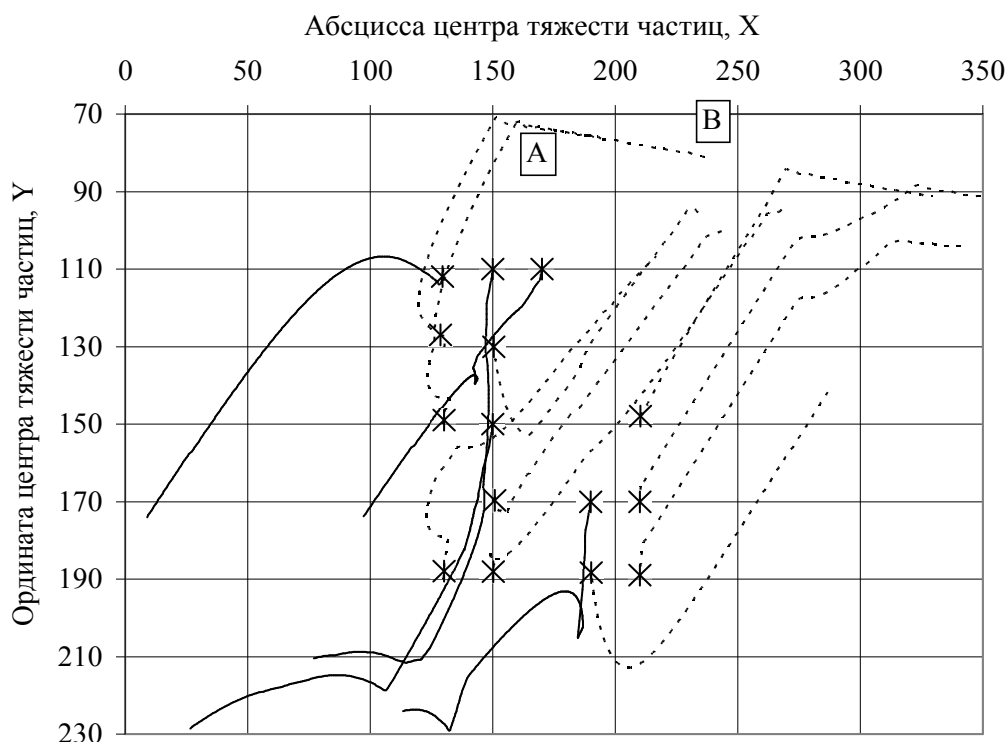


Рисунок 3.9. Траектории движения частиц резины и алюминия при высокой разрыхленности.

При высокой разрыхленности ( $m = 0,9$ ) разделение материала заканчивается за принятое время моделирования, т.к. явно видны траектории движения частиц в различные продукты, которые концентрируются возле верхней и нижней стенки сепаратора. За время моделирования частицы проходят условную площадь, ограниченную координатами  $160 \times 350 = 56000$ .

На рис. 3.10 приведены характерные траектории движения частиц при низкой разрыхленности ( $m = 0,3$ ) при тех же условных обозначениях. Здесь цифрой 1 отмечены траектории частиц алюминия и резины, которые циркулируют в центральной части рабочего пространства сепаратора в области их исходного положения, а цифрами 2 и 3 — частицы алюминия, траектория которых имеет вид петли. Эти частицы первоначально были увлечены соседними частицами резины и двигались вверх, после чего начали перемещаться вниз в тяжелый продукт, но за равное время моделирования так и не успели в него попасть.

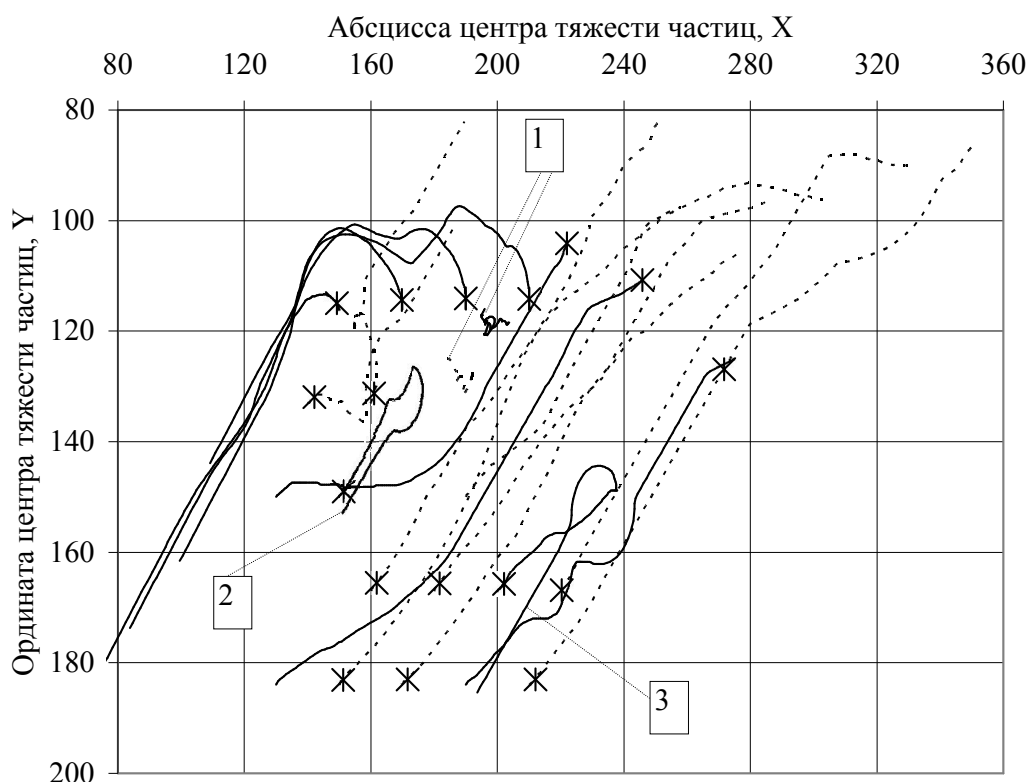


Рисунок 3.10. Траектории движения частиц резины и алюминия при низкой разрыхленности.

За время моделирования частицы проходят условную площадь, ограниченную координатами  $120 \times 280 = 33600$ , т.е. происходит снижение пути частиц в 1.7 раза.

Из приведенных данных следует, что при низкой разрыхленности мелкие частицы разделяются в сепараторе неудовлетворительно: за полное время моделирования они не достигают стенок сепаратора и остаются в средней его части.

На рис. 3.11 представлены характерные зависимости изменения скорости частиц резины и алюминия при высокой разрыхленности ( $m = 0,9$ ).

При высокой разрыхленности слоя частиц графики изменения их скорости свидетельствуют о том, что скорость как резиновых, так и алюминиевых частиц претерпевают резкие изменения при столкновениях частиц (точки А, В, С).

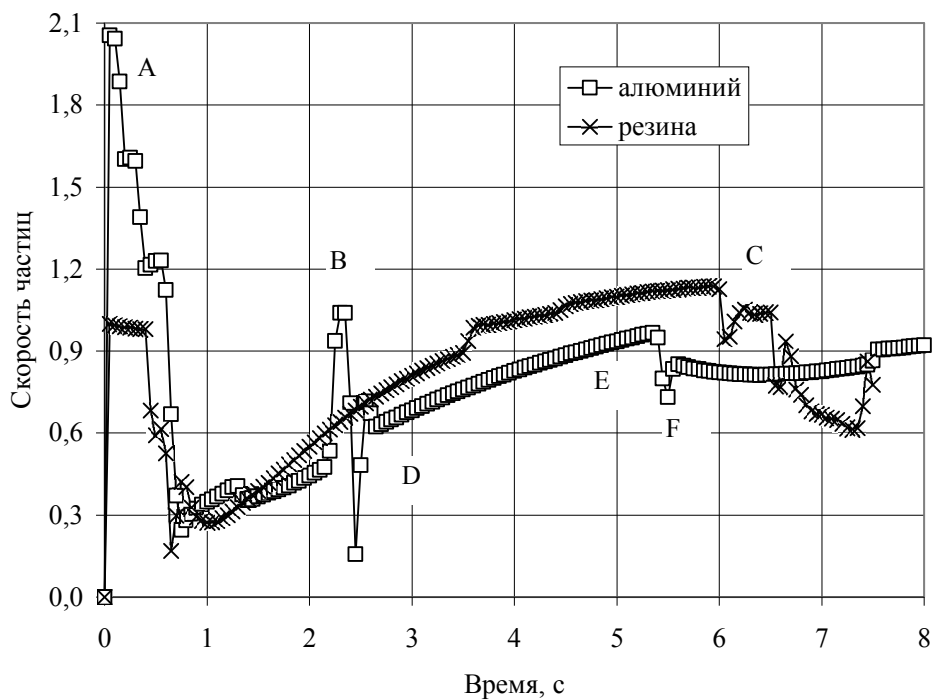


Рисунок 3.11. Колебания скорости частиц при высокой разрыхленности.

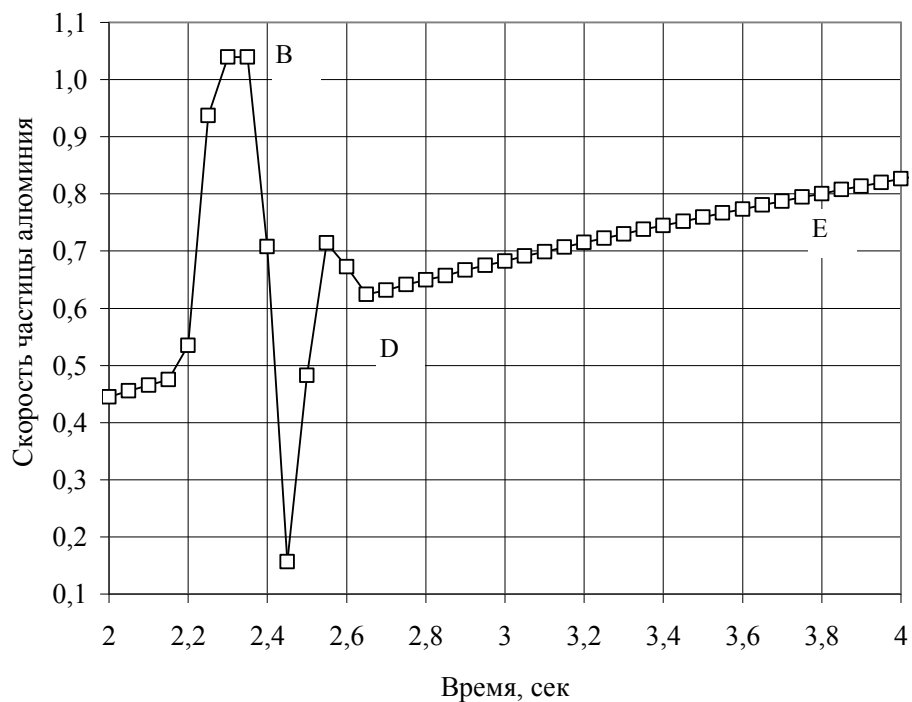


Рисунок 3.12. Скорость частицы при высокой разрыхленности в интервале времени от 2 до 4 секунд.



Однако, число таких столкновений невелико. Большую часть времени частицы движутся с монотонно изменяющейся скоростью за счет действия восходящего потока воздуха (рис. 3.11).

Для более детального рассмотрения на рис. 3.12 приведено изменение скорости одного из элементов - частицы алюминия - в более узком интервале времени в увеличенном масштабе.

На рисунке видно резкое увеличение скорости частицы в интервале времени от 2,2 до 2,4с - от значения 0,53 до 1,05, т.е. в 2.3 раза (момент В на рис. 3.11). Затем происходит снижение со значения 1,05 до 0,15, т.е. в 7 раз за короткий промежуток времени - от 2,4 до 2,5с.

Из этих результатов можно сделать вывод о том, что в данном временном интервале частица столкнулась с другой или с несколькими другими частицами. Указанный вывод подтверждается на анимационных фрагментах на экране монитора при работе имитационной компьютерной программы. После столкновений частица движется свободно некоторое время, и скорость ее движения снова увеличивается (участок DE) до столкновения со стенкой сепаратора (момент F на рис. 3.11).

На рис. 3.13 приведен график изменения ускорений этих же элементов за все время моделирования, а на рис. 3.14 – фрагмент рис. 3.13 в увеличенном масштабе для удобства рассмотрения. Из данных рис. 3.13 следует, что частицы имеют несколько столкновений с другими частицами в начальной фазе их перемещения в интервале времени от 0 до 1с, когда под действием восходящего потока воздуха они расслаиваются по массе на соответствующие продукты. Затем происходит еще ряд столкновений в интервалах от 2 до 3с, от 5 до 6с и от 6,5 до 7с.

Между этими интервалами частицы движутся с практически постоянным ускорением, значение которого близко к нулю, но не равно ему, о чем свидетельствуют данные рис. 3.14.

Аналогичные графические зависимости получены для всех рассматриваемых частиц.

Из графиков можно сделать вывод о том, что при высокой разрыхленности ( $m = 0,9$ ) большую часть времени частицы движутся без столкновений с соседними зернами. Об этом свидетельствуют значительные горизонтальные участки на кривых ускорения.

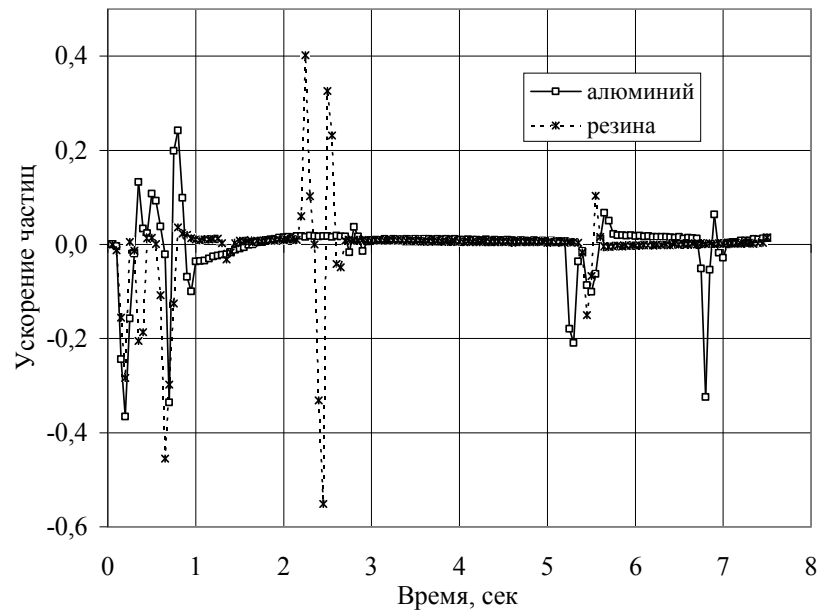


Рисунок 3.13. Ускорения частиц при высокой разрыхленности.

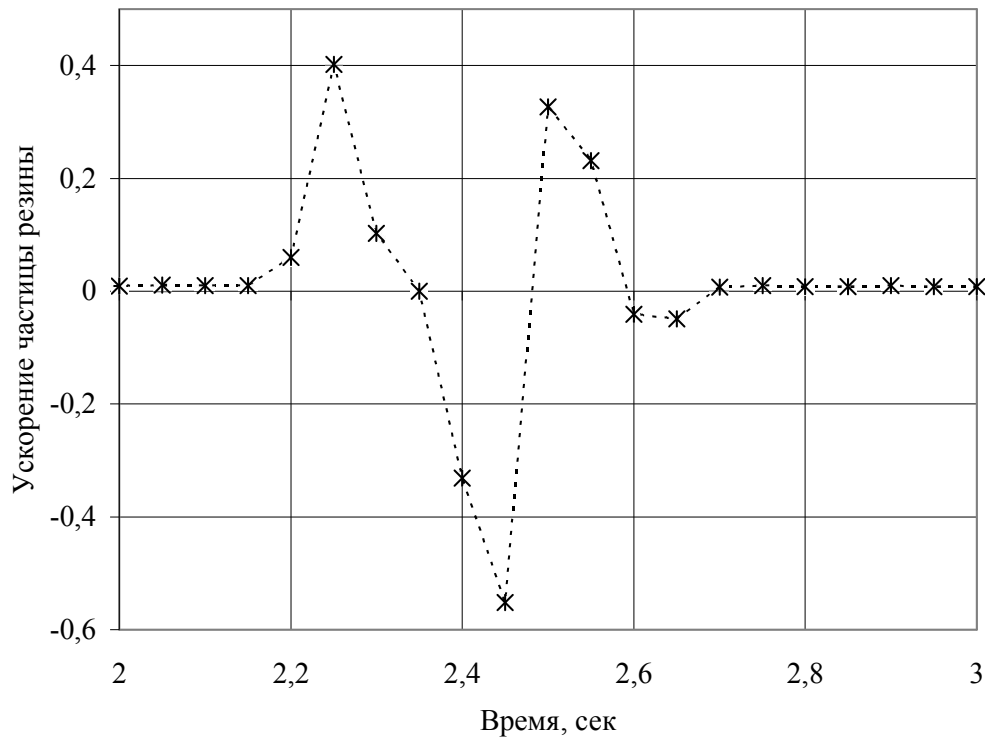


Рисунок 3.14. Ускорение частицы резины при высокой разрыхленности в интервале времени от 2 до 3 секунд.

На рис. 3.15 показаны графические зависимости для этих же параметров при низком значении разрыхленности,  $m = 0,3$  (исходное состояние частиц соответствует рис. 3.8, а).

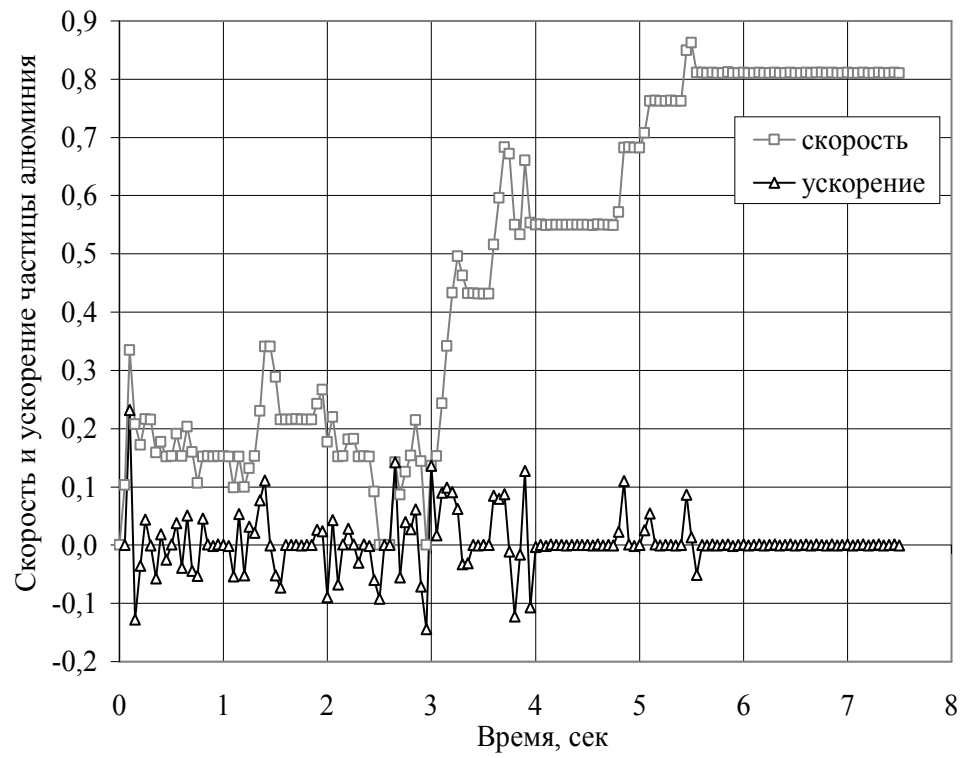
На кривых изменения скорости частиц (рис. 3.15) отмечаются колебания значений скорости в отдельные моменты столкновения с соседними частицами. Следует отметить значительное отличие графиков изменения скоростей и ускорений на рис. 3.11, 3.13 и 3.15. При уплотненном расположении частиц на графиках (рис. 3.15) практически отсутствуют горизонтальные участки, когда ускорение не изменяется, т.е. частицы постоянно сталкиваются друг с другом и возникает как следствие резкое изменение скорости по величине и направлению. Величина свободного пробега частиц различной крупности в этом случае небольшая. Аналогичные графические зависимости получены для всех рассматриваемых частиц при низком значении разрыхленности  $m = 0,3$ .

Проведенное численное моделирование по исследованию влияния разрыхленности на показатели сепарации с использованием компьютерной программы, основанной на дискретных элементах, с учетом механических свойств разделяемых материалов, позволяет сделать следующие выводы.

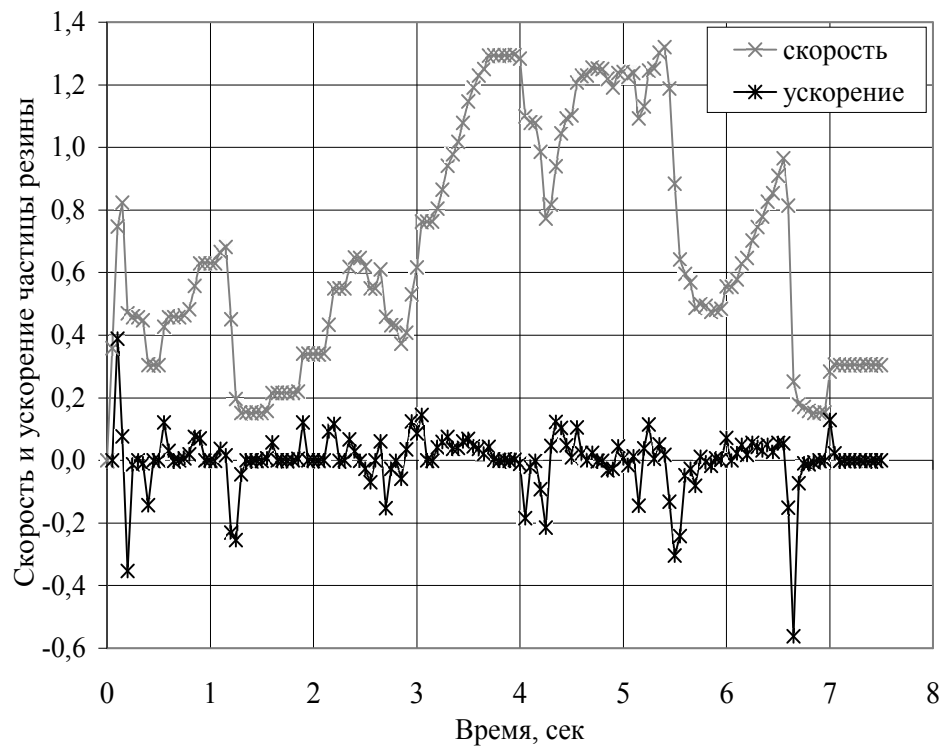
При низкой разрыхленности материала в рабочем пространстве сепаратора наблюдается защемление мелких частиц более крупными с образованием конгломератов, что подтверждается и анимационными фрагментами на мониторе. Это замедляет процесс сепарации и приводит к взаимному засорению продуктов. Мелкие частицы не достигают стенок сепаратора и остаются в средней его части.

Частицы сталкиваются друг с другом, скорость их перемещения изменяется по величине и направлению, что снижает величину их свободного пробега и отрицательно сказывается на качестве продуктов разделения.

В связи с этим необходимо определить взаимосвязь между разрыхленностью слоя, величиной свободного пробега частиц, длительностью их взаимодействия и параметрами продуктов сепарации.



a



б

Рисунок 3.15. Скорости и ускорения частиц алюминия (а) и резины (б) при низкой разрыхленности.

### 3.4. Исследование влияния разрыхленности на величину свободного пробега частиц и длительность их взаимодействия

На основе табличных данных, примеры которых показаны в виде табл. 3.1 и 3.2, определены параметры, характеризующие перемещение частиц в рабочем пространстве сепаратора при различной разрыхленности слоя. К таким параметрам относятся длина свободного пробега разделяемых частиц и длительность контакта при их столкновениях.

Для вычисления длины свободного пробега определялись постоянные или мало изменяющиеся ( $\Delta V = \pm 0,01$ ) значения скорости в отдельные периоды времени и находилось произведение скорости перемещения каждой частицы на период времени, в течение которого скорость практически не изменялась. Указанный период времени определялся из графиков изменения ускорения и по табличным данным результатов работы компьютерной программы. Полученные значения затем суммировались и представляли собой суммарную длину свободного пробега каждой частицы за весь период моделирования, составлявший во всех компьютерных экспериментах 7.5 сек.

Гистограмма распределения значений длины свободного пробега для общего количества рассматриваемых частиц, где нанесены точки для всех частиц, находящихся в рабочем объеме сепаратора, показана на рис. 3.16, а максимальные значения достигаемой величины свободного пробега - на рис. 3.17.

Из данных рис. 3.16 и 3.17 следует вывод о том, что наибольшие величины единичного свободного пробега отдельных частиц получены при значениях разрыхленности  $m = 0.5-0.6$ .

Данный вывод может быть объяснен следующим. При увеличении разрыхленности снижается количество частиц в единице объема рабочего пространства сепаратора. При моделировании площадь рассматриваемого сечения, находящегося между стенками сепаратора, остается постоянной. С увеличением разрыхленности уменьшается расстояние, которое частицы должны пройти от места их первоначального расположения до соответствующей стенки сепаратора. Поэтому наблюдается снижение длины их свободного пробега.

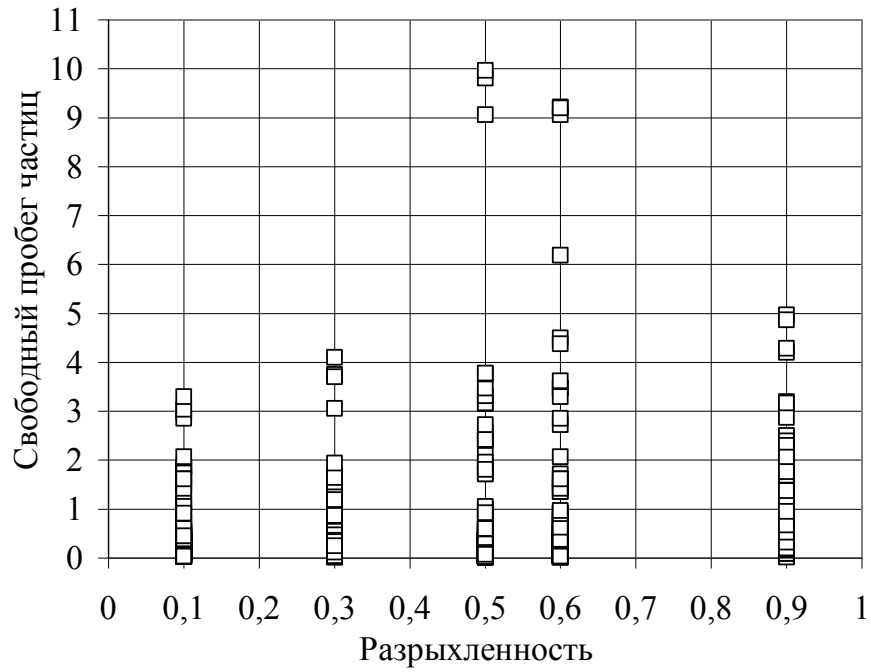


Рисунок 3.16. Значения величин свободного пробега всех частиц в зависимости от разрыхленности.

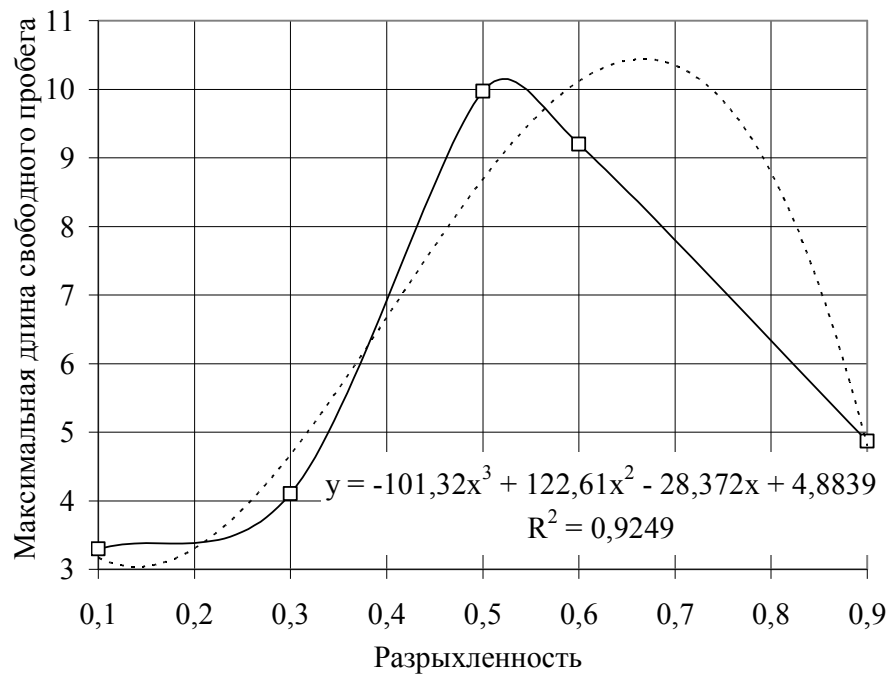


Рисунок 3.17. Максимальные значения длины свободного пробега при разной разрыхленности.

При средних значениях разрыхленности  $m = 0,5-0,6$  движение частиц является стесненным, но количество столкновений, вызывающих хаотичное движение элементов, значительно уменьшается

Зависимость максимальной величины суммарного свободного пробега всех частиц от разрыхленности с достаточной степенью точности описывается полиномом третьей степени (рис. 3.17).

Снижение максимальных значений длины свободного пробега при увеличении разрыхленности до  $m = 0,9$  связано с уменьшением количества столкновений частиц друг с другом, когда они при взаимодействии получают толчок, в результате которого момент движения может увеличиваться. При высокой разрыхленности большее число частиц имеет значительную длину свободного пробега, несмотря на отсутствие высоких значений этого параметра, о чем свидетельствуют данные рис. 3.18, где показано влияние разрыхленности на величину суммарной длины свободного пробега всех рассматриваемых частиц.

Указанные параметры связаны логарифмической зависимостью с достаточной степенью точности.

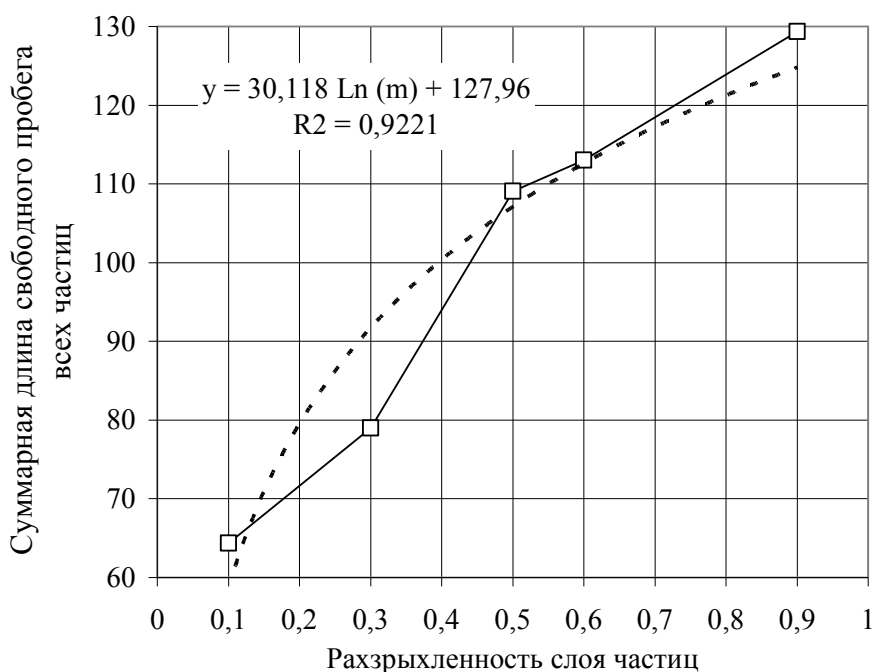


Рисунок 3.18. Влияние разрыхленности на величину суммарной длины свободного пробега всех частиц в рабочем пространстве сепаратора.

Для оценки процесса разделения определена удельная длина свободного пробега частиц, которая вычислялась по соотношению:

$$L_{ud} = L_{sum} / n . \quad (3.9)$$

Здесь  $L_{sum}$  - суммарная длина свободного пробега всех частиц при данной разрыхленности,  $n$  – количество частиц.

График зависимости  $L_{ud}$  от разрыхленности приведен на рис. 3.19. Из данных рис. 3.19 следует, что с увеличением разрыхленности удельная длина свободного пробега частиц повышается [105].

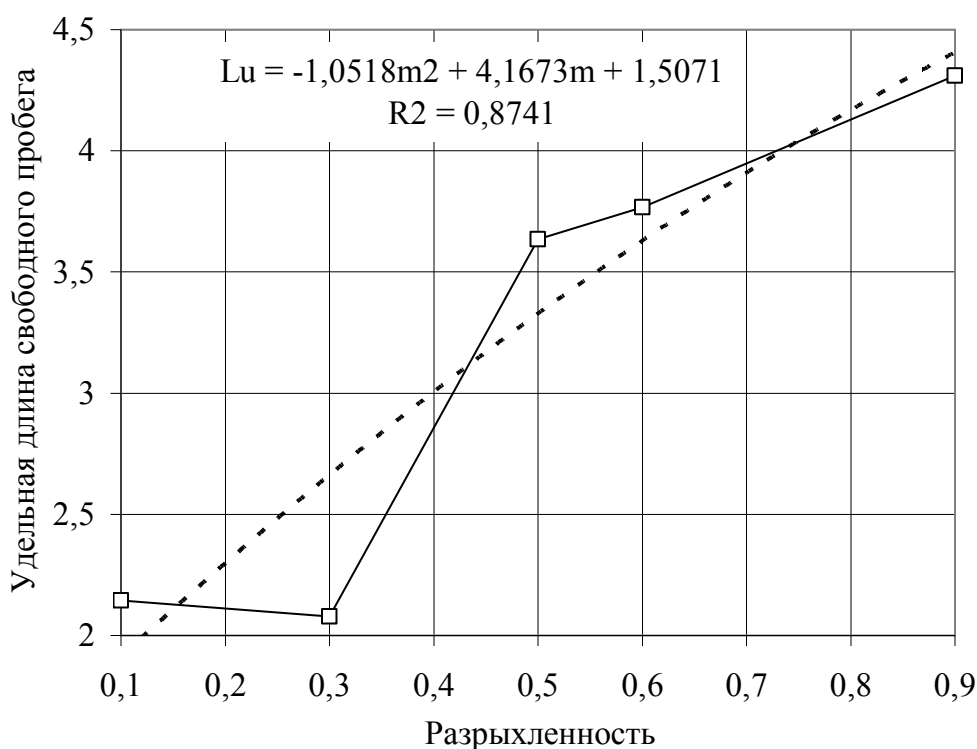


Рисунок 3.19. Удельная длина свободного пробега частиц в зависимости от разрыхленности.

В процессе разделения частицы в рабочем объеме сепаратора имеют столкновения и находятся в контакте друг с другом определенные промежутки времени. При проведении лабораторных экспериментов оценить продолжительность контакта частиц не представляется возможным, т.к. это время измеряется сотыми и тысячными долями секунды.

Однако, при численном моделировании, где каждый цикл счета соответствует долям милли- или микросекунды реального времени, такая задача вполне осуществима. В данной работе один цикл счета соответствовал  $5 \times 10^{-5}$  с натурального времени (см. п.



3.2), т.е. 0,05 миллисекундам.

Суммарная продолжительность контакта частиц вычислялась для каждой частицы как сумма всех периодов времени, в течение каждого из которых происходит резкий (пиковый) скачок изменения скорости или ускорения. Этот параметр определялся на основе графиков изменения ускорения и из табличных данных для каждой частицы, полученных в ходе моделирования [112]. Например, на рис. 3.14. один из интервалов длительности контакта частицы резины составил:  $2,6 - 2,2 = 0,4$ с.

Гистограмма распределения значений длительности контакта для всех частиц представлена на рис. 3.20.

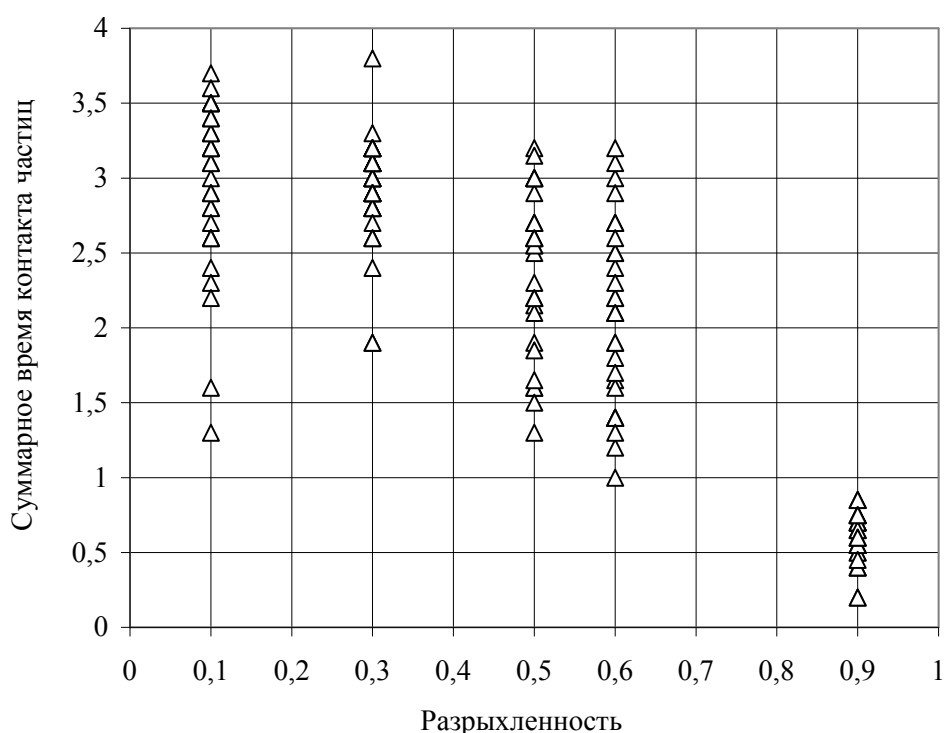


Рисунок 3.20. Гистограмма распределения значений длительности контакта частиц при разной разрыхленности.

Из графиков следует, что максимальная длительность контакта частиц между собой при столкновениях увеличивается при снижении разрыхленности и имеет наибольшее значение при самом плотном расположении разноразмерных частиц ( $m = 0.1$ ).

Зависимость максимальных значений длительности контакта от разрыхленности для отдельных частиц может быть описана с достаточной степенью точности полиномом третьей степени, о чем свидетельствуют данные, приведенные на рис. 3.21.

На основании полученных значений длительности контакта

отдельных частиц за время моделирования построена зависимость суммарной продолжительности контакта в зависимости от разрыхленности, представленная на рис. 3.22.

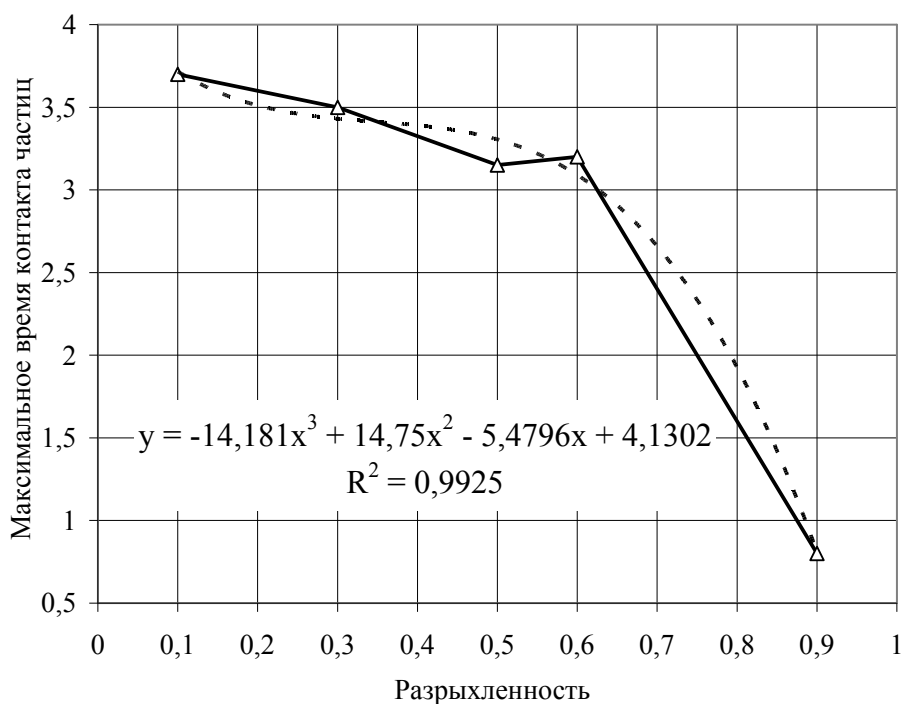


Рисунок 3.21. Величины максимальной длительности контакта частиц в зависимости от разрыхленности.

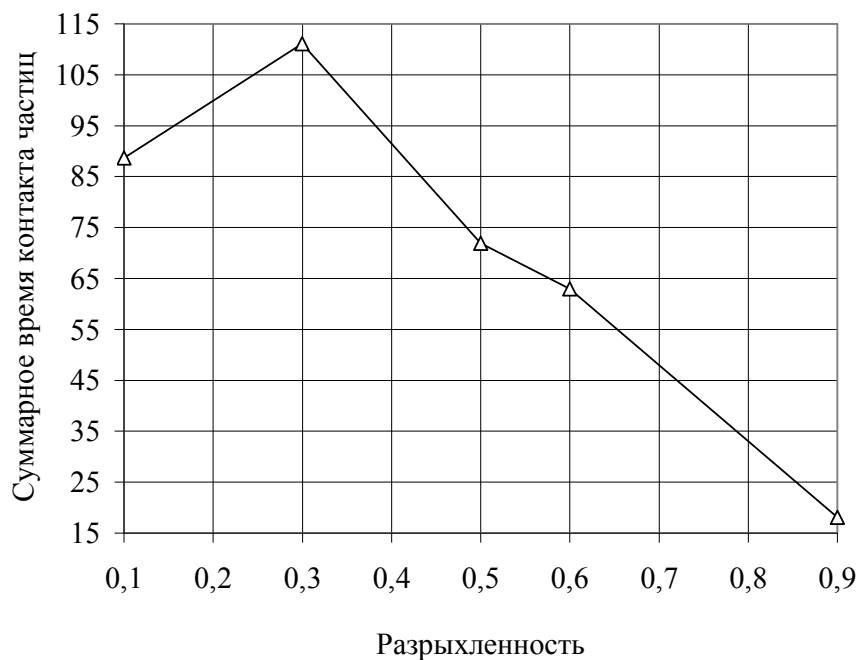


Рисунок 3.22. Суммарная длительность контакта частиц при разделении в рабочей зоне сепаратора.

График рис. 3.22 позволяет заключить, что суммарная длительность контакта частиц начинает снижаться после достижения разрыхленности  $m = 0.3$ .

По соотношению, аналогичному для вычисления удельной величины длины свободного пробега частиц (3.9), определена удельная длительность их контакта. Полученные данные показаны на рис. 3.23.

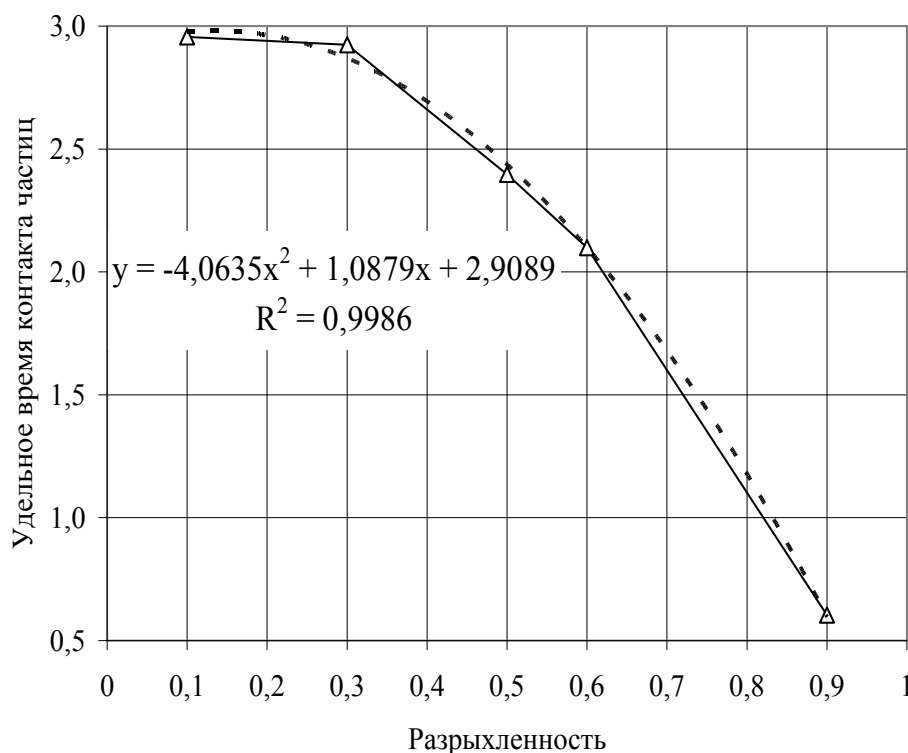


Рисунок 3.23. Удельная длительность контакта частиц при разной разрыхленности.

Проведенные численные имитационные исследования позволяют заключить, что удельная длительность контакта частиц имеет максимальное значение при минимальной разрыхленности  $m = 0.1$  и описывается функцией второго порядка при различных значениях аргумента с высокой степенью приближения (см. рис. 3.23).

Для указанных выше параметров движения и взаимодействия частиц, определенных в ходе моделирования их перемещений в рабочем пространстве сепаратора при различных значениях разрыхленности, выполнена статистическая оценка [114]. Результаты статистической обработки данных представлены в табл.

3.3, 3.4 и на рис. 3.24-3.25.

Таблица 3.3.

**Результаты статистической обработки значений длины свободного пробега частиц в зависимости от разрыхленности**

Разрыхленность	Количество значений	Длина свободного пробега частиц			Стандартное отклонение
		средняя	минимальная	максимальная	
0,9	144	0,8981	0,02	4,97	0,9780
0,6	167	0,6768	0,02	9,22	1,4590
0,5	183	0,5961	0,02	9,97	1,3888
0,3	283	0,2791	0,02	4,10	0,4972
0,1	178	0,4571	0,03	3,30	0,5896

Таблица 3.4.

**Результаты статистической обработки значений времени контакта частиц в зависимости от разрыхленности**

Разрыхленность	Количество значений	Длительность контакта частиц			Стандартное отклонение
		средняя	минимальная	максимальная	
0,9	30	0,6033	0,20	0,85	0,1702
0,6	30	2,0983	1,00	3,20	0,6120
0,5	30	2,3967	1,30	3,20	0,5277
0,3	38	2,5237	1,10	3,50	0,4851
0,1	30	2,9567	1,30	3,70	0,5781

В ходе статистических исследований было установлено, что распределение значений длины свободного пробега частиц подчиняется распределению Пирсона (*Chi-square distribution*), которое описывается следующим выражением:

$$f(x) = \{1 / [2^{\nu/2} * \Gamma(\nu/2)]\} * \{x^{[(\nu/2)-1]} * e^{(-x/2)}\}, \quad (3.10)$$

где  $\nu$  - число степеней свободы,  $e$  - основание натуральных логарифмов,  $\Gamma$  - гамма-функция [113]. Число степеней свободы (количество значений) изменяется в интервале  $\nu = 1, 2, \dots, n$ . Параметр  $x$  должен быть положительным:  $0 < x$ . В данном случае параметр  $x$  представляет собой интервал изменения значений длины свободного пробега.

Графики распределения значений длины свободного пробега для высокой разрыхленности показаны на рис. 3.24, для низкой – на рис. 3.25.

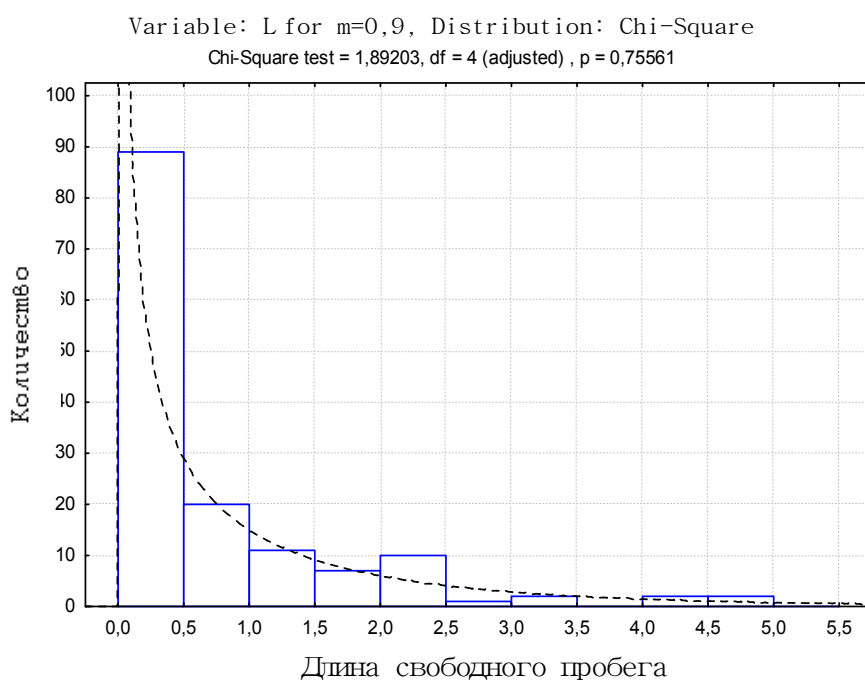


Рисунок 3.24. Распределение Пирсона для длины свободного пробега при высокой разрыхленности  $m = 0.9$ .

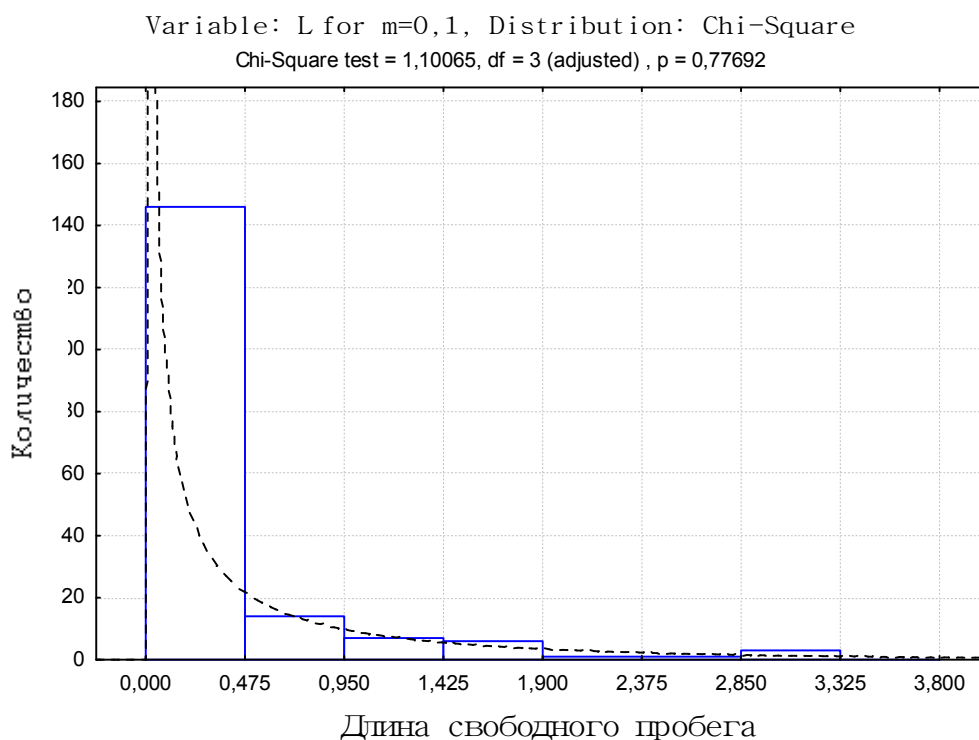


Рисунок 3.25. Распределение Пирсона для длины свободного пробега при низкой разрыхленности  $m = 0.1$ .

Статистический анализ свидетельствует о том, что для длины свободного пробега характерно преобладание невысоких значений этого параметра при любом значении разрыхленности, т.е. частицы движутся без столкновений в небольших объемах пространства. При высокой разрыхленности большая часть значений длины свободного пробега частиц не превышает 0,5 (см. рис. 3.24), при низкой – 0,2 (см. рис. 3.25).

При этом в первом случае максимум параметра составляет 5.0, а во втором – не превышает 3.4.

Длительность контакта частиц при столкновениях подчиняется нормальному закону распределения, о чем свидетельствуют данные рис. 3.26.

При высокой разрыхленности наибольшее число значений длительности контакта находится в интервале 0,5-0,7с, при низкой – от 2,8 до 3.4с.

Выполненные компьютерные исследования параметров движения частиц в рабочем пространстве пневматического сепаратора позволили заключить, что оптимальный технологический режим разделения должен определяться рациональным соотношением удельных значений длины свободного пробега частиц и продолжительности их контакта [110]. В графической форме это представлено на рис. 3.27.

Из графика (рис. 3.27) следует, что снижение удельной длительности контакта частиц и повышение удельной длины свободного пробега начинается со значения разрыхленности в диапазоне  $m = 0,3-0,5$ .

Значение разрыхленности равное 0,4 соответствует началу изменения этих параметров, когда следует ожидать улучшения результатов разделения материала без существенного снижения производительности сепаратора.

Проведенное численное моделирование по исследованию влияния разрыхленности на параметры перемещения частиц сложного лома цветных металлов в рабочем пространстве пневмовибрационного сепаратора с помощью компьютерной программы, основанной на дискретных элементах, позволили сделать следующие выводы:

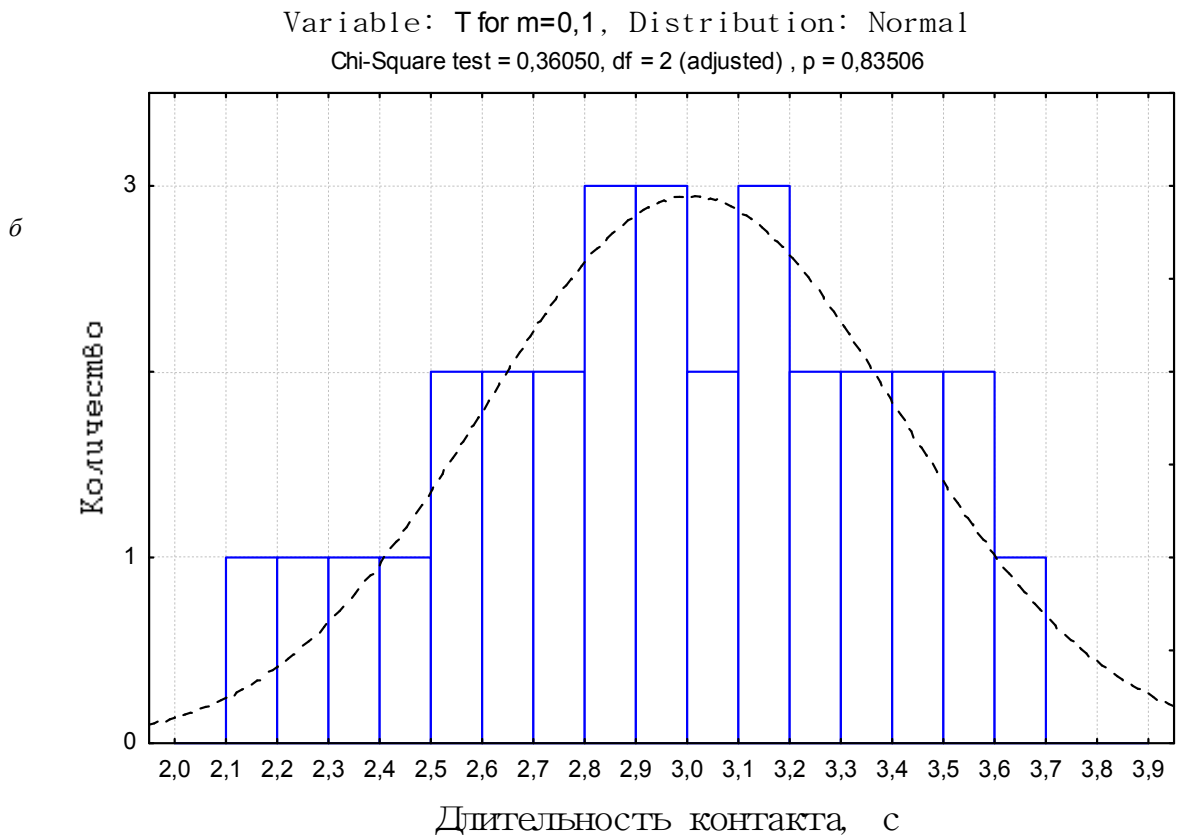
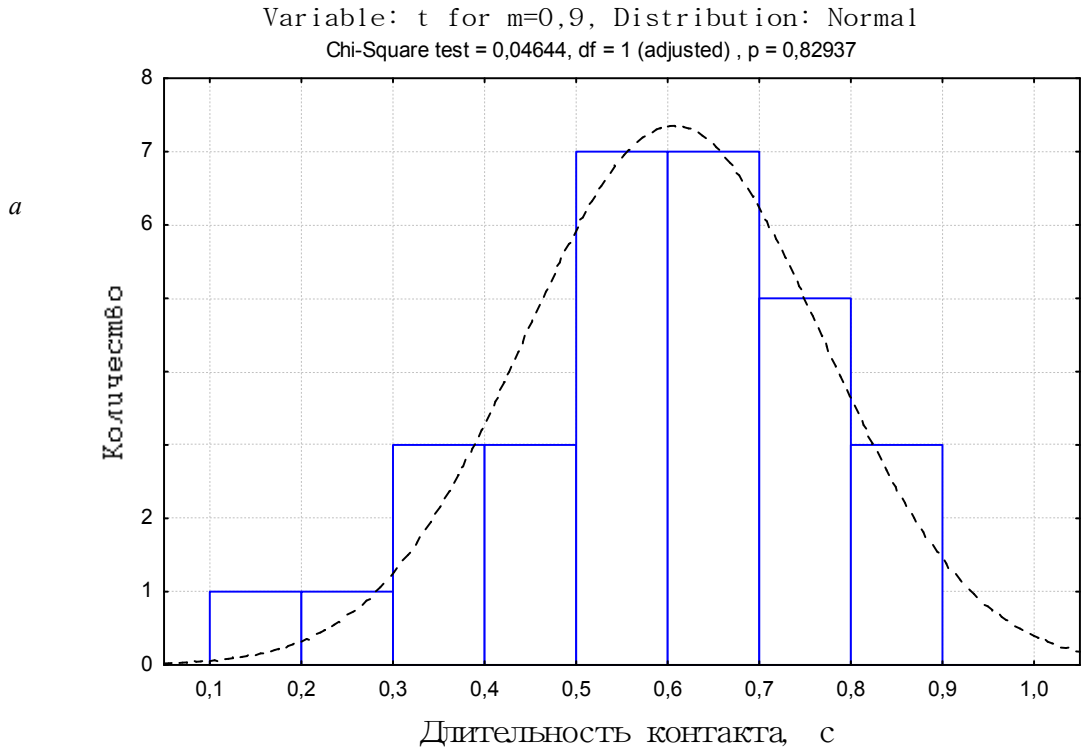


Рисунок 3.26. Нормальный закон распределения значений времени контакта частиц при значениях разрыхленности: а -  $m = 0.9$ ; б -  $m = 0.1$ .

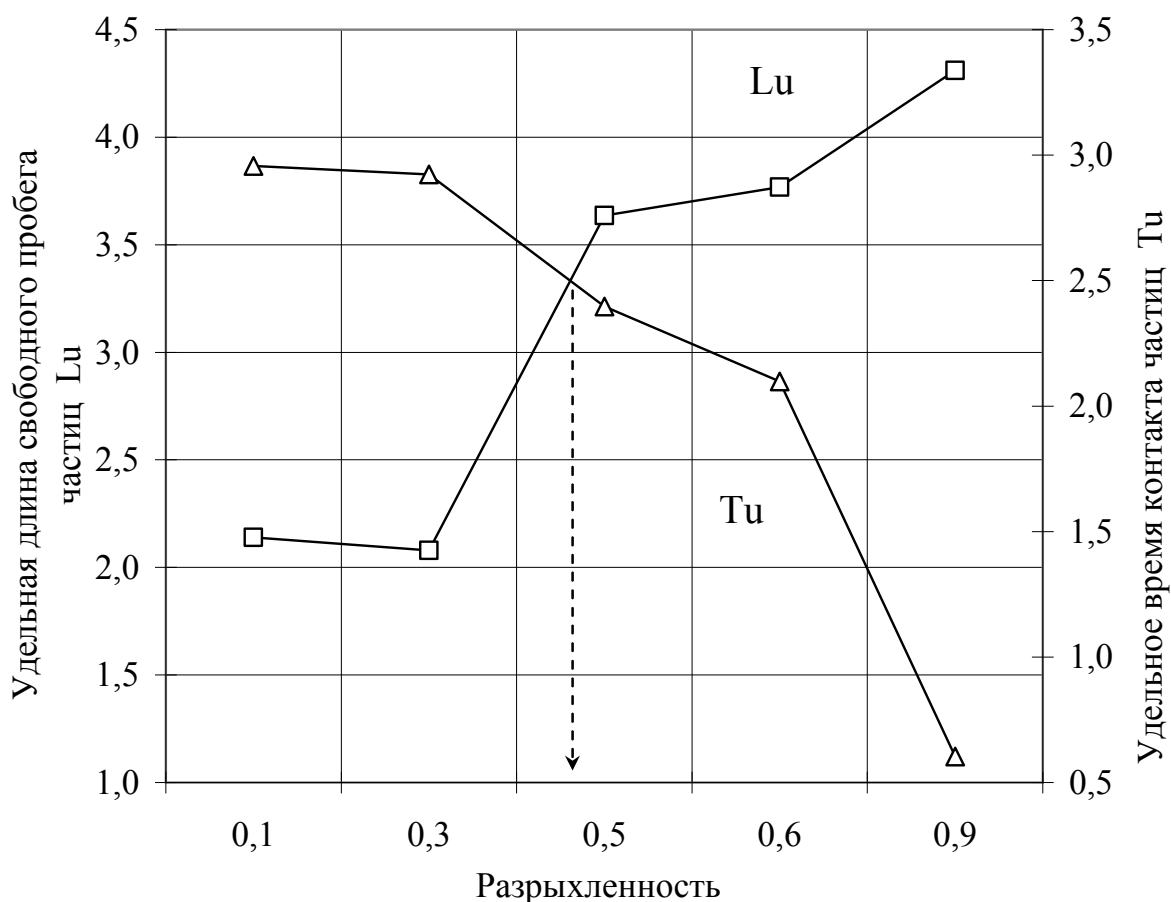


Рисунок 3.27. Влияние разрыхленности слоя материала на длину свободного пробега частиц и длительность контакта друг с другом.

- выполненная настройка компьютерной модели на базе дискретных элементов отражает реальные условия разделения в пневматическом сепараторе; данная модель может быть использована для исследования влияния различных параметров на показатели разделения и определения рациональных технологических режимов;

- из анимационных фрагментов состояния модели можно заключить, что при плотном расположении частиц (низкой разрыхленности) разделение происходит неудовлетворительно; отмечается защемление мелких частиц более крупными с образованием конгломератов; это замедляет процесс сепарации и приводит к взаимному засорению продуктов; мелкие частицы не достигают стенок сепаратора и остаются в средней его части, образуя циркулирующую нагрузку;



- графики ускорения частиц резины и алюминия, имеющие значительные горизонтальные участки, свидетельствуют о том, что при высокой разрыхленности ( $m = 0,9$ ) большую часть времени частицы движутся без столкновений с соседними зернами;

- при уплотненном расположении частиц на графиках ускорений практически отсутствуют горизонтальные участки, когда ускорение не изменяется, т.е. частицы постоянно сталкиваются друг с другом и возникает как следствие резкое изменение скорости по величине и направлению;

- зависимость максимальной величины свободного пробега частиц от разрыхленности с достаточной степенью точности описывается полиномом третьей степени вида  $L_{max} = -101,32 m^3 + 122,61 m^2 - 28,372 m + 4,8839$ ; при  $R^2 = 0,9249$ ; наибольшие величины  $L_{max}$  получены при значениях разрыхленности  $m = 0,5-0,6$ ; при высокой разрыхленности большое число частиц имеет значительную длину свободного пробега;

- максимальная длительность контакта частиц между собой при столкновениях увеличивается при снижении разрыхленности и имеет наибольшее значение при самом плотном расположении разноразмерных частиц ( $m = 0,1$ ); зависимость максимальной длительности контакта от разрыхленности с достаточной степенью точности описывается полиномом третьей степени вида:  $T_{max} = -14,181 m^3 + 14,75 m^2 - 5,4796 m + 4,1302$ ; при  $R^2 = 0,9925$ ;

- суммарная длительность контакта частиц начинает снижаться при разрыхленности  $m = 0,3$  (см. рис. 3.19); удельная длительность контакта частиц имеет максимальное значение при минимальной разрыхленности  $m = 0,1$  и описывается функцией второго порядка при различных значениях аргумента с высокой степенью приближения, которая имеет вид:  $T_{ud} = -4,0635 m^2 + 1,0879m + 2,9089$ ; при  $R^2 = 0,9986$ ;

- в ходе статистических исследований было установлено, что распределение значений длины свободного пробега частиц подчиняется распределению Пирсона; для длины свободного пробега характерно преобладание невысоких значений этого параметра при любом значении разрыхленности, т.е. частицы движутся без столкновений в небольших объемах пространства. При высокой разрыхленности большая часть значений  $L$  не превышает 0,5, при низкой – 0,2;

- длительность контакта частиц при столкновениях

подчиняется нормальному закону распределения; при высокой разрыхленности наибольшее число значений длительности контакта находится в интервале 0,5-0,7 с, при низкой – 2,8-3,4 с;

- снижение удельной длительности контакта и повышение удельной длины свободного пробега частиц начинается со значения разрыхленности в диапазоне  $m = 0,3-0,5$ ; значение разрыхленности равное 0,4 соответствует началу изменения этих параметров, когда следует ожидать улучшения результатов разделения материала без существенного снижения производительности сепаратора.

## **Раздел 4. Лабораторные исследования процессов воздушной сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции**

Многолетними разработками в различных отраслях промышленности создано значительное количество пневматических сепараторов для различных целей [115-126]. В зарубежной практике сухой сепарации материалов также имеется много разработок [45, 127, 128]. В разделе 1 работы приведена классификация сепараторов для сухого разделения сыпучих материалов и описаны некоторые из конструкций. На основании анализа сделан вывод о том, что наиболее перспективным направлением является создание пневмовибрационных сепараторов с противоточным движением разделяемых материалов. Установка такого типа и была разработана в применении для отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции (см. рис. 3.2) [107, 108].

Для обеспечения эффективного транспортирования легкой фракции по верхнему ситы сепаратора создан направленный поток воздуха достаточной величины, который обеспечивается за счет установки верхнего сита с меньшим сопротивлением воздушному потоку, чем у нижнего. Это условие выполняется за счет установки сит с различным размером отверстий ячейки.

Обратный угол наклона рабочей камеры относительно направления действия вибрации к горизонту обеспечивает малую амплитуду подбрасывания материала на ситах в вертикальной плоскости, создавая условия для раздельного транспортирования материала к месту разгрузки и исключения их перемешивания (см. рис. 3.2).

### **4.1 Определение закономерностей движения материала по верхнему и нижнему ситы сепаратора**

Процесс сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции на пневмовибрационном сепараторе имеет характер массового разделения зерен на фракции различной плотности. Для упрощения расчетов рассмотрим

характер движения отдельно взятого зерна легкой и тяжелой фракции по соответствующим ситам [107, 108].

Рассмотрим силы, действующие на частицы в рабочей камере сепаратора при разделении, которые показаны на рис. 4.1.

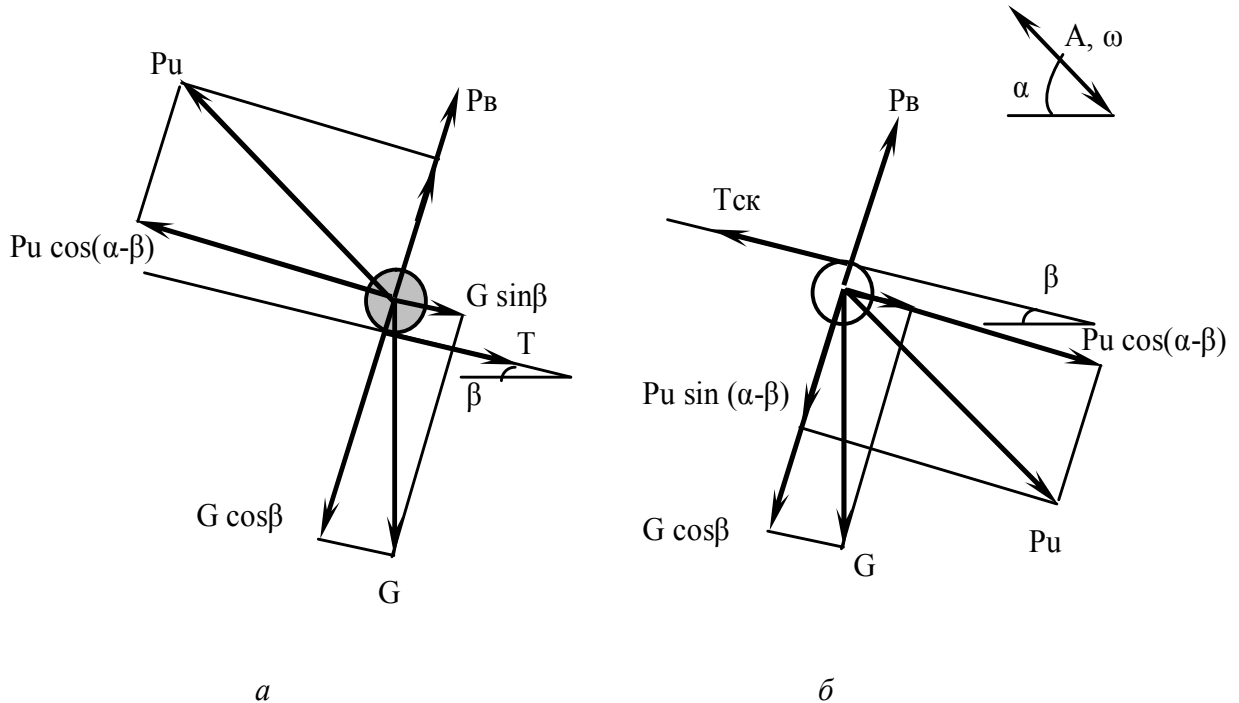


Рисунок 4.1. Силы, действующие на тяжелые (а) и легкие (б) частицы в рабочей камере сепаратора.

На рис. 4.1 обозначено:  $G$  – сила тяжести частицы, н;  $P_u$  – сила инерции частицы, н;  $T$  – сила трения частицы по нижнему ситам, н;  $T_{ск}$  – сила трения скольжения частицы по верхнему ситам, н;  $P_v$  – сила давления воздуха, н;  $\alpha$  – угол, под которым действует возмущающая сила, град.;  $\beta$  – угол наклона сита к горизонту, град.;  $A$  – амплитуда колебаний, м;  $\omega$  – угловая скорость,  $c^{-1}$ .

Из равновесия сил, действующих на тяжелые частицы (рис. 4.1, а), вытекает, что для подбрасывания материала на нижнем сите необходимо выполнение следующего условия:

$$G \cos \beta < P_u \sin (\alpha - \beta) + P_v . \quad (4.1)$$

Если условно принять форму частиц близкой к шарообразной, то сила тяжести частицы определится из соотношения:

$$G = \pi d^3 \delta g / 6 , \quad (4.2)$$

где  $d$  – диаметр частицы,  $\delta$  – плотность материала частицы,  $g$  – ускорение свободного падения.

Сила давления воздуха пропорциональна квадрату скорости витания частицы:

$$P_B = F V_B^2 \Delta / 3 = \pi d^2 V_B^2 \Delta / 12 . \quad (4.3)$$

Здесь  $F$  – площадь сечения частицы,  $F = \pi d^2 / 4$ ;  $V_B$  – скорость витания частицы,  $\Delta$  – плотность воздуха.

Скорость воздушного потока должна выбираться из условия уноса частиц легкого материала, определяемого по величине скорости витания.

Сила инерции частицы может быть определена из выражения:

$$P_u = G A \omega^2 \sin (\alpha - \beta) / g \quad (4.4)$$

После подстановки соотношений (4.2–4.4) в условие подбрасывания тяжелых частиц на нижнем сите (4.1) получим выражение для угловой скорости, которую должен иметь привод сепаратора:

$$\omega_{\Pi} > [ ( d g \delta \cos \beta - 0.5 V_B^2 \Delta ) / d \delta A \sin (\alpha - \beta) ]^{1/2} . \quad (4.5)$$

Для легких частиц сила трения скольжения частицы по верхнему сити определяется как:

$$T_{ск} = N f , \quad (4.6)$$

где  $N$  – нормальная реакция поверхности сита,  $f$  – коэффициент трения материала легких частиц о поверхность верхнего сита.

С учетом сил, действующих на легкие частицы (см. рис. 4.1, б), которые прижаты к верхнему сити потоком воздуха, нормальная реакция определится из выражения:

$$N = G \cos \beta + P_u \sin (\alpha - \beta) - P_B . \quad (4.7)$$

Для того, чтобы осуществлялось скольжение легкой частицы по верхнему сити из условия равновесия сил, действующих на нее, необходимо:

$$P_u \cos (\alpha - \beta) + G \sin \beta > f ( G \cos \beta + P_u \sin (\alpha - \beta) - P_B ). \quad (4.8)$$

С учетом выражений (4.2-4.4) и (4.7) получим соотношение параметров для определения угловой скорости вращения привода сепаратора, при которой будет происходить скольжение легких частиц по верхнему сити:

$$\omega_c > \{ [d g \delta (f \cos \beta - \sin \beta) - 0.5 V_B^2 \Delta] / [d g \delta A \sin (\alpha - \beta) (\cos (\alpha - \beta) - f \sin (\alpha - \beta))] \}^{1/2} . \quad (4.9)$$

Экспериментами установлено, что на расслоение частиц особое влияние оказывает встряхивающее действие сепаратора. Исходя из этого, режим разделения в сепараторе определяется в основном угловой скоростью, при которой обеспечивается подбрасывание тяжелых частиц на нижнем сите. Таким образом, рабочие значения угловой скорости должны определяться по выражению (4.5) для  $\omega_{\Pi}$ .

Таким образом, предварительные исследования показали, что для обеспечения разделения отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в рабочем пространстве пневмовибрационного сепаратора необходимы следующие условия.

1. Поднятие зерен материала легких фракций и удержание их на верхнем сите обеспечивается при динамическом напоре воздуха равном

$$P_B = = F V_B^2 \Delta / 3 .$$

2. Для обеспечения транспортирования частиц материала по верхнему и нижнему ситам сепаратора необходима угловая скорость

$$\omega_{\text{п}} > [ ( d g \delta \cos \beta - -0.5 V_{\text{в}}^2 \Delta ) / d \delta A \sin ( \alpha - \beta ) ]^{1/2}.$$

3. Для исключения равнопадания частиц различных материалов и взаимного засорения продуктов необходимо выполнять условие:  $d_1 / d_2 < (\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)$ . Следовательно, нужна узкая шкала классификации материала перед пневматическим обогащением.

#### 4.2 Результаты лабораторных экспериментов по разделению отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции

Для проведения исследований вибропневматической сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции была создана лабораторная установка, состоящая из следующих элементов (рис. 3.2): лабораторная модель вибропневматического сепаратора; вибрационный электродинамический стенд ВЭДС-100Б; пневматическая система.

Лабораторная модель вибропневматического сепаратора для наглядности наблюдения за процессом разделения материала, выполнена из прозрачного органического стекла. Динамический режим колебаний модели сепаратора создается вибрационным электродинамическим стендом ВЭДС-100Б.

Модель сепаратора устанавливается посредством опорной рамы на вибрационный стол, являющийся исполнительным органом стенда ВЭДС-100Б. Опорная рама обеспечивает установку требуемого наклона сепаратора и направления действия возмущающей силы.

Пневматический режим работы сепаратора обеспечивается вентилятором с регулируемым расходом воздуха.

Общий вид лабораторной установки показан на рис. 4.2.

Установка вибропневматического сепаратора работает следующим образом. С помощью вибрационного стенда создается определенный динамический режим колебаний модели, передаваемый через вибрационный стол. Частота колебаний

модели контролируется по шкале вибрационного стенда, а амплитуда - амплитудником, установленным на модели сепаратора.



Рисунок 4.2. Общий вид лабораторной установки пневмовибрационного сепаратора для разделения лома цветных металлов.

Регулировка расхода воздуха в камере сепаратора осуществляется шиберным устройством, установленным на всасывающем патрубке вентилятора.

Методика проведения экспериментальных исследований вибропневматической сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции заключалась в следующем. Вначале выполнялась подготовка проб материала путем дробления его на дробильном оборудовании. Затем производилось определение гранулометрического и фракционного



состава отобранной пробы. На основании теоретических выводов определялись параметры вибропневматической сепарации на модели.

После настройки режима вибраций проводились непосредственные эксперименты при определенном режиме пневмовибрационной сепарации, определялись количественные и качественные показатели продуктов разделения и выполнялась оценка полученных результатов.

На основании полученной информации проводилась корректировка режима пневмовибрационной сепарации.

После определения режима пневмовибрационной сепарации проводился пассивный эксперимент. В ходе пассивного эксперимента определялось значение и доверительный интервал количественных и качественных показателей пневмовибрационной сепарации отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции.

Качественными показателями, оценивающими работу лабораторной модели пневмовибрационного сепаратора, являются:

- 1) содержание металла в концентрате,
- 2) извлечение металла в концентрат,
- 3) содержание неметалла в отходах,
- 4) извлечение неметалла в отходы,
- 5) эффективность сепарации.

Количественным показателем, оценивающим работу лабораторной модели пневмовибрационного сепаратора, является удельная производительность.

Эффективность процесса разделения определялась по формуле Ханкока-Луйкена [129]. В соответствии с этим критерием эффективность определяется как отношение фактической разности между извлечением данного материала в продукт и выходом этого продукта к теоретически возможной их разности:

$$E = (\varepsilon_m - \gamma_m) / (\varepsilon_{MT} - \gamma_{MT}). \quad (4.10)$$

Здесь  $\varepsilon_m$  – извлечение металла в соответствующий продукт,  $\gamma_m$  – выход продукта,  $\varepsilon_{MT}$  – теоретически возможное извлечение данного материала в продукт,  $\gamma_{MT}$  – максимальный теоретически возможный выход продукта в идеальных условиях.

При том, что теоретический максимум извлечения равен единице, а теоретический максимальный выход равен содержанию металла в исходном питании, выражение (4.10) приобретает вид:

$$E = (\varepsilon_m - \gamma_m) / (1 - \beta_{исх}). \quad (4.11)$$

Здесь  $\beta_{исх}$  – содержание металла в исходном питании.

Удельная производительность сепаратора определялась из соотношения:

$$q = M / S t. \quad (4.12)$$

Здесь  $M$  – масса исходного материала,  $S$  – площадь рабочей поверхности сепаратора,  $t$  – время сепарации.

Для проведения экспериментальных исследований была подготовлена проба отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции крупностью 1,25-5 мм массой 600 г, в состав которой входит алюминий и резиновая изоляция плотностью 2720 и 1200 кг/м<sup>3</sup>. Результаты определения фракционного анализа отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1.

#### Фракционный состав пробы крупностью 1.25-5мм

Материал	Содержание в исходном	
	масса, г	%
Алюминий	496,44	82,74
Резиновая изоляция	103,56	17,26
Всего	600,0	100,0

В табл. 4.2 представлены теоретически и экспериментально определенные скорости витания частиц отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции крупностью 1.25-5мм [112].

Таблица 4.2.

**Скорости витания частиц отходов многокомпонентного лома  
кабельно-проводниковой продукции**

Материал	Крупность, мм	Эквивалентный диаметр, мм	Скорость витания, м/с	
			теоретическая	фактическая
Алюминий	2,5-5	4,13	17,5	11,9
	1,25-2,5	1,72	11,3	10,6
Резиновая изоляция	2,5-5	4,14	11,6	7,9
	1,25-2,5	2,06	8,2	7,6

При проведении экспериментов по воздушной сепарации указанного материала поддерживался следующий режим: частота колебаний лабораторной модели сепаратора  $\omega = 15$  Гц, амплитуда колебаний  $A = 2,5$  мм, угол наклона сепаратора к горизонту  $\beta = 6^\circ$ , угол, под которым действует возмущающая сила  $\alpha = 68^\circ$ . Каждый эксперимент дублировался три раза и определялись средние показатели [112]. Результаты исследований процесса сепарации в лабораторных условиях представлены в табл. 4.3 и 4.4.

Таблица 4.3.

**Количественные показатели работы лабораторной установки**

Масса питания, г	Время обогащения, мин.	Удельная производительность, т/ч м <sup>2</sup>
600	1,75	0,74
600	1,58	0,86
600	2	0,67
600	1,8	0,79
600	1,5	0,85
600	2	0,69
600	1,6	0,88
600	2	0,68
600	1,5	0,87

Таблица 4.4.

**Качественные показатели работы лабораторной установки**

Тяжелый продукт				Легкий продукт				Эффективность, %
выход, %	содержание, %		извлечение алюминия, %	выход, %	содержание, %		извлечение резины	
	алюминия	резины			алюминия	резины		
82,12	99,91	0,09	99,16	17,88	3,9	96,1	99,55	98,7
82,43	100	0	99,57	17,67	3,96	96,03	98,31	99,3
82,8	98,72	1,28	99,96	17,9	3,51	96,49	90,67	99,4
83,82	99,36	0,64	98,59	16,18	4,73	95,27	98,8	85,6
83,82	98,15	0,85	99,43	16,18	3,28	96,72	90,66	90,4
82,33	100	0	99,43	17,87	3,97	96,03	99,32	99,1
82,88	99,3	0,7	99,26	17,12	4,35	95,65	94,98	94,9
82,29	98,14	1,86	99,46	19,01	5,19	94,81	99,97	99,5
81,87	99,5	0,5	96,45	18,13	5,78	94,22	98,96	84,5
82,07	98,71	1,29	97,91	17,93	4,06	95,94	99,77	91,8

Данные табл. 4.3 позволяют заключить, что была достигнута удельная производительность  $q = 0,77 \pm 0,196$  т/ч м<sup>2</sup>.

Анализ данных табл. 4.4 свидетельствует о том, что при пневмовибрационной сепарации в лабораторных условиях была достигнута высокая эффективность разделения алюминия и резины  $E = 94,3 \pm 2,28$  %.

В лабораторных условиях была проведена также серия экспериментов по исследованию влияния разрыхленности на показатели разделения отходов многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции воздушной сепарацией. Для этого были подготовлены искусственные смеси частиц алюминия и резины близких размеров с разным общим их количеством. Результаты разделения смесей, соответствовавших значениям разрыхленности, полученным в ходе компьютерного моделирования, представлены в табл. 4.5 [110].

Таблица 4.5.

**Влияние разрыхленности на показатели разделения**

Разрыхленность, m	Количество частиц, шт.			Извлечение алюминия в тяжелый продукт, ε, доли ед.
	питание		тяжелый продукт	
	алюминий	резина	алюминий	
1	2	3	4	5
0,1	73	87	7	0,0959
			1	0,0137
			2	0,0274
			5	0,0685
			10	0,1370
среднее				0,0685
0,3	65	70	12	0,1846
			5	0,0769
			7	0,1077
			15	0,2308
			10	0,1538
среднее				0,1508
0,5	55	65	28	0,5091
			26	0,4727
			33	0,6000
			35	0,6364
			32	0,5818
среднее				0,560
0,6	50	60	29	0,5800
			34	0,6800
			39	0,7800
			36	0,7200
			38	0,7600
среднее				0,7040
0,9	20	30	16	0,8000
			17	0,8500
			18	0,9000
			19	0,9500
			18	0,900
среднее				0,880

Количество частиц, попавших в тяжелый концентрат алюминия, определялось визуально, извлечение частиц вычислялось по известной формуле.

По экспериментальным данным табл. 4.5 построена зависимость извлечения алюминиевых частиц в тяжелый продукт от разрыхленности и выполнено ее сравнение с логистической кривой [110]. Графики приведены на рис. 4.3.

Для логистической кривой подобрана следующая эмпирическая зависимость:

$$\varepsilon = 1 / ( 1 + e^{-10 m + 5} ). \quad (4.13)$$

Здесь  $\varepsilon$  – извлечение частиц алюминия в тяжелый продукт, доли ед.;  $e$  – основание натуральных логарифмов;  $m$  – разрыхленность материала в рабочем пространстве сепаратора.

Данные рис. 4.3 позволяют заключить, что рациональный диапазон изменения разрыхленности начинается с интервала 0,4-0,5, т.к. эти значения соответствуют равновероятному распределению частиц между продуктами пневмовибрационной сепарации.

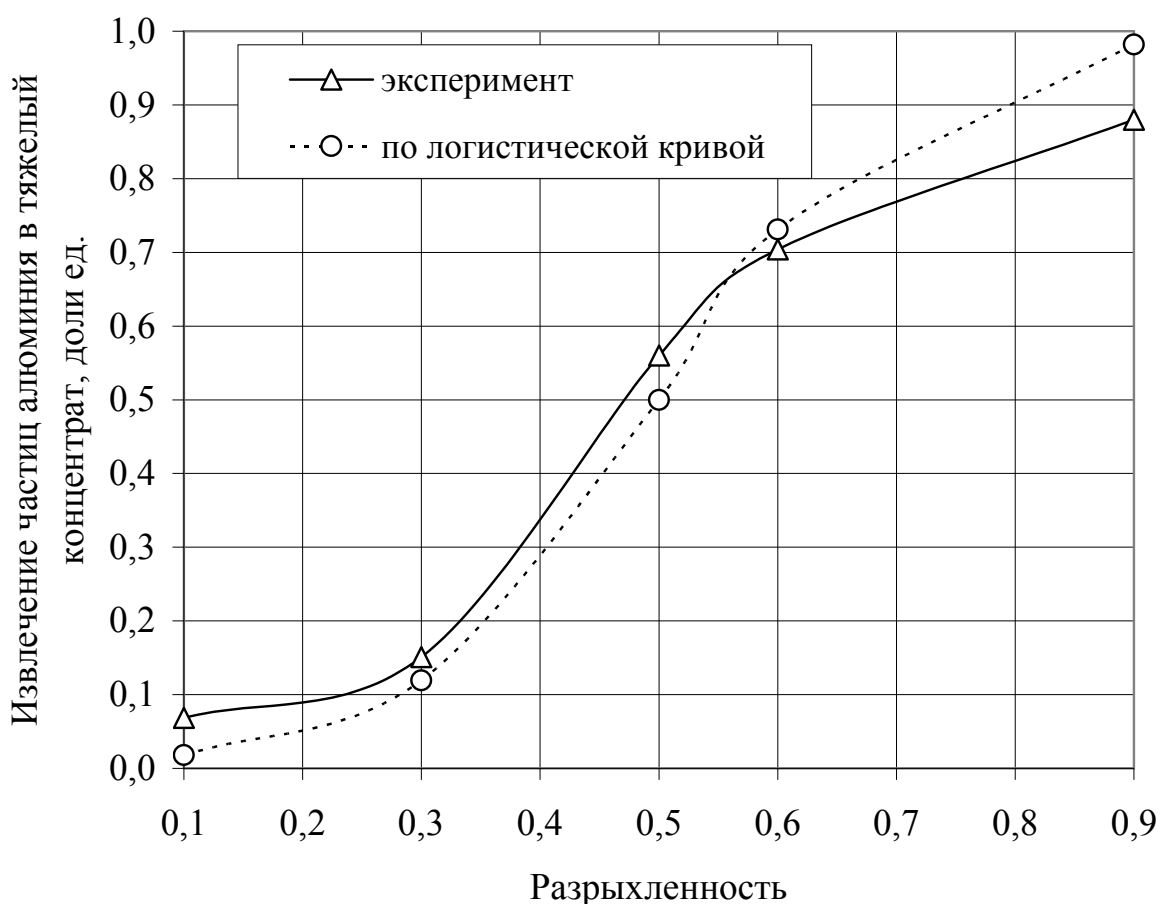


Рисунок 4.3. Сопоставление данных эксперимента с логистической кривой разделения.

Для создания математической модели процесса воздушной сепарации алюминиевых и резиновых частиц была выполнена серия экспериментов с применением планирования по матрице центрального композиционного рототабельного плана ЦКРП [130].

При планировании входными факторами были приняты:  $X_1$  – расход воздуха,  $X_2$  – амплитуда колебаний,  $X_3$  – нагрузка на сепаратор,  $X_4$  – угол наклона сепаратора. Опыты дублировались и определялись средние значения выходного параметра.

Разрыхленность слоя материала в сепараторе определяется такими параметрами как расход воздуха, амплитуда колебаний и нагрузка на сепаратор. Нагрузка на сепаратор фиксировалась заданным значением высоты открытия загрузочного шибера. Основные уровни и шаг варьирования параметров представлены в табл. 4.6, а матрица планирования и результаты – в табл. 4.7. В качестве функции отклика была принята эффективность сепарации, определяемая по критерию Ханкока (в %).

Таблица 4.6.

### Исходные данные для ЦКРП вибропневматической сепарации

Параметр	Обозначение	Код	Ед. измерения	Шаг	Уровни		
					-1	0	+1
Удельный расход воздуха	$q_v$	$X_1$	м <sup>3</sup> /ч м <sup>2</sup>	50	150	200	250
Амплитуда колебаний	A	$X_2$	мм	0,5	2	2,5	3
Нагрузка на сепаратор	Q	$X_3$	кг/ч	4	10	14	18
Угол наклона сепаратора	$\beta$	$X_4$	град.	3	3	6	9

Таблица 4.7.

### Матрица ЦКРП и результаты экспериментов

№№	$X_1$	$X_2$	$X_3$	$X_4$	E, %
1	2	3	4	5	6
1	-1	-1	-1	-1	84,5
2	1	-1	-1	-1	86,1
3	-1	1	-1	-1	85,3
4	1	1	-1	-1	88,2
5	-1	-1	1	-1	82,5
6	1	-1	1	-1	84,3
7	-1	1	1	-1	82,3
8	1	1	1	-1	84,9
9	-1	-1	-1	1	84,1
10	1	-1	-1	1	85,9
11	-1	1	-1	1	85,6
12	1	1	-1	1	87,8
13	-1	-1	1	1	82,4
14	1	-1	1	1	84,7
15	-1	1	1	1	82,1
16	1	1	1	1	85,2
17	-2	0	0	0	83,1
18	2	0	0	0	87,8
19	0	-2	0	0	82,9
20	0	2	0	0	85,4
21	0	0	-2	0	85,9
22	0	0	2	0	83,2

1	2	3	4	5	6
23	0	0	0	-2	85,7
24	0	0	0	2	83,5
25	0	0	0	0	84,5
26	0	0	0	0	84,6
27	0	0	0	0	84,4
28	0	0	0	0	84,6

Статистическая обработка результатов и расчет коэффициентов регрессии выполнялись с помощью пакета прикладных программ STATISTICA и позволили получить модель взаимосвязи входных параметров и функции отклика (E) в следующем виде:

$$E = 84,525 + 1,15417 \cdot X_1 + 0,495833 \cdot X_2 - 1,02083 \cdot X_3 - 0,195833 \cdot X_4 + 0,240625 \cdot X_1^2 + 0,20625 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,08125 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,03125 \cdot X_1 \cdot X_4 - 0,084375 \cdot X_2^2 - 0,35625 \cdot X_2 \cdot X_3 + 0,01875 \cdot X_2 \cdot X_4 + 0,015625 \cdot X_3^2 + 0,06875 \cdot X_3 \cdot X_4 + 0,028125 \cdot X_4^2. \quad (4.14)$$

Значимость коэффициентов модели определена с помощью стандартизированной Парето диаграммы с учетом 5% уровня значимости, отмеченного на рис. 4.4 вертикальной линией.

Standardized Pareto Chart for E

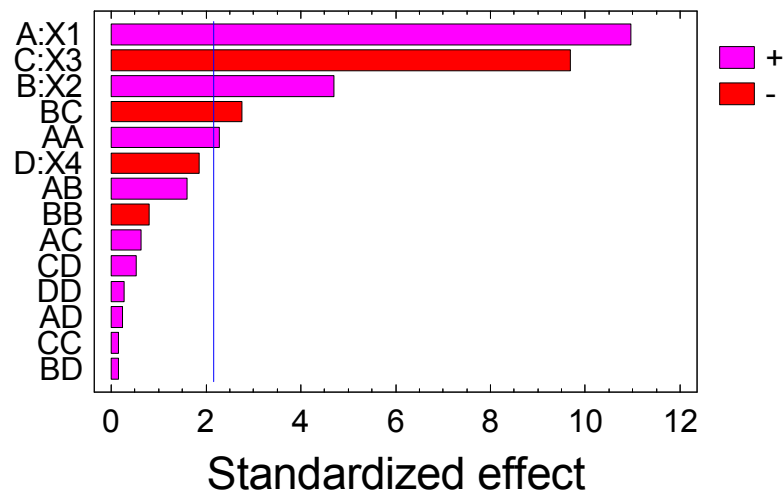


Рисунок 4.4. Значимость факторов в модели.

Из Парето-распределения следует, что фактор  $X_4$  – угол наклона сепаратора в принятом диапазоне его изменения – незначим. Незначимыми являются взаимодействия  $X_1X_2$ ,  $X_1X_3$ ,



$X_1X_4$ ,  $X_2X_4$ ,  $X_3X_4$  и члены второго порядка  $X_2^2$ ,  $X_3^2$ ,  $X_4^2$ . С учетом значимости коэффициентов регрессионная модель для эффективности процесса получена в виде полинома:

$$E = 84,525 + 1,1542X_1 + 0,4958X_2 - 1,0208X_3 + 0,2406X_1^2 - 0,3562X_2X_3. \quad (4.15)$$

Поверхности отклика для различных сочетаний факторов представлены на рис. 4.5-4.7. На рис. 4.8-4.10 показаны изолинии для эффективности  $E$  разделения алюминиевых и резиновых частиц на лабораторной установке пневмовибрационной сухой воздушной сепарации в условиях, заданных матрицей планированного эксперимента.

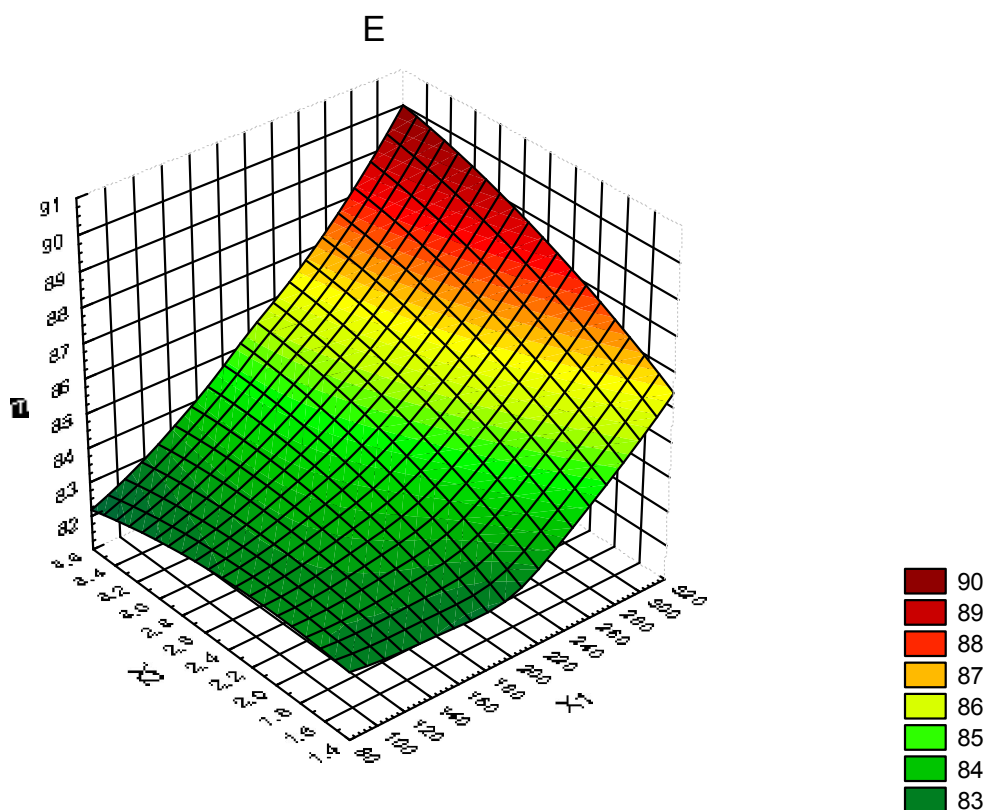


Рисунок 4.5. Поверхность отклика в координатах  $X_1$ ,  $X_2$ .

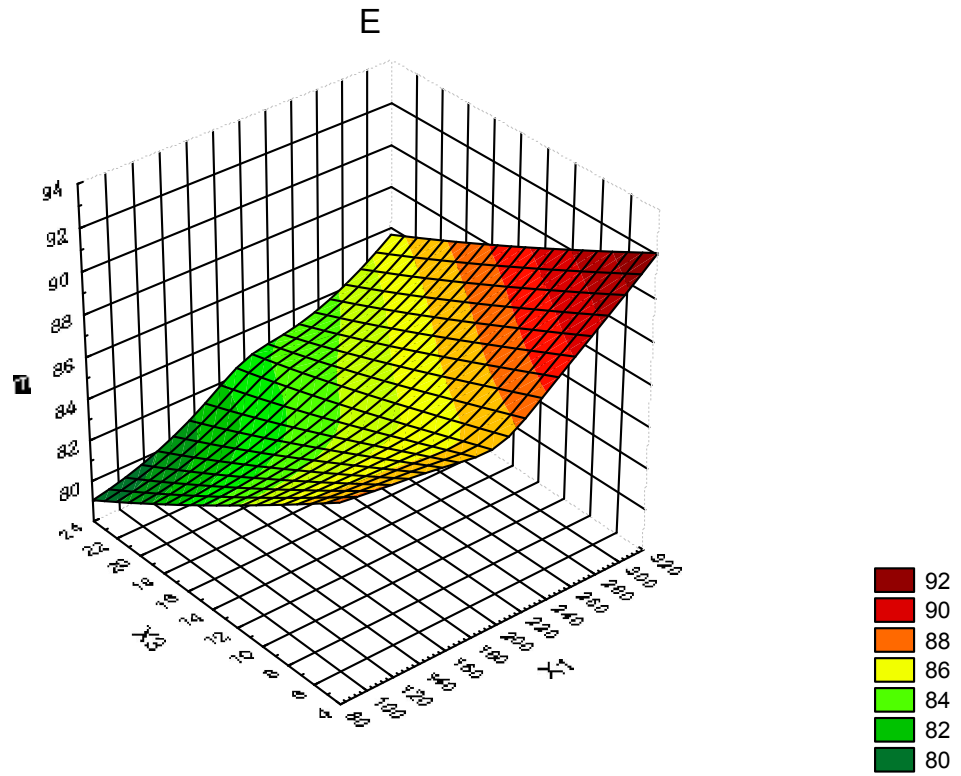


Рисунок 4.6. Поверхность отклика в координатах  $X_1, X_3$ .

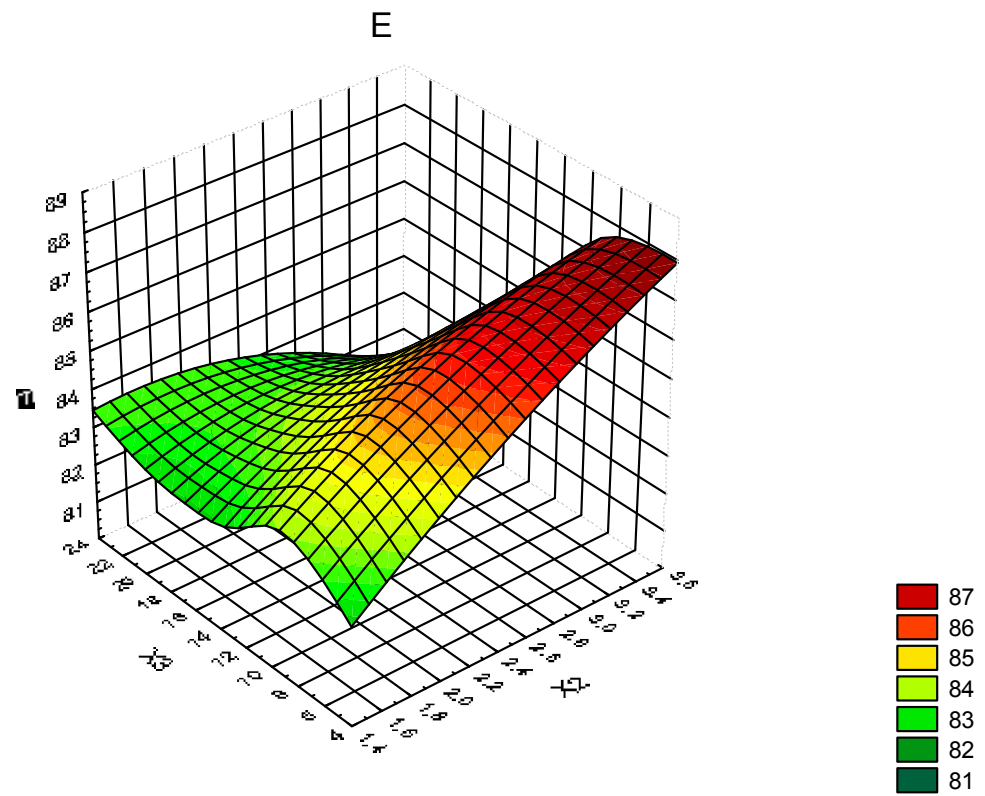


Рисунок 4.7. Поверхность отклика в координатах  $X_2, X_3$ .

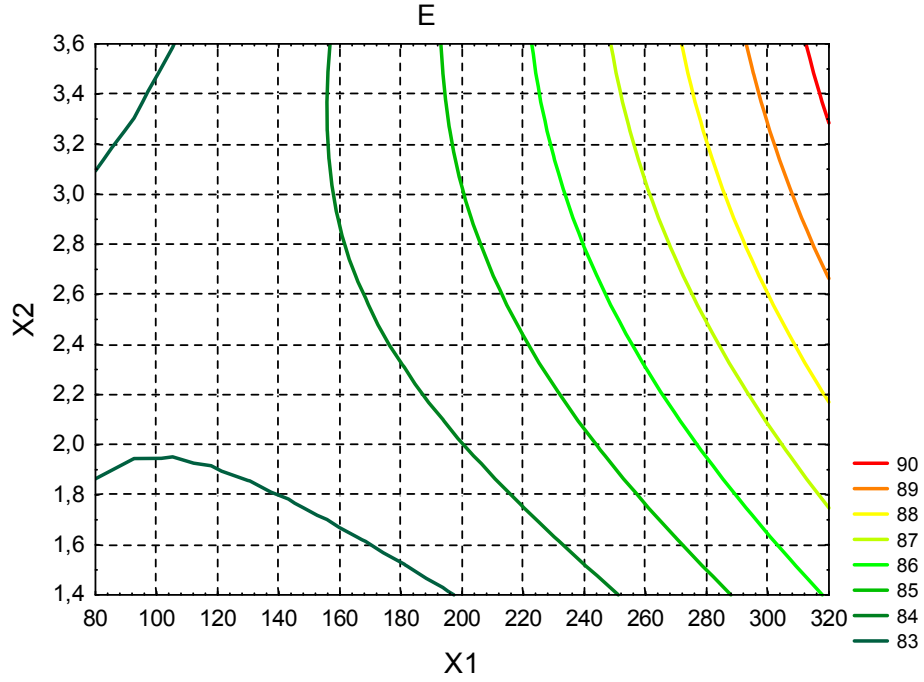


Рисунок 4.8. Изолинии эффективности разделения в координатах  $X_1$  (расход воздуха),  $X_2$  (амплитуда колебаний).

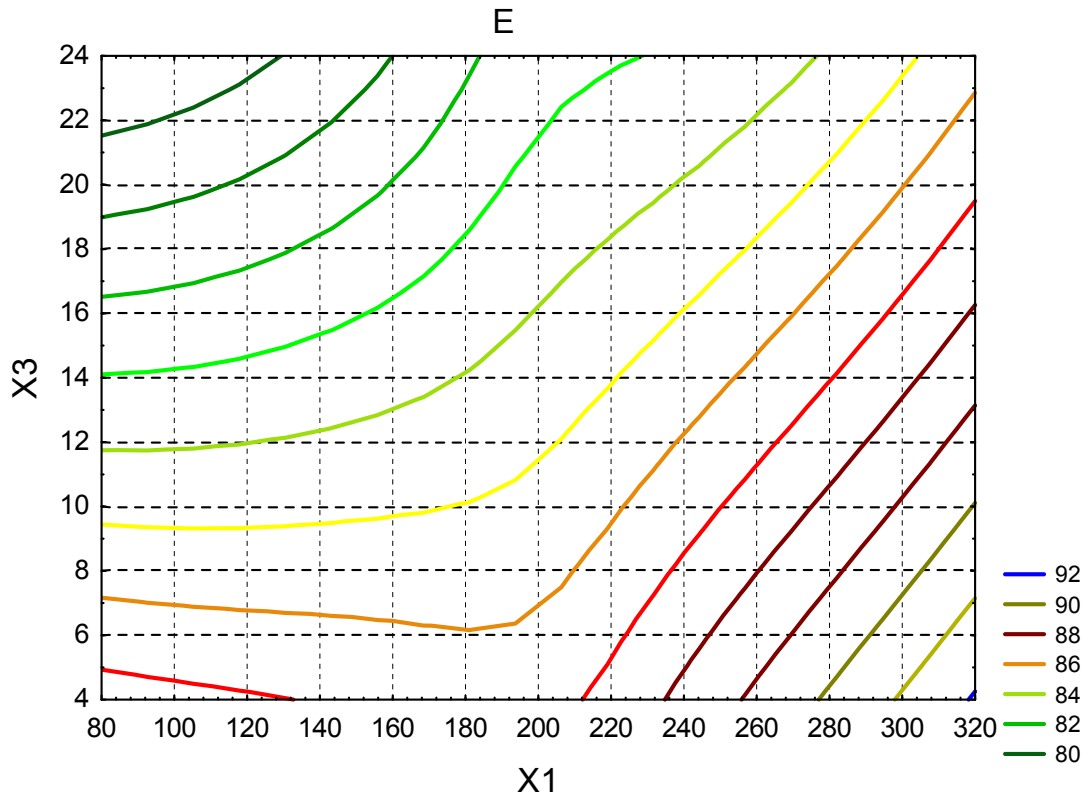


Рисунок 4.9. Изолинии эффективности разделения в координатах  $X_1$  (расход воздуха),  $X_3$  (нагрузка на сепаратор).

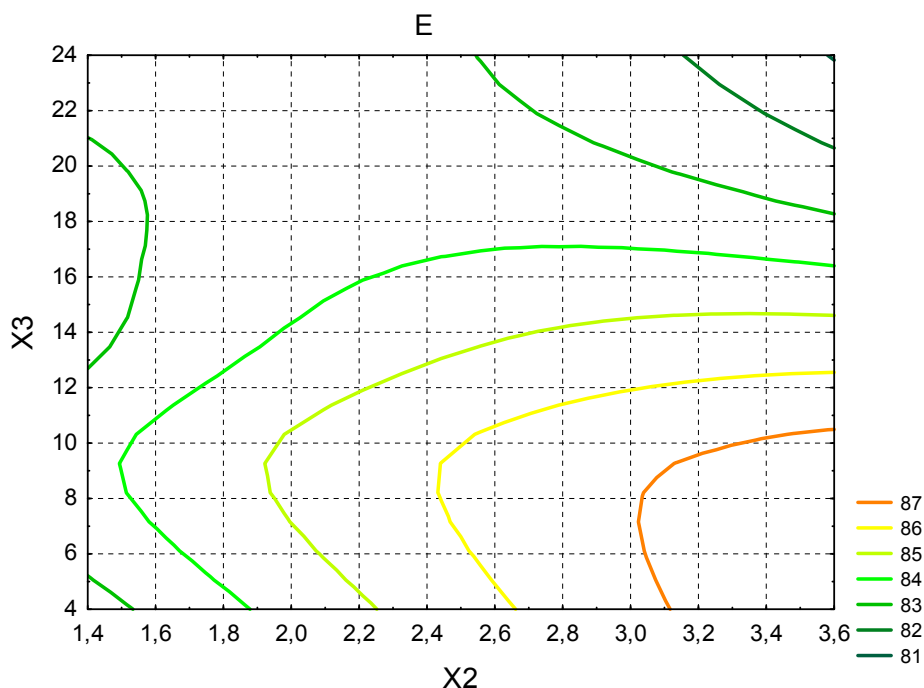


Рисунок 4.10. Изолинии эффективности разделения в координатах  $X_2$  (амплитуда колебаний),  $X_3$  (нагрузка на сепаратор).

Изучение факторного пространства по полученной математической модели, имеющей вид уравнения (4.15) и представленной на рис. 4.5-4.10, позволило сделать следующие основные выводы. Наибольшее влияние на эффективность разделения оказывают удельный расход воздуха и нагрузка на сепаратор, при чем их влияние взаимно противоположное: расход воздуха влияет прямо пропорционально, а нагрузка на сепаратор — обратно пропорционально.

Наиболее высокие значения эффективности разделения (более 88%) алюминиевых и резиновых зерен в пневмовибрационном сепараторе достигаются при высоких удельных расходах воздуха  $280-320 \text{ м}^3/\text{ч м}^2$  в широком диапазоне изменения амплитуды колебаний — от 2 до 3,6 мм (см. рис. 4.5 и 4.8). Эта же эффективность может быть получена при снижении удельного расхода воздуха до  $230 \text{ м}^3/\text{ч м}^2$  и низкой нагрузке на сепаратор — от 4 до 12 кг/ч (см. рис. 4.6 и 4.9). При амплитуде колебаний более 3 мм не удастся получить эффективность разделения выше 87% даже при низкой нагрузке на сепаратор (не более 10 кг/ч), о чем свидетельствуют данные рис. 4.7 и 4.10.

Выполненный анализ результатов факторного эксперимента позволяет еще раз подчеркнуть определяющее значение разрыхленности материала для эффективности разделения, т.к. и удельный расход воздуха и нагрузка на сепаратор влияют на этот параметр. Влияние амплитуды колебаний менее значимо по сравнению с первыми двумя параметрами.

В сентябре 2008 г. в условиях экспериментальной базы Донецкого научно-исследовательского и проектно-конструкторского института цветных металлов (ДонНИПИЦМ) были проведены полупромышленные стендовые испытания технологии воздушной сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции в вибропневматическом сепараторе. Основные результаты сепарации приведены в табл. 4.8.

Таблица 4.8.

### Параметры режима вибропневматической сепарации

№№	Параметры	Ед. измерения	Значение
1.	Удельная производительность	т/ч м <sup>2</sup>	1
2.	Удельный расход воздуха	м <sup>3</sup> ч / м <sup>2</sup>	150-250
3.	Частота колебаний	с <sup>-1</sup>	15-25
4.	Амплитуда колебаний	мм	2-3
5.	Угол наклона деки сепаратора	град.	0-6
6.	Угол наклона траектории колебаний к плоскости деки	град.	50-70

В процессе испытаний извлечение металла в тяжелый концентрат составило 90-95% при его содержании в концентрате 97-99% и потерях с отходами 1-3%. Эффективность воздушной пневмовибрационной сепарации алюминиевых и резиновых частиц 87-89%.

Проведенные испытания показали практическую возможность использования разработанного режима пневмовибрационной сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой и радиотехнической продукции.

Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения установки воздушной сепарации составляет 60 тыс. грн.

Таким образом, определение условий, при которых обеспечивается разделение материала в сепараторе, и проведенные лабораторные исследования разделения частиц алюминия и резины

в пневмовибрационном сепараторе позволяют сделать следующие выводы:

- для исключения равнопадания частиц различных материалов необходимо поддерживать определенное соотношение их размеров и плотностей, которое имеет вид:  $d_1 / d_2 < (\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)$ , при этом необходимо использование узкой шкалы классификации материала;

- анализ сил, действующих на легкие и тяжелые частицы, позволил определить значения угловых скоростей  $\omega$ , при которых обеспечивается подбрасывание тяжелых частиц на нижнем сите сепаратора и скольжение легких частиц на верхнем сите;

- для обеспечения транспортирования частиц материала по верхнему и нижнему ситам сепаратора необходима угловая скорость, при которой обеспечивается подбрасывание тяжелых частиц на нижнем сите; рабочие значения угловой скорости должны определяться по выражению

$$\omega_{\text{п}} > [ (d g \delta \cos \beta - 0.5 V_{\text{в}}^2 \Delta) / d \delta A \sin (\alpha - \beta) ]^{1/2};$$

- поднятие зерен материала легких фракций и удержание их на верхнем сите обеспечивается при динамическом напоре воздуха равном

$$P_{\text{в}} = F V_{\text{в}}^2 \Delta / 3;$$

- при пневмовибрационной сепарации в лабораторных условиях была достигнута высокая эффективность разделения алюминия и резины  $E = 94,3 \pm 2,28 \%$ ;

- для логистической кривой, определяющей влияние разрыхленности материала  $m$  на показатели разделения (извлечение частиц алюминия в тяжелый продукт  $\varepsilon$ ), установлена эмпирическая зависимость вида  $\varepsilon = 1 / (1 + e^{-10 m + 5})$  и выполнено ее сопоставление с экспериментальными данными;

- результаты экспериментов подтверждают теоретически полученный вывод о том, что рациональный диапазон изменения разрыхленности начинается с интервала 0,3-0,5, т.к. эти значения соответствуют равновероятному попаданию частиц в тяжелый или легкий продукт;

- проведенные лабораторные исследования гравитационной сепарации многокомпонентного лома кабельно-проводниковой продукции с использованием пневмовибрационного метода в

лабораторных условиях на модели сепаратора позволили определить основные параметры сепарации; в ходе исследований было установлено, что на процесс разделения определяющее влияние оказывают расход подаваемого воздуха и его распределение по камере, динамический режим работы сепаратора и угол его наклона;

- определены параметры рабочего режима установки, при которых получено эффективное разделение многокомпонентного лома цветных металлов с извлечением алюминия 96-99% в один продукт и с извлечением резины 90-99% в другой;

- проведение планируемого факторного эксперимента позволило получить регрессионную зависимость эффективности разделения от удельного расхода воздуха, амплитуды колебаний и нагрузки на сепаратор вида  $E = 84,525 + 1,1542X_1 + 0,4958X_2 - 1,0208X_3 + 0,2406X_1^2 - 0,3562X_2X_3$ ; анализ поверхностей отклика и изолиний модели еще раз подчеркнул определяющее значение разрыхленности материала для эффективности разделения, т.к. и удельный расход воздуха и нагрузка на сепаратор непосредственно влияют на этот параметр; влияние амплитуды колебаний менее значимо по сравнению с первыми двумя параметрами;

- проведенные теоретические и экспериментальные исследования позволяют заключить, что метод вибропневматической сепарации обеспечивает разделение материала под действием восходящего потока воздуха и вибраций с высокой эффективностью, при этом происходит расслоение материала по крупности и плотности частиц; разделение на продукты осуществляется путем перемещения образовавшихся слоев материала на рабочей поверхности в противоположных направлениях;

- полупромышленные испытания пневмовибрационной сепарации в условиях экспериментальной базы ДонНИПИЦМ показали практическую возможность использования процесса для разделения лома кабельно-проводниковой продукции. Достигнуто извлечение металла в тяжелый концентрат 90-95% при потерях с отходами 1-3%, эффективность воздушной пневмовибрационной сепарации алюминиевых и резиновых частиц 87-89%. Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения одной установки воздушной сепарации составляет 60 тыс. грн.

## **Раздел 5. Математическое моделирование процесса работы аппарата конвективного типа для получения ферритового порошка.**

Технология изготовления ряда необходимых в промышленности материалов предусматривает их получение из суспензий, перемешиваемых в процессе производства.

В частности, конструкцией ряда электронных приборов предусмотрено применение узлов, основанных на изделиях из марганец - цинковых ферритовых порошков. Применяемый для их получения реактор - осадитель не позволяет получать осадки с хорошо воспроизводимыми свойствами без его реконструкции, т.к. в реакторе не достигается необходимая степень однородности компонентов в осадке, происходит залегание твердой фазы на днище, наблюдается налипание осадков на стенках. Реконструкция аппарата требует соответствующего обоснования, что вызывает необходимость теоретических и экспериментальных исследований.

Вопросами совершенствования технологии и методов исследования процессов и аппаратов посвящены работы ряда отечественных и зарубежных авторов. Большой вклад в решение проблемы внесли работы, выполненные под руководством академика В.В. Кафарова (Бирюков Д.П., Дорохов И.Н., Еременко В.В. и др.), где рассмотрены конструкции аппаратов и методы расчета параметров, теоретические и технологические основы процессов [134, 135, 136].

Вместе с тем, остается ряд нерешенных задач в области оптимизации параметров и совершенствования конструкций аппаратов. Одним из эффективных методов решения рассматриваемых задач является метод математического моделирования, позволяющий получить с помощью компьютера достаточно широкий набор данных о реконструируемом объекте без проведения долговременных и дорогостоящих натуральных исследований [131, 132].

Рассмотрим моделирование машин данного типа на примере аппарата для получения ферритового порошка.



### 5.1. Технологическая постановка задачи и определение уровня математического моделирования.

Основные технологические требования к аппарату следующие.

1. Аппарат должен быть машиной непрерывного действия иметь, верхний перелив для вывода суспензии и нижний спуск для освобождения рабочего объема.

2. Объем аппарата -  $10\text{м}^3$  (уточняется в процессе реконструкции).

3. Необходимо предусмотреть паровую рубашку для обеспечения температуры  $53+2^\circ\text{C}$ .

4. Аппарат должен обеспечить стабильные условия получения осадков с постоянными характеристиками.

5. Аппарат должен иметь регулируемое число оборотов мешалки для получения осадков с регулируемой дисперсностью. Удельная поверхность осадков не должна превышать  $0,5\text{ м/г}$ ,

6. Интенсивность перемешивания в аппарате должна обеспечить получение однородных (гомогенных) осадков и отсутствие в реакторе "мертвых" зон, где происходит накопление крупных частиц, а также отсутствие налипания на стенках.

7. Аппарат должен быть оборудован вытяжной вентиляцией.

В соответствии с выдвигаемыми требованиями можно выделить 3 уровня задач математического моделирования процесса.

1. Исследование гидродинамики процесса с целью выявления условий и параметров, обеспечивающих стабильный непрерывный гидродинамический режим, близкий к режиму идеального перемешивания.

2. Исследование физики процесса (конвективная диффузия, теплообмен, массоперенос) с целью выявления условий параметров, обеспечивающих образование суспензии с постоянными физическими свойствами (гранулометрический состав, удельная поверхность твердой фазы и т.п.).

3. Исследование химической кинетики процесса (химическая кристаллизация) с целью выявления условий и параметров образования осадка (твердой фазы суспензии) с комплексом

постоянных физико-химических свойств (фазовый химический состав и т.п.).

В данном разделе рассматривается решение задачи моделирования 1-го и частично 2-го уровней.

Условная гидродинамическая схема реактора приведена на рис. 5.1, некоторые количественные характеристики приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1.

**Таблица числовых характеристик**

Исходные растворы, г/л					Состав смеси (сульфатов), г/л					Содержание тв. фазы в суспензии, г/л				
120	190	160	90	200	179,7	55,5	19,9	2,5	10,0	75,4	23,3	8,3	1,0	108,0
123	200	170	100	210	185,3	57,3	20,6	2,5	10,0	78,6	24,3	8,6	1,0	112,6
125	210	180	110	220	189,9	58,7	21,0	2,6	10,0	82,1	25,4	9,0	1,1	117,6

Удельная поверхность: =0,13...0,25 м/г

Гранулометрический состав:

5-10 мк – 4%;  
 10-20 мк – 11%;  
 20-30 мк – 15%;  
 30-40 мк – 23%  
 40-50 мк – 18%  
 50-60 мк – 13%  
 60-70 мк – 8%  
 70-80 мк – 4,5%  
 80-100 мк – 2%  
 100-120 мк – 1,5%

## 5.2. Математическая формулировка задачи

Будем строить математическую модель процесса перемешивания многокомпонентной смеси в химическом реакторе с учетом вынужденной конвекции массы. Конвекция происходит за счет перемешивания смеси лопастью, угловая скорость вращения которой  $\omega$ .

Рассматривается следующая задача. В области  $G$  (химический реактор, рис. 5.1.) требуется определить концентрацию твердой фазы, учитывая при этом вихревые течения раствора, продольную и поперечную диффузию, форму реактора и угловую скорость вращения лопасти, причем процесс перемешивания происходит в реакторе за заданное время  $T$ .

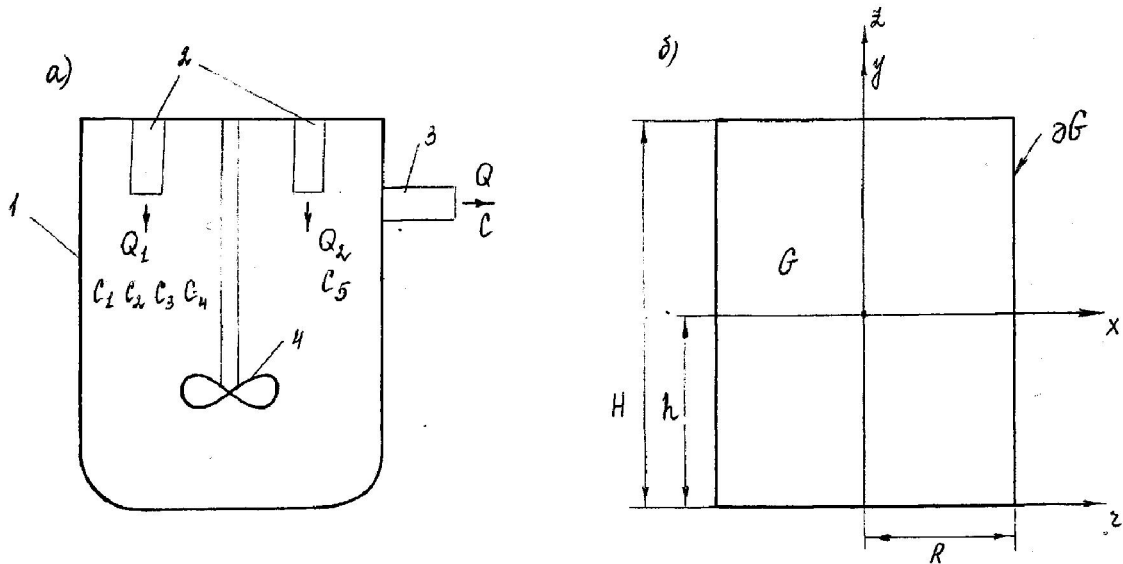


Рис. 5.1. Схема построения математической модели реактора:

а) 1 – корпус, 2 – входные трубопроводы, 3 – верхний перелив (выходной трубопровод), 4 – мешалка.

б) к выбору координат и построению различных типов моделей.

В полной математической постановке данная задача есть задача с четырьмя неизвестными: концентрациями твердой и жидкой фазы, функцией тока и поверхностью кристаллизации. Такие задачи относятся к классу краевых задач со свободной границей и являются нелинейными. Численное решение таких задач содержит большие математические трудности, так как заранее неизвестно положение поверхности, отделяющей твердую фазу от жидкой. Эту поверхность необходимо определять в процессе решения задачи.

Укажем, что аналогичные трудности возникают при численном решении краевых задач, возникающих в гидродинамике (это задачи о кавитационном течении жидкости, задачи о потенциальном течении жидкости в вогнутом сопле [131, 132], в теплофизике при рассмотрении задач кристаллизации – задачи типа Стефана [133]).

Большое количество работ по численному решению краевых задач со свободной границей, связанных с перемешиванием многокомпонентной среды, выполнено В.В. Кафаровым [134-137]. При этом понимается, что известно поле скоростей раствора в химическом реакторе. В данной же работе предложена математическая модель химического реактора, позволяющая рассчитывать это поле в процессе решения краевой задачи. В этом состоит существенное отличие предлагаемой модели от рассмотренных ранее.

### 5.3 Математическое моделирование процесса.

Строится приближенная модель процесса перемешивания в химическом реакторе. Основным упрощением является то, что мы предполагаем концентрацию жидкой фазы постоянной, хотя и неизвестной величиной. Это упрощение вызвано тем, что нас в дальнейшем интересует только твердая фаза.

Перейдем теперь к описанию основных типов моделей.

#### 5.3.1. Типы моделей.

Простейшей моделью является модель идеального перемешивания. При этом концентрация твердой фазы является функцией только времени, т.е.  $C=C(t)$ . Модель построена таким образом, чтобы она учитывала концентрации компонент  $C_1, C_2, C_3, C_4, C_5$  (это соответственно концентрации сернокислых солей железа, марганца, цинка, никеля и раствор углеаммонийной соли, т.е. растворы  $FeSO_4, MnSO_4, ZnSO_4, NiSO_4$  и  $NH_4H(O_3)$ ), поступающих в химический раствор. Первые четыре компонента поступают с расходом  $Q_1$  л/мин, а последняя компонента с расходом  $Q_2$  л/мин. Учитывается также расход  $Q=Q_1+Q_2$  раствора, выходящего из химического реактора объема  $V$  за время  $T$ . При сделанных предположениях наша задача сводится к решению линейного обыкновенного дифференциального уравнения с постоянными коэффициентами. Решение этой задачи выписывается в явном виде.

Второй моделью является одномерная модель перемешивания многокомпонентной среды в химическом реакторе с учетом вихревого течения раствора. При этом поле скоростей раствора рассчитывается в плоском случае. Введя функцию тока  $\psi(x, y)$ , мы

определяем ее из решения краевой задачи для управления Пуассона. Граничным условием является обращение в нуль на границе функции тока. Концентрация твердой фазы  $C(x,t)$  определяется из решения краевой задачи для уравнения диффузии с учетом конвекции, вызванной вращением лопасти. Граничные условия – это условия непроницаемости на стенках реактора. Данная модель построена на основе модели идеального перемешивания и является естественным продолжением простейшей модели, так как она учитывает все параметры модели идеального перемешивания.

Рассмотрены также осесимметрическая и плоская модели перемешивания в химическом реакторе. Отличие от указанных выше моделей состоит в том, что концентрации являются соответственно функциями пространственных координат  $C(r,t)$  и  $C(x,y,t)$ .

### 5.3.2. Варианты моделей. Краевые задачи

Обозначим через  $C(t)$  концентрацию твердой фазы в случае модели идеального перемешивания. Тогда  $C(t)$  является решением следующей задачи Коши:

$$\frac{V}{T} \cdot \frac{dC}{dt} = Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - Q \cdot C \quad (5.1)$$

$$C(0) = C_0, \quad Q = Q_1 + Q_2 \quad (5.2)$$

где  $C_1, C_2, C_3, C_4, C_5$  – концентрации компонент, поступающих в виде раствора, причем первые четыре поступают с расходом  $Q_1$  л/мин, а последняя компонента с расходом  $Q_2$  л/мин;  $V$  – объем реактора,  $T$  – время перемешивания,  $C_0$  – начальная концентрация. Задача (5.1), (5.2) описывает модель идеального перемешивания. Решение этой задачи имеет вид:

$$C(t) = C_0 \cdot \exp\left(-\frac{T \cdot Q}{V} \cdot t\right) + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5}{Q} \left[1 - \exp\left(-\frac{T \cdot Q}{V} \cdot t\right)\right] \quad (5.3)$$

Каждая частица, находящаяся в реакторе, обладает вектором скорости  $\vec{V} = V_x \cdot \vec{i} + V_y \cdot \vec{j}$  (в плоском случае), где  $V_x$  и  $V_y$  соответственно абсцисса и ордината вектора  $\vec{V}$ . В нашем случае вектор  $\vec{V}$  удовлетворяет уравнениям:

$$\text{rot} \vec{V} = \mu(x, y), \quad (x, y) \in G = (0 < x < 1, 0 < y < 1) \quad (5.4)$$

$$\operatorname{div} \vec{V} = 0, \quad (x, y) \in \partial G \quad (5.5)$$

граничным условием является обращение в нуль нормальной составляющей  $\vec{V}_n$  вектора  $\vec{V}$  на границе  $G$ , т.е.:

$$\vec{V}_n = 0, \quad (x, y) \in \partial G \quad (5.6)$$

Краевая задача (5.4) – (5.6) определяет поле скоростей частиц в химическом реакторе.

Укажем также, что в дальнейшем в качестве функции удобно взять такую функцию:

$$\mu(x, y) = \frac{\omega}{v(l^2 x^2 + h^2 y^2)}, \quad x \neq 0, \quad y \neq 0, \quad \mu(0, 0) = \omega \quad (5.7)$$

где  $\omega$  - угловая скорость вращения лопасти (мешалки),  $v$  - коэффициент вязкости раствора,  $h$  - характерный поперечный размер реактора,  $l$  - продольный размер реактора.

Введя функцию тока  $\psi(x, y)$  запишем задачу (5.4) – (5.6) в другом виде:

$$\frac{1}{l^2} \cdot \frac{\partial^2 \psi}{\partial x^2} + \frac{1}{h^2} \cdot \frac{\partial^2 \psi}{\partial y^2} = \mu(x, y), \quad (x, y) \in G \quad (5.8)$$

$$\psi(x, y) = 0, \quad (x, y) \in \partial G \quad (5.9)$$

При этом вектор скорости  $\vec{V}$  и функция тока  $\psi(x, y)$  связаны следующими равенствами:

$$V_x = \frac{\partial \psi}{\partial y}; \quad V_y = -\frac{\partial \psi}{\partial x}; \quad (5.10)$$

В случае одномерной модели перемешивания концентрация  $C(t, x)$  твердой фазы (осадка) является решением следующей краевой задачи:

$$\frac{1}{T} \cdot \frac{\partial C}{\partial t} = -V_x \cdot \frac{1}{l} \cdot \frac{\partial C}{\partial x} + \frac{D_L}{l^2} \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - QC}{V} \quad (5.11)$$

$$0 < x < 1, \quad t > 0$$

$$C_x(t, 0) = C_x(t, 1) = 0 \quad (5.12)$$

$$C(0, x) = C_0 \quad (5.13)$$

Здесь  $D_L$  – продольный коэффициент диффузии; абсцисса вектора  $\vec{V}$ , т.е.  $V_x$ , определяется из первого условия (5.10). Краевая задача (5.11)-(5.13) является одномерной моделью химического реактора.

В случае двух геометрических переменных  $x$  и  $y$  концентрация твердой фазы  $C(t, x, y)$  является решением уравнения:

$$\frac{1}{T} \cdot \frac{\partial C}{\partial t} = -V_x \cdot \frac{1}{l} \cdot \frac{\partial C}{\partial x} + \frac{D_L}{l^2} \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} + V_y \cdot \frac{1}{h} \cdot \frac{\partial C}{\partial y} + \frac{D_H}{h^2} \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial y^2} + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - QC}{V} \quad (5.14)$$

$$(x, y) \in G, \quad t > 0$$

при следующем граничном и начальном условии:

$$C_x(t, x, y) = 0, (t, x, y) \in \partial G \times [0, 1] \quad (5.15)$$

$$C(0, x, y) = C_0 \quad (5.16)$$

здесь  $D_H$  – поперечный коэффициент диффузии. Краевая задача (5.11)-(5.16) описывает двумерный вариант модели химического реактора. Эта задача содержит две неизвестные функции  $\psi(x, y)$  и  $C(t, x, y)$ .

Наиболее интересной и практически важной является осесимметрическая модель химического реактора. В этом случае геометрическими переменными являются радиус  $r$  и высота  $z$ . Тогда ротор вектора скорости  $\vec{V}$  определяется по следующей формуле:

$$\text{rot} \vec{V} \Big|_{\varphi} = \frac{\partial V_r}{\partial z} - \frac{\partial V_z}{\partial r}$$

где  $\vec{V} = V_r \cdot \vec{i} + V_z \cdot \vec{k}$ ,  $V_{\varphi} = 0$ ,  $\varphi$  – угол. Компоненты скорости  $V_z$  и  $V_r$  определяются из следующей системы уравнений

$$\begin{aligned} \frac{\partial V_r}{\partial z} - \frac{\partial V_z}{\partial r} &= \mu(r, z) \\ \frac{\partial(r \cdot V_r)}{\partial r} + \frac{\partial(r \cdot V_z)}{\partial z} &= 0 \end{aligned}$$

(второе уравнение есть уравнение неразрывности). Обозначим через  $\psi(r, z)$  функцию тока. Тогда

$$V_r = \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial z}; \quad V_z = -\frac{1}{r} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial r}$$

функцией тока  $\psi(r, z)$  является решение такой краевой задачи

$$\frac{1}{H^2} \cdot \frac{\partial^2 \psi}{\partial z^2} + \frac{1}{R^2} \cdot \frac{\partial^2 \psi}{\partial r^2} - \frac{1}{R^2 \cdot r} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial r} = \frac{r \cdot \omega \cdot R}{R^2 r^2 + H^2 \cdot z^2}; \quad (5.17)$$

$$D = (0 < r < 1, 0 < z < 1)$$

$$\psi(r, z) = 0; (r, z) \in \partial D \quad (5.18)$$

( $H$  и  $R$  – характерные размеры реактора).

После того, как поле скоростей частиц в химическом реакторе определено из решения краевой задачи (5.17), (5.18), концентрация твердой фазы  $C(t, r, z)$  находится из решения следующей задачи:

$$\begin{aligned} \frac{1}{T} \cdot \frac{\partial C}{\partial t} &= \frac{1}{r \cdot R \cdot H} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial r} \cdot \frac{\partial C}{\partial z} - \frac{1}{r \cdot R \cdot H} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial z} \cdot \frac{\partial C}{\partial r} + D_H \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial z^2} + \\ &+ \frac{D_R}{r \cdot R} \cdot \frac{\partial}{\partial r} \left( r \cdot \frac{\partial C}{\partial r} \right) + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - QC}{V} \end{aligned} \quad (5.19)$$

$$0 < r < 1, 0 < z < 1$$

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0, (t, r, z) \in \partial D \times [0, T] \quad (5.20)$$

$$C(0, r, z) = C_0 \quad (3.21)$$

(здесь  $\vec{n}$  — внешняя нормаль к области  $D \times [0, T]$ ).

Краевая задача (5.17)-(5.21) описывает осесимметрическую модель химического реактора. Указанную задачу надо рассматривать, как систему двух уравнений (одно уравнение эллиптического, а другое параболического типа) относительно двух неизвестных функций  $\psi(r, z)$  и  $C(t, r, z)$  с соответствующими граничными условиями (5.18) и (5.20). В конце этого параграфа укажем, что построенные здесь типы моделей химического реактора математически поставлены корректно. Отличие этих моделей от известных ранее состоит в том, что поле скоростей частиц в химическом реакторе определяется в процессе решения задач.

### 5.3.3 Численные методы и разностные уравнения

При численном решении краевых задач, моделирующих процессы в химическом реакторе, соответствующие дифференциальные уравнения заменяются конечно-разностными.

Рассмотрим вначале задачу (5.11) – (5.13). Разобьем отрезок  $0 \leq x \leq 1$  точками  $x_i = i \cdot h$ ,  $i = 0, 1, \dots, N$ ,  $h > 0$  на  $N$  равных частей длины  $h = \frac{1}{N}$ . Отрезок  $0 \leq t \leq 1$  разобьем на  $M$  равных частей с шагом  $\tau$ . При этом  $t_j = j \cdot \tau$ ,  $j = 0, 1, \dots, M$ . Полагая теперь  $C_{ij} = C(x_i, t_j)$ , заменим производные  $C_t$ ,  $C_x$ ,  $C_{xx}$ , разностными соотношениями следующим образом:

$$\frac{\partial C(x_i, t_j)}{\partial t} = \frac{C_{ij} - C_{i,j-1}}{\tau}, \quad \frac{\partial C(x_i, t_j)}{\partial x} = \frac{C_{i+1,j} - C_{i-1,j}}{2h}, \quad \frac{\partial^2 C(x_i, t_j)}{\partial x^2} = \frac{C_{i+1,j} - 2C_{ij} + C_{i-1,j}}{h^2}.$$

При такой замене порядок точности соответственно следующий:  $O(\tau)$ ,  $O(h)$  и  $O(h^2)$ . Теперь уравнение (3.11) запишется в разностном виде следующим образом:

$$\frac{1}{T} \cdot \frac{C_{ij} - C_{i,j-1}}{\tau} = -V_x \cdot \frac{1}{l} \cdot \frac{C_{i+1,j} - C_{i-1,j}}{2h} + D_L \cdot \frac{1}{l^2} \cdot \frac{C_{i+1,j} - 2C_{ij} + C_{i-1,j}}{h^2} + f - \frac{Q}{V} \cdot C_{ij};$$

$$f = \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5}{V}.$$

Замена граничных условий (5.12) разностным соотношением приводит к равенствам:

$$C_{0j} = C_{1j}; \quad C_{nj} = C_{N-1,j}.$$

Используя затем начальные условия (5.13), получаем



$$C(0, x_i) = C_{i0} = C_0.$$

Таким образом, краевая задача (5.11) – (5.13) допускает следующую разностную постановку

$$C_{ij} = A \cdot C_{i-1,j-1} + B \cdot C_{i,j-1} + D \cdot C_{i+1,j-1} + F; \quad (5.22)$$

где

$$A = \left( \frac{V_x}{2 \cdot l \cdot h} + \frac{D_L}{l^2 h^2} \right) \cdot T \cdot \tau; \quad B = \left( 1 - \frac{2 \cdot D_L \cdot T \cdot \tau}{l^2 h^2} - \frac{Q \cdot T \cdot \tau}{V} \right)$$

$$D = \left( \frac{D_L}{l^2 h^2} - \frac{V_x}{2 \cdot l \cdot h} \right) \cdot T \cdot \tau; \quad F = \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5}{V} \cdot T \cdot \tau.$$

Для решения системы уравнений (5.22) используется явная схема. Блок-схема и описание программы приводятся в разделе (5.4.1) и (5.4.2).

Перейдем теперь к численной реализации плоской модели (5.8) – (5.10), (5.14) – (5.16). В основе численной реализации этой модели лежит приближенное решение эллиптического и параболического уравнений, завязанных между собой в систему двух уравнений посредством правой *части* уравнения (5.14). Итак, наша задача содержит две неизвестные функции  $\psi(x, y)$  и  $C(t, x, y)$ .

Заменяя уравнение (5.14) разностным соотношением, получаем:

$$\frac{1}{T} \cdot \frac{C_{ij}^{k+0,5} - C_{ij}^k}{0,5 H_T} = - \frac{V_x}{l} \cdot \frac{C_{i+1,j}^{k+0,5} - C_{ij}^{k+0,5}}{h \cdot H_x} - \frac{V_y}{h} \cdot \frac{C_{i,j+1}^k - C_{ij}^k}{H_y} + \frac{D_L}{l^2} \cdot \frac{C_{i+1,j}^{k+0,5} - 2C_{ij}^{k+0,5} + C_{i-1,j}^{k+0,5}}{H_x^2} +$$

$$+ \frac{D_H}{h^2} \cdot \frac{C_{i,j+1}^k - 2C_{ij}^k + C_{i,j-1}^k}{H_y^2} + f.$$

Здесь  $H_T$  - шаг по времени,  $H_x$  - шаг по переменной  $x$  а  $H_y$  - шаг по переменной  $y$ ,  $C_{ij}^k = C(t_k, x_i, y_j)$ . Далее, вначале на шаге  $(k+0,5)$  решается система уравнений:

$$\frac{D_L}{l^2 \cdot H_x^2} \cdot C_{i-1,j}^{k+0,5} - \left( \frac{1}{0,5 \cdot T \cdot H_T} - \frac{V_x}{l \cdot H_x} + \frac{2 \cdot D_L}{l^2 \cdot H_x^2} \right) \cdot C_{ij}^{k+0,5} + \left( \frac{D_L}{l^2 \cdot H_x^2} - \frac{V_x}{l \cdot H_x} \right) \cdot C_{i+1,j}^{k+0,5} =$$

$$\left( \frac{V_y}{h \cdot H_y} - \frac{D_H}{h^2 \cdot H_y^2} \right) \cdot C_{i,j+1}^k + \left( \frac{2 \cdot D_H}{h^2 \cdot H_y^2} - \frac{1}{0,5 \cdot T \cdot H_T} - \frac{V_y}{h \cdot H_y} \right) \cdot C_{ij}^k - \frac{D_H}{h^2 \cdot H_y^2} \cdot C_{i,j-1}^k - f. \quad (3.23)$$

Затем на  $(k+1)$  шаге – такая система:

$$\begin{aligned} & \frac{D_H}{h^2 \cdot H_y^2} \cdot C_{i,j-1}^{k+1} - \left( \frac{1}{0,5 \cdot T \cdot H_T} - \frac{V_y}{h \cdot H_y} + \frac{2 \cdot D_H}{h^2 \cdot H_y^2} \right) \cdot C_{ij}^{k+1} + \left( \frac{D_H}{h^2 \cdot H_y^2} - \frac{V_y}{h \cdot H_y} \right) \cdot C_{i,j+1}^{k+1} = \\ & \left( \frac{V_x}{l \cdot H_x} - \frac{D_L}{l^2 \cdot H_x^2} \right) \cdot C_{i+1,j}^{k+0,5} + \left( \frac{2 \cdot D_L}{l^2 \cdot H_x^2} - \frac{1}{0,5 \cdot T \cdot H_T} - \frac{V_x}{l \cdot H_x} \right) \cdot C_{ij}^{k+0,5} + \frac{D_L}{l^2 \cdot H_x^2} \cdot C_{i-1,j}^{k+0,5} + f. \end{aligned}$$

При численном построении поля скоростей краевая задача (5.8) – (5.10) заменяется конечно-разностным аналогом. При этом:

$$\begin{aligned} \psi(x_i, y_j) &= \psi_{ij}; \quad i = 0, 1, \dots, N; \quad j = 0, 1, \dots, M; \\ \psi_{0j} &= \psi_{Nj} = 0; \quad \psi_{i0} = \psi_{iM} = 0. \end{aligned} \quad (5.25)$$

ввиду граничного условия (5.9). Уравнение (5.8) в разностном варианте принимает вид:

$$\begin{aligned} \psi_{ij} &= \frac{1}{4} (\psi_{i-1,j} + \psi_{i+1,j} + \psi_{i,j-1} + \psi_{i,j+1}) \\ i &= 0, 1, \dots, N; \quad j = 0, 1, \dots, M. \end{aligned} \quad (5.26)$$

Таким образом, задача (5.8) – (5.10), (5.14) – (5.16) свелась к решению уравнений (5.23) или (5.24), уравнения (5.26) с учетом условий (5.25). Блок – схема и описание программы и сама программа приводятся ниже.

Рассмотрим теперь конечно-разностную аппроксимацию задачи (5.17)– (5.21) в случае, когда концентрация  $C(t, r)$  не зависит от пространственной переменной. Для этого разобьем отрезки  $0 \leq r \leq 1$  и  $0 \leq t \leq 1$  соответственно на  $N$  и  $M$  частей и точки деления обозначим через  $r_j = j \cdot H_R$ ,  $t_i = i \cdot H_T$ , где  $j = 0, 1, \dots, N$ ,  $i = 0, 1, \dots, M$ ,  $H_R$  - шаг по  $r$ . Заменяя затем производные  $C_t$ ,  $C_r$ ,  $C_{rr}$  разностными соотношениями:

$$\frac{\partial C(t_i, r_j)}{\partial t} = \frac{C_{i+1,j} - C_{ij}}{H_T}; \quad \frac{\partial C(t_i, r_j)}{\partial r} = \frac{C_{i,j+1} - C_{i,j-1}}{2 \cdot H_R}; \quad \frac{\partial^2 C(t_i, r_j)}{\partial r^2} = \frac{C_{i,j-1} - 2C_{ij} + C_{i,j+1}}{H_R^2},$$

где  $C_{ij} = C(t_i, r_j)$ , из уравнения (5.19) получаем

$$\begin{aligned} C_{i+1,j} &= C_{ij} \left( 1 - \frac{T \cdot H_T \cdot Q}{V} - \frac{2D_R \cdot T \cdot H_T}{R^2 \cdot H_R^2} \right) + C_{i,j+1} \left( \frac{D_R \cdot T \cdot H_T}{2 \cdot r \cdot R \cdot H_R} + \frac{D_R \cdot T \cdot H_T}{R^2 \cdot H_R^2} - \frac{V_R \cdot T \cdot H_T}{2 \cdot R \cdot H_R} \right) + \\ &+ C_{i,j-1} \left( \frac{V_R \cdot T \cdot H_T}{2 \cdot R \cdot H_R} - \frac{D_R \cdot T \cdot H_T}{2 \cdot r \cdot R^2 \cdot H_R} + \frac{D_R \cdot T \cdot H_T}{R^2 \cdot H_R^2} \right) + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5}{V} \cdot T \cdot H_T \end{aligned} \quad (5.27)$$

К полученному уравнению (5.27) необходимо добавить равенства

$$C_{i0} = C_{iN}; \quad C_{0j} = C_{0M} = C_0 \quad (5.28)$$

следующие из граничного условия (5.20) и начального условия (5.21). Система уравнений (5.27) и (5.28) позволяет численно решить краевую задачу (5.19) – (5.21). При этом числовые значения

функции тока  $\psi$  определяются из решений конечно-разностного аналога задачи (5.17), (5.18):

$$\frac{1}{H^2} \cdot \frac{\psi_{j,k+1} - 2\psi_{jk} + \psi_{j,k-1}}{\Delta^2 z_k} + \frac{1}{R^2} \cdot \frac{\psi_{j+1,k} - 2\psi_{jk} + \psi_{j-1,k}}{H_R^2} - \frac{1}{R^2 \cdot r_j} \cdot \frac{\psi_{j+1,k} - \psi_{j-1,k}}{2 \cdot H_R} = \mu(r_j, z_k) \quad (5.29)$$

$$\psi_{0k} = \psi_{Nk} = \psi_{j0} = \psi_{iM} = 0 \quad (5.30)$$

где  $\psi(r_j, z_k) = \psi_{jk}$ ;  $j = 0, 1, \dots, N$ ;  $k = 0, 1, \dots, P$ .

Таким образом, совместное решение системы уравнений (5.27)-(5.30) приводит к численному решению краевой задачи (5.18) – (5.21). Блок схема и описание программы приводятся в разделе 5.4.1, численные результаты в разделе 5.4.2.

## 5.4. Программы моделирования и численные результаты.

### 5.4.1. Описание программ

#### 5.4.1.1. Одномерная модель

Уравнение:

$$\frac{1}{T} \cdot \frac{\partial C}{\partial t} = -V_x \cdot \frac{1}{l} \cdot \frac{\partial C}{\partial x} + \frac{D_L}{l^2} \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} + f(x, t)$$

$$f(x, t) = \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - QC}{V}$$

$$C_x(0, t) = C_x(l, t) = 0$$

$$C(0, x) = C_0 = 40.$$

Разностная схема приведена в 5.3. Используется явная схема аппроксимации. Блок-схема приведена на рис. 5.2.

#### 5.4.1.2. Осесимметрическая модель

Программа *SILITE* предусматривает решение следующей краевой задачи

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -V_R \cdot \frac{\partial C}{\partial r} + \frac{D_R}{r} \cdot \frac{\partial C}{\partial r} + D_R \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial r^2} + \frac{Q_1(C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + Q_2 C_5 - QC}{V}$$

$$C_r(0, t) = C_r(R, t) = 0$$

$$C(r, 0) = 40.$$

Решение задачи ведется по явной схеме. Блок-схема приведена на рис. 5.3.

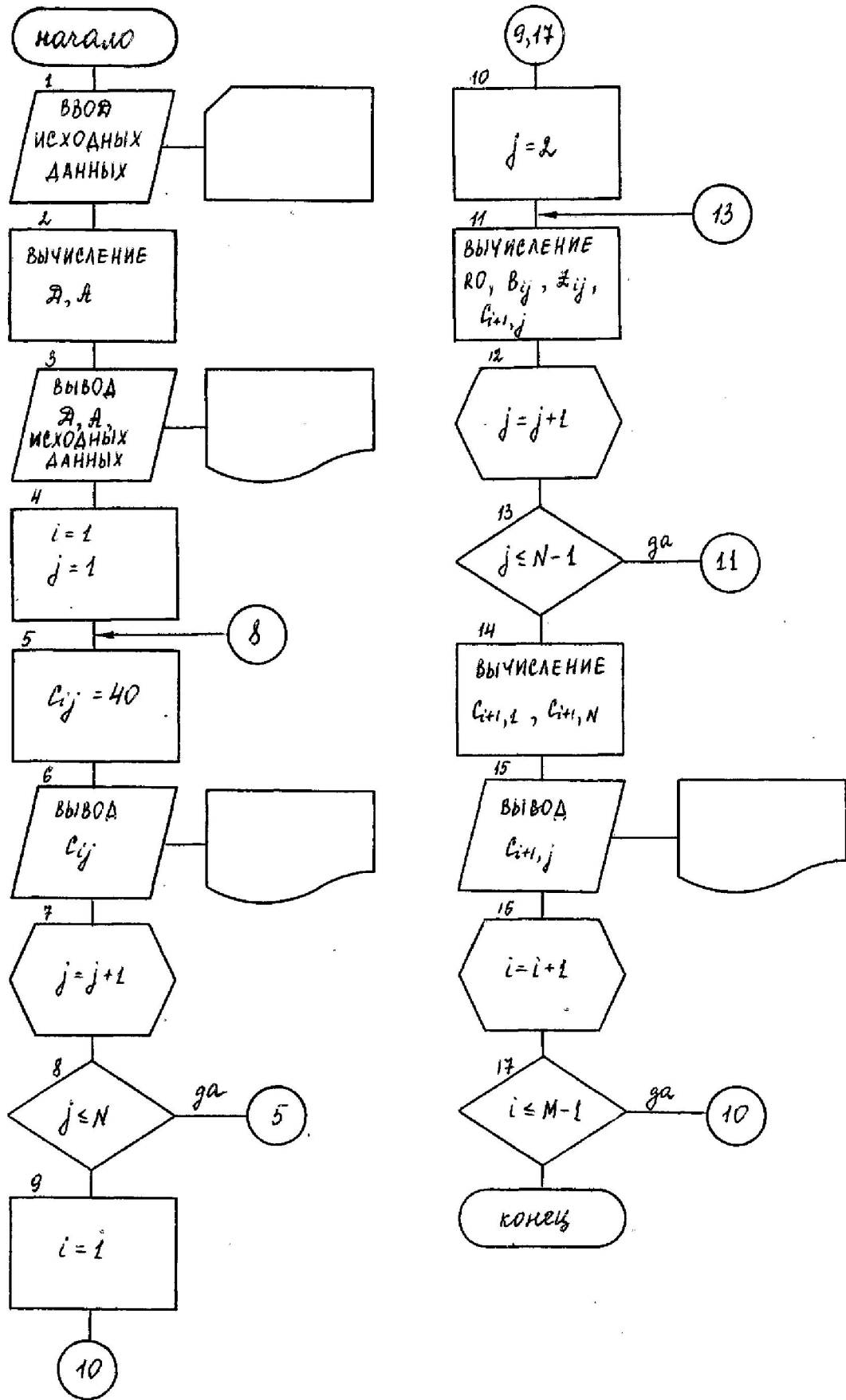


Рис. 5.2. Блок-схема программы для одномерной модели.

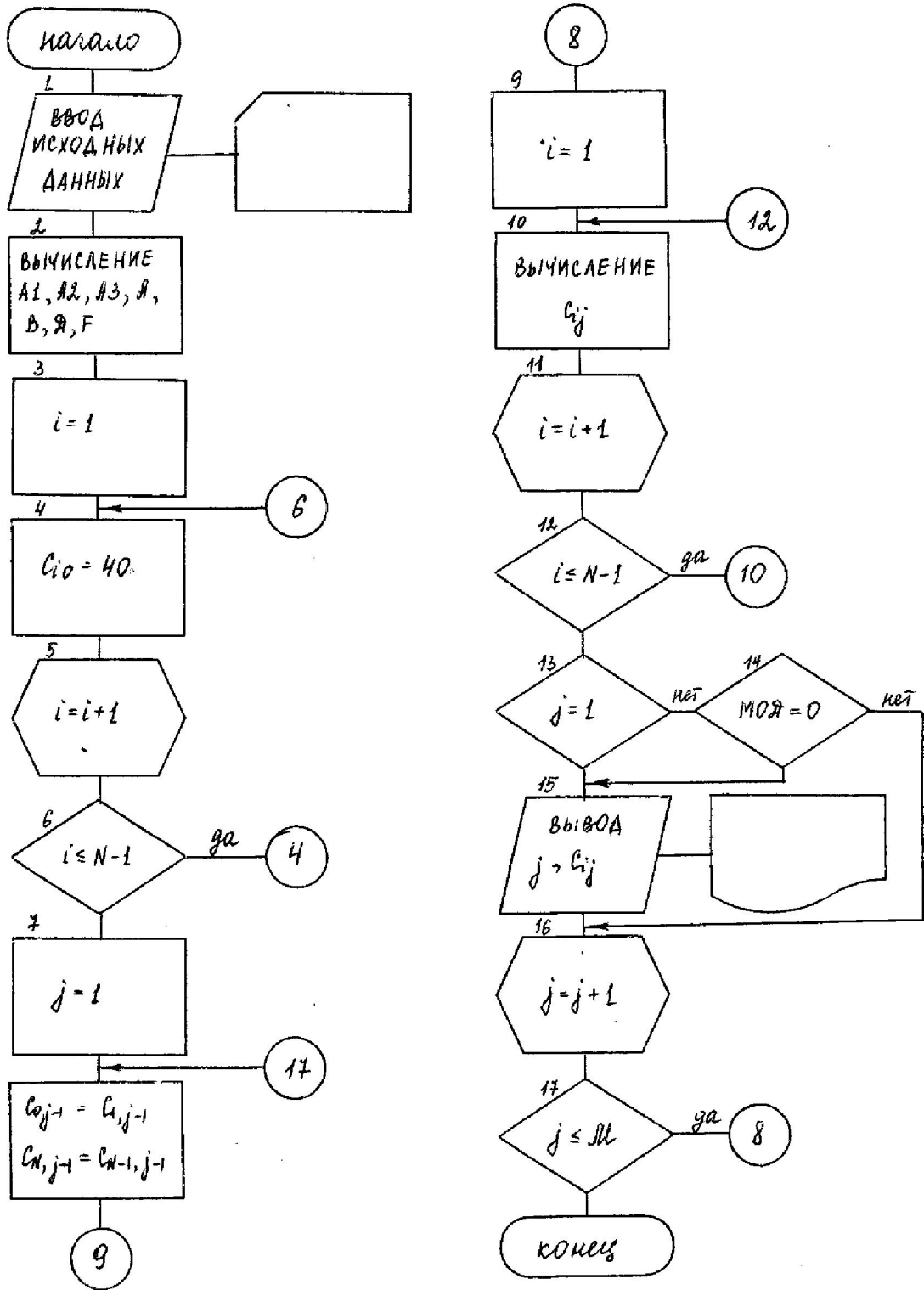


Рис. 5.3. Блок-схема программы для осесимметрической модели.

### 5.4.1.3. Пространственная модель

Постановка задачи

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -V_z(r, z) \cdot \frac{\partial C}{\partial z} - V_r(r, z) \cdot \frac{\partial C}{\partial r} + D_L \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial z^2} + D_R \cdot \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial C}{\partial r} +$$

$$+ \frac{Q_1}{V} \cdot (C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + \frac{Q_2}{V} \cdot C_5 - \frac{Q}{V} \cdot C$$

$$C(0, r, z) = 40.$$

$$C_z(t, r, 0) = C_z(t, r, 20) = 0$$

$$C_r(t, 0, z) = C_r(t, 10, z) = 0$$

$$V_z = -0,005; \quad V_r = 0,05; \quad D_L = D_R = 0,005; \quad Q_1 = 25;$$

$$Q_2 = 40; \quad C_1 = 185,3; \quad C_2 = 20,6; \quad C_3 = 57,3;$$

$$C_4 = 2,5; \quad C_5 = 210; \quad V = 6300; \quad Q = Q_1 + Q_2.$$

Блок-схема приведена на рис. 5.4.

### 5.4.1.4. Плоская модель

Модель перемешивания с учетом длины и высоты аппарата

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -V_x \cdot \frac{\partial C}{\partial x} - V_y \cdot \frac{\partial C}{\partial y} + D_L \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} + D_H \cdot \frac{\partial^2 C}{\partial y^2} +$$

$$+ \frac{Q_1}{V} \cdot (C_1 + C_2 + C_3 + C_4) + \frac{Q_2}{V} \cdot C_5 - \frac{Q}{V} \cdot C;$$

$$-l < x < l;$$

$$-h < y < h;$$

$$0 < t < T;$$

$$C(0, x, y) = 40;$$

$$C_x(t, \pm l, 0) = 0;$$

$$C_y(t, x, \pm h) = 0.$$

Здесь  $V_x$  и  $V_y$  – абсцисса и ордината вектора скорости

$$\vec{V} = V_x \cdot \vec{i} + V_y \cdot \vec{j}.$$

### 5.4.1.5. Модель поля скоростей

Для построения поля скоростей необходимо решить уравнение:

$$\frac{\partial^2 V}{\partial x'^2} + \frac{\partial^2 V}{\partial y'^2} = \frac{\omega}{x'^2 + y'^2}$$

При условии  $V = 0$  на границе области;

$$0 < x' < l; \quad 0 < y' < h.$$

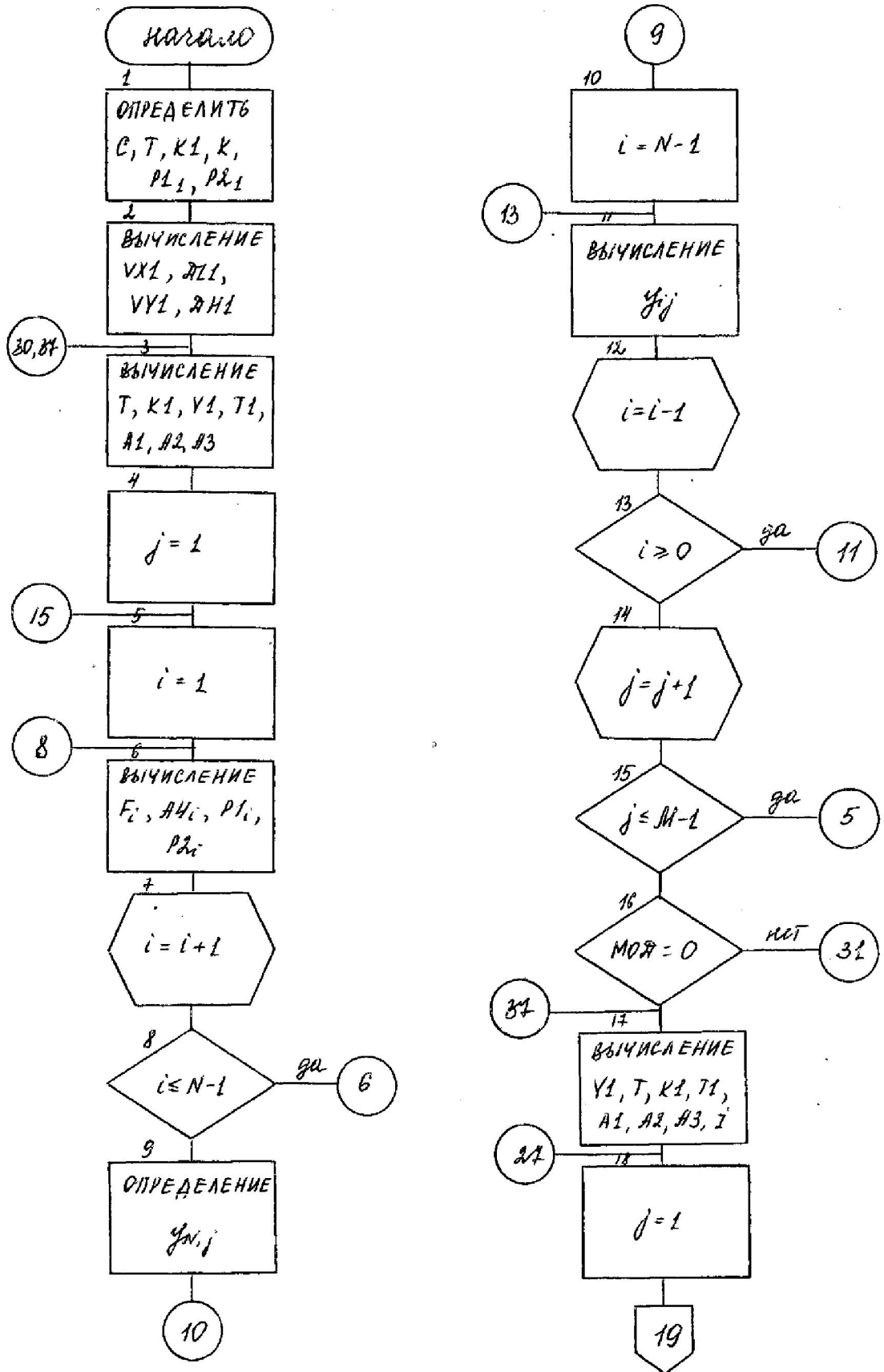
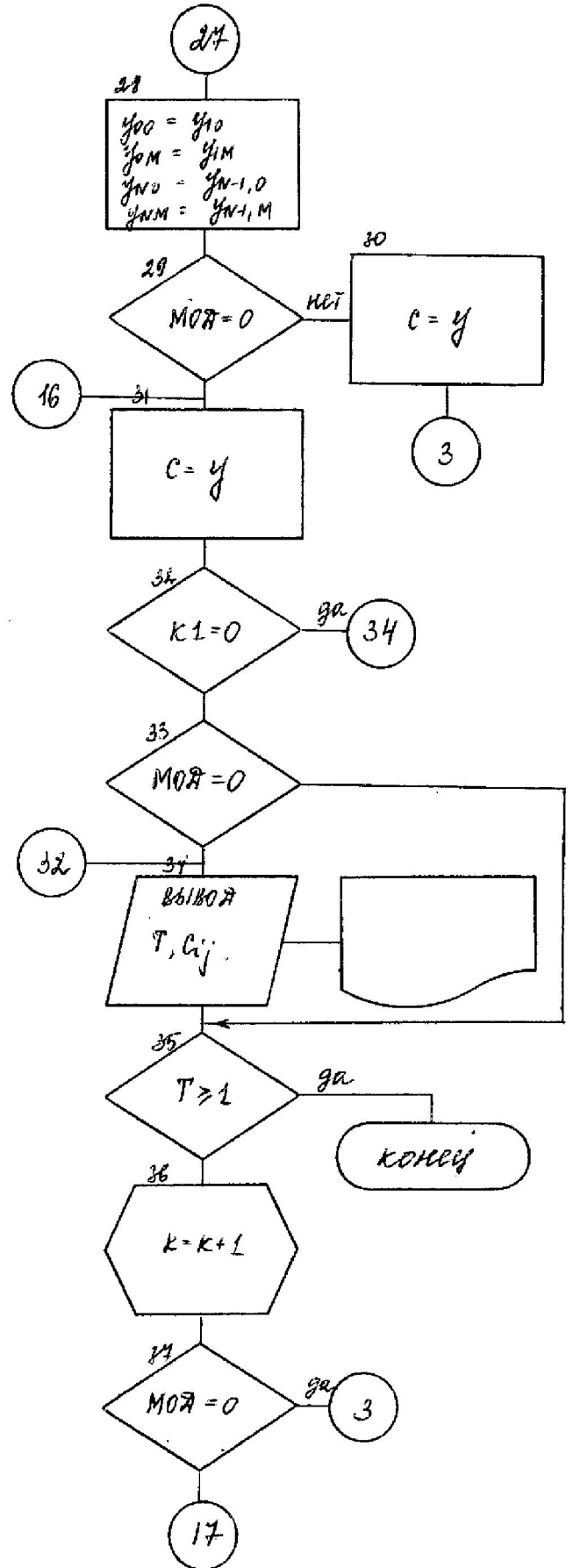
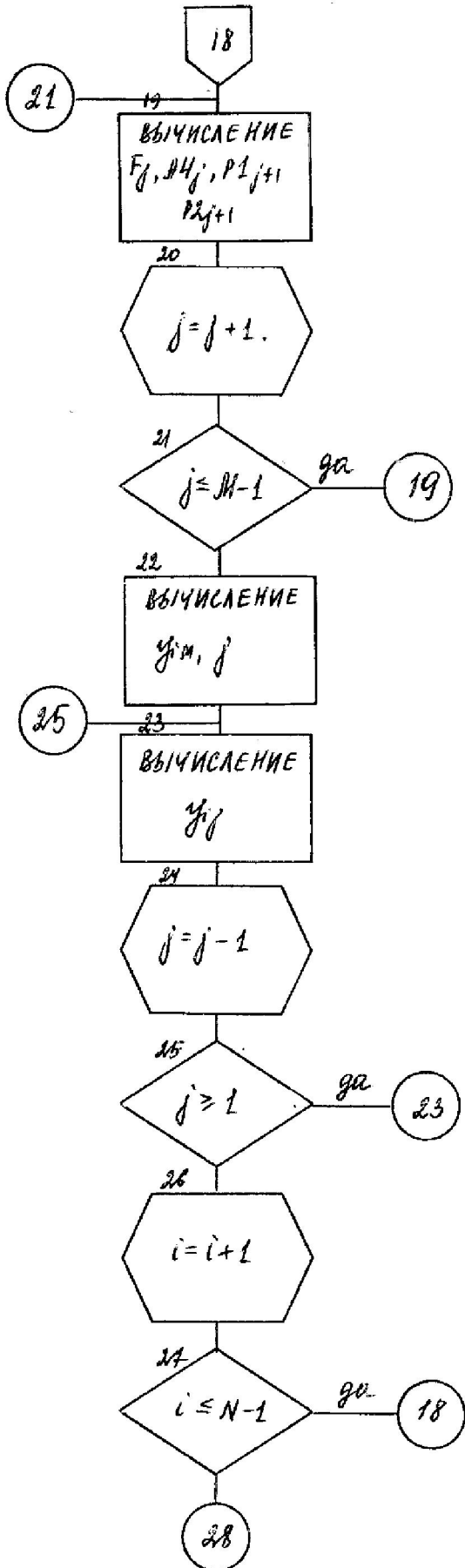


Рис. 5.4. Блок-схема программы для пространственной модели.

Продолжение рис. 5.4





Программа *PRL* служит для решения уравнения эллиптического типа, имеющего вид:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} = \frac{\omega}{x^2 + y^2}.$$

#### 5.4.2. Результаты расчетов

Практический интерес представляют результаты моделирования в постановке, учитывающей 2 пространственные координаты и время (цилиндрическая или плоская модель)

Конечный результат работы моделирующих программ – распределение концентраций твердой фазы по сечению реактора вдоль вертикальной оси через 1 час работы аппарата. После идентификация модели по данным табл. 2.1 можно проводить исследования процесса для различных значений определяющих параметров.

В данной работе принято, что концентрации исходных материалов и жидкой фазы, а также коэффициенты диффузии постоянны, неизменны форма и размеры реактора, варьируется скорость вращения лопасти и ее геометрическое положение, а также координаты входных трубопроводов. Моделировались различные варианты изменения этих параметров и исследовалось их влияние на конечный результат.

##### 5.4.2.1. Влияние координат входных трубопроводов

Зададим скорость вращения постоянной во всех точках сечения (идеализированный вариант) и равной 0,7 (в безразмерных величинах). Рассмотрим результаты моделирования для различных положений точек с сосредоточенной концентрацией  $C_1, C_2, C_3, C_4$  и  $C_5$  (расходы  $Q_1=25, Q_2=40$ ).

На рис. 5.5 приведены линии равного уровня концентрации  $C$  для трех вариантов. Как показывают результаты, наиболее равномерное распределение достигается, когда оба источника находятся в одной точке. Физически это объясняется тем, что расположение в разных точках из-за разной величины  $Q_1, Q_2$  их произведения на концентрацию имеет разное значение:

$$Q_1(C_1, C_2, C_3, C_4) = 25(185,3 + 20,6 + 57,3 + 2,5) = 6642,5$$

$$Q_2 C_5 = 40 \cdot 210 = 8400.$$

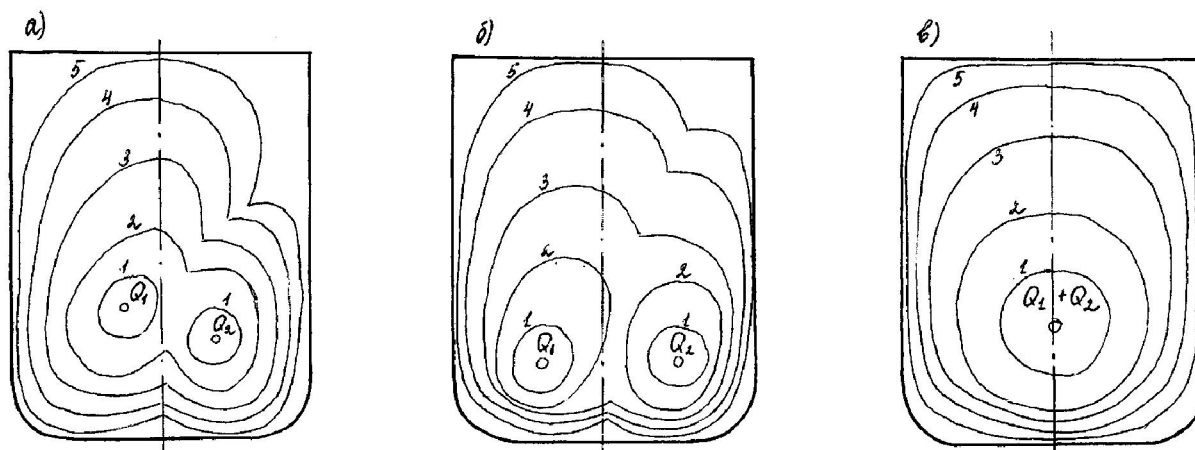


Рис. 5.5. Распределение относительных концентраций твердой фазы для различных положений источников реагентов:

а) несовпадающие случайные координаты; б) несовпадающее симметричное положение; в) расположение в общей точке.

Линия 1 соответствует 70%, шаг построения – 10%

Следовательно, влияние на результат оказывается разное, и кривые искажаются. При задании источника в одной точке влияние оказывается суммарное и на всем сечении одинаковые. В дальнейшем будем считать координаты источников совпадающими.

#### 5.4.2.2. Влияние скорости вращения лопасти

Зададим положение лопасти на расстоянии четверти высоты от дна и проведем моделирование для скоростей 0,5; 0,7; 0,9. На рис 5.6 приведено распределение концентраций для этих случаев. На рисунке видно, что чем выше скорость, тем меньше "залегание" твердой фазы на дне.

#### 5.4.2.3. Влияние положения лопасти

Зададим скорость 0,7 и рассмотрим различные положения вдоль вертикальной оси. На рис 5.7 приведены результаты моделирования для этих случаев. Как следует из рисунка, наилучшим положением для борьбы с «залеганием осадка» является максимально приближенное к дну.

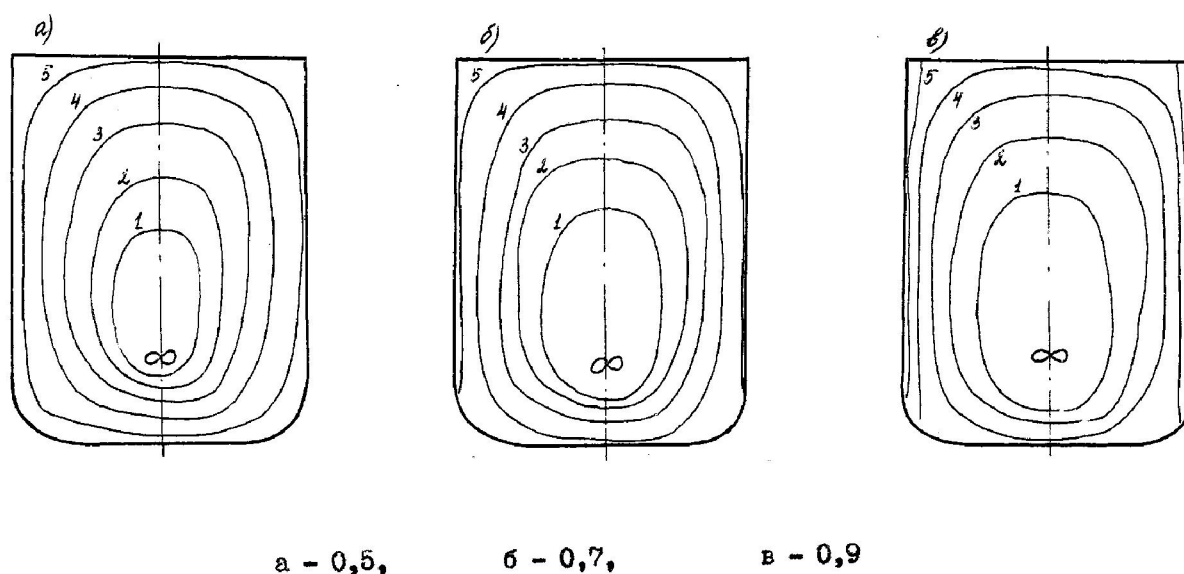


Рис. 5.6 Распределение концентрации твердой фазы при различных скоростях вращения лопасти

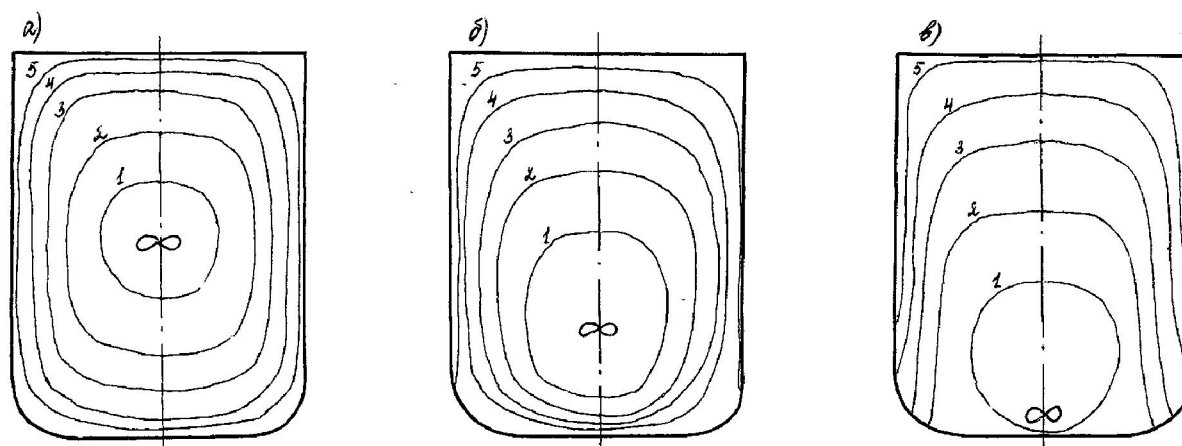


Рис. 5.7. Распределение концентрации твердой фазы при различных положениях лопасти: а – в центре реактора; б – в четверть высоты; в – в придонной зоне.

### 5.5 Исследование влияния дополнительных конструкций при модернизации аппаратуры

С целью улучшения гидродинамических характеристик и качества конечного продукта в конструкцию машин вводятся дополнительные элементы.

Для дальнейшего исследования процесса работы реактора было предложено моделирование реактора ЛенНИИХиммаш, обеспечивающего скорость вращения лопасти 730 об/мин,

поступление реагентов по общей трубе и имеющего конусообразный диффузор, под которым располагается мешалка. На рис. 5.8 приводится схематическое изображение сечения аппарата и схема для математического моделирования (диффузор моделируется отдельными непроницаемыми полосками).

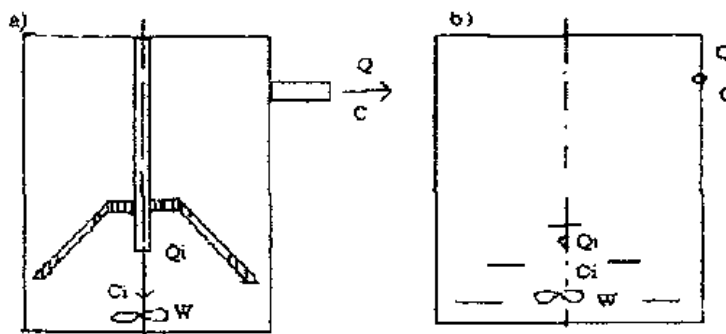


Рис. 5.8 Схема моделирования реактора с диффузором а) схематическое представление реактора для моделирования б) моделируемая схема

Целью моделирования было установление влияния скорости вращения лопасти и положения источника на гидродинамические характеристики реактора.

Необходимость вариации скорости вращения лопасти объясняется тем, что при излишне высокой скорости вращения есть опасения разрушения кристаллов выходного вещества. Моделирование осуществлялось для скорости 340 об/мин; 550 об/мин; 730 об/мин и для положения источников под диффузором и над ним. На рис. 5.9, 5.10 приведены результаты моделирования этих вариантов.

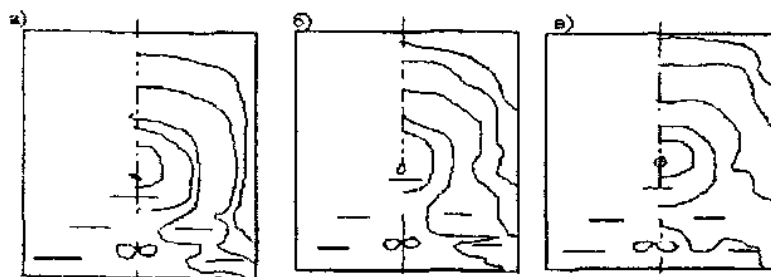


Рис. 5.9 Распределение концентрации твердой фазы при различных скоростях вращения лопасти в случае расположения источника над диффузором а)  $W=360$  об/мин, б)  $W=540$  об/мин, в)  $W=720$  об/мин.

Поскольку картина получается симметричной, достаточно привести одну, половину. Расположение линий равной концентрации твердой фазы показывает, что при расположении источников входных веществ над диффузором благоприятный гидродинамический режим обеспечивается при скорости вращения лопасти 500...550об/мин, если же источник будет помещен под диффузор, то скорость должна быть 700об/мин и выше.

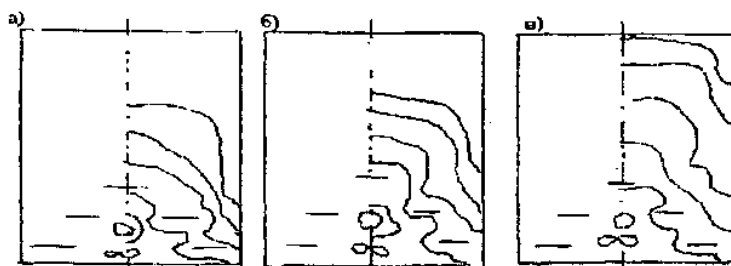


Рис. 5.10 Распределение концентрации твердой фазы в случае расположения источника под диффузором а)  $W=360$ об/мин, б)  $W=540$ об/мин, в)  $W=720$ об/мин.

Таким образом, математическое моделирование позволило установить ориентировочные параметры, обеспечивающие рациональный гидродинамический режим работы реактора, а именно: расположение источников в общей точке, скорость вращения 350-400об/мин, положение лопасти в придонной области, а также скорость вращения лопасти 500-550об/мин при расположении источника над диффузором и 700об/мин при его расположении под диффузором.

### 5.6 Выводы и рекомендации по использованию результатов математического моделирования.

В результате работы построена специализированная математическая модель, ориентированная на заданный аппарат и заданные параметры. Разработанные программы позволили провести исследования гидродинамики процесса на ЭВМ.

На основании результатов моделирования можно сделать следующие выводы.

При реконструкции аппарата для улучшения гидродинамических характеристик процесса рекомендуется:

- обеспечить максимальное сближение источника исходных реагентов для обеспечения более равномерного распределения твердой фазы в рабочем объеме;
- обеспечить максимально высокую скорость вращения лопасти мешалки и ее максимальное приближение к днищу реактора для предотвращения "залегания" твердой фазы.

Для дальнейшего использования разработанного комплекса программ к решению задач математического моделирования работы аппаратов подобного типа необходима доработка программ в следующем направлении.

Имеющиеся программы ориентированы на заданные конкретные параметры (концентрация, расходы, размеры). Необходимо предусмотреть возможность простой настройки на любые параметры.

Разработанные программы существуют самостоятельно, и для проведения моделирования приходится отрабатывать их отдельно, а затем "вкладывать" результаты. Необходимо скомпоновать единый программный модуль, который мог бы использоваться потребителем без специальной подготовки.

Программы для решения уравнений разработаны в безмерных величинах, в частности для расчета поля скоростей. Необходимо модернизировать все программы при их объединении так, чтобы ввод и вывод проводить в реальных величинах, а настройка на безмерные параметры и обратно проводилась бы ЭВМ.

Проведенные численные эксперименты позволили сформировать рекомендации по совершенствованию конструкций аппарата для улучшения гидродинамических параметров.

Конструктивные усовершенствования, позволяющие повысить качество конечного продукта, заключаются в изменении положения источников исходных реагентов (совмещение исходящих струй входных трубопроводов), изменении положения лопасти перемешивающего устройства с целью его максимального приближения к днищу реактора, а также в увеличении числа оборотов лопасти.

Разработанные программы могут быть применены к исследованию процессов подобного типа при проектировании аппаратов, работающих по принципу перемешивания реагирующих веществ.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ I

1. Рудько Г.І. Стратегія розвитку мінеральних ресурсів України / Г.І. Рудько // Международный симпозиум «Качество-2005». Сб. материалов. – Кривой Рог. Минерал. – 2005. – С. 29-36.
2. Самсонов А.И. Исследование и оценка содержания драгоценных металлов в электронном ломе на первых стадиях шихтоподготовки / А.И. Самсонов, К.П. Козловский, Т.И. Шуляк и др. // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. – 2005. - №2. – С. 73-76.
3. Бредихин В.Н. Переработка лома и отходов олова / В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев // Цветные металлы. – 1986. - №12. – С. 75-77.
4. Козловский К.П. Исследование обогащения лома электрических соединений с покрытиями из драгоценных металлов / К.П. Козловский, Т.И. Шуляк, А.В. Пластовец // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. – 2002. - №3. – С. 70-73.
5. Самсонов А.И. Исследование обогащения стеклотканевых плат со срубленными радиодетальями лома РЭА / А.И. Самсонов, К.П. Козловский, А.В. Пластовец и др. // – Metallurgiya: sb. nauch. trudov. – Вып. 10. – Запорожье: ЗГИА. – 2004, С. 82-87.
6. Котляр Ю.А. Metallurgiya blagorodnykh metallov./ Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков. Уч. пос., М.: АСМИ, 2002. – 466 с.
7. Исаков М.Г. Состояние рынка вторичных металлов / М.Г. Исаков, Н.П. Валуев, Ю.В. Мойш и др. // Рынок вторичных металлов. М.: - 2004. – № 2/22. – С. 54-59.
8. Кравченко Н.Д. Основные направления повышения эффективности использования легких и тяжелых цветных металлов. / Н.Д. Кравченко, В.Н. Бредихин, Ю.М. Дубинский - М: Цветметинформация, 1980. – 40 с.
9. Стрижко Л.С. Metallurgiya zlota i srebra / Л.С. Стрижко. – М.: МИМиС, 2001. – 336 с.
10. Лаврентьев М.И. Оптимизация подготовки к переплаву лома и отходов цветных металлов и сплавов за счет рационального выбора приборов контроля химического состава / М.И. Лаврентьев, В.В. Верхорубов // Цветные металлы. – 2006. - №5. – С. 81-86.

11. Колобов Г.А. Сбор и обработка вторичного сырья цветных металлов / Г.А. Колобов, В.Н. Бредихин, В.М. Чернобаев. - М: Металлургия, 1992. – 228 с.
12. Бредихин В.Н. Проблемы сортировки низкокачественного дробленого лома / В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев// Проблемы ресурсосбережения во вторичной цветной металлургии: сб. научн. трудов ин-та титана. – Запорожье. – 1990. – С. 89-92.
13. Бредихин В.Н. Автоматизированная сортировка отходов цветных металлов / В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев, Л.П. Старчик // Цветная металлургия. – 1990. - №8. – С. 77-79.
14. Бредихин В.Н. Технологические проблемы переработки алюминиевых отходов / В.Н. Бредихин, В.А. Кожанов, В.Ю. Кушнерова// XIV МНТК «Машиностроение и техносфера XXI века». – Севастополь. – 2007. – С. 112-116.
15. Шевелев А.И. Создание комплекса по переработке лома и отходов цветных металлов. // Металл и литье Украины. – 2004. - №3-4. – С. 45-51.
16. Козловский К.П. Подготовка лома интегральных микросхем в пластмассовых корпусах, содержащих золото, для гидрометаллургической переработки / К.П. Козловский, Т.И. Шуляк, А.В. Пластовец// Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. - № 2. - С. 74-75.
17. Купряков Ю.П. Вторичные материальные ресурсы цветной металлургии / Ю.П. Купряков. - М: Экономика, 1984. – 152 с.
18. Смирнов В.А. Обогащение руд и отходов цветных металлов / В.А. Смирнов, В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев. - Донецк: Изд. Дом Кальмиус, 2008. – 500 с.
19. Карпов Ю.А. Проблемы пробоотбора, пробоподготовки и анализа вторичного сырья, содержащего драгоценные металлы / Ю.А. Карпов// Заводская лаборатория, 1996, № 10, С. 4-7.
20. Bredikhin V. Intensification of Non-Ferrous Turnings Preparation for Metallurgical Processing / V. Bredikhin, A. Shevelev, I. Mirovich// XXII Int. Min. Proc. Cong. Cape Town: South Africa, 2003, p. 450-452.
21. Стасовский Ю.Н. Перспективные возможности Украины по обеспечению цветными металлами с использованием



собственного сырья/ Ю.Н. Стасовский // *Металл и литье Украины*. – 2000. - №11-12. – С. 6-9.

22. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы / В.В. Кармазин.- М: Недра, 2002. – 512 с.

23. Кравченко Н.Д. Магнитная сепарация лома и кусковых отходов цветных металлов / Н.Д. Кравченко, В.И. Кричевский //М.: Вторичная металлургия цветных металлов, 1987. – 56 с.

24. Кравченко Н.Д. Магнитные и электромагнитные аппараты для сепарации отходов цветных металлов / Н.Д. Кравченко, В.Н. Губаревич - М: Цветметинформация. 1983 – 48 с.

25. Кравченко Н.Д. Магнитная сепарация отходов цветных металлов / Н.Д. Кравченко, В.И. Кармазин. - М: Металлургия, 1986. – 116 с.

26. Пилов П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых / П.И. Пилов. – Днепропетровск: НГУ, 2003. – 124 с.

27. Бредихин В.Н. Современные технологии для переработки отходов цветных металлов / В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев – М.: ЦНИИЭИЦМ, 1991. – в. 1 - 74 с.

28. Кравченко Н.Д. Комплексная переработка отходов медных сплавов / Н.Д. Кравченко- М.: Цветметинформация, 1979. – 30 с.

29. Лата В.А. Зарубежные технологии переработки аккумуляторного лома / В.А. Лата, Л.Д. Хегай, С.О. Соколовская и др. // *Цветные металлы*. – 2004. - №7. – С. 28-31.

30. Шустров А.Ю. Переработка лома аккумуляторов / А.Ю. Шустров, Ю.А. Маценко, В.И. Никифоров и др.// *Цветные металлы*. – 2004. - №1. – С. 35-39.

31. Бредихин В.Н. Свинец вторичный / В.Н. Бредихин, Н.А. Маняк, А.Я. Кафтаненко. – Донецк: ДонНТУ, 2005 – 240 с.

32. Wills Barry A. Mineral processing technology/ Barry A. Wills.. В/Н. Oxford. 2001 – 424 p.

33. Самсонов А.И. Исследование работы концентрационного стола СКО-0.5 для обогащения продуктов дробления лома РЭА /А.И. Самсонов, В.Н. Бредихин, К.П. Козловский// *Металлургия*. – Запорожье. – 2005. – Вып. 12. – С. 41-48.

34. Букин С.Л. Разделение лома цветных и редких металлов на концентрационном столе с бигармоническим вибровозбудителем / С.Л. Букин, В.Н. Бредихин, А.Н. Корчевский // *Совершенствование технологии и оборудования по переработке*

лома и отходов, содержащих драгоценные металлы. Материалы IV н-т конференции 16-18 апреля 1996 г. Донецк. – ДонИЦМ, 1996. – С. 17-20.

35. Золотухин В.А. Технологические и конструктивные аспекты переработки лома РЭА / В.А. Золотухин, В.Н. Бредихин, А.В. Пластовец и др.// МНТК «Машиностроение и техносфера XXI века». – Севастополь. – 2003. – С. 288-294.

36. Тихонов Б.С. Тяжелые цветные металлы. Справочник. Т.1, ч. 2. / Б.С. Тихонов. М: Цветметинформация, 1999. – 416 с.

37. Справочник по обогащению руд. Т. 2. Основные процессы. Под ред. О.С. Богданова. – М: Недра, 1982 – 366 с.

38. Jordan С.Е. Pneumatic Concentration of Mica Report of Investigation / С.Е. Jordan, G.V. Sullivan and В.Е. Davis // R18457. US Bureau of Mines, 1980 – 24 pp.

39. А.с. СССР 829212, МКИ<sup>3</sup> В 07 В 7/12, В 07 В 1/28. Устройство для обогащения трудноразделяемых зерновых смесей. Оpubл. 15.05.81, Бюл. №18.

40. А.с. СССР 700215 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 9/00. Устройство для очистки зерна от минеральных примесей. Оpubл. 30.11.79, Бюл. №44.

41. А.с. СССР 250653 МПК В07b. Устройство для очистки зерна от минеральных примесей. Оpubл. 12.08.69., Бюл. №26.

42. А.с. СССР 700215 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 9/00. Устройство для очистки зерна от минеральных примесей. Оpubл. 30.11.79, Бюл. №44.

43. Beekmans J.M. Coal Cleaning by Counter-Current Fluidizing Cascade / J.M. Beekmans, M. Goransson. & S.G. Butcher// Bul. Can. Inst. Min. and Metall. - 1982. – 75(839). – p. 184-191.

44. Germain R.J. Dry Cleaning of Coal by the Counter-Current Fluidizing Cascade / R.J. Germain, S.G. Butcher, J.M. Beekmans // 14<sup>th</sup> Int. Min. Proc. Cong. Toronto C. I. M. – 1982. – Paper VII-2, 19 pp.

45. Shen L. The compound Dry Cleaning Machine and its Application / L.Shen // *Proceedings of XIV International Congress of Coal Preparation. South Africa. 2002. p.419-423.*

46. Li Congmin. Compound Dry Cleaning Technique – Study and Practice. / Congmin Li // *Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. China. 2006. p. 439-447.*

47. Берг Р.О. Технология гравитационного обогащения / Берг Р.О.– М: Недра, 1990. – 574 с.

48. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии, Африки и Латинской Америки. Уч. для вузов. / А.А. Абрамов, С.И. Горловский, В.В. Рыбаков. – М: Недра, 1991. – 312 с.

49. Gusev A.P. Advanced Milling Methods of Asbestos Ores in the USSR Dfsed on the Development and Introduction of New Equipment./ A.P. Gusev, A.A. Korolyov, B.A. Polovnyov and other// 14<sup>th</sup> Int. Min. Proc. Cong. Toronto C. I. M. – 1982. – Paper V-11, 14 pp.

50. Польшин С.И. Обогащение руд цветных металлов. Уч. для вузов. / С.И. Польшин, Э.В. Адамов. – М.: Недра, 1983. – 400 с.

51. Permpoon G. Dry Separation. Paper presented to Similar on Benefication of Tin and Associated Minerals / G. Permpoon, S. Srimeechai and V. Vichitamarabhand. Bangkok. SEATRAD Centre, 1982. – Oct., 25 pp.

52. Snoby Richard. Dry Jigging: Advantages and Limitations / Richard Snoby, Honaker R.Q., Richard Weinstein.// *Proc. of XV Int. Cong. of CP. China. 2006. p.448-456.*

53. Оборудование для обогащения угля: Спр. пособие / Под ред. Б.Ф. Братченко. М.: Недра, 1979. – 336 с.

54. Новая технология сухого обогащения // Российский уголь. – 2003. – №1. – С. 28-29.

55. Справочник по обогащению углей / Под ред Благова И.С., Коткина А.М., Зарубина Л.С. М.: Недра, 1984 - 614 с.

56. Кофанов А.С. Обогащение полезных ископаемых пневмовибрационным способом / А.С. Кофанов, В.Ф. Чумак, А.С. Уманец, Ю.И. Ефремов// Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. – Вип. 17. - Дн-ськ: НГУ. – 2003. – С. 96-101.

57. Анисимов Н.Т. Отработка технологии для индивидуальных обогатительных установок /Н.Т. Анисимов, В.Г. Голубничий, З.В. Багмут и др. // Уголь Украины. – 2003. - №3. – С. 40-41.

58. Назимко Е.И. Применение вибрационного пневматического сепаратора при переработке угольных отвалов / Е.И. Назимко, Е.Е. Гарковенко, А.Н. Корчевский// Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. - №17(58) – Дн-ськ: НГУ. - 2003 – С. 84-90.

59. Корчевский А.Н. Патент Украины, МКИ В07В1/40, В07В1/100. Вібраційний грохот. / А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, А.И. Хохотва А.И и др. – 4с. ил.; Оpubл. 15.08.2005, Бюл. №8.

60. Sullivan G.V. Pneumatic Beneficiation of Mica / G.V. Sullivan and M.H. Stranczyk. // 14<sup>th</sup> Int. Min. Proc. Cong. Toronto C. I. M. – 1982. – Paper V-6, 16 pp.
61. Lupa Z. Desulphurization of Coals in a Fluidizing Separator / Z. Lupa, J. Laskowski // Proc. Silesian Univ. of Tech. – Mining Gliwice. – 1983. – 60 – 27 pp.
62. Chan E.W. Pneumatic Beneficiation of Coal Fines using the Counter-Current Fluidizing Cascade. / E.W. Chan and S. Beekmans // Int. J. Miner. Proc. – 1982. – 9. – p. 157-165.
63. Lupa Z. Dry Gravity Concentration in Fluidizing Separators./ Z. Lupa, J. Laskowski// 13<sup>th</sup> Int. Min. Proc. Cong. Warsaw. Laskowski J. (Ed) – 1979. – p. 1195-1215.
64. Кофман В.Я. Производство цветных металлов из вторичного сырья в Японии./ В.Я. Кофман - М: ЦНИИЭИЦМ, 1986. - Вып. 3. – 39 с.
65. А.с. СССР 1502098, МКИ В 02 С 18/22. Способ переработки кабельного лома и установка для его осуществления. Оpubл. 23.08.89. Бюл. №31. – с. 5.
66. А.с. СССР 1536829, МКИ С 22 В 7/00. Способ подготовки лома и отходов цветных металлов к металлургическому переделу. // Оpubл. 01.02.87. Бюл. №4, с. 6.
67. А.с. СССР 1143478, МКИ В 07 В 1/22. Сепаратор для разделения смеси кусковых, сыпучих и вьюнообразных материалов. // Оpubл. 07.03.85. Бюл. №9, с. 3.
68. А.с. СССР 1505598, МКИ В 07 В 1/22. Сепаратор. Оpubл. 07.06.89. Бюл. №33. – с. 5.
69. А.с. СССР 1273192 А1 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 4/08, В 01 J 8/40. Пневмосепаратор. Оpubл. 30.11.86, Бюл. №44.
70. А.с. СССР 1704861, МКИ В 07 С 5/34. Устройство для сепарации крупнокусковых материалов. // Оpubл. 05.01.92. Бюл. №8, с. 4.
71. Барский М.Д. Гравитационная классификация зернистых материалов / М.Д. Барский, В.И. Ревнивцев, Ю.В. Соколкин. - М.: Недра, 1974. – 280 с.
72. Барский М.Д. Фракционирование порошков / М.Д. Барский. - М: Недра, 1980.- 328 с.
73. Назимко Е.И. Исследование кинетики взаимодействия фаз в динамической среде при обогащении минералов / Е.И.

Назимко, И.Н. Друц // Информационно-аналитический бюллетень МГГУ. М.:– 2004. - № 1. – с. 336-339.

74. Назимко Е.И. Исследование процессов взаимодействия фаз в динамических условиях при обогащении полезных ископаемых / Е.И. Назимко // “Форум Гірників – 2005”. Матер. Междунар. Конф. Дніпропетровськ. - 2005, т. 3, с. 185-190.

75. Анохин В.Д. Вибрационные сепараторы / В.Д. Анохин, Д.А. Плинс, В.Н. Монахов.- М.: Недра, 1991. – 156 с.

76. А.с. СССР 540665, МКИ<sup>2</sup> В 03/ В 4/00. Установка для пневматического разделения сыпучих материалов. Оpubл. 30.12.76, Бюл. №48.

77. А.с. СССР 423522, МКИ В 07 В 9/00. Пневматический сепаратор. Оpubл. 15.04.74, Бюл. №14.

78. А.с. СССР 956062, МКИ В 07 В 13/00. Вибрационный сепаратор. Оpubл. 07.09.82, Бюл. №33.

79. А.с. СССР 975124, МКИ В 07 В 13/00. Вибрационный сепаратор. Оpubл. 23.11.82, Бюл. №43.

80. Патент России 94028696 А1 МКИ<sup>6</sup> В03В004/00. Вибрационный пневматический сепаратор. Оpubл. 20.03.2006.

81. А.с. СССР 1755950 А1 МКИ<sup>5</sup> В 07 В 4/08. Пневматический сепаратор. Оpubл. 23.08.92, Бюл. №31.

82. Бережний М.М., Збагачення та окускування сировини / М.М. Бережний, В.П. Мовчан. – Кривий Ріг, 2000. – 360 с.

83. Самсонов А.И. Обогащение модулей радиоэлектронного лома, содержащего драгоценные металлы / А.И. Самсонов, А.П. Козловский, А.В. Пластовец и др. // Metallurgy. Тр. ЗГИА. – Запорожье. – 2004. – Вып. 9. – С. 56-59.

84. Котляр Ю.А. Metallurgy благородных металлов / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков – М: АСМИ, 2002. – 466 с.

85. Романтиев Ю.П. Metallurgy благородных металлов / Ю.П. Романтиев. – М.: МИСиС, 2007. – 260 с.

86. Бредихин В.Н. Медь вторичная / В.Н. Бредихин, Н.А. Маняк, А.Я. Кафтоненко. Д.: ДонНТУ, 2006. – 416 с.

87. Колобов Г.А. Metallurgy цветных металлов / Г.А. Колобов, В.Н. Бредихин, Н.А. Маняк и др. Д.: ДонНТУ, 2007. – 462 с.

88. Корчевский А.Н. Исследование свойств лома цветных металлов как объекта обогащения / А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко,

С.С. Апоначенко // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. – Вип.6 – Кривий Ріг: КТУ. - 2007 – С. 68-71.

89. А.с. СССР 1625528, МКИ В 02 С 18/22. Ножевая дробилка стержнеобразных материалов. Опубл. 07.02.91. Бюл. №5 – с. 5.

90. Бедрань Н.Г. Расчет скорости свободного движения минеральных зерен в среде / Н.Г. Бедрань, А.И. Денисенко, П.И. Пилов// Изв. вузов. Горный журнал. - 1976 - №9, С. 141-144.

91. Бедрань Н.Г. Расчет скорости стесненного движения минеральных зерен в среде / Н.Г. Бедрань, А.И. Денисенко, П.И. Пилов// Изв. вузов. Горный журнал. - 1979 - №1, С. 169-171.

92. Кизевальтер Б.В. Теоретические основы процессов гравитационного обогащения / Б.В. Кизевальтер. - М.: Недра, 1979. – 296 с.

93. Келина И.М. Разделение материалов в восходящем потоке воздуха / И.М. Келина. - М.: Недра, 1969. – 84 с.

94. Олевский В.А. Диаграмма для определения скорости свободного падения шарообразных частиц в жидкости / В.А. Олевский // Обогащение руд. – 1971. - №1. – С. 35-39.

95. Шохин В.Н. Гравитационные методы обогащения. Уч. для вузов / В.Н. Шохин, А.Г. Лопатин – М: Недра, 1980. – 400 с.

96. Фоменко Т.Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых / Т.Г. Фоменко. - М.: Недра, 1966. – 332 с.

97. Назимко Е.И. Исследование скорости движения частиц лома цветных металлов в восходящем потоке / Е.И. Назимко, А.Н. Корчевский, С.С. Апоначенко // Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. - №29-30. – Дн-ськ: НГУ. – 2007 – С. 135-140.

98. Козловский К.П. Подготовка лома интегральных микросхем в пластмассовых корпусах, содержащих золото, для гидрометаллургической переработки / К.П. Козловский, Т.И. Шуляк, А.В. Пластовец// Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2003. - №2. - С. 74-75.

99. Корчевский А.Н. Исследование скорости движения частиц лома цветных металлов в стесненных условиях/ А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, С.С. Апоначенко // Мат. межд. н-т. конф. Форум гірників 2007, 11-13 жовтня, - Дніпропетровськ, С. 258-264.

100. Корчевский А.Н. Исследование условий разделения лома цветных металлов гравитационными методами / А.Н. Корчевський

// Наукові праці Донецького національного технічного університету. Вип. 15(131), серія гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДонНТУ. – 2008. – С. 98-104.

101. Cundall P.A. A discrete numerical Model for granular assemblies/ P.A. Cundall, O.D.L. Strack // *Geotechnique*, 29, # 1, pp. 47-65 (1974).

102. Гарковенко Е.Е. Особенности флотации и обезвоживания тонкодисперсных углесодержащих материалов / Е.Е. Гарковенко, Е.И. Назимко, А.И. Самойлов и др. Донецк: Норд-Пресс, 2002. – 266 с.

103. Bruno M. S. Some influences of saturation and fluid flow on sand production: Laboratory and Discrete Element Model Investigations./ M. S. Bruno et al. // SPE 36534, Proc. 1996 SPE Ann. Tech. Conf., Denver, Colorado, 6–9 October, 1996. p. 447–461.

104. Звягильский Е.Л. Изучение кинетики обрушения толщи над горизонтальными выработками мелкого заложения / Е.Л. Звягильский// Проблемы горного давления. - Донецк. – 1999. - № 2. – С. 17-29.

105. O'Connor P. M. Discrete Element Modeling of Sand Production/ P.M. O'Connor et al. // *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.* 1998. 34:3–4, Paper No. 231.

106. Корчевский А.Н. Моделирование процесса сухой сепарации материалов. Настройка модели. / А.Н. Корчевский // Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. - №23(64). – Дн-ськ: НГУ. – 2005. - С. 113-119.

107. Исследовать возможность гравитационной сепарации многокомпонентного лома с применением виро-пневматического метода. Отчет о НИР (заключ.). Х/т № 86-82, № Гр. 01860030623, И. № 02870067323. – Донецк, 1987. Рук. Сухин Н.В., 86 с.

108. Сухин Н.В. Применение вибрационного пневматического сепаратора при разделении лома цветных металлов / Н.В. Сухин, А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко // Обогащение полезных ископаемых: науч.техн. сб. - №20(61) – 2004 – С. 77-83.

109. Nazimko L.I. Kinetics of Phases Interaction during Mineral Processing Simulation / L.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Corchevsky, I.N. Druts // *Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. China. 2006. p. 785-798.*

110. Корчевский А.Н. Влияние разрыхленности слоя материала на показатели пневматической сепарации лома цветных

металлов / А.Н. Корчевский // Збагачення корисних копалин: науч.-техн. зб. - №33(74). – Дн-ськ: НГУ. – 2008 – С. 75-82.

111. Бейлин М.И. Теоретические основы процессов обезвоживания углей / М.И. Бейлин. – М.: Недра, 1969. – 240 с.

112. Корчевский А.Н. Моделирование процесса пневматического разделения лома цветных металлов / Е.И. Назимко// Вісник Криворізького технічного університету:зб наук. праць. – вип. 21. – Кривий Ріг: КТУ - 2008. - - С. 62-66.

113. Козин В.З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых / В.З. Козин. М., Недра, 1984. - 112 с.

114. Шупов Л.П. Прикладные математические методы в обогащении полезных ископаемых / Л.П. Шупов. М., Недра, 1972. - 168 с.

115. А.с. СССР 384562 МКИ В07Ь 4/08. Пневматический сортировальный стол для сыпучих смесей. Оpubл. 29.05.73, Бюл. №25.

116. А.с. СССР 562321 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 4/00. Пневмосортировальный стол. Оpubл. 25.06.77, Бюл. №23.

117. А.с. СССР 1080886 МКИ В 07 В 7/08. Способ обогащения сыпучих шламовых продуктов. Оpubл. 23.04.84, Бюл. №11.

118. А.с. СССР 1199305 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 4/08. Способ управления процессом извлечения асбестовых концентратов на пневматической установке с воздухоприемником грохота. Оpubл. 23.12.85, Бюл. №47.

119. А.с. СССР 1279684 А1 МКИ<sup>2</sup> В 07 В 4/08. устройство для обогащения сыпучего материала. Оpubл. 30.12.86, Бюл. №48.

120. А.с. СССР 1297944 А1 МКИ<sup>4</sup> В 07 В 4/08. Способ сепарации зернистых материалов. Оpubл. 23.03.87, Бюл. №11.

121. А.с. СССР 1364377 А1 МКИ<sup>4</sup> В 07 В 4/00. Способ сепарации сыпучих материалов. Оpubл. 07.01.88, Бюл. №1.

122. А.с. СССР 1377158 А1 МКИ<sup>4</sup> В 07 В 4/06. Устройство для разделения сыпучих материалов. Оpubл. 29.02.88, Бюл. №8.

123. А.с. СССР 1472149 А1 МКИ<sup>4</sup> В 07 В 9/02. Способ сепарации сыпучих материалов и устройство для его осуществления. Оpubл. 15.04.89, Бюл. №14.



124. А.с. СССР 1477237 А3 МКИ<sup>4</sup> В 03 В 4/00, В 07 В 9/02. Устройство для разделения зерен на несколько фракций. Опубл. 30.04.89, Бюл. №16.
125. А.с. СССР 1480895 А1 МКИ<sup>4</sup> В 07 В 4/00. Способ разделения сыпучих материалов. Опубл. 23.05.89, Бюл. №19.
126. Смышляев Г.К. Воздушная классификация в технологии переработки полезных ископаемых / Г.К. Смышляев. – М.: Недра, 1969. – 100 с.
127. Патент России 2067034 С1 МКИ<sup>6</sup> В07В004/00. Аэродинамический сепаратор. Опубл. 15.05.2007.
128. Патент Китая 2174877 С2 МКИ<sup>7</sup> В07В013/00. Безрешетчатый вибрационный сепаратор. Опубл. 20.04.2007.
129. Барский М.Д. Оптимизация процессов разделения зернистых материалов / М.Д. Барский. М.: Недра, 1978. – 168 с.
130. Корчевский А.Н. Определение рациональных режимов вибропневматической сепарации лома цветных металлов / А.Н. Корчевский// Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. - №25(66)-26(67). – Дн-ськ: НГУ. – 2006 – С. 121-125.
131. Carabedian P.R., Lewy H., Schiffer M., Anally symmetric cavitation flow. Ann. of Math., 1952, 56, с. 560-602.
132. Friedrichs K.O. Uber ein Minimumproblem fur Potehtialströmungen mit freic Rande. Math. Arm., 1933, 109с.
133. Самарский А.А., Моисеенко Б.Д. Экономическая схема сквозного счета для многомерной задачи Стефана. - Вычислительная математика и математическая физика. 1965, 5, №5, с. 816-827.
134. Кафаров В.В., Дорохов И.Н. Системный анализ процессов химической технологии. - М.: Наука, 1976. - 498с.
135. Кафаров В.В. Методы кибернетики в химии и химической технологии. - М.: Химия, 1968. - 378с.
136. Кафаров В. В. Основы массопередачи. - М.: Высшая школа, 1962. - 317с.
137. Кафаров В.В., Еременко В.В., Бирюков Д.-П. Процессы химической технологии. - М.: Наука, 1965. -417с.
138. Павлыш В.Н., Перинская Е.В «Математическое моделирование машин, включающих узлы конвективного типа» Международный сборник научных трудов Прогрессивные технологии и системы машиностроения - Донецк: ДонГТУ, 2002. Вып.21 – с.172-178.

## **ЧАСТЬ II**

### **ПРИМЕНЕНИЕ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ К ИССЛЕДОВАНИЮ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ**

В мировой практике наблюдается всеобщая тенденция ухудшения качества добываемого минерального сырья, что связано с выработкой запасов, богатых по содержанию ценных полезных компонентов и общим ухудшением горно-геологических условий эксплуатации месторождений. Следует отметить, что среди других полезных ископаемых уголь занимает особое место как одна из основных составляющих в топливно-энергетическом комплексе Украины. Восток Украины является наиболее крупным угледобывающим и углеперерабатывающим регионом. Качество добываемого угля определяется условиями залегания пластов и технологией их отработки. Разрабатываются в основном тонкие пласты, мощностью 0.51-1.3 м, количество которых составляет около 75%. [1]. Применение современной узкозахватной техники способствует повышению производительности работ, увеличению объемов добычи при одновременном ухудшении качества добытого угля [2].

В условиях непрерывного ухудшения качества обязательной стадией подготовки угля как топлива или сырья для коксохимии и металлургии с показателями, соответствующими требованиям потребителей, является полный цикл его обогащения. Это имеет особое значение в связи с развитием рыночных отношений, когда экономическое выражение получает не только потребительская ценность концентратов, но и полнота извлечения полезных компонентов в товарные продукты, которой невозможно добиться без обогащения шламовых частиц. В связи с этим исследование флотации как одного из процессов обогащения шламов является актуальной научной и практической задачей. Важную роль в решении этой задачи на современном этапе имеют методы компьютерного (в том числе имитационного) моделирования.

## Раздел 1. Технология и параметры процесса образования флотационного комплекса

### 1.1 Современное состояние разработок в области флотации углей

Исследования, проводившиеся в двадцатом веке в связи с успехами химической отрасли по разработке реагентов и как следствие развитием технологии флотации для обогащения разнообразного рудного сырья, а также угля, позволили установить зависимость качества продуктов флотации от свойств взаимодействующих фаз [28, 29]. При этом на данное время не существует единой теории, описывающей однозначно такой важный этап, как взаимодействие твердой минеральной частицы и воздушного пузырька и образование флотационного комплекса.

Современные работы направлены в основном на поиски новых реагентов для ведения флотационного обогащения, на разработку технологии флотации и частично на понимание теоретических основ процесса. В работе [30], посвященной оценке флотации с позиций классической термодинамики, приводятся результаты теоретических исследований процесса. Автор рассматривает флотацию как неравновесный процесс, состоящий из нескольких последовательных стадий, в котором вступают во взаимодействие аэрированный воздух и частицы твердой фазы, суспендированные в водной среде. В работе выражается мнение о том, что для системы, которая не может самопроизвольно разделяться на компоненты, утверждение о снижении ее свободной энергии после разделения является спорным. Автор рассматривает систему пузырьков и частиц как макросистему и не уделяет внимания взаимодействию ее составных частей между собой в ходе флотационного обогащения.

Авторы работы [31] рассмотрели влияние формы частиц на прочность флотационного комплекса в условиях пленочной флотации и нашли значение сил отрыва частиц от поверхности «вода-воздух». В соответствии с расчетами при прохождении трехфазного периметра контакта по ребру частицы цилиндрической формы угол контакта будет расти к значению равновесного угла смачивания. При этом сила, удерживающая частицу на поверхности жидкости, достигает максимального значения. Авторы использовали выраженный К.А. Разумовым [24] подход, согласно с

которым перемещение периметра смачивания происходит через ребро частицы, и сделали вывод о том, что максимальная прочность закрепления наблюдается при идеально острых ребрах частиц. При приближении формы частиц к шарообразной сила отрыва, которую необходимо приложить для разрушения флотационного комплекса, приближается к нулю. Однако, в работе [32] приведен противоположный вывод о влиянии формы частиц на результаты флотации и утверждение, что более гладкие частицы, имеющие меньше острых углов, обеспечивают большее извлечение во флотационный концентрат. Таким образом, вопрос влияния формы частиц на их флотационную способность можно считать нуждающимся в последующих исследованиях. При этом авторы указанных работ не рассматривают взаимодействие фаз на микроуровне.

В работе [33] рассмотрены разные случаи смачивания твердой поверхности и ее взаимодействие с шариком жидкости в объеме газовой фазы. Используя простые алгебраические зависимости, автор рассчитывает площадь закрепления капли воды на поверхности минерала для некоторых значений угла смачивания, который является условной характеристикой. При этом капля жидкости разделяется на две части, первая часть находится на поверхности твердой фазы, а вторая, по мнению автора, проникает внутрь твердого в виде правильного сегмента, что не соответствует действительным процессам. Далее использованы такие же условия для закрепления воздушного пузырька на минеральной частице. После анализа ряда геометрических соотношений находится радиус возможного периметра контакта, что позволяет рассчитывать плоскость контакта. Следует заметить, что подход, использованный в этой работе, является очень упрощенным, не учитывает целого ряда явлений и не отображает сложных процессов, происходящих на поверхности фаз при их взаимодействии. К тому же аналогичные выкладки использованы в работе [34], которая опубликована в 1959 г.

Далее в работе [35] того же автора приводятся теоретические разработки и анализ флотации с точки зрения установления целесообразного соотношения фаз, которые принимают участие в процессе. Опираясь на простые алгебраические формулы, автор предлагает ввести минимальный коэффициент аэрации, который связан с содержанием полезного минерала в исходном продукте по

массе или по объему. По мнению автора, использование такого понятия позволит аргументировать подачу воздуха в процесс в зависимости от качества сырья. В данной работе не рассматриваются взаимодействия минеральной частицы и воздушного пузырька на микроуровне, что не дает возможности получить новые выводы по теории флотационного обогащения.

Целый ряд современных работ [36-40] посвящен исследованиям флотационного обогащения различного рудного сырья: серы, гематит-мартитовых руд, магнетита и фосфоритовых руд. Указанные работы содержат результаты разработки реагентных режимов для сырья, направления оптимизации процесса и схем обогащения, то есть анализируют флотацию на макроуровне по конечным показателям продуктов. Следует отметить, что образование флотационного комплекса в данных работах не рассматривается.

Авторы работ [41-45] уделяют значительное внимание вопросам флотиремости разных петрографических составляющих угля, экономической целесообразности использования флотации для угля энергетических марок и такого вторичного сырья как уголь из илонакопителей углеобогажительных фабрик, свойств реагентов-вспенивателей. В работах [46-48] подчеркивается необходимость использования флотации для получения заданных показателей товарных концентратов и регенерации оборотной воды углеобогажительных фабрик. Работы [49-51] содержат результаты исследования реагентных режимов и их влияния на показатели флотации угольных шламов, уравнения регрессии для взаимосвязи параметров: расход реагента-вспенивателя, плотность пульпы, зольность питания. Работы [52-55] посвящены установлению связи степени аэрации и влияния гранулометрического состава питания на показатели флотационного обогащения. Значительное количество публикаций [56-60] освещает вопросы, связанные с влиянием аполярных реагентов на свойства поверхности частиц, которые имеют значение для процесса сепарации. Однако, во всех этих материалах исследования имеют макрохарактер и не освещают такой важный этап процесса как образование флотационного комплекса.

В работе [61] рассматривается кинетическая модель взаимодействия минеральной частицы и воздушного пузырька с позиций теории Я.И. Френкеля о разрыхленной

квазикристаллической структуре воды и разных углов смачивания – оттекания и натекания. Авторы отмечают влияние внешних действий (введение ионов) на уменьшение упорядоченности молекул воды, на углы смачивания; указывают на влияние турбулентного движения пульпы на состояние пузырька и считают, что возникают колебания поверхности пузырька и частиц, закрепленных на ней, как следствие турбулентности. По мнению авторов нарушения равновесия в системе „пузырек-частица“ появляется в результате потоков энергии и перераспределения вещества при деформациях пузырька, что приводит к появлению тангенциальной силы на границе разделения „газ-жидкость“, которая и вызывает изменения в энергетическом состоянии комплекса. Однако, из исследований [62] известно, что поверхность пузырька колеблется даже при всплывании в спокойной воде. Поэтому такое упрощенное представление о кинетике взаимодействия фаз при возникновении флотационного комплекса не учитывает многих сложных процессов, особенно происходящих на микроуровне.

Авторы работ [63, 64] выполнили исследование взаимодействия реагентов с тонкими угольными частицами при флотации с использованием Монтанола и получили регрессионные зависимости для выхода и зольности концентрата от реагентного режима, изучили взаимодействие аполярных реагентов и их комбинаций с разными фазами. В работе [65] отмечается эффективность флотационного обогащения в колонных флотационных машинах тонких шламовых угольных частиц крупностью до 300 мкм при размере пузырьков до 10 мкм, полученных с помощью специального кавитационного устройства. Аналогичные вопросы рассматривались с позиций физической химии в работе [66]. Такие пузырьки не только поднимают тонкие частицы в пенный слой, но и исполняют роль дополнительного гидрофобизатора, что способствует снижению расходов реагента-коллектора и вспенивателя при одновременном росте извлечения угля в концентрат. Авторы подчеркивают, что наличие пикопузырьков ( $10^{-12}$  м) в пульпе повышает вероятность столкновения частиц и воздушных пузырьков и образования флотационного комплекса, снижает вероятность отрыва частиц, то есть разрушение комплекса, за счет уменьшения центробежных сил и ускорений. Работа [67] посвящена вопросу всплытия и

погружения гидрофобных и окисленных угольных частиц крупностью менее 45 мкм при наличии и отсутствия вспенивателя как критерия селективности флотации. Авторы работы считают, что именно такие исследования позволяют определять свойства твердой фазы как объекта флотационного обогащения.

При всей важности указанных выше экспериментальных исследований следует заметить, что анализ процесса образования флотационного комплекса в них выполняется с использованием макропараметров, таких как расходы реагентов - коллектора и вспенивателя, свойства поверхности твердой фазы (гидрофильность или гидрофобность) и пенного слоя, извлечение горючей массы, выход и зольность продуктов флотации.

В связи с тем, что современные работы не освещают сложных процессов, происходящих при образовании флотационного комплекса „твердая угольная частица - воздушный пузырек", следует уделить внимание рассмотрению работ, выполненных ранее.

В одной из фундаментальных работ [68], посвященных вопросам флотационных технологий, рассмотрена схема столкновения частицы и воздушного пузырька с позиций гидродинамики, приведены аналитические выражения для расчета числа столкновений частиц с пузырьками для условий колонной флотации и коэффициентов увлечения частицы пузырьком, которые получены разными авторами, анализ этих зависимостей. В работе отмечается, что каждое из уравнений получено при определенных предположениях и описывает только конкретные механизмы образования флотационного комплекса, которые можно использовать для частиц, крупность которых изменяется в узких границах. Со ссылкой на исследования, опубликованные в работах [69-78], авторы подчеркивают необходимость обоснования использования инерционного или гравитационного механизма рассмотрения элементарного акта флотации и сложность применения теоретических разработок для прогнозирования и оценки практических результатов обогащения. Таким образом, следует отметить разногласия в рассмотрении разными авторами сложных процессов при взаимодействии флотационных фаз. Расчетными методами получена также формула для определения амплитуды относительной скорости инерционных пульсаций частицы или пузырька и жидкости при турбулентном движении.

Авторы работы [68] указывают на необходимость использования закономерностей массопереноса и гетерокоагуляции при рассмотрении движения большого количества пузырьков и частиц, расчета поля скоростей среды вблизи от пузырька, траекторий движения частиц при разном расстоянии, времени контакта частицы и пузырька, времени индукции и других параметров.

Из приведенного анализа следует, что проблема осложняется различием в подходах к процессу образования флотационного комплекса. Так, в этой же работе приведены для сравнения формулы, разработанные разными авторами для вычисления коэффициента гидродинамического захвата частиц. Автором диссертационной работы выполнены расчеты по указанным зависимостям для частиц разной крупности, результаты которых приведены на рис. 1.1, а исходные данные – в табл. 1.1.

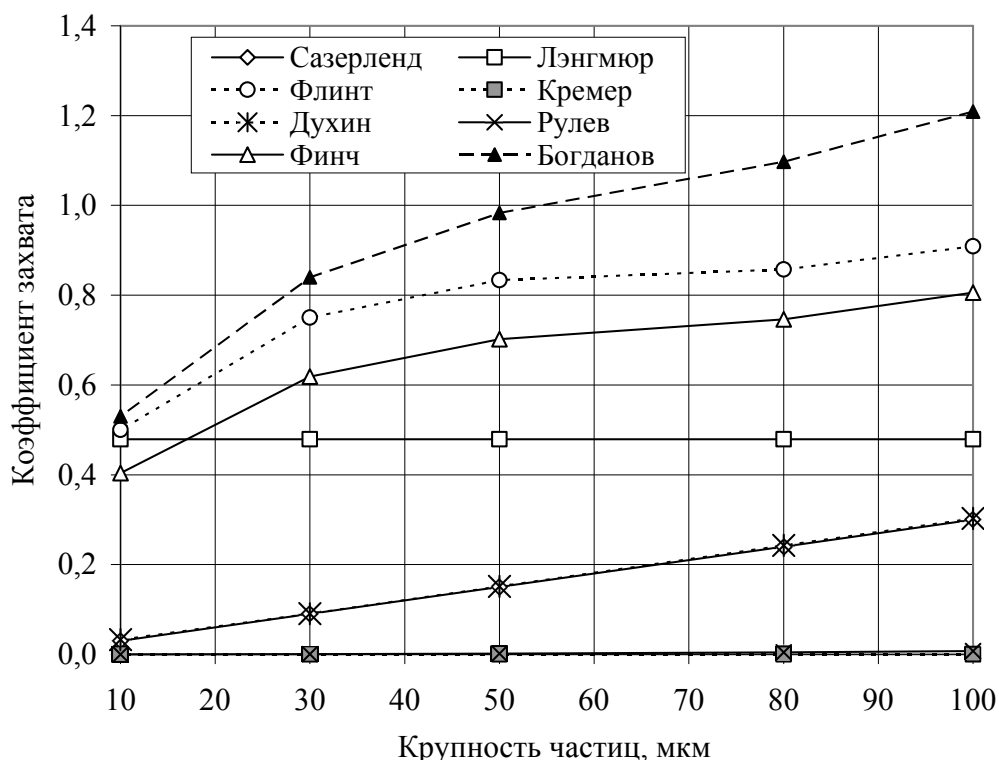


Рис.1.1. Коэффициент захвата частиц, определенный по разным формулам

Анализ данных, которые представлены на рис. 1.1, позволяет сделать вывод о значительных разногласиях в результатах расчетов, не смотря на то, что исходные данные принятые одинаковыми (см. табл. 1.1). Так, при использовании формулы



Ленгмюра определено, что коэффициент захвата  $E$  не зависит от крупности частиц. Однако такой вывод не согласуется с данными практики флотационного обогащения. Это свидетельствует о том, что учет только инерции частиц при образовании флотационного комплекса является недостаточным.

Значение коэффициента  $E$  по формулам Кремера и Рулева очень малые, отличаются между собой на три порядка, то есть столкновение в результате захвата (по Рулеву) имеет случаи захвата частиц в 1000 раз меньших.

Расчеты по формулам Сазерленда и Духина дают почти одинаковые результаты, по формулам Флинта и Финча - близкую скорость изменения функции в зависимости от значений аргумента, то есть крупности частиц твердой фазы. Такой факт может быть объяснен тем, что по формуле Финча во внимание принимаются седиментационный и гравитационный эффекты, а по формуле Флинта - только эффект седиментации (осаждения). Но здесь возникает некоторое противоречие - следует ожидать, что величина коэффициента  $E$  по формуле Финча будет больше, чем по формуле Флинта, а не наоборот.

Таблица 1.1

### Исходные данные для расчета коэффициента захвата частиц пузырьками

Автор, формула	Комментарии
1	2
Обозначения в формулах:	
$d_p, D_b$ – диаметр частицы и пузырька, соответственно, м; $u_p, u_b$ – скорость частицы и пузырька, м/с; $\delta_p, \delta_l$ – плотность частицы и жидкости, кг/м <sup>3</sup> ; $\mu$ – динамическая вязкость воды, кг/м с; $St$ – критерий Стокса; $Re$ – параметр Рейнольдса; $a, f$ – числовые коэффициенты.	
Исходные данные для расчетов:	
$d_p = 0,0001, 0,00008, 0,00005, 0,00003, 0,00001;$ $D_b = 0,001; u_p = 1,0, 0,6, 0,3, 0,01; u_b = 0,1; \delta_p = 1500; \delta_l = 1000;$ $\mu = 1004 \times 10^{-6}; St = 0,1; Re = 100; a = 0,2; f = 0,5.$	
Сазерленд К.Л. [15] $E = 3d_p / D_b$	Силы тяжести и инерции не принимаются во внимание. Столкновение вследствие зацепления.
Ленгмюр И. [68] $E = (St / (St + a))^2$	Седиментационные эффекты, зацепление и диффузионное осаждение не принимаются во внимание. Столкновение вследствие инерции частицы, которая захватывается.

## Продолжение табл. 1.1.

1	2
Флинт Л.Р. [68] $E = G / (G + 1),$ $G = d_p^2 g (\delta_p - \delta_l) / 18 \mu u_p$	Столкновение вследствие седиментационного эффекта.
Кремер Е.Б. [69] $E = ((u_p/u_b) + 3d_p/D_b) \sin^2 \varphi,$ $\varphi = \arcsin ((1+b^2)^{1/2} - b),$ $b = 2d_p/3D_b - St$	Турбулентная коагуляция не принимается во внимание. Осаждение вследствие гравитационного сноса с линий течения и зацепления.
Духин С.С. [73] $E = (G/(1 + G)) + 3d_p/D_b$	Силы тяжести и инерции не принимаются во внимание. Столкновение вследствие зацепления и седиментационного эффекта.
Рулев Н.Н. [75] $E = 3f (d_p/D_b)^2 / 2$	Силы тяжести и инерции не принимаются во внимание. Столкновение вследствие зацепления.
Финч Д.А. [68] $E = E_g + E_i,$ $E_g = (G/(1 + G))(1 + d_p/D_b) \sin^2 \varphi,$ $\varphi = 78.1 - 7.37 \lg Re;$ $E_i = 3(d_p/D_b)^2 \{1 + [0.1875Re/(1 + 0.279 Re^{0.56})]\} / 2(1 + G),$ $G = u_p / u_b.$	Осаждение по гравитационному и инерционному механизмам.
Богданов О.С. [79] $E_g = (G/(1 + G)) + 3d_p/D_b.$ $G = u_p / u_b.$	Инерционные силы не принимаются во внимание. Осаждение вследствие гравитационного сноса с линий течения и зацепления. Потенциальное обтекание жидкостью.
Богданов О.С. [79] $E_g = (G/(1 + G)) + 1,5 (d_p/D_b)^2;$	Вязкое обтекание жидкостью.

При расчетах по формулам, предложенным О.С. Богдановым [78], получены максимальные из всех значения коэффициента захвата  $E$  для случая обтекания пузырька идеальной жидкостью (потенциальное обтекание), а для случая обтекания вязкой жидкостью при полном торможении поверхности пузырька (вязкое обтекание) результаты совпадают с полученными по формуле Флинта, учитывающей эффект осаждения частицы.

Следует подчеркнуть, что для всех расчетных значений коэффициента  $E$ , кроме формулы Ленгмюра, определено увеличение случаев захвата частиц воздушным пузырьком постоянного размера при увеличении размера частиц в интервале от 10 до 100 мкм.

Таким образом, можно отметить, что процесс образования флотационного комплекса является сложным для аналитического исследования из-за наличия нескольких подпроцессов и

разногласия в подходах исследователей к использованию теоретических достижений современных физических представлений и методов гидродинамики, физической и коллоидной химии.

## 1.2 Теоретические предпосылки к расчету параметров процесса флотации

Многочисленными исследованиями подчеркивается, что во время флотационного разделения минералов происходит образование флотационного комплекса „минерал-пузырек“, который является важнейшим этапом процесса сепарации. При теоретическом рассмотрении принято считать процесс флотационного обогащения состоящим условно из четырех стадий, каждая из которых описывается с определенной вероятностью [11]. Математическая запись этого теоретического положения в современной трактовке имеет следующий вид [14]:

$$P = P_1 \times P_2 \times P_3 \times P_4, \quad (1.1)$$

где  $P_1$ ,  $P_2$ ,  $P_3$  и  $P_4$  - соответственно вероятности столкновения минеральной частицы с воздушным пузырьком, образования флотационного комплекса, вынесения этого комплекса в пенный слой на поверхности камеры флотационной машины, удержания комплекса в пенном слое до удаления пенного продукта из машины.

Ясно, что приведенное выше описание является интегральным, и каждый этап флотации может быть представлен совокупностью подпроцессов, которые имеют свои усложнения и теоретические подходы.

Так, О.С. Богдановым с сотрудниками [7, 10, 11, 14, 79-81] и Б.В. Кизевальтером [82-84] проводились теоретические разработки и экспериментальные исследования этапа столкновения частицы и пузырька и этапа закрепления на поверхности раздела фаз „жидкость-воздух“. В этих работах рассматривалось столкновение твердой минеральной частицы и воздушного пузырька при отсутствии перемешивания пульпы. Такую модель авторы определили как однофазную и подчеркнули, что пузырьки размером до 0,2 мм двигаются как твердые шарики в независимости от концентрации ПАВ в пульпе.

Авторами [79-84] теоретически обоснована необходимость создания разных условий для возникновения флотационного комплекса в зависимости от размеров минеральных частиц. Это связано с тем, что механизм образования может быть разным для частиц значительной и небольшой флотационной крупности. Крупные частицы имеют эффект сцепления с пузырьком при достаточной их энергии и за счет удара, что будет обеспечивать условия для разрыва жидкой пленки на поверхности пузырька. Вероятность прорыва пленки зависит от гидрофобности поверхности частицы и энергии удара, которая в свою очередь определяется радиальной скоростью частицы и пузырька. Однако, из данных работ [85, 86] следует, что время контакта частицы и пузырька может быть недостаточным для закрепления, особенно при их значительных радиальных скоростях. К аналогичным выводам пришли и авторы работы [87], в которой изложены результаты компьютерного моделирования столкновения частицы с пузырьком при разных скоростях движения.

Образование флотационного комплекса для частиц малой крупности нуждается в наличии эффекта зацепления и последующего скольжения по поверхности пузырька. Тонкие частицы не имеют значительной энергии для преодоления энергетического барьера, но при скольжении могут приближаться к поверхности пузырька на такое малое расстояние, при котором пленка жидкости теряет свою устойчивость и может прорваться. В этом случае радиальная скорость частицы и пузырька может играть двоякую роль.

Указанные выше выкладки имеют важное значение, однако являются результатом аналитических и логических рассуждений и интегрального подхода к возникновению флотационного комплекса и не отображают в полной мере сложных процессов, которые происходят на микроуровне и за микровремя.

Аналогичные исследования выполнялись В.И. Классеном [9, 12, 34, 88, 89]. В работе [9] приведен классический термодинамический подход к образованию флотационного комплекса с использованием теории смачивания и рассмотрен этот же процесс как кинетический, то есть с учетом скоростей фаз, которые взаимодействуют. Следует подчеркнуть, что оба подхода являются связанными между собой вследствие зависимости свойств остаточного гидратного слоя (его толщины) от скорости

сближения частицы и воздушного пузырька. В работах [90, 91] также имеется подтверждение данного положения. В работе [88] рассмотрены разные случаи приближения взаимодействующих фаз и их результаты. Автор подчеркивает, что в реальных условиях столкновение частицы с пузырьком может быть более сложным по сравнению с теоретическими рассмотрениями и трудным для аналитического описания. Рассмотрение вероятных способов разрушения гидратного слоя при столкновении частицы и пузырька дало возможность авторам выделить три основных механизма (рис. 1.2).

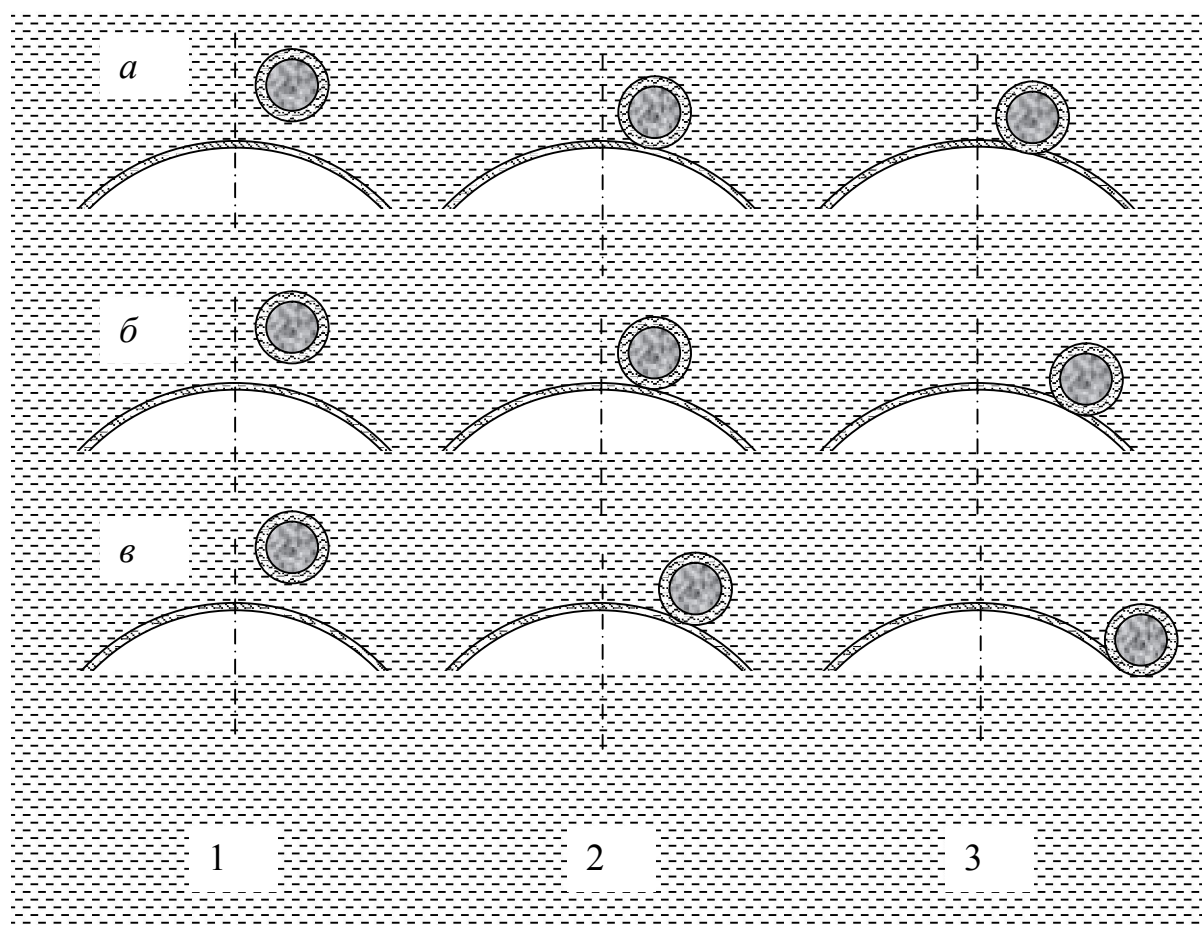


Рис.1.2. Разные варианты механизма образования флотационного комплекса:

*a* – закрепление при ударе; *б* – закрепление при ударе с последующим скольжением; *в* – закрепление при скольжении;  
1-3 – последовательные моменты времени

При столкновении ударом (рис. 1.2, а) имеется очень маленький промежуток времени для закрепления частицы. За этот промежуток необходимо преодолеть сопротивление гидратных

слоев частицы и пузырька, чтобы они могли взаимодействовать. Далее частица должна проникнуть сквозь гидратные слои до достижения их неустойчивой толщины. Эта водная прослойка должна разрушиться и для закрепления частицы необходимо, чтобы успела удалиться остаточная жидкость.

При закреплении ударом с последующим скольжением частицы те же процессы могут происходить за больший отрезок времени. При закреплении только за счет скольжения энергии частицы может быть недостаточно для преодоления сопротивления остаточного гидратного слоя, но такой механизм закрепления тоже может встречаться в практике.

Как вероятный рассматривается и вариант захватывания частиц вихревыми потоками в кормовой зоне пузырька с последующим их взаимным столкновением. Автор подчеркивает значение всех способов и приходит к заключению о необходимости рассмотрения этих сложных процессов на упрощенном уровне в схематичных условиях в связи со значительными трудностями математического описания указанных явлений.

Последующее развитие получили указанные выводы в работе [89] тех же авторов.

Авторы работ [8, 92, 93] уделяют значительное внимание вопросам экспериментального исследования времени индукции, которое необходимо для закрепления минеральной частицы на поверхности пузырька. Исследованиями установлены зависимости времени индукции от крупности частиц и пузырьков, от наличия и типа реагента-коллектора, гидродинамики потоков и вторичных факторов, сконструирован контактный прибор для изучения этих сложных процессов. М.А. Эйгелес соединил термодинамический и кинетический подход к анализу механизма образования флотационного комплекса. В ходе разработок предложено схематичное уравнение равновесия сил, которые действуют на разных этапах между минеральной частицей и воздушным пузырьком [92]:

$$F(h) = \pm Q(h) - A(h) \pm N(h) + S(h), \quad (1.2)$$

где  $h$  - расстояние между взаимодействующими фазами;

$F(h)$  - суммарная энергия притяжения и отталкивания;

$Q(h)$  - энергия механических сил притяжения и отрыва;

$A(h)$  - энергия дисперсионных сил притяжения Ван-дер-Ваальса;  
 $N(h)$  - энергия электрических сил взаимодействия двойных ионных слоев;

$S(h)$  - энергия, которая необходима для десорбции внешних слоев молекул воды гидратной пленки минеральной частицы.

Суммарная энергия сил притяжения и отталкивания рассматривалась для минеральной частицы, воздушного пузырька и водной пленки на этапе образования флотационного комплекса. Энергия механических сил притяжения и отталкивания может иметь разный знак, что указывает на ее направление. Эти силы действуют в движущейся системе на утончение промежуточной гидратной прослойки вместе с перепадом капиллярного давления, которое инициирует удаление жидкости из плоской части прослойки. Энергия электрических сил взаимодействия двойных электрических слоев при их перекрытии чаще действует на отталкивание, чем на притяжение.

В целом автор подчеркивает, что в большинстве случаев суммарная энергия притяжения имеет негативную значительную величину, иначе процесс флотации был бы невозможным. Для образования флотационного комплекса определяющим является скорость утончения промежуточной водной прослойки, то есть ее десорбции, что подтверждается данными измерения времени индукции в контактном приборе М.А. Эйгелеса. При этом подпроцессом утончения прослойки является возникновение локальных мест с более тонкой прослойкой на поверхности раздела фаз и локальных разрывов прослойки.

Вторым этапом прилипания автор считает закрепление с образованием трехфазного периметра смачивания на разделе фаз, которые взаимодействуют, однако равновесие при этом не достигается. Для прочного закрепления необходимо обеспечение такой скорости роста сил притяжения, которая превышала бы возможные колебания сил отрыва, возникающих при движении флотационного комплекса в объеме пульпы в камере флотомашин.

Последующее утончение остаточной гидратной прослойки под действием результирующей всех сил приводит к росту дисперсионных сил притяжения между твердой фазой и воздушным пузырьком, средней энергии десорбции молекул воды этой прослойки, повышает ее механическую прочность. И если на

этапе закрепления, который длится до возникновения периметра смачивания, рассматривается совокупность энергий разной природы, то на этапе утончения остаточной гидратной прослойки и упрочнения прилипания рассматривается свободная поверхностная энергия каждой межфазной границы.

Таким образом, следует отметить значительное влияние изложенных в работе [92] результатов на развитие теории флотации, а также некоторые разногласия в позиции автора работы со взглядами других исследователей. Это подтверждает необходимость исследования разных этапов образования флотационного комплекса на микроуровне, что может быть реализовано путем имитационного моделирования с привлечением компьютерной техники.

Авторы работ [14, 64, 94-98] посвятили внимание рассмотрению взаимодействия частицы и пузырька и упрочнению их контакта с позиций капиллярной теории на базе первого закона капиллярности и уравнения Лапласа. В работах [95-97] объясняются следствия из уравнения равновесия сил, действующих на периметре контакта трех фаз, известного как уравнение Фрумкина-Кабанова, и сделан вывод об отсутствии влияния гистерезиса смачивания на прочность контакта. Авторы считают, что многократное упрочнение такого контакта может иметь место только при наличии неравновесного состояния на поверхности пузырька возле периметра контакта, при котором происходит локальный рост поверхностного натяжения на разделе жидкость-воздух. Кроме этого содержится вывод об определяющем влиянии капиллярных и гравитационных сил на удержание воздушных пузырьков на твердой поверхности минеральных частиц и отсутствии влияния Архимедовой силы пузырька у периметра контакта в общем балансе сил. Подчеркивается также, что при отрыве пузырьков от подложки капиллярные силы отрыва преобладают на порядки над весом частиц в воде. Однако, в работах [83, 84] указывается на преобладающее влияние центробежных сил отрыва.

Авторы работ [64, 98] подчеркивают, что для исследования и установления зависимостей результатов флотации от основных параметров необходимо использовать только те зависимости, в которых отсутствуют эмпирические константы и величины, не



подлежащие точному определению в эксперименте или при расчетах.

Таким образом, на современном уровне развития теории флотации имеем некоторые противоположные взгляды и выводы в ряде случаев на сложные процессы образования трехфазного периметра контакта, флотационного комплекса, гистерезисное смачивание и взаимодействие частиц и пузырьков.

В монографии [99] при рассмотрении кинетики элементарного акта флотации отмечается, что скорость образования флотационного комплекса в значительной степени зависит от скорости слипания частицы и пузырька, определяемой свойствами поверхности твердой фазы, обработки ее реагентами и прочностью закрепления на поверхности частицы гидратного слоя. Считается [74], что гидратный слой при достижении критической толщины произвольно разрывается с образованием трехфазного периметра контакта и краевого угла смачивания. Зависимость между расклинивающим давлением и расстоянием между взаимодействующими фазами может быть выражена соотношением:

$$P(h) = N(h) - A(h) + S(h), \quad (1.3)$$

где  $P$  - расклинивающее давление;

$h$  - расстояние между минеральной частицей и пузырьком;

$N(h)$  - взаимодействие, возникающее от перекрытия ионных атмосфер на границе раздела фаз по обе стороны жидкой пленки;

$A$  - притяжение, возникающее при взаимодействии молекул воды в пленке между собой и с молекулами поверхности частицы;

$S$  - расклинивающее давление, зависящее от толщины гидратного слоя и свойств поверхности частицы (гидрофобности или гидрофильности).

Следует отметить, что в ряде работ [100] подчеркивается неоднозначность определения расклинивающего давления. В одних случаях его рассматривают как объемную силу, которая возникает в области перекрытия двух межфазных поверхностей раздела, а в других - как удельную силу взаимодействия между разделяющими поверхностями в пленке. Но во втором случае возникают

осложнения с математическим описанием свойств микроскопических жидких пленок в связи с трудностями использования понятия поверхностного натяжения пленки в переходной области.

Дерягиным Б.В. с сотрудниками предложен критерий флотиремости частиц в следующем виде:

$$m = \frac{\alpha D \psi^2}{A}, \quad (1.4)$$

где  $m$  - критерий флотиремости для естественно гидрофобного минерала;

$\alpha$  - толщина ионной атмосферы;

$D$  - диэлектрическая проницаемость воды;

$\psi^2$  - потенциал поверхности;

$A = A_{11} - A_{12}$  - константы притяжения Ван-дер-Ваальса молекул воды между собой и молекулами поверхности частицы твердой фазы.

Для успешной флотации минерала необходимо, чтобы выполнялось условие:

$$m < 3. \quad (1.5)$$

С учетом величин, которые входят в выражение для критерия флотиремости, трудно определить в разных конкретных случаях значения этого параметра и использовать его для прогнозирования результатов реальной флотации в лабораторных или промышленных условиях.

В работах зарубежных авторов [101-107] также освещаются вопросы, связанные с взаимодействием частиц и пузырьков, с поверхностными силами, которые возникают при таком взаимодействии, с гидродинамикой потоков, мешающих или способствующих закреплению при столкновении частицы и пузырька. Автор работы [108] подчеркивает, что химия поверхности играет определяющую роль при закреплении частиц на пузырьках, особенно степень гидрофобности и устойчивость гидратных слоев, которые смачивают поверхность. В работе описываются разные методы, которые могут быть использованы для определения величин устойчивости гидратных слоев и сил межфазного поверхностного взаимодействия. Однако, и в этих

работах не рассматриваются вопросы, связанные с движением фаз при образовании флотационного комплекса, изменением положения центров тяжести пузырька и частицы, то есть на микроуровне.

В работах [113-119] рассматривается взаимодействие твердых минеральных частиц и воздушных пузырьков на микроуровне с использованием компьютерных методов моделирования сложных процессов. Авторы этих работ уделили значительное внимание исследованию путем имитационного моделирования времени существования флотационного комплекса в зависимости от угла столкновения угольной частицы и пузырька, что дает возможность оценить вероятность флотации. В ходе исследований установлено, что движение частицы по поверхности пузырька является неравномерным, а скорость передвижения изменяется по зависимости, имеющей экстремум. Кроме того, установлено значение критического угла столкновения, при котором образование флотационного комплекса не происходит. Но в указанных выше работах не рассматриваются вопросы, связанные с относительным перемещением фаз и влиянием свойств поверхности на образование и существование флотационного комплекса.

### 1.3. Развитие теории и задачи исследования процесса

Проведенный анализ большого количества исследований по флотации углей позволил прийти к выводу о том, что процесс образования флотационного комплекса основан на ряде гипотез, которые часто дают противоречивые выводы. Появившиеся в последнее время численные методы исследования процессов, протекающих в короткие промежутки времени на микроуровне, позволяют внести уточнения и дополнения в теоретические основы флотации углей. Развитие теоретических основ будет способствовать совершенствованию практики флотации.

В этой связи в работе поставлены и решены следующие задачи:

- разработка модели взаимодействия фаз при образовании флотационного комплекса;

- исследование влияния угла встречи угольной и породной частицы с воздушным пузырьком на возможность образования флотационного комплекса;

- исследование влияния свойств поверхности раздела взаимодействующих фаз на длительность существования флотационного комплекса;

- определение рационального сочетания реагентов при флотации угольного шлама марки Г и его промышленная апробация.

## Раздел 2. Методы исследования процесса образования флотационного комплекса

К настоящему времени проведены многочисленные исследования процесса флотации и разных этапов образования флотационного комплекса. Значительное количество этих исследований перечислено в разделе 1 данной работы. Отечественные авторы рассматривали экспериментальными [90-93] и аналитическими методами [94-97] сложные процессы, происходящие на поверхности раздела фаз. В работах зарубежных авторов [98] перечисляются такие влияющие факторы, как наличие сил Ван-дер-Ваальса, тонких пленок воды и реагентов-коллекторов и вспенивателей, скорость движения и кинетическая энергия минеральных частиц и пузырьков, работа адгезии и теплота смачивания, а также другие параметры, которые обеспечивают селективное прикрепление пузырьков к гидрофобным или гидрофобизированным частицам.

При этом следует отметить, что исследование тонких процессов, которые происходят при взаимодействии минеральных частиц и воздушных пузырьков, является достаточно сложным. Только в последние годы появились некоторые публикации, где содержатся сведения об изучении таких явлений [99-100]. Физическое исследование путем выполнения прямого эксперимента является трудоемким, но не обеспечивает необходимой точности и часто выявляет больше новых вопросов, чем решает те, что были. Обзор литературных источников показывает, что натурные эксперименты часто дают противоречивые результаты. Аналитические методы также являются сложными и не отображают сущности процессов, приводят к идеализированным данным. Некоторые авторы не имеют единого мнения по поводу возможности использования тех или других методов, но все эти методы все равно следует применять для изучения ряда стадий флотации.

Для исследования взаимодействия фаз при флотации и определения влияния такого параметра как свойства поверхности частиц на образование флотационного комплекса возможно использование численного имитационного моделирования с помощью дискретных элементов, которое находит все большее распространение в разных сферах.

## 2.1. Имитационная модель на базе дискретных элементов

Численное моделирование с помощью пакетов компьютерных программ является одним из современных методов, что позволяют исследовать тонкие процессы на микроуровне, которые происходят в разных сложных системах. Этот метод соединяет в себе точность и рассмотрение широкого спектра деталей в динамике за дискретные периоды времени, которые могут составлять милли- или микросекунды. Впервые эта методика и основные принципиальные положения логики составления компьютерной программы были опубликованы в работе [107], в которой автор дал название методу „Кодировка движения частиц" (Particle flow code). Позже на основе положений этой работы были созданы модификации метода в приложении к разным явлениям, где имеется взаимодействие фаз или элементов одной и той же фазы, чаще всего - твердой.

Авторы работ [108-110] с помощью численного моделирования исследовали течение потоков сквозь поровую среду песков, взаимодействие породных блоков под действием горного давления в геомеханике. В работах [111, 112] рассмотрено движение частиц алюминия и резины при сухой сепарации лома цветных металлов и выбран рациональный режим ведения процесса, обеспечивающий эффективное их распределение по продуктам. Авторы работ [113-114] использовали этот метод для исследования процессов обезвоживания шламовых угольных осадков. Целый ряд работ [115-121] посвящен исследованию образования флотационного комплекса с помощью того же подхода. Однако, в этих работах не ставилась задача исследования влияния свойств поверхности частиц на параметры образования флотационного комплекса и время его существования.

В данной работе использована компьютерная программа, созданная в Лаборатории физического и компьютерного моделирования необратимых процессов ДонНТУ, которая базируется на основных подходах работы [107]. Для приспособления указанной модели к условиям флотации были введены особенности фаз, взаимодействующих в процессе флотации. На рис. 2.1 представлена базовая схема взаимодействия двух элементов.

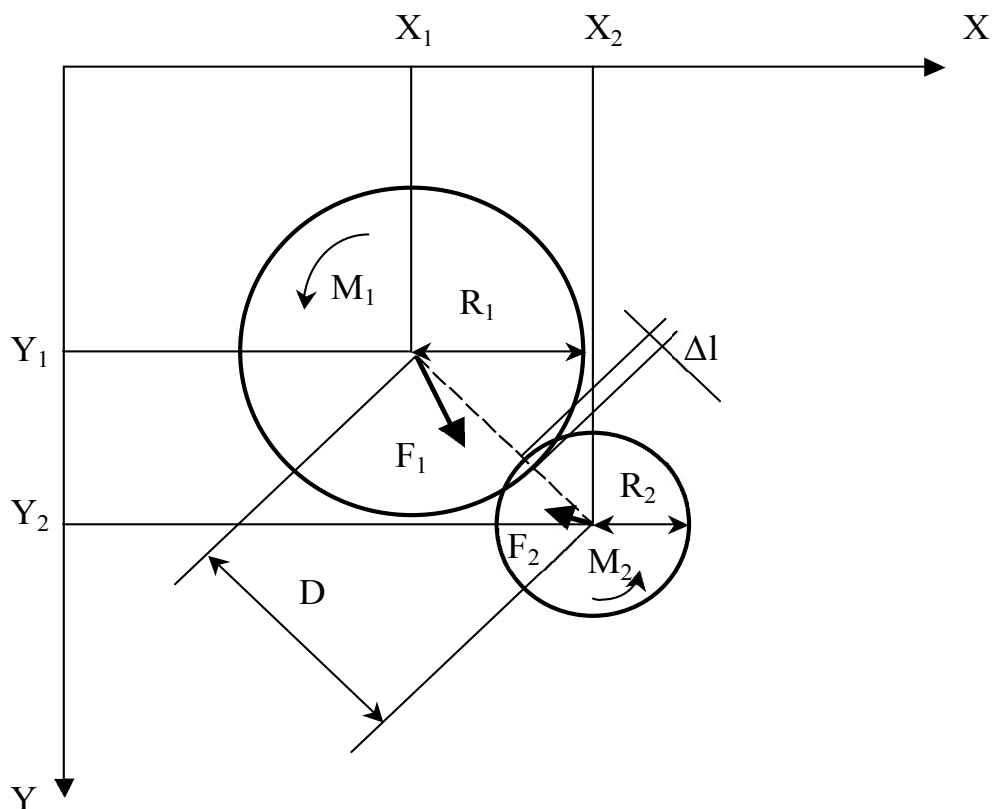


Рис. 2.1. Схема взаимодействия двух дискретных элементов

В ходе расчетов реальные взаимодействующие элементы заменяются элементами сферической формы. Для каждого элемента задаются размеры в определенном масштабе и плотность. Таким образом, исследованию подлежат разные фазы, которые могут двигаться независимо одна от другой и взаимодействовать путем прямых касаний или сжатий.

В основу работы компьютерной программы положены фундаментальные законы механики и теории упругости тел - второй и третий законы Ньютона и закон Гука. Для обеспечения достоверности результатов моделирования соблюдены условия геометрического, динамического и кинематического подобия. Геометрическое подобие обеспечивается равенством соотношения размеров взаимодействующих элементов в натуре и в модели. Динамическое подобие выполняется соблюдением определенного масштаба, под которым подразумевается подобие сил, скоростей и ускорений в натуре и в модели. Кинематическое подобие

предполагает подобие траекторий движения точек в натуре и в модели, при этом скорости и ускорения должны отличаться в одинаковое число раз. В кинематическом подобии присутствует масштаб по времени. Кроме того, обеспечивается соответствие начального состояния исследуемой системы в натуре и в модели, а также последовательность протекающих процессов.

Габариты частиц задаются введением значений радиусов элементов  $R_1$  и  $R_2$ . Элементы перемещаются в пространстве за счет действия сил  $F_1$  и  $F_2$ . Столкновение элементов приводит к их вращению при возникновении моментов  $M_1$  и  $M_2$  в соответствии с законом Ньютона. Движение и взаимодействие элементов рассматривается в прямоугольной системе координат X-Y, к особенностям которой можно отнести направление оси ординат сверху вниз. Такое расположение оси ординат при позитивных значениях в четвертом квадранте несколько осложняет обработку результатов расчетов, особенно для движения воздушных пузырьков, всплывающих в жидкости.

Имитационное моделирование состоит в том, что циклически выполняется последовательный перебор параметров всех элементов в соответствии с увеличением их порядкового номера в исходных данных. Перемещение центра тяжести исследуемых элементов происходит в дискретные периоды времени, которые в компьютерной программе реализованы как циклы счета. В пределах каждого цикла координаты центров тяжести элементов  $X_1$ ,  $Y_1$  и  $X_2$ ,  $Y_2$ , скорости  $V_1$  и  $V_2$ , а также действующие силы остаются постоянными. При переходе к следующему интервалу времени (циклу) эти параметры пересчитываются в программе.

Все элементы имеют постоянно действующее ускорение в вертикальном направлении  $g$ , которое соответствует ускорению силы тяжести, то есть ускорению свободного падения. Ускорение  $g$  действует таким образом, что элементы циклически получают приращение или уменьшение скорости движения (торможение). Торможение возникает при условиях, когда направление вектора скорости определенного элемента является противоположным направлению равнодействующей всех сил. На каждый из элементов действуют следующие силы: сила притяжения, сила Архимеда (сила расположения), сила сопротивления среды, в которой происходит движение (демпфирующая сила), а также сила, возникающая от влияния соседних элементов [113]. Прирост



скорости для каждого элемента рассчитывается в программе на каждом цикле ее работы в соответствии с соотношением:

$$\Delta V_Y = g \Delta t, \quad (2.1)$$

где  $\Delta V_Y$  – приращение скорости в вертикальном направлении, м/с;  
 $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  
 $\Delta t$  – приращение времени за цикл расчета, с.

Приращение скорости в горизонтальном направлении зависит от величины возмущающей силы и масс взаимодействующих элементов. После определения приращения скоростей выполняется расчет новых координат центров тяжести элементов и их перемещение на новую позицию в соответствии с вычисленными скоростями и приращением времени:

$$X_{i+1} = X_i + \Delta V_X \Delta t, \quad (2.2)$$

$$Y_{i+1} = Y_i + \Delta V_Y \Delta t, \quad (2.3)$$

где  $X_{i+1}$  и  $Y_{i+1}$  – новые координаты центра тяжести элемента, м;

$X_i$  и  $Y_i$  – координаты на предыдущем цикле счета, м;

$\Delta V_X$  и  $\Delta V_Y$  – приращение скорости в горизонтальном и вертикальном направлении, соответственно, м/с.

После перемещения всех элементов на новые позиции выполняется проверка их возможного взаимодействия путем определения расстояния между центрами тяжести элементов  $D$  и нахлестки (перекрытия) границ элементов  $\Delta l$ . На основании значений нахлесток вычисляются приращения действующих сил:

$$\Delta F = k \Delta l, \quad (2.4)$$

где  $\Delta F$  – приращение силы, Н;

$k$  – коэффициент жесткости, Н/м;

$\Delta l$  – нахлестка элементов, м.

Силы, действующие в вертикальном и горизонтальном направлениях, вычисляются отдельно, а также определяется момент силы, вызывающий поворот элементов относительно их центров тяжести.

Сложные реальные процессы, которые происходят при взаимодействии элементов, вызванные такими факторами, как

инерционность, сопротивление среды, потери (рассеяние) энергии при переходе элементов с позиции на позицию, учитываются в алгоритме введением специальных коэффициентов. Для учета силы трения, появляющейся при взаимодействии элементов, при определении приращений сил введены коэффициенты трения качения и трения скольжения. Тогда зависимости (2.1) и (2.4) принимают вид:

$$\Delta V_Y = g \Delta t - k_V V_Y, \quad (2.5)$$

$$\Delta F = k \Delta l - k_F V - k_T F, \quad (2.6)$$

где  $V_Y$  – вертикальная скорость, м/с;

$k_V$  – коэффициент демпфирования, учитывающий сопротивление среды, безразм.;

$k_F$  – коэффициент внутреннего сопротивления, вызванного взаимодействием элементов, Н/м;

$k_T$  – коэффициент трения;

$F$  – равнодействующая сил, приложенных к элементу, Н.

Коэффициент внутреннего сопротивления определяется взаимодействием элементов и по физическому смыслу соответствует потерям энергии при взаимодействии, т.е. является коэффициентом необратимости процесса.

После определения сил, действующих на все элементы, выполняется перемещение элементов на новые позиции в соответствии с величинами сил. Затем все операции циклически повторяются.

При выполнении расчетов в ходе моделирования на каждом цикле проверяется наличие адгезии между соседними элементами, расположенными близко друг от друга при условии сближения их на расстояние, превышающее критическое значение. В алгоритме предусмотрена возможность связывания отдельных элементов или их блоков в комплексы путем задания предела прочности такого комплекса на разрыв. Тогда в ходе вычислений выполняется проверка условия прочности комплекса, при превышении которой связи, удерживающие элементы в комплексе, ликвидируются. При этом происходит разрушение комплекса, и его элементы продолжают взаимодействовать как независимые.

В исходном файле вводятся критические пределы для нормального сжатия  $L_t$ , предел прочности на сдвиг  $L_s$ , предел прочности на изгиб  $L_b$ . Одновременно проверяются рассчитанные значения сил. Если эти силы превышают пределы, введенные с помощью параметров  $L_t$ ,  $L_s$  и  $L_b$ , то образовавшиеся комплексы разрушаются. Указанное разрушение наступает при условии возникновения усилий: 1) сжатия дискретных элементов на величину, большую, чем предел прочности в нормальном направлении; 2) среза элементов друг относительно друга в тангенциальном направлении, превышающих предел на сдвиг; 3) изгиба элементов относительно созданного временного соединения, больших, чем предел прочности на изгиб [113].

Программа выполняет имитационное моделирование передвижения отдельных элементов в пространстве и взаимодействия элементов и их комплексов. Модель позволяет получить достоверное поведение элементов в динамике и исследовать влияние разных параметров при взаимодействии фаз в сепарационных и других физических процессах.

Результаты расчетов выводятся в анимационном виде на экран монитора, который отображает положение дискретных элементов в определенные моменты времени и их взаимодействие. Кроме того, дополнительная информация представляется исследователю в виде текстовых файлов, содержащих координаты центров тяжести элементов, углы поворота их радиусов и изменения этих параметров по отношению к первичным.

Для описания свойств элементов и параметров их взаимодействия в исходном файле вводятся: плотность материала элементов; ускорения в горизонтальном и вертикальном направлениях; угловое ускорение; коэффициенты трения, вязкостного сопротивления (внешнего и внутреннего); коэффициенты сопротивления кручению (внешнего и внутреннего); коэффициенты нормальной, касательной жесткости и жесткости на изгиб; режим контакта элементов; режим адгезии элементов; расстояние, на котором адгезионное взаимодействие элементов уже может иметь место.

Для работы с программой компьютерного имитационного моделирования необходимо создать файл исходных данных, провести расчеты для определенного заданного количества времени (циклов), выполнить анализ полученных результатов. Файл

исходных данных содержит информацию о расположении элементов в пространстве, их характеристиках, связи между собой и действующих внешних силах. Длительность выполнения расчетов зависит от количества первичных дискретных элементов.

## 2.2. Настройка модели для исследования процесса образования флотационного комплекса

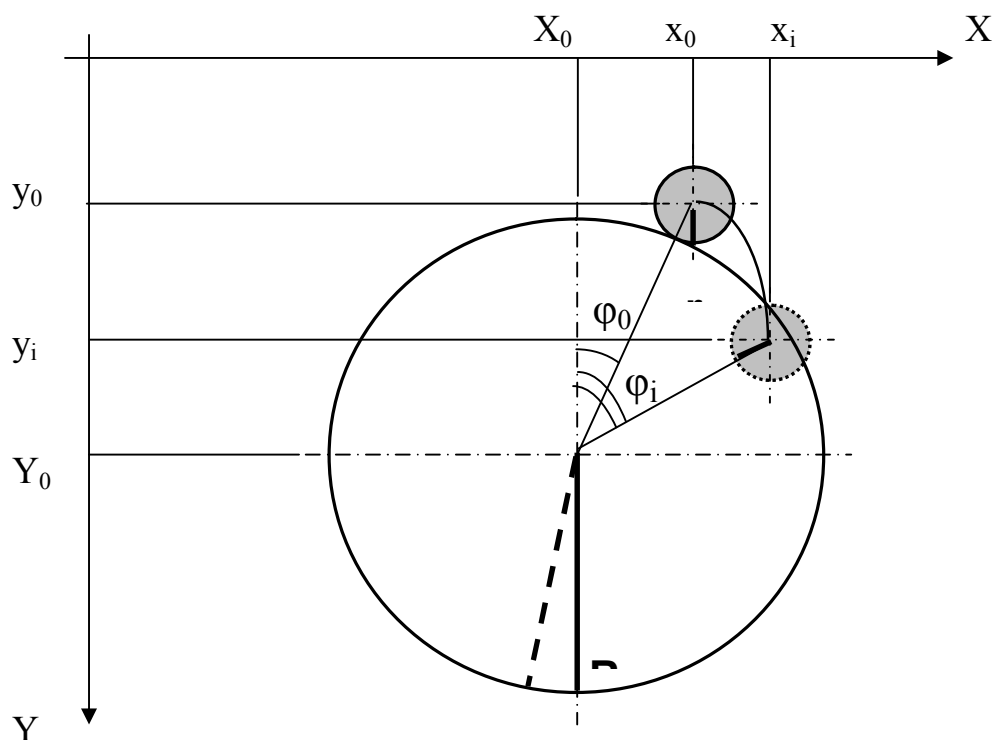


Рис. 2.2. Схема перемещения минеральной частицы по поверхности воздушного пузырька при их взаимодействии

Вид модели в применении к процессу флотации показан на рис. 2.2. Здесь обозначено:  $x_0$ ,  $x_i$  – начальная и текущая абсцисса центра тяжести частицы,  $y_0$ ,  $y_i$  – начальная и текущая ордината центра тяжести частицы,  $r$  – радиус частицы,  $\varphi_0$  – угол, при котором происходит столкновение частицы и пузырька,  $\varphi_i$  – текущее значение угла, определяющего положение частицы на поверхности пузырька,  $X_0$ ,  $Y_0$  – начальные абсцисса и ордината центра тяжести пузырька,  $R$  – радиус пузырька [114, 115].

Для первичной настройки модели в применении к условиям, имеющим определяющее значение при флотации, выполнены подходы, которые детально изложены в работах [116, 117]. Для

этого был повторен в компьютерном виде известный классический эксперимент отрыва воздушного пузырька от минеральной пластинки при разных углах ее наклона, в ходе которого определялся критический угол отрыва. Минеральная пластинка моделировалась рядом мелких угольных частиц, прочно прижатых друг к другу в виде цепочки с помощью подбора значений коэффициента нормальной деформации. В результате компьютерного имитационного исследования были получены значения, близкие к натурным данным [118, 119]. Опираясь на полученные данные, подобные значения коэффициентов в модели были приняты нами при исследованиях.

Во многих работах, посвященных проблемам флотационного обогащения, приводятся в качестве иллюстрации результаты уникального эксперимента, который до сих пор не был никем повторен. Whelan P.F. и Brown D.J. изучали элементарный акт взаимодействия частицы и пузырька при пенной флотации и проводили скоростную киносъемку с помощью нескольких синхронно работающих кинокамер, установленных на разных позициях по отношению к объекту [16]. Для экспериментов были выбраны три гидрофобных минерала с разным удельным весом - галенит, пирит и уголь. Крупность сферических частиц, падающих в воде навстречу всплывающим одиночным пузырькам воздуха, составляла 0,2 мм. Пузырек имел диаметр около 1,3 мм. В ходе эксперимента установлено, что после столкновения нормальная скорость частиц значительно снижается. При этом чем больше смещение центра тяжести частицы относительно центра пузырька, тем больше тангенциальная скорость частицы и меньше вероятность закрепления и образования флотационного агрегата. Именно эта компонента скорости при увеличении до критического значения вызывает проскальзывание частицы относительно поверхности пузырька и в итоге ее отрыв. Результаты анализа представлены авторами в виде траекторий частиц минералов на рис. 2.3.

Для качественного сравнения имитационного моделирования и натурального эксперимента выполнено компьютерное моделирование взаимодействия падающей минеральной частицы и всплывающего воздушного пузырька. При этом были заданы следующие начальные условия. Угольная частица диаметром 0,3 мм падала со скоростью 0,3 мм/с на воздушный пузырек

диаметром 2 мм, всплывавший со скоростью 12 мм/с. Точка встречи смещалась относительно центра пузырька вправо по горизонтали на 100, 200, 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 и 1000 мкм. Эти смещения соответствуют определенным углам встречи фаз  $\varphi_0$ , приведенным в табл. 2.1, которые вычислены из простых геометрических соотношений. Для удобства дальнейшего описания рисунков и графиков введено буквенное обозначение угла встречи (см. табл. 2.1).

Расчетные траектории перемещения центра тяжести частицы в координатах всплывающего воздушного пузырька представлены на рис. 2.4. Вертикальные линии на рис. 2.4 соответствуют траектории движения частицы до столкновения с пузырьком.

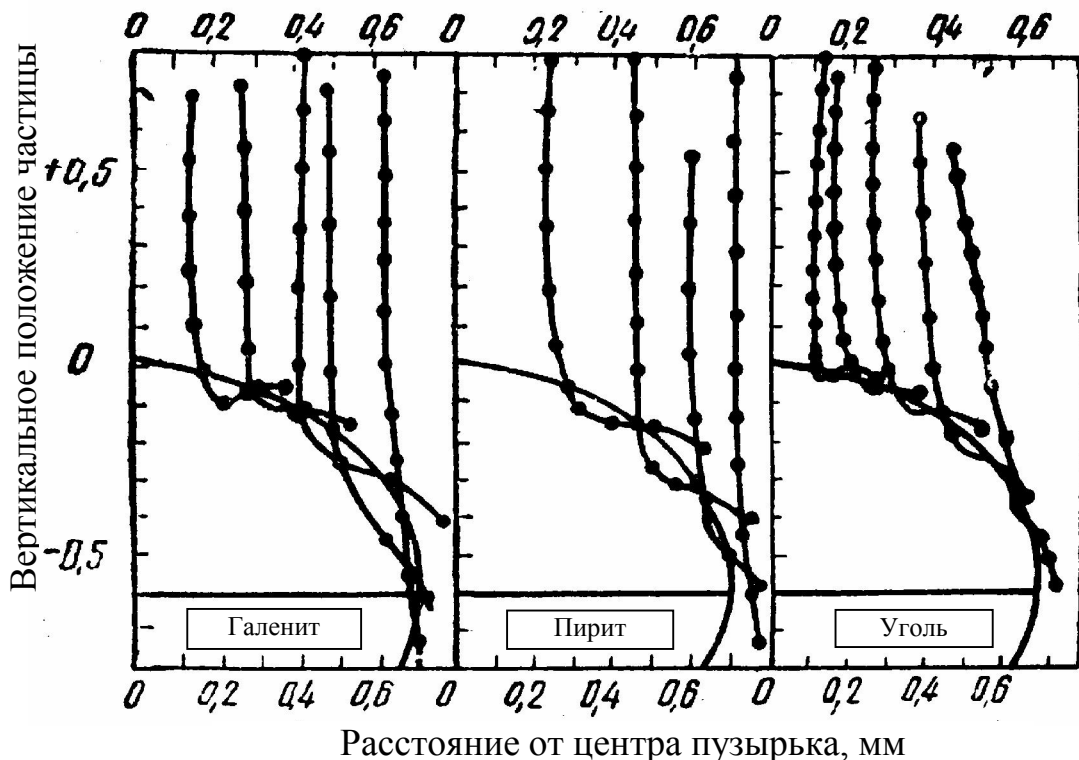


Рис. 2.3. Траектория частиц относительно пузырька по данным [16]

Приведенные графики позволяют сделать вывод о качественном совпадении и близости результатов компьютерного моделирования и физических экспериментов (см. рис. 2.3 и 2.4).

Таблица 2.1

**Соответствие линейных и угловых единиц при столкновении  
частицы и воздушного пузырька**

№№	Смещение точки встречи относительно вертикальной оси пузырька, $e$		Угол встречи, $\varphi_0$	Обозначение угла встречи
	мкм	по отношению к радиусу		
1	0	0	$0^{\circ}$	$\Phi 0$
2	100	$0,1R$	$5^{\circ} 1'$	$\Phi 1$
3	200	$0,2R$	$10^{\circ} 4'$	$\Phi 2$
4	300	$0,3R$	$15^{\circ} 14'$	$\Phi 3$
5	400	$0,4R$	$20^{\circ} 28'$	$\Phi 4$
6	500	$0,5R$	$25^{\circ} 55' \sim 26^{\circ}$	$\Phi 5$
7	600	$0,6R$	$31^{\circ} 38' \sim 32^{\circ}$	$\Phi 6$
8	700	$0,7R$	$37^{\circ} 43' \sim 38^{\circ}$	$\Phi 7$
9	800	$0,8R$	$44^{\circ} 22'$	$\Phi 8$
10	900	$0,9R$	$51^{\circ} 53' \sim 52^{\circ}$	$\Phi 9$
11	1000	$1R$	$60^{\circ} 57' \sim 61^{\circ}$	$\Phi 10$

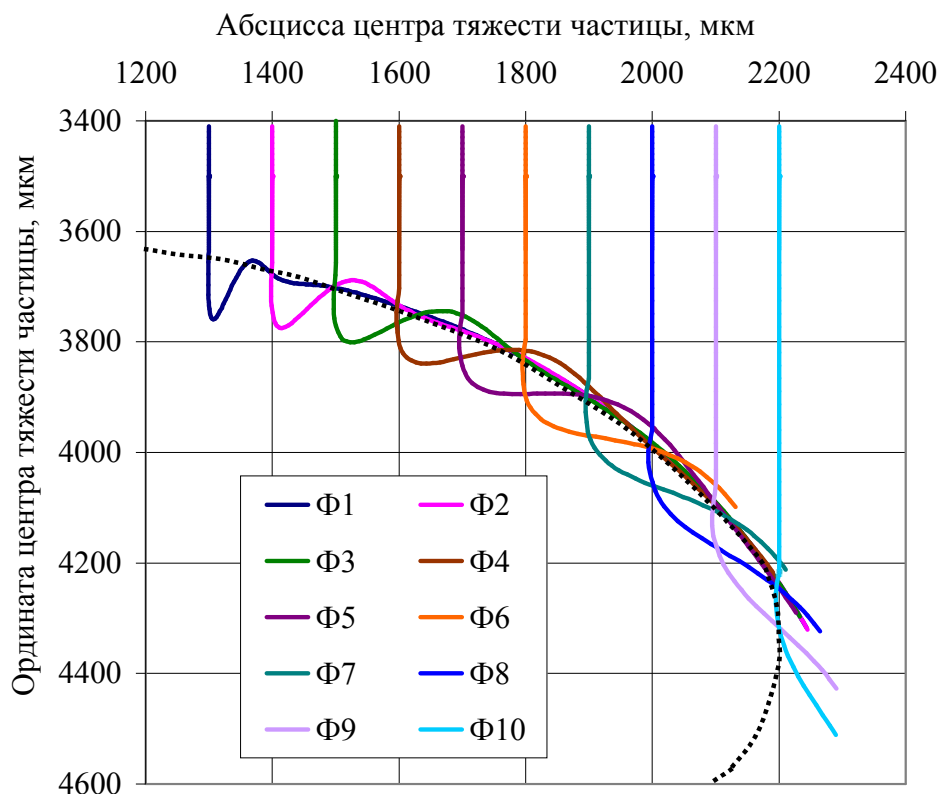


Рис. 2.4. Траектории движения угольной частицы относительно пузырька по данным моделирования при разных углах встречи

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о достоверности данных, рассчитанных с помощью используемой модели, настроенной на элементарный акт флотации.

В дальнейшем в работе исследовано взаимодействие воздушного пузырька и частиц угля и породы шаровидной формы с диаметрами в выбранном масштабе в пикселях. Диаметр пузырька составлял 2,5 мм (2000 пикселей), а частицы 0,36 мм (290 пикселей). Компьютерные расчеты выполнялись на протяжении 140000 циклов. Один цикл расчета соответствовал  $10^{-6}$  с. Координаты центров тяжести элементов и состояние комплекса накапливалось в выходном файле через каждые 200 циклов.

Исходные данные и их условные обозначения, принятые при имитационном моделировании столкновения и взаимодействия фаз, приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

**Исходные данные для моделирования образования флотационного комплекса**

Параметр	Обозначение	Среда	Взаимодействующие фазы		
			пузырек воздуха	частица угля	частица породы
1	2	3	4	5	6
Количество циклов счета	C		140000	140000	5000
Приращение времени, с	dT		$10^{-6}$	$10^{-6}$	$10^{-6}$
Интервал сохранения данных в файл, циклов	nm		200	200	200
Шаг обновления соседей, циклов	nm_Upd		200	200	200
Коэффициент поиска соседей, циклов	dUpd		100	100	100
Количество взаимодействующих элементов	Nb		2	2	2
Количество стенок	Nw		0	0	0
Плотность среды, кг/м <sup>3</sup>	Dens	1000	0,129	1400	2000
Скорость в горизонтальном направлении, м/с		0	0	0	0
Скорость в вертикальном направлении, м/с		0	-0,5	0,5	0,5
Угловая скорость, рад./с		0	0	0	0
Горизонтальное ускорение, м/с <sup>2</sup>	Ax	0	0	0	0
Вертикальное ускорение, м/с <sup>2</sup>	Ay	0	9,81	9,81	9,81
Ускорение вращения, рад/с <sup>2</sup>	A $\omega$	0	0	0	0
Коэффициент трения скольжения	Kf		0,0001	0,0008	0,0008
Коэффициент трения качения	K $\omega$		0,00005	0,0004	0,0004
Коэффициент внешнего вязкостного сопротивления, Нс/м <sup>2</sup>	KvE	1E <sup>-3</sup>	1E <sup>-3</sup>	1E <sup>5</sup>	1E <sup>5</sup>
Коэффициент внутреннего вязкостного сопротивления, Нс/м <sup>2</sup>	KvI		1E <sup>-2</sup>	1E <sup>4</sup>	1E <sup>4</sup>



Продолжение табл. 2.2

1	2	3	4	5	6
Коэффициент внешнего сопротивления кручению, Нм/1/с	KrE		1E <sup>2</sup>	1E <sup>3</sup>	1E <sup>3</sup>
Коэффициент внутреннего сопротивления кручению, Нм/1/с	KrI		5E <sup>2</sup>	1E <sup>0</sup>	1E <sup>0</sup>
Нормальный коэффициент жесткости, Н/м	Kn		5E <sup>2</sup>	1E <sup>4</sup>	1E <sup>4</sup>
Коэффициент жесткости на сдвиг, Н/м	Ks		5E <sup>3</sup>	5E <sup>3</sup>	5E <sup>3</sup>
Коэффициент жесткости на изгиб, Н/м	Kb		0,005	0,01	0,01
Снижение предела прочности в нормальном направлении	Rel_N		0,002	0,0005	0,0005
Снижение предела прочности на сдвиг	Rel_S		0,002	0,0005	0,0005
Снижение предела прочности на кручение	Rel_F		0,3	0,5	0,5
Режим адгезии	AMode		1	1	1
Горизонтальная координата центра тяжести, мкм	X		4200	4300	4300
Вертикальная координата центра тяжести, мкм	Y		8000	5500	5500
Радиус элемента, мкм	R		1,25	0,18	0,18

Моделирование дает возможность определять путем расчетов изменение положения центров тяжести элементов, которые принимают участие во взаимодействии, а также углы поворота их радиусов.

Обзор материалов, которые были посвящены исследованиям процесса флотации в прошлые годы, изложенный в разделе 1, а также обзор современных исследований, результаты которых достаточно полно отображены в профессиональных изданиях и монографиях [106-119] позволили сделать следующие выводы:

- численная модель на базе дискретных элементов является современным методом исследования многих процессов, происходящих в природе и технике, особенно там, где имеет место взаимодействие разных фаз;

- настройка модели для исследования процесса образования флотационного комплекса обеспечивает получение показателей, которые являются качественно достаточно близкими к полученным в натурных экспериментах;

- численное имитационное моделирование с помощью использования дискретных элементов может быть целесообразным инструментом для исследования сложных процессов, происходящих при образовании флотационного комплекса.

### Раздел 3. Исследование влияния свойств поверхности частиц на образование флотационного комплекса

Во многих отечественных и зарубежных исследованиях отмечается большое влияние строения гидратных слоев на поверхности минеральных частиц и воздушных пузырьков для образовании флотационного комплекса. При этом подчеркивается определяющее значение устойчивости гидратных слоев, которые имеют свойства, отличные от свойств воды в объеме, а не их толщины [120-122]. Степень гидратации поверхности минеральной частицы определяется по соотношению:

$$H = \frac{e^2 \left(1 - \frac{1}{D}\right)}{r}, \quad (3.1)$$

где  $e$  – заряд иона;

$r$  – радиус иона, к которому прикрепился диполь воды;

$D$  – диэлектрическая постоянная, для воды  $D = 81$  [94].

По формуле (3.1) невозможно рассчитать гидратацию поверхности всех частиц, которые находятся в камере флотационной машины. Но учесть гидратированность поверхности можно некоторыми известными интегральными механическими показателями, например, такими как коэффициенты трения (качения и скольжения), которые будут связаны с гидратированностью. Таким образом, показатели движения частицы зависят от свойств поверхности раздела фаз. Для учета этих факторов при имитационном моделировании с помощью пакета компьютерных программ на базе дискретных элементов введен целый ряд таких коэффициентов, что было изложено в разделе 2 работы (см. табл. 2.2). Эти коэффициенты имеют разные значения для угольной и породной частиц, то есть учитывают отличия в свойствах поверхностей - гидрофобность и гидрофильность, или смачиваемость и в целом флотируемость.

#### 3.1. Исследование взаимодействия угольной частицы и воздушного пузырька при центральном столкновении

Поскольку траектории перемещения центров тяжести элементов являются результатом действия сложного комплекса сил на границе раздела фаз, свойств пограничных слоев и самих

элементов, для анализа приняты именно траектории, скорости и ускорения, которые определялись на основе результатов работы компьютерной программы.

На первом этапе выполнено моделирование центрального столкновения взаимодействующих элементов. При этом частица угля падала вниз, а воздушный пузырек всплывал вверх. Траектория движения элементов показана на рис. 3.1.

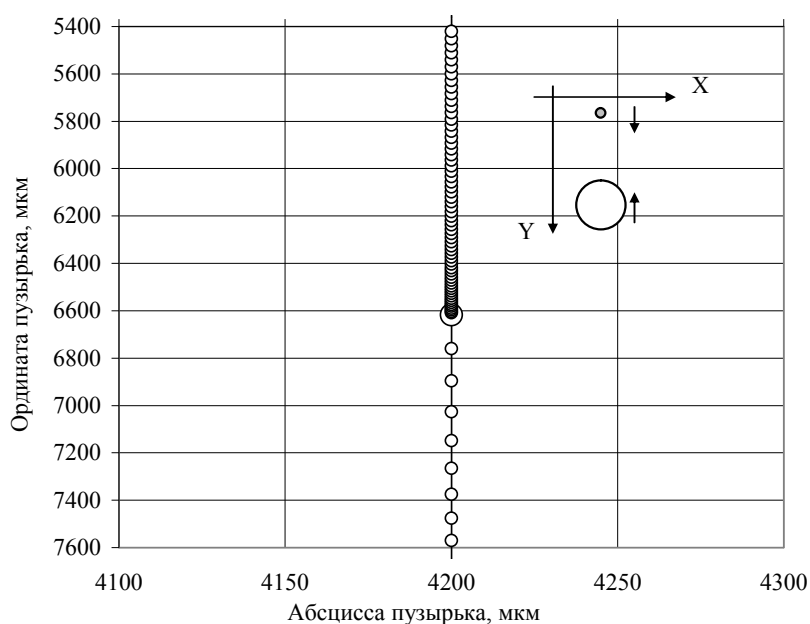


Рис. 3.1. Траектория движения пузырька до столкновения, а затем вместе с угольной частицей при центральном (лобовом) столкновении

Из анимационных фрагментов видно, что частица закрепляется на верхнем полушарии пузырька точно по его центру, всплывает с ним вверх и не перемещается относительно пузырька. Большим белым маркером (т. А) отмечен момент времени, соответствующий столкновению элементов. Начальные координаты центров тяжести элементов заданы в пикселях, которые соответствуют микронному размеру, текущие получены в этих же единицах, параметры движения для удобства сравнения здесь и далее - в относительных единицах. При таком столкновении отсутствуют смещения элементов относительно друг друга и в горизонтальном направлении по оси абсцисс.

На рис. 3.2 и 3.3 показаны скорость и ускорение изменения ординаты пузырька и образовавшегося флотационного комплекса. Скорость рассчитана на базе цифровых данных, как разница между соседними значениями координат центра тяжести элементов

модели (пузырька или частицы), т.к. промежуток времени между этими значениями мал и составляет 0,0002с.

Отрицательные значения скорости получены в связи с тем, что направление движения пузырька противоположно положительному направлению оси ординат в модели. Результаты определения представлены в графической форме на рис. 3.2.

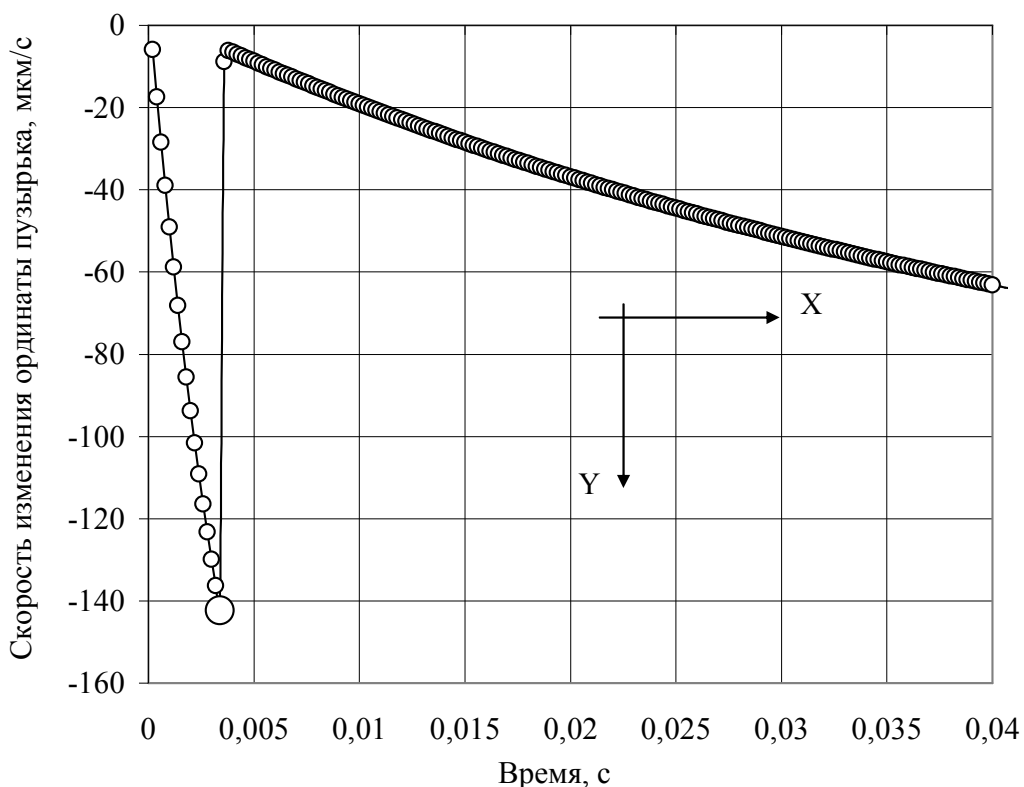


Рис. 3.2. Изменение скорости движения пузырька и комплекса «частица-пузырек» в вертикальном направлении во времени

На рис. 3.2. видно, что в момент столкновения, который отмечен большим белым маркером, скорость пузырька резко уменьшилась от -142 до -9 относительных единиц и движение пузырька стало более медленным. Далее флотационный комплекс всплывает с небольшим ростом скорости, о чем свидетельствуют данные, которые приведены на рис. 3.3.

До столкновения с частицей пузырек всплывал вверх с постоянным незначительным отрицательным ускорением за счет сопротивления среды, которое было задано в начальных данных. В момент столкновения происходит резкий толчок, после которого скорость и ускорение комплекса уменьшаются на несколько

порядков за счет наложения моментов движения элементов и увеличения суммарного веса комплекса.

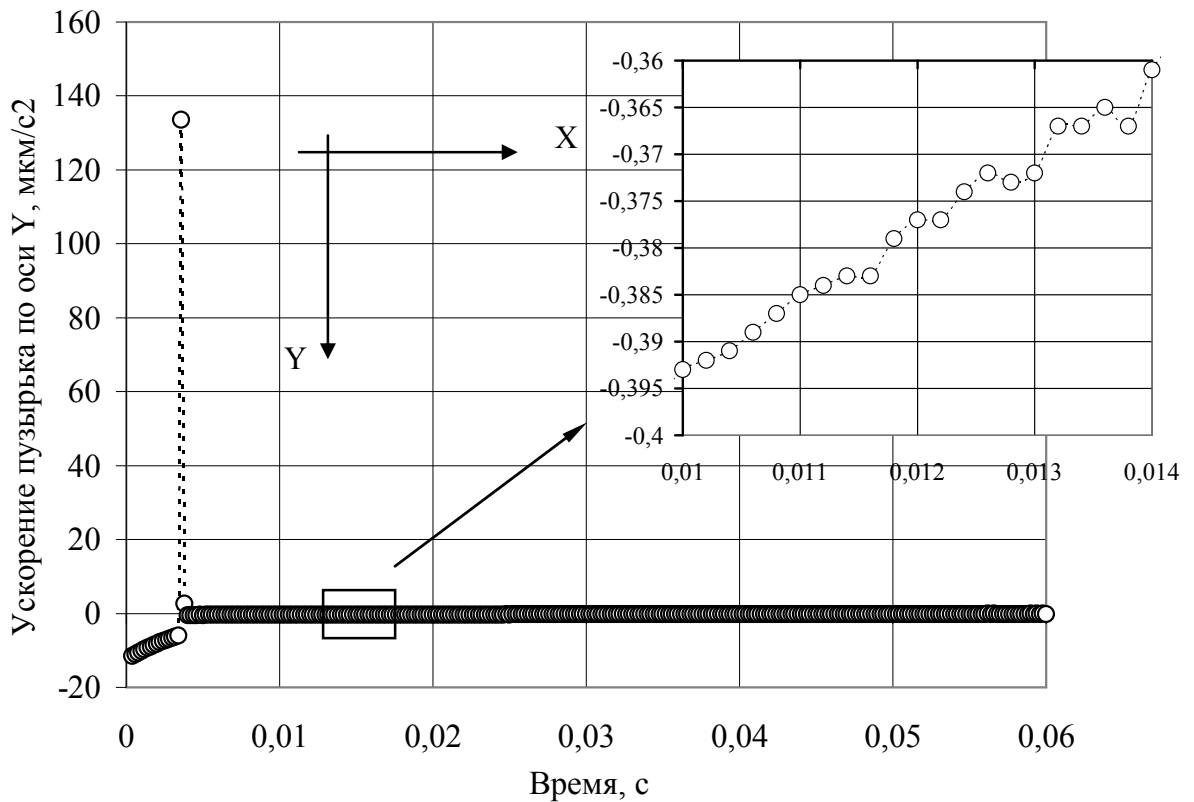


Рис. 3.3. Ускорение всплывания пузырька и флотационного комплекса в вертикальном направлении

Благодаря высокой скорости движения пузырька комплекс продолжает всплывать. При этом ускорение незначительно уменьшается, о чем свидетельствуют данные на рис. 3.3, которые приведены в увеличенном масштабе справа.

Момент столкновения угольной частицы и воздушного пузырька кроме резких изменений координат, скоростей и ускорений определялся также с помощью расчета разницы: расстояние между центрами тяжести элементов минус сумма их радиусов. Эта разница вычислялась по соотношению:

$$S = L - (R + r), \quad (3.2)$$

где  $S$  – разница (см. рис. 3.4);

$L$  – текущее расстояние между центрами тяжести элементов;

$R$  и  $r$  – радиусы пузырька и частицы, соответственно.

Результаты таких расчетов представлены на рис. 3.4.

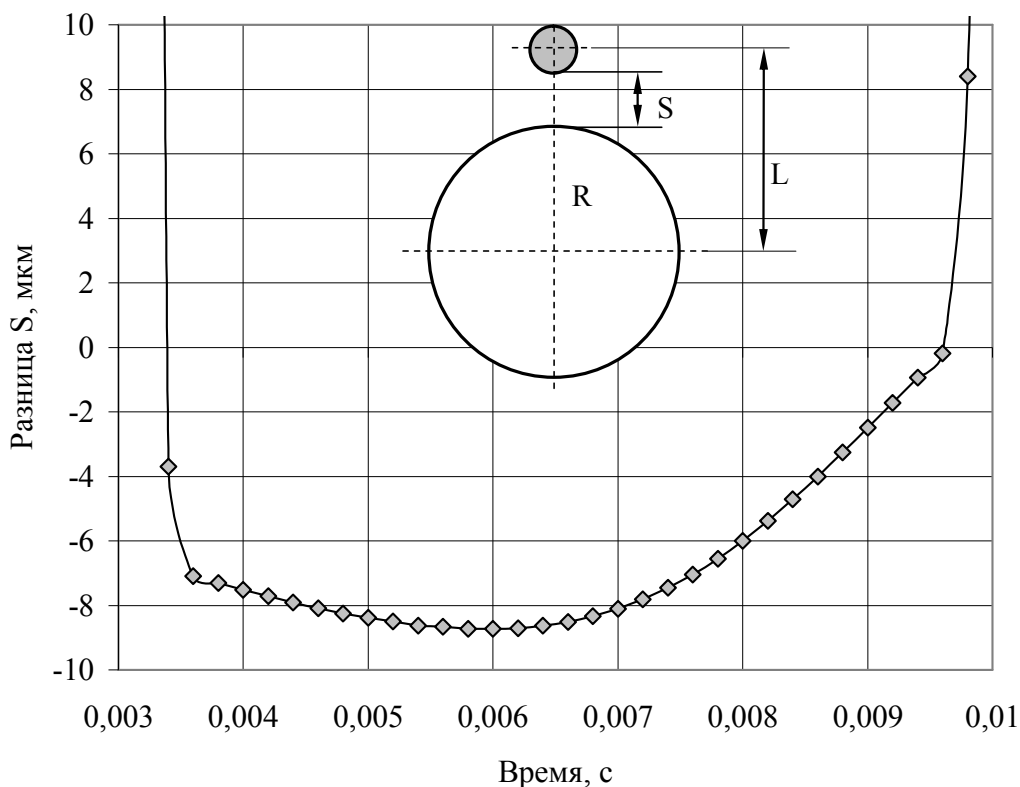


Рис. 3.4. Изменение разницы  $S$  (расстояние между центрами тяжести элементов  $L$  минус сумма их радиусов) с течением времени

Данные рис. 3.4 показывают, что при образовании флотационного комплекса разность  $S$  расстояния между центрами тяжести элементов и суммой их радиусов имеет отрицательное значение. Это свидетельствует о том, что происходит некоторое углубление частицы в поверхность воздушного пузырька. Благодаря заданным коэффициентам упругости поверхности воздушного пузырька, его поверхность прогибается под действием частицы и сохраняет свою целостность. Похожие явления наблюдались при ускоренной киносъемке процесса образования флотационного комплекса, которые опубликованы в работе [62].

### 3.2. Имитационное моделирование столкновения угольной частицы и пузырька при разных значениях угла встречи

В реальных условиях флотационной машины движение частиц и пузырьков намного сложнее, чем рассматриваемое всплывание одиночного пузырька строго по вертикали и движение ему навстречу одной минеральной частицы. В практике флотации

частицы имеют разную крупность в определенном интервале, разные скорости и траектории движения. Однако предусмотреть все эти условия является просто невозможным заданием. Поэтому в работе выполнен имитационный эксперимент для столкновения двух элементов с разным смещением  $e$  по горизонтали относительно линии, соединяющей центры тяжести элементов, то есть при разных углах встречи. Такие исследования уже выполнялись и опубликованы в работах [122-126], но в них не ставилась задача исследования влияния поверхностных свойств и моделирование выполнялось только для гидрофобных угольных частиц. Кроме того, в данной работе элементы имеют более высокие скорости движения, как один из вероятных случаев, который может иметь место в практике флотации.

Угол столкновения  $\varphi_0$  соответствует определенному смещению центра тяжести частицы относительно центра тяжести пузырька по горизонтали вправо, которое задавалось в модели в долях радиуса пузырька  $R$  (см. табл. 2.1).

Анимационные фрагменты свидетельствуют о том, что флотационный комплекс образуется и угольная частица находится на поверхности воздушного пузырька определенное время. Но при увеличении угла встречи это время все больше снижается.

Обработка цифровых файлов дала возможность получить параметры движения взаимодействующих элементов в зависимости от значения угла встречи, который изменялся от  $0$  до  $61^\circ$ , что соответствует смещению  $e$  частицы в горизонтальном направлении от  $0$  до  $1R$  (см. табл. 2.1).

Траектория движения пузырька до столкновения и вместе с частицей угля показана на рис. 3.5 и 3.6.

Для удобства рассмотрения траектории для малых значений углов встречи  $\varphi_0 = \Phi 0-\Phi 5$  и для высоких значений  $\varphi_0 = \Phi 6-\Phi 10$  приведены отдельно в разных масштабах по оси абсцисс. Точки 1 и 1', соответствуют столкновению с угольной частицей на рис. 3.5 и 3.6 и отмечены крупным белым маркером. Крупными темными маркерами обозначены точки отрыва частицы от поверхности пузырька, то есть момент разрушения флотационного комплекса.

Из данных рис. 3.5 видно, что при отсутствии смещения (угол встречи  $\varphi_0 = 0^\circ$ ) пузырек движется по вертикали, изменений абсциссы центра тяжести не происходит, что уже рассматривалось в разделе 3.1.

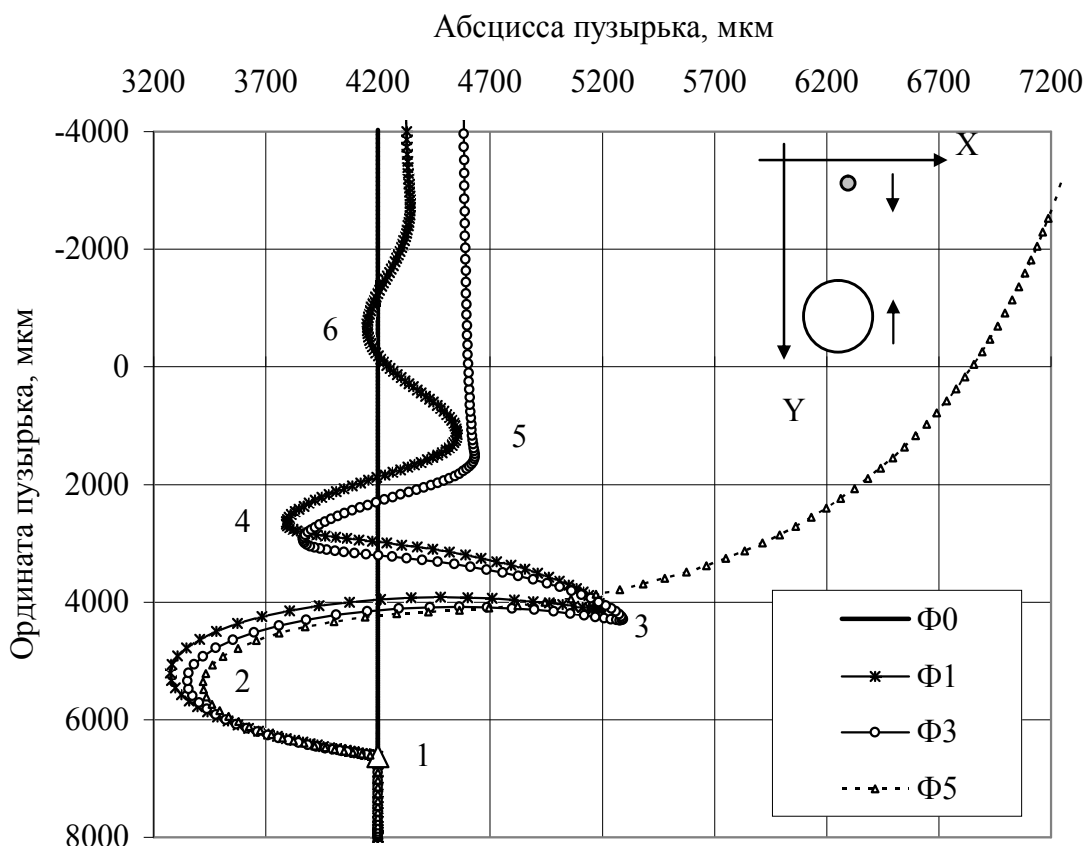


Рис. 3.5. Траектория движения пузырька до столкновения с частицей, в составе флотационного комплекса и после отрыва частицы для малых значений угла встречи  $\varphi_0 = 0-26^\circ$

При повышении значения смещения  $e$  до  $0,1-0,3R$  ( $\varphi_0 = 5^\circ$  и  $15^\circ$ , соответственно) при столкновении с частицей пузырек резко отклоняется в сторону, противоположную той, где происходит столкновение, в данном случае влево, что обозначено точкой 2. Это отклонение тем больше, чем меньше угол встречи. Наибольшее отклонение влево происходит при  $\varphi_0 = \Phi 1 = 5^\circ$  ( $e = 0,1R$ ), менее всего - при  $\varphi_0 = \Phi 5 = 26^\circ$  ( $e = 0,5R$ ). Таким образом, равнодействующая сил, отклоняющая пузырек, уменьшается при увеличении угла встречи. После такого отклонения пузырек движется вправо из-за возникающего скольжения частицы по его поверхности и изменения положения центра тяжести комплекса к точке 3. Для меньших значений углов встречи  $\Phi 1-\Phi 4$  пузырек вместе с частицей отклоняется влево при одновременном



всплывании к точке 4, а затем вправо к точке 5. При  $\varphi_0 = \Phi 5 = 26^\circ$  флотационный комплекс разрушается в районе точки 2, и траектория пузырька имеет другой вид – нет колебаний вправо-влево, пузырек продолжает всплывать вверх со смещением траектории вправо от первоначального направления. Таким образом, чем меньше угол встречи  $\varphi_0$  или смещение  $e$  по оси  $X$ , тем большее количество колебаний вправо-влево имеет траектория движения комплекса. Эти колебания вызваны скольжением частицы по поверхности пузырька до ее закрепления, что будет рассмотрено ниже.

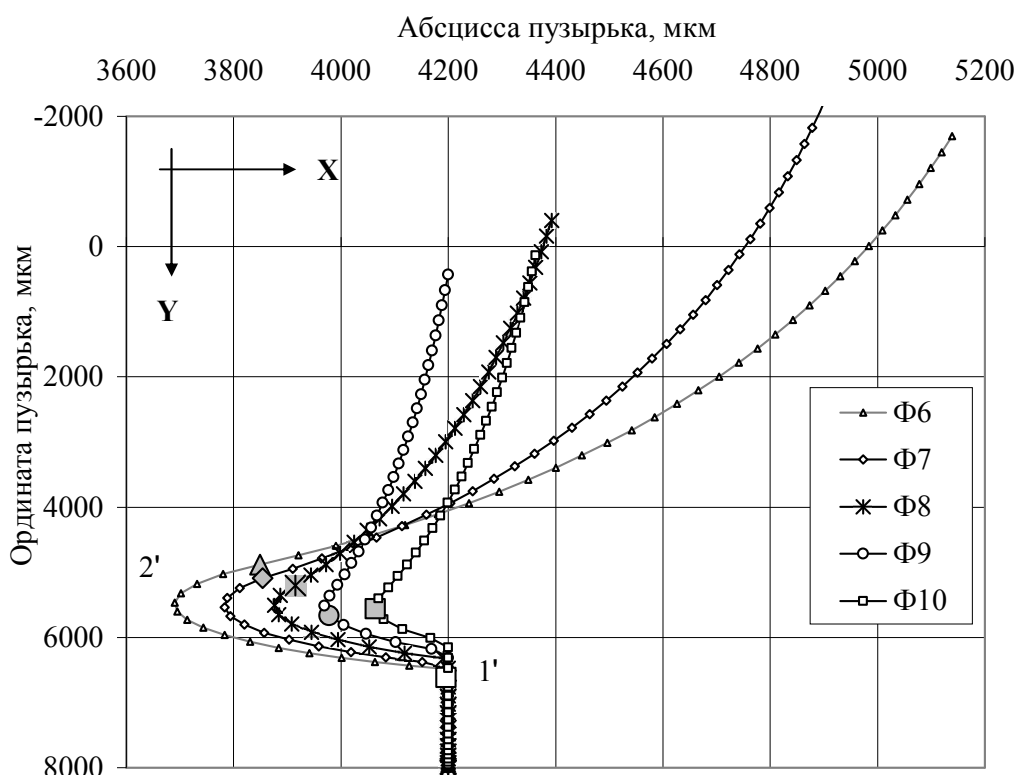


Рис. 3.6. Траектория движения пузырька до встречи с частицей, в составе комплекса и после отрыва частицы для больших значений углов встречи  $\varphi_0 = 31-61^\circ$

На рис. 3.6 траектория движения флотокомплекса при значениях угла встречи более  $\Phi 5$  (смещение  $e = 0,5R$ ), имеет другой вид. Здесь отсутствуют колебания траектории и имеет место только одно отклонение влево к точке 2'. При этом чем меньше значение угла встречи, тем больше отклонение влево, то есть при  $\Phi 5 = 26^\circ$  (смещение  $e = 0,5R$ ) отклонения влево больше, чем при  $\Phi 10 = 61^\circ$  ( $e$

=  $R$ ). Время существования флотационного комплекса снижается при увеличении угла встречи фаз, траектория всплывания свободной от частицы пузырька все меньше отклоняется вправо для значений  $\Phi 6 - \Phi 8 = 36^{\circ} - 44^{\circ}$  ( $e = 0,6 - 0,8R$ ). Для  $\Phi 10 = 61^{\circ}$  ( $e = R$ ) эта зависимость нарушается, что объясняется малым временем существования комплекса частица-пузырек, которое влияет на последующую траекторию движения пузырька.

Рассмотрим теперь траекторию движения частицы вместе с пузырьком (рис. 3.7), то есть движение флотационного комплекса. Из этих данных следует вывод о все большем сокращении траектории совместного движения и времени нахождения угольной частицы на поверхности пузырька при увеличении угла встречи. Таким образом, выполненные в данной работе исследования подтверждают полученные ранее выводы [122-126] при других исходных данных (скорости и ускорениях движения, свойства поверхностей элементов) о сокращении времени существования флотационного комплекса при увеличении угла встречи.

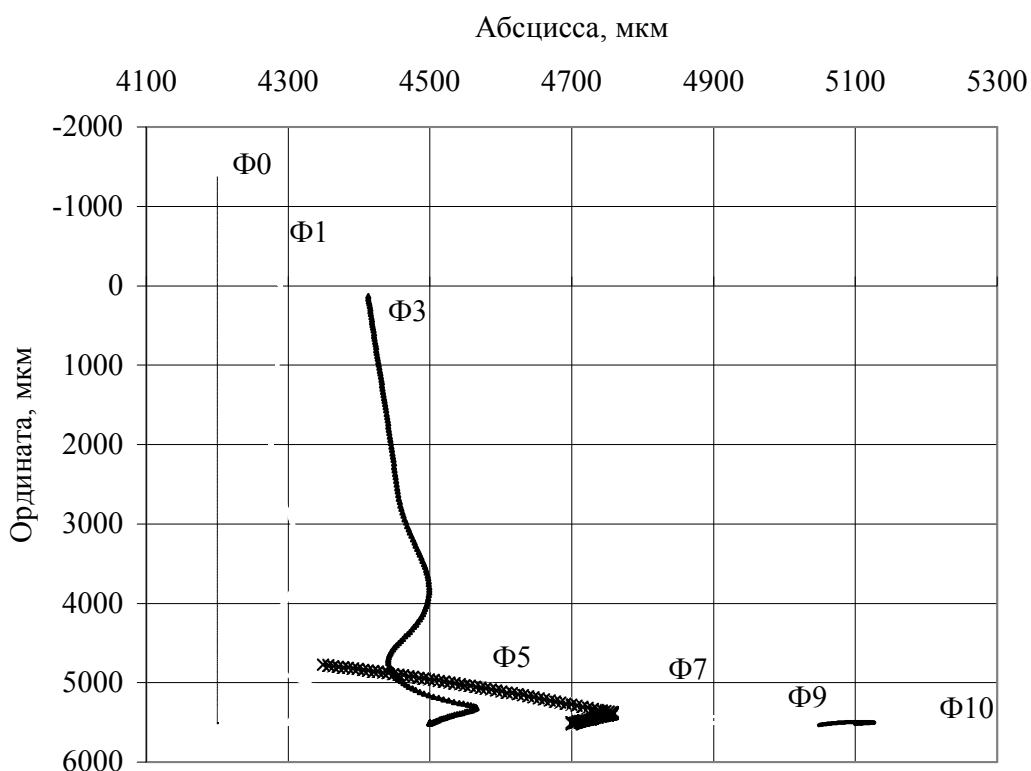


Рис. 3.7. Траектория движения угольной частицы вместе с пузырьком для всех значений угла встречи

Для удобства рассмотрения особенностей движения комплекса «частица-пузырек» траектории приведены отдельно для небольших и высоких значений угла встречи на рис. 3.8. Буквами А обозначены моменты столкновения частицы с пузырьком и образования флотационного комплекса. На анимационных фрагментах и при анализе цифровых данных было отмечено, что после отрыва от пузырька при  $\Phi 5 = 26^0$  угольная частица продолжает некоторое время двигаться вверх следом за пузырьком за счет приобретенного при всплывании комплекса момента движения и сил инерции, затем тормозится из-за сопротивления среды и начинает падать вниз, ее ордината увеличивается [127]. Этот момент обозначен на рис. 3.8 точкой С.

При угле встречи  $\Phi 6$  от точки 1 до точки А6 частица падает навстречу всплывающему пузырьку, на отрезке А6-В6 движется комплекс, на отрезке В6-С6 частица поднимается вслед за пузырьком после разрушения комплекса (рис. 3.8, б). Моменты времени, когда частица отрывается от пузырька, обозначены на траекториях буквами В. Когда угол встречи достигает значения  $\Phi 8 = 44^0$  и выше движение частицы вверх в фарватере пузырька отсутствует (рис. 3.8, б). После отрыва в точках В8, В9 и В10 частица сразу начинает двигаться вниз, т.к. время существования флотационного комплекса недостаточно для приобретения частицей момента движения вверх. При этом изменяется характер траектории движения флотокомплекса - имеется только одно отклонение вправо сразу после столкновения. Такой момент наступает тем раньше, чем больше угол встречи элементов при столкновении.

На рис. 3.9 приведены фрагменты анимаций, которые отображаются на экране монитора при имитационном моделировании взаимодействия угольной частицы и воздушного пузырька при  $\Phi 1 = 5^0$  ( $e = 0,1R$ ). На первом фрагменте показано начальное положение элементов (время равняется 0с), направление осей координатной сетки и движения частицы и пузырька.

Анализ анимационных данных свидетельствует о следующем. После столкновения всплывание воздушного пузырька на малое время тормозится за счет закрепления тяжелой твердой частицы (фрагмент 2).

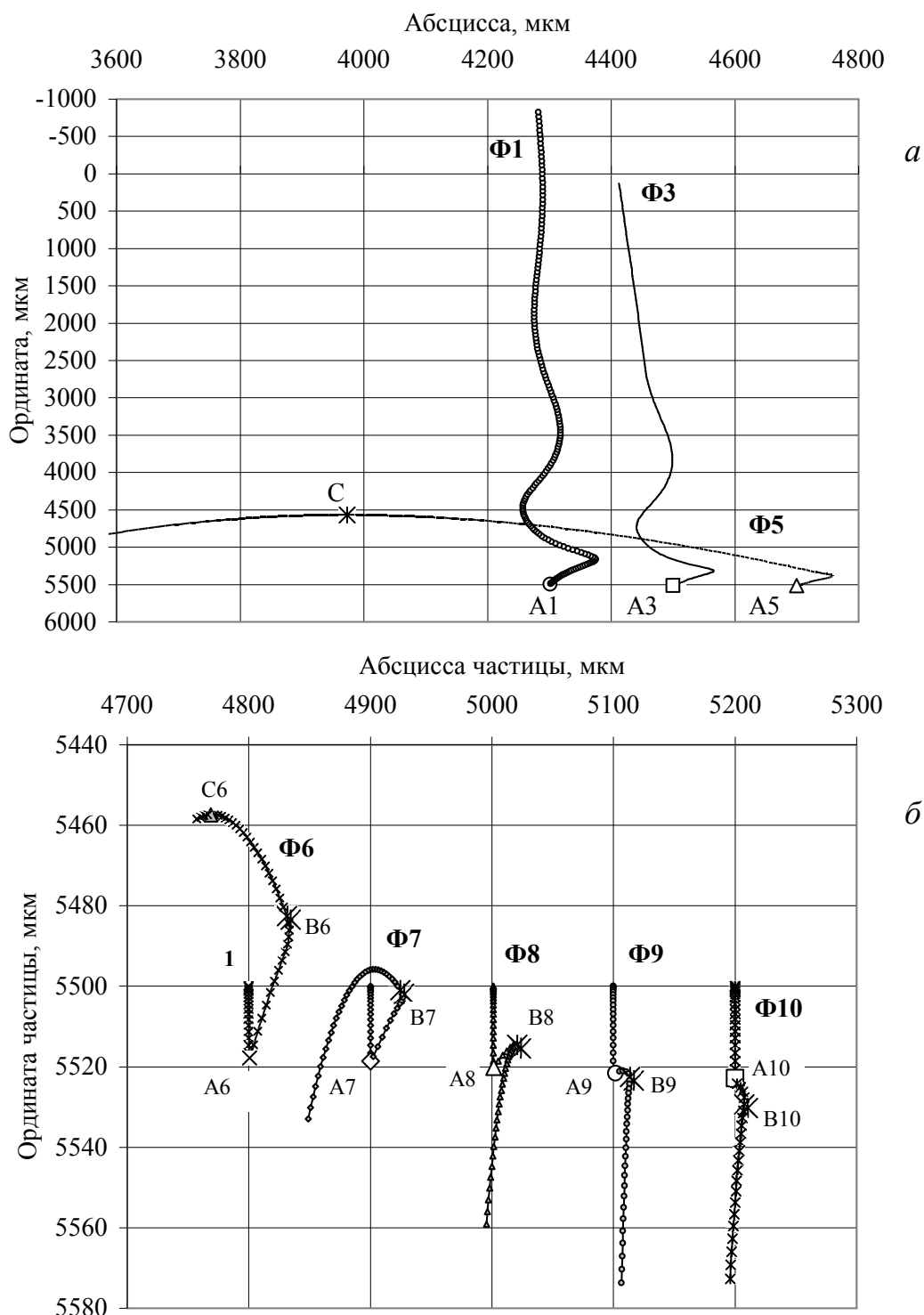


Рис. 3.8. Траектории движения частицы до встречи с пузырьком, в составе флотационного комплекса и после его разрушения в зависимости от угла встречи

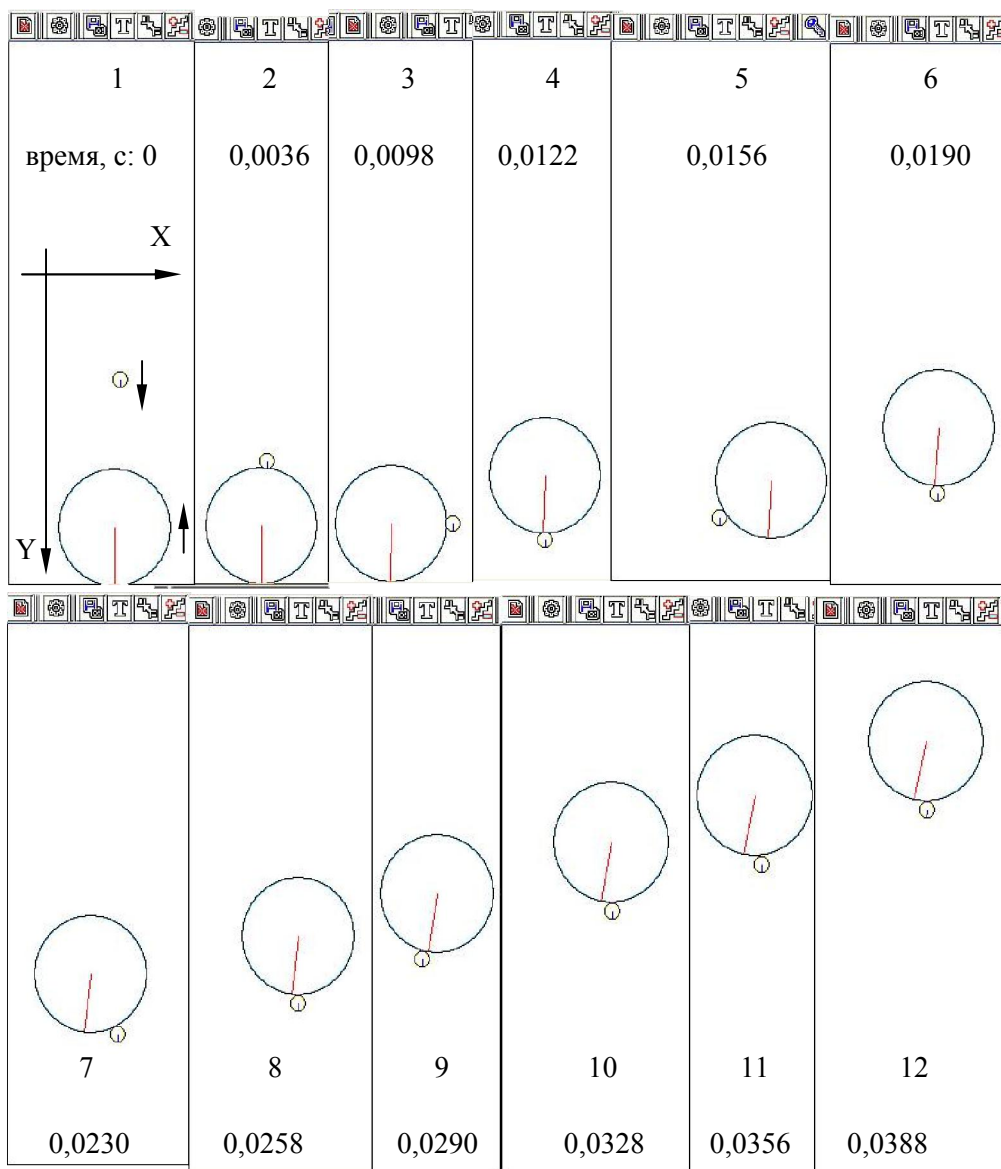


Рис. 3.9. Фрагменты анимации взаимодействия элементов при образовании и всплывании флотационного комплекса при  $\varphi_0 = 5^\circ$

Угловая частица скользит по поверхности пузырька и занимает крайнее правое положение (фрагмент 3), при этом возникает поворот воздушного пузырька на малый угол, о чем свидетельствуют изменение положения его радиуса. Скольжение частицы продолжается при одновременном всплывании вверх флотационного комплекса к крайнему нижнему положению на поверхности пузырька (фрагмент 4, время равняется 0,0122с). Далее частица поднимается по поверхности пузырька к крайнему левому положению за счет высокой первичной скорости движения и сил инерции (фрагмент 5). Затем снова проходит крайнее нижнее положение и поднимается на определенную высоту справа по

поверхности пузырька (фрагменты 6 и 7). Таким образом, возникает движение твердой частицы на нижней полусфере пузырька, аналогичное с движением маятника (рис. 3.10) [127, 128].

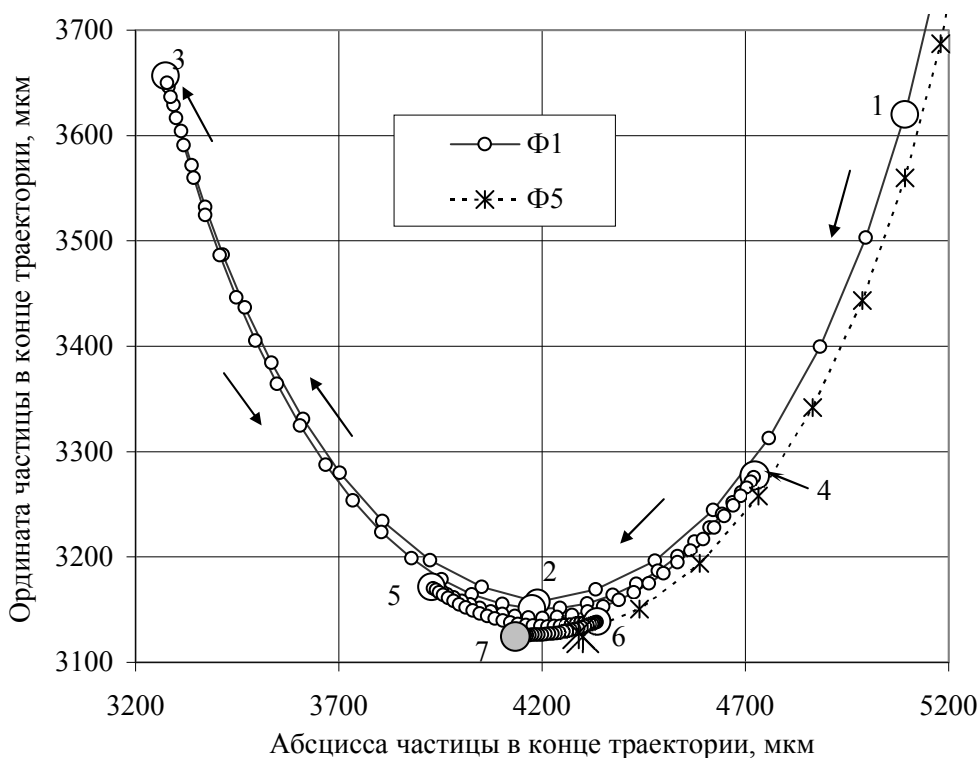


Рис. 3.10. Скольжение частицы относительно пузырька на нижней его полусфере

Далее скольжение частицы по поверхности нижней полусферы пузырька продолжается с подъемом на все меньшую высоту из-за торможения (фрагменты 6-10, время с 0,019 до 0,0328с). При этом флотационный комплекс всплывает с закрепившейся на нем частицей угля.

На рис. 3.10 показана траектория движения угольной частицы в координатах пузырька (относительно пузырька). Здесь отмечены крупными маркерами характерные точки, соответствующие определенным моментам времени и анимационным фрагментам на рис. 3.9.

Точка 1 - начало движения по нижней полусфере (фрагмент 3), точка 2 - нижняя точка на траектории (фрагмент 4), точка 3 - первое крайнее левое положение с наибольшей высотой подъема по поверхности пузырька (фрагмент 5), точка 4 - первое крайнее правое положение (фрагмент 8), точка 5 - второе крайнее левое положение (фрагмент 9), точка 6 - второе крайнее правое

положение (фрагмент 11), точка 7 - точка закрепления частицы на поверхности пузырька (фрагмент 12). Для сравнения показана пунктирной линией траектория частицы при угле встречи  $\varphi_0 = \Phi_5 = 26^\circ$  ( $e = 0,5R$ ), когда отсутствует скольжение по аналогии с движением маятника и частица отрывается на нижней полусфере пузырька (точка отрыва обозначена крупным косым крестиком).

На рис. 3.11 показана траектория движения флотационного комплекса и частицы после его разрушения при  $\varphi_0 = \Phi_4 = 21^\circ$  ( $e = 0,4R$ ). Крупными маркерами обозначены моменты времени, соответствующие характерным точкам: 1 - образование флотокомплекса с координатами (4600, 9000); 2 - разрушение комплекса в момент достижения координат (4576, 1674); движение частицы вверх в фарватере пузырька на участке 2-3, 3 - начало движения частицы вниз с координатами (4540, -8581).

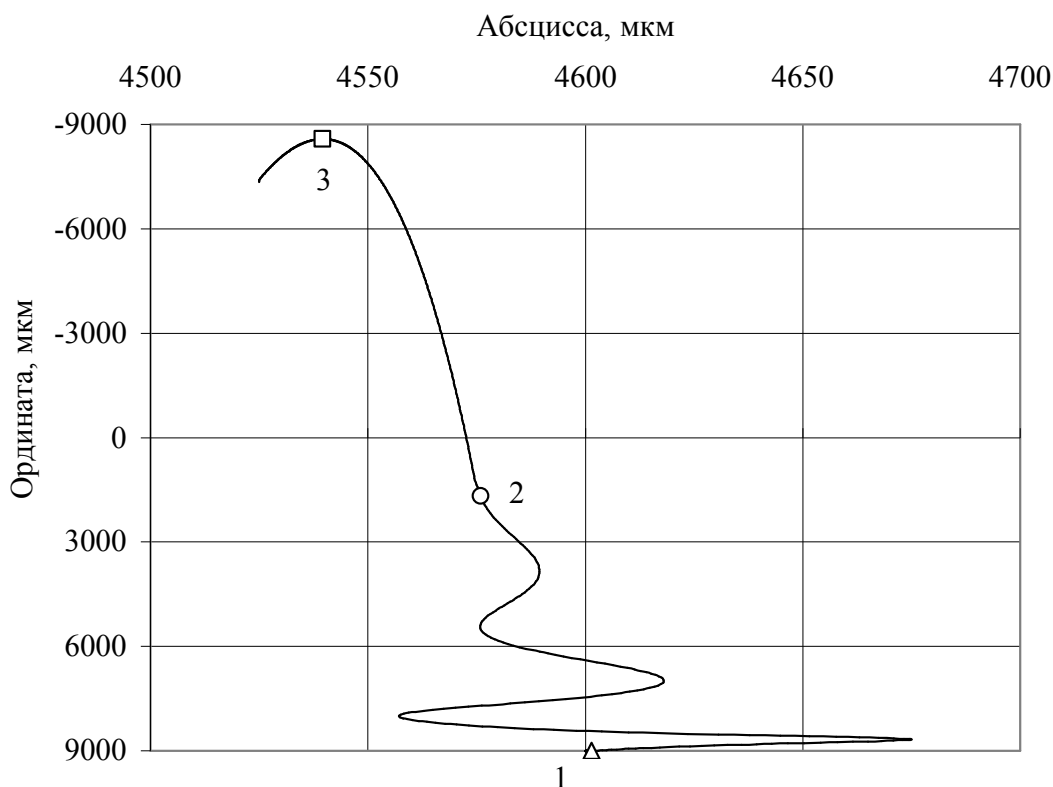


Рис. 3.11. Траектория движения центра тяжести флотационного комплекса и угольной частицы после его разрушения при  $\varphi_0 = 21^\circ$  (смещение  $e = 0,4R$ )

Таким образом, после разрушения флотокомплекса частица еще в течение 0,073 с движется вверх, что в 1,8 раза больше времени существования флотокомплекса, которое равняется 0,0396 с. Такое направление движения в течение определенного времени повышает

вероятность того, что частица может быть подхвачена другим пузырьком и вынесена в пенный слой.

На рис. 3.12 приведены траектории движения частицы относительно пузырька при всех значениях угла встречи элементов. Буквы А отвечают начальному положению частицы, В - моментам разрушения комплекса.

Данные рис. 3.12 свидетельствуют о том, что при достижении значения угла встречи больше, чем  $\varphi_0 = \Phi 7 = 38^\circ$  ( $e = 0,7R$ ), протяженность траектории резко уменьшается на порядок по сравнению с  $\Phi 1 = 5^\circ$  и в несколько раз по сравнению с  $\Phi 4 = 20^\circ$ , когда возникает отрыв частицы (рис. 3.12). Следовательно, уменьшается время существования флотационного комплекса. Таким образом, значение угла столкновения  $\varphi_0 = \Phi 7 = 38^\circ$  (при смещении  $e = 0,7R$ ) следует считать критическим для данных условий движения элементов.

Момент столкновения и начала взаимодействия частицы и пузырька определялся не только по изменению координат центров тяжести элементов, скоростей и ускорений, но и расчетом параметра  $S$  (см. формулу (3.2)). Результаты расчетов представлены на рис. 3.13.

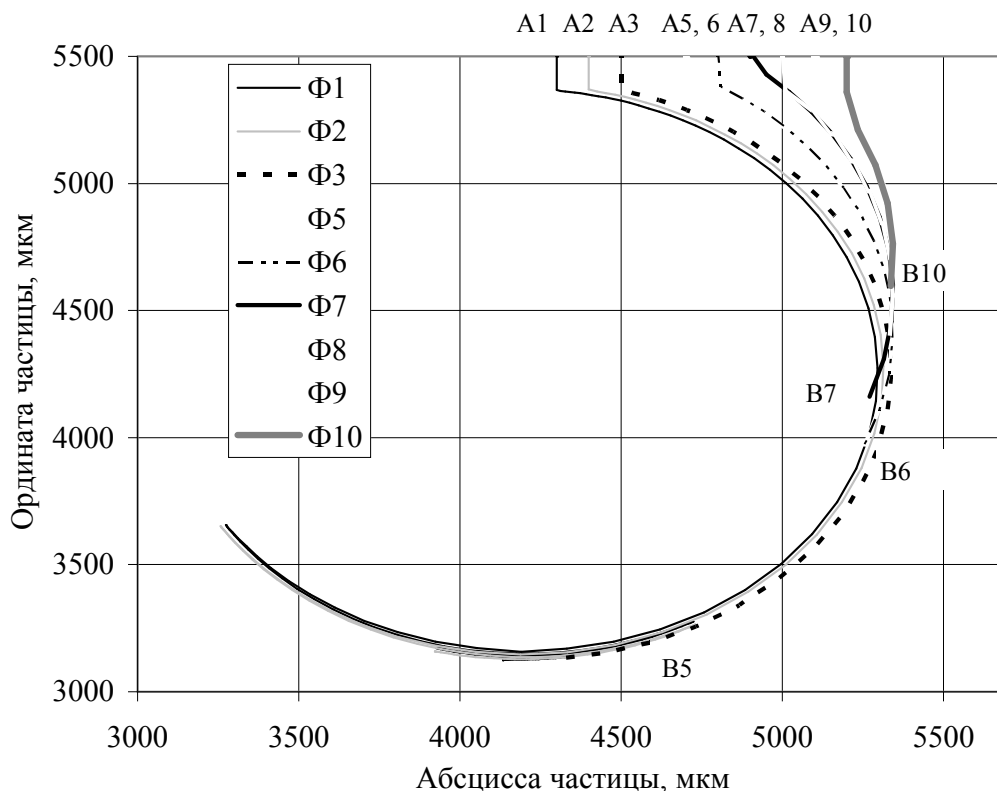


Рис. 3.12. Траектории движения угольной частицы в координатах пузырька для всех значений угла встречи



Из данных рис. 3.13 следует, что при малых значениях угла встречи (до  $15^0$ ) частица больше всего погружается в поверхность пузырька и происходят колебания этой поверхности. При

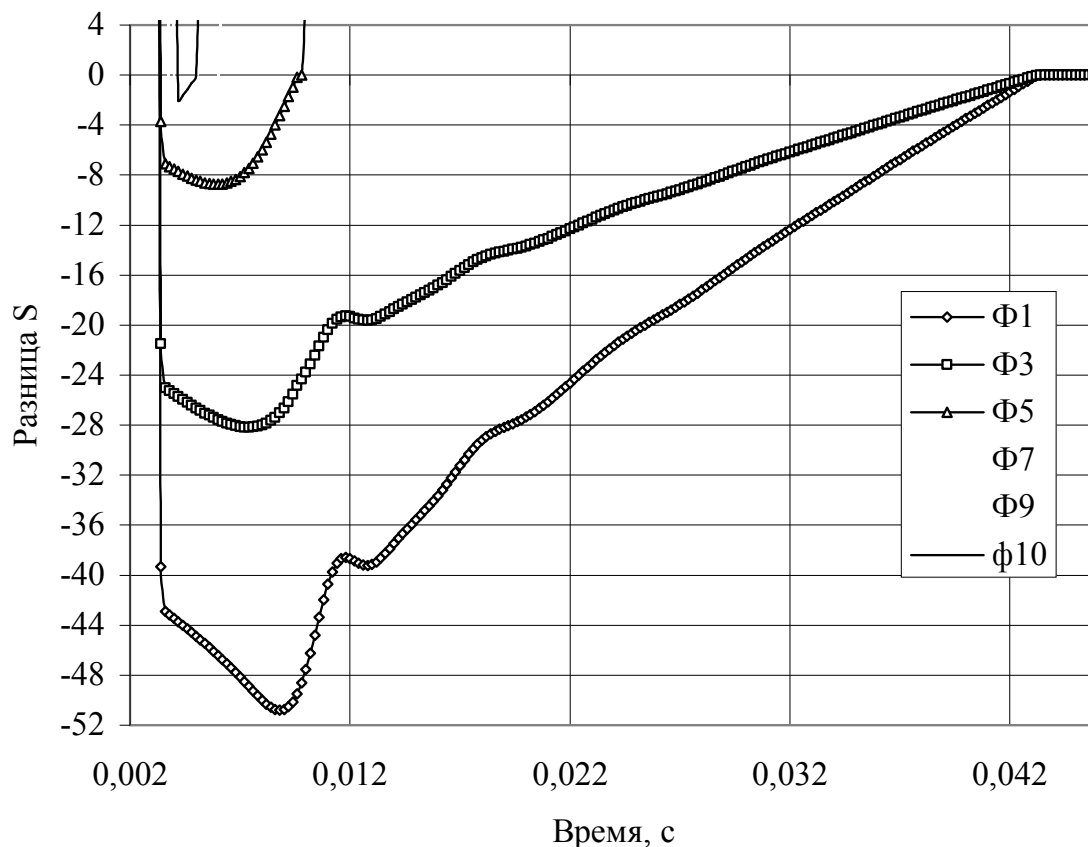


Рис. 3.13. Разница расстояния между центрами тяжести элементов и суммой их радиусов для всех значений угла встречи

достижении угла встречи  $\Phi 3 = 15^0$  колебания исчезают, и погружения происходит на меньшие значения. При чем разница между значениями погружения для „до критических" углов и „после критических" составляет  $52/4 = 13$  раз, а между „после критическими" только 2 раза.

Следовательно, при достижении критического угла встречи характер взаимодействия элементов изменяется, что связано с возникновением других значений равнодействующей силы, которая приводит к отрыву частицы от поверхности пузырька и разрушению флотационного комплекса.

### 3.3. Анализ скоростей и ускорений движения частицы относительно пузырька

На базе результатов работы компьютерной программы (пример приведен в Приложении А, табл. А1) выполнен расчет скоростей и ускорений движения частицы относительно пузырька. При этом скорость рассчитывалась по оси  $X$  и оси  $Y$  как разница между соседними значениями соответствующих координат. Поскольку прирост времени в модели принят  $dt = 10^{-6}$  с, с учетом сохранения данных в файл через 200 циклов счета между текущим и последующим значением  $dt$  составляет 0,0002 с, то можно записать:

$$V_x = \frac{dX}{dt} = \Delta X = X_n - X_{n-1}, \quad (3.3)$$

$$V_y = \frac{dY}{dt} = \Delta Y = Y_n - Y_{n-1}, \quad (3.4)$$

где  $V_x, V_y$  – скорость движения частицы в координатах пузырька по оси  $X$  и оси  $Y$ ;

$X_n, Y_n$  и  $X_{n-1}, Y_{n-1}$  – текущее и последующее значение координат центра тяжести частицы относительно пузырька.

Скорость движения определялась по формуле:

$$V = \sqrt{(V_x^2 + V_y^2)}. \quad (3.5)$$

Ускорение движения определялось как разница между соседними значениями скорости из тех же соображений, приведенных выше:

$$\frac{dV}{dt} = \Delta V = V_n - V_{n-1}. \quad (3.6)$$

Результаты расчетов представлены на рис. 3.14-3.16.

Из данных рис. 3.14 следует, что при столкновении элементов скорость движения частицы резко увеличивается (точка А).

Однако, затем закономерности изменения скорости различаются. Во всех случаях перемещение частицы по поверхности пузырька является неравномерным. При углах встречи от  $5^\circ$  до  $26^\circ$  возникают гармонические колебания скорости с периодом  $T = 0,0068$  с, что соответствует частоте около 150 Гц. При

низких значениях угла встречи каждый раз увеличение происходит на все меньшее значение (рис. 3.14, а).

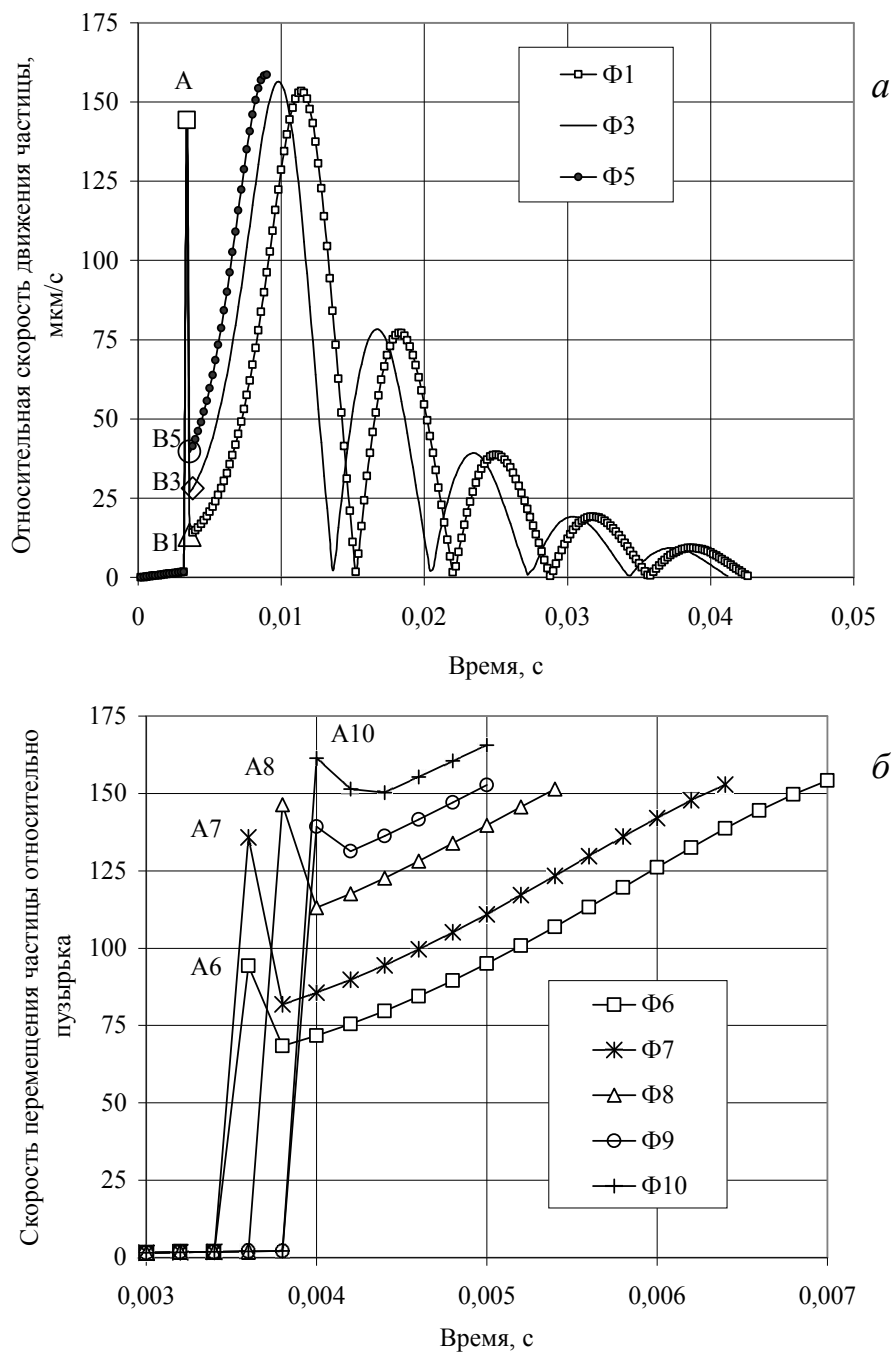


Рис. 3.14. Скорость движения частицы относительно пузырька для *а* –  $\varphi_0 = \Phi 1-\Phi 5$ , *б* -  $\varphi_0 = \Phi 6-\Phi 10$

Для углов встречи  $\varphi_0 = \Phi 1 - \Phi 5 = 5-26^0$  (смещение  $e = 0,1-0,5R$ ) скорость частицы при столкновении имеет практически равное высокое значение (точка А на рис. 3.14, а). Сразу после столкновения скорость частицы резко падает (точки В на рис. 3.14, а) во всех случаях. Однако, при увеличении угла встречи это снижение все больше уменьшается (сравн. точки В1 и В5). При перемещении по поверхности пузырька частица снова разгоняется и имеет высокую скорость при достижении нижней кормовой части пузырька. Далее возникает движение с чередованием ускорения и торможения, скорость изменяется в зависимости от места расположения частицы на поверхности пузырька. Колебания скорости связаны с движением частицы на нижней полусфере пузырька наподобие маятника (см. рис. 3.9). В конце траектории скорость имеет значение равное нулю, частица закрепляется в кормовой части пузырька при углах встречи  $\Phi 1-\Phi 3$  и флотационный комплекс существует длительное время. При угле встречи  $\Phi 4 = 21^0$  происходит отрыв частицы и возникает ее движение вслед за всплывающим пузырьком (см. рис. 3.11). При  $\Phi 5 = 26^0$  частица отрывается от своего носителя при высоком значении скорости, время существования флотационного комплекса продолжает снижаться, но частица еще поднимается вверх в фарватере пузырька (см. рис. 3.8). Для углов встречи  $\Phi 6$  и выше характерно повышение скорости в момент столкновения при росте угла встречи (точки А6-А10 на рис. 3.14, б). И дальше после контакта скорость снижается на все меньшее значение. В ходе перемещения частицы относительно пузырька скорость увеличивается, и отрыв происходит при высоких ее значениях. Время существования флотационного комплекса сокращается.

Ускорения движения частицы относительно пузырька показаны на рис. 3.15. В прямоугольнике справа вверху показаны ускорения в начальный период взаимодействия, внизу – колебания ускорения после контакта при перемещении частицы по поверхности пузырька для углов  $\Phi 1$  и  $\Phi 3$ .

Приведенные данные свидетельствуют о том, что в момент контакта ускорение имеет наибольшее позитивное значение для  $\varphi_0 = \Phi 10 = 61^0$  ( $e = R$ ), точка А10 (фрагмент вверху на рис 3.15). Достаточно высокое ускорение и для „до критических" значений угла встречи (точки А1, А3), но далее происходит наибольшее

торможение частицы, так как ускорение имеет максимальное отрицательное значение (точки В1, В3).

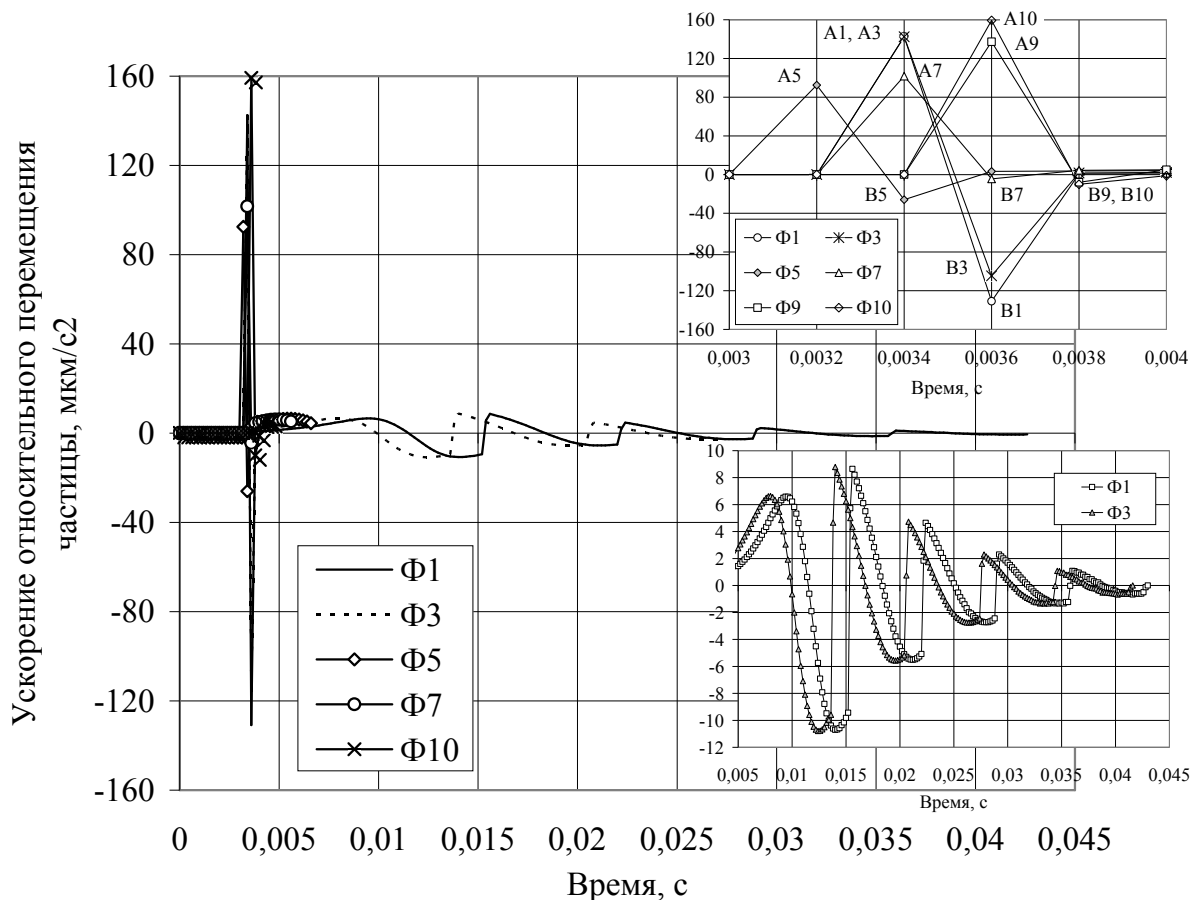


Рис. 3.15. Ускорения перемещения частицы относительно пузырька при разных углах встречи

При этом отрицательное значение ускорения для критического угла встречи  $\varphi_0 = \Phi 7 = 38^\circ$  ( $e = 0,7R$ ) меньше в 5-30 раз по сравнению с достигаемыми при „до критических“ значениях этого угла. Максимальное торможение частицы происходит при небольших углах встречи  $\Phi 1 - \Phi 3 = 5 - 15^\circ$  (см. пилообразные колебания ускорения, снижение его значения и закрепление частицы на фрагменте внизу).

Для „после критических“ значений угла встречи положительное ускорение при контакте растет (точки А9, А10), а отрицательные значения ускорения в этих случаях меньше в несколько раз (точки В9, В10).

В табл. 3.1 приведены значения средней скорости и суммы ускорений движения частицы по поверхности пузырька в относительных единицах.

Таблица 3.1

**Параметры движения частицы относительно пузырька при  
разных значениях угла встречи**

Угол встречи $\varphi_0$ , град.	Средняя скорость движения, мкм/с	Сумма значений ускорений движения, мкм/с <sup>2</sup>	Примечания
$\Phi 1=5$	38,6	-2,88	Закрепление на поверхности пузырька, длительное время существования флотационного комплекса
$\Phi 2=10$	42,3	-1,37	
$\Phi 3=15$	45,8	-1,02	
$\Phi 4=21$	52,4	1,75	Снижение времени существования флотационного комплекса, движение вверх вслед за пузырьком длительное время после отрыва
$\Phi 5=26$	60,3	3,52	
$\Phi 6=31$	71,2	26,7	
$\Phi 7=38$	90,5	53	Малое время существования комплекса и кратковременный подъем за пузырьком
$\Phi 8=44$	112,8	89,4	Разрушение флотационного комплекса и падение частицы вниз
$\Phi 9=52$	135,2	100,6	
$\Phi 10=61$	157,4	113,5	

Данные табл. 3.1 подтверждают вывод о повышении средней скорости движения частицы почти в 1,3 раза при достижении критического значения угла встречи  $\varphi_0 = \Phi 7 = 38^0$  ( $e = 0,7R$ ) с 71 до 90 относительных единиц. При небольших углах встречи  $\Phi 1-\Phi 3$  частица за весь период движения относительно пузырька в целом тормозится, так как отрицательные значения ускорения преобладают над положительными. При увеличении угла встречи положительное ускорение увеличивается на порядок, что снижает время существования флотационного комплекса. Для „после критических“ значений угла встречи  $\Phi 7-\Phi 10$  сумма ускорений положительна и имеет высокие значения: около 90-113 относительных единиц.

В связи с тем, что масса взаимодействующих элементов не изменяется в ходе имитационного исследования, ускорения отражают равнодействующую сил, действующих на частицу и

способствующих ее закреплению или отрыву. Таким образом, приведенный выше анализ изменения ускорений при перемещении частицы относительно поверхности пузырька справедлив и для возникающих сил.

На рис. 3.16 показано в графической форме изменение средней скорости относительного перемещения частицы по поверхности пузырька.

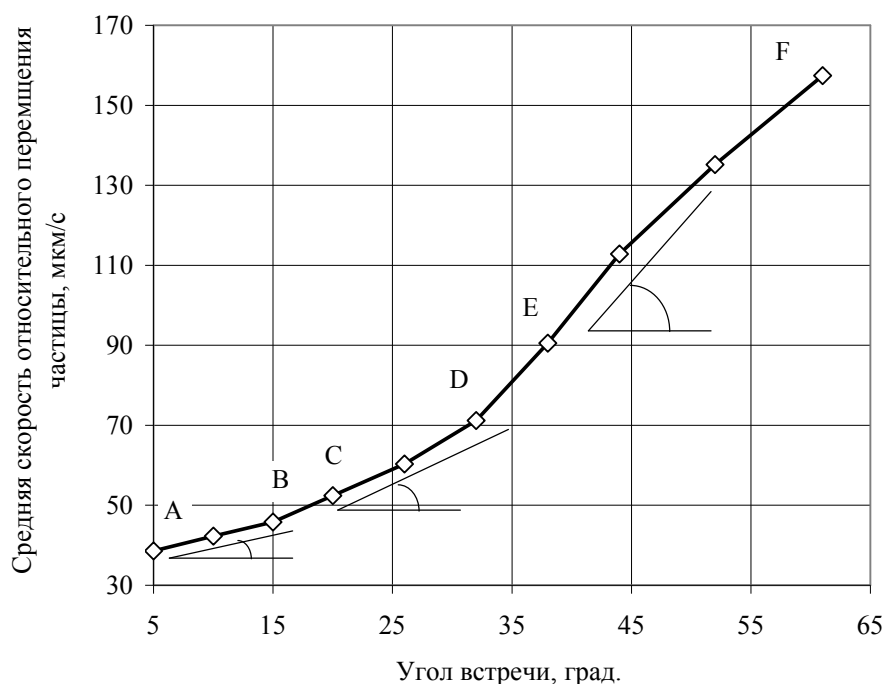


Рис. 3.16. Зависимость средней скорости относительного перемещения частицы от угла встречи

На графике можно разграничить три участка, когда изменяется скорость перемещения частицы по поверхности пузырька. При небольших углах встречи  $\Phi 1-\Phi 3 = 5-15^{\circ}$  на участке АВ средняя скорость растет незначительно. На участке CD при  $\Phi 4-\Phi 6 = 20-32^{\circ}$  изменение скорости происходит быстрее, время существования флотационного комплекса снижается. После его разрушения частица еще длительное время всплывает вверх за пузырьком. Это движение вверх повышает вероятность выноса гидрофобной частицы в пенный слой. Когда угол встречи достигает критического значения  $\Phi 7 = 38^{\circ}$  (точка E) средняя скорость перемещения имеет высокие значения на участке EF. Углы наклона трех участков графика различны, что свидетельствует о разной скорости изменения параметра на этих трех участках. Статистическая обработка данных показала экспоненциальную зависимость средней скорости от угла встречи:

$$V = 31,66 e^{0,03\varphi_0}, \quad R^2 = 0,9891 \quad (3.7)$$

На рис. 3.17 показано изменение времени существования флотационного комплекса в зависимости от угла встречи гидрофобной частицы и воздушного пузырька.

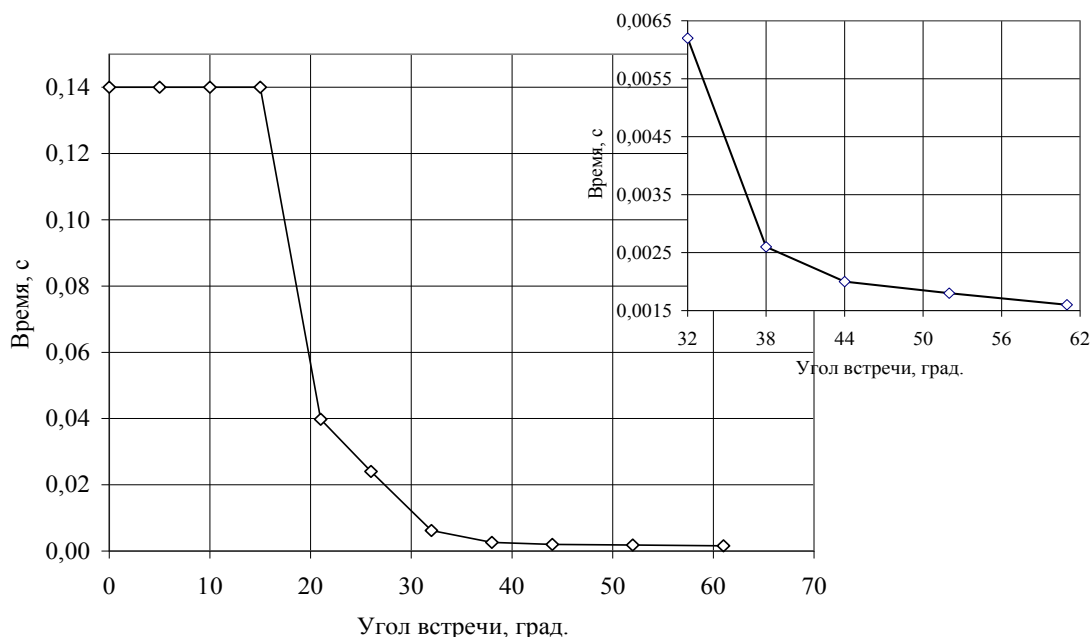


Рис. 3.17. Зависимость времени существования флотационного комплекса от угла встречи

Для удобства анализа справа в выноске показан график изменения малых значений времени при углах встречи  $\Phi 6 - \Phi 10 = 32 - 61^\circ$ .

Значения времени существования флотационного комплекса для углов встречи от  $0$  до  $15^\circ$  условно показаны равными всему времени моделирования в течение 140000 циклов счета. В этот период времени частица оставалась на поверхности пузырька и всплывала вместе с ним – флотационный комплекс не разрушался и существовал неограниченно долго. Реально эти значения больше на несколько порядков. Из представленных данных следует, что время существования флотокомплекса резко снижается при углах встречи более  $38^\circ$ . Этот еще раз подтверждает, что угол встречи  $\varphi_0 = \Phi 7 = 38^\circ$  является критическим с точки зрения существования флотационного комплекса.

Статистическая обработка данных позволила получить экспоненциальную зависимость времени существования



флотационного комплекса от угла встречи с высокой степенью приближения:

$$\tau = 21,9321 e^{-0,18\varphi_0} \quad R^2 = 0,9162. \quad (3.8)$$

Для увеличения времени существования флотационного комплекса необходимо создать такие условия и свойства поверхности раздела фаз, которые были бы направлены на снижение скорости движения частицы относительно пузырька и, соответственно, равнодействующей сил, стремящихся оторвать частицу от носителя.

В связи с тем, что определено критическое значение угла встречи для  $\varphi_0 = 38^0$ , было проведено исследование влияния вязкостного сопротивления слоев на поверхности раздела фаз на параметры движения частицы относительно пузырька именно при критическом значении угла встречи.

#### 3.4. Имитационное исследование влияния вязкостного сопротивления на параметры движения элементов при критическом угле встречи

Исследование физических явлений, происходящих на поверхности раздела флотационных фаз, особенно минерализации воздушных пузырьков, проводились на протяжении многих лет в двадцатом столетии [7-15, 34, 62]. Но и в настоящее время имеют место противоречия и только качественное обсуждение результатов, что связано со значительными трудностями при теоретическом и экспериментальном моделировании механизма образования флотационного комплекса. При этом, несмотря на отличия в теоретических подходах и методах исследования сформировались следующие основные положения [73-78, 81-86, 92-94].

При всех случаях образования флотационного комплекса определяющую роль имеет снижение гидратированности поверхности как пузырьков, так и частиц. Гидратные слои на поверхности фаз имеют толщину до 0,1 мкм (до десятков тысяч молекул) и неоднородную диффузную структуру.

Слои молекул воды, которые находятся ближе всего к поверхности, четко ориентированы, при увеличении расстояния от поверхности эта ориентированность и прочность связи с поверхностью все больше снижается, молекулы располагаются все более беспорядочно и все меньше отличаются от свойств молекул воды в объеме (обозначенные как Ж<sub>2</sub> на рис. 3.18, а).

Деформация воздушного пузырька и его контакт с водной прослойкой приближает атомы взаимодействующих фаз на меньшее расстояние, чем это имеет место при взаимодействии твердых тел. Таким образом, существует вероятность возникновения значительных дисперсионных сил притяжения пузырька к ориентированной квазитвердой части водной прослойки [93].

При образовании периметра контакта фаз происходит разрушение гидратной прослойки за счет преодоления ее энергетического барьера и удаления воды, находящейся в диффузной части гидратного слоя.

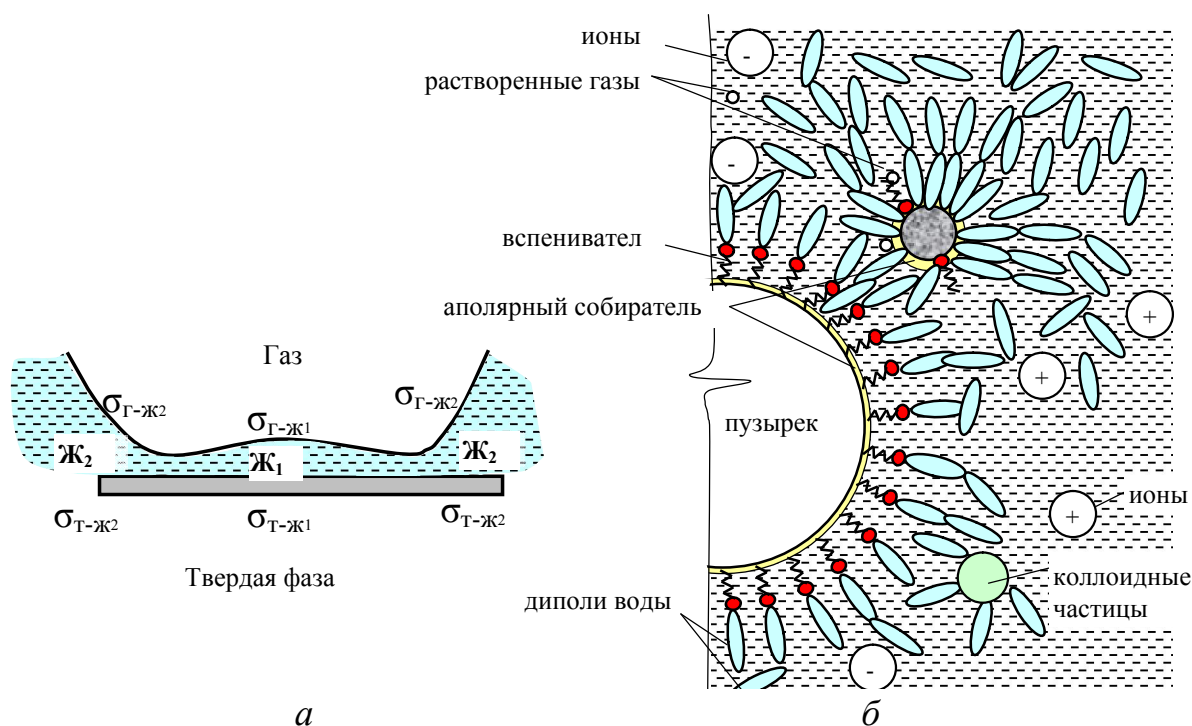


Рис. 3.18. Схематическое представление остаточного гидратного слоя (а) и адсорбированных молекул на поверхности раздела фаз (б)

В настоящее время законы течения предельных слоев воды установлены лишь в первом приближении. Наличие реагента-коллектора снижает энергетический барьер и толщину не только

остаточной гидратной прослойки, но и всего гидратного слоя. На периметре контакта фаз имеет место адсорбция коллоидных частиц, которые всегда присутствуют во флотационной пульпе (рис. 3.18, б). О.С. Богдановым с сотрудниками доказано, что остаточная гидратная прослойка разрушается при скольжении частицы относительно поверхности пузырька - частица преодолевает энергетический барьер, достигает неустойчивых слоев молекул воды и закрепляется на поверхности пузырька с образованием флотационного комплекса. Время контакта, необходимое для слипания, зависит от кинетики разрушения водной прослойки [92, 120]. При разрушении гидратного слоя большое значение имеет удар, когда возникают на короткое время силы, на несколько порядков превышающие все другие. При этом частица углубляется в диффузный гидратный слой поверхности пузырька, что способствует снижению скорости ее движения и повышению вероятности закрепления [12, 34, 88].

Приведенные выше в сокращенном виде результаты предшествующих работ свидетельствуют о необходимости при имитационном моделировании исследовать влияние именно вязкостного сопротивления поверхности угольной частицы и воздушного пузырька, которое обусловлено аномальными свойствами квазикристаллического остаточного гидратного слоя и адсорбцией реагентов и коллоидных частиц, на параметры движения элементов при критическом угле встречи.

Из сведений по механике твердых тел и элементов теории упругости известно определение сдвига как деформации, при которой все слои тела, параллельные некоторой плоскости, смещаются друг относительно друга. Закон Гука устанавливает зависимость между напряжением и параметрами сдвига через модуль сдвига. В механике жидкостей установлена зависимость между силой сопротивления перемещению слоев жидкости друг относительно друга и вязкостью или коэффициентом внутреннего трения. Сдвиг в твердом теле и перемещение слоев в жидкости имеют общие черты, которые могут быть отнесены и к свойствам квазикристаллического остаточного гидратного слоя, поскольку он занимает промежуточное положение между этими фазами.

В табл. 3.2 приведены данные, характеризующие упругие свойства ряда материалов, которые можно приблизить к свойствам взаимодействующих при флотации фаз.

Таблица 3.2

**Упругие постоянные**

Материал	Модуль сдвига, н/м <sup>2</sup>	Коэффициент Пуассона	Модуль объемной упругости, н/м <sup>2</sup>
Бетон	12x10 <sup>9</sup>	0,125	12,2x10 <sup>9</sup>
Гранит	29x10 <sup>9</sup>	0,125	18,9x10 <sup>9</sup>
Мрамор	28x10 <sup>9</sup>	0,124	18,7x10 <sup>9</sup>
Известняк	15x10 <sup>9</sup>	0,2	19,4x10 <sup>9</sup>
Средние данные	19x10 <sup>9</sup>	0,15	16,85x10 <sup>9</sup>
Каучук	0,27x10 <sup>7</sup>	0,46	3,29x10 <sup>7</sup>
Резина мягкая	0,1x10 <sup>7</sup>	0,47	1,81x10 <sup>7</sup>
<i>Средние данные</i>	0,19x10 <sup>7</sup>	0,46	2,55x10 <sup>7</sup>

Таблица 3.3

**Значения коэффициента внутреннего вязкостного сопротивления на поверхности раздела фаз и его обозначение**

Коэффициент внутреннего вязкостного сопротивления $KvI$	Серия имитационных экспериментов	Обозначение на графиках
10000 = 1E <sup>4</sup>	1	E4
100000 = 1E <sup>5</sup>	2	E5
1000000 = 1E <sup>6</sup>	3	E6
10000000 = 1E <sup>7</sup>	4	E7
100000000 = 1E <sup>8</sup>	5	E8
1000000000 = 1E <sup>9</sup>	6	E9
2000000000 = 2E <sup>9</sup>	7	2E9
3000000000 = 3E <sup>9</sup>	8	3E9
4000000000 = 4E <sup>9</sup>	9	4E9
5000000000 = 5E <sup>9</sup>	10	5E9
6000000000 = 6E <sup>9</sup>	11	6E9
7000000000 = 7E <sup>9</sup>	12	7E9
8000000000 = 8E <sup>9</sup>	13	8E9
9000000000 = 9E <sup>9</sup>	14	9E9

Из средних данных следует, что параметр, характеризующий упругие свойства хрупкого и пластичного материала, отличается в 10000 раз. Этот интервал и был принят при моделировании как характеристика внутреннего вязкостного сопротивления, сведения о котором представлены в табл. 3.3.

На рис. 3.19-3.20 показаны траектории движения воздушного пузырька при критическом угле встречи  $\varphi_0 = \Phi_7 = 38^\circ$  ( $e = 0,7R$ ) и разных значениях коэффициента внутреннего вязкостного сопротивления  $KvI$ . На траекториях крупными маркерами обозначены моменты времени, когда частица отрывается от пузырька.

Из данных рис. 3.19, 3.20 следует, что в зависимости от величины коэффициента  $KvI$  наблюдается четыре типа траекторий, являющихся следствием разного типа движения частицы по поверхности пузырька. К первому типу относятся траектории при малых значениях  $KvI = 10^4$ - $10^6$ , обозначенные как Е4-Е6. Здесь пузырек почти не отклоняется в горизонтальном направлении от вертикальной линии всплывания (рис. 3.19).

Второй тип траекторий имеет место при увеличении коэффициента сопротивления от  $10^7$  до  $3 \cdot 10^9$  (рис. 3.19, 3.20). Следует напомнить, что именно при значении  $KvI = 10^9$  определен критический угол встречи  $\Phi_7 = 38^\circ$  (см. п. 3.3). При этих величинах  $KvI$  отмечается наибольшее отклонение пузырька влево по линии АВС, которое соответствует крайнему правому положению частицы на поверхности пузырька, что будет рассмотрено ниже. Затем пузырек всплывает вверх без отклонения влево.

Третья группа траекторий характеризуется наличием отклонения пузырька от крайней правой точки С к левой при всплывании по линии CD (рис. 3.20). Здесь  $KvI$  имеет значение в пределах от  $4 \cdot 10^9$  до  $7 \cdot 10^9$ .

При  $KvI = 4 \cdot 10^9$  возникает движение частицы по нижней полусфере пузырька по аналогии с маятниковым.

И четвертый тип траектории движения пузырька появляется при самых высоких значениях  $KvI = 8$ - $9 \cdot 10^9$ . Для него характерно отклонение пузырька вправо к точке F и последующее всплывание по траектории, близкой к вертикальной с небольшим смещением вправо. Такая траектория также определяется параметрами движения частицы относительно пузырька.

На рис. 3.21 приведены траектории движения частицы вместе с пузырьком во время существования флотационного комплекса и после его разрушения. На рис. 3.21 пунктирным овалом отмечена область, когда частица отрывается от пузырька во всех случаях.

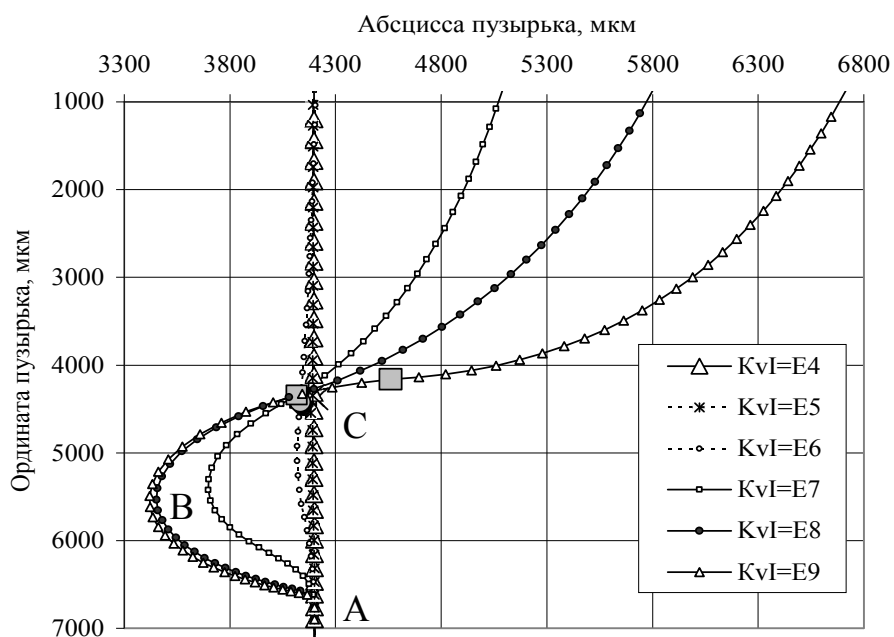


Рис. 3.19. Траектория движения пузырька при низких значениях коэффициента внутреннего вязкостного сопротивления

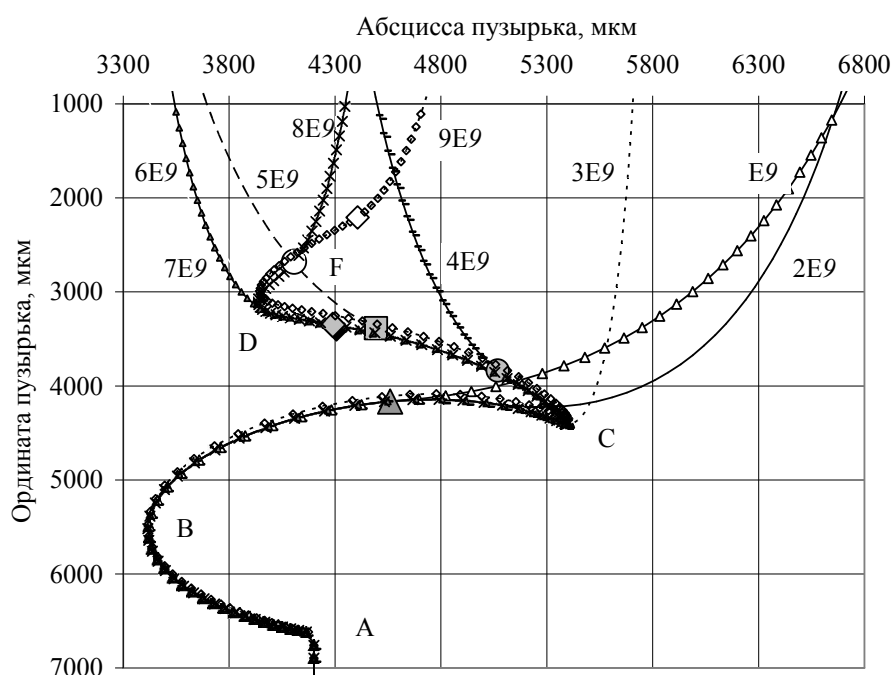


Рис. 3.20. Траектория движения пузырька при высоких значениях коэффициента внутреннего вязкостного сопротивления

Можно увидеть, что после отрыва от пузырька частица еще некоторое время продолжает двигаться вверх и этот подъем тем больше, чем больше время существования флотационного комплекса, зависящее прямо пропорционально от увеличения вязкостного сопротивления поверхностных слоев взаимодействующих элементов. Для  $KvI = 9E^9$  это время и путь имеют максимальные значения.

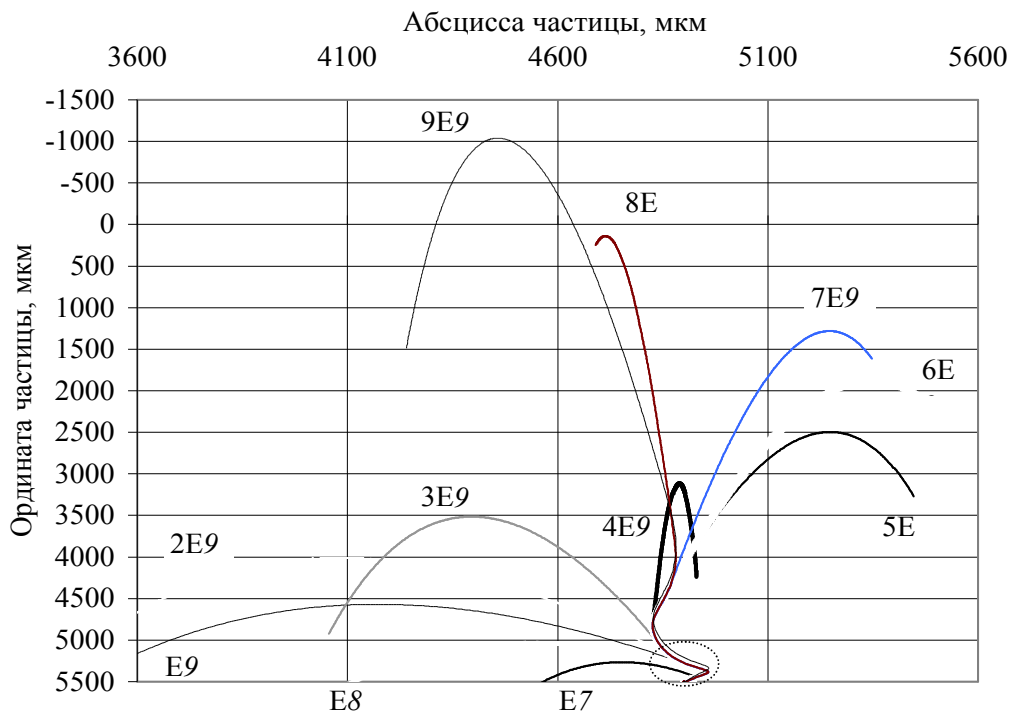


Рис. 3.21. Траектория движения частицы в составе флотационного комплекса и после его разрушения

На рис. 3.22 показано сравнение траекторий движения частицы для наибольшего значения  $KvI$  и угла встречи, когда возникает разрушение флотационного комплекса после определенного времени его существования  $\varphi_0 = \Phi_4 = 21^0$  ( $e = 0,4R$ ). Круглым маркером отмечен момент отрыва частицы от пузырька, ромбом – начало движения частицы вниз. Как свидетельствуют данные рис. 3.22, в первом случае (1), когда  $KvI = 9E^9$ , частица движется в составе флотационного комплекса в течение 0,02 с и проходит путь по вертикали 2156 относительных единиц. После отрыва движется вверх еще 0,05 с и проходит путь в 4393 отн. ед.

Эти параметры определены на основании цифровых данных, приведенных в сформированных компьютерной программой файлах. Во втором случае ( $\varphi_0 = \Phi_4 = 21^\circ$ ) время существования флотокомплекса составляет 0,04с, путь с комплексом по вертикали 7590 отн.ед., последующее движение вверх после отрыва в течение 0,07 с, путь по вертикали около 10000 отн. ед.

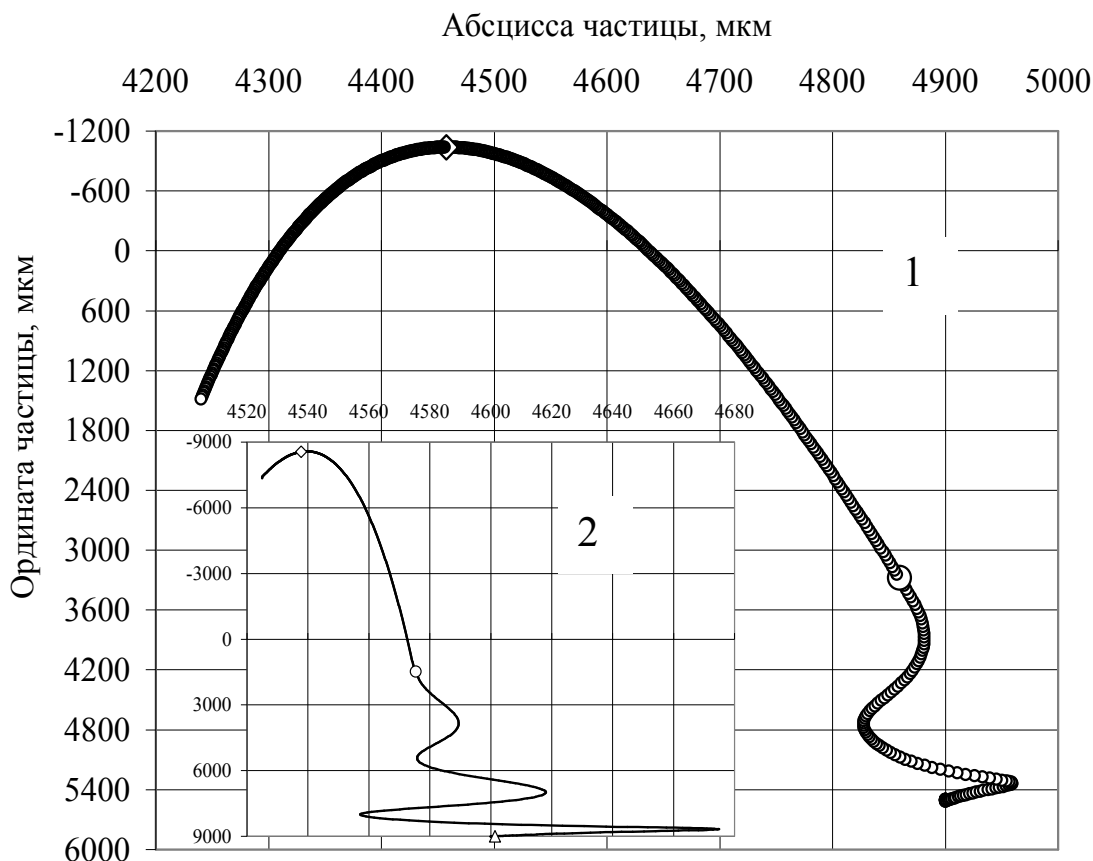


Рис. 3.22. Сравнение траекторий частицы с пузырьком и после разрушения флотокомплекса для определения влияния угла встречи и коэффициента внутреннего вязкостного сопротивления поверхностных слоев элементов

Таким образом, время существования комплекса, его путь и последующее всплывание частицы следом за пузырьком при  $\varphi_0 = \Phi_4$  ( $e = 0,4R$ ) почти вдвое больше, чем при максимальном значении вязкостного сопротивления.

Это позволяет сделать вывод об определяющем значении угла столкновения при данных начальных условиях. Однако параметры столкновения элементов в камере ординарной флотационной



машины регулировать невозможно, а вязкостное сопротивление поверхностных слоев можно изменять в определенных границах путем подбора сочетаний реагентов, которые используются и действуют на границах разделения фаз «жидкость-твердое» и «жидкость-воздух».

На рис. 3.23 показано движение частицы относительно пузырька. Крупными серыми маркерами показан момент разрушения флотационного комплекса.

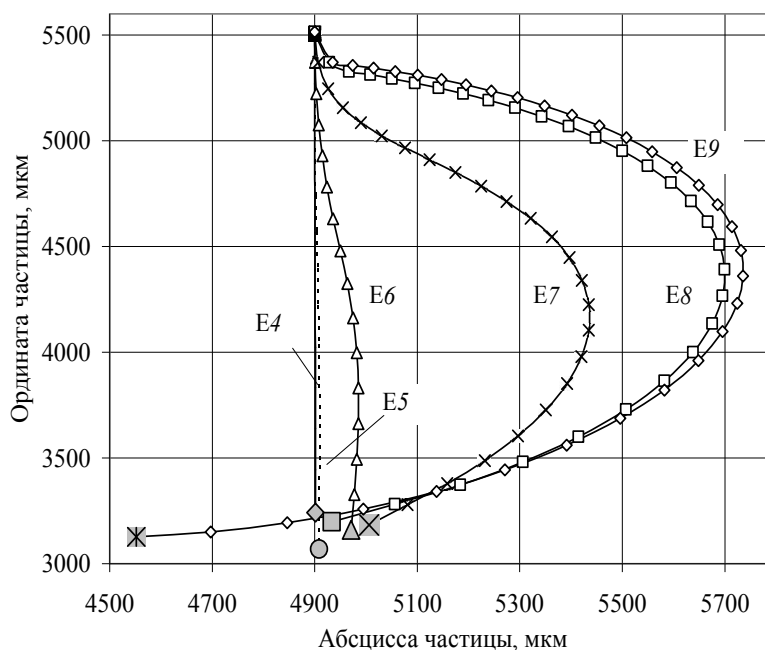


Рис. 3.23. Траектория движения частицы по поверхности пузырька при небольших значениях вязкостного сопротивления

При этом можно отметить, что при малых значениях вязкостного сопротивления длина траектории и время существования флотокомплекса увеличиваются при росте  $KvI$ , однако отрыв частицы все же имеет место на нижней полусфере пузырька.

На рис. 3.24 представлены такие же траектории для больших значений коэффициента вязкостного сопротивления поверхностных слоев взаимодействующих элементов – угольной частицы и воздушного пузырька.

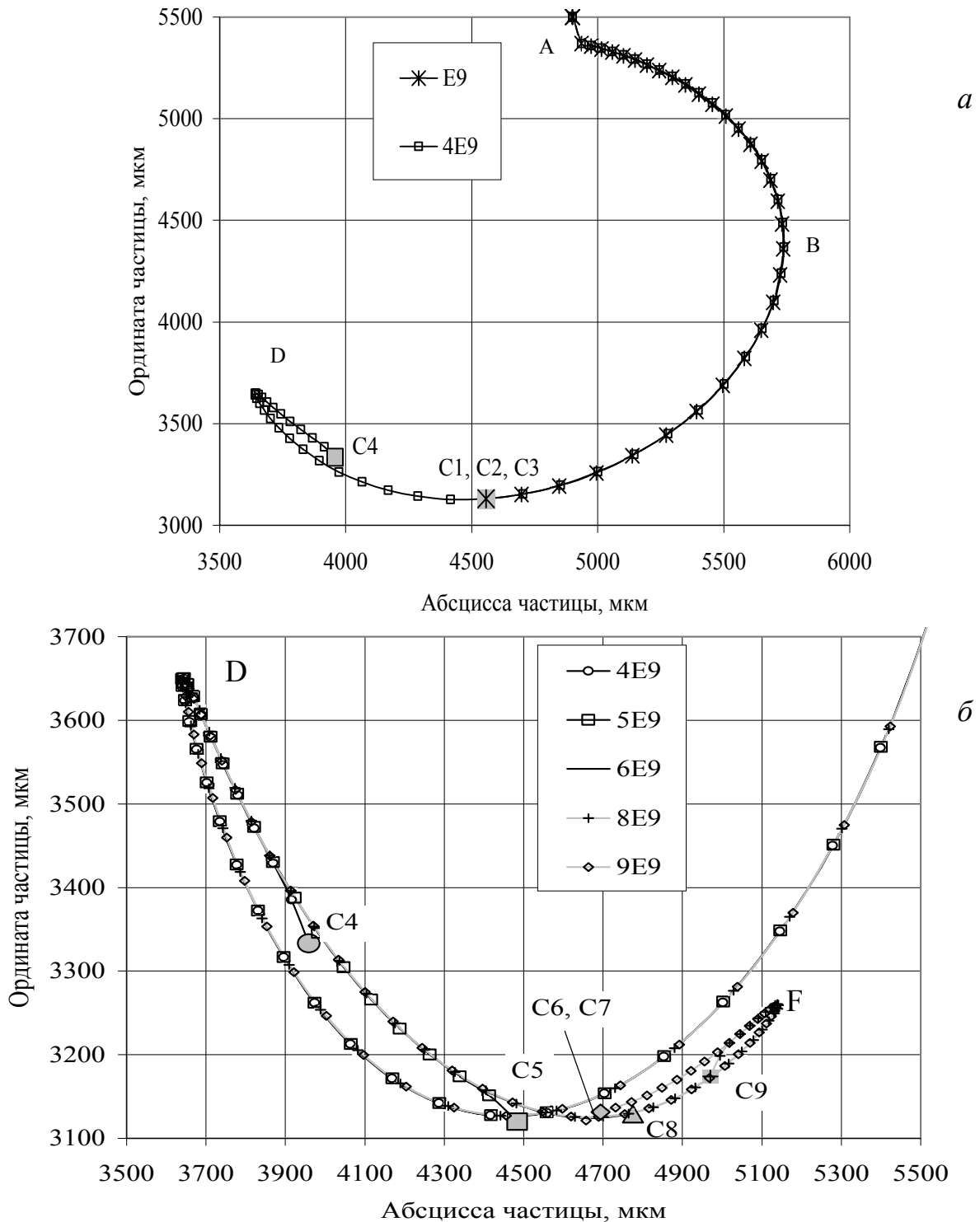


Рис. 3.24. Траектория перемещения частицы относительно пузырька: *a* – при  $KvI = 10^9 - 4 \cdot 10^9$ , *б* – конец траектории при  $KvI = (4-9) \cdot 10^9$

Из данных рис. 3.24 следует, что при повышении значения  $KvI$  длина траектории движения частицы относительно пузырька все больше увеличиваются, то есть растет время присутствия частицы на поверхности пузырька и вероятность ее закрепления и образования флотационного комплекса. При этом при  $KvI = (1-$

3)  $10^9$  все три траектории совпадают и проходят, начиная от точки начала взаимодействия А, к крайнему правому положению на поверхности пузырька в точке В и дальше к точке отрыва С1-С3 (рис. 3.24, а).

Для  $KvI = 4 \cdot 10^9$  возникает движение частицы относительно нижней полусферы пузырька, схожее с движением маятника - частица от точки В проходит самую нижнюю точку на поверхности пузырька и поднимается к крайнему левому положению в точке D, затем отрывается при скольжении в точке С4 или в точке С5 при  $KvI = 5 \cdot 10^9$  (рис. 3.24, б). Таким образом при росте  $KvI$  от 4 до  $5 \cdot 10^9$  траектория движения увеличивается на расстояние С4-С5. В других случаях траектории относительного движения частицы совпадают: при  $KvI = (6-7) \cdot 10^9$  траектории движения полностью совпадают между собой при одновременном увеличении длины по отношению к траекториям для  $KvI = (4-5) \cdot 10^9$ , разрушение флотокомплекса происходит в точках С6, С7 без подъема частицы до точки F (рис. 3.24, б). Для максимальных значений  $KvI = (8-9) \cdot 10^9$  на траектории возникает еще один подъем частицы - из крайнего левого положения в точке D частица во второй раз проходит нижнюю точку на полусфере пузырька и поднимается в крайнее правое положение в точке F. Но за счет торможения и снижения скорости движения при высоких значениях вязкостного сопротивления высота подъема в точке F значительно ниже, чем в точке D. Отрыв частицы происходит в точках С8 и С9 (см. рис. 3.24, б) в соответствии со значениями вязкостного сопротивления  $KvI = 8 \cdot 10^9$  и  $9 \cdot 10^9$ .

Таким образом, за счет подбора реагентного режима флотации угля можно найти такое сочетание реагента-собирателя и реагента-вспенивателя, для которых адсорбционные слои на поверхности частицы и пузырька будут иметь наибольший коэффициент вязкостного сопротивления. Такое сочетание будет способствовать увеличению времени контакта частицы и пузырька и повышать вероятность образования и существования флотационного комплекса.

На базе полученных результатов работы компьютерной программы в цифровом виде определены скорости и ускорения изменения положений центров тяжести взаимодействующих элементов. На рис. 3.25 и 3.26 представлены скорости относительного движения частицы для всех значений

коэффициента вязкостного сопротивления. На графиках маркерами увеличенного размера показаны моменты времени, когда частица отрывается от пузырька.

Из данных рис. 3.25 следует, что при увеличении  $KvI$  растет время пребывания частицы на поверхности пузырька. До столкновения в точке A1 частица движется со скоростью, которая обусловлена соотношением силы тяжести частицы в пульпе и сил сопротивления ее передвижению, и имеющей небольшое значение. После столкновения с пузырьком скорость резко растет (точка A2), а затем происходит ее снижение к значению в точке B (рис. 3.25).

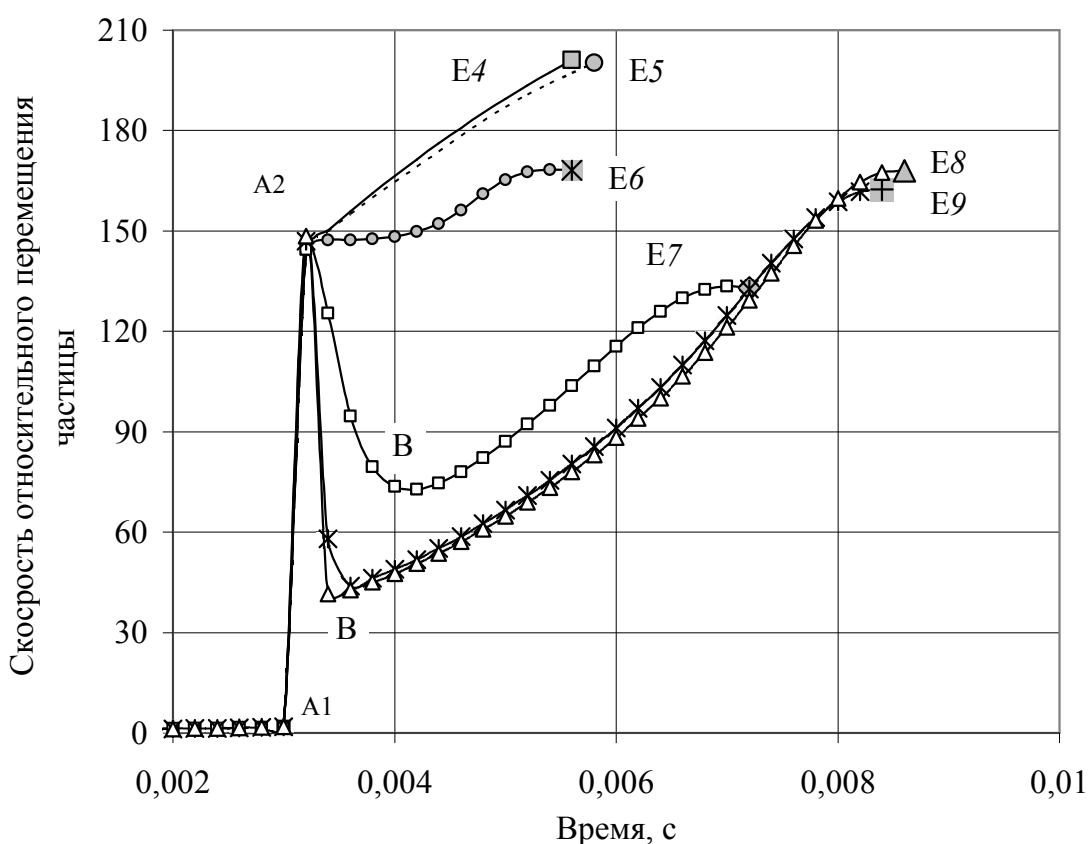


Рис. 3.25. Скорость относительного перемещения частицы при значениях  $KvI = 10^4 - 10^9$

При малых коэффициентах вязкостного сопротивления  $KvI = 10^4 - 10^5$  снижения скорости не происходит. Для  $KvI = 10^6$  скорость после столкновения некоторое время остается почти постоянной, а затем растет, точка снижения скорости B отсутствует. При увеличении  $KvI$  до значения  $10^7$  на графике изменения скорости возникает точка B, и чем больше коэффициент вязкостного сопротивления, тем сильнее снижается скорость относительного движения частицы и это снижение максимально при  $KvI = 10^9$ .

На рис. 3.26 показаны колебания скорости относительного перемещения частицы при высоких значениях  $KvI$ .

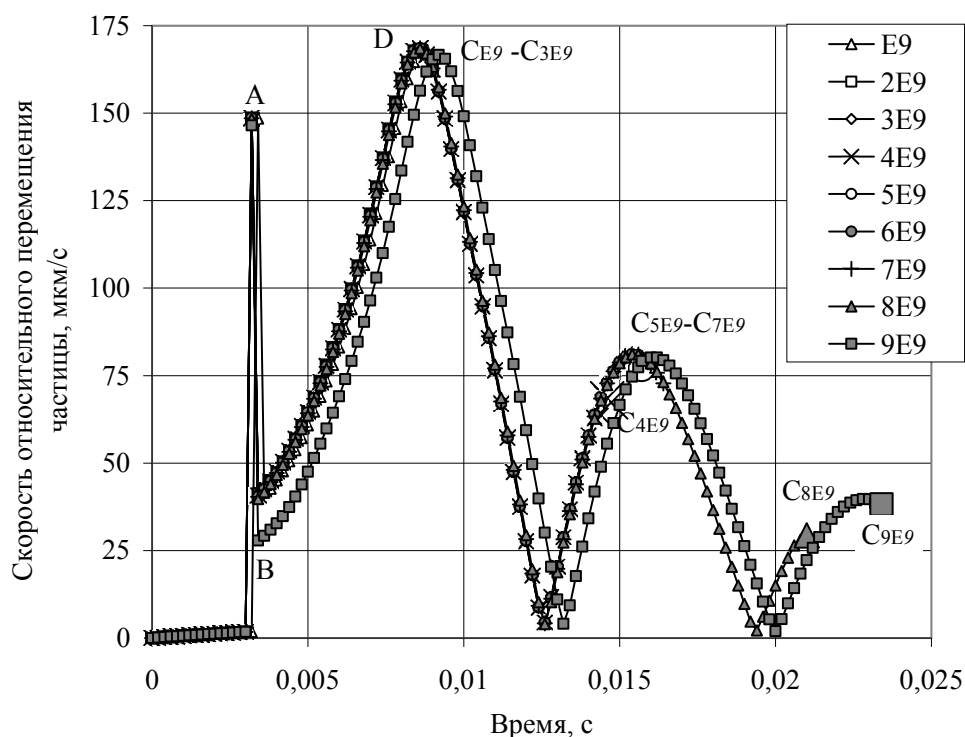


Рис. 3.26. Скорость относительного перемещения частицы при значениях  $KvI = (1-9)10^9$

Для  $KvI = 10^9-3 \cdot 10^9$  скорость растет и отрыв происходит в точке D, когда скорость относительного перемещения частицы имеет максимальное значение (рис. 3.26). При достижении значений  $KvI = (3-9)10^9$  возникают периодические колебания скорости с периодом 0,0068с, что связано с перемещением частицы по поверхности пузырька до точки D (рис. 3.24, а).

Для  $KvI = (4-7) \cdot 10^9$  отрыв происходит на втором пике повышения скорости, точки C4E9-C7E9. Для анализа этих колебаний рассмотрим положение частицы на поверхности пузырька и изменения скорости и ускорения движения для  $KvI = 9 \cdot 10^9$ , которые показаны на рис. 3.27 и 3.28.

Характерные точки на графиках и на поверхности пузырька (рис. 3.27, а) отмечены буквами и маркерами серого цвета. Из полученных данных можно заключить, что при движении частицы от точки B к D1, которая находится на нижней четверти 2

поверхности пузырька (рис. 3.27, а), скорость частицы растет до максимальной – частица разгоняется.

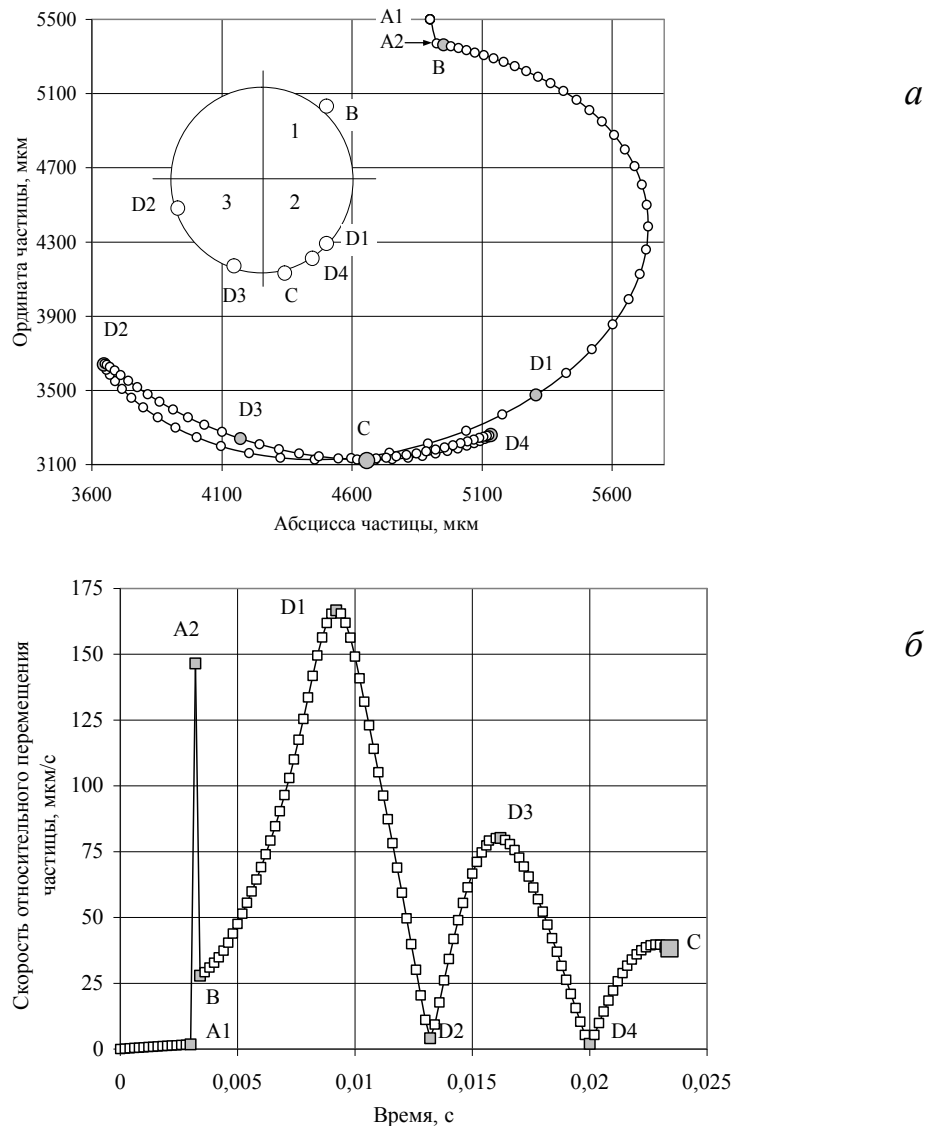


Рис. 3.27. Траектория (а) и скорость относительного перемещения частицы (б) при максимальном значении  $KvI$

В точке D1 ускорение имеет максимальное значение и изменяется от наибольшего отрицательного значения в точке В к наибольшему положительному в точке D1 (участок В-D1 на рис. 3.28). Дальше от точки D1 к точке D2 на нижней четверти 3 поверхности пузырька частица постепенно тормозится - скорость снижается, ускорение отрицательное. После подъема на определенную высоту на поверхности пузырька в точке D2 частица скользит вниз, разгоняется на участке D2-D3, скорость и ускорение

повышаются. Это дает ей возможность подняться на некоторую высоту в точке D4 на правой нижней полусфере пузырька 2.

Но высота расположения точки D4 уже меньше, чем точки D2, потому что частица потеряла часть своей энергии при движении по вязкой поверхности адсорбционных слоев.

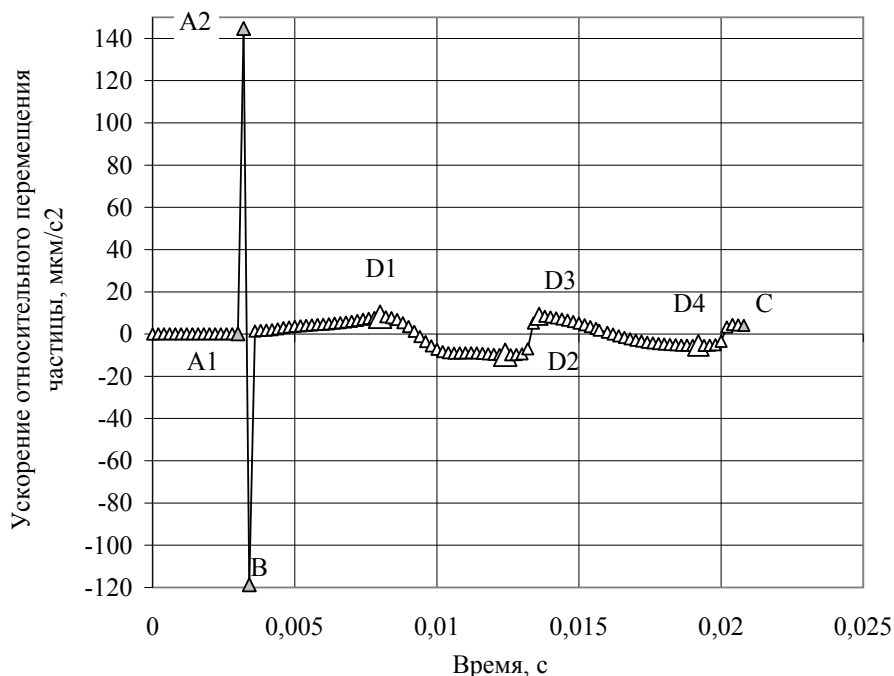


Рис. 3.28. Ускорение частицы при относительном перемещении по поверхности пузырька при максимальном значении  $KvI$

Далее за счет скольжения по нижней полусфере от точки D4 к точке С скорость и ускорение начинают расти и частица отрывается от поверхности пузырька в точке С, которая расположена у самого низа сферы пузырька. При этом после отрыва частица продолжает значительное время всплывать вверх в фарватере пузырька за счет приобретенного момента движения (см. рис. 3.22), и это время в 2,5 раза превышает время существования флотационного комплекса при критическом угле встречи.

На рис. 3.29 показано ускорение относительного движения частицы для разных значений  $KvI$  в начальный период контакта, когда колебания ускорения наиболее значительны, а на рис 3.30 – при дальнейшем перемещении частицы по поверхности пузырька (буквами С обозначен момент отрыва частицы от носителя).

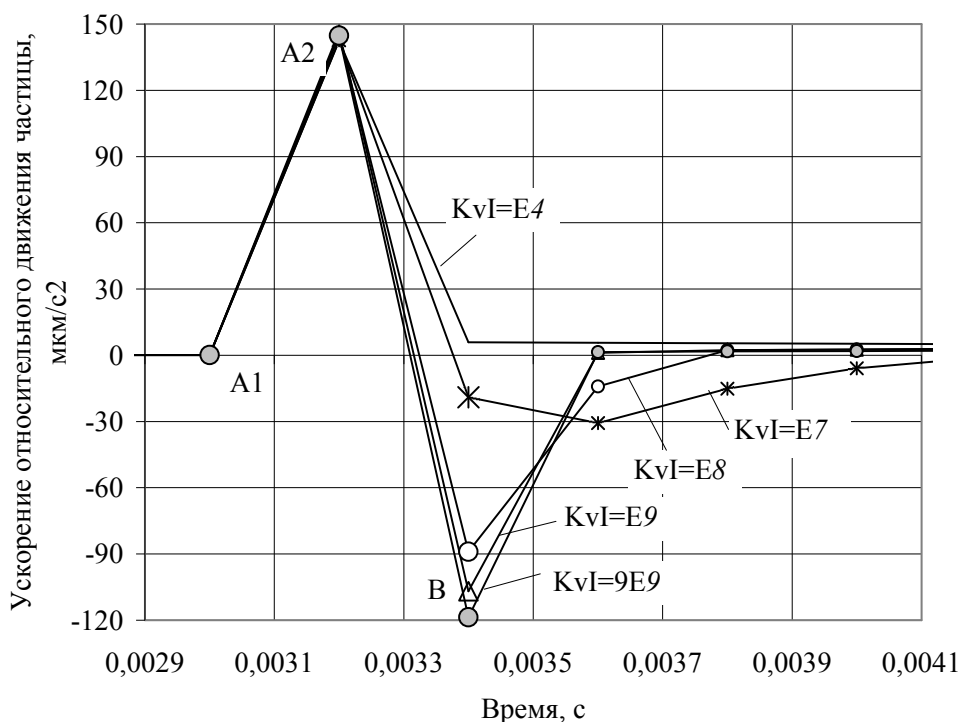


Рис. 3.29. Изменение ускорения относительного движения частицы в начальный момент контакта

Из приведенных данных следует вывод о том, что во всех случаях при столкновении (точка A1) происходят резкие колебания ускорения движения от максимальных положительных к максимальным отрицательным за малый отрезок времени (моменты A1, A2 и B). Положительные ускорения сразу после столкновения (точка A2) практически не отличаются для всех значений вязкостного сопротивления, но при повышении  $KvI$  растут значения тормозящего отрицательного ускорения (точка B). При этом для  $KvI = 10^4-10^6$  ускорение имеет только положительные значения, а при росте до  $KvI = 10^7-10^9$  появляются и отрицательные значения ускорения, то есть частица тормозится при движении по поверхности пузырька (рис. 3.29).

При последующем повышении коэффициента вязкостного сопротивления на графиках появляются колебания ускорения за счет чередования ускоренного и замедленного движения частицы по поверхности пузырька при увеличении длины ее траектории (рис. 3.28). При этом время нахождения частицы на поверхности пузырька увеличивается в 4 раза при увеличении  $KvI$ , что способствует повышению вероятности выноса ее в пену.



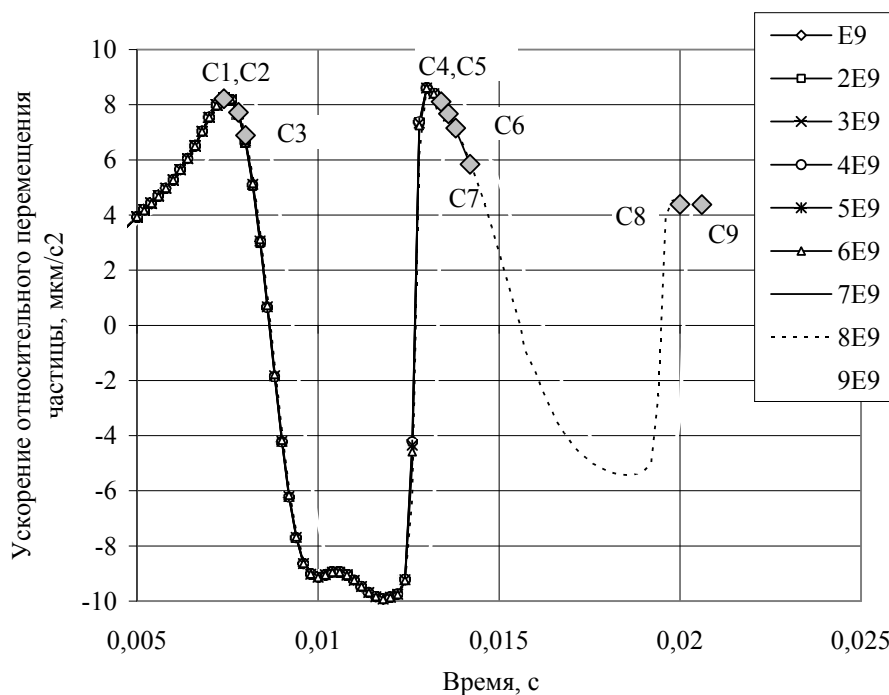


Рис. 3.30. Ускорение относительного перемещения частицы при дальнейшем перемещении частицы по пузырьку

На рис. 3.31 показано, изменение разницы  $S$  между расстоянием между центрами тяжести элементов и суммой их радиусов (см. формулу (3.2)). Анализ свидетельствует, что при низких значениях  $KvI = 10^4 - 10^6$  частица больше всего углубляется в поверхность пузырька при столкновении и это углубление составляет  $0,7 - 0,8$  радиуса пузырька  $R$ . Углубление после удара длится  $0,0026$  с, это время восстановления прогнувшейся эластичной поверхности пузырька. При увеличении  $KvI$  до  $10^7$  первичное углубление снижается до  $0,38R$ , а при  $KvI = 10^9$  - до  $0,05R$ . Время, на протяжении которого пузырек выталкивает частицу, увеличивается до  $0,005$  с. Для значений  $KvI = 10^9$  и выше углубление при ударе резко уменьшается до незначительных величин (4-9 отн. ед.) за счет высокого вязкостного сопротивления поверхностных слоев. Время пребывания частицы на поверхности пузырька увеличивается до  $0,02$  с, т.е. на порядок.

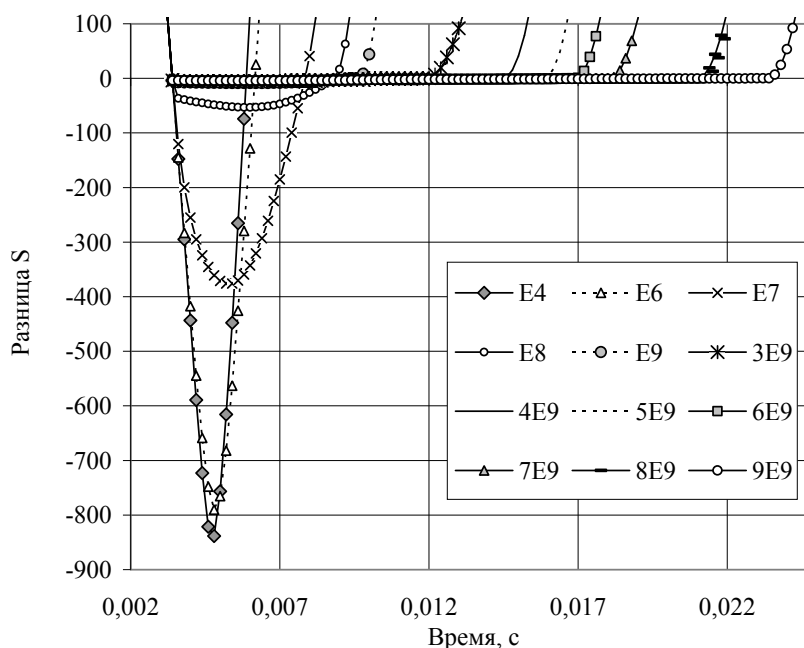


Рис. 3.31. Изменение разницы  $S$  в зависимости от значения коэффициента вязкостного сопротивления

Для сравнения в табл. 3.4 приведены параметры движения частицы относительно пузырька при разных значениях вязкостного сопротивления.

Таблица 3.4

**Параметры относительного движения частицы при изменении вязкостного сопротивления**

Коэффициент вязкостного сопротивления, $KvI$	Средняя скорость движения, мкм/с	Сумма значений ускорения движения, мкм/с <sup>2</sup>
1	2	3
$E^4 = 10^4$	174,8	199,4
$E^5 = 10^5$	172,2	198,5
$E^6 = 10^6$	157,1	164,3
$E^7 = 10^7$	107,8	149,7
$E^8 = 10^8$	101,98	146,9
$E^9 = 10^9$	106,1	145,5
$2E^9 = 2 \cdot 10^9$	108,4	109,1
$3E^9 = 3 \cdot 10^9$	101,6	75,9
$4E^9 = 4 \cdot 10^9$	85,7	66,8
$5E^9 = 5 \cdot 10^9$	85,3	75,4
$6E^9 = 6 \cdot 10^9$	84,4	64,5
$7E^9 = 7 \cdot 10^9$	81,5	37,6
$8E^9 = 8 \cdot 10^9$	70,8	27,6
$9E^9 = 9 \cdot 10^9$	65,6	26,4

Данные табл. 3.4 свидетельствуют о том, что средняя скорость относительного движения частицы постепенно снижается от 174,8 до 65,6 отн. ед., т.е. в 3 раза. Уменьшается и сумма значений ускорения этого движения от 199,4 до 26,4, т.е. в 6 раз при повышении коэффициента вязкостного сопротивления

При этом установлены следующие логарифмические зависимости для средних значений скорости и ускорения от параметра  $KvI$ .

$$V = 7,3 \ln KvI + 247, \quad R^2 = 0,8961; \quad (3.9)$$

$$a = -11,78 \ln KvI + 332, \quad R^2 = 0,8080. \quad (3.10)$$

Зависимость времени существования флотационного комплекса от коэффициента вязкостного сопротивления представлена на рис. 3.32.

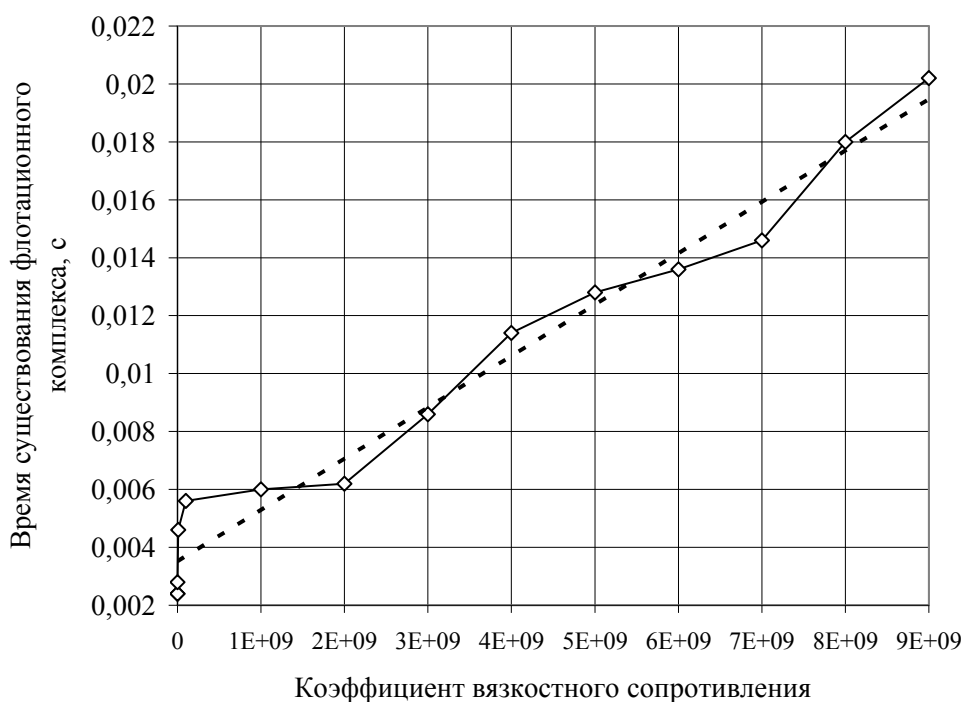


Рис. 3.32. Зависимость времени существования флотационного комплекса от коэффициента вязкостного сопротивления

Установлено с высокой степенью достоверности аппроксимации, что эта зависимость имеет линейный вид:

$$\tau = 2KvI \cdot 10^{-12} + 0,0035, \quad R^2 = 0,9752. \quad (3.11)$$

Таким образом, при подборе такого сочетания реагентов, которое обеспечивает увеличение вязкости адсорбционных слоев на поверхности раздела фаз „жидкость-воздух“ и „жидкость-твердое“ можно обеспечить увеличение времени существования флотационного комплекса почти в четыре раза даже при критическом значении угла встречи гидрофобной частицы.

На рис. 3.33 представлен график, отражающий влияние коэффициента вязкостного сопротивления на скорость и ускорение, которые приобретает частица при отрыве от пузырька.

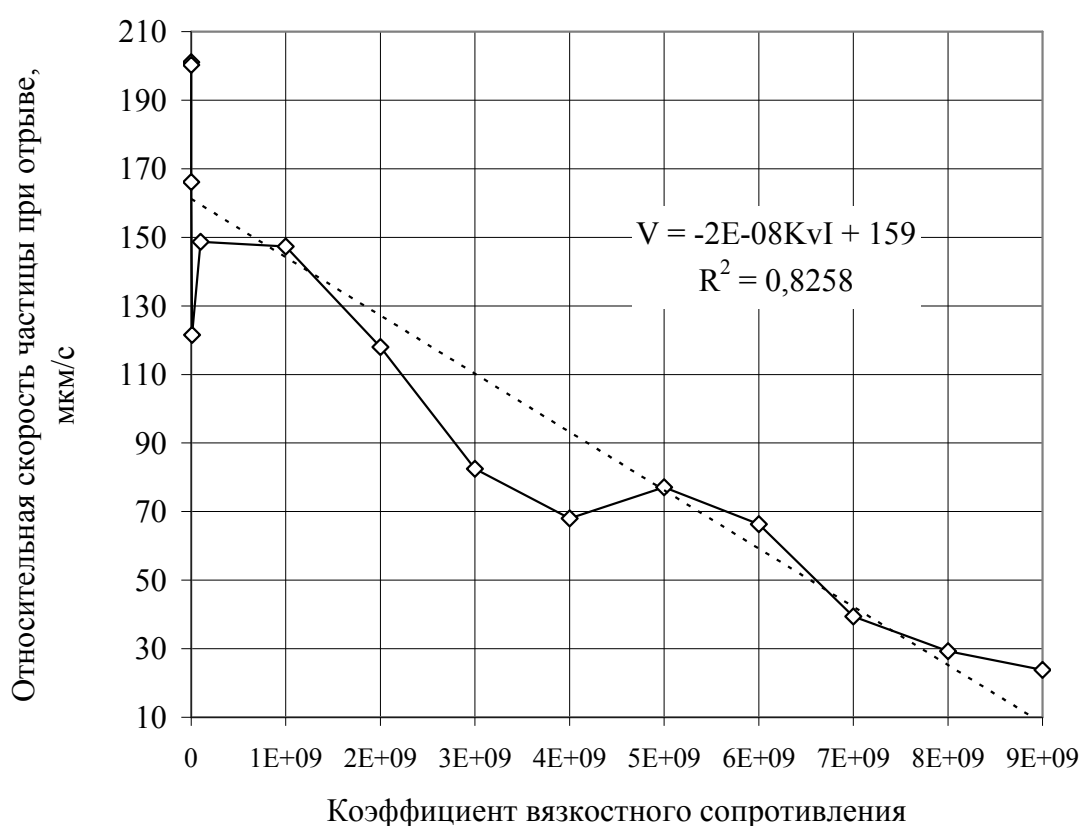


Рис. 3.33. Влияние коэффициента вязкостного сопротивления на скорость частицы при отрыве от пузырька

Из данных рис. 3.33 следует, что при увеличении  $KvI$  скорость движения снижается в целом (см. табл. 3.5). Зависимость скорости, при которой частица отрывается, от  $KvI$  имеет линейный вид с достаточной величиной достоверности аппроксимации ( $R^2 = 0,8258$ ):

$$V = -2KvI 10^{-8} + 159. \quad (3.12)$$

Для ускорения не удалось подобрать зависимость, которая бы достоверно отображала изменения этого параметра.

Таким образом, проведенные имитационные эксперименты позволяют сделать вывод о том, что путем подбора реагентного режима флотации можно найти сочетание реагентов, обеспечивающих высокую вязкость поверхностных слоев на разделе фаз. Это будет способствовать снижению скорости перемещения частицы по поверхности пузырька, повышению времени контакта с пузырьком и вероятности образования и существования флотационного комплекса даже при критическом значении угла встречи элементов.

### 3.5. Исследование взаимодействия гидрофильной частицы и воздушного пузырька

Для сравнения параметров движения гидрофобной угольной частицы и гидрофильной породной был выполнен имитационный компьютерный эксперимент [128, 129]. На рис. 3.34 представлены фрагменты анимации, которые демонстрируются на мониторе на разных циклах работы программы, а обработка результатов расчетов в графической форме - на рис. 3.35-3.37.

Взаимодействующие элементы имели такие же размеры, как и в случае моделирования столкновения пузырька с угольной частицей.

На анимационных фрагментах 1-4 выявлено (рис. 3.34, *a*), что после столкновения с тяжелой частицей породы пузырек начинает тонуть вместе с частицей (в верхней части фрагментов видно интерфейс компьютерной программы).

Это происходит лишь при центральном столкновении с отсутствием смещения по горизонтали, то есть когда центры тяжести элементов находятся на одной вертикальной линии. В таком случае поворот пузырька отсутствует.

Такое состояние можно рассматривать как образование флотационного комплекса с породной частицей. Образованный комплекс хоть и может существовать значительное время, но утяжеленный пузырек тонет вместе с гидрофильной частицей и не выносит ее в пенный слой.

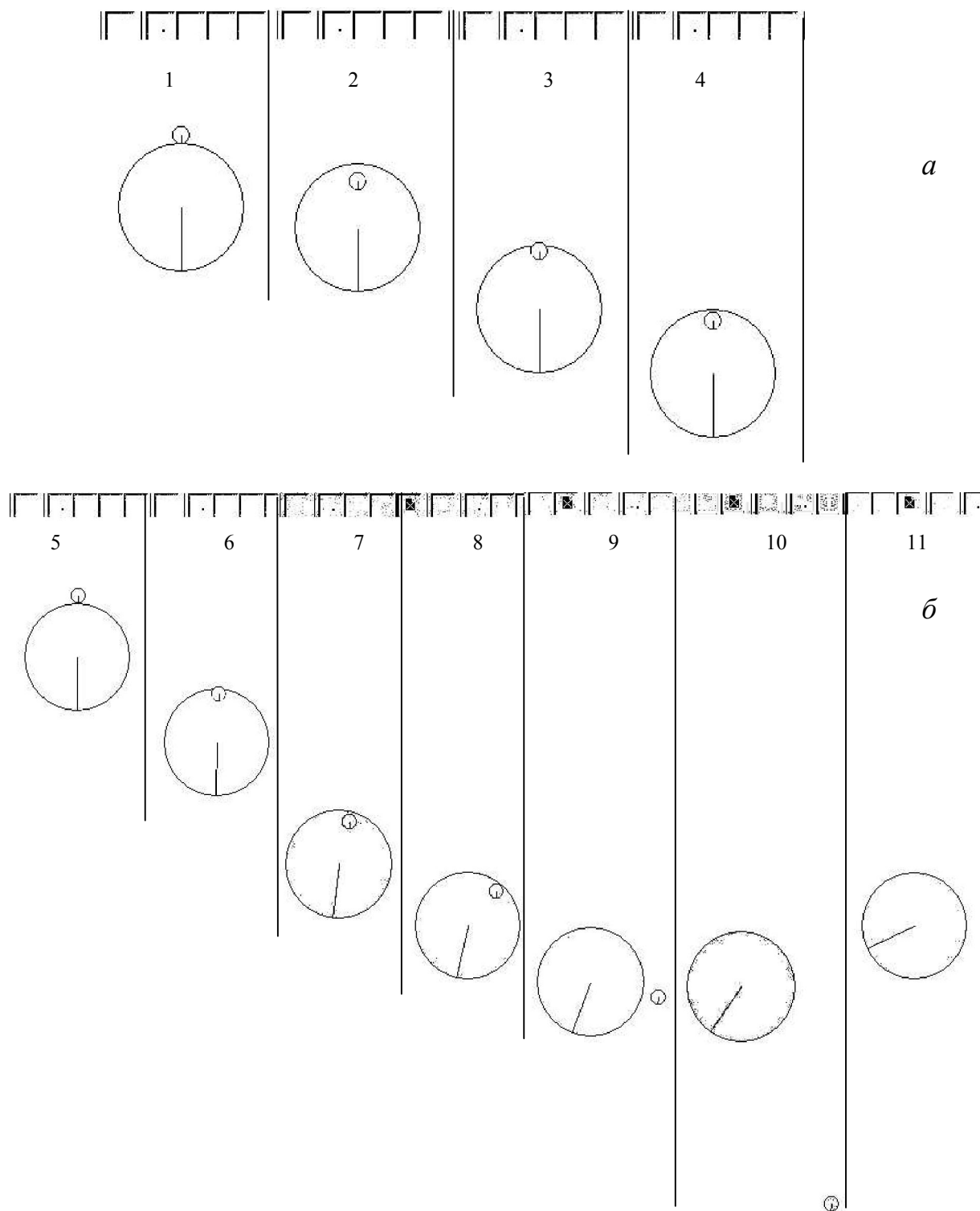


Рис. 3.34. Анимационные фрагменты взаимодействия частицы породы и пузырька: *a* – при центральном столкновении, *б* – при малом угле встречи  $\varphi_0 = 30'$  (смещение по оси X  $e = 0,01R$ )

На рис. 3.34, *б* показано состояние тех же элементов при наличии малого угла встречи  $\varphi_0 = 0,1\Phi_1 = 30'$  (смещение  $e = 0,01$

радиуса пузырька). При столкновении с частицей воздушный пузырек начинает тонуть и поворачиваться при смещении влево (фрагмент 6).

Породная частица не закрепляется на поверхности пузырька за счет своей гидрофильности и скатывается с нее, поворачиваясь на небольшой угол (фрагменты 8-10). После отрыва породной частицы воздушный пузырек начинает всплывать вверх (фрагмент 11).

При наличии даже небольшого угла встречи возникает центробежная сила, которая вызывает скатывание гидрофильной частицы с поверхности пузырька. В таком случае флотационный комплекс не образуется.

Ясно, что основную роль играют свойства поверхности породной частицы - ее гидрофильность, которая моделируется при расчетах с помощью введения нескольких коэффициентов.

Далее была проведена серия имитационных экспериментов при разных значениях угла встречи: от  $\varphi_0 = 0,1-0,5\Phi_1 = 30'-2^030'$  до  $\varphi_0 = 1-3\Phi_1 = 5-15^0$ .

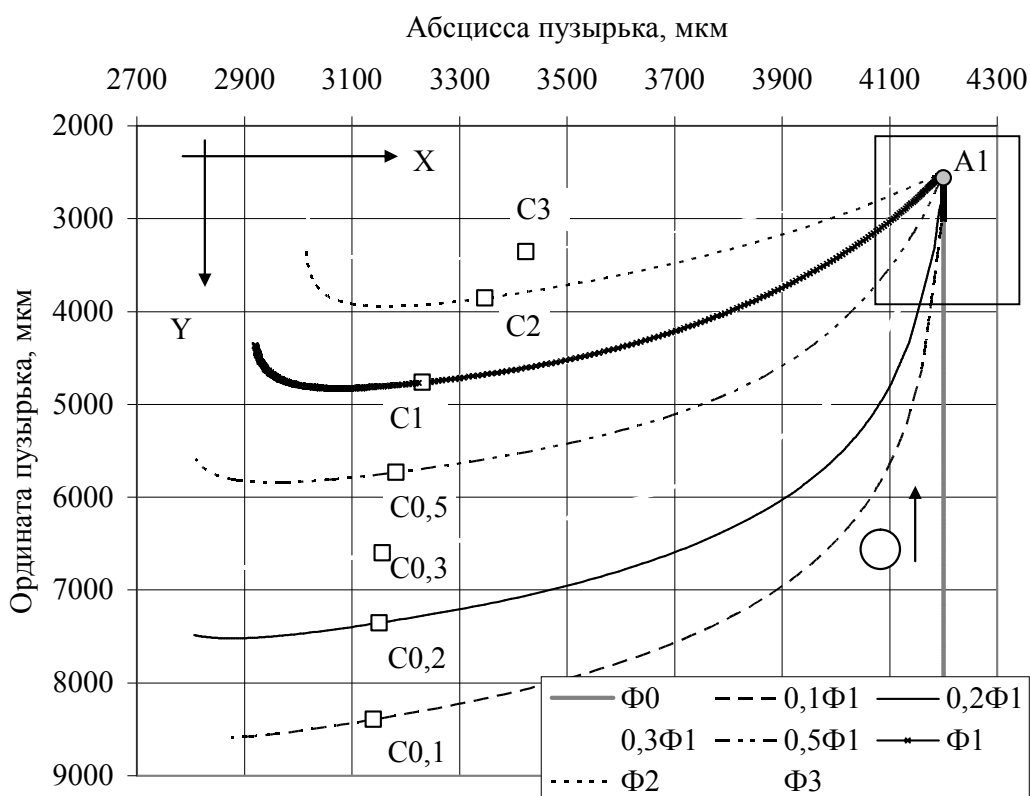


Рис. 3.35. Траектория движения пузырька при столкновении с частицей породы

На рис. 3.35 представлена траектория пузырька для этих случаев, а на рис. 3.36 - участок траектории в увеличенном масштабе, отмеченный на рис. 3.35 прямоугольником.

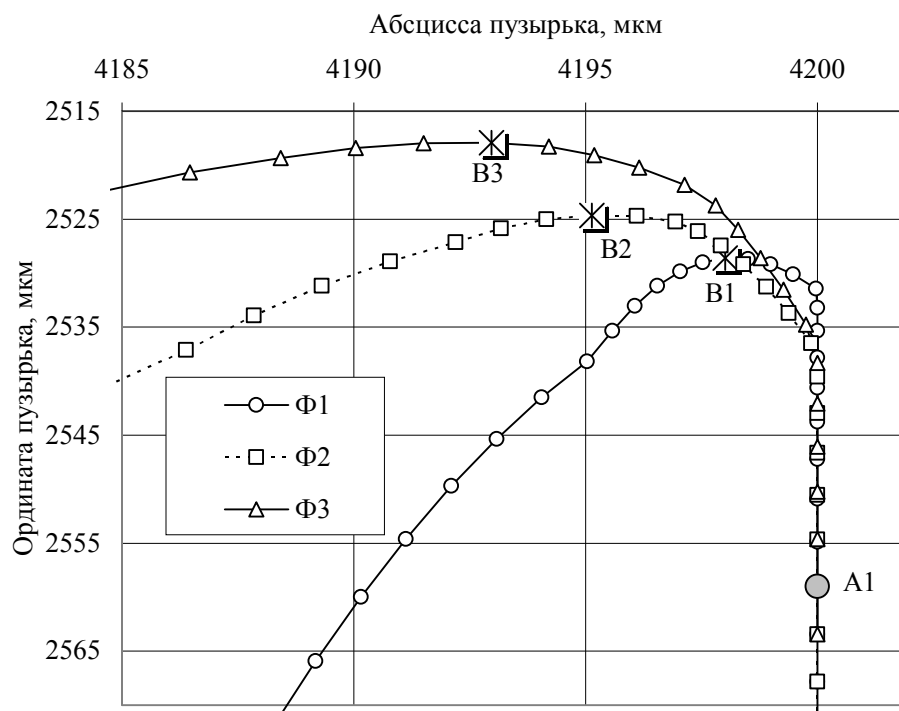
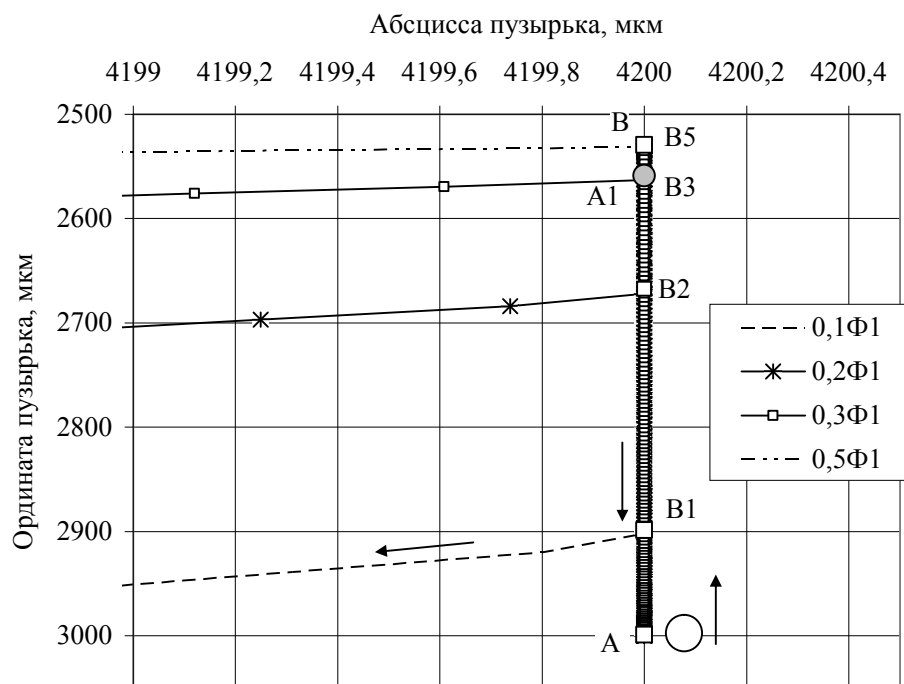


Рис. 3.36. Траектория движения пузырька в увеличенном масштабе при разных углах встречи: *a* - при  $\varphi_0 = 0,1-0,5\Phi 1$ ; *б* - при  $\varphi_0 = 1-3\Phi 1$

На рис. 3.35, 3.36 показано движение пузырька вверх до столкновения с частицей, направление осей X, Y, буквой A1 и



серым маркером - точка встречи частицы породы и пузырька, буквами С с разными индексами - точки отрыва (скатывание) частицы с поверхности пузырька. До столкновения пузырек всплывает вверх по линии А-А1, после центрального столкновения - тонет с частицей породы по линии А1-А, при наличии даже малого угла встречи - тонет по линии А1-С, которая имеет форму кривой за счет передвижения частицы по поверхности пузырька. После отрыва в точках С пузырек начинает всплывать.

Из данных, которые представлены на рис. 3.36, а, видно, что пузырек всплывает вверх от точки А до столкновения с частицей, чему соответствует точка А1. При малых углах встречи ( $\varphi_0 = 0,1 - 0,5$ ;  $\Phi_1 = 30' - 2^{\circ}30'$ ) пузырек продолжает еще некоторое незначительное время всплывать, неся на поверхности частицу породы, от точки А1 до точки В.

И только после этого начинает тонуть по вертикальной траектории до точек В1, В2, В3, В4 и В5, расположение которых на траектории пузырька зависит от значения угла встречи.

При минимальном значении угла встречи пузырек опускается до точки В1, при увеличении смещения угла встречи до  $\varphi_0 = 0,3$ ;  $\Phi_1 = 1^{\circ}30'$  - до точки В3. То есть, чем меньше угол встречи, тем ниже тонет пузырек. В точках В1-В5 пузырек отклоняется влево при передвижении частицы породы по его поверхности вправо.

При увеличении угла встречи до  $\varphi_0 = \Phi_1 - \Phi_5 = 5 - 15^{\circ}$  (рис. 3.36, б) пузырек продолжает всплывать некоторое малое время по вертикали (вверх от точки А1), а далее - до точек В1-В3 с одновременным движением влево. После достижения этих точек начинается его движение вниз. При увеличении угла встречи на траектории отсутствует участок, когда пузырек тонет по вертикали. Такой вид траектории связан с особенностями движения частицы породы по поверхности пузырька при разных углах встречи. Траектории движения частицы породы показаны на рис. 3.37.

Анализ данных рис. 3.37 позволяет заключить, что вид траектории относительного движения частицы породы (в координатах пузырька) зависит от значения угла встречи.

При малых углах встречи  $\varphi_0 = 30'$  (см. фрагмент в увеличенном масштабе в верхней части рис. 3.37,  $e = 0,01R$ ) частица движется от точки столкновения с пузырьком А01 вниз до точки В01, прогибая поверхность пузырька, о чем свидетельствуют данные рис. 3.38.

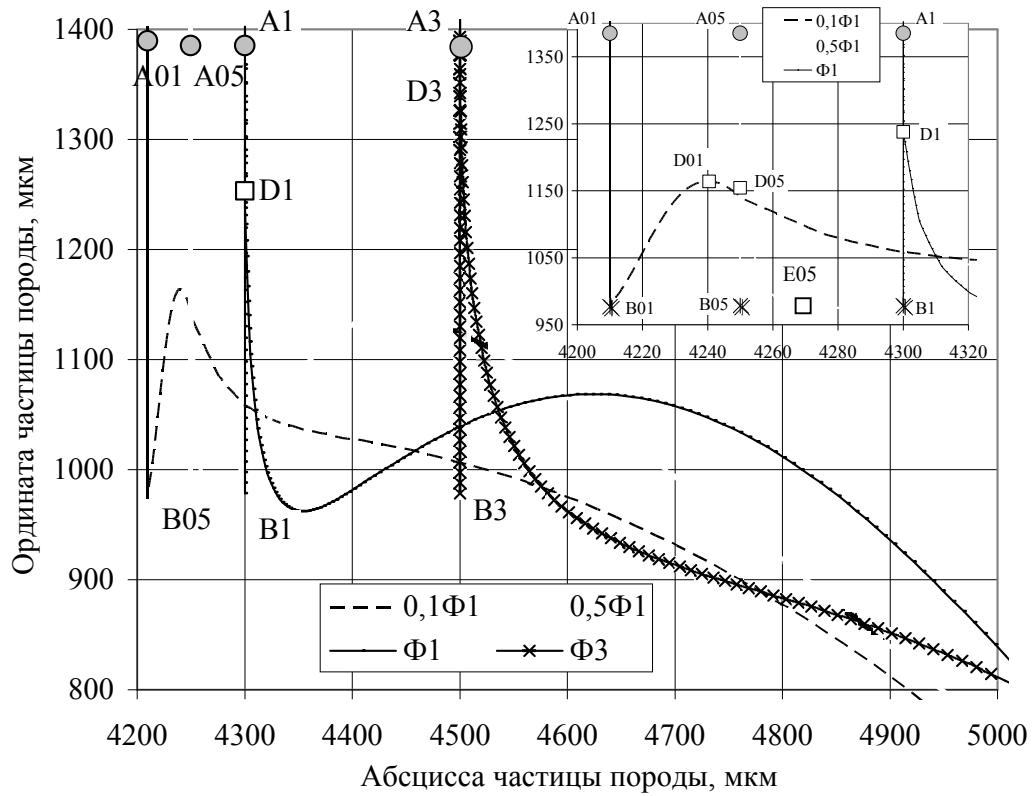


Рис. 3.37. Траектории движения гидрофильной частицы относительно пузырька при разных углах встречи

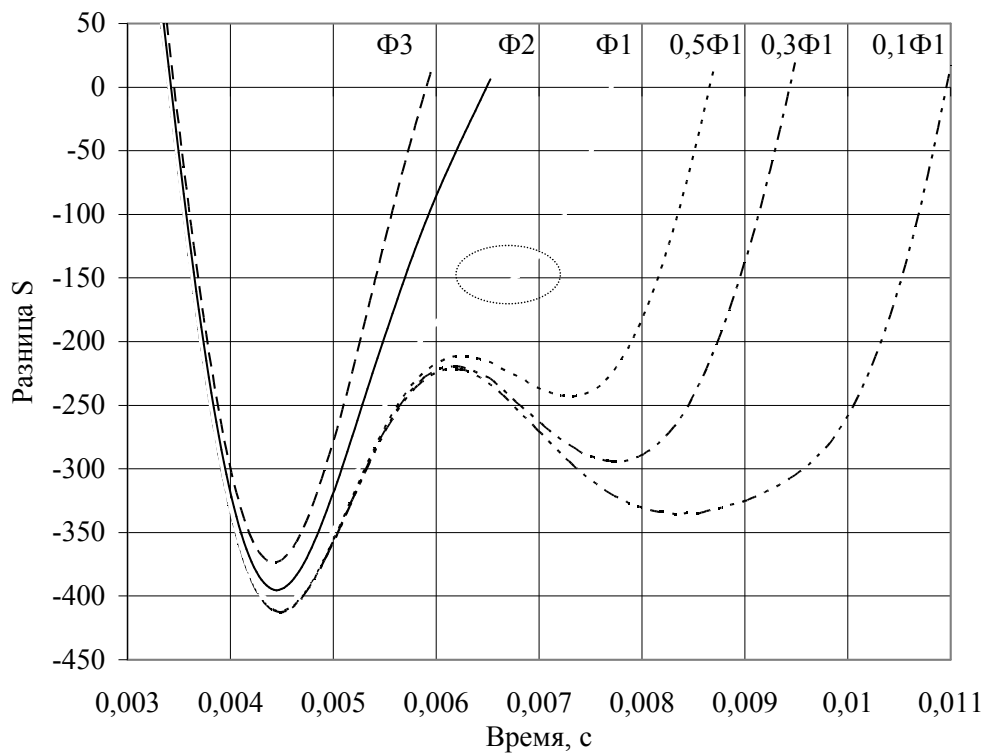


Рис. 3.38. Разница  $S$  для всех значений угла встречи гидрофильной частицы и воздушного пузырька

Затем частица породы отталкивается гибкой поверхностью пузырька вправо и вверх до точки D01, и дальше скатывается по поверхности пузырька вниз.

При увеличении угла встречи до  $\varphi_0 = 0,5\Phi_1 = 2^{\circ}30'$  частица движется по линии A05-B05 и отталкивается поверхностью пузырька вертикально до точки D05, снова прогибает поверхность пузырька в точке E05 и отскакивает (см. фрагмент справа).

При дальнейшем увеличении угла встречи до  $\varphi_0 = \Phi_1 - \Phi_3 = 5-15^{\circ}$  (смещение по оси X  $e = 0,1-0,3R$ ) частица породы движется от точки столкновения A3 до точки максимального прогиба поверхности пузырька B3, отталкивается до наибольшего значения по вертикали в точке D3 и дальше скатывается по поверхности пузырька вниз, отрываясь от нее.

Такие выводы подтверждаются и анализом изменения расстояния между центрами тяжести элементов, приведенного на рис. 3.38.

Данные рис. 3.38 свидетельствуют о наличии двух прогибов поверхности пузырька при малых углах встречи - от  $30'$  до  $2^{\circ}30'$ . При  $\varphi_0 = 5^{\circ}$  появляется намек на второй прогиб (заключено в овал на рис. 3.38), при повышении угла встречи прогиб только один. Время взаимодействия элементов очень малое и составляет около 0,008с, что на два порядка меньше, чем в случае взаимодействия воздушного пузырька и угольной частицы.

Проведенные исследования взаимодействия минеральных частиц и воздушного пузырька позволяют сделать следующие выводы:

- чем меньше угол встречи  $\varphi_0$ , тем больше время существования флотационного комплекса; при углах встречи менее  $15^{\circ}$  флотационный комплекс существует длительное время, а при углах встречи от  $15^{\circ}$  до  $32^{\circ}$  равнодействующая сил приводит к отрыву частицы после некоторого времени существования флотационного комплекса; при угле столкновения менее  $26^{\circ}$  возникает маятниковое движение частицы по поверхности пузырька, что способствует снижению скорости перемещения частицы относительно пузырька и повышает время существования флотационного комплекса;

- при достижении значения угла встречи более, чем  $\varphi_0 = 38^{\circ}$ , резко сокращается время существования флотационного комплекса (на 2-3 порядка), следовательно, это значение угла столкновения

является критическим для данных условий движения и соотношения размеров элементов;

- после отрыва от пузырька угольная частица продолжает всплывать следом за пузырьком за счет приобретенного момента движения при углах встречи от  $21^{\circ}$  до  $38^{\circ}$ , а время всплывания в 1,8 раза больше времени существования флотокомплекса; такое явление повышает вероятность выноса частицы в пенный слой другими пузырьками; при увеличении угла встречи до значений, больших критического,  $\varphi_0 = 44-61^{\circ}$  всплывание частицы вверх в фарватере пузырька отсутствует, после отрыва частица движется вниз;

- движение частицы по поверхности пузырька является неравномерным; при столкновении элементов отмечены резкие колебания скорости, отличающиеся на несколько порядков и противоположные по направлению; при углах встречи от  $5^{\circ}$  до  $26^{\circ}$  возникают гармонические затухающие колебания скорости относительного перемещения частицы по поверхности пузырька с частотой порядка 150 Гц;

- при значениях угла встречи более критического средняя скорость перемещения частицы увеличивается в 2 раза (от 70 до 157 отн. ед.); при «докритических» значениях угла встречи частица за весь период движения относительно пузырька в целом тормозится – отрицательные значения ускорения преобладают над положительными; при увеличении угла встречи положительное ускорение увеличивается на порядок, что снижает время существования флотационного комплекса; для «послекритических» значений сумма ускорений положительна и имеет высокие значения: порядка 100-113 относительных единиц;

- статистическая обработка данных позволила получить экспоненциальную зависимость времени существования флотационного комплекса от угла встречи:  $\tau = 21,93e^{-0,18\varphi_0}$  с достаточной степенью приближения ( $R^2 = 0,9162$ );

- при «до критических» углах встречи поверхность пузырька прогибается в месте удара и колеблется в пределах  $0,05-0,03$  радиуса пузырька; после достижения критического угла встречи и выше величина прогиба снижается на порядок, колебания поверхности отсутствуют;

- коэффициент вязкостного сопротивления  $KvI$  значительно влияет на время существования флотационного комплекса; при

повышении значения до  $KvI = 4 \cdot 10^9$  скорость частицы снижается тем сильнее, чем больше коэффициент вязкостного сопротивления, возникает маятниковое движение частицы на нижней полусфере пузырька и увеличивается время присутствия частицы на его поверхности в 4 раза, время всплывания частицы за пузырьком и вероятность образования флотационного комплекса даже при критическом значении угла встречи;

- при столкновении происходят резкие колебания ускорения движения от максимальных положительных до максимальных отрицательных за малый отрезок времени; положительные ускорения при столкновении практически не отличаются для всех значений вязкостного сопротивления, но при повышении  $KvI$  растут значения тормозящего отрицательного ускорения;

- при низких значениях  $KvI = 10^4 - 10^6$  поверхность пузырька прогибается при ударе до 0,8 радиуса пузырька, время ее восстановления составляет 0,0026с; при росте  $KvI$  первичное углубление частицы снижается до 0,05R, для высоких значений  $KvI$  - резко уменьшается до незначительных величин за счет высокого вязкостного сопротивления поверхностных слоев; при этом время пребывания частицы на поверхности пузырька увеличивается на порядок и достигает 0,02с;

- при повышении вязкостного сопротивления средняя скорость относительного движения частицы постепенно снижается втрое (от 175 до 66 отн. ед.), сумма положительных значений ускорения уменьшается в 7,5 раз (от 199 до 26); средняя скорость относительного перемещения частицы и ускорение имеют логарифмическую зависимость от  $KvI$ ; для скорости ( $R^2 = 0,896$ ):  $V = 7,3Ln KvI + 247$ , для ускорения ( $R^2 = 0,808$ ):  $a = -11,78Ln KvI + 332$ ;

- время существования флотационного комплекса подчиняется линейной зависимости от величины коэффициента вязкостного сопротивления:  $\tau = 2 KvI 10^{-12} + 0,0035$ ,  $R^2 = 0,9752$ ;

- путем подбора реагентного режима можно найти такое сочетание реагентов, которое обеспечивает увеличение вязкости адсорбционных слоев на поверхности раздела фаз, снижение скорости движения частицы относительно пузырька, рост времени контакта частицы и пузырька и повышение вероятности образования и существования флотационного комплекса даже при критическом значении угла встречи элементов;

- после центрального столкновения с частицей породы утяжеленный пузырек тонет вместе с частицей и не выносит гидрофильную частицу в пенный слой; при наличии даже малого угла встречи  $\varphi_0 = 30'$  породная частица не закрепляется на его поверхности и скатывается с нее;

- время взаимодействия элементов очень малое и составляет около 0,008с, что на два порядка меньше, чем в случае взаимодействия пузырька и угольной частицы.

## **Раздел 4. Экспериментальные исследования параметров процесса флотации угольных шламов**

Наиболее универсальным методом оценки эффективности применения на практике результатов теоретических исследований являются непосредственные эксперименты в лабораторных или промышленных условиях. Этот метод применен и в данной работе.

Многочисленными исследованиями, которые проводились в 60-е годы 20 столетия и проводятся в настоящее время [130-136], определены зависимости результатов флотационного обогащения от различных параметров. Одними из основных являются свойства объекта флотации – угольных шламов – и реагентный режим, т.е. подбор различных как аполярных, так и гетерополярных веществ, способ и место их подачи в процесс, время контактирования пульпы с реагентами и время флотации.

Проведенное имитационное моделирование с применением пакета компьютерных программ, анализ результатов которого приведен в разделе 3, позволило выявить сложный характер перемещения угольных частиц по воздушному пузырьку в зависимости от поверхностных свойств частиц и расположения фаз друг относительно друга в момент образования флотационного комплекса. При превышении критического значения угла столкновения и при снижении вязкости соединений на поверхности раздела фаз резко сокращается время существования флотационного комплекса из-за преобладания положительных ускорений частицы. Практическая полезность полученных результатов состоит в выборе сочетаний применяемых во флотации веществ, обеспечивающих необходимые свойства поверхностных соединений с целью снижения или погашения полностью положительных ускорений частицы.

### **4.1. Исследование и анализ свойств объекта флотационного обогащения**

В качестве объекта исследования выбран шлам газовых углей, который относится к трудным с точки зрения его флотационного обогащения.

Пласты Донецких углей сложены в основном гумусовыми углями, которые образовались из высших споровых растений и представлены в большой мере клареновыми разностями (95%) [137-145].

Известно, что угольное вещество состоит из макромолекул, в основе структуры которых лежат конденсированные ароматические системы [137], называемые ароматическими ядрами (сетками). Количество таких ядер растет по мере увеличения степени метаморфизма. Плоские атомные сетки группируются параллельно в пакеты, располагаясь беспорядочно вокруг нормали к ним. Ядро макромолекулы имеет в основе бензольное кольцо с наибольшей прочностью связей. Структура ядра одинакова у всех углей и отличается только числом бензольных колец.

С относительно упорядоченными сетками связаны группы нерегулярного строения - боковые алифатические цепи. В малометаморфизованных углях, к которым относится марка Г, цепи гибкие, значительной длины, поэтому имеются большие промежутки между макромолекулами. За счет этого газовые угли характеризуются большой внутренней поверхностью, обеспечивающей высокую адсорбционную способность. Боковые группы менее устойчивы, чем ароматические ядра макромолекул, и являются углеводородами различной степени полимеризации. От строения и свойств боковых групп зависят свойства углей разных типов. В углях марки Г число этих групп и их удаленность от ядра максимальные. В ядре и боковых цепях могут быть гетероатомы - азот, кислород, сера. Макромолекулы соединяются между собой гидролизуемыми связями, число которых уменьшается при увеличении степени метаморфизма. В малометаморфизованных углях в макромолекулах имеются активные кислородные группы [141].

В ходе метаморфизма часть кислорода функциональных групп удаляется в виде  $\text{CO}_2$ , а часть связывается с матрицей угля. Для газового угля характерны следующие соотношения:  $\text{C}/\text{H} = 1,35$ ,  $\text{C}/\text{O} = 1,54$ ,  $\text{C}/\text{N} = 62,5$ ,  $\text{C}_{\text{алифатический}} = 0,07$ ,  $\text{C}_{\text{циклоалкильный}} = 0,17$ ,  $\text{C}_{\text{ароматический с боковыми цепями}} = 0,43$ ,  $\text{C}_{\text{ароматический конденсированный}} = 0,33$  [144]. Угли марки Г содержат:  $\text{C} = 82,5\%$ ,  $\text{H} = 5,6\%$ ,  $\text{N} = 1,9\%$ ,  $\text{O}_2 = 5,5\%$ ,  $\text{S} = 4,4\%$ . Ароматические атомы углерода составляют 78%, водород в ароматических структурах - 44%, среднее количество ароматических колец 3.



Исследованиями установлено, что угли проявляют свойства, характерные для мицеллярных коллоидных структур, которые в центре мицеллы имеют конденсированные соединения. На этом центре сорбируются структуры наподобие смол и асфальтенов [144]. Эти фазы окружены углеводородными соединениями относительно небольшой молекулярной массы, что позволяет рассматривать их как смесь нерегулярных полимеров. При этом считается, что уголь состоит из неподвижной фазы, называемой матрицей или надмолекулярной структурой, и подвижной – молекулярной [141, 144]. С повышением степени углефикации структура угля уплотняется и увеличивается количество ароматических соединений.

Методами инфракрасной спектроскопии установлено наличие водородной связи между полициклическими ароматическими ядрами угля.

На основе термической деструкции и рентгенограмм углей определены принципиальные схемы строения элементарных структурных единиц газового угля. Микрокомпоненты разных углей сильно отличаются по своему составу, что определяет их химические и технологические свойства.

В спорах ядро ароматическое, наименьшей степени конденсации ( $C/H = 0,95$ ). Боковые цепи длинные с наибольшим количеством термически нестойких атомных групп, где на 1 атом кислорода приходится 11 атомов углерода и 22 атома водорода.

В фюзене ядро ароматическое наибольшей степени конденсации ( $C/H=2,01$ ) Боковые цепи короткие с наименьшим количеством термически нестойких атомных групп, где на 1 атом кислорода приходится 2 атома углерода и 8 атомов водорода.

В витрене ядро ароматическое промежуточной степени конденсации ( $C/H=1,29$ ). Боковые цепи по свойствам промежуточные между спорами и фюзеном, где на 1 атом кислорода приходится 2 атома углерода и 6 атомов водорода. В боковых цепях витрена высокое содержание кислородсодержащих полярных групп.

Боковые связи являются носителями групп, определяющих гидратированность поверхности (гидроксильных -ОН, карбоксильных -СООН, метаксильных -ОСН<sub>3</sub> и др.). В работе [12] приводятся сведения о повышенном содержании фенольных групп

в клареновых и витреновых структурных составляющих угля по сравнению с фюзеновыми и дюреновыми, что увеличивает их сорбционную способность и соответственно гидратированность. Установлено, что с увеличением содержания в угле функциональных групп повышается теплота смачивания при использовании метилового спирта за счет водородных связей.

В процессе метаморфизма максимальному изменению подвергаются гелифицированные и лейптиновые компоненты, а фюзенизированные изменяются мало. Последние составляющие угольного вещества являются наиболее хрупкими и сильнее разрушаются при добыче и переработке [140-143], поэтому основная масса этих компонентов содержится в более тонких классах шламов. В углях марки Г наихудшей флотиремостью обладают лейптиновые вещества и наилучшей – фюзенизированные, которые имеют наименее развитые боковые связи [134, 136].

Петрографический состав шлама газовых углей (ЦОФ «Комсомольская») представлен на рис. 4.1 и в табл. 4.1.

Петрографический анализ показал, что шлам состоит из органической массы и минерального вещества, в котором преобладает глинистое. Минеральные примеси в виде сульфидов железа и кальцита представлены единичными зёрнами.

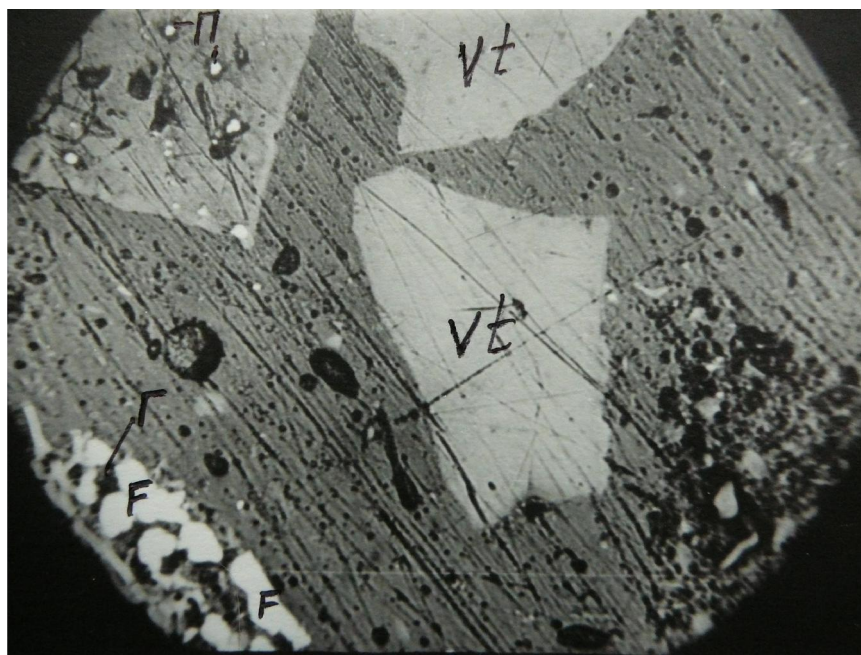


Рис. 4.1. Шлиф угольного шлама марки Г и его петрографический состав: Vt – гелифицированное вещество, F – фюзенизированное вещество, П – пирит, Г – глина. х300

Таблица 4.1

**Петрографический состав шлама ЦОФ Комсомольская, в % по объему**

Органическая часть			Минеральные примеси			
гелифици- рованная Vt	фюзенизи- рованная F	лейпти- новая L	пирит FeS <sub>2</sub>	глина	кварц SiO <sub>2</sub>	прочие
54	13	3	единич- ные зерна	28	1	единич- ные зерна

Минеральное вещество содержится в виде свободных частиц и сrostков с органическим веществом. Глинистым веществом минерализованы как гелифицированные, так и фюзенизированные ткани. Характерным является практически равномерное распределение минеральных примесей во всех классах крупности.

Гранулометрический состав шлама марки Г приведен в табл. 4.2, вещественный состав по микрокомпонентам – в табл. 4.3, фракционный – в табл. 4.4, кривые обогатимости – на рис. 4.2.

Таблица 4.2

**Гранулометрический состав шлама марки Г (ЦОФ «Комсомольская»)**

Классы крупности, мм	Выход, %	Зольность, %
0,5-1	7,0	38,26
0,3-0,5	4,9	37,23
0,2-0,3	12,8	35,2
0,1-0,2	14,7	35,84
0-0,1	60,6	46,52
Итого	100	42,47

Данные табл. 4.3 свидетельствуют о том, что по мере снижения крупности уменьшается содержание гелифицированных компонентов и увеличивается содержание фюзенизированных и глины. Лейптиновые компоненты концентрируются в более крупных классах. Глина находится как в свободном состоянии, так и в виде сrostков с органическим веществом. Преобладают обломки аргиллита.

Таблица 4.3

**Вещественный состав различных классов крупности шлама  
ЦОФ «Комсомольская», в % по объему**

Классы, мм	Органическая часть			Минеральные примеси			
	гелифици- рованная Vt	фюзенизи- рованная F	лейпти- новая L	пирит FeS <sub>2</sub>	гли- на	кварц SiO <sub>2</sub>	про- чие
0,5-1	80	3	2	1	11	1	2
0,3-0,5	74	4	3	-	15	ед.	2
0,2-0,3	70	8	2	2	17	1	-
0,1-0,2	60	11	2	1	24	2	ед.
0,063-0,1	52	16	-	1	31	-	ед.
0-0,063	43	20	-	-	36	1	-

Таблица 4.4

**Фракционный состав питания флотации (шлам газовых углей  
ЦОФ «Комсомольская»)**

Плотность фракций, т/м <sup>3</sup>	Выход, %	Зольность, %	Всплывшие, %		Потонувшие, %	
			выход	зольность	выход	зольность
-1,4	35	7,4	35,0	7,4	100,0	37,4
1,4-1,5	12,6	13,4	47,6	9,0	65,0	53,5
1,5-1,6	7,9	18,2	55,5	10,3	52,4	63,1
1,6-1,8	3,0	21,4	58,5	10,9	44,5	71,1
1,8-2	6,3	38,4	64,8	13,5	41,5	74,7
+2	35,2	81,2	100,0	37,4	35,2	81,2
Итого	100	37,4				

Высокая зольность и повышенное содержание фюзенизированных компонентов будут ухудшать флотирруемость шлама. В работе [12] указывается, что одни и те же петрографические составляющие в углях имеют различные свойства, что затрудняет установление общих закономерностей поведения углей в процессе флотации.

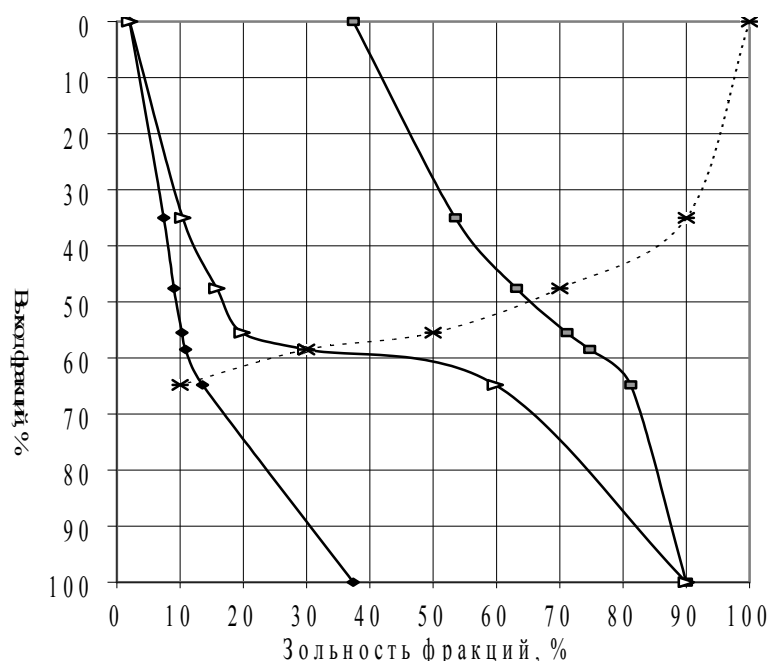


Рис. 4.2. Кривые обогатимости класса 0-1 мм шлама марки Г

В соответствии с рекомендациями работы [146] определена флотирuemость углей марки Г по соотношению:

$$T_{\text{фл}} = T_0 + \Delta T_{\text{фл}}, \quad (4.1)$$

где  $T_{\text{фл}}$  – трудность флотационного разделения;

$T_0$  – трудность обогащения;

$\Delta T_{\text{фл}}$  – поправка величины в зависимости от флотирuemости.

Входящие в выражение (4.1) параметры  $T_0$  и  $\Delta T_{\text{фл}}$  определяются по эмпирическим зависимостям, установленным для Донецких углей:

$$T_0 = 0,05515A_{<1500}^2 + 0,00108(100 - \gamma_{<1500})^2, \quad (4.2)$$

$$\Delta T_{\text{фл}} = 0,11 - 0,89V^e + 0,019V^{e^2}. \quad (4.3)$$

Здесь  $A_{<1500}$  – зольность фракции с плотностью менее 1500 кг/м<sup>3</sup>,  $\gamma_{<1500}$  – выход фракции с плотностью менее 1500 кг/м<sup>3</sup>,  $V^e$  – выход летучих веществ, %.

Для данного шлама трудность флотирuemости составит:

$$T_{\text{фл}} = 0,05515 \times 81 + 0,00108 \times (100 - 47,6)^2 + 0,11 - 0,89 \times 37 + 0,019 \times 37^2 = 10,62.$$

В соответствии с работой [146] данный шлам относится к очень трудно флотуруемым. Ожидаемый теоретический и практический баланс продуктов обогащения приведен в табл. 4.5 и 4.6.

Таблица 4.5

**Ожидаемые балансы результатов флотации при выделении двух продуктов**

Продукт	Теоретический баланс, %		Практический баланс, %	
	выход	зольность	выход	зольность
Концентрат	58,5	12	$58,5 - 5,5^* = 53$	12
Отходы	41,5	74,7	$41,5 + 5,5^* = 47$	66,1
Итого	100	37,4	100	37,4

\* по данным методики [146] отклонение выхода концентрата от теоретического для углей марки Г составляет 5,5%.

Таблица 4.6

**Ожидаемые балансы результатов флотации при выделении трех продуктов**

Продукт	Теоретический баланс, %		Практический баланс, %	
	выход	зольность	выход	зольность
Концентрат	47,6	9	$47,6 - 5,5^* = 42,1$	9
Промпродукт	10,9	19,1	12,9	25,2
Отходы	41,5	74,7	$41,5 + 2,5^* = 44$	69
Итого	100	37,4	100	37,4

Выделение флотационного промежуточного продукта не является эффективным технологическим решением, так как потребует развития технологической схемы в направлении обезвоживания относительно высокозольного углесодержащего продукта. Поэтому такой вариант технологии далее не рассматривается.

Многие авторы отмечают влияние пористости угольной поверхности на закрепление аполярных реагентов [12, 132, 139, 143]. Для флотации важна характеристика устьев пор, имеющих на поверхности частиц угля.

Различают две разновидности пустот в углях: 1) стереопоры, образующиеся между структурными элементами угля с размерами менее 1 мкм, 2) щелевидные поры или трещины, имеющие значительное превышение периметра над объемом. Трещины

имеют значение при поглощении углем эмульсионных капель или мицеллярных образований реагента.

Методами ртутной порометрии определено [12], что для углей марки Г общий объем пор составляет от 0,03 до 0,1 см<sup>3</sup>/г. Из них доля крупных пор (от 50Å до 3мкм) составляет от 15 до 50%. По установившейся классификации поры диаметром более 0,1 мкм относятся к макропорам, от 0,01 до 0,1 мкм (100-1000Å) – к переходным, до 0,01мкм (100Å) - к ультрапорам.

В свою очередь макропоры делятся на субмикропоры (от 0,1 до 1 мкм), микропоры (1-100мкм) и видимые поры – более 100мкм. Удельная поверхность микропор намного больше, чем более крупных.

При введении во флотационную пульпу эмульсий аполярных реагентов существует определенная вероятность проникновения мелких капелек реагента в устья крупных пор и трещин. При этом с увеличением гидрофобности поверхности улучшаются условия проникновения реагента в поры.

Исследованиями адсорбции фенола на угольной поверхности [12] установлено, что малометаморфизованные угли, к которым относится и марка Г, поглощают фенола гораздо больше, чем угли других марок. Поглощение путем физической адсорбции происходит с высокой скоростью, т.е. за небольшой промежуток времени, что связано с пористостью поверхности, а также с большим количеством гидрофильных кислородсодержащих групп.

В работах [141, 147] подчеркивается также, что микрорельеф или шероховатость, неоднородность поверхности оказывают значительное влияние как на образование гидратных слоев, так и на смачивание поверхности реагентами.

В газовых углях содержание воздуха во внешних впадинах выше, чем у других марок (кроме марки Д). При смачивании реагентами воздух вытесняется из неровностей поверхности и замещается реагентами.

#### 4.2. Анализ свойств и выбор реагентов, обеспечивающих эффективное флотационное разделение газовых углей

Многие исследователи отмечают сложность изучения взаимодействия между различными видами реагентов и поверхностью угля разной степени метаморфизма в связи с

неоднородностью его поверхности, образованной не только различными органическими группами без определенной кристаллической структуры, но и макроскопическими включениями породы и других минеральных компонентов, наличием трещин и пор, микро- и макрорельефа [148-152].

Накоплен значительный экспериментальный материал по изучению свойств аполярных реагентов, оказывающих гидрофобизирующее действие при флотации углей.

Но при этом не удалось установить однозначные зависимости между такими свойствами реагента как вязкость, летучесть, растворимость, плотность и выходом концентрата [132]. Это, по мнению Мелик-Гайказяна В.И. [64, 95], является следствием того, что эффективным при флотации является реагент, обладающий оптимальным сочетанием этих свойств, при этом таких сочетаний может быть несколько.

Вязкость влияет на дисперсность эмульсий малорастворимых аполярных реагентов и их растекание по поверхности частиц угля. Изменение концентрации реагентов в зоне контакта фаз в определенных пределах повышает прочность сцепления с пузырьками воздуха.

В работе [130] подчеркивается, что для гидрофобизирующего действия аполярных собирателей важен прежде всего химический состав этих реагентов, который определяет адсорбцию на твердой поверхности и взаимодействие реагентов, состоящих из аполярных и гетерополярных молекул, с поверхностью угольных частиц, способствует упрочнению их прилипания к пузырькам.

Установлено, что по периметру трехфазного контакта образуются каемки керосина уже при малых его концентрациях (6-7 мг/л) и при определенной средней дисперсности эмульсии. Наличие такой каемки повышает прочность флотационного комплекса, и она имеет определяющее значение, т.к. при низких концентрациях полного покрытия поверхности угля реагентом не происходит. Предполагается, что эта каемка гасит динамические воздействия сил, стремящихся оторвать частицу от пузырька [94, 153].

В работе [12] приводятся данные зарубежных исследователей, позволяющие определить, что при добавлении аполярного собирателя – керосина – происходит незначительное увеличение гидрофобности тех петрографических составляющих угольного



вещества, которые имели довольно высокую естественную гидрофобность.

Например, для витрена краевой угол смачивания в воде без реагента составлял  $53-55^\circ$ , при добавлении эмульсии керосина он увеличился до  $67^\circ$  при низкой концентрации реагента и до  $80^\circ$  при высокой его концентрации. Для кларена и дюрена, которые имеют низкую гидрофобность (краевой угол смачивания в воде без реагента  $10^\circ$ ), добавление эмульсии собирателя гидрофобизировало их поверхность до значений краевого угла смачивания  $62-76^\circ$  в прямой зависимости от концентрации реагента.

Повышение гидрофобности сопутствующей породы (сланец) незначительно – первоначальный краевой угол смачивания равнялся  $10^\circ$ , после адсорбции эмульсии собирателя –  $20^\circ$ .

Ряд исследований по флотации газовых углей позволил определить, что аполярные соединения простого строения не флотируют труднообогатимые высокозольные шламы. Флотационная активность углеводородов снижается в следующем порядке: непредельные соединения, ароматические углеводороды, изо-парафиновые и нафтеновые углеводороды, парафины нормального строения [130, 133-136, 147, 149, 12, 163, 164]. Отмечается, что следует отыскивать оптимум, при котором реагент лучше эмульгируется и растекается по поверхности угля.

В ходе экспериментальных исследований установлено, что при наличии на поверхности угля гетерополярных молекул поверхностно-активных веществ (ПАВ) или при содержании таких веществ в самом составе аполярного реагента адсорбция аполярного реагента и растекание его капель по поверхности происходит быстрее.

Это обусловлено тем, что при адсорбции ПАВ на поверхности твердой фазы происходит ориентация и закрепление полярной части молекул к угольной поверхности, а гидрофобные радикалы обращены в воду. Ориентированная адсорбция молекул и ионов гетерополярных реагентов приводит таким образом к гидрофобизации поверхности угля [133, 139].

Адсорбция гетерополярных молекул алифатических спиртов на поверхности углей изучалась с помощью различных методов – с применением радиоактивных изотопов [135], измерением электрокинетического потенциала поверхности методом электроосмоса [12, 149] и др.

Изменение электрокинетического потенциала в зависимости от количества атомов углерода и соответственно длины углеводородного радикала в молекуле различных спиртов приведено на рис. 4.3.

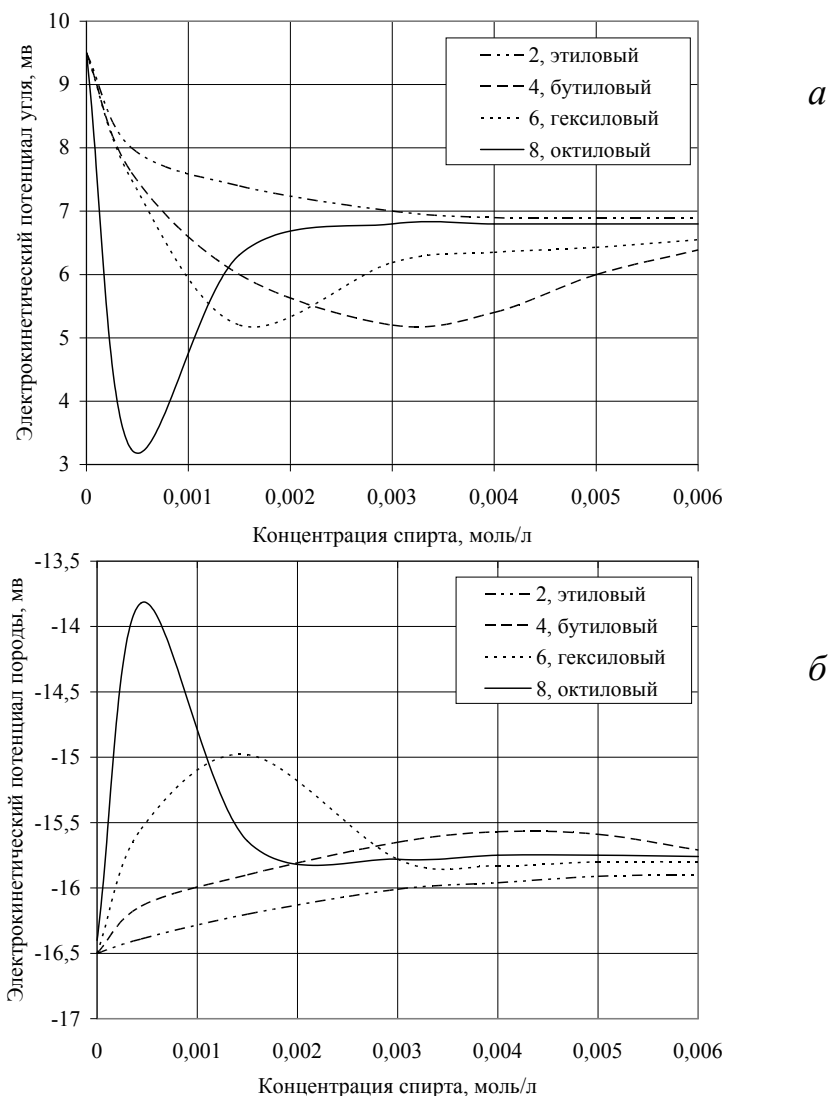


Рис. 4.3. Электрокинетический потенциал поверхности при добавлении спиртов гомологического ряда: *а* – уголь, *б* – порода [149]

Графики, показанные на рис. 4.23, свидетельствуют о том, что для всех веществ типа спиртов при увеличении их концентрации в растворе до 2-4 моль/л происходит заметное снижение электрокинетического потенциала поверхности.

Авторы связывают это снижение с ориентированной адсорбцией молекул, при которой гидрофобные радикалы молекул спиртов направлены в более полярную среду – воду - и вызывают экранирование двойного электрического слоя.

Дальнейшее повышение концентрации реагента приводит к росту электрокинетического потенциала, что обусловлено частичной гидрофилизацией поверхности вследствие образования на отдельных участках полислойных покрытий реагента с ориентацией его гидрофильных полярных групп в воду. При этом, чем длиннее гидрофобный радикал спирта, тем ниже значение электрокинетического потенциала в минимальной точке и тем при меньшей его концентрации появляется эта точка.

Максимальную активность с точки зрения адсорбции на угольной поверхности имеют алифатические спирты с 6-8 атомами углерода. Потенциал поверхности породных частиц снижается меньше, чем для угля, т.е. в этом случае происходит избирательная адсорбция поверхностно-активных веществ на угле.

Авторы отмечают также, что закрепление молекул спиртов происходит с помощью водородной связи, которая наиболее легко образуется гидроксильными группами с атомами кислорода, содержащегося в функциональных группах на угольной поверхности. Количество таких групп особенно велико на витреновых и клареновых компонентах.

Энергия водородной связи больше, чем для дисперсионных сил межмолекулярного взаимодействия Ван-дер-Ваальса.

Считается, что в случае наличия в молекуле сульфогруппы или карбоксильной группы в качестве полярной закрепление может происходить при взаимодействии с катионами неорганических примесей в углях за счет химических сил.

На рис. 4.4 показано изменение адсорбции ПАВ в присутствии керосина и керосина в присутствии ПАВ.

Из графиков следует, что при небольших расходах аполярного собирателя, характерных для практики флотации (1-2 мг/г), адсорбция спирта изменяется мало, и только при увеличении расхода в 2-4 раза происходит ее снижение практически вдвое.

Присутствие на поверхности газовых углей ПАВ даже в небольших количествах (0,05-0,1 мг/г), соответствующих применяемым в промышленности, значительно повышает адсорбцию аполярного реагента – с 0,55 до 0,9 мг/г, т.е. почти на 65%. Дальнейшее увеличение расхода ПАВ мало увеличивает адсорбцию керосина.

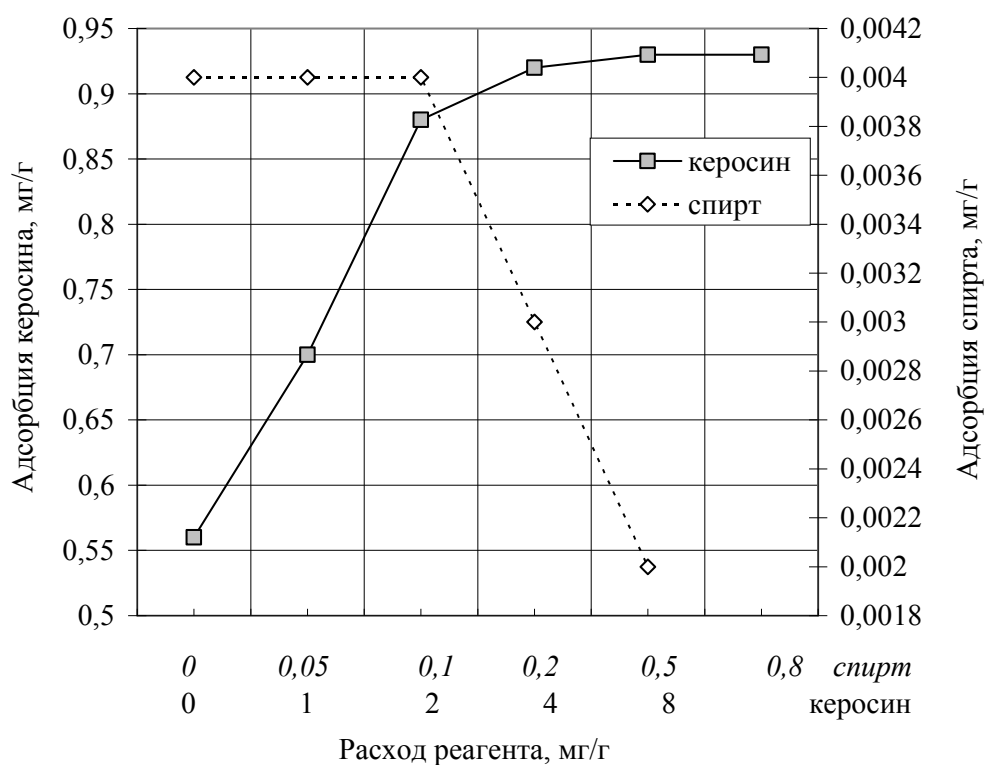


Рис. 4.4. Влияние присутствия ПАВ и керосина на их адсорбцию на поверхности газовых углей [149]

Приведенные данные позволяют заключить, что адсорбция реагентов происходит на различных участках угольной поверхности, с энергетических позиций наиболее соответствующих для адсорбции каждого химического соединения. Таким образом, происходит избирательная адсорбция аполярного и поверхностно-активного реагентов.

Были проведены флотационные эксперименты с использованием тех же реагентов и определена величина их адсорбции на продуктах дробной флотации [135]. Эти данные были обработаны с целью определения скорости флотации как отношение количества концентрата ко времени его дробного съема (г/с) в зависимости от крупности частиц и реагентного режима. Результаты обработки представлены на рис. 4.5. На фрагменте справа показано изменение адсорбции керосина для тех же условий.

Приведенные данные позволяют заключить, что адсорбция керосина наиболее высокая на поверхности тонких частиц с крупностью 0,05-0,1мм в присутствии ПАВ (смесь спиртов С<sub>6</sub>-С<sub>7</sub>). Однако, при этом максимальную скорость флотации имеют более

крупные частицы класса 0,3-0,5мм, которые выходят в пенный продукт в течение первых 15с съема пены, что может быть связано с их более высокой природной гидрофобностью [164]. Сопоставление скорости флотации различных классов крупности (рис. 4.5) с данными петрографического состава шлама газовых углей, приведенными в табл. 4.3, не вызывает противоречий.

Это связано с тем, что в органической части класса 0,5-1мм содержится 80% гелифицированного вещества – витрена, который по данным работы [137] имеет коллоидный характер без определенной структуры, наименьшую зольность ( $A = 1,24\%$ ), низкий удельный вес ( $\delta = 1250 \text{ кг/м}^3$ ) и является наиболее ценной составляющей углей, используемых для коксования, т.к. переходит в пластическое состояние при нагревании.

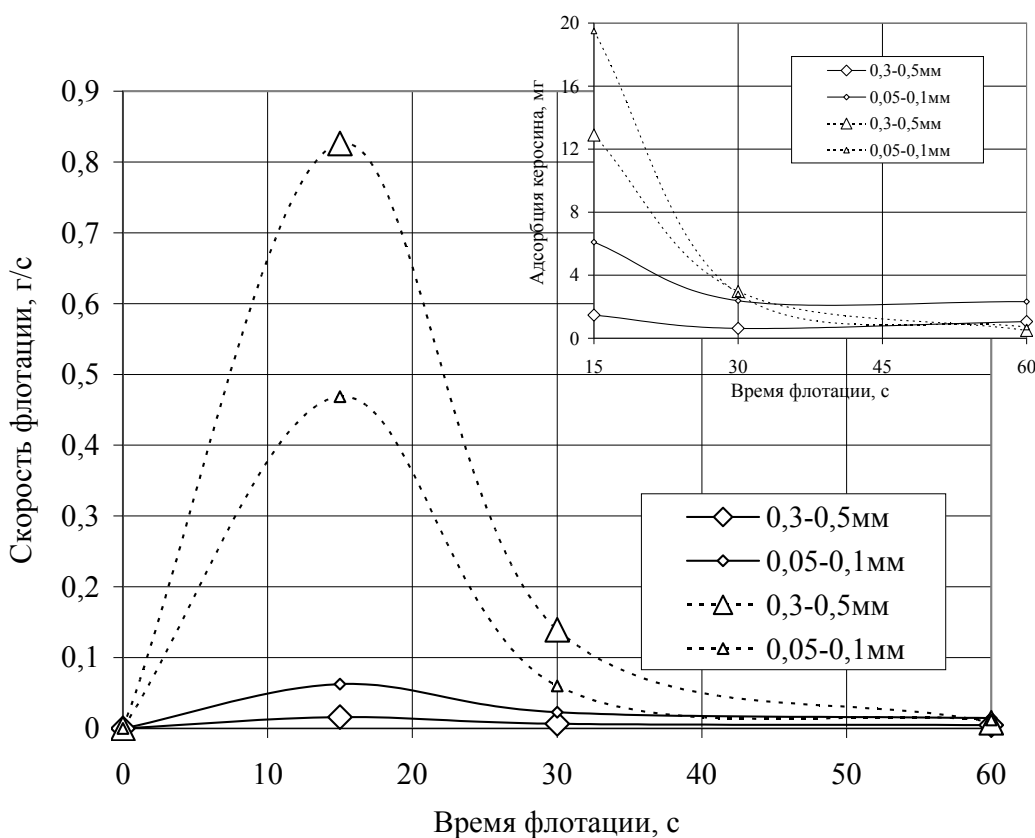


Рис. 4.5. Скорость выхода в пену угольных частиц разной крупности в зависимости от реагентного режима: сплошные линии - без ПАВ, пунктирные - при расходе ПАВ 0,25мг/г (расход керосина постоянный 1,2мг/г)

Однако, как указывается здесь же [137], является относительно гидрофильным. При этом в работах М.Г. Ельяшевич экспериментально установлено, что витрен флотирует с высокой скоростью. Возможно, это связано с тем, что в процессе углефикации витрен претерпевает наибольшие изменения по

сравнению с другими ингредиентами. Например, в ранних работах Д.С. Емельянова приводятся сведения о том, что от марки Д к марке Г влажность витрена снижается почти вдвое – от 7,39 до 4% [13]. В работе [160] отмечается, что в процессе метаморфизма гидрофобность витрена увеличивается за счет повышения степени конденсации двумерных углеродных сеток и их упорядоченности, что сопровождается разложением боковых цепей и уменьшением количества активных полярных групп.

Доля матовых ингредиентов – фюзенизированных и лейптинированных – невелика и составляет 5%. Минеральные примеси в классе 0,5-1мм участвуют в количестве 15%, среди которых большая часть представлена глиной (11%).

В классе 0,05-0,1 мм содержится 52% витрена, 16% фюзена, являющегося наиболее зольным ( $A = 4,97\%$ ) и сернистым. Фюзен не обладает способностью переходить в пластическое состояние при нагревании, при коксовании дает наименьший выход химических продуктов коксования. Из всех ингредиентов угля фюзен наименее ценный и наиболее хрупкий, поэтому его содержание в мелких и тонких классах гораздо выше, чем в классе +0,2мм (см. табл. 4.3). Минеральные примеси в классе 0,05-0,1мм составляют 32%, среди которых глина участвует в количестве 31%. Скорость флотации этого материала обеспечивается почти половинным содержанием витрена.

При отсутствии ПАВ скорость флотации резко снижается, но, тем не менее, скорость выхода в пену тонких частиц почти в 4 раза выше, чем для зернистых за счет более значительной адсорбции керосина их высокоразвитой поверхностью (см. рис. 4.5).

В работе [12] отмечается важность разделения угольной мелочи на отдельные петрографические составляющие методом флотации с целью улучшения коксующихся свойств углей, приводятся данные некоторых исследований в этом направлении, которые в ряде случаев являются довольно противоречивыми.

Результаты исследований адсорбции реагентов на поверхности угля, приведенные в работах [149-151], позволили авторам прийти к выводу о том, что количество спирта, адсорбированного на поверхности угля, снижается при увеличении молекулярного веса спирта, что связано с микропористостью угля. Известно, что соединения, имеющие размер молекул больше размера пор угля, хуже проникают в поры и плохо адсорбируются.

При этом с увеличением длины радикала снижается растворимость соединений, образуемых на поверхности частиц, что связано с дисперсионными силами взаимодействия радикалов друг с другом. Эти силы находятся в прямо пропорциональной зависимости от длины радикала.

Установлено влияние количества полярных групп и их расположения по отношению к друг другу и углеводородному радикалу. Из полярных групп наиболее активной является гидроксильная группа –ОН. Реагенты с боковыми цепочками или несколькими бензольными кольцами являются более флотационно активными. При выборе реагентов следует отдавать предпочтение веществам с паразоложением полярной и аполярной групп, для ароматических соединений - с двумя полярными группами, имеющими орторасположение этих групп. Было определено, что при наличии двух полярных групп, расположенных на разных концах молекулы (параположение полярных групп), происходит гидрофилизация поверхности, т.к. одной полярной группой молекула закрепляется на поверхности угля, а с противоположно расположенной полярной группой активно взаимодействуют молекулы воды.

В работе [149] указывается, что избыточное количество аполярных реагентов может вызвать обратную адсорбцию с обращением молекул полярной частью в воду, что приведет к гидрофилизации угольной поверхности.

Для полярных групп другого строения справедливы те же выводы о влиянии их взаимного расположения. Кроме того, соединения с гидроксильными и карбоксильными группами эффективнее, чем соединения с сульфо- или аминогруппой.

Автор работы [148] установил, что большое значение имеет диффузия молекул ПАВ через диффузную часть двойного электрического слоя (ДЭС). При этом специфическая сорбция ПАВ во внешней обкладке двойного электрического слоя прямо пропорционально зависит от концентрации реагента в растворе и скорости протекания раствора вдоль раздела фаз твердое-жидкость.

При введении воздуха в систему и создании поверхности раздела жидкость-газ и жидкость-твердое-газ сорбция ПАВ существенно повышается, но до определенного предела скорости протекания потока. Высказано предположение, что малорастворимые ПАВ переносятся на угольную поверхность

воздушными пузырьками. На углях марки Г сорбция ПАВ имеет место и при низких концентрациях – от 0,2 мг/мл. Автор считает, что равновесие сорбции наступает при равенстве диффузных потоков молекул ПАВ из раствора к поверхности и от нее в раствор.

При повышении скорости протекания раствора реагента вдоль периметра контакта трех фаз диффузия молекул от поверхности в раствор увеличивается, что приводит к снижению количества адсорбированных молекул ПАВ.

Таким образом, скорость подачи ПАВ в пульпу имеет определенный оптимум и по данным этой работы не должна превышать 0,16мл/с.

В ряде ранних работ высказывается мнение о том, что на шероховатой угольной поверхности при флотационных концентрациях реагентов молекулы последних могут иметь горизонтальное или наклонное положение [12, 154, 149], о чем упоминают и авторы более поздней работы [131]. При этом в смеси реагенты сохраняют свои индивидуальные свойства. Гидрофильные полярные группы молекул закрывают поверхность угля, а гидрофобные неполярные углеводородные радикалы образуют несмачиваемую поверхность по типу мицелл. Фрагменты реагентов действуют независимо, взаимодействуя каждый с соответствующими функциональными группами на поверхности угля, что гидрофобизирует ее сильнее, чем при отдельном применении реагентов.

В работе зарубежных авторов [155] приведены результаты исследований, которые позволили определить возможное расположение молекул реагента на шероховатой поверхности (рис. 4.6).

В работе подтверждается ведущая роль микромасштабных неоднородностей минеральной поверхности в увеличении эффективности флотации за счет разрыва смачивающих пленок на шероховатостях.

Авторы считают, что резкое отличие в величине шероховатостей на поверхности сокращает капиллярные эффекты, приводящие к локализации смачивающих пленок.

В то же время при приближении размера неровностей к размеру полярных групп реагента образование его покрытий на поверхности может нарушаться, снижая эффективность флотации.



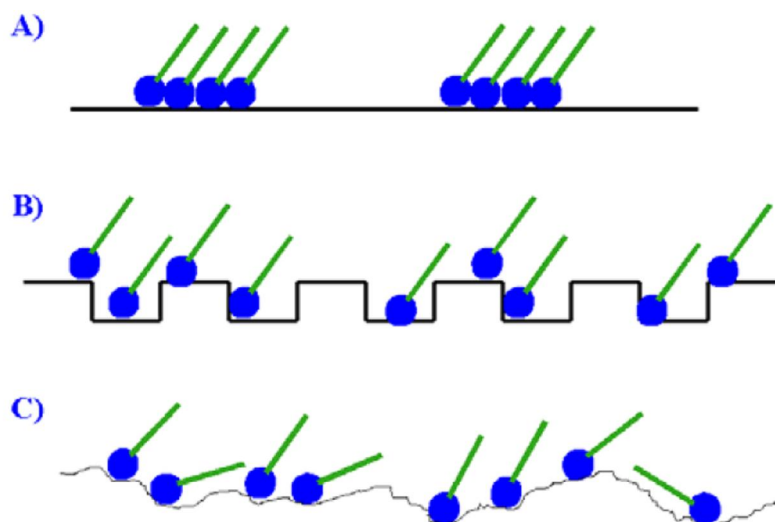


Рис. 4.6. Расположение молекул реагента на твердой поверхности:  
 А – идеальная гладкая, В – идеализированная регулярная, С - реальная

Как данные исследований, так и практика флотации углей подтверждают достижение высоких результатов при составлении смесей или при последовательной подаче реагентов, имеющих в своем составе аполярные и гетерополярные соединения [130-136, 12, 147, 149-152]. Примерный состав широко используемых в настоящее время реагентов приведен в табл. 4.7 по данным различных источников.

В работах [149, 157, 161] отмечается, что ароматические и непредельные соединения в составе аполярного реагента, обладающие высокой адсорбционной способностью, повышают выход концентрата, нафтеновые соединения менее флотоактивны, но более селективны. Сложные углеводороды, имеющие двухъядерное строение или боковые углеводородные цепи более активны.

Применение их при совместной подаче с полярными веществами особенно сильно сказывается положительно на флотации труднообогатимых углей – повышается выход концентрата при повышении селективности разделения (снижение зольности), увеличивается зольность отходов.

Данные исследования гранулометрического состава продуктов флотации показывают, что зольность отходов повышается за счет перехода в пенный продукт относительно малозольных крупных

частиц. Считается, что роль углеводов заключается в образовании каемки вдоль трехфазного периметра контакта и повышении прочности прилипания частицы к пузырьку, поэтому в пенный продукт могут переходить именно более крупные частицы.

Таблица 4.7

### Состав реагентов для флотации углей

Наименование	Состав, %				Источник
	парафиновые	ароматические	нафтеновые	другие	
собиратели					
Керосин	20-50	10-30	30-80	до 10	[13, 159]
ААР	58	42			[158]
ААР-2	25	75			[158]
АФ-2	60	20	20		[156,136]
Дизельное топливо	20-40	15-30	30-60	до 10	[158, 132]
Состав, %					
пенообразователи					
Т-66	Одно- и двухатомные спирты диоксанового и пиранового ряда, гликоли, фенолов нет				[158, 132]
Оксаль (Т-80)	Одно- и многоатомные спирты 30-50, простые эфиры 30-50, сложные эфиры 1-15 и не более 1% диметилдиоксана				[158, 45]
Масло ПОД	Кубовые остатки производства циклогексанола, содержит алифатические и циклоалифатические соединения с одинарными и двойными связями, смесь полярных и аполярных соединений				[45, 131]
Алифатические спирты C <sub>6</sub> -C <sub>8</sub>	Смесь высших спиртов - побочный продукт производства бутилового спирта				[12, 158]

В работах [113, 162, 163] на основании термодинамического анализа растекания аполярных реагентов по поверхности гидрофобных частиц и экспериментальных данных сделан вывод о целесообразности диспергирования реагента-собирателя, что будет снижать плотность реагента и удельную межфазную поверхностную энергию. Этим условиям соответствуют реагенты, содержащие значительное количество ароматических углеводов, имеющих низкие значения поверхностного натяжения на границе раздела «вода-реагент».

Установлено [12, 13, 130, 149, 152, 153], что наиболее эффективно флотация углей протекает при совместном использовании реагентов, имеющих аполярные и гетерополярные молекулы в своем составе. Аполярные реагенты закрепляются на

гидрофобных участках поверхности угольных частиц, повышают прочность их прилипания к пузырькам, способствуют образованию аэрофлокул. Гетерополярные реагенты обеспечивают хорошую аэрацию, стабилизируют пену, гидрофобизируют поверхность угольных частиц, пептизируют тонкие шламы, повышают дисперсность эмульсий аполярных реагентов и улучшают закрепление капелек эмульсий на угле. Технические реагенты, содержащие гетерополярные молекулы, имеют комплексное действие – пенообразующее, собирательное и пептизирующее.

В работе [27] указывается, что подача смеси аполярного собирателя и гетерополярного вспенивателя можно рассматривать как эмульсию, образующуюся без дополнительного механического воздействия. При этом гетерополярный вспениватель играет роль эмульгатора.

Для углей марки Г активность аполярных реагентов смещается в сторону высококипящих фракций – 250-300 и 300-350<sup>0</sup>С [136].

В реагентный комплекс должны входить продукты, обладающие разной сорбционной способностью по отношению к различным участкам угольной поверхности. Пептизирующее действие спиртов, входящих в состав ПАВ, проявляется вследствие их адсорбции, которая изменяет заряды шламовых частиц в направлении, препятствующем их слипанию. Адсорбция спиртов снижает заряд наиболее активных участков поверхности шламовых частиц, которыми они прилипают к поверхности угольных частиц. Спирты образуют рыхлую пену, содержащую наиболее гидрофобные низкочольные частицы [12, 13, 130]. Таким образом, исходя из анализа свойств реагентов, следует принять к экспериментальным исследованиям флотации труднофлотируемого шлама газовых углей реагенты-собиратели керосин и дизельное топливо (солярное масло) и реагенты-пенообразователи Т-80 (Оксаль) и масло ПОД [153, 168].

#### 4.3. Экспериментальное исследование флотации шлама газовых углей

В разделе 4.2 приведены результаты и анализ большого количества исследований свойств флотационных реагентов в зависимости от их состава различными методами. Тем не менее,

наиболее надежным способом проверки флотационной активности реагентов является проведение непосредственных флотационных опытов, т.к. только такой способ имеет максимальное приближение к производственным условиям. На основании теоретических предпосылок и выводов, полученных в разделе 4.2, а также в соответствии с основными методологическими положениями работы в целом, задачами экспериментальных исследований являются:

1. Исследование изменения скорости флотации (выхода в пену) газовых углей в зависимости от применяемых реагентов.

2. Определение зависимости поверхностной активности вспенивателей и флотационной активности собирателей от их состава.

3. Установление рационального реагентного режима флотации углей марки Г.

Решение перечисленных задач при проведении непосредственных флотационных экспериментов позволяет проверить влияние свойств поверхностных соединений на результаты флотационного разделения.

#### 4.3.1. Методика выполнения экспериментов.

Исследование флотационных свойств шлама осуществлялось в лаборатории флотации на кафедре «Обогащение полезных ископаемых» ДонНТУ с использованием лабораторной флотационной машины ФЛ-1 с объемом камеры  $750 \text{ см}^3$ . Для проведения экспериментов готовились навески исходного материала массой 80г, что обеспечивало получение содержания твердого в пульпе при флотации на уровне  $100 \text{ кг/м}^3$ . В камере лабораторной установки навеска шлама перемешивалась с водой в течение 30с. Затем подавался реагент-собиратель (капельно) в полном объеме в соответствии с принятым расходом и проводилось контактирование его с пульпой в течение 60 с. При дробной подаче собирателя контактирование с первой порцией реагента осуществлялось в течение 45с. Дробная подача предполагает направление 50% расхода собирателя и 75% расхода вспенивателя на контактирование с пульпой в камере лабораторной флотационной установки до включения воздуха. Остальная часть реагентов загружается в камеру машины после съема второго концентрата, т.е. после 3 мин. флотации.

При использовании эмульсии определенного соотношения реагентов выполнялось их перемешивание в мешалке минимального объема, хотя по данным работы [27] необходимости в этом не было. В соответствии с положениями механизмов эмульгирования принятая объемная концентрация реагентов дает основание отнести получаемую эмульсию к разбавленным, которые характеризуются агрегативной устойчивостью. Поэтому в течение времени подготовки пульпы к флотации ее агрегативная устойчивость не нарушалась и не было необходимости применять стабилизатор. После загрузки эмульсии содержание твердого в питании флотации соответствовало  $100 \text{ кг/м}^3$ .

После подготовки к флотации включалась подача воздуха, и в течение 540 с проводился дробный сьем пенного продукта. Продукты обогащения подвергались фильтрованию, просушке и подготовке к химическому анализу. Химический анализ выполнялся также на кафедре ОПИ ДонНТУ в лицензированной лаборатории.

На основании полученных результатов дробной флотации рассчитывалась скорость, эффективность и селективность флотации. Последние два показателя можно рассматривать как взаимно противоположные, поэтому их использование дает наиболее объективную оценку процесса разделения. Поскольку во всех сериях опытов сьем пенного продукта был дробным, то скорость флотации рассчитывалась непосредственно по выходу пенного продукта за определенный период времени в %/мин. (или г/мин.), которые далее обозначены как условные единицы для удобства сравнения [169]. Кроме того, коэффициент скорости флотации определялся по общепринятому в практике флотации соотношению (по формуле Белоглазова):

$$K_B = \left[ \lg \frac{1}{1 - \varepsilon_{г.м.}^k} \right] \frac{1}{t}, \quad (4.4)$$

где  $\varepsilon_{г.м.}^k$  - извлечение горючей массы в концентрат, доли ед.;

$t$  – время флотации, мин.

Как показало выполненное нами сопоставление скорость флотации, определенная более простым способом по выходу пенного продукта, имеет такую же закономерность изменения, как и коэффициент скорости флотации Белоглазова, отличаясь только

численными значениями. Поэтому далее принято именно это определение скорости процесса.

Для оценки результатов экспериментов использовался показатель селективности по Годэну, который вычислялся по формуле:

$$S_G = \frac{(100 - A_k) A_o}{(100 - A_o) A_k}, \quad (4.5)$$

где  $A_k$  и  $A_o$  – зольность концентрата и отходов, соответственно, %.

При проведении экспериментов флотационные опыты дублировались три раза и определялись средние показатели. Достоверность и надежность опытных данных оценивалась в соответствии с общепринятым статистическим аппаратом [166, 167]. Для каждой серии выполнялась стандартная статистическая обработка.

Для каждой анализируемой выборки определялись среднеквадратическое отклонение  $S_x$  и доверительный интервал  $X_r$  по соотношениям:

$$S_x = \sqrt{\frac{\sum (X_i - \bar{X})^2}{N-1}}, \quad (4.6)$$

$$X_r = \bar{X} \pm \frac{t S_x}{\sqrt{N}}, \quad (4.7)$$

где  $X_i$  и  $\bar{X}$  – текущее и среднее арифметическое значение параметра, соответственно;

$\Sigma$  – сумма от  $i=1$  до  $i=N$ ;

$i$  – объем выборки;

$N$  – принятое число дублирований опытов;

$t$  – табличное значение критерия Стьюдента при числе степеней свободы  $f = N-1$  и уровне значимости  $q = 0,1$ ;

$X_r$  истинное (реальное) значение параметра.

При анализе нескольких серий дублированных экспериментов осуществлялась проверка равнозначности измерений с помощью критерия Кохрена, который определялся из выражения:

$$G_p = \frac{S_{\max}^2}{\sum S_i^2}, \quad (4.8)$$

где  $G_p$  – расчетное значение критерия Кохрена;  
 $S_{max}^2$  – максимальная дисперсия;  
 $\sum S_i^2$  – сумма сравниваемых дисперсий.

Измерения являются равноточными, если выполняется условие:

$$G_p < G_m \quad , \quad (4.9)$$

где  $G_m$  – табличное значение критерия Кохрена, определенное для  $f = N-1$  и уровня значимости  $q = 0,1$ .

Для нескольких сравниваемых средних показателей в разных сериях экспериментов различие установлено, если выполняется условие:

$$t_p > t_m \quad , \quad (4.10)$$

где  $t_p$  и  $t_m$  – расчетное и табличное значение критерия Стьюдента.

Расчетное значение определяется по соотношению:

$$t_p = \frac{|\bar{X} - \bar{Y}| \sqrt{\frac{N_X N_Y}{N_X + N_Y}}}{\sigma_{\Delta}} \quad , \quad (4.11)$$

где  $X$  и  $Y$  – средние значения параметров в сравниваемых сериях;  
 $N_X$  и  $N_Y$  – число дублирования опытов в сравниваемых сериях;  
 $\sigma_{\Delta}$  – ошибка средних, определяемая из выражения [167]:

$$\sigma_{\Delta} = \sqrt{\frac{\sum X_i^2 - \frac{(\sum X)^2}{N_X} + \sum Y_i^2 - \frac{(\sum Y)^2}{N_Y}}{N_X + N_Y - 2}} \quad (4.12)$$

При условии равенства количества дублирований опытов в каждой серии окончательный вид соотношения для определения расчетного значения критерия Стьюдента будет:

$$t_p = \frac{2,45 |\bar{X} - \bar{Y}|}{\sqrt{\sum (X_i - \bar{X})^2 + \sum (Y_i - \bar{Y})^2}} \quad . \quad (4.13)$$

Табличное значение критерия Стьюдента определено для числа степеней свободы  $f=4$  и уровня значимости  $q = 0,1$ .

В ходе статистической оценки подтверждена равнозначность измерений, т.к. получено  $G_p < G_T$ , а также установлено различие средних показателей в разных сериях, т.к.  $t_p > t_T$ .

#### 4.3.2. Выбор реагентного режима.

Реагентный режим был выбран из следующих соображений.

В работе [45] приведены сведения по исследованию пенообразующих свойств реагентов Т-80 (Оксаль) и масла ПОД, которые на данный момент из реагентов отечественного производства наиболее широко применяются в промышленной практике флотационного обогащения.

Изотермы поверхностного натяжения растворов этих реагентов, приведенные в цитируемой работе, позволили нам определить их поверхностную активность  $p$ , вычисленную как отношение между изменением свободной поверхностной энергии границы раздела вода-воздух  $\Delta\sigma$  и изменением равновесной концентрации вспенивателя  $\Delta C$  в растворе:

Поверхностная активность характеризуется тангенсом угла

$$p = \frac{\Delta\sigma}{\Delta C}.$$

наклона кривой в области низких концентраций и определена для масла ПОД равной 2,58, для Т-80 – 0,21 (рис. 4.7).

При условии содержания твердого в питании флотации  $100\text{г/дм}^3$  концентрация реагента, равная 0,01%, будет соответствовать его расходу  $100\text{г/т}$ .

Как следует из приведенных графиков, увеличение расхода реагента масло ПОД более  $200\text{ г/т}$  (0,02%) не способствует значительному снижению поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ. Следовательно, этот расход можно принять за основной уровень.

Предварительная серия экспериментов была поставлена с широко применяемыми реагентами – керосином, соляровым маслом (дизельное топливо) и Т-80 (Оксаль). Расходы реагентов приняты на основании данных практики флотации. Результаты опытов представлены в табл. 4.8. и 4.9.



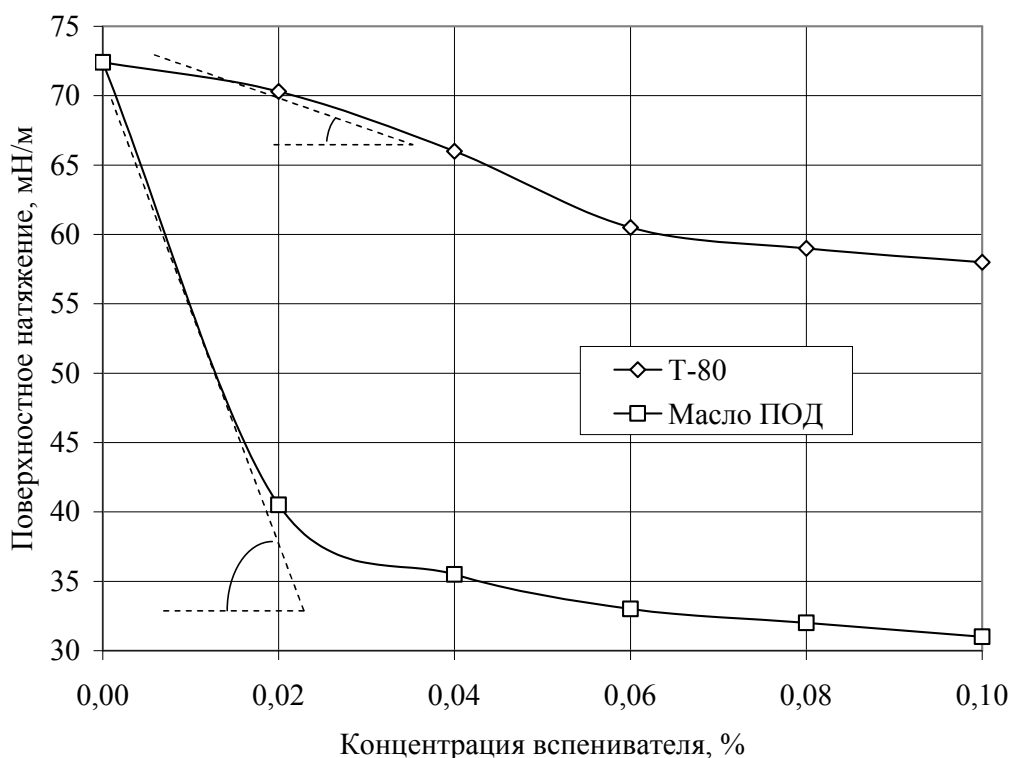


Рис. 4.7. Поверхностная активность реагентов-пенообразователей

Таблица 4.8

**Результаты флотации шламов марки Г ЦОФ «Комсомольская» с керосином, %**

Время от начала опыта, с	Код режима продукт дробной флотации	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
		керосин - 900 г/т Т-80 - 80 г/т		керосин - 1300 г/т Т-80 - 100 г/т		керосин - 1300 г/т Т-80 - 120 г/т	
		выход	зольность	выход	зольность	выход	зольность
60	концентрат 1	25,42	7,45	25,16	8,67	28,45	9,82
180	концентрат 2	10,12	10,25	11,45	12,25	13,81	14,58
300	концентрат 3	3,41	17,52	5,08	19,51	5,56	23,15
420	концентрат 4	2,36	22,06	2,81	24,57	3,22	26,89
540	концентрат 5	1,26	31,28	2,89	33,19	3,12	36,16
Всего концентрат		42,57	10,44	47,39	13,14	54,16	14,93
Отходы		57,43	56,82	52,61	60,15	45,84	62,92
Итого		100,00	37,07	100,00	37,87	100,00	36,93

Таблица 4.9

**Результаты дробной флотации шламов марки Г  
с дизтопливом, %**

Время от на- чала опы- та, с	Код режима  Продукт дробной флотации	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
		дизтопливо - 900г/т Т-80 - 80 г/т		дизтопливо 1300 г/т Т-80 - 100 г/т		дизтопливо 1300 г/т Т-80 - 120 г/т	
		выход	зольность	выход	зольность	выход	зольность
60	концентрат 1	28,34	8,24	28,43	9,49	32,09	10,26
180	концентрат 2	11,07	11,58	12,48	14,2	15,64	16,52
300	концентрат 3	3,89	19,23	6,0	22,07	6,04	24,71
420	концентрат 4	2,75	24,15	3,08	24,37	2,84	28,62
540	концентрат 5	1,98	24,21	3,51	27,43	3,09	29,07
Всего концентрат		48,03	11,47	53,5	14,01	59,7	15,21
Отходы		51,97	60,21	46,5	64,28	40,36	68,21
Итого		100,00	36,79	100,00	37,38	100,00	36,59

Сравнение результатов экспериментов представлено на рис. 4.8.

Как следует из данных, даже в лабораторных условиях не удалось получить высокозольных отходов флотации.

Скорость перехода в пенный слой угольных частиц для данных серий экспериментов представлена на рис. 4.9. Из графиков рис. 4.9 следует, что наибольшая скорость флотации соответствует съему первого концентрата, когда в пенный слой переходят наиболее легкофлотируемые и низкзольные частицы.

Из примененных реагентов дизельное топливо обеспечивает максимальное значение скорости флотации порядка 32 усл. ед. при его расходе 1300 г/т и расходе вспенивателя Т-80 120 г/т. При этом достигается выход концентрата в количестве 54% с зольностью около 15% и зольность отходов порядка 63%.

Разница во флотационной активности керосина и дизтоплива может быть объяснена, исходя из физико-химической характеристики реагентов, которая приведена в табл. 4.10.

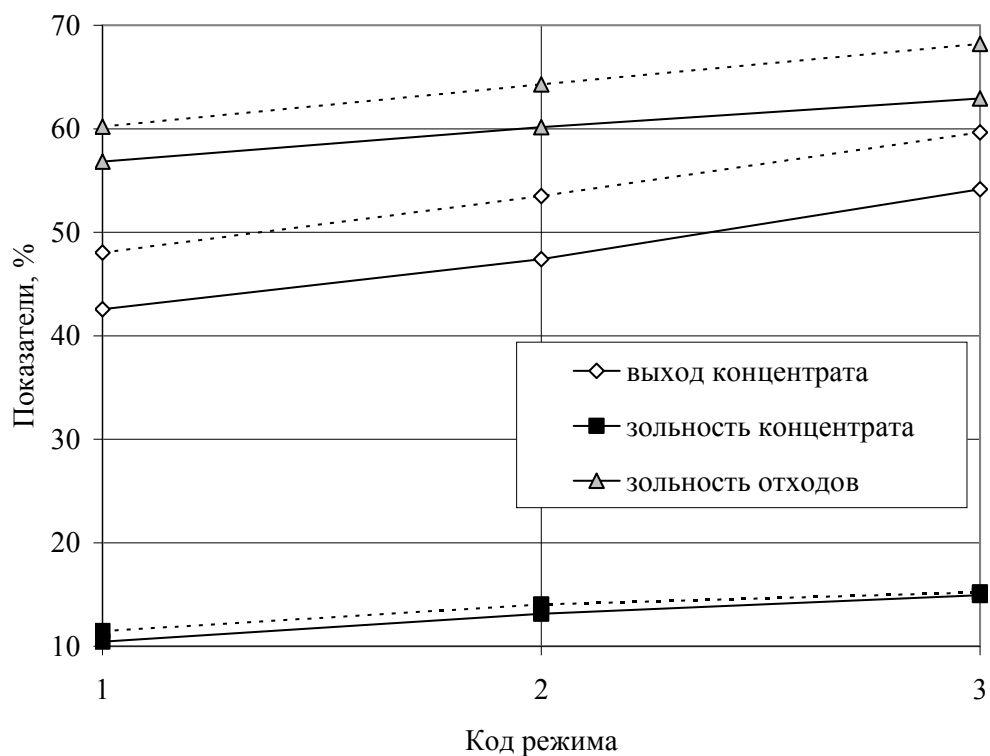


Рис. 4.8. Результаты флотации с применением керосина (сплошные линии) и дизтоплива (пунктир)

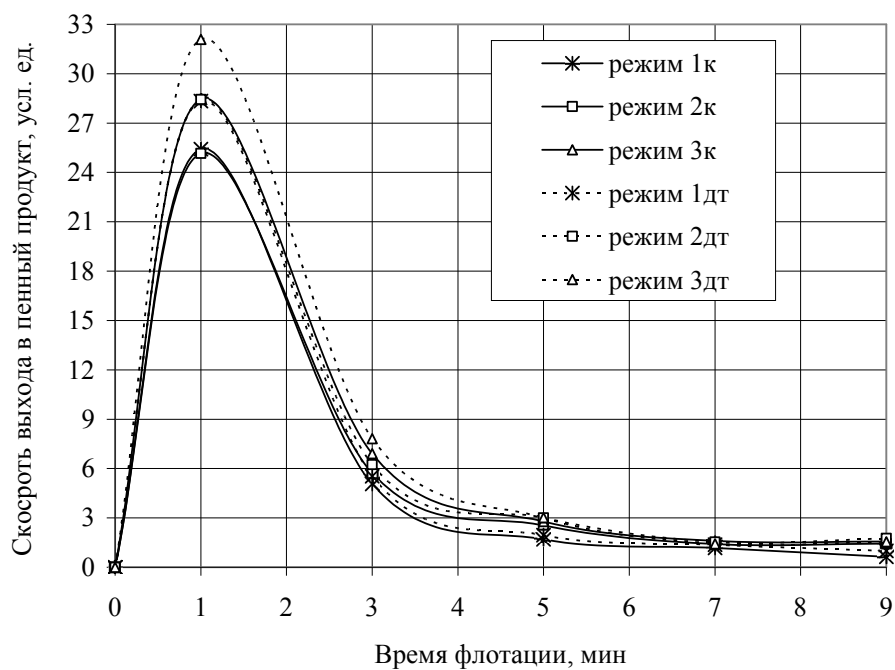


Рис. 4.9. Скорость флотации с применением керосина (к) и дизтоплива (дт)

Таблица 4.10

**Физико-химическая характеристика реагентов по данным ТУ  
и [158, 159, 46]**

Показатели	Значение		
	керосин освети- тельный	дизтопливо (соляровое масло)	масло ПОД
Плотность, кг/м <sup>3</sup>	840	800-900	980-1020
Вязкость, м <sup>2</sup> /с	(2,5-4)10 <sup>-6</sup>	(5-9)10 <sup>-6</sup>	16*10 <sup>-6</sup>
Показатель преломления	1,4490	1,4615	1,4600
Кислотность, мгКОН/100мл топлива, не более	1,4	0,8	0,8
Зольность, % , не более	0,005	0,025	
Сера, %, не более	0,1	0,2	

Анализ данных табл. 4.10 показывает, что вещественный состав керосина и дизтоплива колеблется в широких пределах и в целом эти пределы являются довольно близкими: оба реагента содержат парафиновые, ароматические, нафтеновые и другие соединения.

В работе [132] отмечается, что дизельное топливо содержит также ряд ненасыщенных соединений, а осветительный керосин не содержит непредельных соединений [12]. Фракционный состав собирателей показан на рис. 4.10 (по данным работ [158, 159, 46]).

Из графиков (см. рис. 4.10) следует, что дизтопливо содержит больше углеводородов, кипящих при более высоких температурах, по сравнению с керосином. Это свидетельствует о том, что в составе этого реагента выше содержание соединений с бóльшим молекулярным весом, но с худшей растворимостью.

К таким же выводам приходит и автор работы [13].

В работе [134] указывается, что при флотации углей марки Г, имеющих высокую пористость поверхности, молекулы реагента с бóльшим молекулярным весом труднее проникают в поры, но, блокируя устья пор, снижают расход реагентов. При этом молекулы с большим углеводородным радикалом оказывают более сильное гидрофобизирующее действие на поверхность угля.

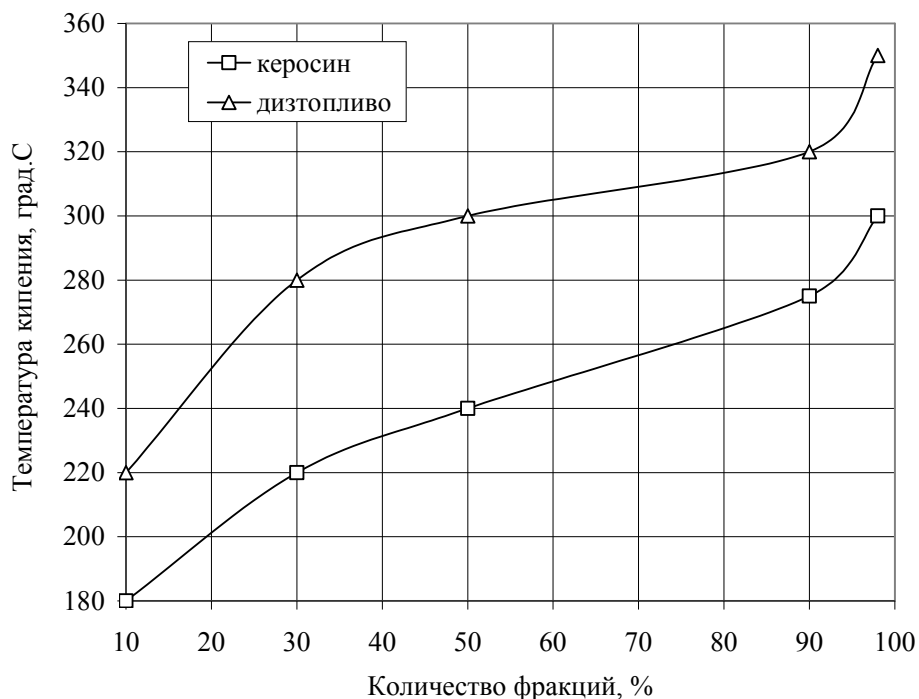


Рис. 4.10. Фракционный состав реагентов-собирателей

Как отмечают авторы работ [150, 152] оптимальные результаты могут быть получены при подаче смеси аполярного реагента и вспенивателя. Выполненный анализ литературных сведений [45, 46, 50, 56, 131, 134, 163, 168] и результаты флотационных экспериментов позволяют прийти к решению об изменении реагентного режима в следующем направлении. В качестве собирателя необходимо использовать смесь керосина и дизтоплива, в качестве вспенивателя – масло ПОД.

В работах [12, 13, 132, 149] указывается, что в составе смесей реагенты сохраняют свои индивидуальные свойства. Кроме того, для шламов марки Г более активными являются фракции с температурой кипения более  $250^{\circ}\text{C}$  в отличие от марок углей средней степени метаморфизма, и флотация идет тем хуже, чем больше в смеси низкоактивных фракций. По данным рис. 4.10 в составе керосина фракций с температурой кипения менее  $250^{\circ}\text{C}$  порядка 60%, а в составе дизтоплива – только 18-20%. Показатель преломления для дизтоплива выше, чем у керосина (см. табл. 4.10), что свидетельствует о большем содержании ароматических соединений, флотационная активность которых выше.

В разделе 3 данной работы в ходе имитационных экспериментов было показано, что с увеличением вязкостного сопротивления поверхности раздела фаз время существования флотационного комплекса достаточно длительное даже при критическом угле встречи угольной частицы и воздушного пузырька за счет снижения тангенциальной скорости движения частицы по поверхности пузырька. Соответственно, из данных табл. 4.10 видно, что вязкость дизтоплива и масла ПОД выше по сравнению с вязкостью керосина.

Следовательно, применение этих реагентов будет сказываться положительно на длительности существования образовавшегося флотационного комплекса. А более низкая вязкость керосина будет компенсировать отрицательное влияние масла ПОД на образование вязкой пены на поверхности флотомашины, т.к. по данным работы [159] пеногасящее действие аполярного собирателя усиливается с уменьшением его вязкости.

Исследованиями, проводившимися ранее, было показано положительное влияние применения аполярных масел в виде эмульсий и дробной подачи реагентов на процесс флотации. Использование керосина, состоящего из более легкокипящих углеводородов, в составе смеси будет способствовать лучшему эмульгированию углеводородов дизтоплива, имеющих более высокую температуру кипения.

Таким образом, необходимо провести экспериментальные исследования реагентных режимов флотации с применением смеси керосина и дизтоплива.

В работе принято соотношение реагентов 1:1, которое проще всего можно реализовать в промышленных условиях, с разными расходами смеси и методами подачи реагентов в процесс.

Приятые расходы смеси реагентов-собирателей и пенообразователя масла ПОД, способы подачи их в процесс показаны в табл. 4.11.

Во всех экспериментах выполнялся дробный съём пенного продукта, опыты дублировались и определялись средние данные из трех опытов. Эксперименты проводились тремя сериями, содержащими 6 режимов. Серии отличались между собой временем эмульгирования смеси реагентов.

Таблица 4.11

## Реагентные режимы и их коды в ходе экспериментов

№ режима	Серия	Код режима	Расход смеси собирателей, г/т	Вид подачи в процесс	Расход масла ПОД, г/т	Вид подачи в процесс	Время эмульгирования, мин.
1	Серия 1	Режим 1	900	Разовая	150	Разовая	0
2		Режим 2	1300	Разовая	200	Разовая	0
3		Режим 3	1300	Разовая	250	Разовая	0
4		Режим 4	900	50%+50%*	150	75%+25%*	0
5		Режим 5	1300	50%+50%	200	75%+25%	0
6		Режим 6	1300	50%+50%	250	75%+25%	0
7	Серия 2	Режим 1-1	900	Разовая	150	Разовая	1
8		Режим 2-1	1300	Разовая	200	Разовая	1
9		Режим 3-1	1300	Разовая	250	Разовая	1
10		Режим 4-1	900	50%+50%	150	75%+25%	1
11		Режим 5-1	1300	50%+50%	200	75%+25%	1
12		Режим 6-1	1300	50%+50%	250	75%+25%	1
13	Серия 3	Режим 1-10	900	Разовая	150	Разовая	10
14		Режим 2-10	1300	Разовая	200	Разовая	10
15		Режим 3-10	1300	Разовая	250	Разовая	10
16		Режим 4-10	900	50%+50%	150	75%+25%	10
17		Режим 5-10	1300	50%+50%	200	75%+25%	10
18		Режим 6-10	1300	50%+50%	250	75%+25%	10

\*в серии 50% смеси собирателей контактировало с пульпой перед началом флотации, остальные 50% подавались после съема второго концентрата;

\*\* 75% вспенивателя подавалось за 20с до подачи собирателя, остальные 25% добавлялись после съема второго концентрата.

Результаты экспериментов представлены в графической форме для удобства сравнения на рис. 4.11.

Полученные в сериях 1-3 результаты позволяют сделать следующие выводы [169-171]. В первой серии экспериментов при низких расходах собирателя и вспенивателя масло ПОД и разовой подаче реагентов без предварительного эмульгирования (режим 1) выход концентрата с зольностью 13,68% составил 54,1% при зольности отходов 63,23%, что свидетельствует о потерях горючей массы с отходами.

При повышении расхода реагентов все показатели увеличиваются – выход и зольность концентрата, зольность отходов (режимы 2 и 3).

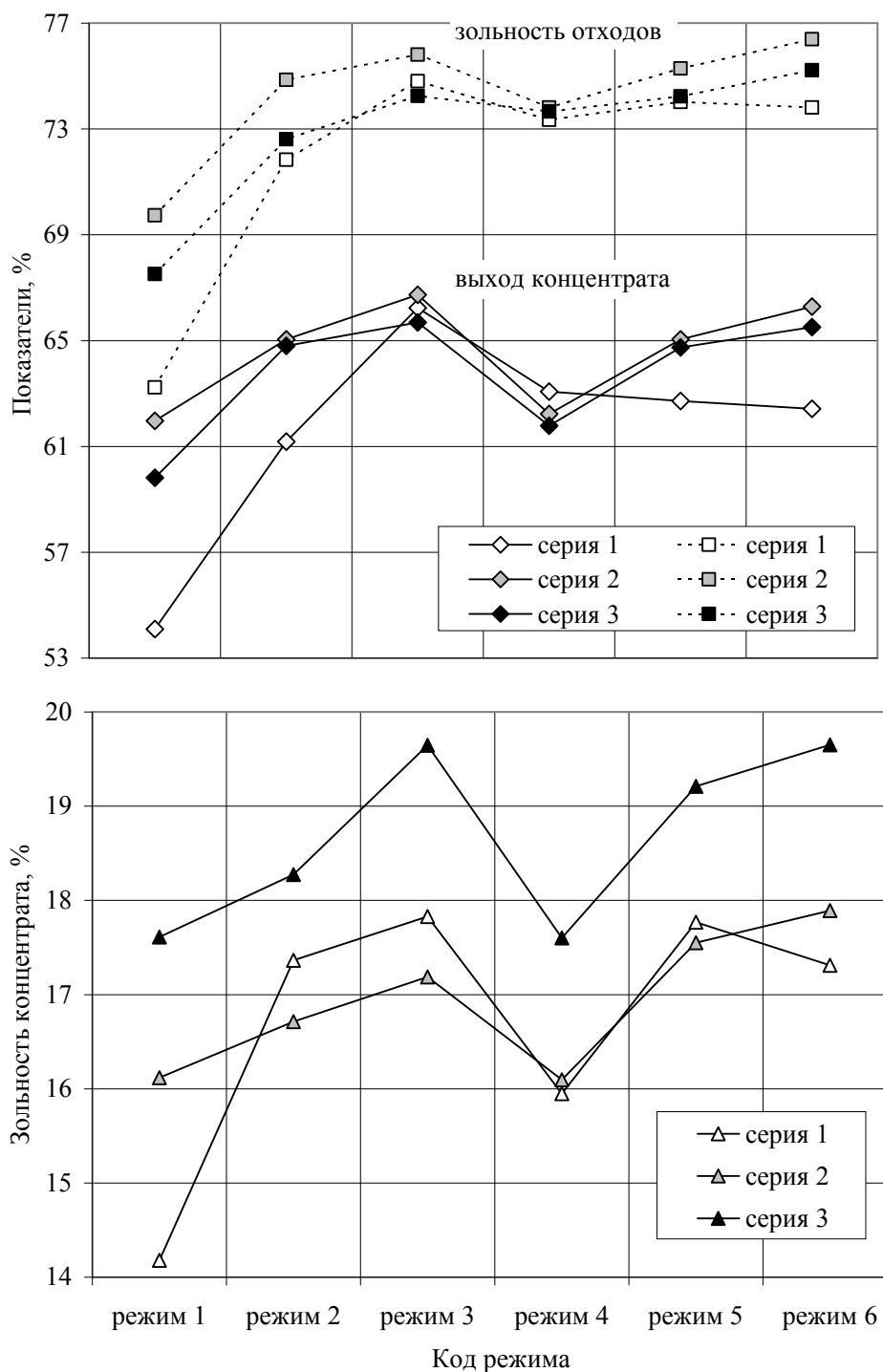


Рис. 4.11. Результаты флотации при разных реагентных режимах: серия 1 - без эмульгирования, серия 2 -  $T_{эм} = 1$  мин., серия 3 -  $T_{эм} = 10$  мин.



Повышение расхода реагентов в принятых пределах способствует подъему выхода концентрата от 54 до 61-66% и зольности отходов на 8-11% при росте зольности концентрата на 0,5-4%, что вполне согласуется с изложенными выше теоретическими подходами.

При дробной подаче реагентов в процесс при тех же расходах (режимы 4-6) зольность и выход концентрата изменяются примерно в тех же пределах при значительном повышении зольности отходов - до 75,24%.

Таким образом, в зависимости от требований потребителя по золе концентрата (на коксование или энергетику), можно в производственных условиях получать концентрат с несколько большим выходом и зольностью или экономить реагенты.

В серии 2 использовалось эмульгирование реагентов в водной среде перед подачей в процесс в течение 1 мин., для чего была применена мешалка с высоким числом оборотов.

Результаты флотации свидетельствуют о том, что эмульгирование обеспечивает получение большего количества концентрата по сравнению с режимом без эмульгирования при некотором снижении его зольности. Дробная подача эмульсии не оказывает существенного влияния на выход концентрата, однако при этом достигнута максимальная зольность отходов – 76,39% при повышении зольности концентрата на 0,7%.

В серии 3 длительность эмульгирования была увеличена до 10 мин. Анализ показателей флотации позволил прийти к заключению о снижении всех параметров продуктов. Зольность концентрата повысилась до 17-19% за счет его озоления частицами сростков при практически мало изменившемся выходе. При низком расходе собирателя (режим 6-1) выход концентрата меньше, чем в случае разовой подачи реагентов без эмульгирования (режим 2).

Дробная подача тонкодисперсной эмульсии не способствовала повышению технологических показателей. Зольность отходов получена на уровне 72-75%.

Для анализа причин ухудшения результатов флотации при длительном эмульгировании смеси реагентов на основании данных, приведенных в работе [12], нами построены кумулятивные кривые гранулометрического состава эмульсии керосина, представленные на рис. 4.12.

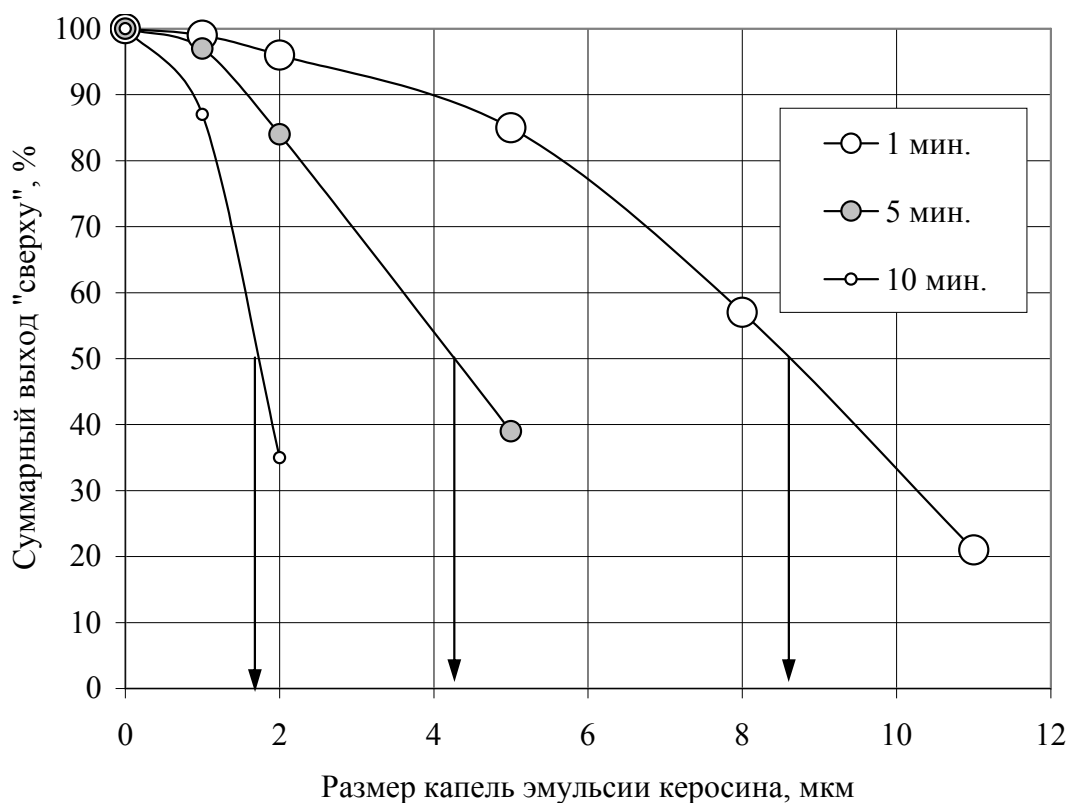


Рис. 4.12. Определение среднего диаметра капель эмульсии в зависимости от времени эмульгирования

Из графиков видно, что при увеличении времени эмульгирования средний размер капель эмульсии снижается от 8,5 до 1,8 мкм, т.е. почти в четыре раза. При этом следует вспомнить о такой особенности газовых углей, как высокая пористость поверхности (см. п. 4.1). По-видимому, при увеличении дисперсности эмульсии происходит более значительное поглощение реагентов-собирателей внутренней поверхностью пор, что непродуктивно увеличивает их расход и не приводит к улучшению показателей флотации при том же невысоком расходе.

#### 4.3.3. Исследование кинетики флотации шлама газовых углей.

Для исследования кинетики процесса была определена скорость перехода в пену дробно снимаемых концентратов при разных режимах, представленная на рис. 4.13-4.15, на которых пунктиром обозначены режимы с дробной подачей реагентов в процесс.

Из зависимости для скорости перехода в пенный слой следует, что наибольшая скорость флотации имеет место при дробной подаче смеси реагентов при расходе 1300 г/т и вспенивателя масла ПОД 250 г/т (режим 6).

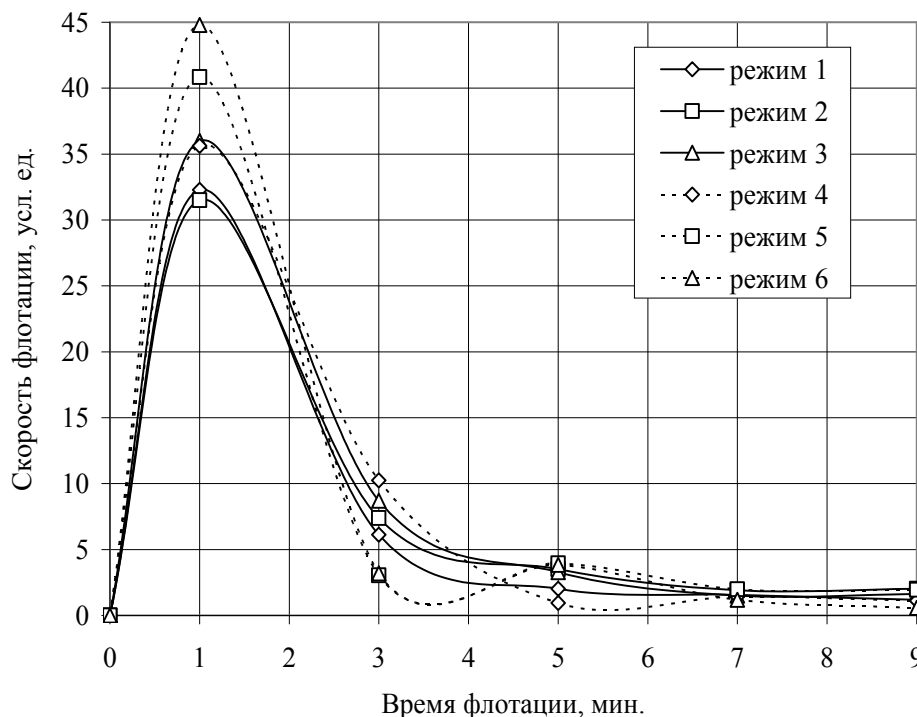


Рис. 4.13. Скорость флотации при разовой и дробной подаче смеси реагентов-собирателей (керосина и дизтоплива) без эмульгирования

Приведенные данные позволяют заключить, что максимальная скорость перехода в пену угольных частиц наблюдается в случае эмульгирования смеси реагентов в течение 1 мин. при дробной подаче эмульсии (режим 6-1). При этом отмечено, что при дробной подаче скорость флотации после съема первых двух концентратов снижается (точка, соответствующая 3 мин. на рис. 4.13-4.15).

Затем после подачи второй порции реагентов этот параметр несколько повышается, и в пену переходят (доизвлекаются) более зольные угольные частицы, формируя третий концентрат. При пониженных расходах реагентов (режимы 4, 4-1, 4-10) незначительное повышение скорости перехода в пену наблюдается только после съема третьего концентрата.

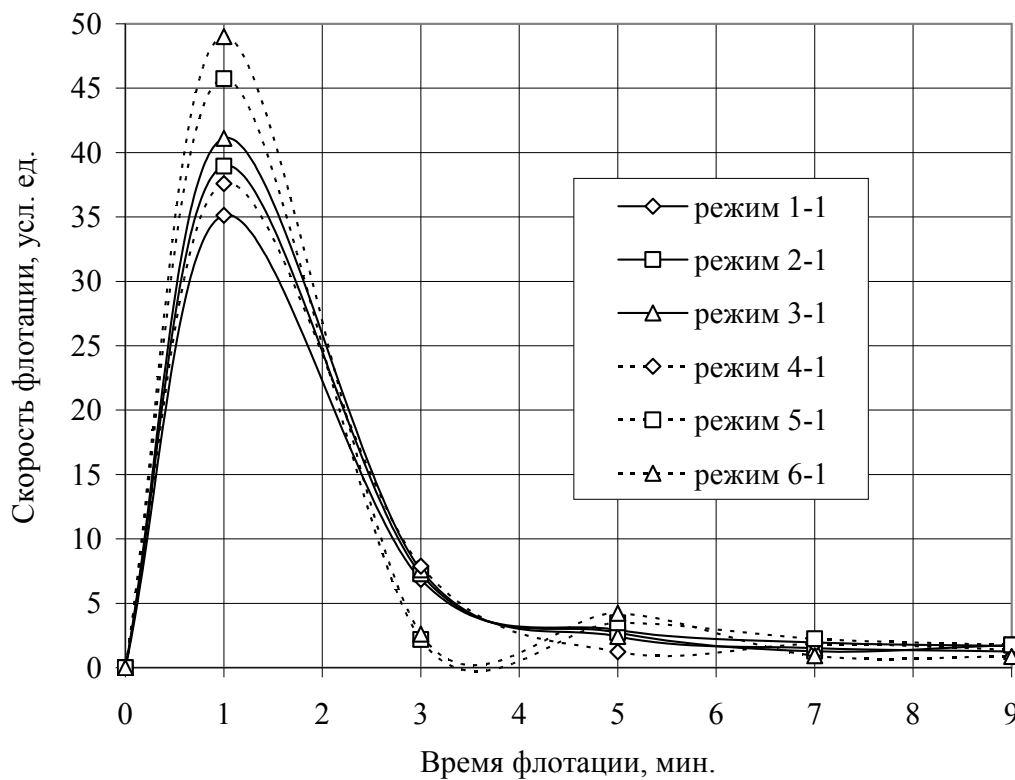


Рис. 4.14. Скорость флотации при эмульгировании смеси реагентов в течение 1 минуты (разовая и дробная подача эмульсии)

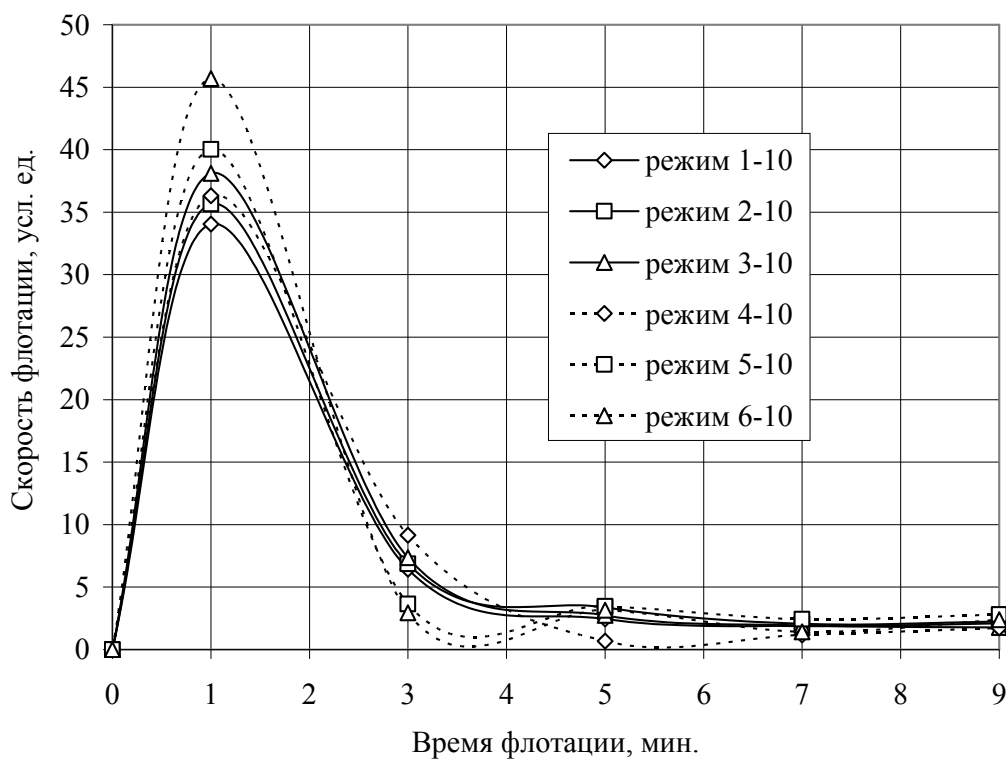


Рис. 4.15. Скорость флотации при эмульгировании смеси реагентов в течение 10 минут

Динамика изменения зольности дробных концентратов показана на рис. 4.16-4.18.

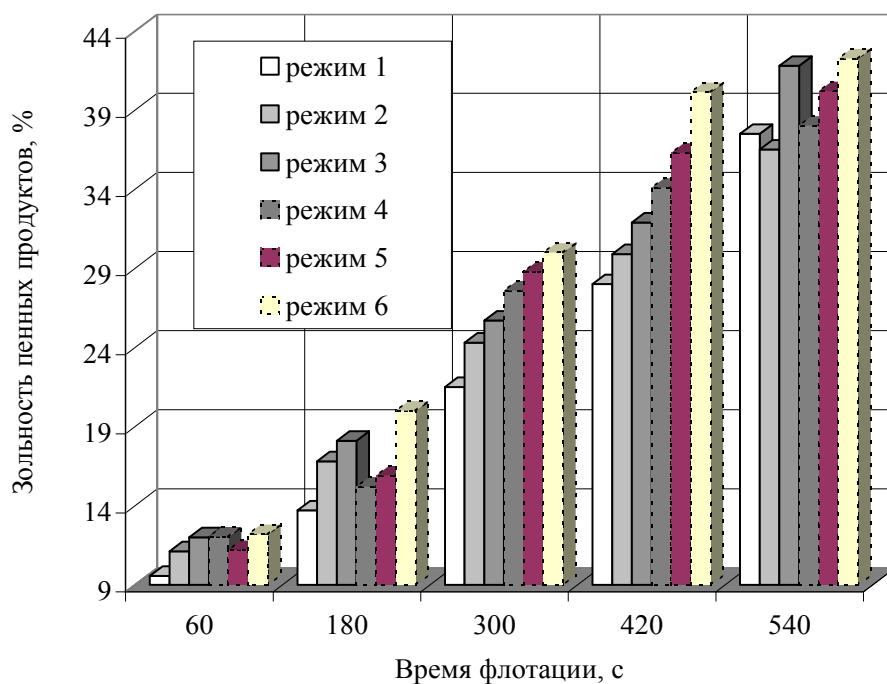


Рис. 4.16. Повышение зольности дробных концентратов во времени

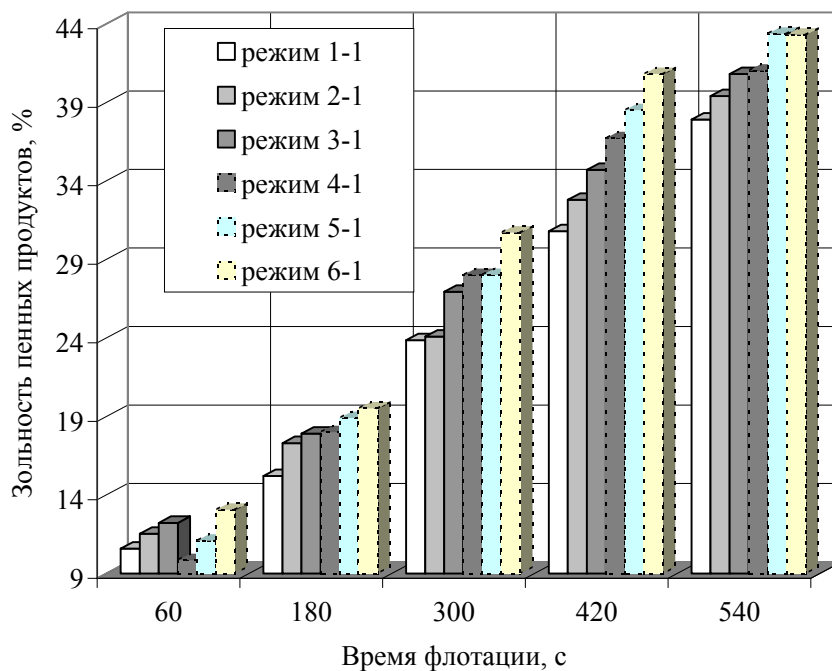


Рис. 4.17. Зольность дробных концентратов при эмульгировании реагентов в течение 1 мин.

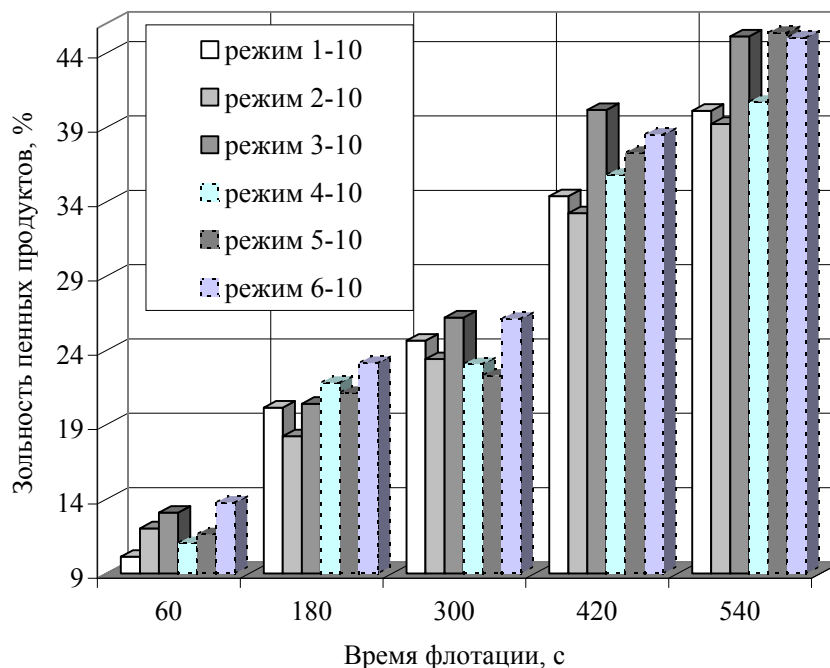


Рис. 4.18. Зольность дробных концентратов при эмульгировании реагентов в течение 10 мин.

Из графиков следует, что наиболее низкозольные концентраты могут быть получены при низких расходах реагентов, но при этом растут потери горючей массы с отходами. Анализ данных позволяет заключить, что режим 6-1 является наиболее эффективным, т.к. обеспечивает получение концентрата при зольности 17% в количестве 66% и высокозольные отходы – 76,23%.

На рис. 4.19 показано сравнение кривых флотуемости шлама с кривыми его обогатимости при режимах с высоким расходом смеси собирателей и масла ПОД.

Сопоставление кривых флотуемости и обогатимости позволяет отметить, что режим 6-1 с эмульгированием реагентов в течение 1 мин. и дробной подачей обеспечивает получение результатов, наиболее близких к теоретическим по выходу и зольности концентрата.

Для всех режимов были определены извлечение горючей массы в общий концентрат, эффективность обогащения и селективность разделения, представленные на рис. 4.20 и 4.21 (нумерация режимов соответствует приведенной в табл. 4.11).

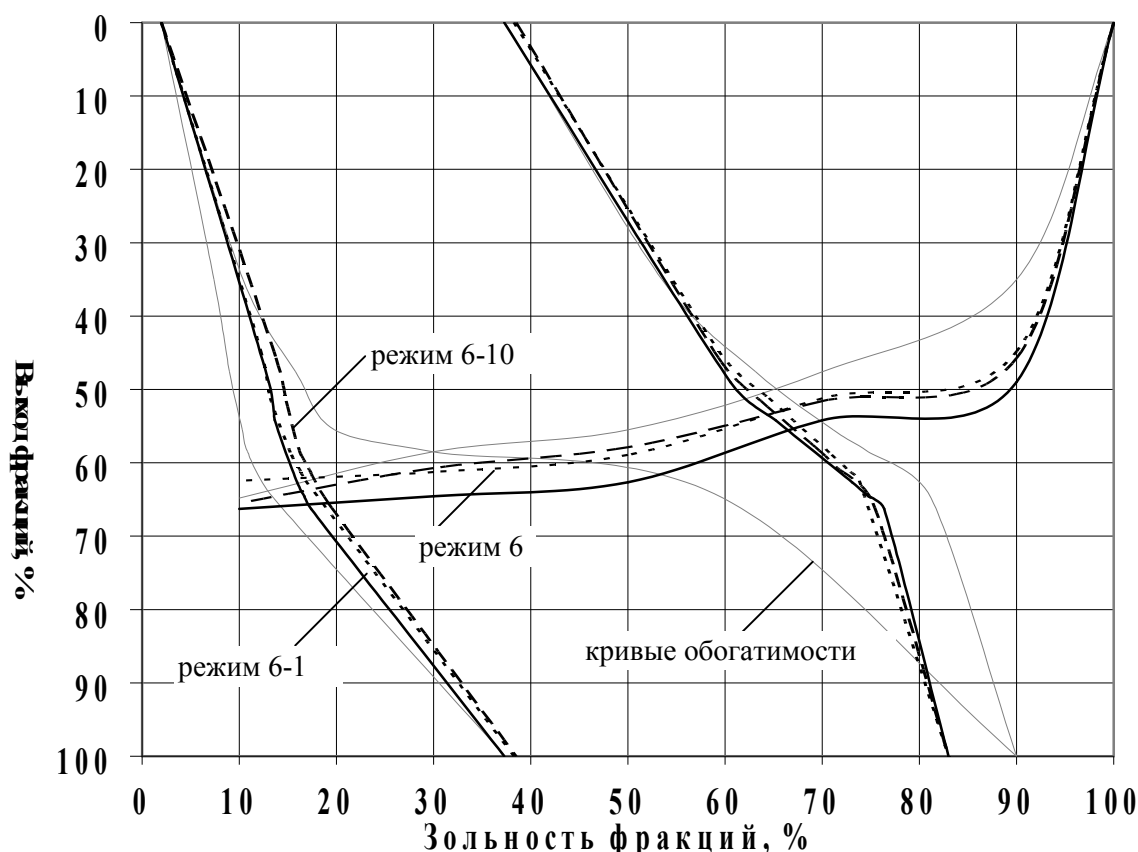


Рис. 4.19. Сопоставление кривых флотуемости и кривых обогатимости шлама

Как следует из приведенных данных, наибольшее извлечение горючей массы в концентрат получено при режимах 3-1 (№9) и 6-1 (№12).

Эти режимы предполагают эмульгирование смеси собирателей в течение 1 мин. при расходах 1300 г/т и масла ПОД в количестве 250 г/т, а также разовую и дробную подачу реагентов в процесс.

Наибольшие значения показателя селективности разделения соответствуют этим же режимам.

Данные, представленные на рис. 4.21, свидетельствуют об идентичности изменения эффективности, определенной по двум разным формулам — формуле Фоменко, распространенной в угольной практике, и формуле Ханкока-Луйкена, наиболее широко применяемой в рудной сфере. Наибольшие значения соответствуют режимам №4, №6 и №10 (режим 4-1).

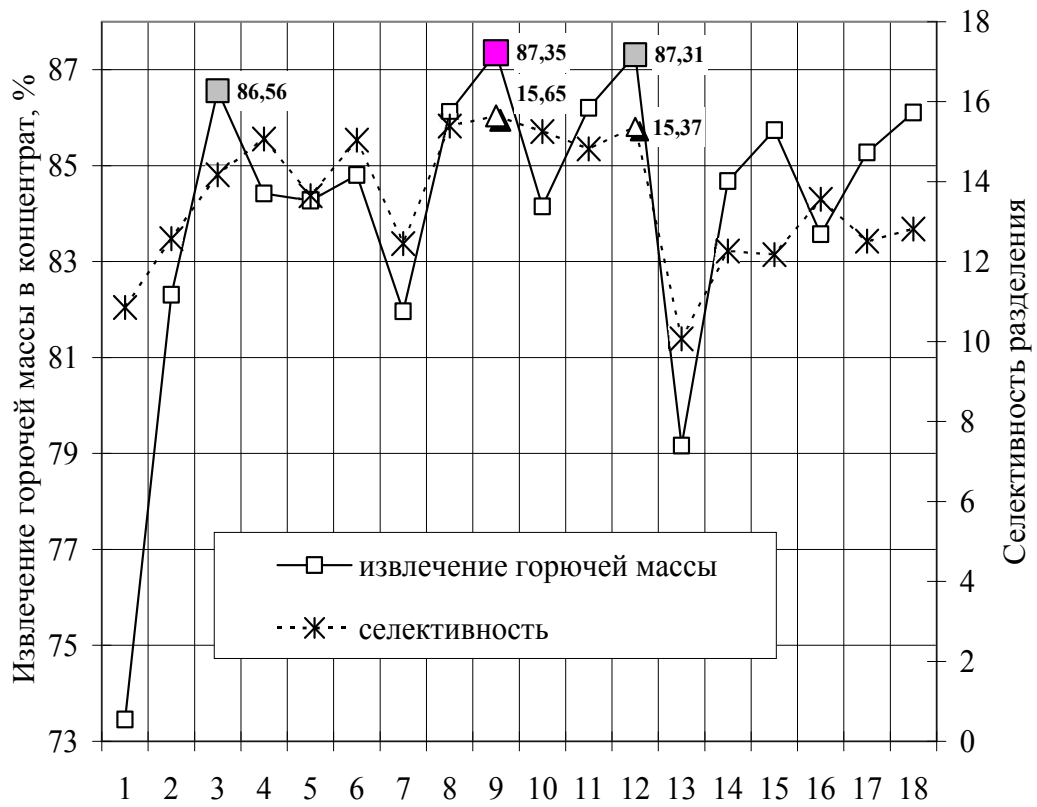


Рис. 4.20. Селективность флотационного разделения и извлечение горючей массы в концентрат при разных режимах

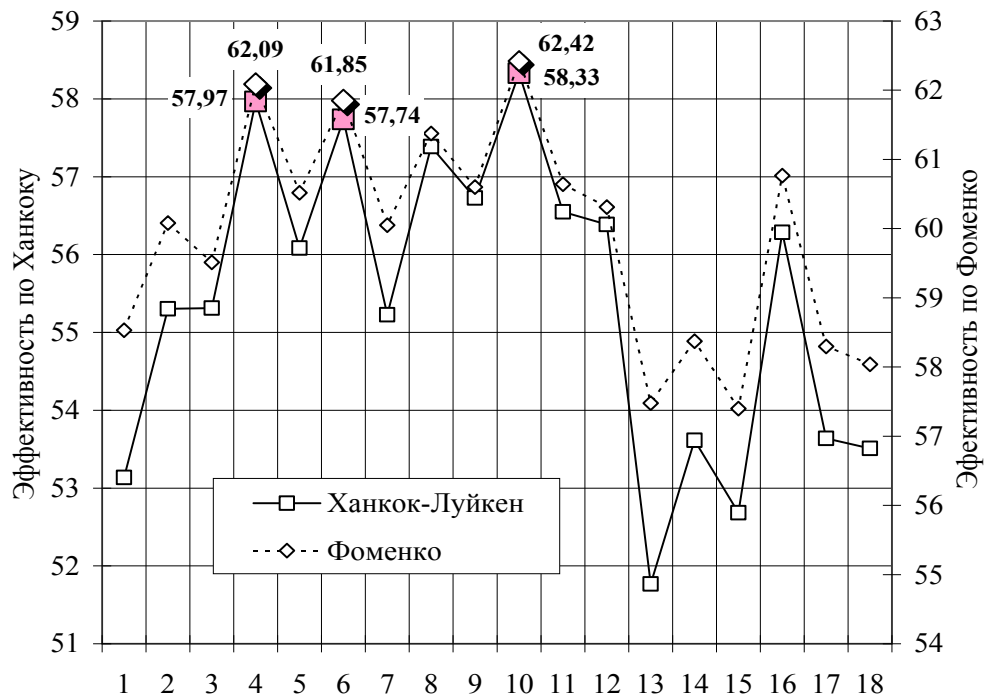


Рис. 4.21. Эффективность флотационного разделения шлама марки



Из сопоставления данных рис. 4.20 и 4.21 окончательно приходим к выводу о возможности получения высоких параметров при режиме с дробной подачей реагентов в процесс после эмульгирования в течение 1 мин, т.к. в этом случае обеспечивается высокая эффективность и селективность разделения. Расход реагентов смеси собирателей керосина и дизтоплива, вспенивателя масло ПОД может быть отрегулирован в зависимости от требуемой зольности товарного концентрата, которая связана с дальнейшим его использованием – добавка в шихту для коксования или для энергетических целей.

Сравнение режимов с дробной подачей эмульгированных реагентов, приведенное на рис. 4.22, показывает, что при низком расходе собирателя 900 г/т и вспенивателя 150 г/т (режим 4-1) выход первого пенного продукта не превышает 38%, а зольность 10%.

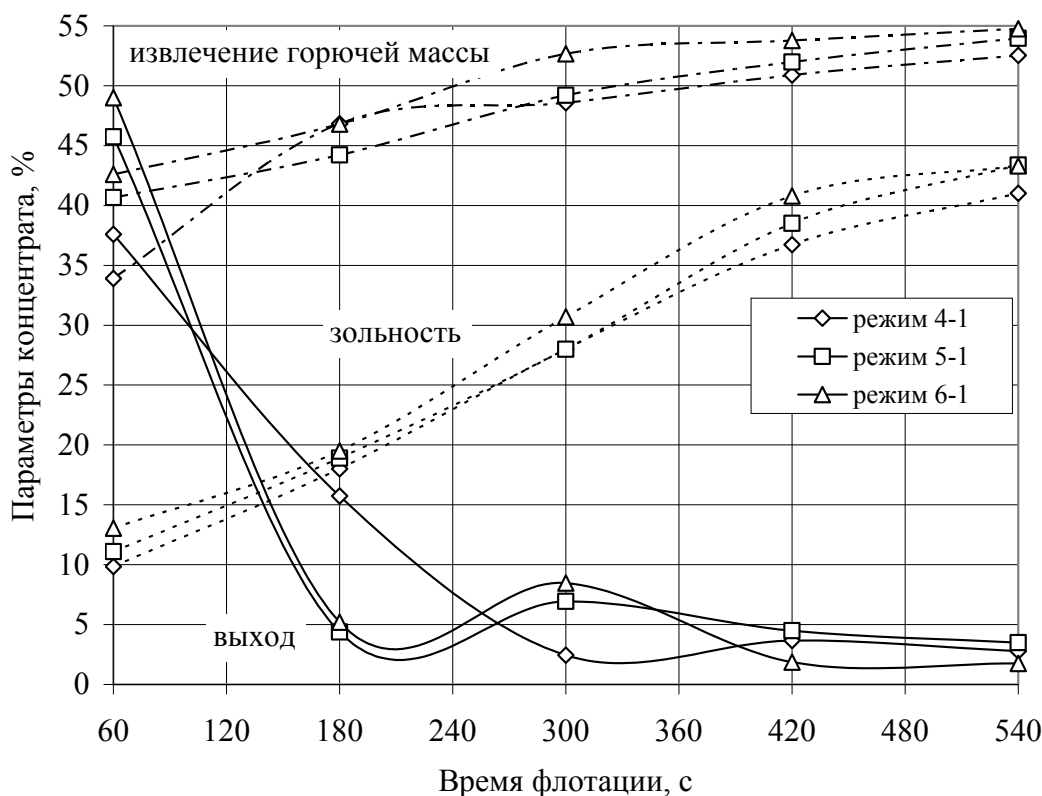


Рис. 4.22. Параметры флотации при дробной подаче эмульсии реагентов

Во второй концентрат попадают более зольные частицы  $A_{к2} = 18\%$  в количестве 15,7%. После введения в процесс оставшегося

количества реагентов третий концентрат имеет зольность  $A_{к3} = 28\%$ , при этом выход пенного продукта продолжает снижаться и составляет 2,4%. Четвертый концентрат уже приближается по зольности к сросткам  $A_{к4} = 36,7\%$ , но происходит некоторое увеличение выхода пенного продукта по сравнению с предыдущим – на 1,3%. В целом может быть получен концентрат в количестве 62,2% с зольностью 15.6%, зольность отходов при этом достаточно высокая и составляет 73,8%. В режиме 4-1 прирост извлечения горючей массы в концентрат (и соответственно снижение ее потерь с камерным продуктом) максимальный в ходе съема первого и второго концентратов и составляет более 12%. Дальнейший прирост извлечения горючей массы не превышает 2-3%.

Повышение расхода собирателей и вспенивателя в 1,4 раза (режим 5-1) способствует увеличению выхода первого концентрата на 11% по сравнению с режимом 4-1 при повышении его зольности примерно на 1% - с 9,85 до 11,09%. Выход второго концентрата гораздо ниже, чем при режиме 4-1, а зольность отличается незначительно – на 0,9%. После добавления оставшейся части реагентов выход третьего пенного продукта в 2.8 раза выше, чем при более низких расходах реагентов (режим 4-1), зольность отличается мало. Четвертый концентрат имеет более высокий выход (4,5%) и зольность (38,5%). В целом может быть получен концентрат зольностью 17.5% в количестве 65%. Зольность отходов при этом повышается до 75,3%. Прирост извлечения горючей массы в пенные продукты увеличивается после введения второй порции реагентов и является максимальным в этот момент (без учета первой подачи реагентов) – 5%, что видно и по увеличению выхода третьего концентрата.

Режим 6-1 имеет те же закономерности изменения параметров, как и режим 5-1.

Следующая серия экспериментов была проведена для уточнения рационального сочетания керосина и дизтоплива в смеси собирателей. Как было установлено ранее, применялась подготовка смеси путем ее эмульгирования в течение 1 мин. и дробная подача реагентов в процесс.

Скорость флотации в зависимости от долевого участия керосина в смеси собирателей показана на рис. 4.23. Стрелкой показан момент добавления второй порции реагентов.

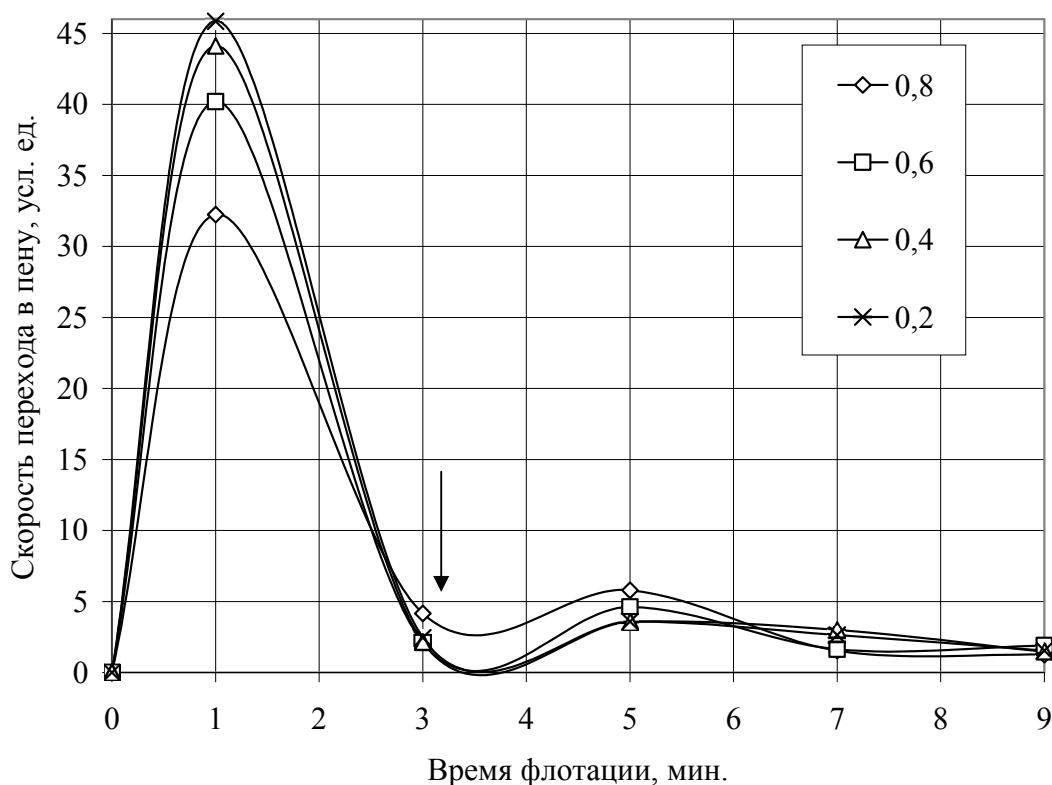


Рис. 4.23. Скорость выхода в пену угольных частиц при разном долевого участия керосина в смеси собирателей

Данные рис. 4.24 свидетельствуют о повышении скорости перехода угольных частиц в первый пенный продукт при снижении долевого участия керосина в смеси до 0,2, при долевого участия керосина 0,8 выше скорость перехода в пену в третьем концентрате. Однако, при снижении долевого участия керосина и, соответственно, увеличении количества дизельного топлива в смеси, повышается зольность частиц, выходящих в пенный слой, что показано на рис. 4.24, а. Одновременно увеличивается выход общего концентрата и зольность камерного продукта (рис. 4.24, б). Таким образом, следует ограничивать долевого участие дизельного топлива в смеси собирателей как флотационно активного реагента, но не обеспечивающего необходимую избирательность разделения.

На основании полученных результатов экспериментов определены два взаимно противоположных показателя – эффективность (по Ханкоку-Луйкену и Фоменко) и селективность разделения (по Годэну). Для удобства сопоставления на одном графике численные значения селективности увеличены в 5 раз.

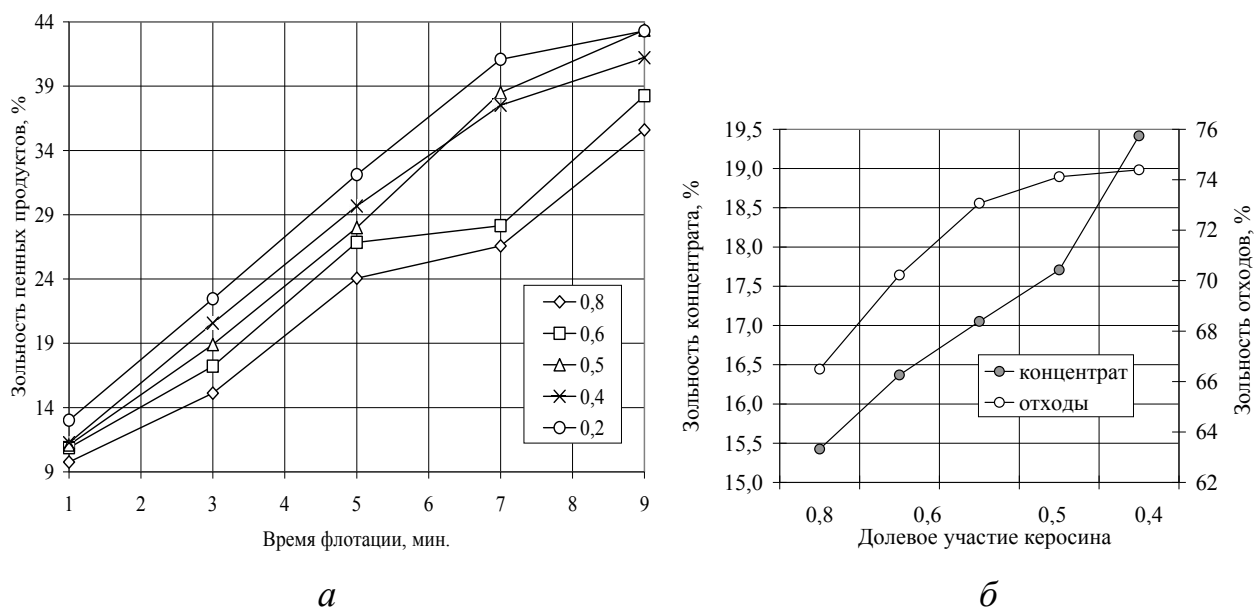


Рис. 4.24. Результаты флотации в зависимости от долевого участия керосина в смеси собирателей: а – зольность пенных продуктов; б – зольность общего концентрата и отходов флотации

Результаты расчетов представлены на рис. 4.25.

Справа на фрагменте показано изменение вязкости смеси для тех же условий, определенное расчетным методом в зависимости от долевого участия не только собирателей, но вспенивателя масла ПОД, которое является наиболее вязким из всех используемых реагентов.

Данные исследований (рис. 4.25) позволяют заключить, что рациональным сочетанием соединений, кипящих при высокой температуре (дизтопливо) и при более низкой (керосин), является поддержание их соотношения в интервале 0,4-0,6.

В этом случае обеспечиваются приемлемые технологические показатели и достижение эффективности процесса на уровне 59-60 ед. при достаточно высокой селективности. При снижении количества керосина в смеси от 0,4 до 0,2 повышается зольность концентрата почти до 20% при практически мало увеличивающейся зольности отходов – от 73 до 74%. При увеличении количества керосина в смеси собирателей от 0,6 до 0,8 выход концентрата снижается на 3% при уменьшении его зольности на 1%, зольность отходов падает с 70,2 до 66,5%.

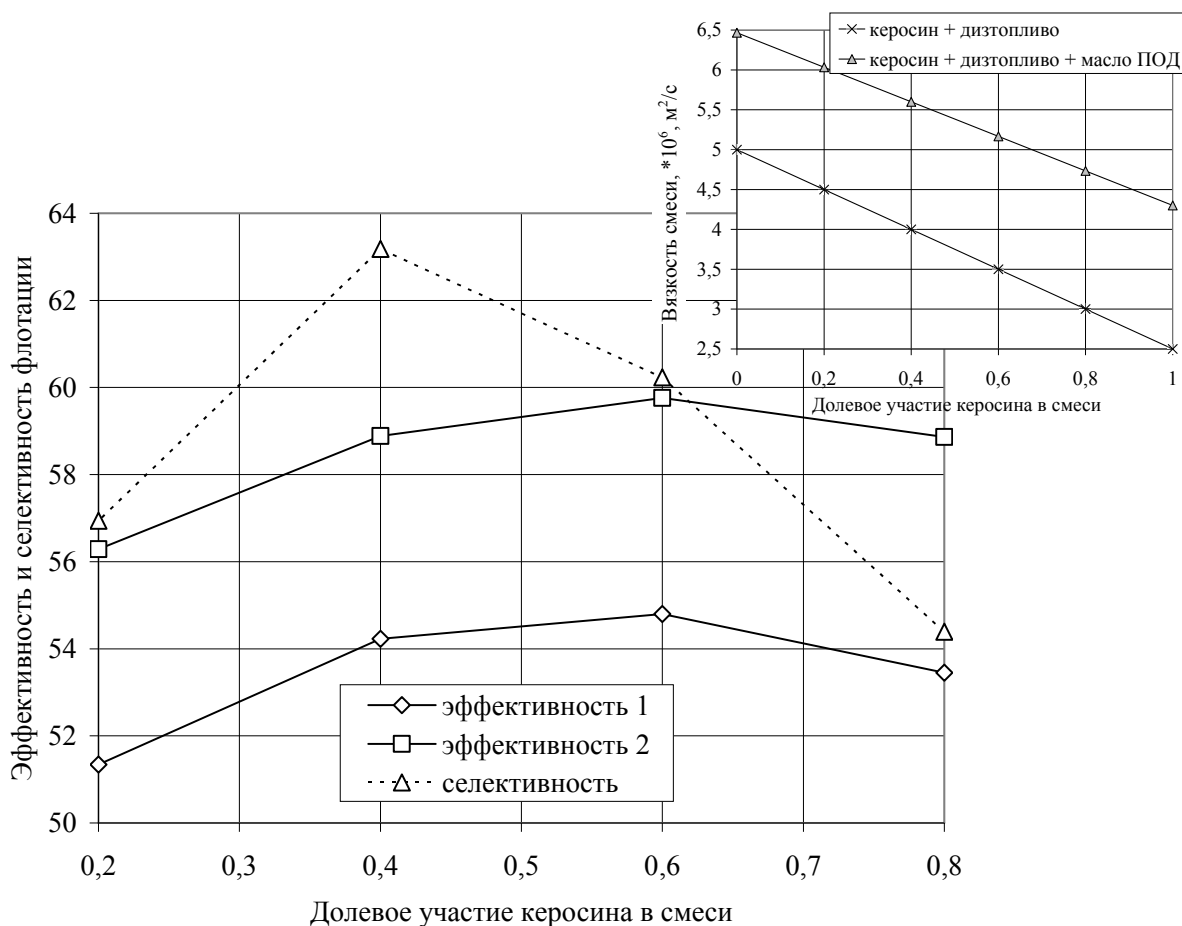


Рис. 4.25. Эффективность (1 – по Ханкоку, 2 – по Фоменко) и селективность флотации шлама марки Г

Сопоставление результатов флотационных опытов с вязкостью смесей реагентов позволяет считать рациональным изменение вязкости смеси собирателей в интервале  $3,5-4 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ , а с учетом присутствия в смеси высоковязкого масла ПОД –  $5,1-5,6 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ .

Проведенные эксперименты полностью подтверждают вывод о положительном влиянии вязкости реагентных поверхностных пленок на увеличение времени существования флотационного комплекса, полученный на базе компьютерного имитационного моделирования. Следует отметить, что увеличение вязкости дает положительный эффект до определенного предела, что вполне согласуется с общими направлениями совершенствования флотации труднообогатимых углей, разрабатывавшимися ранее [149].

Разработанные в лабораторных условиях технологические режимы, опирающиеся на результаты теоретических исследований

и имитационного моделирования, приведенного в разделе 3 работы, были опробованы в промышленных условиях флотации труднофлотируемых углей марки Г на ЦОФ «Комсомольская». Акт о проведении испытаний для проверки рекомендаций по реагентному режиму и способу подготовки и подачи реагентов представлен в Приложении В. Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения рекомендаций составляет порядка 20 тыс. грн. в ценах 2008 г.

В результате выполненных технологических экспериментов в лабораторных условиях получены следующие выводы:

- имитационные эксперименты позволили установить связь между временем существования флотационного комплекса и вязкостными свойствами соединений на поверхности трехфазного периметра контакта, практическая полезность которой заключается в необходимости подбора сочетаний реагентов, обеспечивающих снижение или погашение полностью положительных ускорений частицы;

- петрографические составляющие газовых углей отличаются по свойствам и по флотируемости: наихудшей флотируемостью обладают лейптинные вещества и наилучшей – фюзенизированные, которые имеют наименее развитые боковые связи и как следствие менее развитую внутреннюю поверхность, что способствует меньшему поглощению аполярного реагента;

- шлам газовых углей относится к трудным с точки зрения его флотационного обогащения - показатель трудности флотируемости составляет 10,62;

- максимальная поверхностная активность реагента «масло ПОД» имеет место при расходе порядка 200 г/т, дальнейшее увеличение расхода не способствует значительному снижению поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ;

- флотационная активность дизтоплива выше по сравнению с керосином, т.к. содержание фракций с температурой кипения менее 250°С в составе дизтоплива не превышает 20%;

- применение дизтоплива и масла ПОД сказывается положительно на длительности существования флотационного комплекса за счет их повышенной вязкости; более низкая вязкость керосина компенсирует отрицательное влияние масла ПОД на вязкость пены на поверхности флотомашин;

- использование керосина в составе смеси способствует лучшему эмульгированию углеводородов дизтоплива, имеющих более высокую температуру кипения;

- низкие расходы смеси собирателей и вспенивателя масла ПОД при разовой подаче реагентов (режим 1) не позволяют получить высокозольные отходы;

- повышение расхода реагентов увеличивает выход концентрата на 10-12% и зольность отходов на 8-11% при незначительном росте зольности концентрата, что вполне согласуется с теоретическими подходами;

- при дробной подаче реагентов в процесс при тех же расходах (режимы 4, 5 и 6) зольность и выход концентрата изменяются мало при значительном повышении зольности отходов - до 75,24%;

- эмульгирование реагентов обеспечивает получение большего количества концентрата по сравнению с режимом без эмульгирования при некотором снижении его зольности; увеличение времени эмульгирования приводит к снижению среднего размера капель эмульсии от 8,5 до 1,8 мкм, при этом растет поглощение реагентов-собирателей внутренней поверхностью пор, что непродуктивно увеличивает их расход и не улучшает показатели флотации; максимальная скорость перехода в пену угольных частиц наблюдается при эмульгировании смеси реагентов в течение 1 мин;

- сопоставление результатов флотационных опытов с вязкостью смесей реагентов позволяет считать рациональным ее изменение для смеси собирателей в интервале  $3,5-4 \cdot 10^{-6}$  м<sup>2</sup>/с, а с учетом присутствия в смеси высоковязкого масла ПОД –  $5,1-5,6 \cdot 10^{-6}$  м<sup>2</sup>/с; проведенные эксперименты полностью подтверждают вывод о положительном влиянии вязкости реагентных поверхностных пленок на увеличение времени существования флотационного комплекса, полученный на базе компьютерного имитационного моделирования;

- разработанные в лабораторных условиях технологические режимы опробованы в промышленных условиях флотации труднофлотируемых углей марки Г на ЦОФ «Комсомольская». Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения рекомендаций составляет порядка 20 тыс. грн. в ценах 2008 г.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ II

1. Рудько Г.І. Стратегія розвитку мінеральних ресурсів України / Г.І. Рудько // Международный симпозиум «Качество-2005»: Сб. материалов. – Кривой Рог: Минерал. – 2005. – С. 29-36.
2. Курченко И.П. Состояние, проблемы и перспективы развития обогащения углей в Украине / И.П. Курченко, А.А. Золотко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2004. – Вип. 20(61). – С. 3-14.
3. Полулях А.Д. Особенности современных технологий углеобогащения / А.Д. Полулях // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 3-6.
4. Филиппенко Ю.Н. Состояние и перспективы развития углеобогащения в Украине / Ю.Н. Филиппенко, И.П. Курченко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 33(74). – С. 30-38.
5. Кирнарский А.С. Перспективные методы обогащения мелких и тонких классов угля / А.С. Кирнарский // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 1999. – Вип. 3(44). – С. 35-42.
6. Пилов П.И. Флотационный процесс, перспективы развития технологии и техники в угольной промышленности / П.И. Пилов, Н.Т. Анисимов // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 18(59). – С. 93-95.
7. Богданов О.С. Вопросы теории флотации / О.С. Богданов, С.Д. Суховольская, М.Ш. Филановский и др. – М.-Л.: Metallurgizdat, 1941. – 82 с.
8. Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов / М.А. Эйгелес. – М.: Недра, 1950. – 284 с.
9. Классен В.И. Введение в теорию флотации / В.И. Классен, В.А. Мокроусов. – М.: Metallurgizdat, 1953. – 464 с.
10. Богданов О.С. Теоретические исследования флотационного процесса / О.С. Богданов, И.А. Каковский. – Л.: Механобр, 1955. – 76 с.
11. Вопросы теории и технологии флотации [под ред. Богданова О.С.]. – Л., 1959. – Труды ин-та Механобр. – Вып. 124. – 392 с.



12. Классен В.И. Флотация углей / В.И. Классен. – М.: Недра, 1963. – 480 с.
13. Емельянов Д.С. Теория и практика флотации угля / Д.С. Емельянов. – Углетехиздат. – 1954. – 216 с.
14. Физико-химические основы теории флотации. – М.: Наука, 1983. – 264 с.
15. Сазерленд К.Л. Принципы флотации / К.Л. Сазерленд, И.В. Уорк. – М.: Metallurgizdat, 1958. – 412 с.
16. Whelan P.F. Particle-Bubble Attachment in Froth Flotation / P.F. Whelan and D.J. Brown // Bull. Inst. Min. a. Met., No 591, 593 (1956).
17. Laskowski J.S. Coal Flotation and Fine Coal Utilization / J.S. Laskowski // Coal Preparation, **22**, 2001.
18. George P. Assessment of True Flotation and Entrainment in the Flotation of Submicron Particles by Fine Bubbles / P. George, A.V. Nguyen, G.J. Jameson // Min. Engineering. – Vol. 17. – 2004. – P. 847-853.
19. Полулях А.Д. Технологические регламенты углеобогажительных фабрик [справ.-информ. пособие] / А.Д. Полулях. – Днепропетровск: НГУ, 2002. – 855 с.
20. Фоменко Т.Г. Рекомендации по водно-шламовому хозяйству углеобогажительных фабрик / Т.Г. Фоменко, В.С. Бутовецкий, Е.М. Погарцева. – Луганск: УкрНИИУглеобогащение, 1973. – 244 с.
21. Технично-економический анализ работы углеобогажительных фабрик Украины за 2003 год. – Луганск: УкрНИИУглеобогащение, 2004. – 95 с.
22. Полулях А.Д. Анализ работы технологических схем углеобогажительных фабрик Украины / А.Д. Полулях // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2004. – Вип. 19(60). – С. 3-9.
23. Техника и технология обогащения углей: Справочное руководство [под. ред. В.А. Чантурия]. – М.: Наука, 1995. – 622 с.
24. Золотко А.А. О направлениях совершенствования технологии обогащения угля / А.А. Золотко // Уголь Украины. – 1993. – №5. – С. 38-41.
25. Федоров В.И. Состояние и проблемы развития углеобогащения Украины / В.И. Федоров, И.П. Курченко, А.А. Золотко // Уголь Украины. – 1999. – №8. – С. 13-17.

26. Гаркушин Ю.К. Сучасний стан та перспективи переробки вугільних шламів / Ю.К. Гаркушин, П.В. Сергєєв, В.С. Білецький // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С.143-149.

27. Золотко А.А. Опыт и перспективы развития техники и технологии разделения угольных шламов методом флотации / А.А. Золотко, Л.А. Морозова, О.А. Морозов и др. // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 94-103.

28. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. / А.А. Абрамов. – М.: Недра, 1984. – 384 с.

29. Разумов К.А. Флотационный метод обогащения. / К.А. Разумов. Л.:ЛГУ, 1975. – 272 с.

30. Егоров П.А. О термодинамике и кинетике процесса флотации / П.А. Егоров // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 1998. – Вип.2(43). – С. 123-131.

31. Самойлов А.И. Влияние формы частиц на прочность флотационного комплекса / А.И. Самойлов, Ю.Л. Папушин, Н.А. Звягинцева // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 1999. – Вип. 4(45). – С.105-108.

32. Хикийлмаз К. Эффект шероховатых и острых поверхностей частиц пирита на флотацию при трехмерном подходе / Хикийлмаз К., Улусой У., Билген С. и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2006. – №4. – С. 95-104.

33. Анісімов М.Т. Теорія флотації. Визначення площі злипання між пухирцем та мінеральною часткою / М.Т. Анісімов // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2007. – Вип. 31(72). – С. 70-79.

34. Классен В.И. Введение в теорию флотации / В.И. Классен, В.А. Мокроусов. – М.: Металлургиздат, 1959. – 460 с.

35. Анісімов М.Т. Теорія флотації. Принцип доцільного співвідношення фаз (газ-рідина-тверде) флотаційного процесу / М.Т. Анісімов // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 34(75). – С. 122-125.

36. Магарь Н.Г. Доводка концентратов руди Шамраевского месторождения флотационным и химическим методами / Н.Г. Магарь, О.И. Дзюба // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2000. – Вип.9(50). – С. 60-68.

37. Цыбулько Л.А. Исследование обратной флотации магнетитового концентрата с применением нового реагента / Л.А. Цыбулько // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 21(62). – С. 71-74.

38. Олейник Т.А. Физико-химические основы процесса флотации на носителях / Т.А. Олейник // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2006. – Вип. 27(68)-28(69). – С. 86-92.

39. Олейник Т.А. Флотационное обогащение желваковых фосфоритовых руд в условиях замкнутого водооборота / Т.А. Олейник, Л.В. Скляр, В.В. Горяйнова // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 33(74). – С. 94-100.

40. Самойлов А.И. О взаимодействии аполярных реагентов-собирателей с самородной серой. / А.И. Самойлов А.И. // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техніка. 1981. – Вып. 28. – С. 64-66.

41. Васько И.П. Флотация павлоградских углей. / И.П. Васько // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2000. – Вип. 7(48). – С. 18-22.

42. Кирнарский А.С. Обогащение каменного угля на фабрике шахты „Варндт” / А.С. Кирнарский // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 18-22.

43. Жура В.В. Аналіз флотуючої здатності сировини мулонакопичувачів та можливі шляхи вилучення горючої маси в товарний продукт / В.В. Жура, Б.Ф. Бевзенко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 78-84.

44. Бевзенко Б.Ф. Дослідження спінювачів в умовах лабораторного збагачення шламів рядового вугілля / Б.Ф. Бевзенко, С.І. Кауфман, В.В. Жура // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 22(63). – С. 91-98.

45. Жура В.В. Поверхнево-активні властивості спінювачів „Оксаль” і масло „ПОД” / В.В. Жура, С.В. Майкова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 83-88.

46. Курченко И.П. Исследование флотационной активности и экономической эффективности различных реагентов / И.П. Курченко, Л.А. Морозова, Г.А. Мавренко и др. // Збагачення

корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 21(62). – С. 47-55.

47. Филиппенко Ю.Н. Пути повышения качества добываемых углей и товарной угольной продукции / Ю.Н. Филиппенко, П.Т. Скляр // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 34(75). – С. 42-47.

48. Назимко Е.И. Состояние и перспективы развития водно-шламовых схем углеобогащительных фабрик / Е.И. Назимко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2000. – № 7(48). – С. 63-66

49. Аровин И.А. Полный факторный эксперимент по изучению процесса флотации / И.А. Аровин, В.И. Саранчук // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 21(62). – С. 55-63.

50. Аровин И.А. Исследование влияния пенообразователя ПОД на качественные характеристики процесса флотации / И.А. Аровин, В.И. Саранчук // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 73-83.

51. Саранчук В.И. Флотация шихты на обогащительной фабрике ОАО „Авдеевский коксохимический завод” / В.И. Саранчук, И.А. Аровин, Г.Г. Клешня и др. // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2006. – Вип. 27(68)-28(69). – С. 92-98.

52. Спинеев В.А. Взаимосвязь степени аэрации и других параметров флотационной машины / В.А. Спинеев // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 73-78.

53. Спинеев В.А. Резервы повышения степени аэрации во флотационном обогащении / В.А. Спинеев // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 109-118.

54. Погорелов О.А. Определение гранулометрических характеристик флотационного шлама оптическим методом в потоке пульпы / О.А. Погорелов // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 102-109.

55. Бевзенко Б.Ф. О необходимости ситовой классификации питания флотации на углеобогащительных фабриках / Б.Ф. Бевзенко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23 (64). – С. 69-73.

56. Морозов О.А. Регулирование физико-химических свойств и флотационной активности аполярных реагентов / О.А. Морозов, С.О. Федосеева, К.Ф. Китап // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2006. – Вип. 25(66)-26(67). – С. 102-106.

57. Бебеш А.А. О сокращении расхода аполярных собирателей при флотации углей. / А.А. Бебеш // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техніка. -1986. – Вып. 30. – С. 58-62.

58. Антипенко Л.А. О распределении аполярных реагентов при раздельном кондиционировании / Л.А. Антипенко, Е.Н. Щеголева // Интенсификация технологии обогащения углей. – М.: Недра. – 1982. – С.29-31.

59. Справочник по обогащению углей / [Под ред Благова И.С., Коткина А.М., Зарубина Л.С.] // М.: Недра, 1984 – 614 с.

60. Коновалова Т.Ф. Кинетика поглощения аполярных реагентов углями / Т.Ф. Коновалова // Обогащение неметаллических полезных ископаемых. – 1974. – Вып. 1. – С. 28-31.

61. Олейник Т.А. Кинетическая модель взаимодействия частицы и пузырька во флотационном комплексе франклит – доломит – кальцит / Т.А. Олейник, Л.В. Скляр // Наукові праці Донецького національного технічного університету. – Донецьк. – 2008. – Вип. 15(131). – С. 145-151.

62. Славнин Г.П. Изучение флотации минеральных частиц методом скоростной киносъемки / Г.П. Славнин // М.: Госгортехиздат, 1960. – 40 с.

63. Deberdeev I.Kh. Study of Interaction of Flotation Reagents with Fine Particles of Highly Mineralized Coal Slimes / I.Kh. Deberdeev, P.I. Linev, B.I. Melik-Gaykazian et al // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. – China. – 2006. – Vol. 1. – P. 378-384.

64. Мелик-Гайказян В.И. Оценка характеристик взаимодействия аполярных флотационных реагентов и их комбинаций с различными фазами / В.И. Мелик-Гайказян, А.В. Драганов, Н.П. Емельянова // Изв. ВУЗов. Цветная металлургия. – 2004. – №5. – С. 10-13.

65. Tao D. Picobubble Enhanced Fine Coal Flotation / D. Tao, S. Yu, B.K. Parekh // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. – China. – 2006. – Vol. 1. – P. 385-392.

66. Филиппов Ю.М. Дробление капелек жидкости и пузырьков воздуха в турбулентном потоке с кавитацией / Ю.М. Филиппов. Технические проблемы разработки полезных ископаемых // Новосибирск: Наука. – 1983. – №4. – С. 96-99.

67. Feridun Boylu. True Flotation and Entrainment in Coal Flotation / Boylu Feridun, Janusz S. Laskowski // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. – China. – 2006. – Vol. 1. – P. 406-416.

68. Рубинштейн Ю.Б. Пенная сепарация и колонная флотация. / Ю.Б. Рубинштейн, В.И. Мелик-Гайказян, Н.В. Матвеевко и др. // М.: Недра, 1989. – 304 с.

69. Кремер Е.Б. Об эффективности столкновения частицы с пузырьком в приближении чисто гравитационного сноса с линией тока жидкости / Е.Б. Кремер // Обогащение руд. – Л.: – 1978. – № 6 (140). – С. 9-10.

70. Современное состояние и перспективы развития теории флотации / М.: Наука, 1979. – 160 с.

71. Самыгин В.Д. Закономерности минерализации пузырьков частицами инерционного размера / В.Д. Самыгин, Б.С. Чертилин, И.А. Енбаев // Коллоидный журнал. – 1980. – Т. 42, №5, С. 898-905.

72. Рубинштейн Ю.Б. Кинетика флотации / Ю.Б. Рубинштейн, Ю.А. Филиппов. М.: Недра, 1980. – 376 с.

73. Духин С.С. Гидродинамическое взаимодействие твердой сферической частицы с пузырьком в элементарном акте флотации / С.С. Духин, Н.Н. Рулев // Коллоидный журнал. – 1977. – Вып. 2. – Т. XXXI. – С. 270-275.

74. Дерягин Б.В. О роли гидродинамического взаимодействия во флотации мелких частиц./ Б.В. Дерягин, С.С. Духин, Н.Н. Рулев // Коллоидный журнал.– 1976. – №2. – Т. XXXVIII. – С. 251-256.

75. Духин С.С. Гидродинамическое взаимодействие сферической частицы с пузырьком в элементарном акте флотации / С.С. Духин, Н.Н. Рулев. // Коллоидный журнал. – 1972. – №2.– Т. XXXIX. – С. 270-275.

76. Дерягин Б.В. Теория движения минеральных частиц вблизи всплывающего пузырька в применении к флотации / Б.В. Дерягин, С.С. Духин. Известия АН СССР. ОТН Metallургия и топливо. – 1959. – №1. – С. 82-89.

77. Духин С.С. Кинетика прилипания минеральных частиц к пузырькам при флотации. / С.С. Духин // Физическая химия. – М.-Л.: 1960. – Вып.5. – Т.34. – С. 134-143.

78. Дерягин Б.В. Кинетическая теория флотации мелких частиц / Б.В. Дерягин, С.С. Духин, Н.Н. Рулев // Успехи химии. – 1982. – №1. – Т. 60. – С. 92-118.

79. Богданов О.С. Теория и технология флотации руд. / О.С. Богданов, И.И. Максимов, А.К. Поднек и др. [под общей ред. О.С. Богданова] // М.: Недра, 1990. – 364 с.

80. Богданов О.С. Флотация (вопросы теории и практики) / О.С. Богданов // М.: Metallurgizdat, 1945. – 56 с.

81. Зайденберг И.Ш. Оценка вероятности минерализации пузырьков воздуха при флотации / И.Ш.Зайденберг // Обогащение руд. Л.: – 1973. – № 2. – С. 21-25.

82. Богданов О.С. Некоторые итоги изучения физики флотационного процесса. / О.С. Богданов, Б.В. Кизевальтер [в кн. Труды научно-технической сессии ин-та Механобр.] // М.: Metallurgizdat, 1952. – 568 с.

83. Богданов О.С. О роли гистерезиса смачивания при флотации / О.С. Богданов // Обогащение руд. – 1979. – №3 – С. 27-28.

84. Б.В. Кизевальтер. К вопросу об оценке изменения поверхностной энергии при прикреплении пузырьков газа к поверхности твердого тела / Б.В. Кизевальтер. [в кн. Труды научно-технической сессии ин-та Механобр.] // М.: Metallurgizdat, 1952. – 568 с.

85. Schulze H.J. New theoretical and experimental investigation on stability of bubble/particle aggregates in flotation: a theory on the upper particle size of floatability / H.J. Schulze. – Intern. J. Min // Process. – 1977. – Vol. 46. – P.241-259.

86. Шпетл Ф. Новое в исследовании кинетики процесса флотации. / Ф. Шпетл, Ф. Дедек [в кн.: V Международный конгресс по обогащению углей] // М.: Недра. – 1970. – С. 342-358.

87. Назимко Е.И. Исследование кинетики взаимодействия фаз в динамической среде при обогащении минералов / Е.И. Назимко, И.Н. Друц // Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ. – 2004. – №1. – С.336-339.

88. Классен В.И. К вопросу прилипания минеральных частичек к воздушному пузырьку / В.И. Классен [в кн. Труды

научно-технической сессии ин-та Механообр.] // М.: Metallurgizdat. – 1952. – 568 с.

89. Глембоцкий В.А. Флотационные методы обогащения / В.А. Глембоцкий, В.И. Классен // М.: Недра, 1981. – 304 с.

90. Рубинштейн Ю.Б. и др. Методы исследования флотационного процесса / Ю.Б. Рубинштейн и др. // М.: Недра, 1990. – 304 с.

91. Практикум по обогащению полезных ископаемых [под ред Н.Г.Бедраня] // М.: Недра, 1991. – 526 с.

92. Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов / М.А. Эйгелес // М.: Недра, 1964. – 408 с.

93. Эйгелес М.А. Минерализация воздушных пузырьков во флотационной машине / М.А. Эйгелес, Л.И. Грекулова // Обогащение руд. – 1962. – №2. – С. 6-11.

94. Глембоцкий В.А. Основы физико-химии флотационных процессов / В.А. Глембоцкий // М.: Недра, 1980. – 472 с.

95. Мелик-Гайказян В.И. Межфазные взаимодействия / В.И. Мелик-Гайказян [в кн: Физико-химические основы теории флотации] // М.: Наука. – 1983. – С. 22-34.

96. Мелик-Гайказян В.И. Задачи определения природы сил, удерживающих пузырьки различных размеров. / В.И. Мелик-Гайказян, Н.П. Емельянова, В.Т. Пронин и др. [в кн: Физико-химические основы теории флотации] // М.: Наука. – 1983. – С. 34-39.

97. Мелик-Гайказян В.И. Познавательное значение теоретических уравнений Фрумкина-Кабанова и Уорка. / В.И. Мелик-Гайказян [в кн. Интенсификация процессов обогащения минерального сырья] // М.: Наука. – 1981. – С. 48-54.

98. Fröberg J.C. Surface forces and measuring techniques. / J.C. Fröberg, O.J. Rojas, P.M. Claesson // International Journal of Mineral Processing. – V56. – №1-4. – April 1999. – P. 1-30.

99. Preuss M. Direct measurement of forces between particles and bubbles / M. Preuss, H.-J. Butt // International Journal of Mineral Processing. – V56. – №1-4, April 1999. – P. 99-115.

100. Ralston J. Bubble-Particle attachment and detachment in flotation / J. Ralston, D. Fornastero, R. Hages // International Journal of Mineral Processing. – V56. – №1-4, April 1999. – P. 133-164.

101. Мелик-Гайказян В.И. О капиллярном механизме упрочнения контакта частица-пузырек при пенной флотации / В.И.



Мелик-Гайказян, Н.П. Емельянова, З.И. Глазунова // Обогащение руд. – 1976. – №1. – С. 25-31.

102. Емельянова Н.П. О корреляции между краевым углом смачивания поверхности и силой ее отрыва от пузырька / Н.П. Емельянова, В.В. Ворончихина, В.И. Мелик-Гайказян [в кн. Обогащение руд] // Иркутск: Иркут. политехн. ин-т. – 1978. – С. 99-107.

103. Amand F.J.S. Hydrodynamics of deinking flotation / F.J.S. Amand // International Journal of Mineral Processing. – V56. – №1-4, April 1999. – P. 277-316.

104. Ralston J. Inertial hydrodynamic particle-bubble interaction in flotation / J. Ralston, S.S. Dukhin, N.A. Mishehuk // International Journal of Mineral Processing. – V56. – №1-4, April 1999. – P. 207-256.

105. Laskowski J.S. Coal Surface Chemistry and its Role in Fine Coal Beneficiation and Utilization / J.S. Laskowski // Coal Preparation, 14, 115-131 (1994).

106. Ralston J. The Critical Role of Interfacial Chemistry in Bubble-Particle Capture / J. Ralston // Proceedings of XXII International Mineral Processing Congress. South Africa. – 2003. – P. 107-116.

107. Cundall P.A. A discrete numerical model for granular assemblies. / P. A. Cundall, O. D. L. Strack. // Geotechnique, Vol. 29, №1. – P. 47–65 (1976).

108. Bruno M. S. et al. 1996. Some influences of saturation and fluid flow on sand production: Laboratory and Discrete Element Model Investigations. / M. S. Bruno et al. // Ann. Tech. Conf., Denver, Colorado, 6–9 October 1996. – p. 447–461.

109. O'Connor P.M. Discrete Element Modeling of Sand Production / P.M. O'Connor, John R. Torczynski, Dale S. Preece et al // Int. J. Rock Mech. & Min. Sci. Vol. 34, №3–4. – Paper No. 231.

110. Звягильский Е.Л. Геомеханические основы предотвращения провалов земной поверхности при ликвидации шахт. / Е.Л. Звягильский, А.А. Минаев, В.В. Назимко и др. // Донецк: НОРД Компьютер, 2001. – 332 с.

111. Корчевский А.Н. Моделирование процесса сухой сепарации материалов. Настройка модели / А.Н. Корчевский // Збагачення корисних копалин. – №23(64) – 2005. – С. 113-119.

112. Корчевский А.Н. Влияние разрыхленности слоя материала на показатели пневматической сепарации лома цветных

металлов / А.Н. Корчевский // Збагачення корисних копалин. – №33(74) – 2008 – С. 75-82.

113. Гарковенко Е.Е. Особенности флотации и обезвоживания тонкодисперсных углесодержащих материалов. / Е.Е. Гарковенко, Е.И. Назимко, А.И. Самойлов и др. // Донецк: Норд-Пресс, 2002. – 266 с.

114. Nazimko L.I. Kinetics of Phases Interaction during Mineral Processing Simulation / L.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Corchevsky et al // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. – China. – 2006. – Vol 2. – P. 785-798.

115. Назимко Е.И. Исследование процессов взаимодействия фаз в динамических условиях при обогащении полезных ископаемых / Е.И. Назимко // Матеріали міжнар. конф. „Форум гірників-2005”. Дніпропетровськ. – 2005. – Т.3. – С. 185-189.

116. Назимко Е.И. Исследование процесса флотации угольных частиц на микроуровне / Е.И. Назимко, И.Н. Друц, Л.И. Серафимова // Наукові праці Донецького національного технічного університету. – Донецьк. – 2008. – Вип.15(131). – С. 115-121.

117. Назимко Е.И. Исследование процесса флотации с помощью компьютерной модели. Настройка модели. / Е.И. Назимко, И.Н. Друц, В.П.Решетов. // Труды международной научно-технической конференции «Горная энергомеханика и автоматика», посвященной 100-летию В.Г. Гейера. Донецк. – 2003. – Т.1. – С. 191-195.

118. Назимко Е.И. Исследование кинетики взаимодействия мелких частиц с пузырьками воздуха в процессе флотации / Е.И. Назимко, И.Н. Друц. // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 18(59). – С.95-102.

119. Друц И.Н. Исследование взаимодействия фаз при флотации / И.Н. Друц // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип.23(64). – С. 88-94.

120. Дерягин Б.В. Вода в дисперсных системах / Б.В. Дерягин, Н.В. Чураев, Ф.Д. Овчаренко // М.: Химия, 1989. – 288 с.

121. Бабак В.Г. Термодинамика микроскопических жидких пленок / В.Г. Бабак // Науч.-техн. сб. Вопросы термодинамики гетерогенных систем и поверхностных явлений. С-Пб. – 1992. – Вып. 9. – С. 82-124.

122. Фролов Ю.Г. Курс коллоидной химии. Поверхностные явления и дисперсные системы / Ю.Г. Фролов // М.: Химия, 1988. – 464 с.
123. Друц И.Н. Кинетика взаимодействия фаз при флотации / И.Н. Друц // Разработка рудных месторождений: научн.-техн. сборник. – Кривой Рог. – 2005. – №89. – С.191-195.
124. Друц И.Н. Кинетика взаимодействия частиц и воздушных пузырьков при флотации / И.Н. Друц // Матеріали міжнар. конф. „Форум гірників-2005”. – Дніпропетровськ. – 2005. – Т.2. – С. 117-124.
125. Друц И.Н. Исследование процесса минерализации пузырьков воздуха при флотации / И.Н. Друц // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – 2006. – Вип. 11. – С. 24-28.
126. Друц И.Н. Моделирование взаимодействия фаз при флотации / И.Н. Друц // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – 2006. – Вип. 12. – С. 80-84.
127. Серафимова Л.И. Компьютерное моделирование взаимодействия частиц и пузырьков при образовании флотационного комплекса / Л.И. Серафимова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 33(74). – С. 87-94.
128. Серафимова Л.И. Моделирование утворення флотаційного комплексу / Л.И. Серафимова. // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць – 2009. – Вип. 24. – С. 57-60
129. Назимко О.И. Моделирование влияния свойств поверхности частинок на утворення флотаційного комплексу / О.И. Назимко, Л.И. Серафимова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2009. – Вип. 38(79). – С.104-110.
130. Классен В.И. Новое в теории и практике флотации углей / В.И. Классен [в кн. Обогащение углей в СССР] // М.: Недра – 1973. – С.58-65.
131. Саранчук В.И. Флотирование углей реагентами из продуктов коксохимии / В.И. Саранчук, И.А. Аровин, Л.Я. Галушко // Донецк: Східний видавничий дім, 2006. – 192 с.
132. Пиккат-Ордынский Г.А. Технология флотационного обогащения углей. / Г.А. Пиккат-Ордынский, В.А. Острый // М.: Недра, 1972. – 200 с.

133. Классен В.И. Исследование взаимодействия флотационных реагентов с углями при помощи радиоактивных изотопов. / В.И. Классен, В.А. Невская, Н.С. Власова // Уголь. – 1961. – №7. – С. 22-26.
134. Шебанов В.А. О выборе режима флотации газовых углей / В.А. Шебанов // Изв. Вузов. Горный журнал. – 1960 – № 12. – С. 36-42.
135. Изыскание путей совершенствования технологии флотационного обогащения (рук.). Отчет по теме №16-67. Рук. Ельяшевич М.Г., 1968. – 135 с.
136. Теоретические исследования и совершенствование технологии обогащения мелких углей, антрацита и графита (рук.). Отчет по теме №59-75. Рук. Ельяшевич М.Г., 1980. – 146 с.
137. Агроскин А.А. Химия и технология угля / А.А. Агроскин // М.: Недра, 1969. – 240 с.
138. Кухаренко Т.А. Химия и генезис ископаемых углей / Т.А. Кухаренко // Госгортехиздат, 1960. – 220 с.
139. Касаточкин В.И. Строение и свойства природных углей / В.И. Касаточкин, Н.К. Ларина // М: Недра, 1975. – 190 с.
140. Нестеренко Л.Л. Особенности химической структуры и свойств микрокомпонентов каменных углей / Л.Л. Нестеренко // Тр. ЛГУ АН СССР. – М. – 1956 – №6. – 120 с.
141. Саранчук В.И. Надмолекулярная организация, структура и свойства угля / В.И. Саранчук, А.Г. Айруни, К.Е. Ковалев // Киев: Наукова думка, 1988. – 192 с.
142. Петрология углей СССР [под ред Волковой И.Б.] // Ленинград: Недра, 1986. – 248 с.
143. Еремин И.В. Петрография и физические свойства углей / И.В. Еремин, В.В. Лебедев, Д.А. Цикарев // М: Недра, 1980. – 264 с.
144. Братичак М.М. Хімія та технологія переробки вугілля [підручник] / М.М. Братичак, С.В. Пиш'єв, М.І. Рудкевич // Львів: Бескид Біт, 2006. – 272 с.
145. Русьянова Н.Д. Угলেখимия / Н.Д. Русьянова // М: Наука, 2000. – 316 с.
146. Геращенко К.Д. Методика оценки обогатимости углей / К.Д. Геращенко, М.Н. Ямпольский // Ворошиловград: УкрНИИ-углеобогащение, 1971 – 40 с.
147. Попова Л.А. Механизм адсорбции органических соединений различного состава и строения на угольной

поверхности / Л.А. Попова, В.Н. Петухов // Изв. Вузов. Горный журнал. – 1978. – №5. – С. 157-161.

148. Дочкал М. Исследование кинетики сорбции поверхностно-активных веществ на угле / М. Дочкал // Материалы VIII Международного конгресса по обогащению полезных ископаемых. – Ленинград. – 1966. – S14.

149. Власова Н.С. Исследование действия реагентов при флотации каменных углей / Н.С. Власова, В.И. Классен, И.Н. Плаксин // АН СССР. – М., 1962. – 172 с.

150. Власова Н.С. К вопросу о механизме действия гетерополярных реагентов при флотации углей / Н.С. Власова [в кн. Современное состояние и перспективы развития теории флотации] // М.: Наука. – 1979. – С. 262-272.

151. Власова Н.С. Реагенты для флотации угля / Н.С. Власова // ИОТТ. Тезисы доклада на Всесоюзном техническом семинаре 18-20 апреля 1972 г. – 44 с.

152. Ельяшевич М.Г. О кинетике адсорбции некоторых реагентов на поверхности углей различной стадии метаморфизма / М.Г. Ельяшевич, Т.Ф. Коновалова, В.П. Пащенко // Разработка месторождений полезных ископаемых: Межвед. респ. науч.-техн. сб. – Киев: Техніка. – 1966. – Вып. VI. – С. 13-20.

153. Мелик-Гайказян В.И. Исследование механизма упрочнения контакта между пузырьком и угольной частицей аполярным реагентом / В.И. Мелик-Гайказян, А.А. Байченко // ДАН СССР. – 1961. – Т. 136. – №6 – С. 96-112.

154. Брунауэр С. Адсорбция газов и паров / С. Брунауэр // М.: Изд. иностр. лит., 1948. – 780 с.

155. Moudgil V.M. Influence of Nanoscale Roughness on Flotation / V.M. Moudgil, S.C. Brown, I.U. Vakarelski // Min. Engineering. – 2000. – Vol.10. – P. 647-653.

156. Оглоблин Н.Д. Аполярный реагент АФ-2 для флотации углей / Н.Д. Оглоблин // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техніка. – 1974. – Вып. 14. – С. 42-46.

157. Бергер Г.С. Флотируемость минералов / Г.С. Бергер. Госгортехиздат, 1962. – 264 с.

158. Шубов Л.Я. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья [в 2-х кн.] / Л.Я. Шубов, С.И. Иванков, Н.К. Щеглова // М.: Недра, 1990. – 664 с.

159. Дуденков С.В. Основы теории и практика применения флотационных реагентов. / С.В. Дуденков, Л.Я. Шубов и др. // М.: Недра, 1969. – 392 с.

160. Рожнова Е.Е. Флотуемость петрографических компонентов малометаморфизованных углей / Е.Е. Рожнова // Труды ин-та УкрНИИУглеобогащение. – М. – 1963. – Т. II. – С. 148-161.

161. Классен В.И. Реагенты и их роль при флотации углей / В.И. Классен // М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1964. – 24 с.

162. Самойлов А.И. О взаимодействии аполярных реагентов-собирателей с самородной серой / А.И. Самойлов // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техніка. – 1981. – Вып. 28. – С. 64-66.

163. Петухов В.Н. Разработка нового реагентного режима флотации углей на основе изучения режима термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности / В.Н. Петухов, Н.Ю. Осина, А.А. Юнаш // Кокс и химия. – 2007. – №9. – С. 6-9.

164. Коновалова Т.Ф. Исследование влияния размера угольных частиц на адсорбцию аполярных собирателей. / Т.Ф. Коновалова // Обогащение полезных ископаемых: Респ. межвед. научн-техн. сб. – Киев: Техніка. – 1972. – №10. – С. 17-20.

165. Коткин А.М. Оценка обогатимости угля и эффективности процессов обогащения / А.М. Коткин, К.Д. Ямпольский, К.Д. Геращенко // М.: Недра, 1982. – 198 с.

166. Козин В.З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых / В.З. Козин // М.: Недра. – 1984. – 248с.

167. Шупов Л.П. Прикладные математические методы в обогащении полезных ископаемых / Л.П. Шупов // М.: Недра, 1972. – 168 с.

168. Ільяний С.І. Вдосконалення реагентного режиму флотації вугілля / С.І. Ільяний, П.В. Сергєєв, В.С. Білецький // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2010. – Вип. 41(82)-42(83). – С. 182-185.

169. Назимко Е.И. Выбор рационального реагентного режима для флотации угольных шламов / Е.И. Назимко, Н.А. Звягинцева, Л.И. Серафимова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2010. – Вип. 41(82)-42(83). – С. 192-200.

170. Назимко Е.И. Определение показателей флотации илистых шламов / Е.И. Назимко, Н.А. Звягинцева, Л.И. Серафимова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 34(75). – С. 125-132.

171. Назимко Е.И. Исследование флотации коксующихся углей. / Е.И. Назимко, И.Н. Друц, Л.И. Серафимова и др. // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2006. – Вип. 25(66)-26(67). – С. 112-118.

172. Назимко Е.И. Исследование вязкости пен, получаемых при использовании различных вспенивателей / Е.И. Назимко, И.Н. Друц, Л.И. Серафимова // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 24(65). – С. 43-49.

173. Назимко Е.И. Исследование свойств реагентов-вспенивателей / Е.И. Назимко, Л.И. Серафимова, И.Н. Друц и др. // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – 2006. – Вип. 13. – С. 52-55.

### ЧАСТЬ III

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ВОДНО-ШЛАМОВЫХ СИСТЕМ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

В технологии переработки углей водно-шламовые процессы с каждым годом занимают все больший удельный вес в связи с постоянным увеличением количества мелких классов в добываемом угле (до 30%). Наличие в угле мелких классов, минеральных примесей и размокаемых пород приводит к необходимости не только очистки вод, но и обогащения шламов [32-36]. Основные сгустительные и разделительные операции должны обеспечивать необходимую степень извлечения горючей массы из шламовых потоков. Эти задачи усложняют водно-шламовые системы (ВШС) в технологическом исполнении, и они характеризуются множеством стадий регенерации, потоков, направляемых на переработку, узлов и аппаратов, сложной топологией, наличием возвратных потоков.

В замкнутых циклах регенерации имеет место накопление шлама в оборотной воде и в питании аппаратов из-за малоэффективной работы разделительных аппаратов. В результате содержание шлама во всех потоках системы увеличивается, и все узлы ВШС работают с дополнительной нагрузкой. Эффективность работы всей системы регенерации значительно снижается. Приращения концентрации шлама в узлах системы происходят с определенной периодичностью, которая соответствует транспортным задержкам потоков, провоцирующим очередной скачок. В результате в работе ВШС наблюдается переходной (нестационарный) процесс, при котором изменяются основные показатели работы элементов схемы.

Очевидно, что любые переходные процессы отрицательно сказываются на эффективности работы замкнутых схем. Следовательно, продолжительность переходных процессов должна быть минимальной. Сложные технологические комплексы регенерации шламовых вод характеризуются множеством транспортных маршрутов, по которым проходят потоки от начала схемы до узлов вывода.

При низкой эффективности осветления оборотной воды достижение равновесной концентрации значительно затягивается, так как возвратными потоками шлам направляется в начало



технологического процесса. Большое значение имеет рациональная компоновка оборудования таким образом, чтобы количество маршрутов было минимальным и при этом обеспечивались необходимые технологические задачи ВШС. Схемы должны включать быстродействующие аппараты с низкими инерционными свойствами. Это позволит повысить пропускную способность маршрутов, увеличить скорость обработки и вывода шлама, сократить продолжительность переходных процессов.

Эффективность работы замкнутых технологических схем для обогащения и регенерации шламовых вод определяет степень извлечения и вывод из системы тонкодисперсных частиц. Поэтому, совершенствуя работу этих циклов, можно снизить потери горючей массы с отходами обогащения и увеличить выход товарных продуктов. Сокращение количества циркуляций и продолжительности выхода на стационарный режим являются основными факторами, повышающими эффективность работы замкнутых циклов. ВШС состоят из множества узлов и аппаратов больших емкостей, характеризующихся продолжительным временем обработки порции шлама. При сложной топологии системы достижение равновесной концентрации шлама будет длительным. При этом все узлы и аппараты характеризуются нестабильной работой: изменяются реология разделительной среды, граничная крупность разделения, насосные и гидротранспортные установки работают с потерями напора и с повышенными затратами энергии на перекачивание пульпы, а также изменяются сепарационные характеристики аппаратов. Это отрицательно сказывается на качественных показателях обогащения, на работе всего дополнительного оборудования. Поэтому сокращение продолжительности нестационарного режима является весьма актуальной задачей.

Таким образом, исследование влияния инерционных свойств узлов, аппаратов и потоков на продолжительность стабилизации концентрации шлама и на эффективность работы системы в целом при обогащении углей является актуальной научной задачей.

## Раздел 1. Задачи исследования процессов функционирования водно-шламовых систем

Существующие комплексы регенерации шламовых вод представляют собой замкнутые технологические циклы, состоящие из множества стадий обработки потоков, направляющихся на операцию осветления. Основной технологической задачей этих комплексов является обработка шламовых вод гравитационного отделения, обеспечение технологического процесса необходимым количеством и качеством оборотной воды, а также дополнительное извлечение горючей массы из обрабатываемых потоков. Водно-шламовые комплексы отличаются между собой сложностью технологического исполнения, количеством стадий регенерации, видами применяемого оборудования, топологией основных компонентов схемы.

### 1.1. Анализ существующих схем регенерации шламовых вод

Разнообразные варианты построения ВШС углеобогажительных фабрик могут быть сведены к нескольким типам. В качестве критериев классификации ВШС использованы два основных признака: поточности – по количеству потоков шламовой воды, направляемых в отделение регенерации, и стадийности – по количеству стадий обработки каждого из потоков [1]

По первому признаку могут быть выделены однопоточные и двухпоточные схемы. Число потоков зависит от степени совмещения операций регенерации.

Классификация ВШС по признаку стадийности производится для каждого потока шламовой воды, направляемого на регенерацию. В соответствии с этим различают двухстадиальные, комбинированные и одностадиальные ВШС. К двухстадиальным относятся схемы, в которых осуществляются предварительная и окончательная регенерации. При этом весь поток регенерируемой шламовой воды проходит стадию предварительной регенерации (рис. 1.1). Комбинированные схемы отличаются от двухстадиальных тем, что часть шламовой воды направляется на окончательную регенерацию, минуя стадию предварительной

регенерации (рис. 1.2). В одностадийных схемах имеет место только окончательная регенерация (рис. 1.3).

Приведенная классификация облегчает анализ и позволяет более обоснованно решать вопросы построения ВШС. Так, число потоков, направляемых на регенерацию, должно выбираться с учетом различия свойств твердой фазы шламовой воды, получаемой в процессе дешламации рядового угля и обезвоживания продуктов обогащения. Число стадий регенерации определяет эффективность ВШС и в первую очередь полноту извлечения из шламовой воды высокодисперсных частиц твердой фазы.

Предлагаемая классификация является общей для ВШС обогатительных фабрик с мокрыми методами обогащения вне зависимости от способов обработки и извлечения шламов. При комбинированных и двухстадийных схемах неизбежно происходит накопление тонких частиц в технологической воде до определенного уровня.

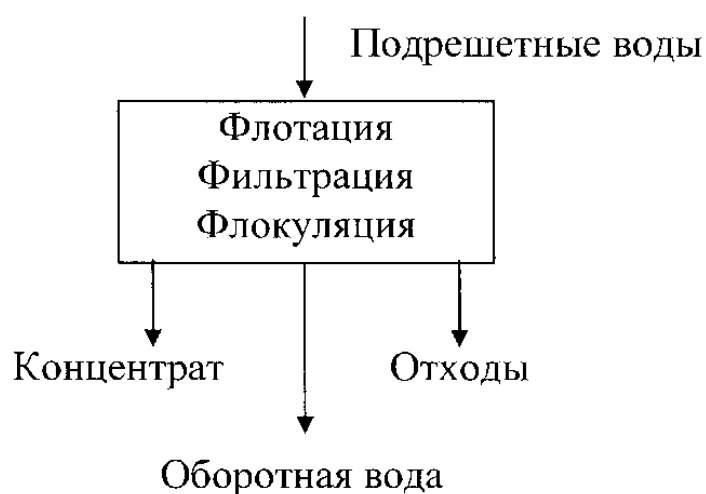


Рис. 1.1. – Одностадийная однопоточная водно-шламовая схема

Узел флотации, фильтрации и флокуляции может быть реализован следующим образом: флотационный концентрат фильтруется в вакуум-фильтрах, фильтрат которых возвращается в процесс флотации, а кек подлежит термической сушке.

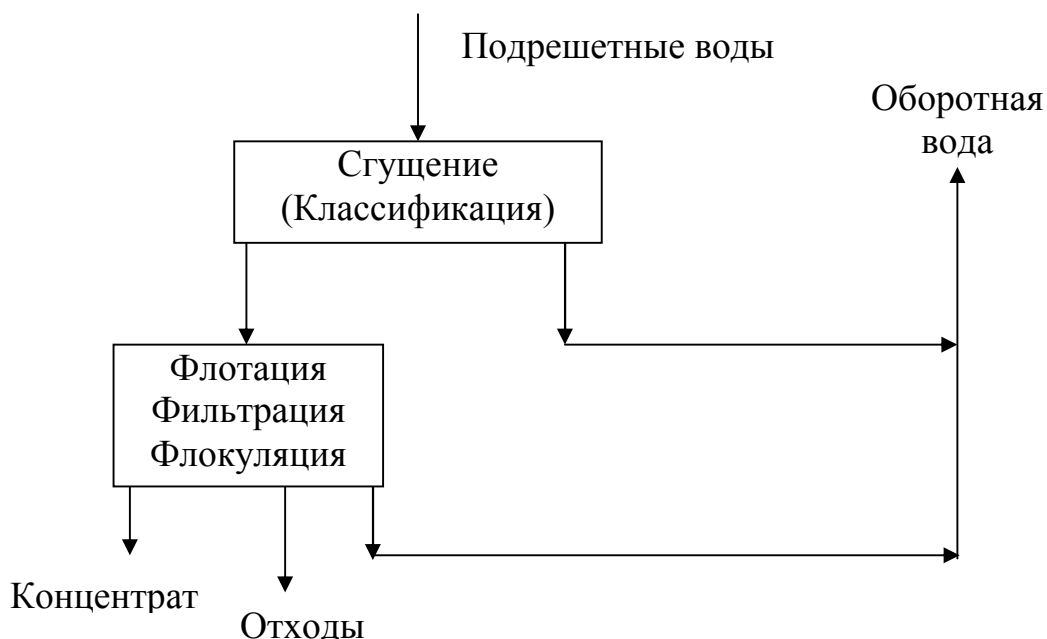


Рис. 1.2. –Двухстадиальная однопоточная водно-шламовая схема

Отходы флотации направляются в цилиндрические сгустители с обязательной флокуляцией, при этом слив этих сгустителей представляет собой оборотную воду и подается в процессы обогащения, а сгущенный продукт обезвоживается на фильтр-прессах. Фильтрат фильтр-прессов содержит незначительное количество твердой фазы и используется как оборотная вода.

Комбинированная водно-шламовая схема (рис. 1.3) объединяет в себе принципы построения одностадийной и двухстадийной схем: часть подрешетных вод направляется в узел флотации, фильтрации, флокуляции, а другая часть шламовой воды попадает туда после предварительной регенерации. Комбинированная ВШС наиболее распространена на обогатительных фабриках. Преимущество такого построения позволяет уменьшить количество шлама, который идет на флотацию, в сравнении с одностадийной схемой, но недостатком является тот факт, что количество шлама циркулирует вместе с оборотной водой как и в двухстадийной схеме.

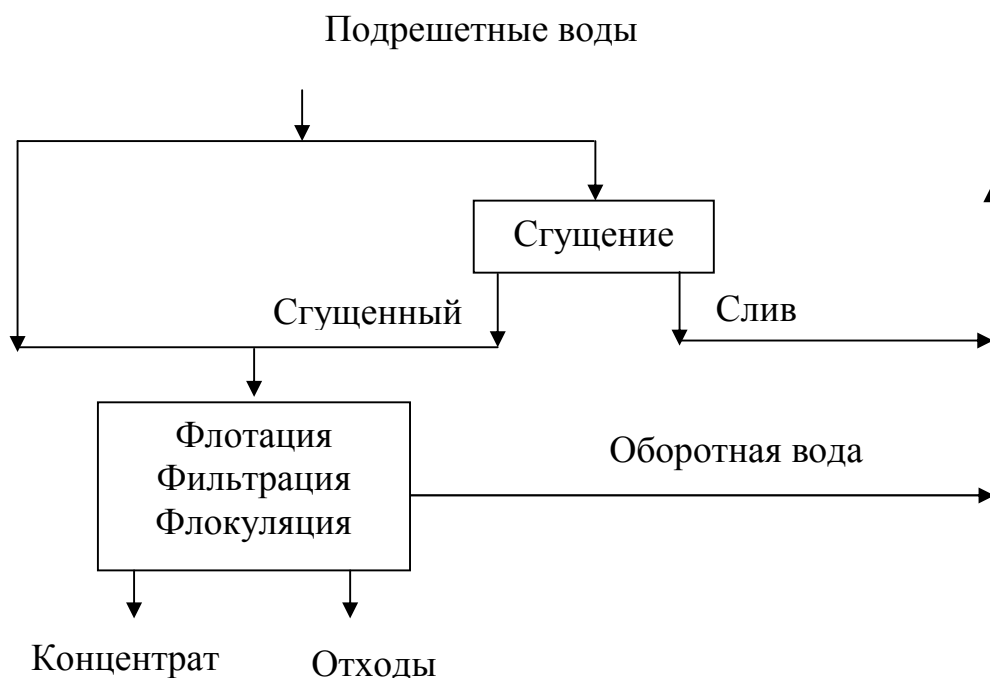


Рис. 1.3. Комбинированная водно-шламовая схема

Основываясь на результатах промышленной практики можно выделить четыре наиболее распространенных варианта построения систем регенерации шламовой воды с замкнутым циклом по воде и по шламу.

#### 1. Многостадийные системы регенерации шламовых вод.

Наиболее распространены схемы с двумя стадиями осветления и окончательной регенерацией шламовой воды [2-5]. В соответствии с этой схемой все подрешетные воды направляются на первую стадию сгущения. Сгущенный продукт первой стадии осветления идет в узел улавливания шлама на грохочение, винтовую сепарацию или обогащение в тяжелосредних гидроциклонах. Слив первой стадии сгущается на второй стадии сгущения. Сгущенный продукт второй стадии перерабатывается в узле флотации, фильтрации, флокуляции, а слив направляется в оборот. На фабриках, которые обогащают энергетический уголь, флотация угольных шламов в настоящее время отсутствует.

#### 2. Системы регенерации шламовой воды с полной переработкой слива флотацией.

В этих схемах часть подрешетных вод подается на отсадочные машины в качестве транспортной воды, другая часть направляется в низконапорные гидроциклоны. Сгущенный зернистый шлам из

гидроциклонов частично направляется на шламовые грохота и частично в качестве транспортирующего потока в отсадочные машины. Однако этот вариант является отрицательным с точки зрения накопления шламов в системе. Известно, что мелкие классы (менее 2 мм) отсадкой не обогащаются, а только распределяются между продуктами отсадки пропорционально их выходам [6]. Более целесообразным является обработка зернистого сгущенного продукта в отдельном процессе, например, в винтовых сепараторах, которые довольно широко распространены в последние времена на многих фабриках. Слив гидроциклонов направляется на флотацию. Отходы флотации сгущаются с добавлением флокулянта. Флотоконцентрат фильтруется, а фильтрат сгущается и снова подается на флотацию. Вследствие того, что на флотацию поступает разбавленная пульпа, повышается селективность процесса. Также уменьшается количество шлама, который циркулирует в ВШС. Такие схемы можно применять при маленьком объемах подрешетных вод или тогда, когда имеется значительный фронт фильтрации и флотации.

3. Системы регенерации шламовой воды с частичной переработкой слива флотацией.

Такие схемы отличаются от предшествующих тем, что на флотацию направляется лишь часть шламовой воды после выделения из нее грубозернистого шлама. Применение таких схем позволяет уменьшить нагрузки на флотацию, но увеличивает количество шлама в циркуляции.

4. Системы регенерации шламовой воды без сгущения перед флотацией

В этих системах процесс флотации - это единственная операция регенерации оборотной воды, поэтому необходимо контролировать ситовый состав шлама, который направляется на флотацию [7,8]. Такие схемы способствуют снижению количества шлама в оборотной воде.

На степень сложности построения ВШС влияют следующие факторы:

1. Эффективность извлечения шлама в надрешетные продукты или в осадок в операциях, после которых шламовая вода попадает в ВШС.

2. Назначение товарной продукции фабрики, минеральный и гранулометрический состав шлама.

3. Эффективность извлечения шлама и продуктов его разделения в обезвоженные продукты водно-шламовых процессов.

4. Затраты воды для технологических процессов, которые связаны с переработкой угля.

5. Содержание зерен размером больше 0,5 мм в шламовой воде. Эти зерна не флотируются и ухудшают показатели флотации, теряясь с отходами.

В приложении Г приведены варианты построения ВШС, рекомендуемые нормами технологического проектирования углеобогащительных фабрик [9].

Каждая из схем, которые рекомендуются, имеет свои преимущества и недостатки. Учитывая основные факторы, влияющие на структуру ВШС и эффективность их работы, можно сформулировать основные принципы, которыми следует руководствоваться при их построении.

1. Обеспечение высокой эффективности классификации по крупности в операциях дешламации рядового угля и обезвоживания продуктов обогащения с целью предупреждения попадания крупнозернистых шламов в емкости и коммуникации для шламовых вод. Достижению этой цели способствует применение стационарных сит (на дешламации и обезвоживании) и багер-элеваторов (на обезвоживании).

2. Применение флотации в процессах очистки воды, предназначенной для повторного использования, с целью повышения степени извлечения в концентрат угольных фракций и эффективности улавливания и локализации самых тонких частиц твердой фазы. Практика показала, что при обогащении коксующих углей необходимость флотации всего шлама (в том числе и вновь образованного) поступающего в ВШС экономически оправдана и не вызывает сомнения. В этом случае флотация обеспечивает как увеличение выхода концентрата, так и повышение эффективности очистки воды в последующих процессах ВШС.

Вопрос целесообразности использования флотации для переработки всего шлама, поступающего в ВШС фабрик, обогащающих энергетические угли, не имеет однозначного решения. В связи с тем, что флотационный концентрат этих фабрик присаживается к отсеvu, а не к концентрату, увеличение реализационной стоимости товарной продукции будет существенно меньше.

3. Сокращение времени контакта с водой обогащаемого угля и продуктов обогащения с целью уменьшения образования илистых частиц при размокании породы. Одним из средств достижения этой цели является сокращение объема емкостей для шламовых вод.

4. Предотвращение накопления в оборотной воде самых тонких угольных и особенно илистых частиц с целью повышения эффективности технологических процессов в отделении гравитационного обогащения. Это достигается за счет исключения из ВШС сгустительно-осветлительных устройств, не обеспечивающих высокое извлечение твердого в сгущенные продукты, и слив которых направляется для повторного использования.

5. Повышение эффективности извлечения шлама и продуктов его разделения в обезвоженные продукты при очистке шламовых вод с целью сокращения числа операций в отделении регенерации, благодаря использованию более совершенного оборудования строго в соответствии с его возможностями.

6. Сокращение использования воды на процессы в гравитационном отделении с целью уменьшения объема и числа потоков шламовой воды путем выбора построения ВШС и компоновки соответствующего оборудования.

7. Замыкание водно-шламового цикла с целью снижения загрязнения окружающей среды. Для достижения этой цели интенсифицируются процессы осаждения и обезвоживания шлама и продуктов его разделения, особенно самых тонких классов.

## 1.2. Влияние накопления шлама на работу операций обогащения и осветления оборотных вод

В результате многократного использования больших объемов воды в технологических процессах и неполного вывода тонкодисперсных частиц из замкнутых циклов в ВШС происходит нежелательная концентрация шламов. Вода, проходя технологический цикл, насыщается мельчайшими частицами твердой фазы, минеральными солями и различными органическими веществами, применяемыми при обогащении и экстрагируемыми из угля. Накопление шламов в оборотной воде негативно сказывается



на работе основных процессов обогащения - ухудшает их технико-экономические показатели.

Оборотная вода, содержащая шлам, приобретает новые свойства по сравнению с чистой технической водой. Из-за насыщения оборотной воды тонкими глинистыми частицами ее вязкость повышается. Установлено, что дополнительное образование тонких шламов зависит от циркуляции продуктов и количества зернистого шлама, поступающего в систему, а также от физических свойств углей и сопутствующих пород. Накопление тонкого шлама в системе полностью исключается только при отсутствии замкнутого по шламу цикла. Это системы с отдельной флотацией слива и обогащением сгущенного продукта гидроциклонов. Управляемым фактором накопления шлама является циркуляция потоков, которая зависит от построения замкнутой ВШС. Чем меньше циркуляция потоков в системе, тем меньше содержание шлама в оборотной воде.

Шлам углеобогажительных фабрик по крупности делится на два вида: зернистый с частицами размером больше 45 мкм (этот шлам относительно легко поддается обогащению, осаждению и обезвоживанию, вязкость оборотной воды не повышает) и тонкий с частицами размером меньше 45 мкм. Последний тяжело поддается обработке, вызывает заметное изменение свойств оборотной воды (повышает ее вязкость) и усложняет ведение таких процессов, как гравитационное обогащение, обезвоживание, осаждение и фильтрация [9].

Нижней границей крупности зернистого шлама принят размер 0,5 мм, что является нижней границей эффективного обогащения мелкого угля отсадкой и верхней границей крупности питания флотации. Зерно 0,5 мм предельное также при обезвоживании в центрифугах и на грохотах [10].

Источником образования шламов служат операции дробления, измельчения и истирания угля в процессе его добычи, транспортирования, обогащения и размокания в воде глинистых компонентов. Шламообразование зависит от твердости угля и степени размокания породы, применяемых схем обогащения и переработки шлама.

Плотность чистой технической воды, которая применяется на углеобогажительных фабриках близка к  $1000 \text{ кг/м}^3$ , а вязкость при температуре  $15...16^\circ\text{C}$  равняется  $1,14 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$ . Оборотная вода,

содержащая шлам, приобретет новые свойства, отличные от свойств чистой воды: повышается вязкость, плотность и содержание солей [11].

Твердые частицы, плотность которых выше плотности пульпы, находятся в ней во взвешенном состоянии из-за насыщения пульпы тонкими глинистыми частичками и повышения вследствие этого ее вязкости. Значение плотности и вязкости загрязненной воды в зависимости от содержания, плотности, и крупности твердой фазы приведены в табл. 1.1 [12].

С увеличением вязкости и плотности среды возрастает ее сопротивление падающему телу, вследствие чего снижается эффективность процесса разделение мелких частичек угля, и повышается нижняя граница эффективно обогащаемых зерен.

В работах [12-16] приводятся результаты изучения влияния загрязненной шламом воды на эффективность обогащения отсадкой разных классов крупности угля, на глубину обогащения в лабораторных и промышленных условиях. Проведенные опыты показали, что с уменьшением крупности шлама и с увеличением содержания твердой фазы в разделительной среде зольность концентрата и нижняя граница размера зерен, которые эффективно обогащаются, увеличиваются. При содержании твердого в оборотной воде от 0 до  $80\text{г/дм}^3$  (при более глинистых шламах - до  $50\text{г/дм}^3$ ) вязкость среды и показатели обогащения почти не изменяются. Эти результаты подтверждаются опытами, которые были проведены в промышленных условиях на обогатительных фабриках Донбасса [16].

Таблица 1.1.

**Плотность и вязкость воды, загрязненной шламом.**

Содерж. твердого в воде $\text{г/дм}^3$	Плотность среды, $\text{кг/м}^3$ , с плотностью твердой фазы, $\text{кг/м}^3$				Вязкость среды, $10^3 \text{ Па}\cdot\text{с}$ с крупностью шлама, мкм			
	1400	1500	1600	2200	1000	250	75	45
0	1000	1000	1000	1000	1,14	1,14	1,14	1,14
100	1029	1033	1044	1067	1,208	1,208	1,208	1,211
200	1056	1070	1084	1168	1,275	1,280	1,308	1,295
300	1086	1108	1129	1258	1,321	1,339	1,428	1,429
400	1114	1142	1171	1342	1,434	1,458	1,607	1,613
500	1143	1179	1214	1429	1,614	1,720	1,955	2,114
600	1172	1215	1258	1516	1,704	2,477	2,955	3,396

При наличии крупных зерен (более чем 0,5мм.) в питании флотации они не обогащаются, а идут в отходы, повышая их зольность. Тонкие шламы ухудшают качество концентрата и отходов флотации, оказывают содействие появлению густой и устойчивой пены, снижают скорость флотации и производительную мощность машин [17].

Содержание тонкого и зернистого шламов в узлах и аппаратах системы увеличивается с момента поступления и растет до момента стабилизации содержания твердого в системе. Этот промежуток времени определяет продолжительность неустановившегося режима, при котором количество шлама в потоках не достигло равновесной концентрации. Равновесная концентрация соответствует постоянному содержанию твердого в системе, которое обеспечивается равенством количества шлама, входящего в систему с рядовым углем, и выводимого с конечными продуктами. В этом периоде времени значительное влияние на накопление шлама оказывает транспортное запаздывание потоков  $T$ , которое состоит из запаздывания транспортирования потоков по трубопроводам  $T_{тр}$  и времени обработки в различных аппаратах схемы  $T_a$ :

$$T = T_{тр} + T_a \quad (1.1)$$

Задержка подачи шлама по трубопроводам  $T_{тр}$  зависит от диаметра трубопровода, длины трубопровода, подачи насоса или количества пульпы м<sup>3</sup>/ч, проходящей по трубопроводу или желобу самотеком, объема зумпфов и т.д. Задержка порции шлама в самом аппарате зависит от конструктивных и технологических особенностей аппарата. Например, радиальный сгуститель – высокоинерционный аппарат, шлам задерживается в нем около 900 секунд, а гидроциклон работает быстро – его инерционная задержка составляет 1-3 секунды.

Высокая длительность неустановившегося режима отрицательно сказывается на эффективности работы аппаратов ВШС. Постоянно растущее содержание твердого в питании аппаратов системы изменяет вязко-плотностные характеристики среды и крупность граничного зерна разделения. При этом аппараты системы характеризуются нестабильной работой из-за

изменения сепарационных свойств. Так происходит с каждым технологическим узлом и аппаратом ВШС. Поэтому, чем быстрее аппарат выйдет на стационарный режим работы, тем стабильнее будет работать вся система в целом.

Необходимо отметить, что продолжительность нестационарного режима определяет также время циркуляции шлама по потокам системы. Очевидно, что чем дольше в оборотной воде будет циркулировать шлам, тем больше системой затрачивается энергии на его обработку в узлах, аппаратах, а также транспортировку шламовых потоков в насосах и трубопроводах. Эффективность работы системы при этом незначительная.

Экспериментально установлено, что при увеличении содержания твердого в питании радиального сгустителя извлечение зернистых частиц в сгущенный продукт снижается при росте извлечения тонких частиц в слив. Однако при этом крупность граничного зерна растет почти в 3 раза [18-20]. Эффективность работы исследуемого аппарата при этом снижается, и, если его слив направляется в оборот, то оборотная вода будет характеризоваться значительным содержанием твердой фазы.

Следовательно, накопление шламов в системе углеобогащительной фабрики приводит к изменению сепарационных характеристик аппаратов, а именно – к увеличению среднего вероятного отклонения и как следствие к ухудшению показателей разделения частиц. Результаты описанных экспериментов использованы в качестве исходных параметров при проведении численного моделирования процессов накопления шламов.

### 1.3. Анализ существующих способов описания циркуляции шламов в замкнутых водно-шламовых схемах углеобогащительных фабрик

Задачи расчета параметров ВШС весьма разнообразны и зависят от конкретных целей. Однако в большинстве случаев они связаны с определением содержания твердого в воде, используемой для технологических целей, нагрузки (по твердому и объему) на процессы регенерации шламовой воды, потребностей фабрики в свежей воде, количества регенерируемой шламовой воды, времени установления равновесного состояния системы [15].

Значительный вклад в исследование неравновесных циркуляционных процессов и повышение эффективности работы систем осветления оборотных вод внесли Н.Г. Бедрань, В.С. Бутовецкий, В.А. Глембоцкий, И.И. Зозуля, В.И. Кармазин, П.И. Пилов, Т.Г. Фоменко, Г.В. Самойлик, О.С. Богданов, М.А. Борц, Е.Г. Тресков и др., среди зарубежных ученых А. Баттаглия, Д. Висман, Г. Травинский и др. Однако, теоретические вопросы, связанные с накоплением шламов в замкнутых системах, рассматривались немногими авторами [25-38].

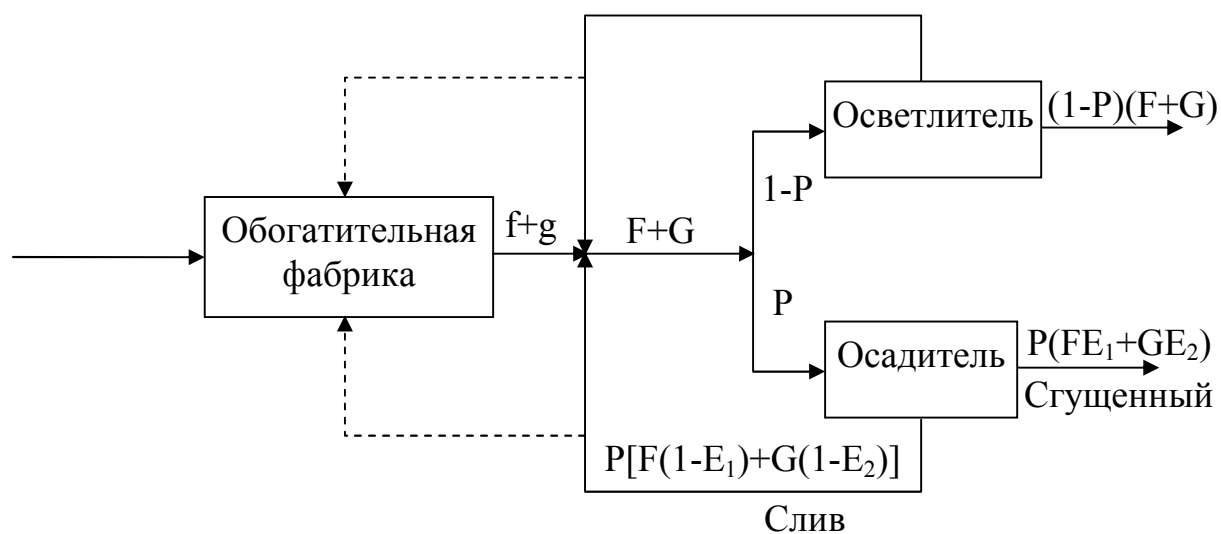


Рис. 1.4. Модель обогатительной фабрики по Травинскому

Сложность проблемы выбора систем осветления оборотных вод углеобогатительных фабрик вызвала появление большого количества работ в этой области. Часть авторов в этих работах уделяют внимание главным образом обеспечению равновесного состояния по твердому в двухстадиальных системах осветления. При этом, рассматривая процессы накопления шламов в замкнутых системах с учетом связи их с закономерностями извлечения шлама в сгущенные продукты сгустительно-осветлительных устройств и в конечные продукты обогащения, разные авторы часто приходят к противоположным выводам. Зарубежные авторы, исходя из предположения, что система осветления достигает равновесного состояния, описывают количество шлама в системе с помощью уравнений материального баланса. В работе Г. Травинского [19] накопление шлама в равновесной замкнутой системе (рис. 1.4) определяется уравнением:

$$F + G = f + g + pF(1-E_1) + pG(1-E_2), \quad (1.2)$$

где  $F$  и  $G$  – соответственно количество в подрешетных водах шлама крупностью меньше и больше граничного зерна;

$f$ ,  $g$  – вновь образованное количество шлама крупностью соответственно меньше и больше граничного зерна;

$p$  – часть потока подрешетной воды, направляемой на сгущение;

$E_1, E_2$  – извлечение в сгущенный продукт шлама крупностью соответственно менее и более граничного размера [19].

Наряду с явными достоинствами этой работы следует отметить ряд существенных недостатков: шлам, приходящий в систему с исходным питанием, не принимается во внимание; извлечение шлама в конечные продукты гравитационного обогащения не учитывается; приводится баланс по шламу в равновесном состоянии системы без рассмотрения процесса накопления шлама в динамике. Данная модель не дает четкого представления процесса накопления тонкого и зернистого шлама в системе. Накопление шлама начинается практически сразу после запуска ВШС и до момента достижения равновесной концентрации проходит несколько часов, а это время не учитывается.

Невозможно также дифференцировать накопление тонкого и зернистого шлама по потокам внутри обогатительной фабрики, а выделяется единственный поток всех подрешетных вод фабрики. Оценить продолжительность процесса накопления шлама по данной модели можно только приблизительно, предположив, что равновесный режим работы наступит при соблюдении материального баланса по уравнению (1.2). Однако даже представленные моделью узлы и соединяющие их потоки в реальности характеризуются инерционными свойствами, которые влияют на продолжительность нестационарного режима. К тому же возврат шламовых потоков в отделение обогащения и распределение по узлам происходит не мгновенно, а с некоторой транспортной задержкой. Таким образом, оценить эффективность работы ВШС по представленной модели можно только с позиции материального баланса по тонкому и зернистому шламу, что является неполной оценкой работы.

Впервые недостатки глубокого осветления части оборотных вод с применением двухстадиальных ВШС выявила группа ученых института ИООТ [20]. Ими было уделено основное внимание упрощению систем осветления оборотных вод. Эти авторы пришли к выводу о том, что предварительное сгущение шлама перед флотацией в радиальных сгустителях отрицательно влияет на работу ВШС и фабрики в целом. Применение радиальных сгустителей для предварительного и окончательного сгущения увеличивают время достижения равновесной концентрации в системе. Радиальные, конусные, пирамидальные сгустители из-за больших емкостей характеризуются весьма высокой инерционностью, поэтому использование этих аппаратов приводит к увеличению продолжительности стабилизации содержания шлама.

В работах ученых институтов УкрНИИУглеобогащение и ДПИ В.С. Бутовецкого, А.М. Коткина, И.И. Зозули [3,21-25] рассматривались теоретические вопросы процессов накопления шламов в замкнутых системах, на основе которых разработаны методы расчета и проектирования систем с минимальным накоплением тонких шламов. В.С. Бутовецкий впервые теоретически доказал, что накопление шлама имеет предел в любой системе осветления, и предложил использовать комбинированную систему, в которой только часть шламовой воды подвергается предварительному сгущению. Кроме того, он предложил оценивать работу систем регенерации по показателю циркуляции, определяемому из соотношения

$$K = (G_p + G_d)/(G_p + G_d + G_o + G_{ш}), \quad (1.3)$$

где  $G_p$  и  $G_d$  – количество шлама поступающего в систему с рядовым углем и образующегося дополнительно в процессе обогащения, соответственно, т/ч;

$G_o$  и  $G_{ш}$  – количество шлама в оборотной воде и теряемого со сбросами соответственно, т/ч [24].

С учетом закономерностей классификации шлама в сгустительно-осветлительных аппаратах соотношение (1.4) будет иметь вид:

$$K = (g_{01}/(g_1+g_2)) + (g_{02}/(g_1+g_2)), \quad (1.4)$$

где  $g_{01}$  – количество тонкого шлама крупностью менее граничного зерна, поступающего в систему с рядовым углем и дополнительно образовавшегося, т/ч;

$g_{02}$  – количество зернистого шлама более граничного зерна, поступающего в систему с рядовым углем и дополнительно образовавшегося, т/ч;

$g_1$  – количество всего тонкого шлама, поступившего в систему с рядовым углем, дополнительно образовавшегося и с оборотной водой, т/ч;

$g_2$  – количество всего зернистого шлама, поступающего в систему, т/ч.

Коэффициент циркуляции определяется из выражения, учитывающего циркуляцию тонкого и зернистого шламов, а также их содержание:

$$K = \gamma_1 K_1 + \gamma_2 K_2, \quad (1.5)$$

где  $\gamma_1$  – содержание тонкого шлама, поступающее в систему, дол.ед.;

$\gamma_2$  – содержание зернистого шлама, поступающего в ВШС дол.ед.;

$K_1$  – коэффициент циркуляции тонкого шлама;

$K_2$  – коэффициент циркуляции зернистого шлама [22].

Первый член этого выражения характеризует количество тонкого шлама, поступающего в систему при равновесном состоянии, а второй – количество зернистого шлама. Для анализа технологической эффективности различных схем осветления оборотных вод определяются показатели циркуляции соответствующих схем. Величины  $\gamma_1$ ,  $\gamma_2$  в формуле (1.5) характеризуют гранулометрический состав исходного шлама и не зависят от принятой схемы. Значения  $K_1$ ,  $K_2$  показывают, во сколько раз количество оборотного тонкого и зернистого шлама превышает количество вновь поступившего шлама той же крупности. Следовательно, величины  $K_1$ ,  $K_2$  зависят от принятой ВШС и определяются степенью извлечения шламов, обеспечиваемой схемой. Определение показателя циркуляции рассматриваемой схемы состоит в нахождении показателей



циркуляции тонкого и зернистого шламов. Для этого составляется статическая математическая модель схемы, определяются значения  $K_1$ ,  $K_2$ , а затем по формуле (1.10) вычисляется общий показатель циркуляции  $K$ . Сопоставляя между собой полученные для различных схем показатели циркуляции можно определить, какая из рассмотренных схем более эффективна [23]. Эта работа внесла определенный вклад в исследовании проблемы, однако, принятые В.С. Бутовецким статические модели не отражали связи технологических факторов, описывающих изменение состояния системы во времени, и не позволяли производить оценку различных вариантов систем осветления. Предложенный метод оценки основан на сравнении коэффициентов циркуляции исследуемых ВШС. Возникает вопрос, в какой момент времени определять эти коэффициенты и как учесть инерционность накопления тонкого и зернистого шлама. Исследуемые ВШС могут характеризоваться различной топологией, количеством узлов и аппаратов, разными инерционными свойствами. Все это также будет влиять на эффективность работы системы осветления. При этом возможны близкие значения коэффициентов циркуляции для тонкого и зернистого шламов.

Авторы работы [26] накопление шлама характеризуют диаграммой, показанной на рис. 1.5. На графике принята зависимость изменения количества шлама в системе от содержания твердого в оборотной воде потому, что основные факторы, которые влияют на накопление шлама и его извлечение из системы, зависят лишь от свойств пульпы, циркулирующей в системе. Величина  $q_1$  характеризует содержание шлама в исходном угле и является постоянной для данного угля, величина  $f_1(P)$  характеризует измельчение угля в процессе обогащения. Она уменьшается с увеличением содержания твердого в оборотной воде, так как повышенная вязкость уменьшает количество частиц, контактирующих с днищем желобов. При повышенной вязкости уменьшается затраты воды на транспортирование угля, значит и скорость перемещения угля в желобах.

Тогда количество шлама, который поступает в систему, будет равно:

$$Q_n = q_1 + f_1(p) . \quad (1.6)$$

Из уравнения (1.6) вытекает, что  $Q_n$  будет уменьшаться с увеличением содержания твердого в оборотной воде.

Кривая  $f_2(p)$  характеризует количество шлама, который удаляется в сгущенный продукт сгустительно-осветлительных устройств. С увеличением содержания твердого в питании сгустителя увеличивается размер граничного зерна разделения и снижается эффективность осветления, то есть относительное количество осаждаемого шлама, но абсолютное его количество в сгущенном продукте будет увеличиваться. Поэтому  $f_2(p)$  увеличивается с увеличением  $P$ . Кривая  $f_2'(p)$  характеризует количество шлама, который удаляется вместе с продуктами обогащения. Оно возрастает с увеличением  $P$ .

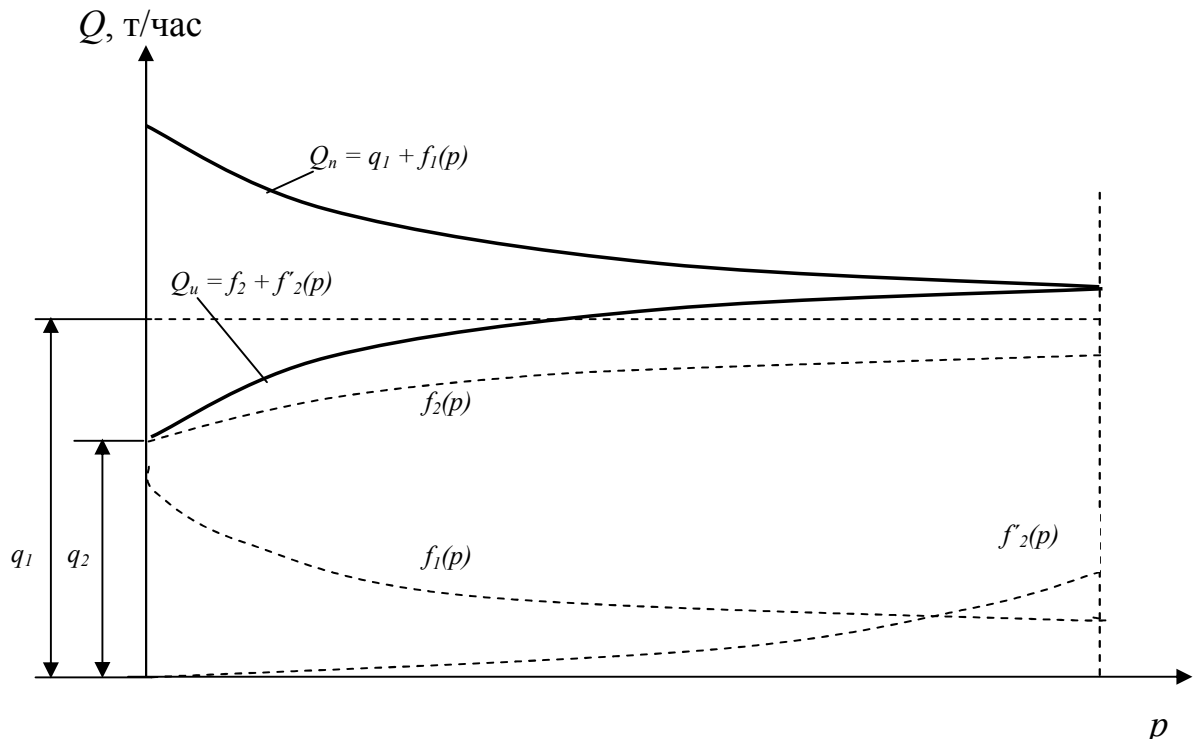


Рис. 1.5. Зависимость изменения количества шлама в системе  $Q$  от содержания твердого в оборотной воде  $p$

Тогда количество шлама, который выводится из ВШС, будет равно:

$$Q_u = f_2(p) + f_2'(p) . \quad (1.7)$$

При этом выходит, что  $Q_u$  будет возрастать с увеличением содержания твердого в оборотной воде. Когда  $Q_n = Q_u$  в системе наступает равновесие и накопление шлама в оборотной воде прекращается.

Предложенная методика исследования работы ВШС полезна при оценке влияния содержания твердого в оборотной воде на величину равновесной концентрации. Она объективно отражает все закономерности процесса накопления шлама от начала работы до момента выхода на стационарный режим работы. Однако оценить продолжительность процесса накопления шлама с этой точки зрения возможно лишь приблизительно когда  $Q_n = Q_u$ . Но модель не позволяет определить кинетику накопления шлама, особенно с учетом инерционности шламовых потоков.

Содержание твердой фазы в оборотной воде также изменяется во времени. Продолжительность колебаний определяется и величиной равновесной концентрации и инерционными свойствами системы. Поэтому для полной оценки эффективности работы ВШС кроме равновесной концентрации шлама и содержания твердого в оборотной воде необходимо учитывать ее инерционность.

В работе [27] приводится математическая модель, которая учитывает кинетику накопления шламов в системе шламовых вод. Уравнение баланса массы шлама для однопоточной замкнутой ВШС имеет вид:

$$Wdk = (K_v V + \varphi P)d\tau - [V + \lambda/\rho P]Kd\tau, \quad (1.8)$$

где  $W$  - объем воды в системе шламовых вод, м<sup>3</sup>;

$V$  - объемная затрата шламовой воды в системе (вода, которая идет на регенерацию), м<sup>3</sup>/ч;

$K$  - содержание твердого в шламовой воде, т/м<sup>3</sup>;

$K_v$  - содержание твердого в технологической воде, т/м<sup>3</sup>;

$P$  - масса угля, который обогащается в гравитационном отделении, т;

$\varphi$  - относительная суммарная масса шлама, поступающего с рядовым углем и появляющегося при измельчении, отн. ед.;

$\lambda$  - относительное количество шлама, который выводится с продуктами обогащения в единице объема жидкой фазы, дол. ед.;

$\rho$  - средняя плотность шлама, т/м<sup>3</sup>;

$\tau$  - время, ч.

После интегрирования (1.8) получены уравнения кинетики накопления шлама:

$$K = K_{\infty} - (K_{\infty} - K_0) \exp \left\{ - \frac{K_v V + \varphi P}{WK_{\infty}} \tau \right\} \quad (1.9)$$

где  $K_0$  - начальная концентрация шлама, т/м<sup>3</sup>;  
 $K_{\infty}$  - равновесная концентрация шлама (при  $\tau \rightarrow \infty$ ), т/м<sup>3</sup>,  
 которая определяется уравнением:

$$K_{\infty} = \frac{K_v V + \varphi P}{V + \lambda / \rho P} \quad (1.10)$$

Из уравнений (1.9) и (1.10) следует.

1. Процесс достижения равновесной концентрации шлама  $K_{\infty}$  происходит по экспоненциальному закону.

2. При  $K_0 < K_{\infty}$  происходит накопление шлама в системе, при  $K_0 > K_{\infty}$  происходит уменьшение концентрации шлама.

3. Равновесная концентрация шлама не зависит от начальной концентрации  $K_0$  и от объема воды в системе  $W$ . А зависит от концентрации шлама в воде, поступающей в систему  $K_v$ , затрат воды в системе  $V$ , количества шлама, который поступает в систему с водой, с рядовым углем и вследствие истирания угля ( $K_v + \varphi P$ ).

Для расчета времени, за которое накопление шлама прекращается, в работе [27] принимается небольшое отклонение от равновесной концентрации:

$$a = \frac{K_{\infty} - K_{(Ta)}}{K_{\infty}} \quad (1.11)$$

Тогда из формул (1.9) и (1.10) время, за которое концентрация шлама в оборотной воде достигнет  $K_{(Ta)}$ , будет рассчитываться по формуле:

$$Ta = 2.3 \frac{WK_{\infty}}{K_v V + \varphi P} \text{Lg} \left[ \frac{1 - K_0 / K_{\infty}}{a} \right] \quad (1.12)$$

Из уравнения (1.12) вытекает следующее.

1. Время достижения равновесной концентрации возрастает пропорционально размеру этой концентрации  $K_{\infty}$  и объема воды в системе  $W$ .

2. С увеличением количества шлама, который поступает в систему с водой, исходным углем и со шламом, что появляется в

процессе обогащения, уменьшается время достижения равновесной концентрации.

3. Соотношение  $K_0/K_\infty$  и показатель  $a$  влияют в меньшей мере, чем первые факторы.

Первый вывод подтверждает необходимость уменьшения объема емкостей и сгустительно-осветлительных аппаратов для накопления и сгущения шламовых вод.

Расчет по формулам, изложенным выше, имеет определенные недостатки. К ним можно отнести возможность использования этих расчетов для системы, воплощенной в комплекс оборудования и коммуникаций и находящейся в эксплуатации. Указанные методики не помогают прогнозировать, как будет работать схема, находящаяся в стадии проектирования. Также нет ответа на вопрос, какие аппараты следует использовать в проекте - те, что имеют большие объемы и разделяют продукты долго, например радиальные сгустители, или те, что имеют незначительный объем и действуют быстро, например, гидроциклоны. Следует ли держаться какой-то определенной последовательности при использовании аппаратов разного принципа действия.

Время достижения равновесной концентрации определяется расчетным путем сложными математическими действиями: интегрированием и решением дифференциальных уравнений. Причем рассчитанное значение зависит больше от общих технологических параметров: величины начальной концентрации, объема шламовых вод в системе, количества вновь образованного шлама и др. На действующем предприятии установить величину этих показателей возможно лишь приблизительно, поэтому оценка продолжительности процесса накопления будет неполной. При определении времени к учету не принимаются продолжительность обработки порции шлама в узлах системы, а также транспортные задержки потоков, которые их соединяют. Это в свою очередь оказывает определяющее влияние на продолжительность нестационарного режима работы.

Рассмотренные методы отличаются между собой способами описания процесса накопления шлама в замкнутых системах, принятыми математическими моделями систем осветления, критериями оценок и конечными выводами. Результаты, получаемые разными авторами, часто противоречат друг другу. Предложены различные критерии оптимизации работы ВШС,

одним из которых является коэффициент циркуляции шлама в оборотной воде. Как показала практика, этот критерий не характеризует работу системы в полной мере, так как не учитывает компоновку и управление потоками шлама.

Описанные методы расчета систем осветления не дают возможности проанализировать работу системы с точки зрения ее инерционности. Не представляется возможным также проанализировать изменения концентрации тонкого и зернистого шлама в зависимости от времени работы ВШС. Времени достижения равновесной концентрации шлама уделено мало внимания, хотя оно является одной из основных динамических характеристик процесса накопления.

Известные методы не затрагивают распределения шлама по узлам системы, соединяющим их потокам, не учитывается время пребывания шлама в узлах, аппаратах и трубопроводах ВШС. Большинство авторов разрабатывают свои модели накопления и критерии оптимизации, считая концентрацию шлама в системе равновесной. Однако процесс выхода системы на установившийся режим работы может занимать несколько часов. Поэтому данные модели не дают четкого представления о механизме накопления шлама, об инерционности системы в целом, не учитывают продолжительность переходных процессов, на протяжении которых все основные узлы и гидротранспортные сети работают в неустойчивом режиме [39-42].

Таким образом, существует необходимость в разработке более совершенной методики моделирования процессов, происходящих при циркуляции и накоплении шламов не только в системе в целом, но и в потоках и узлах.

Современные тенденции развития технологий переработки и регенерации шламовых вод обуславливают применение замкнутых технологических циклов, обеспечивающих основные процессы необходимым количеством оборотной воды с допустимым содержанием твердой фазы. Многократное применение больших объемов технологической воды и неполное извлечение тонкодисперсных частиц из нее приводят к нежелательной концентрации тонкого шлама в оборотной воде обогатительной фабрики. Это негативно сказывается на работе основных процессов обогащения и ухудшает их технико-экономические показатели.

Накопление шлама в оборотной воде приводит к росту вязкости и плотности водной среды, вследствие чего снижается эффективность процесса разделения мелких частиц угля, и повышается нижняя граница эффективно обогащаемых зерен.

Продолжительность неустановившегося режима отрицательно сказывается на эффективности работы аппаратов ВШС. Продолжительность стабилизации содержания шлама в оборотной воде наряду с равновесной концентрацией является важным технологическим фактором, определяющим эффективность работы ВШС. Для полной оценки эффективности работы замкнутых циклов необходимо учитывать инерционные свойства узлов, аппаратов, а также транспортные задержки всех соединяющих потоков. Именно инерционность ВШС определяет длительность процесса накопления шлама – продолжительность нестационарного режима работы.

Анализ состояния вопроса позволил выявить необходимость в разработке нового подхода в оценке эффективности работы ВШС с учетом инерционности узлов и соединяющих потоков. Одновременно выявлены недостатки существующих методов расчета и оценки эффективности работы замкнутых технологических циклов.

Для дальнейшего повышения эффективности работы ВШС поставлены и решаются следующие задачи:

- разработать методику исследования работы замкнутых циклов с применением ориентированных графов, позволяющую учитывать инерционность поступления питания в узлы и аппараты;
- разработать критерий оценки эффективности работы ВШС и проверить его правильность на различных вариантах гипотетических ВШС;
- выполнить моделирование ВШС ГОФ «Луганская» и ЦОФ «Чумаковская» с учетом инерционных свойств исследуемых схем и провести анализ полученных результатов;
- исследовать работу лабораторного гидроциклона в замкнутом цикле с продуктами разделения и при различном гранулометрическом составе питания;
- выполнить разработку и внедрение технологических рекомендаций по сокращению продолжительности процесса стабилизации шлама в системе с целью повышения эффективности работы замкнутых циклов на обогатительных фабриках.

## Раздел 2. Разработка методики исследования работы ВШС с учетом инерционности поступления питания

Системы осветления оборотных вод углеобогатительных фабрик относятся к крупным и сложным технологическим комплексам. При их разработке и проектировании возникают проблемы, связанные с выбором наилучшей топологии (структуры) и оптимальной организации взаимодействия элементов. Для таких систем характерно наличие большого числа взаимосвязанных и взаимодействующих узлов, причем изменения в характере функционирования одного из узлов отражаются на результатах работы других узлов и всей системы в целом. Несмотря на разнообразие входящих в систему узлов, их взаимодействие происходит по каналам обмена материалами (потоками пульпы). Имеется возможность изменения топологии системы. Существует необходимость в разработке методов исследования, позволяющих воспроизводить работу ВШС как разветвленных объектов, соединенных транспортными потоками. Особое внимание следует при этом уделять продолжительности обработки и транспортирования шламовых потоков, которые определяют время нестационарного режима работы.

### 2.1. Общие принципы численного метода моделирования ВШС

Численный метод моделирования позволил создать модель функционирования систем регенерации и кинетики накопления шламов в оборотной воде, не зависящую от построения схемы. Чтобы модель была универсальной, использован принцип "от частного к общему", основанный на использовании модели элементарного разделения и накопления шламов (рис. 2.1) [15].

Узел  $Y$  распределяет введенную порцию шлама  $q_{i-1}$  в выходящие потоки  $q_i^1$  и  $q_i^2$  и т.д. Как правило, образуется один или два выходящих продукта. Так, для двух потоков (например, для гидроциклона) имеем:



	<b>тонкий шлам</b>	<b>зернистый шлам</b>
Поток 1 -	$q_{i1}^1 = q_{i-1}(1-\varepsilon),$	$q_{i2}^1 = q_{i-1}(1-\eta),$
Поток 2 -	$q_{i1}^2 = q_{i-1}\varepsilon,$	$q_{i2}^2 = q_{i-1}\eta,$

где  $\varepsilon$  и  $\eta$  - коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама узлом.

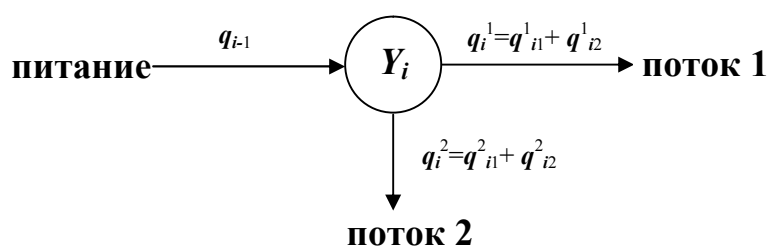


Рис. 2.1. Модель узла системы освещения

Несмотря на свою простоту, эта модель отвечает требованиям материального баланса и одновременно описывает динамику работы системы освещения [48].

Следует также отметить, что процесс накопления и выведения шлама является циклическим. Входящая порция шлама разделяется, преобразуется и обрабатывается всеми узлами в течение определенного периода времени, после чего переработке подвергается следующая порция шлама. Кроме того, работа последующего узла всегда определяется работой предыдущего узла. Для моделирования таких процессов очень удобны численные итерационные методы и теория графов [71].

## 2.2. Основные элементы и определения теории графов

Понятие графа важно с точки зрения программирования и сетевого управления, потому что оно связано с моделированием самых разных процессов. Граф лучше всего представляется как набор линий и точек на плоскости, соединенных между собой (рис. 2.2).

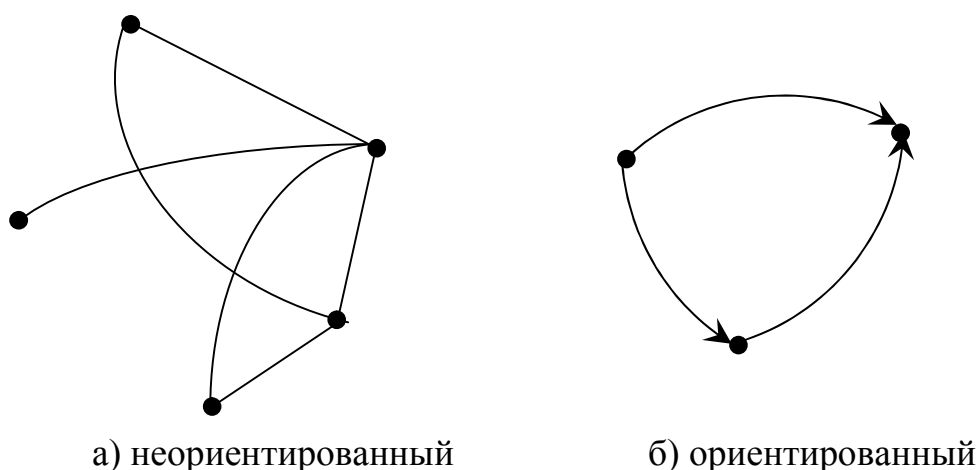


Рис. 2.2. Пример изображения графа

Точки, изображенные на плоскости, называют вершинами графа  $V$  (vertex), а линии, связывающие их между собой, - дугами или ребрами. Существуют неориентированные графы, в которых не заданы направления соединяющих вершины дуг. В этих графах порядок соединения вершин не важен. В ориентированных графах линии представляются в виде стрелок, и в движении от вершины к вершине выстраивается маршрут или так называемый путь. С помощью графов могут определяться коммуникационные системы дорог, линий электропередач, компьютерных сетей, связывающих между собой сервера [88].

Работу замкнутых водно-шламовых циклов так же можно интерпретировать с позиции теории графов, ведь между узлами системы существует связь, и учитывается влияние при передаче порции шлама от начала схемы до узлов вывода. К тому же все потоки в системе имеют конкретное направление. Следовательно, воспроизвести работу данных схем можно с помощью ориентированных графов. При этом узлы и аппараты ВШС выступают в роли вершин графа, а трубопроводы и желобы – в качестве соединительных дуг.

Граф определяется как множество условных точек на плоскости  $V$  (vertex - вершина). Буквами  $i$  и  $j$  обозначаются элементы этого множества. Кроме множества вершин выделяется множество дуг  $E$  (edge – ребро, дуга). За обозначением дуги графа закрепляется буква  $U$ . Эти два рассмотренных множества  $V$  и  $E$  определяют граф. Но для полной информации о графе, о структуре взаимодействия его элементов необходимо ввести понятие связей

между вершинами, которые устанавливают дуги. Поэтому каждой дуге  $U$  из множества  $E$  сопоставляется пара вершин  $i, j$ . (рис. 2.3).

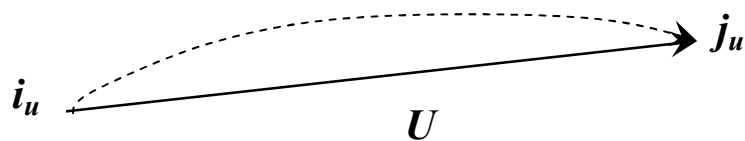


Рис. 2.3 Геометрическое изображение дуги графа, сопоставленной вершинами  $i$  и  $j$

Если дуга  $U$  не ориентированная, то начало и конец не различается при определении графа. В любом из случаев дуге  $U$  можно сопоставить две вершины:  $U \leftrightarrow (i_u, j_u)$  с некоторой оговоркой, что возможно наличие нескольких дуг между вершинами  $i_u$  и  $j_u$  (рис. 2.3).

Две вершины  $i$  и  $j$  являются смежными если существует дуга  $U$  из множества  $E$ , для которой можно записать  $i = i_u$  и  $j = j_u$ . То есть две вершины считаются смежными тогда и только тогда, когда они являются концами некоторой одной дуги. Для того чтобы определить соотношения между дугой  $U$  и вершинами  $i$  и  $j$  (рис. 2.3) принято считать, что дуга  $U$  инцидентна вершинам  $i_u$  и  $j_u$ . Дуга  $U$  инцидентна вершине  $i_u$  это означает, что вершина  $i_u$  является началом или концом этой дуги. В случае если дуга не ориентирована, то одним из концов рассмотренной дуги [91-94].

При изображении любого графа на плоскости или каком-то графическом поле, его визуально можно воспринимать целиком и по отдельным фрагментам. Визуально можно определить – какая вершина, с какой смежная, какая дуга инцидентна каким вершинам, какая происходит взаимосвязь с рассмотренными объектами. При воспроизведении работы исследуемых сетей с помощью графов, компьютер определяет граф через его, так называемые, локальные свойства, которые связаны с определенным конкретным фрагментом графа.

Предположим, что все дуги графа ориентированные – имеют заданное направление (рис. 2.4). Для математического задания графа рассмотрим наиболее два случая, когда некоторое множество дуг выходит из одной вершины, и наоборот, когда сходится в ней

(рис. 2.4). В действительности многие разветвленные системы имеют множество узлов, в основном в начале схемы, где происходит разделение исходных потоков, линий и связей. А в конце этих систем зачастую имеет место слияние потоков в узлы вывода или дальнейшего взаимодействия.

Дуги, которые начинаются в вершине  $i$  обозначаются  $E_i^-$  – это множество дуг, выходящих из вершины  $i$ . Математически это определяется так:  $E_i^- = \{ U \in E \mid i_u = i \}$ . Если для каждой вершины указать такой список дуг, то тем самым можно определить граф, так как у каждой дуги обязательно есть начальная вершина. Можно определить граф и для случая, когда некоторое множество дуг сходятся в одной вершине  $j$  (рис. 2.4 б). Множество таких дуг обозначается  $E_j^+$  и математически определяется  $E_j^+ = \{ U \in E \mid j_u = j \}$ .

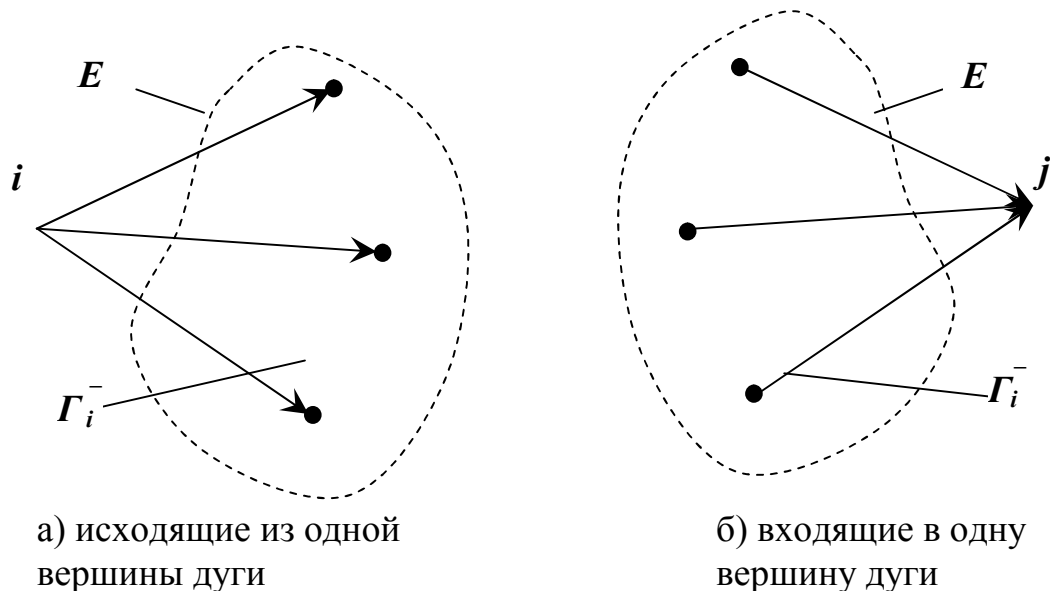


Рис. 2.4. Возможные фрагменты графа, для его математического

Множество вершин, которыми заканчиваются дуги (рис. 2.4 а), обозначаются  $\Gamma_i^-$  и соответственно множество вершин, из которых начинаются дуги (рис. 2.4 б), обозначаются  $\Gamma_i^+$ . Они называются множествами смежности для вершины  $i$  и  $j$  соответственно. Любой набор из представленных множеств полностью определяет граф. Определение графа через множества смежности наиболее удобно для компьютера, так как оно не привязано к геометрическому содержанию задачи. Таким образом, для воспроизведения графа с помощью компьютера, необходимо задать набор множеств дуг, исходящих из одной вершины и входящих в нее, для всех

элементов моделируемой системы. Это позволяет анализировать самые сложные системы взаимодействия между узлами с большим количеством связей между ними [94,95,99].

Когда пара вершин соединена более чем одной дугой, граф считается мультиграфом. Часто объекты, описываемые с помощью теории графов, представляют собой разветвленные сети, где можно выявить некоторые последовательности дуг и вершин или так называемые пути. Путь в графе - такая последовательность дуг, когда конец предыдущей дуги является началом следующей. Путь простой, если по одной и той же дуге не проходят дважды. Именно простые пути в графе системы осветления представляют наибольший интерес с технической точки зрения, т.к. они позволяют проследить кинетику движения и накопления шламов. Всякий путь имеет вес, равный весу всех дуг, составляющих его. Граф называется симметричным, когда все вершины имеют связи в прямом и обратном направлениях. Такое положение обычно никогда не имеет места в реальных системах осветления шламовых вод. Поэтому граф системы является антисимметричным. Если каждая вершина соединена со всеми другими вершинами, граф является полным. Реальные ВШС представляют собой неполные аналоги графов, т.к. они состоят из десятков узлов, а на каждый узел имеется от 1 до 4-5 связей, не более.

### 2.3. Применение теории графов для моделирования работы ВШС

ВШС в технологическом плане - совокупность узлов и аппаратов, соединенных потоками одного направления. Причем в этих схемах есть начало (подача шлама с рядовым углем), конец (узлы вывода шлама) и замкнутые циклы (маршруты возврата оборотной воды в начало процесса). Область применения теории графов затрагивает моделирование самых разнообразных разветвленных схем. Универсальность теории графов позволяет применять ее при рассмотрении технологических операций, происходящих в определенной последовательности, с односторонним взаимодействием и в определенной периодичности.

Необходимо отметить, что расчетные методы для исследования работы ВШС можно применять для анализа простых

систем освещения. Но в работе замкнутых циклов всегда имеет место накопление шлама, которое затрудняет анализ работы ВШС, так как трудно отследить кинетику этого процесса и выявить изменения равновесной концентрации при этом. Процесс стабилизации содержания шлама в оборотной воде занимает много времени, поэтому необходимо отслеживать изменение всех показателей от начала работы схемы до выхода на стационарный режим работы. Расчетным путем выполнить такой анализ невозможно.

Анализируя основные определения теории графов можно утверждать, что система освещения оборотных вод представляет собой неполный, антисимметричный, ориентированный мультиграф. Вершины графа соответствуют отдельным узлам системы (рис. 2.2). В системе освещения роль дуг выполняют трубопроводы и желоба, пропускающие через себя шламовые потоки в одном направлении. Все узлы системы не зависимо от технологического назначения, по сути, разделяют исходную порцию шламового потока на продукты разделения и через соединительные потоки передают на другие узлы, где происходит то же самое. В итоге реальная сложная система освещения может набираться из элементарных ячеек, построенных на основе элементарной модели накопления и принципах теории графов (рис. 2.1). Здесь ячейка с входящими и выходящими потоками рассматривается как фрагмент графа, замещающего реальную ВШС. Численная модель системы, построенная на основе такого графа, учитывает все основные закономерности процесса накопления шламов в оборотной воде - материальный баланс по количеству шлама, концентрацию шлама во всех узлах и аппаратах через коэффициенты распределения шлама аппаратами, скорость выведения шлама.

Для исследования процессов, происходящих в системе освещения оборотных вод, в работе использовано имитационное компьютерное моделирование. При этом численная математическая модель представляется в виде алгоритмического описания моделируемого процесса. Разработанная модель адекватна объекту исследования, так как в модели нет существенных переменных, которые ухудшают способность предсказывать поведение системы освещения. Все существенные входные и управляющие параметры включены в модель, а именно количество шлама на входе в

систему, количество шлама, уходящего с конечными продуктами, коэффициенты распределения шлама узлами системы, взаимосвязь узлов (топология) системы.

Этот метод моделирования, таким образом, открывает дополнительную возможность для анализа кинетики движения и накопления шлама в сложных современных системах осветления оборотных вод [89].

Проведенными ранее исследованиями было установлена связь ориентированных графов с системами осветления оборотных вод [15]. ВШС рассматривалась как совокупность объектов, расположенных в пространстве и между которыми происходит односторонняя связь (рис. 2.5). Другими словами, исследуемые схемы было предложено замещать ориентированными графами с весовыми значениями дуг равными коэффициентам распределения шлама.

Такие схемы замещения не позволяют воспроизвести и проанализировать кинетику накопления шлама, время стабилизации равновесной концентрации. Следовательно, оценить инерционность исследуемой схемы, исследовать влияние продолжительности нестационарного режима на эффективность ВШС не представляется возможным.

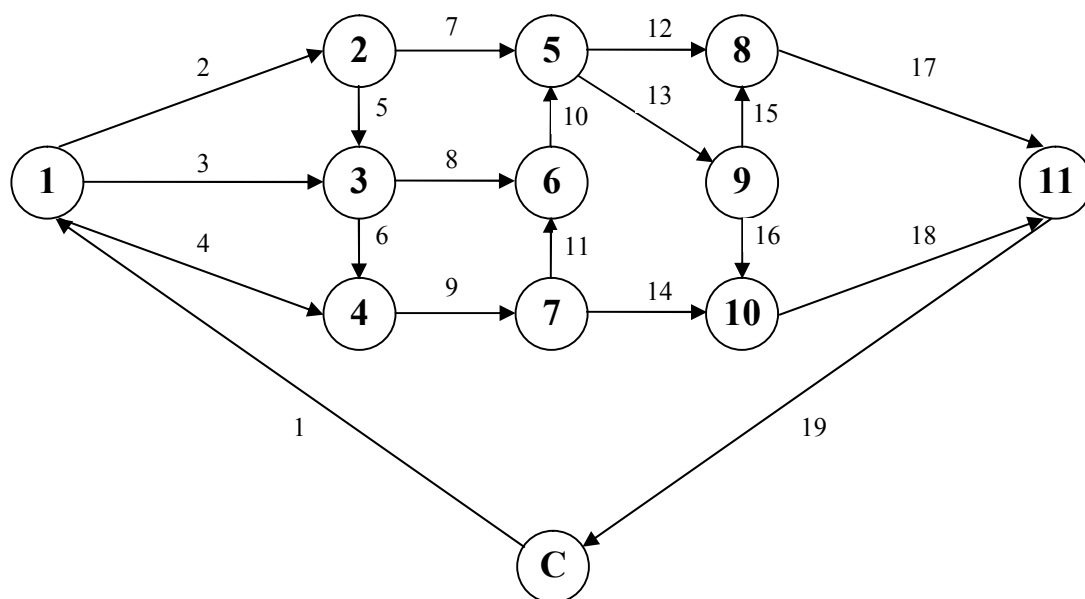


Рис. 2.5. Граф с объединением выходов и входов

Основным недостатком этих схем замещения является допущение, что все операции разделения происходят в заданной последовательности по дугам графа без учета инерционности подачи питания. Получается, что шламовый поток от исходного узла (вершины графа) делится во всех последующих узлах без задержек и запаздываний. Длины дуг таких графов принимаются за единицу, и это означает, что связь между узлами через эту дугу произойдет мгновенно. В реальных производственных условиях связь между узлами ВШС осуществляется через соединительные потоки, выполненные трубопроводами, зумпфами, насосами и желобами. Эти коммуникации характеризуются геометрическими размерами, количеством пропускаемой пульпы, что определяет их инерционные свойства. Связь между узлами через эти потоки будет осуществляться с определенными транспортными задержками.

Необходимо также учесть, что процесс разделения в аппаратах происходит с различной инерционностью. В быстродействующих аппаратах с напорной подачей разделение осуществляется за секунды, а в аппаратах, принимающих и обрабатывающих большие объемы шламовых вод, разделение может осуществляться десятки минут. Следовательно, для объективной оценки эффективности работы ВШС необходимо учитывать не только коэффициент циркуляции шлама, его равновесную концентрацию, но и инерционные свойства всех узлов и потоков, которые определяют продолжительность переходных процессов при работе замкнутых технологических циклов на протяжении с момента запуска схемы и до выхода на стационарный режим работы. Любые переходные процессы отрицательно сказываются на эффективности работы ВШС, так как для их преодоления схемой расходуется энергия.

#### 2.4. Применение графов с заданными длинами дуг для разработки схем замещения ВШС с учетом инерционности поступления потоков

В рассмотренном выше случае длины всех дуг графа  $G(V,U)$  были равны, например,  $L(u) = 1$ . Это означает, что время, отведенное на транспортирование порции шлама в графе ВШС, принято за единицу. Как отмечалось выше, на продолжительность транспортирования и обработки шлама в аппаратах влияет инерционность системы осветления, которая симбатно связана с



продолжительностью нестационарного режима работы ВШС. Для полного соответствия промышленным условиям необходимо, чтобы длины дуг графов соответствовали транспортным задержкам реальных потоков. Для этого рассматриваются ориентированные мультиграфы с заданными длинами дуг.

Каждой дуге  $u$  поставлено в соответствие число  $L(u) > 0$ , называемое *длиной дуги*. В зависимости от конкретного приложения, это число может быть мерой физического расстояния, времени, стоимости или другого важного параметра [87].

Хотя некоторые операции могут быть независимы друг от друга, в общем случае между ними существует зависимость по времени, например операция  $a_i$  должна закончиться, чтобы началась операция  $a_j$ . Такие зависимости представляются в виде орграфа, как показано на рис. 2.6.

Для выполнения операции  $a_j$  выделяется некоторое время, что отражено  $t(a_j)$  числами на дугах графа. Длина (то есть сумма временных интервалов) любого пути из  $v_1$  в  $v_i$  соответствует нижней границе времени, измеряемого от начала работы системы до наступления события  $v_i$ , после которого могут быть начаты операции, имеющие  $v_i$  в качестве начальной вершины.

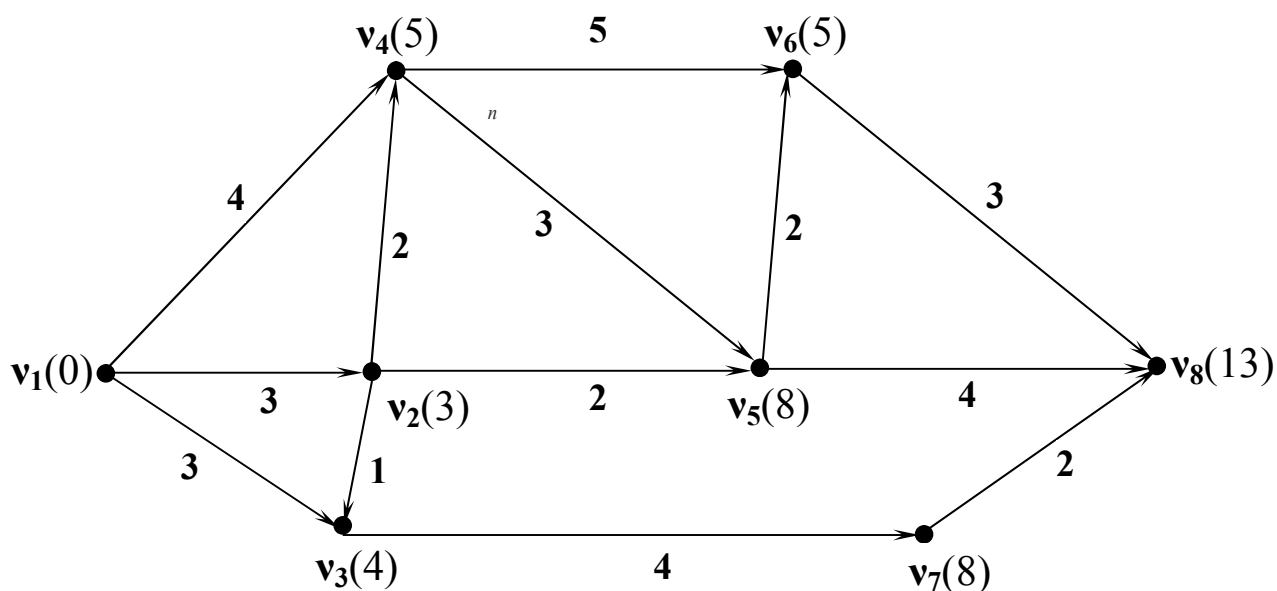


Рис. 2.6. Граф выполнения операций разделения с заданными значениями длин его дуг

При расчетах каждой вершине ставится в соответствие число (время):

$$T(v_1) = 0, T(v_j) = \max \{t(\mu)\} \quad (2.1)$$

где  $t(\mu)$  означает длину пути, и максимум определяется по всем путям из  $v_1$  в  $v_i$ .

Длиной пути  $\mu$  называется сумма длин дуг, входящих в  $\mu$ :

$$L(\mu) = \sum_{v \in \mu}^n L(v) \quad (2.2)$$

Наиболее длинный по времени путь от начального события  $v_1$  до конечного события  $v$  является критическим путем, который в системе может быть не единственным. Например, для графа на рис. 2.6 имеются два критических пути (по вершинам графа):  $\mu_1 = (v_1, v_2, v_4, v_5, v_6, v_8)$ ,  $L(\mu_1) = 13$ , а также путь  $\mu_2 = (v_1, v_2, v_4, v_6, v_8)$ ,  $L(\mu_2) = 13$ .

Длина критического пути соответствует кратчайшему времени, за которое выполняются все операции в системе.

В действующих ВШС все шламовые воды собираются в одном определенном узле и направляются на операцию предварительной и окончательной регенерации, распределяясь далее по всем узлам системы. При этом распределение происходит по соединяющим потокам с транспортными задержками в строгой технологической последовательности. Другими словами, в операциях, происходящих в системе осветления, наблюдается зависимость по времени. Это значит, что отделение окончательной регенерации не может начать раньше работать или реагировать на изменения каких-либо технологических параметров, чем отделение предварительной регенерации. Все будет происходить в заданной последовательности с суммарной транспортной задержкой соединяющих узлы потоков.

Под суммарной транспортной задержкой здесь понимается суммарное время транспортирования и обработки порции шлама во всех потоках и аппаратах, входящих в рассматриваемый технологический маршрут системы. Для орграфа ВШС это будет эквивалентно длине пути  $L(\mu)$ , которая определяется как сумма длин дуг, входящих в  $\mu$  (выражение 2.2).

Для ВШС в зависимости от количества узлов вывода шлама определяется количество технологических маршрутов, по которым происходит обработка и перемещение шламовых потоков. Эти

маршруты идентичны путям в орграфе, описывающем работу схемы, и включают в состав множество узлов, аппаратов и соединяющих коммуникаций. Маршрут или путь, содержащий высоко инерционные аппараты и потоки с высокими транспортными задержками, будет характеризоваться значительной продолжительностью обработки шламовых потоков.

Такие маршруты повышают длительность нестационарного режима и снижают скорость выведения шлама из системы, что негативно сказывается на эффективности ее работы. Суммарные значения длин дуг (инерционность аппаратов и трубопроводов), входящих в технологические маршруты, определяют критический маршрут вывода шлама.

## 2.5 Методика исследования ВШС с учетом инерционных свойств системы.

Рассмотрим гипотетическую ВШС для создания схемы замещения с помощью ориентированных графов с заданными длинами и весовыми значениями дуг (рис. 2.7).

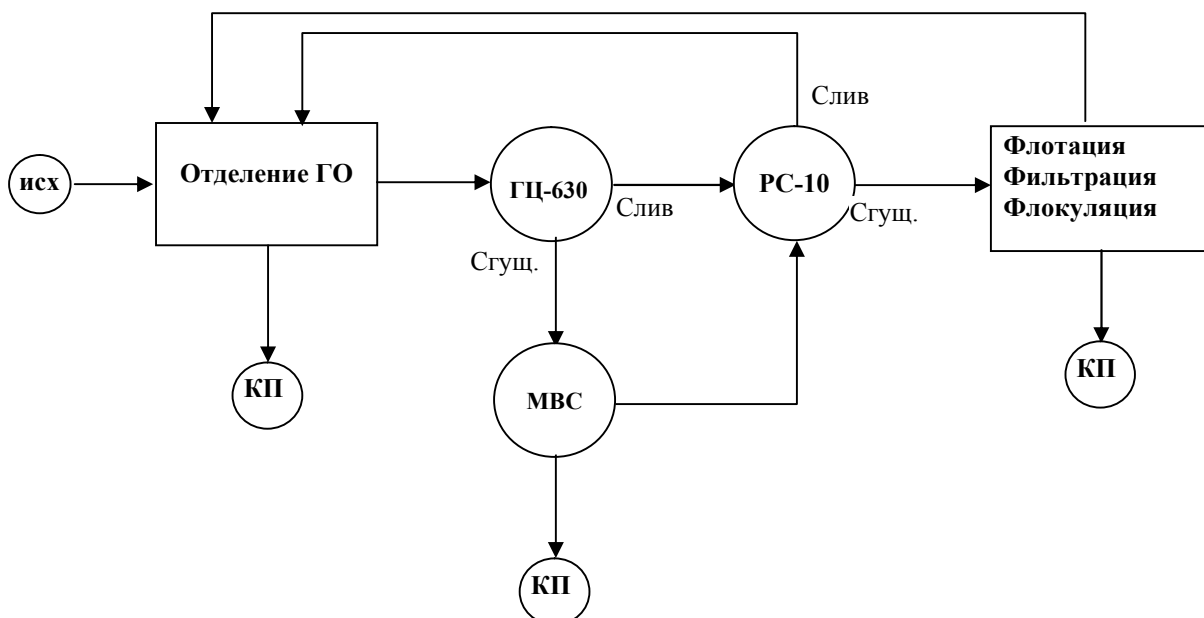


Рис. 2.7. Гипотетическая водно-шламовая система в блочном изображении.

При замещении ВШС точной моделью - ориентированным графом - необходимо учесть все узлы и соединяющие их потоки. Для задания графа и последующего его восприятия ЭВМ наиболее удобным является способ определения множеств смежностей, при котором для каждой вершины составляется список входящих и выходящих вершин.

Далее для выявления взаимодействия между узлами схемы учитываются направления всех потоков и их весовые коэффициенты. В узлах системы происходят разделительные операции. При этом сложные процессы во всех основных узлах сводятся к распределению шламовых потоков в определенных соотношениях, определяемых на базе расчетов коэффициентов распределения тонкого и зернистого шлама. Это позволяет воспроизводить разделительные свойства в определенном узле системы, т.к. коэффициенты распределения рассчитываются на основании данных опробования всех шламовых потоков [15].

Поскольку все операции ВШС происходят в определенной последовательности, и каждая последующая операции происходит по истечении некоторого времени, учитываются транспортные задержки и время переработки шламовых потоков. То есть граф, замещающий реальную ВШС, имеет определенные длины дуг для объективной оценки работы системы с учетом ее инерционных свойств. Для всех потоков транспортные задержки рассчитываются по геометрическим размерам трубопроводов и по величине объема подачи пульпы. Инерционные свойства аппаратов зависят в основном от объема емкостей, способа разделения шламовых потоков и определяются по данным практики. После анализа всех параметров, влияющих на эффективность работы ВШС, блочная схема замещается ориентированным графом с заданным значением длин дуг и с весовыми значениями дуг, равными коэффициентам распределения шлама.

Далее компьютерная программа воспроизводит реальную топологию системы и моделирует разделение исходного потока шламовых вод по узлам и аппаратам в установленных маршрутах. При этом соблюдается не только заданная последовательность, но и соответствующая задержка всех операций, входящих в состав технологической цепочки (рис. 2.8). Таким образом, все разделительные операции просчитываются в определенные моменты времени, а не сразу одна за другой, как это имеет место

для схем замещения с графами, не различающими длины дуг. Другими словами полностью моделируется работа исследуемой ВШС (рис. 2.8) с максимально приближенными к производственным условиям.

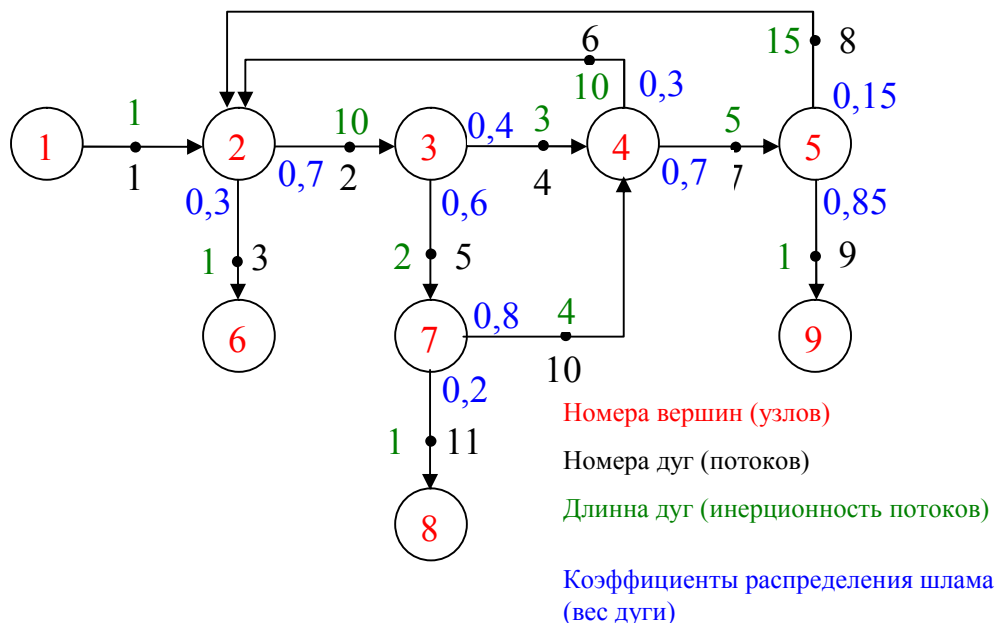


Рис. 2.8 Ориентированный граф с заданными длинами дуг для воспроизведения работы исследуемой ВШС

В данной работе используется список входящих и выходящих дуг для каждой вершины графа с учетом их длины, равной транспортным задержкам шламовых потоков. Выполняется соблюдение баланса содержания шлама во всей системе с учетом инерционных свойств, что позволяет оценить время работы схемы в нестационарном режиме и отследить кинетику накопления шлама. Работа составленной с применением ориентированных графов схемы замещения моделируется с помощью компьютерной программы.

Программа работает следующим образом:

1. ВШС представляется как граф – неполный антисимметрический ориентированный граф с заданными длинами дуг. Аппараты ВШС соответствуют узлам графа, дуги графа – трубопроводам или другим соединениям узлов системы, а их длины – рассчитанным по данным геометрических замеров транспортным задержкам. Это дает возможность более точно исследовать работу

сложной открытой термодинамической неравновесной системы, которой является реальная ВШС.

2. Чтобы задать граф ВШС создается специальный список (файл Nnlinks) – список связей, которые соединяют узлы графа (Приложение В).

Каждому узлу и каждому звену графа (отрезки ВШС) присваивается уникальный индивидуальный номер. Программа перебирает звенья (связи между узлами), работает только с ними, и, перебирая их, приходит в какую-то виртуальную точку, являющуюся узлом. Строится список звеньев – файл Nnlinks, который содержит сведения о структуре сети – номера входящих и выходящих связей для каждого узла.

Файл Test содержит описание общих данных о структуре сети и коэффициентах распределения отдельно для тонкого и зернистого шлама (Приложение Б). В него вводится количество циклов счета (итераций). Один цикл – это реальное время движения порции материала по самому короткому быстродействующему звену.

Программа устанавливает указатель на первый элемент строки списка входящих номеров связей и на первый элемент строки выходящего номера связей. Это действие выполняется для каждого узла. Указатели (их адреса) запоминаются в отдельных специальных ячейках.

Алгоритм работы программы, учитывающей инерционность поступления питания:

1. Вычисляются адреса концов всех звеньев, то есть «откуда» и «куда» или из какого узла выходит и в какой входит.

2. В этих узлах принимаются во внимание задержки и от задержки получающего узла отнимают задержку узла-истока. Для работы программы важна относительная задержка между конкретной парой узлов (т.е. по конкретному звену).

3. Программа строит (создает) замкнутые кольца указателей на записи. Каждая запись содержит поле значения порции шлама (при запуске программы все они пустые), вышедшей из аппарата за один элементарный цикл (самый короткий) и поле указателя на такую же следующую запись (предварительно этот указатель устанавливается на следующую запись). Запись, что создается первой, назначается первой и на нее устанавливается специальный указатель НАЧАЛА (с которого самая «древняя» порция попадает в следующий, принимающий аппарат). Последняя запись (по порядку

создания) назначается последней и на нее устанавливается специальный указатель КОНЦА. Следует отметить, что при замыкании цепочки связанных записей в кольцо указатели НАЧАЛА и КОНЦА указывают на рядом стоящие записи (рис. 2.9).

4. Далее осуществляется корректировка установки указателя НАЧАЛА с учетом величины запаздывания в конкретном звене. Указатель НАЧАЛА передвигаем так по ходу, чтобы между НАЧАЛОМ и КОНЦОМ было число порций (записей), равное относительному запаздыванию в звене (рис 2.10).

5. Накопление шлама рассчитывается следующим образом. Все узлы включаются в работу сразу и работают все время так, как это имеет место в реальности. Они сразу же выдают в схему всю пульпу. Но у запаздывающих узлов еще нет ничего, кроме чистой воды. Поэтому и их порции тоже сначала пустые и реальные коэффициенты распределения умножаются на нули, и нули же передаются дальше. Таким образом, все происходит как в реальности. И только через какое-то время в отстающих аппаратах появляется шлам. Другими словами, машина помнит все элементарные порции, которые движутся в схеме в кольцах связанных записей.

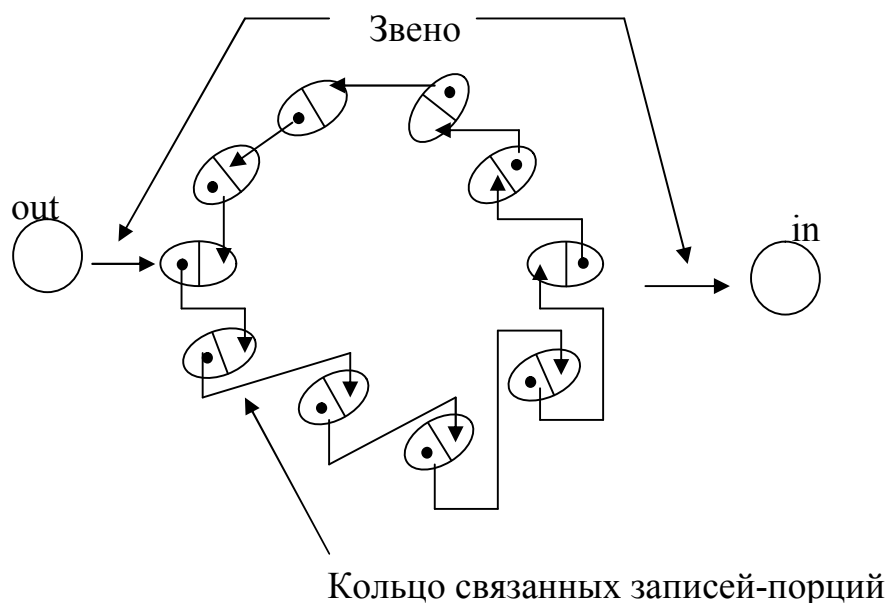


Рис. 2.9. Схема соединения узлов с использованием кольца связанных записей-порций, соответствующих инерционности поступления порций в узел in из узла out

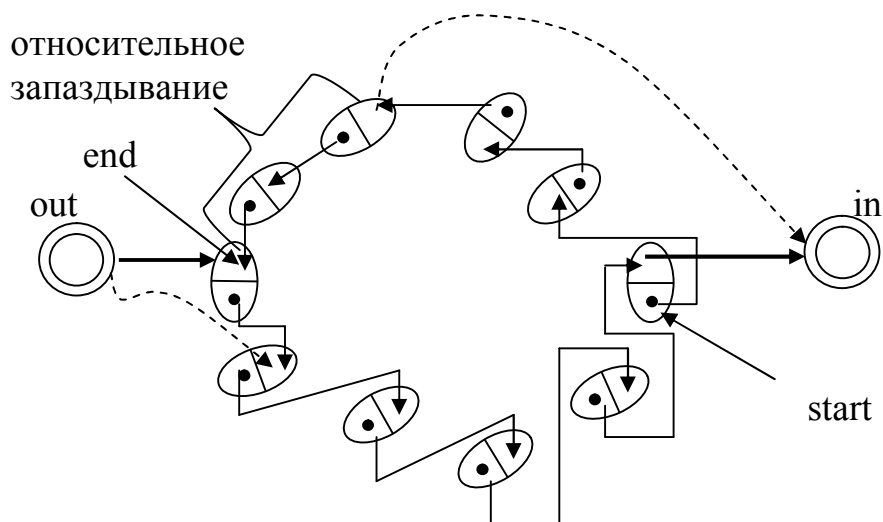


Рисунок 2.10 – Образное изображение относительного запаздывания  
Г

Результаты работы программы представляют собой большой массив данных для офисного приложения *Excel*. Для тонкого и для зернистого шлама архивируются индивидуальные файлы. Для каждого узла приводятся значения содержания шлама в период времени от начала работы до выхода на стационарный режим. Далее результаты обрабатываются и представляются в виде диаграмм накопления тонкого или зернистого шлама. Ниже приведен пример моделирования гипотетической ВШС с помощью схем замещения, позволяющих учитывать инерционность поступления питания в узлы и аппараты, и возможности анализа полученных результатов.

Для удобства рассмотрения на рис. 2.11 объединено блочное построение гипотетической ВШС (рис. 2.7) и оргграф для нее (рис. 2.8)

Весь технологический процесс начинается с подачи шлама в отделение гравитационного обогащения. Здесь шлам задерживается на некоторое время (60 секунд), так как технологический процесс переработки материала имеет определенную протяженность во времени. Далее шлам распределяется в соответствии со значениями коэффициентов распределения, и каждый из потоков разделения направляется в следующий узел. Часть шлама уходит с конечными продуктами гравитационного отделения, а оставшая часть направляется на предварительную регенерацию.



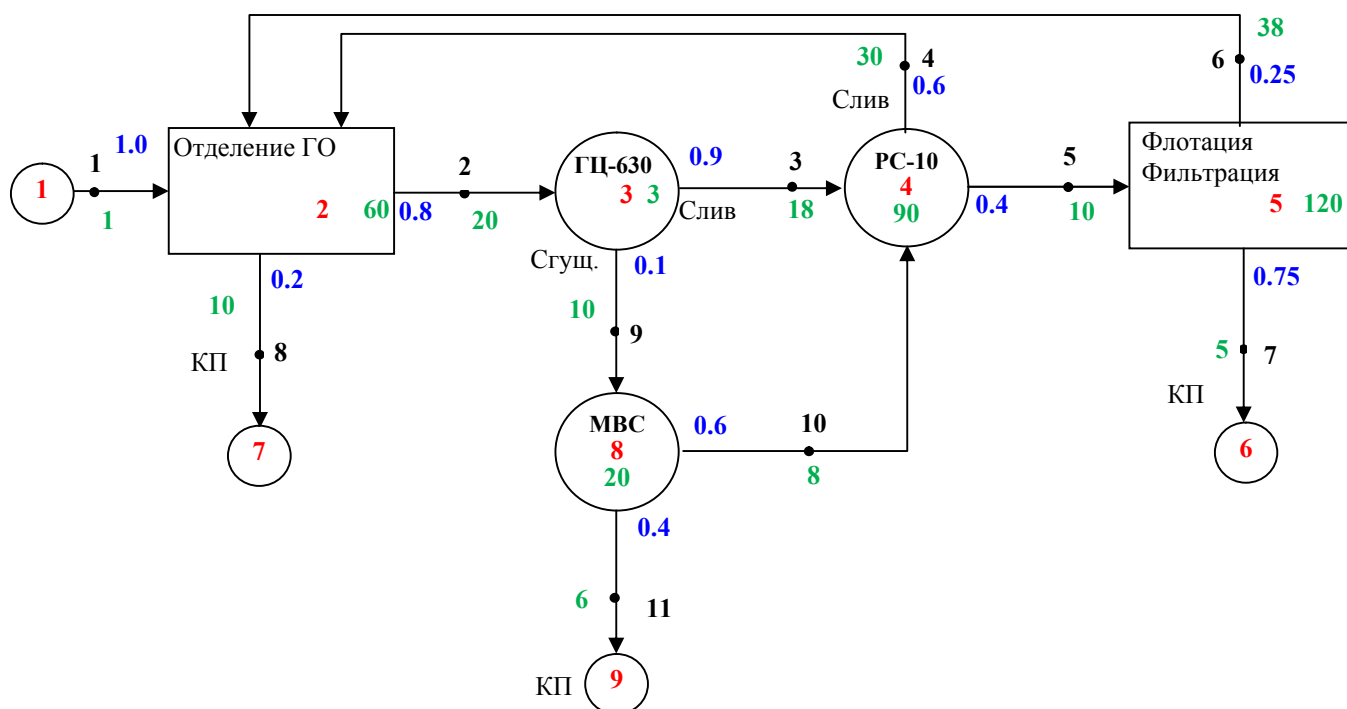


Рис. 2.11. Гипотетическая водно-шламовая система в блочном изображении

При этом учитывается время подачи порции шлама, которое определяется транспортным запаздыванием потока. Далее все происходит аналогично по остальным узлам системы в соответствии с технологической последовательностью аппаратов. Для определения критического пути для графа, описывающего работу ВШС, суммируются длины всех дуг, входящих в технологический маршрут. При этом к длине дуги прибавляется время пребывания порции шлама в узле.

Для ВШС (рис. 2.11) выделены 4 основных технологических маршрута:

Отделение ГО → КП (71с)

Отделение ГО → ГЦ-630 → РС-10 → Флотация → КП (327с)

Отделение ГО → ГЦ-630 → МВС → КП (120с)

Отделение ГО → ГЦ-630 → МВС → РС-10 → Флотация → КП (347с)

Маршруты, которые включают в состав высоко инерционные аппараты (радиальные сгустители, зумпфы большой емкости) имеют значительную продолжительность следования порции шлама. Как правило, такие маршруты характеризуются низкой

эффективностью, так как чем больше разделительных операций, тем больше системой затрачивается энергии на обработку и транспортировку шламовых потоков. К тому же высокоинерционные аппараты значительно повышают время обработки порции шлама, снижая при этом скорость вывода шлама из ВШС.

Для рассматриваемой схемы (рис. 2.11) 4-ый маршрут является критическим, так как имеет максимальную длину входящих в него связей. Такие маршруты образуются пересечением или объединением двух самостоятельных маршрутов через соединительную связь (желоб или трубопровод). На практике это имеет место тогда, когда обработка подрешетных вод выполняется в аппарате, имеющем большую емкость – в радиальном или конусном сгустителе, и через него проходит множество технологических маршрутов.

В реальных условиях ВШС имеют сложную топологию, и количество критических маршрутов будет значительным. Поэтому, чем меньше система включает в состав разделительных операций и аппаратов, перерабатывающих большие объемы шламовых вод, тем меньше количество маршрутов, характеризующихся высокими инерционными свойствами. Следовательно, такая система осветления оборотных вод быстро выйдет на стационарный режим работы.

Суммарное количество циркулирующего шлама распределяется по всем узлам в соответствии с коэффициентами разделения и прибавляется к исходному количеству шлама, непрерывно поступающему в схему. Это означает, что из-за малоэффективной работы сгустительно-осветлительных аппаратов на первых циклах работы через узлы вывода не выводится все количество шлама, поступающего в систему.

Для того чтобы узлами вывода обеспечивался более полный вывод шлама, необходимо некоторое время, по истечении которого содержание шлама в питании всех аппаратов увеличится за счет возвратных потоков, и система выйдет на стационарный режим работы. Инерционные свойства схемы значительно замедляют этот процесс. Например, для схемы (рис. 2.11) через узлы вывода на первых циклах работы выводится 0,462 дол.ед от исходного количества шлама, поступающего в систему (табл. 2.1). Остальная часть 0,538 дол. ед возвратными потоками направляется в оборот.

Таблица 2.1

**Количество выводимого шлама для гипотетической схемы**

№ узла	На первых циклах работы	После стабилизации
6	0,23	0,5
7	0,2	0,43
9	0,032	0,07
<b>Всеми узлами</b>	<b>0,462</b>	<b>1,0</b>

Чем быстрее количество выводимого шлама достигнет 1,0 дол.ед., тем короче продолжительность нестационарного режима работы. В рассмотренном случае схема работает неэффективно, так как больше половины исходного шлама возвращается в оборот. Для полной оценки продолжительности нестационарного режима недостаточно учитывать только достижение материального баланса по количеству входящего и выводимого шлама. Необходимо учесть инерционность поступления шлама в питание каждого аппарата схемы. Тогда оценка работы ВШС будет максимально приближена к реальным условиям, где все операции происходят в заданной технологической последовательности с соответствующими транспортными задержками.

Именно для учета инерционности поступления питания в узлы и аппараты системы принят метод воспроизведения работы реальных ВШС с помощью графов с *заданными длинами дуг*. Весь расчет далее выполняет компьютерная программа, для которой сложность топологии исследуемой схемы не имеет значения. Задача исследователя правильно задать граф ВШС, соблюсти существующую последовательность технологических процессов.

Компьютерное моделирование с учетом инерционных свойств системы уточняет ранее разработанную методику [15] (рис. 2.12 и 2.13) при соблюдении материального баланса.

Анализ полученных результатов показал, что изменение содержания шлама в оборотной воде и в питании всех аппаратов системы происходит не по плавной экспоненциальной кривой, а имеет ступенчатую форму. Вертикальные отрезки диаграммы накопления соответствуют приращениям концентрации шлама в питании аппарата, а горизонтальные – инерционностям аппаратов и соединительных потоков. С момента начала работы системы шлам впервые попадает в узел или аппарат в количестве соответствующем коэффициентам разделения шлама предыдущего аппарата. Это первый скачок содержания на диаграмме.

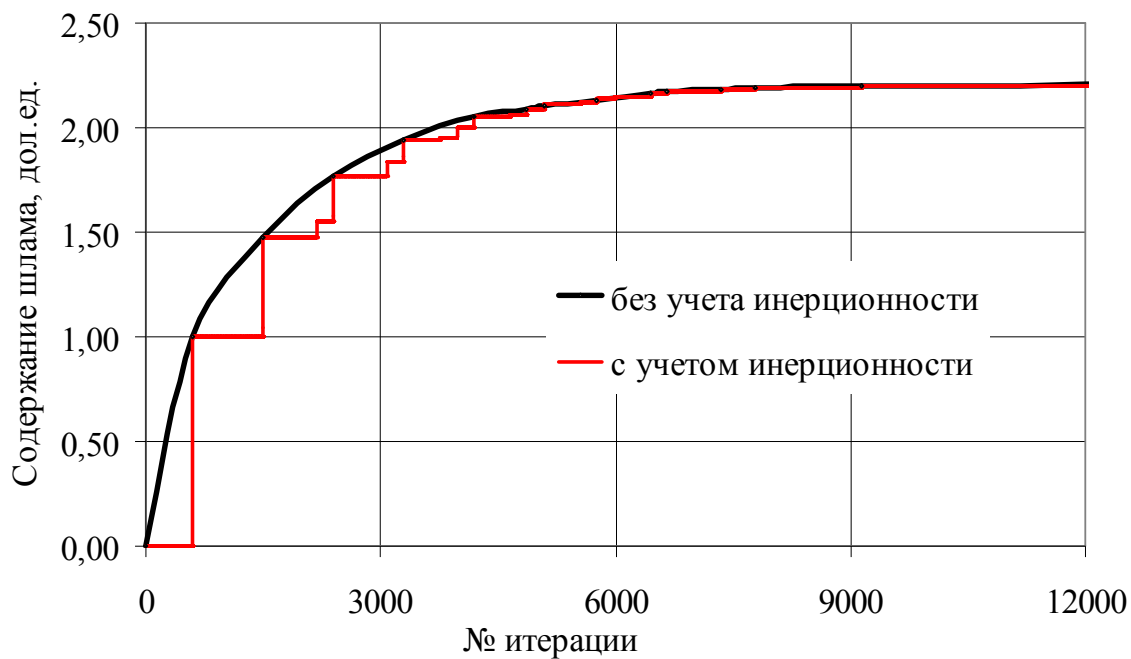


Рис. 2.12. Накопление шлама в оборотной воде при оценке процесса с учетом и без учета инерционных свойств системы

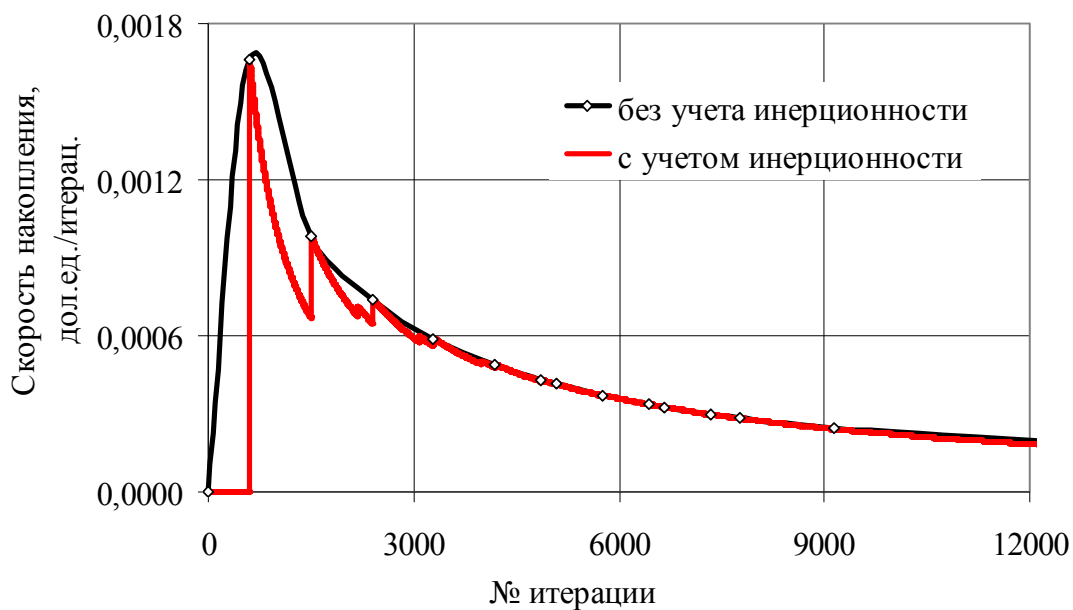


Рис. 2.13. Диаграмма изменения скорости накопления шлама при оценке процесса с учетом и без учета инерционных свойств системы

Далее содержание шлама в узле остается постоянным до тех пор, пока в узел не примкнет очередной шламовый поток с порцией шлама. Первым на изменение концентрации шлама окажет влияние поток с минимальной транспортной задержкой, что отражается очередным скачком на диаграмме накопления. Затем содержание шлама снова остается неизменным пока не произойдет следующий скачок.

С течением времени величина приращений концентрации шлама снижается, так как растет количество выводимого из системы шлама, и концентрация шлама в оборотной приближается к равновесной. Это означает, что система выходит на стационарный режим работы [49].

Накопление шлама в питании разделительных аппаратов без учета инерционных свойств характеризуется плавным изменением концентрации шлама, что предполагает устойчивую работу всего технологического оборудования. Изменение содержания шлама в питании аппаратов происходит скачкообразно. Количество и размер этих скачков зависят от эффективности вывода шлама и инерционных свойств системы. Чем выше эффективность вывода шлама, тем меньше количество и величина приращений концентрации шлама. Чем ниже транспортные задержки технологических маршрутов вывода шлама, тем меньше протяженность рассматриваемых скачков. Это означает, что с точки зрения устойчивости и стабильности работы любого разделительного аппарата (при одинаковой конечной концентрации шлама) лучше обеспечить множество приращений содержания шлама незначительной величины и продолжительности, чем небольшое количество со значительной величиной. То есть, чем ближе ступенчатая диаграмма накопления шлама к плавной экспоненциальной кривой, тем устойчивей и стабильнее работа аппарата [55,56].

Выполнить детальный технический аудит работы разделительного аппарата невозможно без учета объективных причин, снижающих ее эффективность. Именно инерционность аппаратов и соединительных потоков провоцирует скачки концентрации шлама в питании любого аппарата. Шлам, задерживаясь в аппаратах и трубопроводах, оставляет неизменной свою концентрацию до момента примыкания в определенный узел (горизонтальные участки на диаграмме накопления).

Инерционность системы определяет время реакции узлов вывода на какие-либо изменения технологических факторов в начале процесса.

Скорость накопления, как и скорость вывода, являются показателями, которые отражают кинетику накопления шлама (рис. 2.12). Определяется она расчетным путем как отношение изменения содержания шлама в единицу времени. Как видно из рис. 2.12, без учета инерционных свойств системы кривая скорости накопления имеет плавный характер изменения. Но так как накопление шлама в узлах системы происходит скачкообразно, на диаграмме изменения скорости также наблюдаются вертикальные резкие скачки. Время появления этих скачков совпадает со временем скачков концентрации шлама на диаграмме накопления. Далее при неизменной концентрации, скорость накопления снижается, так как увеличивается время работы узла. Затем при примыкании очередного потока происходит изменение концентрации шлама, которое отражается очередным скачком на диаграмме.

Таким образом, работа ВШС может быть воспроизведена с помощью оргграфов с длинами дуг равными транспортным задержкам шламовых потоков. При этом учитывается разделение шлама по всем возможным технологическим маршрутам со всеми разделительными операциями, входящим в их состав. Оценка эффективности работы ВШС по графам с известными длинами дуг является более полной и объективной, так как в реальных практических условиях каждый аппарат и соединяющие коммуникации характеризуются определенной транспортной задержкой. Наличие в схемах регенерации высоко инерционных аппаратов обуславливает появление критических путей – технологических маршрутов с максимальными транспортными задержками шламовых потоков, которые тормозят процесс достижения равновесной концентрации. Работу таких маршрутов можно оценить только по схемам замещения с графами, имеющими длины соединяющих дуг. Компьютерное моделирование с учетом инерционных свойств системы уточняет ранее разработанную методику при соблюдении материального баланса. Содержание шлама изменяется не по плавной кривой, а имеет ступенчатую форму. Вертикальные отрезки соответствуют приращениям количества шлама в питании аппарата, горизонтальные –

инерционностям аппаратов и потоков. Количество и размер скачков зависят от эффективности вывода шлама и инерционных свойств системы.

## 2.6. Разработка критерия для оценки эффективности работы ВШС с учетом инерционных свойств системы

Для оценки эффективности работы ВШС и сравнения различных вариантов ее построения необходимо использовать определенный критерий оценки, который позволил бы учесть изменение основных характеристик накопления шлама. Как отмечалось выше, к основным характеристикам этого процесса относятся равновесная концентрация твердой фазы в питании и продолжительность стабилизации ее содержания. Одним из основных критериев, оценивающих эффективность работы всей ВШС, является коэффициент циркуляции шлама [48].

$$K_{\tau} = (F + G) / (f_o + g_o), \quad (2.3)$$

где  $F$  и  $G$  – соответственно количество шлама крупностью меньше и больше граничного зерна разделения в подрешетных водах при установившемся равновесии в системе, т/ч;

$f_o$  и  $g_o$  – то же самое, но в подрешетных водах после первого цикла работы.

Очевидно, что минимальное значение коэффициента циркуляции соответствует максимальной эффективности работы всех основных узлов и аппаратов системы. Как правило, сгустительно-осветлительные устройства не обеспечивают полное извлечение шлама в сгущенный продукт, и в ВШС происходит накопление тонких частиц [12].

Анализируя зависимость (2.3), можно отметить, что при условии постоянного количества шлама в подрешетных водах после первого цикла, минимальных значений коэффициента циркуляции можно достичь снижением количества шлама после установившегося равновесия содержания твердого в системе. Другими словами, чем меньше количество твердых частиц возвращается с оборотной водой в начало технологического процесса, тем выше эффективность работы ВШС в целом. Сокращения количества твердых частиц, циркулирующих в

системе, можно достичь, обеспечив вывод из системы максимально возможного количества тонкого и зернистого шлама с конечными продуктами. При этом снижается его накопление в питании основных узлов и аппаратов и сокращается время достижения равновесной концентрации твердого в системе [57].

Однако коэффициент циркуляции шлама характеризует эффективность работы ВШС только с позиции максимального содержания шлама после установившегося режима работы. Эта оценка не является полной, так как данный процесс изменяется во времени и продолжительность этого изменения оказывает влияние на эффективность работы основных узлов и системы в целом. Поэтому необходимо разработать универсальный критерий, учитывающий влияние продолжительности процесса накопления шлама в оборотной воде, которая в свою очередь зависит от инерционных свойств исследуемой системы.

Изменение вышеуказанных параметров можно проследить, исследуя скорость накопления шлама в оборотной воде и его вывода из системы. При этом скорость накопления шлама в системе может быть одинаковой при различных значениях концентрации шлама и времени накопления.

Для обработки шламовых потоков в узлах и аппаратах схемы расходуется определенное количество энергии на доставку порции шлама и ее дальнейшее разделение. Это энергия, затрачиваемая на привод исполнительных органов аппаратов, насосов и др. Очевидно, что при повышенном содержании шлама в питании основных узлов регенерации для вывода шлама из системы затрачивается больше энергии. С каждым циклом работы содержание шлама увеличивается, что приводит к изменению рабочих характеристик насосных установок, а так же к изменению разделительных свойств аппаратов. В результате системой затрачивается больше энергии на обработку и вывод шлама из системы. При прочих равных условиях можно условно предположить, что суммарная энергия, затрачиваемая системой на вывод определенного количества шлама пропорциональна его концентрации в узлах вывода. Используя результаты моделирования гипотетической ВШС, проведен детальный анализ изменения энергии, затрачиваемой системой на обработку шламовых потоков.



Для движения шламовой пульпы по трубопроводу необходимо создать разность энергии на его концах с помощью насосов. Для нормальной работы узлов и аппаратов, принимающих шламовые потоки, необходимы постоянные неизменные их характеристики: напор, скорость, плотность пульпы. При наличии переходных процессов изменяется содержание твердой фазы в питании, плотность, растет критическая скорость потока, изменяются напорные характеристики насосов. Такие процессы отрицательно сказываются на работе всех технологических узлов и гидротранспортных сетей, так как на преодоление всех изменений системой расходуется энергия, определяющая величину капитальных и производственных затрат. Наличие в схеме инерционных аппаратов, а также трубопроводов с высокими транспортными задержками значительно увеличивают длительность нестационарного режима работы ВШС.

Для анализа работы ВШС, в которой имеет место накопление шлама, с позиции расхода энергии необходимо привязаться к работе силовых установок, которые обеспечивают транспортировку шламовых потоков. Насосные установки в рабочем режиме весьма чувствительны даже к незначительным колебаниям технологических параметров шламовых потоков, особенно к плотности потока или содержанию твердой фазы в нем.

Для выбора оптимального насоса необходимо иметь полную информацию о характеристиках той жидкости, которая должна подаваться потребителю. В процессе накопления шлама в питании всех аппаратов и в оборотной воде увеличивается содержание твердой фазы, и плотность смеси растет, что требует больших затрат энергии.

Для определения затрат энергии при изменении содержания твердой фазы в шламовом потоке выполнен расчет фрагмента трубопровода гипотетической ВШС, обеспечивающего подачу шламовой воды в гидроциклоны ГЦ-630. Для напорного пульпопровода энергия, запасенная в его сечении, расходуется на покрытие потерь по длине трубопровода, в местных сопротивлениях и на создание скоростного напора [104-106].

$$H = H_{\text{пот.см}} + \frac{\alpha U^2}{2g} \quad (2.4)$$

Здесь  $H_{\text{пот.см}}$  – необходимая высота нагнетания смеси,  
 $U$  – скорость движения смеси в трубопроводе.

В развернутом виде это можно записать следующим образом:

$$H = \left[ \lambda_{\text{см}} \frac{l}{d} + \sum \xi + 1 \right] \left[ \frac{4Q_{\text{см.расч}}}{\pi d^2} \right]^2 \frac{1}{2g} \quad (2.5)$$

Здесь  $\lambda_{\text{см}}$  – коэффициент Дарси для рассматриваемой смеси;

$Q_{\text{см.расчет}}$  – расчетный расход смеси.

Эти параметры определяются по формулам:

$$\lambda_{\text{см}} = \lambda_0 + \frac{U_{\text{кр}}}{U} \left( \frac{1}{1 + \frac{Ж}{T}} \right)^{0,8} \quad (2.6)$$

$$Q_{\text{см.расч.}} = K_{\text{м}} \left[ \frac{Q_{\text{мт}}}{3600 \rho_{\text{т}}} + \frac{Q_{\text{мт}}}{3600 \rho_0} \cdot \frac{Ж}{T} \right], \quad (2.7)$$

где  $\lambda_0$  – коэффициент Дарси при движении воды в трубопроводе,

$U_{\text{кр}}$  – критическая скорость движения смеси, при которой происходит осаждение частиц на дно трубопровода,

$\rho_0$  и  $\rho_m$  – плотность воды и твердой фазы, соответственно.

Геометрические размеры трубопровода определяются по данным замеров потоков схемы. Плотность твердой фазы  $\rho_m$  принята  $2000 \text{ кг/м}^3$ , высота нагнетания  $H = 20 \text{ м}$ ,  $T = 1$ ,  $Ж = 5$ ,  $g = 9.81 \text{ кг/с}^2$ , плотность воды  $\rho_0 = 1000 \text{ кг/м}^3$ , местные сопротивления трубопровода  $\xi_1 = 1$ ,  $\xi_2 = 2$ ,  $\xi_3 = 3$ . Результаты расчета характеристик гидравлической сети выполнены по методике [107-110] и представлены на рис. 2.14. Как видно из полученных характеристик, с увеличением содержания твердого в потоках схемы растет энергия, затрачиваемая на обеспечение напора и преодоление сопротивлений, и характеристика сети становится более крутой.

При этом происходит снижение заданного расхода смеси, в результате чего повышается давление в трубопроводе, мощность

электродвигателя и создаваемый насосом напор увеличиваются (рис. 2.14).

Каждая из точек пересечения (рабочих точек насоса) появляется после очередного скачка концентрации шлама, вызванного доставкой в зумпф порции шлама с учетом инерционных характеристик. Таким образом, во время нестационарного режима, когда накапливается шлам в системе, происходит изменение режимных рабочих характеристик насосных установок из-за увеличения плотности смеси с каждым циклом работы схемы:

$$\rho_{см} = \frac{T + Ж}{\frac{T}{\rho_m \cdot 1000} + \frac{G}{\rho_0}} \quad (2.8)$$

При  $Q = 20; 30$  и  $40$  т/ч плотность смеси составит 1104; 1150 и 1193 кг/м<sup>3</sup> соответственно.

В результате с повышением плотности при количестве твердого в потоке  $Q = 40$  т/ч увеличивается мощность привода насоса, зависящая от напора, расхода и плотности перекачиваемой смеси.

$$N = Q \cdot H \cdot g \cdot \rho_{см} \quad (2.9)$$

Значения расхода смеси и напора при различном содержании твердой фазы определяются по рис. 2.14.

При  $Q = 20; 30$  и  $40$  т/ч мощность установки для перекачивания потоков составит 49737,9; 51122,1 и 51243,1Вт соответственно.

Таким образом, с момента запуска насосной установки ее привод работает с повышением мощности, которое вызвано негативными последствиями накопления шлама. Скачки повышения мощности происходят так же резко, как и скачки концентрации шлама в потоках. Насосная установка работает с затратами энергии для перекачки смеси, затем с увеличением содержания твердой фазы в питании, мощность также растет до следующего приращения количества твердой фазы в шламовом потоке и так далее до выхода на стационарный режим работы.

В общем случае мощность определяется как физическая величина, равная в скорости изменения энергии системы.

$$N = \Delta E / \Delta t \quad (2.10)$$

Эта формулировка более выгодна для анализа изменения энергии в системе, где инерционные свойства ее составляющих определяют продолжительность неустойчивой работы системы в целом. Чем быстрее происходят в системе все промежуточные процессы, тем быстрее система выходит на равновесный режим работы, и при этом скорость изменения затраченной энергии будет высокой. Именно этот параметр важно учитывать при анализе и сравнении различных схем по инерционным свойствам.

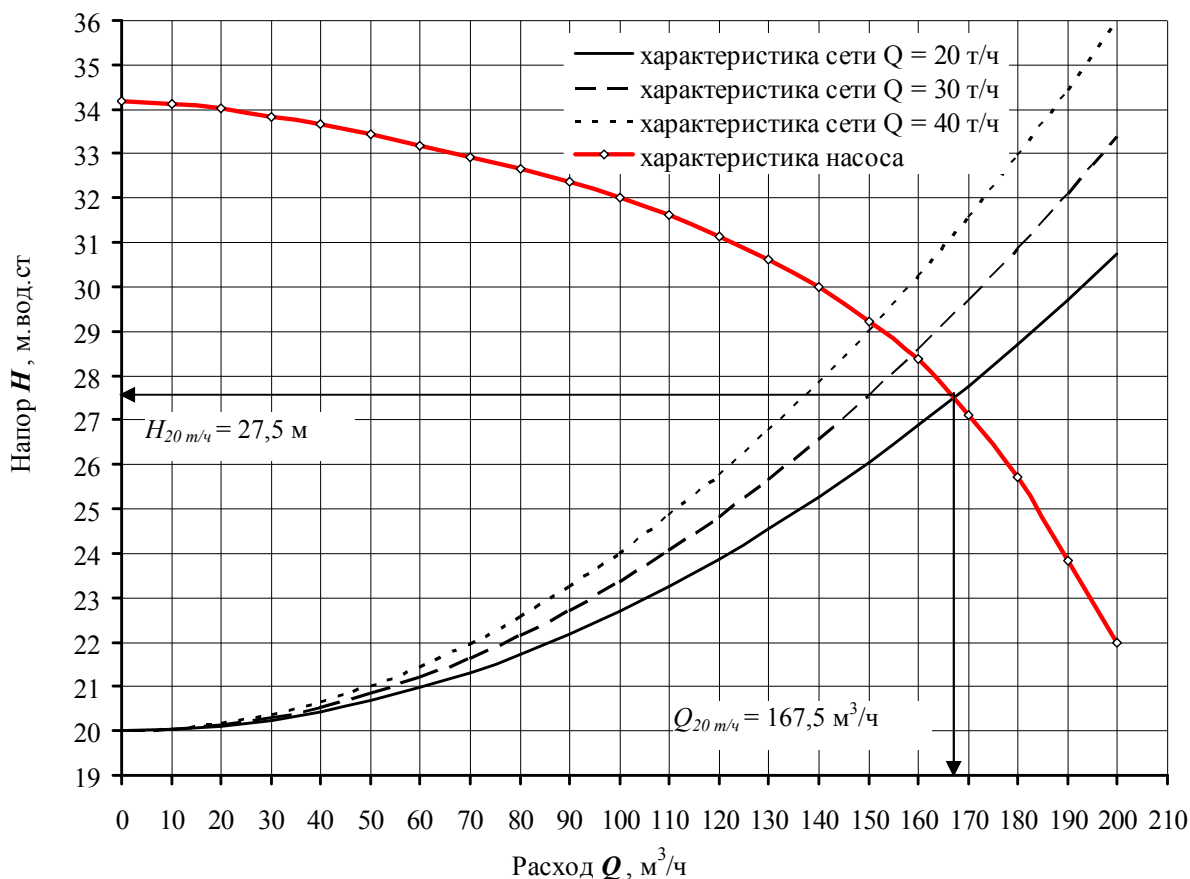


Рис. 2.14. Напорная характеристика насоса и характеристика исследуемой гидравлической сети при различном содержании твердой фазы в потоке

Указанная энергия изменяется с такой же периодичностью, как и мощность привода насоса в зависимости от продолжительности периодов нестабильной работы. С помощью диаграмм накопления шлама, полученных по результатам

моделирования, можно определить точную продолжительность переходного процесса для исследуемой установки и время каждого конкретного скачка содержания твердой фазы (рис. 2.15).

Общая энергия, затрачиваемая насосной установкой на преодоление переходного процесса, оценивается как сумма энергий на всех промежутках, которые входят в состав нестационарного режима работы и определяются по зависимости (2.10):

$$E = E_0 + \sum N_i \cdot \Delta t_i . \quad (2.11)$$

Здесь  $E_0$  – энергия, затрачиваемая сетью без переходных процессов, когда накопления в системе не происходит и характеристики шламовых потоков не изменяются;

$N_i$  и  $\Delta t_i$  – мощность и время  $i$ -го промежутка в составе переходного процесса.

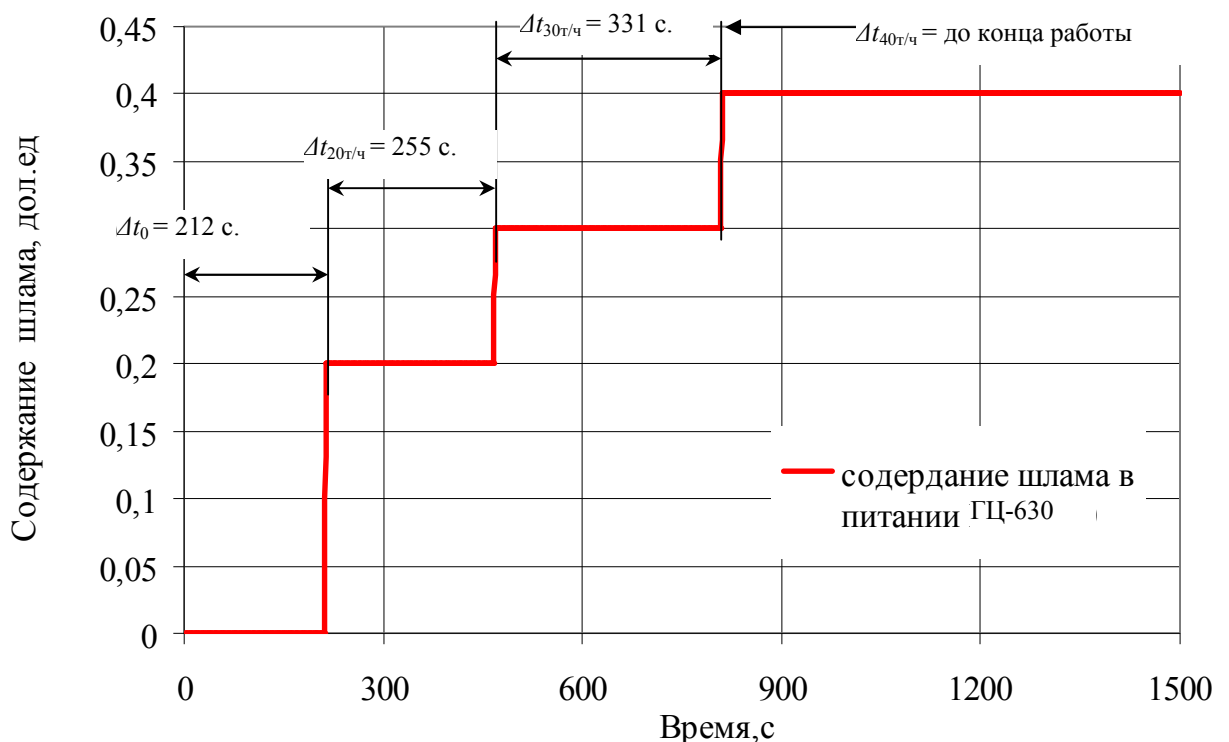


Рис. 2.15 Диаграмма накопления шлама в питании гидроциклонов ГЦ-630, принимающих поток исследуемой насосной установки

Зависимость (2.11) учитывает все основные технологические параметры шламовых потоков, а полученная суммарная энергия зависит от инерционных свойств системы. Для исследуемой гидравлической сети суммарная энергия будет:

$$E = E_0 + N_{20 \text{ м/ч}} \cdot \Delta t_{20 \text{ м/ч}} + N_{30 \text{ м/ч}} \cdot \Delta t_{30 \text{ м/ч}} + N_{40 \text{ м/ч}} \cdot \Delta t_{40 \text{ м/ч}} \quad (2.12)$$

$E_0$  определяется из начальных условий работы, когда характеристики шламовых потоков со временем не изменяются. Например, для насоса, подающего в процесс оборотную воду, это будет именно та энергия, которую необходимо затратить приводу на перекачку чистой воды, когда накопления шлама в системе не происходит.

Исследуемая установка обеспечивает перекачку нужного объема пульпы без накопления шлама: при  $Q = const$   $E_0 = 2,9 \text{ кВт}$ .

Из условий 20 часов работы в сутки расход энергии в соответствии с (2.13) составит 1024,6 кВт.

Таким образом, энергия, затрачиваемая сетью на преодоление переходного процесса, зависит от начального значения, которое определяется затратами энергии на перекачивание смеси при ее постоянных параметрах, и от количества промежутков времени, при которых сеть работает с различной мощностью. Здесь учитываются все основные параметры шламовых потоков – концентрация, плотность смеси, скорость, расход, местные сопротивления, геометрия трубопроводов. Изменение этих параметров отражается на гидравлических характеристиках сети, а, следовательно, и на мощности привода насосных установок. К тому же учитываются и инерционные характеристики шламовых потоков, так как продолжительность переходного процесса складывается из отдельных промежутков, при которых изменяются показатели работы сети [111-119].

Чем больше суммарное время переходного процесса, тем дольше сетью затрачивается работа на преодоление отрицательных последствий накопления шлама. При увеличении отдельного промежутка времени пропорционально увеличивается энергия, затрачиваемая сетью на перекачивание смеси. Чем быстрее порция шлама будет доставлена в определенный узел, тем меньше затрачивается энергии на обеспечение и поддержание необходимых

параметров потока до последующих изменений. Когда изменения параметров потока незначительны или отсутствуют (шлам не накапливается), то расходуемая энергия равна  $E_0$ , насосная установка с момента запуска работает в стационарном режиме и положение рабочей точки не изменяется.

Таким образом, энергия, необходимая для сокращения продолжительности переходных процессов, определяется количеством циркулирующего шлама и длительностью нестационарного режима работы и рассчитывается как сумма начальной энергии, затрачиваемой системой на транспортирование потоков без накопления шлама, и энергии, затрачиваемой за период нестационарной работы схемы. При этом количество циркулирующего шлама увеличивает значение энергии, а инерционность - продолжительность ее затрат, что позволяет оценить процесс накопления шлама от начала работы схемы до выхода на стационарный режим и определить рациональную топологию схемы.

Учитывая многопоточность и многостадийность исследуемых схем, провести детальную оценку влияния продолжительности нестационарного режима работы для всех гидротранспортных сетей ВШС весьма сложно. Для упрощения анализа работы ВШС с энергетической позиции принято, что количество расходуемой энергии пропорционально концентрации шлама в узлах исследуемой сети. Суммарная условная энергия переработки шламовых потоков на первых циклах работы равна единице. Оценка эффективности проводится по скорости изменения энергии, затрачиваемой на обработку и вывод шлама из системы. Тогда для оценки эффективности работы ВШС справедлива модель:

$$E = \sum_{i=1}^n \frac{F_i}{\tau_i} \cdot \kappa_{fi} + \sum_{i=1}^n \frac{G_i}{\tau_i} \cdot \kappa_{gi}, \quad (2.13)$$

где  $F_i$  и  $G_i$  – количества тонкого и зернистого шлама в  $i$ -ом узле или аппарате соответственно;

$k_{fi}$  и  $k_{gi}$  – коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама в данном узле;

$\tau_i$  – инерционность узла или аппарата;

$i$  – количество аппаратов системы.

Анализ выражения (2.13) показывает, что на обработку и вывод шлама системой затрачивается суммарное количество энергии, расходуемое в каждом разделительном аппарате. Поскольку скорость вывода тонкого шлама, как правило, ниже скорости зернистого, то системой затрачивается больше энергии на его обработку и вывод из дальнейших циркуляций. Поэтому первое слагаемое зависимости (2.13) больше второго.

Чем больше затрачивается энергии на вывод шлама, тем большее его количество выводится из системы. Это означает, что в возвратных потоках концентрация шлама будет незначительной и, примыкая к основным потокам системы, они будут провоцировать малое увеличение энергии на дальнейшую обработку потока. В противном случае большая часть шлама вернется в начало технологического процесса, что приведет к нежелательному росту энергии на обработку шламовых потоков [120].

Следовательно, необходимо стремиться к быстрому и объемному выводу шлама на первых циклах работы замкнутой системы, что повлечет за собой снижение длительности переходных процессов в системе. При этом достигается значительная экономия энергетических затрат во всех узлах системы за счет быстрой стабилизации содержания шлама в оборотной воде.

Эффективность работы замкнутых циклов необходимо оценивать в период времени, когда из системы выводится максимальное количество шлама, т.е. на первых циклах работы. Далее приращения концентрации выводимого шлама уменьшаются, и скорости изменения затрачиваемой на процесс энергии сближаются (рис. 2.16). Для каждой исследуемой ВШС необходимо вначале установить изменение энергии при 100% количестве шлама, выводимого из системы. Обработка результатов работы компьютерной программы позволяет определить скорость вывода шлама или скорость изменения энергии, затрачиваемой на этот процесс. При этом количество шлама, которое уносится возвратными потоками, распределяется по узлам вывода пропорционально коэффициентам распределения. Условно принято, что все разделительные аппараты работают с 100% эффективностью и в оборот возвращается чистая вода. В таком случае зависимость скорости изменения энергии вывода шлама



будет соответствовать 100% эффективности работы схемы. При этом системой на первых циклах работы затрачивается максимальное количество энергии и обеспечивается полный вывод шлама.

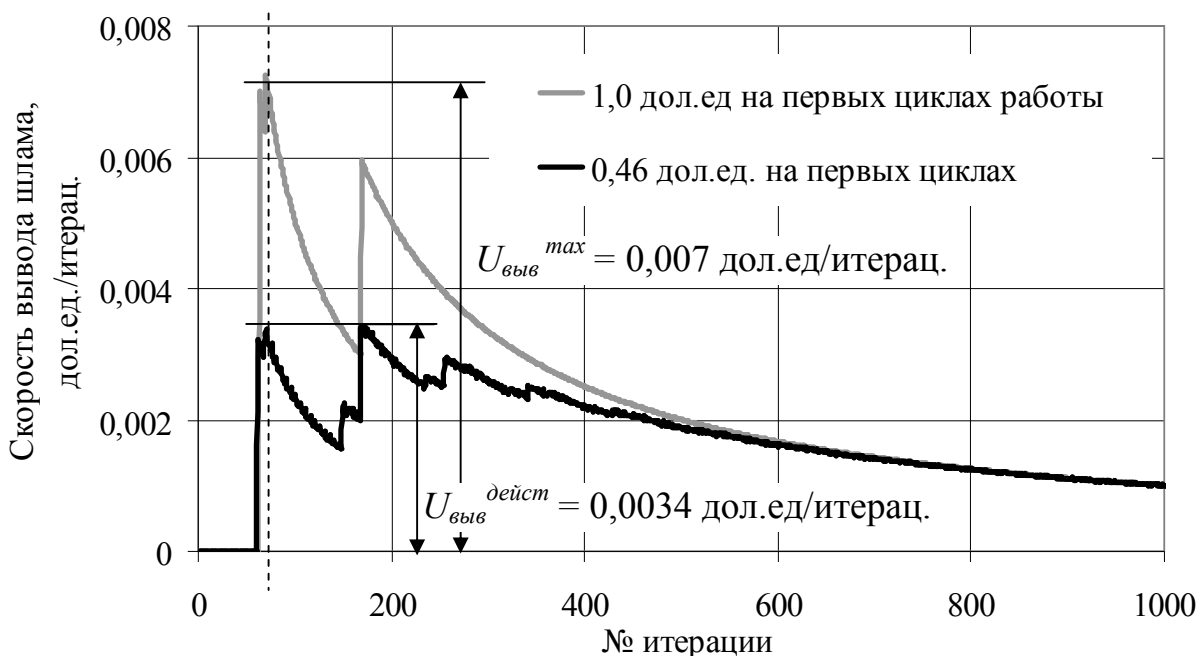


Рис. 2.16. Изменение скорости вывода тонкого шлама при различных количествах выводимого шлама

Далее для численного выражения оценки эффективности достаточно соотнести скорости вывода шлама в интересующий момент времени для случая с полным выводом шлама и реальным количеством. Поскольку скорости вывода тонкого и зернистого шлама могут различаться значительно, необходимо проводить дифференциальную оценку эффективности работы схемы. По зернистому шламу эффективность работы всегда выше, так он легче выводится из системы. Для расчета приняты следующие зависимости [62]:

$$E_{\text{тонк}} = \sum_{i=1}^n \frac{C_{if}}{\tau_i} / \sum_{i=1}^n \frac{C_{if}^{\text{max}}}{\tau_i} \quad (2.14)$$

$$E_{\text{зерн}} = \sum_{i=1}^n \frac{C_{ig}}{\tau_i} / \sum_{i=1}^n \frac{C_{ig}^{\text{max}}}{\tau_i} \quad (2.15)$$

Здесь  $C_{if}$  и  $C_{ig}$  – концентрация тонкого и зернистого шлама, выводимого из системы на первых циклах работы;  
 $C_{if\max}$  и  $C_{ig\max}$  – то же для случая без накопления;  
 $\tau_i$  – суммарная инерционность маршрутов вывода шлама;  
 $i$  – количество узлов вывода шлама.

Для оценки эффективности работы ВШС необходимо знать, сколько системой выводится шлама на первых циклах работы и как долго шлам доходит до узлов вывода. Соотнеся это количество шлама к количеству для случая без накопления численно можно определить эффективность работы схемы. Знаменатель зависимостей (2.14) и (2.15) соответствует 100% эффективности работы ВШС на первых циклах. Скорость вывода шлама снижается из-за появления циркулирующих нагрузок. Именно возвратные потоки провоцируют повышение концентрации шлама в питании узлов системы.

В результате процесс вывода шлама и выход на стационарный режим значительно замедляется. Чем ближе суммарное количество выводимого шлама к 100 %, тем ближе числитель к знаменателю в зависимостях (2.14) и (2.15) при постоянных инерционных характеристиках системы. По приведенным зависимостям можно оценить эффективность работы системы при постоянных разделительных свойствах и при изменяющихся инерционных характеристиках. Например, при замене высоко инерционного узла быстродействующим аппаратом малого объема. При этом сокращается время перемещения порции шлама по маршрутам вывода и система в целом быстрее выходит на стационарный режим работы. Скорость вывода шлама так же возрастает за счет сокращения времени.

Рассмотрим определение эффективности работы замкнутого цикла на примере гипотетической ВШС (рис. 2.11). Скорость вывода шлама из исследуемой системы [58]:

$$U_{\text{выв}} = \Delta C / \Delta T \quad (2.16)$$

Таблица 2.3

**Количество выводимого шлама для исследуемой схемы**

№ узла	Исследуемая схема	Без накопления
6	0,23	0,498
7	0,2	0,433
9	0,032	0,069
<b>Всеми узлами</b>	<b>0,462</b>	<b>1,00</b>

Вначале определяется изменение скорости вывода шлама, когда в схеме не происходит накопления, устанавливается количество шлама, выводимое на первых циклах работы и возвращаемое с возвратными потоками (табл. 2.3).

Согласно данным табл. 2.3 на первых циклах работы выводится 0,462 дол.ед. от начального количества шлама, а 0,538 возвращается с возвратными потоками. Эффективность работы такой схемы далека от максимальной, так как количество циркулирующего шлама превышает количество выводимого. Для установления изменения скорости вывода шлама во времени в случае, когда накопление не происходит, полагаем, что все количество циркулирующего шлама должно быть на первых циклах выведено из системы. Для этого количество шлама, уходящего в оборот с возвратными потоками, распределяем по узлам вывода пропорционально ранее установленным количествам для исследуемой схемы. Расчетные значения приведены в табл. 2.3.

Таким образом, имеются два варианта работы ВШС, для которых рассчитываются скорости вывода шлама и графические результаты представляются в виде диаграмм (рис. 2.16).

Верхняя диаграмма соответствует варианту, когда через узлы вывода уходит полностью весь объем шлама, поступающего в систему. Нижняя диаграмма отображает скорость вывода для рассматриваемых условий работы. Вертикальные скачки соответствуют очередному приращению количества выводимого шлама. Промежутки времени, когда количество выводимого шлама постоянно, характеризуются плавным снижением скорости вывода.

Из сравнения видно, что исследуемая гипотетическая схема далека от условий эффективной работы, так как в оборот возвращается значительное количество шлама. Для определения численного значения эффективности необходимо соотнести

скорости изменения энергии, затрачиваемой на вывод шлама в интересующий момент времени.

Для рассматриваемой схемы (рис. 2.11) оптимальный период для оценки эффективности работы – от момента начала работы до приблизительно 150 итерации. Далее скорости вывода сравниваются в значениях и разность в работе незначительна. Необходимо задаться временем для определения эффективности работы схемы в рекомендуемом диапазоне. Для момента времени 90-й итерации определены скорости вывода шлама  $U_{\text{выв}}^{\text{max}}$  и  $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}}$  (рис. 2.16). Эффективность работы ВШС, определенная по выражению (2.14), составляет 58,3%.

Далее при неизменной топологии схемы и при тех же разделительных аппаратах любые рациональные технологические изменения будут приближать расчетное значение эффективности к 100%, а нижняя диаграмма изменения скорости вывода шлама при этом будет приближаться к верхней.

Для варианта, когда после определенных технологических мероприятий повысилась эффективность работы разделительных операций, система больше выводит шлама на первых циклах работы и в оборот возвращается его незначительное количество, а именно 0,8 дол.ед. выводится и 0,2 дол.ед. возвращается в начало процесса. Коэффициенты распределения шлама для аппаратов, слив которых направляется в оборот, откорректированы так, чтобы суммарное содержание шлама в этих потоках составило именно 0,2 дол.ед. Остальное количество распределено через узлы вывода пропорционально долевым коэффициентам. Таким образом, воспроизводится теоретическая модель схемы с заданными показателями.

Для удобства сравнения полученная диаграмма скорости вывода добавлена на имеющуюся область построения на рис. 2.16. Сравнение результатов расчета приведено на рис. 2.17.

Работа ВШС с обновленными показателями намного эффективнее работы начальной схемы. Диаграмма расположилась выше диаграммы для случая с меньшим выводом шлама и ближе к идеальному варианту, когда накопление шлама в системе не происходит. При этом количество резких скачков в изменении скорости вывода шлама незначительно.

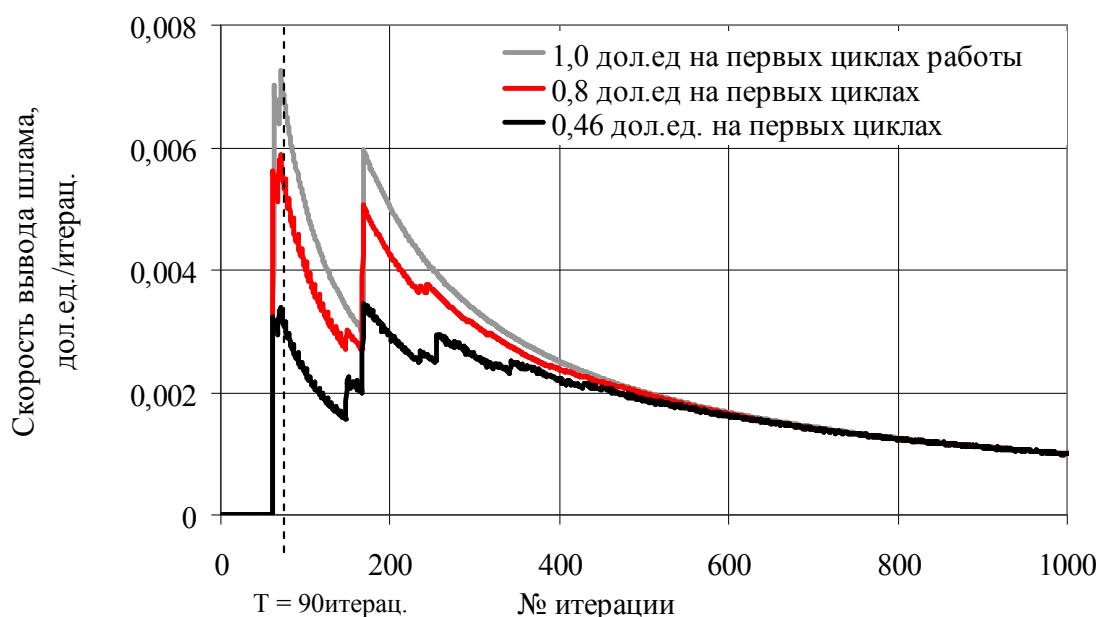


Рис. 2.17. Изменение скорости вывода тонкого шлама при различных количествах выводимого шлама для оценки эффективности работы ВШС

Для численного выражения эффективности по рассмотренной выше методике для того же момента времени определены скорости вывода шлама:  $U_{\text{выв}}^{\text{max}}$  остается неизменным 0,006 и  $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}} = 0,0051$  дол.ед./итерац. Эффективность, определенная по выражению (2.14), составляет  $E = 85\%$ . Расчетные данные свидетельствуют о повышении эффективности работы ВШС с высокой интенсивностью вывода шлама и быстрым выходом на стационарный режим работы [57].

Для варианта, когда при неизменных разделительных характеристиках, сокращено время транспортирования и обработки шламовых потоков (уменьшена инерционность маршрутов), скорость вывода шлама будет высокой при больших количествах выводимого шлама, так как при этом сокращается продолжительность следования шламовых потоков к узлам вывода.

При изменении инерционных свойств скорость вывода всего шлама пересчитывается. В этом случае диаграмма скорости вывода шлама сжимается по горизонтальной оси и вытягивается по вертикальной (рис. 2.18), что влечет за собой уменьшение промежутка времени для объективной оценки эффективности до 150 итераций.

Для вычисления эффективности определены соотношения скоростей на участке времени соответствующему 80-й итерации работы схемы:  $U_{\text{выв}}^{\text{max}} = 0,012$  и  $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}} = 0,003$  дол.ед./итерац. Эффективность по выражению (2.14) равна  $E = 25\%$ .

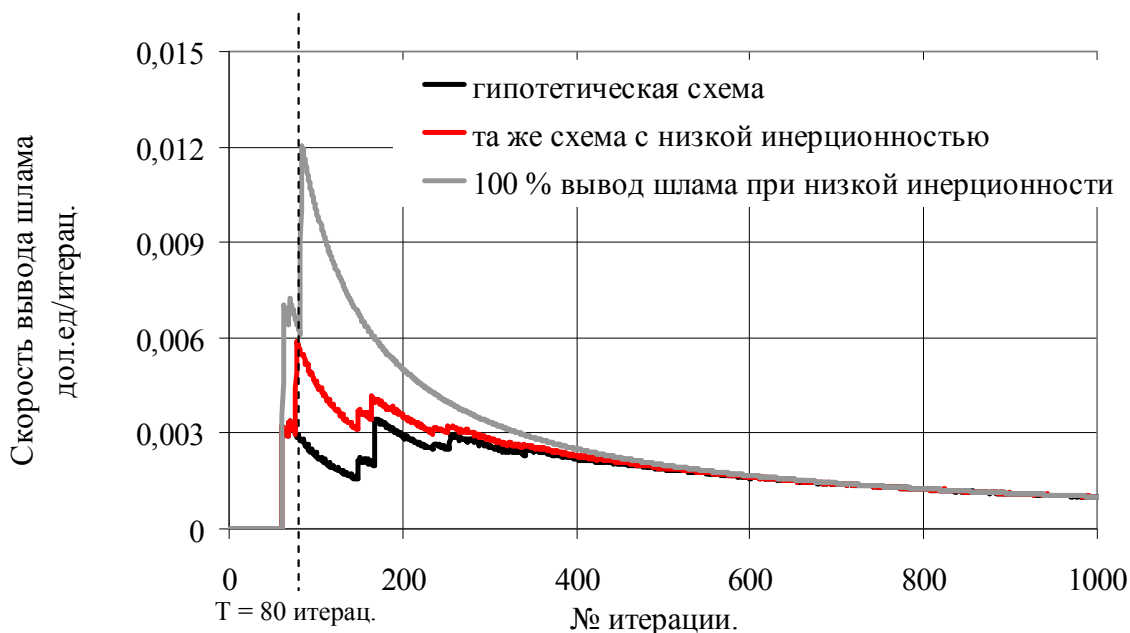


Рис. 2.18. Изменение скорости вывода тонкого шлама при разных инерционных характеристиках узлов и аппаратов для оценки эффективности работы ВШС

Для варианта с заниженной инерционностью получим:  $U_{\text{выв}}^{\text{max}} = 0,012$  и  $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}} = 0,0058$  дол.ед./итерац. Эффективность составляет  $E = 48,3\%$ . Это означает, что эффективность работы ВШС можно повысить при неизменных разделительных свойствах узлов за счет сокращения продолжительности обработки и транспортирования шламовых потоков. Скорость вывода шлама (скорость изменения условной энергии) является универсальным показателем эффективности работы ВШС.

Таким образом, эффективность работы ВШС зависит не только от объема выводимого шлама, но и насколько быстро это происходит. Чем меньше инерционность системы, тем быстрее она пропускает через себя шламовые потоки, тем быстрее наступает равновесие в системе. Полнота извлечения шлама, в свою очередь, зависит от эффективности работы разделительных аппаратов.

Разработанная методика оценки эффективности позволяет учесть все выше перечисленные технологические параметры и дать объективную оценку продолжительности нестационарного режима

работы. Определение эффективности выполнено для тонкого шлама, для зернистого шлама методика определения эффективности и результаты аналогичны.

Оценка эффективности работы ВШС с позиции коэффициента циркуляции шлама является неполной, так как на первых циклах работы его значение будет изменяться до момента выхода на стационарный режим работы. К тому же по его значению можно выполнить только количественную оценку процесса накопления, а продолжительность этого процесса, зависящую от инерционности системы, учесть невозможно.

Скорость изменения энергии, затрачиваемой на вывод шлама, пропорциональна количеству выводимого шлама. Как и скорость вывода шлама, она растет с увеличением приращений содержания шлама в узлах вывода. Оценка эффективности работы ВШС по скорости вывода шлама (или по скорости изменения энергии, затрачиваемой на этот процесс) является более точной и объективной, так как при этом учитывается и количество выводимого шлама, и продолжительность его вывода. Количество выводимого шлама определяется полнотой извлечения твердой фазы в сгущенные продукты разделительных аппаратов, а продолжительность – инерционными свойствами узлов, аппаратов и соединительных потоков.

Максимальные приращения концентраций шлама в узлах вывода шлама наблюдаются на первых циклах работы, поэтому для оценки эффективности работы ВШС наиболее подходит момент достижения максимальной скорости вывода шлама. Высокие инерционные свойства узлов и потоков системы значительно ухудшают скорость вывода шлама, увеличивая продолжительность его транспортирования по технологическим маршрутам. При этом продолжительность стабилизации содержания шлама увеличивается, основные узлы и аппараты характеризуются неустойчивой и нестабильной работой.

## 2.7. Исследование эффективности работы ВШС в зависимости от параметров системы

При построении технологических схем регенерации и осветления шламовых вод аппараты и узлы устанавливаются так, чтобы максимально обеспечить самотечное движение пульпы.

Сложность исполнения таких схем определяется глубиной обогащения, степенью извлечения твердой фазы из потоков, объемами осветленной воды. При этом ВШС имеет большое количество стадий и операций, технологические маршруты увеличивают время обработки и вывода шлама из системы, что замедляет достижение равновесной концентрации шлама. Эффективность работы таких схем низкая, так как при длительных переходных процессах затраты энергии значительны. Необходимо стремиться к организации технологических циклов, обеспечивающих высокую эффективность работы при малых энергетических и капитальных затратах.

В данном разделе рассмотрены варианты построения ВШС для разработки технологических принципов управления инерционными свойствами замкнутых циклов.

### 2.7.1 Исследование влияния инерционных свойств шламовых потоков на продолжительность нестационарного режима работы

Все подрешетные воды гравитационного отделения аккумулируются в зумпфах большой емкости и далее мощными насосами перекачиваются на операцию предварительной регенерации в гидроциклоны, классификаторы или сгустители. При этом необходимо обеспечить подачу на высоту 18-24м. Как правило, такие потоки характеризуются высокими транспортными задержками, так имеют большую длину и диаметр трубопроводов [47,62].

Шламовые потоки перед узлами вывода имеют меньшие геометрические размеры, переносят незначительное количество пульпы по сравнению с входящими коммуникациями. Однако, при движении пульпы самотеком по желобам и трубопроводам с большим поперечным сечением возможны также значительные задержки подачи порций шлама. Поэтому необходимо выяснить, инерционные свойства каких коммуникаций в большей степени влияют на продолжительность нестационарного режима работы технологического цикла. Инерционность входящих коммуникаций определяет задержку всего объема подаваемого в систему шлама, а инерционность выводных потоков определяет задержку подачи конкретного узла, к которому они примыкают.



Для исследования работы замкнутых циклов при различных инерционностях шламовых потоков, как и ранее, использована гипотетическая водно-шламовая схема (рис. 2.11). Компьютерное моделирование работы схемы проводилось при различных транспортных задержках связей 2 и 5.

Для оценки продолжительности процесса накопления шлама выбраны три основных технологических маршрута начинающихся от узла ввода 2 и заканчивающихся узлами 6 и 9:

1. Отделение ГО→ГЦ-630→РС-10→Отделение флотации→КП (327 с.)
2. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→КП (120 с.)
3. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→РС→Отделение флотации→КП (347с.)

Для исследования рассмотрены случаи, когда инерционность связи  $I_2 \gg I_5$  ( $I_2 = 200$  и  $I_5 = 10$ ) и наоборот  $I_2 \ll I_5$  ( $I_2 = 20$  и  $I_5 = 210$ ). Разделительные свойства всех сгустительно-осветлительных узлов для всех рассматриваемых вариантов остаются неизменными для того, чтобы выяснить влияние именно инерционных свойств шламовых потоков.

Для случая, когда  $I_2 \gg I_5$  вводный шламовый поток имеет высокую транспортную задержку, все остальные маршруты разделения и вывода шлама будут характеризоваться высокими инерционными свойствами, так как поток 2 входит в состав каждого из них.

1. Отделение ГО→ГЦ-630→РС-10→Отделение флотации→КП (517 с.)
2. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→КП (300 с.)
3. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→РС→Отделение флотации→КП (527 с.)

Очевидно, что такая ситуация отрицательно скажется на работе всей ВШС, так как увеличивается время работы технологического цикла, что приведет к увеличению энергетических затрат на обработку и вывод шлама. Продолжительность нестационарного режима работы при этом возрастет.

Для случая, когда  $I_2 \ll I_5$  высокую транспортную задержку имеет выводной поток, суммарные инерционные свойства изменяются не для всех технологических маршрутов, а только для тех, которые содержат поток 5.

1. Отделение ГО→ГЦ-630→РС-10→Отделение флотации→КП (517 с.)
2. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→КП (120 с.)
3. Отделение ГО→ГЦ-630→МВС→РС→Отделение флотации→КП (527 с.)

При таких инерционных характеристиках основных маршрутов эффективность работы ВШС так же снизится в сравнении с исходным вариантом, так как 2 из трех маршрута имеют высокую инерционность. Однако инерционные свойства маршрута ГО→ГЦ-630→МВС→КП остаются неизменными, значит, по второму варианту система должна быстрее выйти на стационарный режим работы. Результаты моделирования работы гипотетической ВШС при различных вариантах сочетания инерционностей шламовых потоков представлены на рис. 2.19.

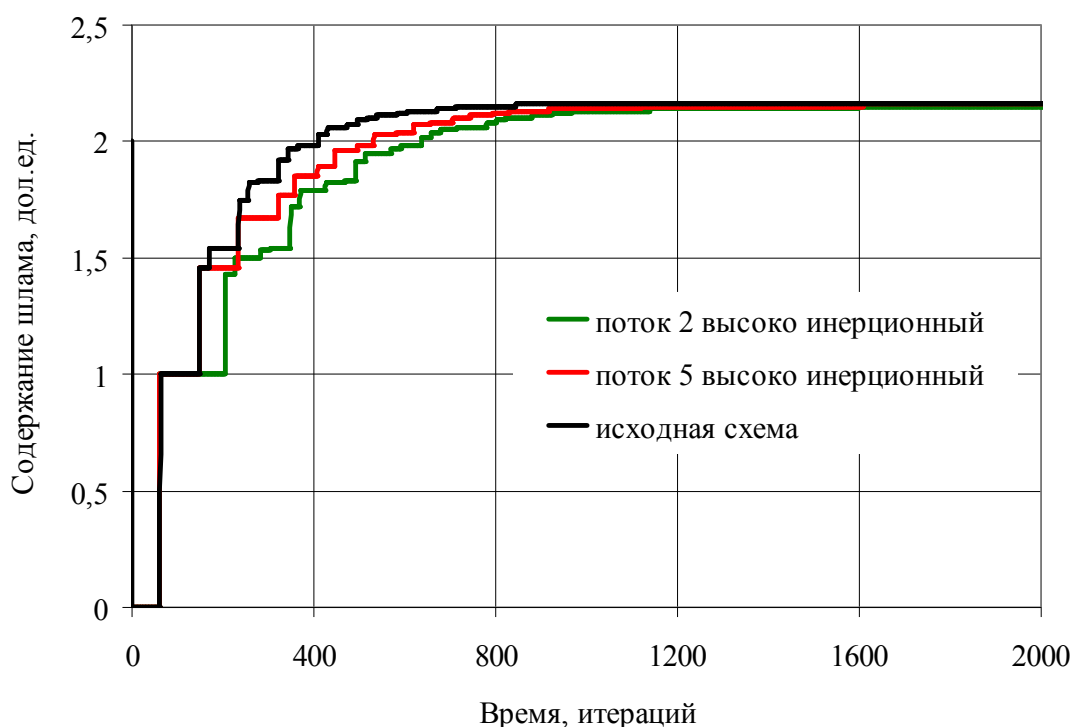


Рис. 2.19. Накопление шлама в оборотной воде при различных транспортных задержках вводимых и выводимых потоков

Поскольку для всех вариантов моделирование работы схемы проводилось с одинаковыми коэффициентами распределения величина равновесной концентрации шлама в оборотной воде имеет одинаковое значение  $C = 2.16$  дол. ед. Различия наблюдаются только в продолжительности накопления шлама. Максимальную продолжительность накопления шлама имеет схема при высокой инерционности входящего потока 2 – последний скачок содержания шлама в оборотной воде наблюдается на 2090 итерации работы схемы. Диаграмма накопления шлама характеризуется наличием удлинённых горизонтальных участков, которые подтверждают увеличение инерционных свойств потоков. В

результате диаграмма смещается вправо, что и обуславливает рост продолжительности процесса накопления шлама.

Для варианта при высокой транспортной задержке потока 5 увеличивается время транспортирования порции шлама по маршрутам: ГО→ГЦ-630→РС-10→Отделение флотации→КП и ГО→ГЦ-630→МВС→РС→Отделение флотации→КП. По маршруту ГО→ГЦ-630→МВС→КП ВШС работает, как и в исходном варианте. В результате система быстрее выходит на стационарный режим работы - последний скачок содержания шлама в оборотной воде наблюдается на 1610 итерации работы. Затраты энергии на обработку и вывод шлама пропорциональны его концентрации. На первый взгляд в рассмотренных вариантах системой должно быть затрачено одинаковое количество энергии. Однако из-за разностей в инерционных свойствах различается время, затраченное на стабилизацию содержания шлама.

В вариантах с высокими инерционными свойствами одних и тех же маршрутов затрачено больше энергии, так как увеличивается продолжительность транспортирования шламовых потоков в узлы системы. Это, безусловно, отразится на скорости изменения энергии: варианты с быстрым выходом на стационарный режим работы будут иметь максимальную скорость вывода (скорость затрачиваемой энергии на обработку и вывод шлама). Графические результаты изменения рассмотренных скоростей представлены на рис 2.20.

Максимальной скоростью вывода шлама характеризуется исходная схема, так как инерционные свойства основных маршрутов по сравнению с остальными вариантами минимальные. Минимальная скорость вывода характерна для случая с высокой транспортной задержкой потока 2 (подача всего объема шламовых вод ГО). Для случая с высокой инерционностью потока 5 (подача питания выводящего узла) получены средние результаты. Приблизительно после 400 итерации работы существенных скачков концентраций не наблюдалось на диаграммах вывода шлама, поэтому далее кривые плавно смыкаются (рис. 2.20).

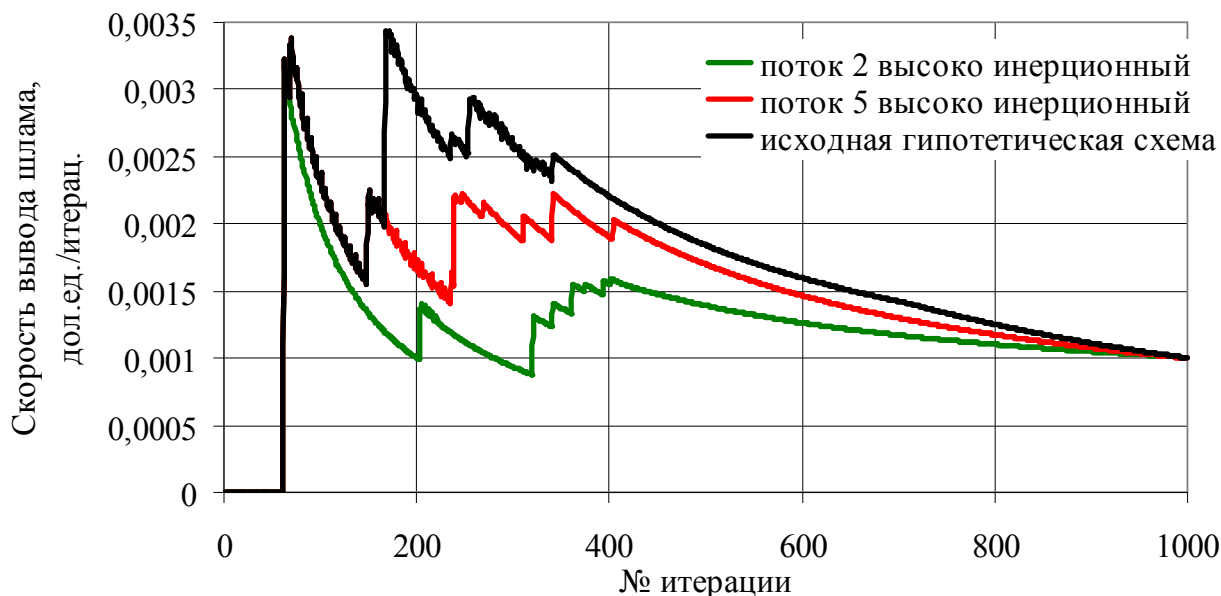


Рис. 2.20 Изменение скорости вывода шлама при различных транспортных задержках входящих и выводящих потоков

Результаты моделирования показывают, что вариант ВШС с максимальными инерционными свойствами транспортных коммуникаций имеет минимальную эффективность работы. Это подтверждается повышением продолжительности процесса накопления шлама в оборотной воде, а так же снижением скорости вывода шлама из системы.

На первый взгляд, в рассмотренных вариантах изменение задержек подачи потоков 2 и 5 не привело к различиям в суммарных инерционностях маршрута отделение ГО→ГЦ-630→РС-10→Отделение флотации→КП. В обоих случаях они составили 517 итераций, но скорости вывода при этом отличаются заметно. Это объясняется тем что, при увеличении транспортной задержки входящего потока (подача в систему шламовых вод ГО) последовательно увеличиваются инерционности всех технологических маршрутов, включающих в своем составе данный поток. К учету принимаются и возвратные потоки, так как оборотная вода, содержащая шлам (2,16 дол.ед.), возвращается в отделение гравитационного обогащения, откуда выходит поток 2. Увеличение инерционности выводящего потока приводит к

повышению суммарной инерционности того маршрута, на выводе которого он расположен. При этом маршрут отделение ГО→ГЦ-630→МВС→КП имеет одинаковую с исходной схемой суммарную инерционность 120с, что и способствовало более быстрому выходу на стационарный режим работы. Кроме того, с позиции затрат энергии на транспортировку и обработку шламовых потоков больших объемов с высоким содержанием твердой фазы, вариант с задержкой исходного потока шламовых вод ГО значительно хуже, чем задержка выводящего потока.

Таким образом, задержка подачи всего объема шламовых вод в систему регенерации сказывается более отрицательно на работе технологической схемы по сравнению с задержкой части шламовых вод, выводящейся через определенный узел. Достичь сокращения транспортной задержки шламовых потоков можно максимально сократив длину трубопровода и увеличив объем подачи шламовых вод, что обеспечивается рациональной компоновкой оборудования.

Увеличение транспортных задержек входящих и выводящих потоков приводит к увеличению продолжительности нестационарного режима работы и как следствие к снижению скоростей вывода шлама. Транспортные задержки рассмотренных потоков не равнозначны в отношении влияния на продолжительность процесса накопления шлама.

Инерционность входящих потоков в большей степени влияет на скорость вывода шлама, а значит и на эффективность работы в целом. При построении ВШС необходимо предусматривать, чтобы операция предварительной регенерации обеспечивала большой фронт подачи шламовых вод, и иметь оптимальную длину трубопровода для обеспечения низкого транспортного запаздывания порции шлама.

### 2.7.2 Исследование влияния способа соединения разделительных аппаратов на продолжительность нестационарного режима работы

Современные тенденции развития ВШС определяют переход к мало операционным технологическим схемам с использованием аппаратов с низкими инерционными свойствами. Однако невозможно обойтись без аккумулирующих емкостей для сбора подрешетных вод и демпфирования колебаний концентрации шлама в последующих узлах и аппаратах. С другой стороны, ВШС

включающая множество инерционных аппаратов будет иметь значительную длительность нестационарного режима работы. При этом все аппараты характеризуются неустойчивой и нестабильной работой из-за накопления шлама в питании, что снижает эффективность работы ВШС в целом. Таким образом, необходимо обеспечить регенерацию больших объемов шламовых вод с высокой эффективностью при незначительной продолжительности стабилизации содержания шлама в оборотной воде [41,60].

Одним из вариантов решения задачи является использование параллельного соединения разделительных аппаратов, применяемого для увеличения производительности процесса. В этом случае на вход аппаратов подаются потоки в одинаковых количествах с равными или близкими характеристиками. Схема параллельного соединения  $N$  аппаратов изображена на рис. 2.21.

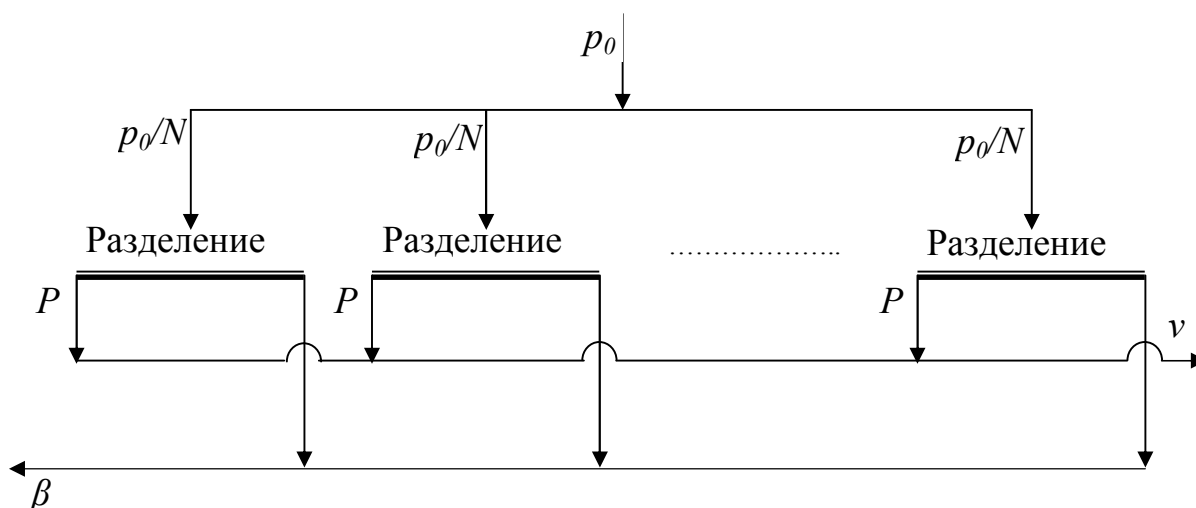


Рис. 2.21. Схема параллельного соединения разделительных

Одним из основных показателей эффективной работы ВШС является быстрый выход на стационарный режим работы [41]. Маршруты, содержащие в своем составе высоко инерционные аппараты, будут значительно снижать скорость вывода шлама, что приведет к увеличению продолжительности нестационарного режима работы. Необходимо стремиться к снижению инерционных свойств системы, избегая применения таких аппаратов, и там, где это возможно - заменить их на низко инерционные аппараты меньшего объема, но в большем количестве.

Проведенными ранее исследованиями установлено, что сепарационная характеристика параллельно соединенных разделительных аппаратов равна сепарационной характеристике отдельного аппарата [41,60].

В данной работе исследуется влияние замены высокоинерционного узла (радиальный сгуститель Д-30м) на три сгустителя меньшего типоразмера (Д-17м) с меньшим временем обработки шламовых потоков. Рассматривается параллельное соединение аппаратов. В качестве объекта исследования, как и в предыдущих разделах, принята упрощенная гипотетическая ВШС (рис. 2.11).

Из всей схемы к вниманию были приняты два технологических маршрута с близкой инерционностью, так как радиальный сгуститель является общим узлом их пересечения:

1. ГО→ГЦ-630→Д-30→Флотация→КП (327с);
2. ГО→ГЦ-630→МВС→Д-30→Флотация→КП (332с).

Оценка количества и скорости вывода шлама проводилась через узел 6, так как замена радиального сгустителя на работу остальных узлов вывода 7 и 9 сказывается незначительно. Анализ работы схемы (рис. 2.11) показал, что рассматриваемые маршруты имеют наибольшую суммарную инерционность, а значит, скорость вывода шлама ими будет низкой.

Для сравнения выполнено моделирование для ВШС, в которой узел №4 Д-30 заменен тремя радиальными сгустителями Д-17, соединенными параллельно, с теми же коэффициентами распределения 0,6 и 0,4, а продукты разделения сгустителей, как и в исходной схеме, направлялись в те же узлы (рис. 2.22).

После замены узла 4 с инерционностью 90с на три соединенных параллельно сгустителя по 30с количество маршрутов вывода шлама увеличилось в три раза. Питание сгустителя разделено на три равных потока 3, 4, 5 и 16, 17, 18, а продукты разделения – потоки 6, 7, 8 и 9, 10, 11, как и на схеме с одним сгустителем, направлены в оборот и в отделение флотации соответственно. Таким образом, любой из маршрутов характеризуется меньшей суммарной инерционностью:

1. ГО→ГЦ-630→Д-17→Флотация→КП (245с)
2. ГО→ГЦ-630→МВС→Д-30→Флотация→КП (265с)

Эти маршруты пропускают шламовые потоки с высокой скоростью. Это означает, что при равном суммарном количестве транспортируемого шлама вторая схема (рис. 2.22) обеспечивает более быстрый вывод шлама через узел 6, а значит раньше выйдет на стационарный режим работы.

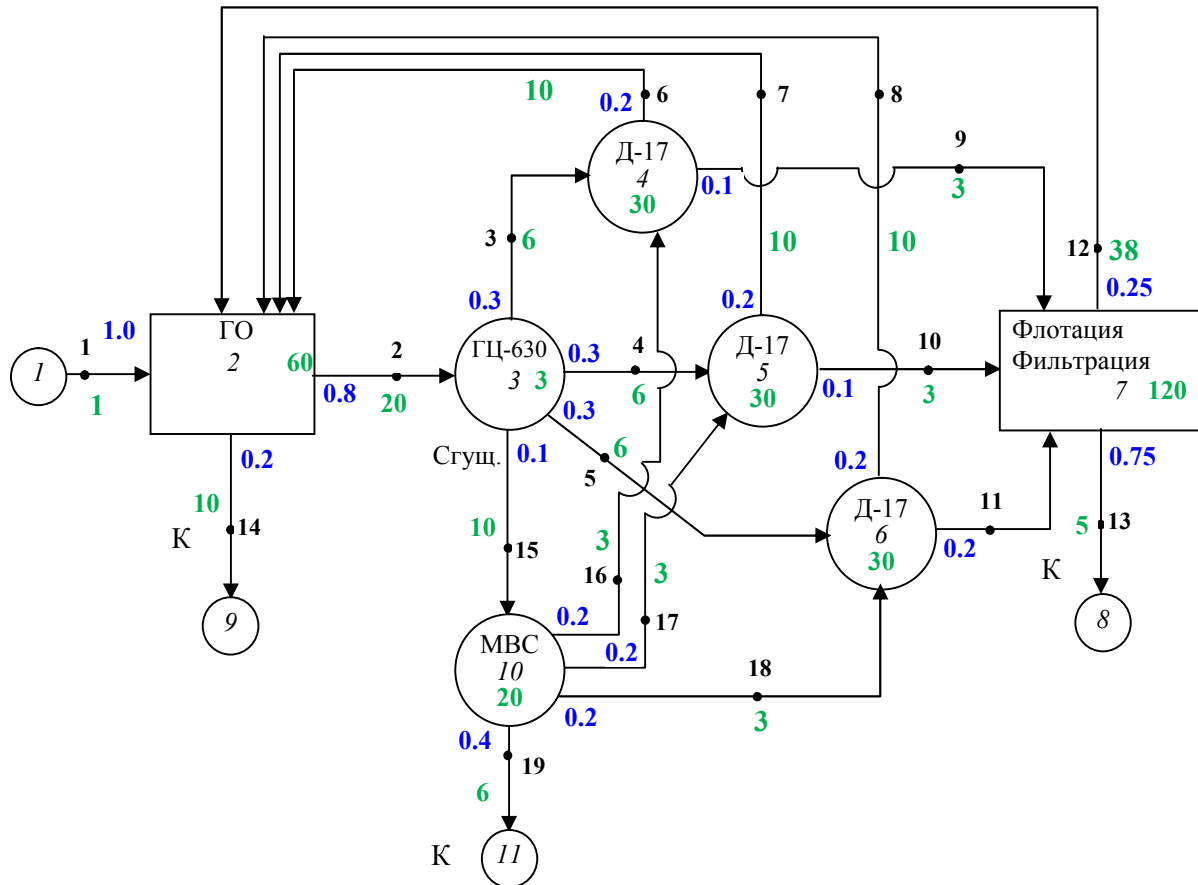


Рис. 2.22. ВШС с использованием низко инерционных узлов, соединенных параллельно, для сгущения шламовых вод перед флотацией

Результаты теоретического анализа подтверждены результатами имитационного компьютерного моделирования, представленными на рис. 2.23 – 2.25. Анализ полученных результатов показал, что при параллельном соединении аппаратов соблюдается материальный баланс по количеству выводимого и циркулирующего шлама, так как диаграммы накопления смыкаются при выходе на стационарный режим работы.

Равновесная концентрация шлама для рассматриваемых случаев составила 21,6 дол.ед. Однако, при параллельном соединении накопление начинается и заканчивается раньше за счет



сокращения инерционных свойств маршрутов вывода шлама. Для варианта с тремя сгустителями система выходит на стационарный режим работы уже на 500 итерации работы (рис. 2.23), а для варианта с одним сгустителем – на 850.

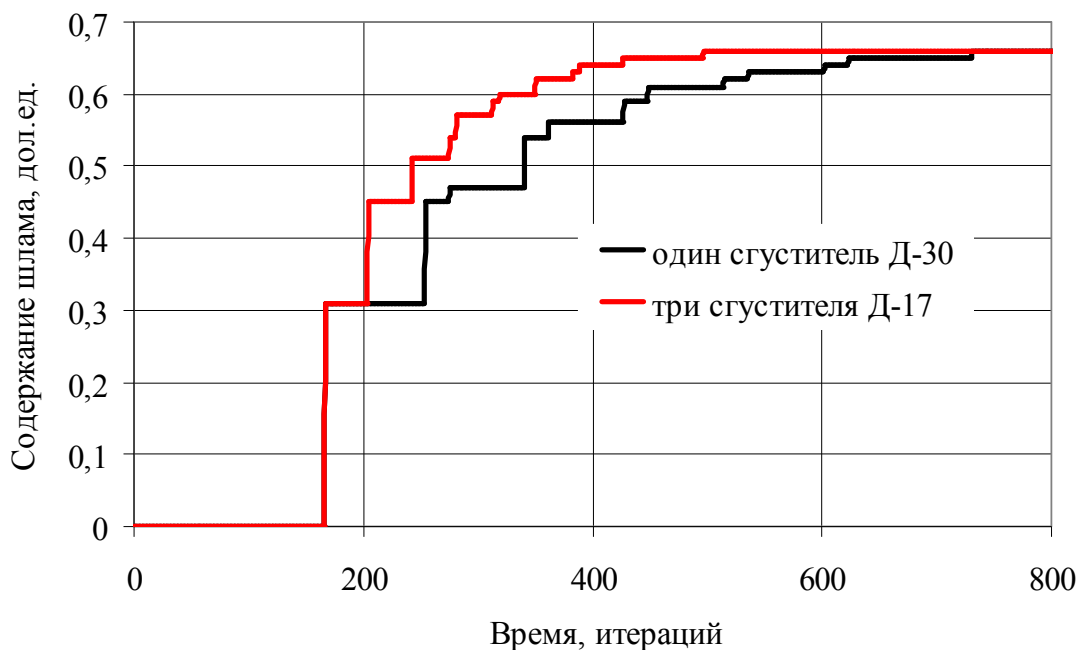


Рис. 2.23. Накопление тонкого шлама в оборотной воде

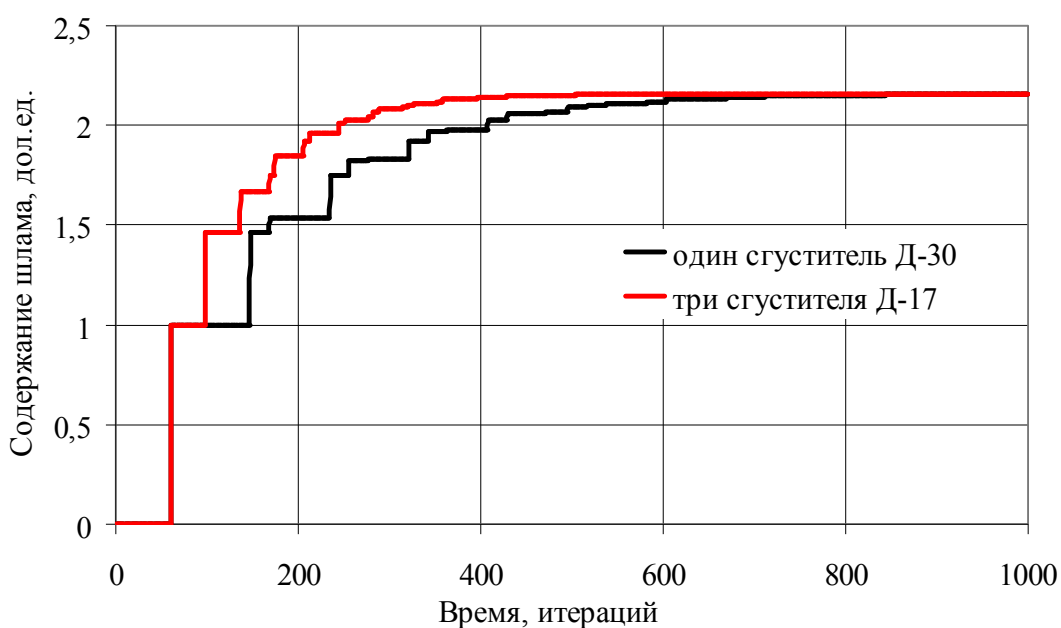


Рис. 2.24. Накопление тонкого шлама в питании флотации

При параллельном соединении шлам выводится интенсивнее в том же количестве, но за меньшее время.

Кинетика накопления шлама определяется интенсивностью его вывода из системы. Быстрый выход на стационарный режим работы – следствие интенсивного вывода шлама и сокращение его дальнейшего накопления. Для оценки эффективности работы ВШС рассчитана скорость вывода шлама через узел вывода №6 по зависимости (2.16), показанная на рис. 2.25.

Изменение скорости вывода шлама характеризуется вертикальными скачками, которые соответствуют очередному скачку концентрации шлама в узле вывода. Далее при неизменной концентрации шлама (горизонтальный участок на диаграмме накопления) скорость вывода плавно уменьшается за счет увеличения продолжительности работы схемы. Для рассматриваемых вариантов сгущению подвергались одинаковые объемы шламовых вод, приращения концентраций шлама в питании отделения флотации по величине одинаковые, но за счет сокращения продолжительности обработки шламовых потоков достигается более высокая транспортная способность маршрутов с низко инерционными аппаратами. В этом случае обеспечивается перенос такого же количества шлама, но за меньший промежуток времени  $\Delta T$  и скорости для второго варианта выше скоростей для первого (рис. 2.25).

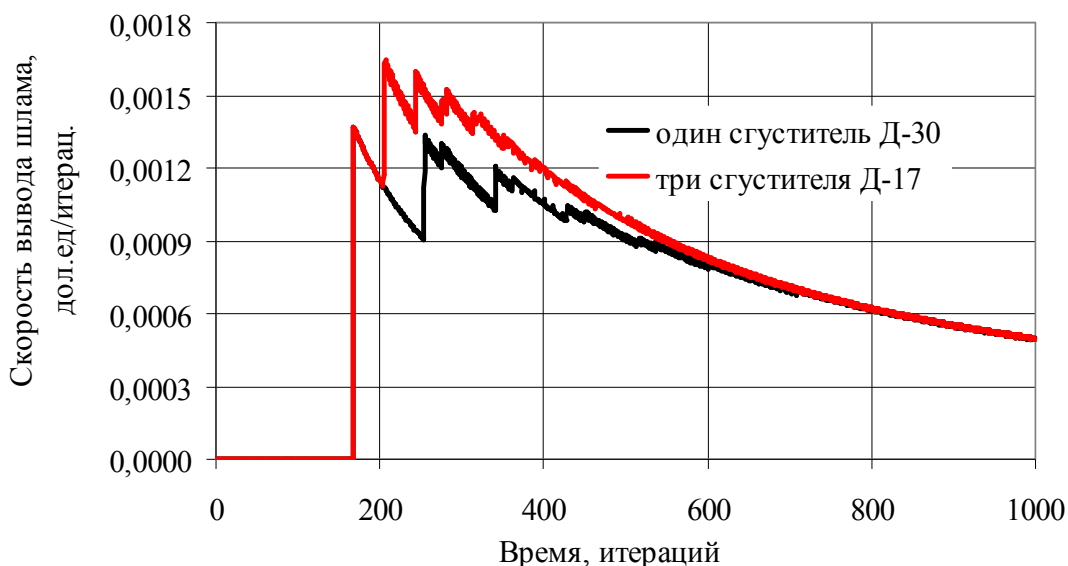


Рис. 2.25. Изменение скорости вывода шлама при различных вариантах схемы

Скорость вывода шлама для варианта с параллельным соединением низко инерционных аппаратов выше, чем при использовании одного высоко инерционного аппарата, особенно на

первых циклах работы. Разница скоростей составляет около 20%. Далее приращения количества выводимого шлама уменьшаются (время сближения диаграмм накопления на рис. 2.24) и скорости вывода выравниваются. После 700 итерации работы ВШС значение скоростей вывода становятся одинаковыми. Управлять скоростью вывода шлама из системы можно и не изменяя разделительных свойств основных аппаратов, сократив лишь инерционность маршрутов вывода шлама.

Таким образом, параллельное соединение разделительных аппаратов можно применять не только для увеличения производительности операции, но и для сокращения инерционных свойств системы, что обеспечивает быстрый выход на стационарный режим работы. При этом имеется возможность регенерации больших объемов шламовых вод, т.к. альтернативные разделительные аппараты идентичны по принципу действия и их суммарный объем равен объему заменяемого аппарата. При одинаковых сепарационных характеристиках соблюдается равенство в содержании и выводе шлама из системы. Скорость вывода шлама при параллельном соединении растет за счет сокращения инерционности маршрутов. При этом разделительные свойства аппаратов и пропускная способность операции остаются неизменными, а скорость вывода шлама через маршруты увеличивается на 30%, что сокращает продолжительность переходных процессов на 15-20% и повышает эффективность работы схемы в целом.

Суммируя результаты исследований, выполненных в разделе, можно отметить следующее:

- работа сложных технологических комплексов регенерации шламовых вод воспроизводится по схемам замещения, построенным с применением ориентированных графов с заданными длинами дуг, при этом учитываются все основные технологические факторы: коэффициенты распределения шлама, сепарационные характеристики аппаратов, инерционность узлов и шламовых потоков, топология схемы;
- компьютерное моделирование позволяет исследовать эффективность работы ВШС любой сложности, высокой стадийности и поточности и прогнозировать результаты ее работы при различных технологических факторах и различной топологии;

- оценка эффективности работы ВШС по показателю циркуляции шлама является неполной, так как при этом не учитывается продолжительность переходных процессов, отрицательно сказывающихся на работе узлов схемы;

- энергия, которую затрачивает система на преодоление переходных процессов, зависит и от количества циркулирующего шлама и от продолжительности нестационарного режима работы:  $E = E_0 + \sum N_i \cdot \Delta t_i$ , при этом количество циркулирующего шлама увеличивает значение энергии, а инерционность - продолжительность ее затрат, что позволяет оценить процесс накопления шлама от начала работы схемы до выхода на стационарный режим и определить рациональную топологию схемы;

- для упрощенной оценки эффективности работы ВШС принято, что количество затрачиваемой на обработку шлама энергии пропорционально его концентрации в потоках схемы, при этом скорость вывода шлама идентична скорости изменения затрачиваемой на это энергии и является основным критерием для оценки эффективности работы схемы;

- определяющую роль в продолжительности нестационарного режима работы играют входящие потоки схемы с высокими транспортными задержками и пропускающие значительные объемы пульпы; потоки на выводе пропускают часть исходного потока в меньших объемах и при незначительной длине транспортных коммуникаций по сравнению с вводными потоками;

- параллельное соединение аппаратов с низкими инерционными свойствами является средством сокращения инерционных свойств технологических маршрутов, при этом разделительные свойства аппаратов и пропускная способность операции остаются неизменными, а скорость вывода шлама через маршруты с меньшей длиной увеличивается, что сокращает продолжительность нестационарного режима и повышает эффективность работы схемы в целом.

### **Раздел 3. Исследование процессов функционирования водно-шламовых схем с учетом инерционности узлов и соединяющих шламовых потоков**

При расчете параметров ВШС особый интерес представляет определение времени, необходимого для достижения равновесного состояния твердого в системе. Существует большое количество моделей, описывающих процессы накопления шлама в основных потоках ВШС с учетом равновесной концентрации шлама. Продолжительность процесса стабилизации содержания твердой фазы в оборотной воде помимо полноты извлечения шлама в конечные продукты определяется инерционными свойствами системы: транспортные задержки шламовых потоков, время обработки порции шлама в узлах и аппаратах, транспортные задержки технологических маршрутов обработки шлама.

С помощью разработанной методики, основанной на применении ориентированных графов с заданными длинами дуг, работа исследуемой системы воспроизводится с объективной точностью, так как при этом учитывается и материальный баланс шлама при выходе из системы и транспортные задержки шламовых потоков.

В качестве объектов исследования приняты ВШС ГОФ «Луганская» и ЦОФ «Чумаковская», различающиеся по всем технологическим признакам: стадийности, количеству узлов и аппаратов, топологией.

#### **3.1. Исследование работы ВШС ГОФ «Луганская»**

##### **3.1.1 Описание действующей ВШС ГОФ «Луганская»**

Действующая ВШС ГОФ «Луганская» имеет сложную топологию, много стадий улавливания шлама и большое количество циркулирующих нагрузок. Однако содержание твердого в оборотной воде превышает допустимые нормы. Это объясняется малоэффективной работой сгустительно-осветлительных устройств и недостаточным выводом из системы илистых частиц через конечные продукты. На обогатительной фабрике, где отсутствует наиболее эффективный способ очистки шламовых вод – флотация, добиться желаемого низкого

содержания илстых частиц в оборотной воде и повысить степень извлечения в концентрат угольных фракций не представляется возможным [51].

Инерционные характеристики применяемых аппаратов довольно высокие, что в свою очередь увеличивает время стабилизации содержания твердого в оборотной воде. Анализ результатов опробования потоков ВШС ГОФ «Луганская» позволяет сделать вывод, что все применяемые аппараты выполняют классифицирующую функцию, так как имеются различия в распределении тонкого и зернистого шлама по продуктам и содержанию твердого в них, а качественные показатели незначительно отличаются между собой [54].

Действующая ВШС ГОФ «Луганская» в блочном изображении представлена на рис. 3.1. Данная схема является двухпоточной и двухстадиальной. Предварительная регенерация осуществляется в гидравлическом классификаторе, окончательная регенерация представляет собой совокупность последовательных операций обработки шламовых вод на гидроциклонах ГЦ-1000, ГЦ-630, ГЦ-350, ГЦО-350 [52].

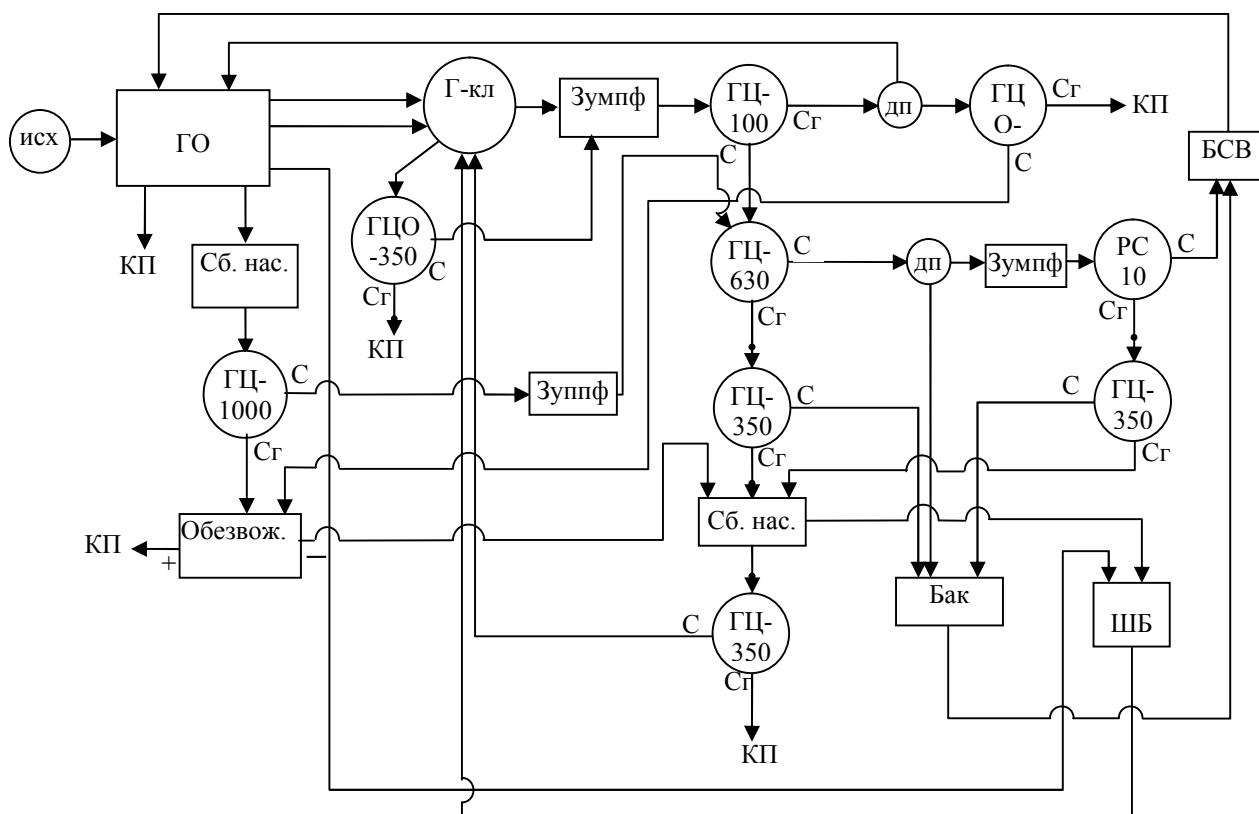


Рис. 3.1. ВШС ГОФ «Луганская» в блочном изображении

Анализ исследуемой технологии показал, что действующая ВШС ГОФ «Луганская» характеризуется наличием большого количества сгустительно-осветлительных аппаратов и имеет сложную топологию. Большое число соединительных потоков определяет множество технологических цепочек обработки шламовых вод, что отрицательно сказывается на продолжительности нестационарного режима работы системы.

Система включает множество узлов и аппаратов, характеризующихся высокими инерционными свойствами: отделение гравитационного обогащения, гидроклассификатор, радиальный сгуститель, сборник насосов, бак оборотно-технической воды, бак свежей воды, шламовый бассейн и различного рода зумпфы и емкости для сбора шламовых вод. Суммарная инерционность системы высокая и, следовательно, продолжительность стабилизации содержания твердой фазы в оборотной воде будет также высокой. Для действующей ВШС характерно наличие 23-х узлов и аппаратов обработки и сбора шламовых вод и 5-ти узлов вывода шлама из системы. Общее количество узлов и аппаратов – 28, коммуникаций – 42.

### 3.1.2 Подготовка и расчет данных для моделирования работы ВШС

На основании результатов опробования продуктов действующей ВШС рассчитаны коэффициенты распределения тонкого (-0.5мм) и зернистого (+0.5мм) шламов в каждом узле и аппарате, которые являются основными параметрами при моделировании. Для построения ориентированного мультиграфа с заданными длинами дуг исследуемая ВШС представляется в блочном изображении. При этом для каждого элемента системы определяется транспортная задержка, соответствующая длине определенной дуги мультиграфа. Исходные данные для расчета коэффициентов распределения тонкого (-0.5мм) и зернистого (+0.5мм) шламов приведены в табл. 3.1.

На основании результатов опробования продуктов действующей ВШС рассчитаны коэффициенты распределения тонкого (-0.5мм) и зернистого (+0.5мм) шламов в каждом узле и аппарате, которые являются основными параметрами при моделировании. Для построения ориентированного мультиграфа с

заданными длинами дуг исследуемая ВШС представляется в блочном изображении. При этом для каждого элемента системы определяется транспортная задержка, соответствующая длине определенной дуги мультиграфа. Исходные данные для расчета коэффициентов распределения тонкого (-0.5мм) и зернистого (+0.5мм) шламов приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

**Результаты опробования продуктов действующей ВШС ГОФ  
«Луганская»**

Аппарат	Наименование продукта	>0.5мм %		<0.5мм %		Всего, %		Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч	Содержание тверд., кг/м <sup>3</sup>
		γ	А	γ	А	γ	А		
1. ГЦ-1000 поз. 461	Питание	3,4	38,5	24,4	56,6	27,8	54,4	1175	160
	Слив	0,1	20,0	22,5	55,4	22,6	55,4	1100	139
	Сгущенный	3,3	39,1	1,9	71,1	5,2	50,7	65	534
2. ГЦ-1000 поз. 460	Питание	7,0	59,8	17,5	55,8	24,5	56,8	895	185
	Слив	1,2	62,3	12,8	59,6	14,0	59,7	750	126
	Сгущенный	5,8	59,0	4,7	45,4	10,5	52,9	145	490
3. ГЦО-350	Питание	9,1	52,1	6,6	51,4	15,7	51,9	210	504
	Слив	4,1	18,9	4,1	44,1	8,2	31,5	147	380
	Сгущенный	5,0	79,3	2,6	63,4	7,5	74,0	63	794
4. ГИСЛ-62 (шламов.)	Питание	4,1	18,9	4,1	44,1	8,2	31,5	147	380
	Надрешетный	2,6	18,0	1,3	35,1	3,9	23,7	22	-
	Подрешетный	1,5	20,5	2,8	49,5	4,3	38,9	125	238
5. Гидро классифи катор	Питание	17,0	57,0	26,5	55,8	43,5	56,4	1545	190
	Слив	9,5	59,6	26,0	53,8	35,5	56,8	1295	185
	Сгущенный	7,5	53,8	0,5	65,0	8,0	54,5	250	216
6. ГЦО-350 после гидрокл-ра	Питание	7,5	53,8	0,5	65,0	8,0	54,5	250	216
	Слив	6,7	52,1	0,4	60,3	7,1	52,5	230	208
	Сгущенный	0,8	68,4	0,1	82,0	0,9	70	20	300
7. ГЦ-630	Питание	1,2	62,3	12,8	59,6	14,0	59,7	750	126
	Слив	0,5	58,9	11,4	60,6	11,9	60,5	670	120
	Сгущенный	0,7	64,8	1,4	53,0	2,1	55,1	80	175
8. ГЦ-350 (перед ЛУ-10)	Питание	2,2	34,6	4,2	49,3	6,4	44,2	205	200
	Слив	0,1	24,1	2,7	56,7	2,8	55,4	145	131
	Сгущенный	2,1	35	1,5	35,9	3,6	35,5	60	417

Коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама в потоках определяются как извлечения на основании результатов опробования действующей ВШС. Результаты расчетов приведены в табл. 3.2.



Время, за которое шламовая вода проходит по трубопроводу рассчитывается по формуле:

$$T = n \cdot l \cdot S \cdot 3600 / W, \quad (3.1)$$

где:  $l$  – длина трубопровода, м;

$S$  – площадь поперечного сечения потока пульпы (площадь поперечного сечения трубопровода, м<sup>2</sup>);

$W$  – количество пульпы, которое проходит по трубопроводу, м<sup>3</sup>/ч;

$n$  – количество трубопроводов.

Таблица 3.2

**Коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама в различных потоках действующей ВШС ГОФ «Луганская»**

№ п/п	Аппарат	Наименование продуктов	Коэффициент распр. шлама	
			Тонкого	Зернистого
1.	ГЦ-1000 (поз. 461)	Слив Сгущенный	0,922	0,03
			0,078	0,97
2.	ГЦ-1000 (поз. 460)	Слив Сгущенный	0,731	0,171
			0,269	0,829
3.	ГЦО-350 (перед ГИСЛ-62)	Слив Сгущенный	0,606	0,451
			0,394	0,549
4.	ГИСЛ-62 (шламовый)	Надрешетный Подрешетный	0,317	0,634
			0,683	0,366
5.	Гидроклассифи катор	Слив Сгущенный	0,981	0,559
			0,019	0,441
6.	ГЦО-350 (после гидркл-ра)	Слив Сгущенный	0,800	0,893
			0,200	0,107
7.	ГЦ-630	Слив Сгущенный	0,891	0,417
			0,109	0,583
8.	ГЦ-350 (перед ЛУ-10)	Слив Сгущенный	0,643	0,046
			0,357	0,954

Из формулы (3.1) следует, чем больше длина трубопровода и его площадь поперечного сечения, тем выше транспортная задержка этого потока. Шламовые потоки, переносящие незначительные объемы пульпы, также имеют высокую транспортную задержку. Транспортные задержки рассчитываются для всех потоков ВШС на основании замеров [22].

Время, на протяжении которого шлам пребывает в аппарате или зумпфе, принято по данным практики. Для гидроциклонов ГЦ-630, ГЦ-1000 – 3с; зумпфа емкостью  $2\text{м}^3$  – 4с; зумпфов емкостью 5, 10, 15, 30, 50,  $100\text{м}^3$  – 10, 40, 70, 120 и 250с, соответственно; грохотов ГИСЛ – 60с; пирамидальных отстойников – 1200с; радиального сгустителя – 900с; АКП – 1600с.

Результаты расчета времени, за которое пульпа с частицами шлама проходит по участкам трубопроводов и желобов, приведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

**Результаты расчета времени транспортирования потоков**

№	Количество, п	Тип транспортной магистрали	Размеры сечения, м	Длина, L, м	Площадь сечения, S, м <sup>2</sup>	Количество пульпы, W, м <sup>3</sup> /ч	Время, T, с
1	1	Трубопровод	-	-	-	-	1
2	1	Желоб	1×1	40	1	1300	125
3	1	Трубопровод	-	-	-	-	1
4	1	Трубопровод	0,53	50	0,221	1025	39
5	1	Трубопровод	0,426	25	0,143	120	107
6	1	Трубопровод	0,273	15	0,059	60	52
7	1	Трубопровод	0,273	30	0,059	185	34
8	1	Трубопровод	0,2	5	0,031	10	57
9	1	Трубопровод	0,23	5	0,042	175	4
10	1	Трубопровод	-	-	-	-	1
11	1	Трубопровод	0,219	40	0,038	80	68
12	1	Трубопровод	0,53	50	0,221	1030	39
13	1	Трубопровод	0,426	25	0,143	60	214
14	1	Трубопровод	-	-	-	-	1
15	1	Трубопровод	0,325	10	0,083	135	22
16	1	Трубопровод	0,426	45	0,143	970	24
17	1	Трубопровод	0,23	25	0,042	200	20
18	1	Трубопровод	0,159	45	0,02	150	22
19	1	Желоб	0,4×0,4	15	0,16	180	42
20	1	Трубопровод	0,273	40	0,059	395	22
21	1	Трубопровод	0,2	5	0,031	20	28
22	1	Трубопровод	0,23	30	0,042	375	12
23	1	Трубопровод	0,426	50	0,143	905	28
24	1	Трубопровод	0,23	12	0,042	200	9
25	1	Трубопровод	0,23	15	0,042	500	5
26	1	Трубопровод	0,23	30	0,042	40	112
27	1	Трубопровод	0,23	45	0,042	160	42
28	1	Трубопровод	0,23	30	0,042	150	30
29	1	Желоб	0,4×0,4	15	0,16	150	57
30	1	Трубопровод	0,23	40	0,042	130	46
31	1	Трубопровод	0,23	3	0,042	20	23
32	1	Трубопровод	0,23	8	0,042	250	5
33	1	Трубопровод	0,325	50	0,083	660	46
34	1	Трубопровод	0,325	10	0,083	210	29
35	1	Трубопровод	0,325	60	0,083	150	31
36	1	Трубопровод	0,23	40	0,042	450	14
37	1	Трубопровод	0,23	60	0,042	420	22
38	1	Трубопровод	0,23	30	0,042	30	150
39	1	Трубопровод	0,23	10	0,042	250	6
40	1	Трубопровод	0,325	130	0,083	130	300
41	1	Трубопровод	0,150	90	0,018	100	57

Транспортная задержка порции шлама определена по зависимости (3.1).

На основании расчетных значений коэффициентов распределения шлама и транспортных задержек выполняется исследование работы ВШС, и результаты представляются в виде диаграмм накопления шлама.

### 3.1.3 Анализ результатов моделирования ВШС ГОФ «Луганская»

Для оценки процесса накопления и его продолжительности целесообразно рассмотреть изменение концентрации тонкого и зернистого шлама в питании узлов и аппаратов, принимающих циркулирующие нагрузки и выполняющие основные разделительные операции. Результаты компьютерного моделирования работы ВШС представлены в табл. 3.4.

Таблица 3.4.

#### Основные характеристики процесса накопления шлама для действующей ВШС ГОФ «Луганская»

Наименование узла	Содержание шлама, дол. ед.		Время стабилизации количества шлама, итераций	
	тонкого	зернистого	тонкого	зернистого
Гравитационное отделение	3,61	1,32	17687	3931
Гидроклассификатор	2,34	0,72	17576	3094
Отделение обезвоживания	0,26	0,38	13147	2623
Радиальный сгуститель	1,13	0,03	17658	3334
ГЦ-1000 (узел №5)	2,33	0,69	17360	3536
ГЦ-1000 (узел №16)	0,9	0,26	15180	2279
ГЦ-630 (узел №6)	2,53	0,13	16684	3544
ГЦ-350 (узел №12)	0,31	0,29	12415	4007
ГЦ-350 (узел №19)	0,04	0,32	5575	3018
Сборник насосов	0,41	0,23	14068	2639
БСВ	2,3	0,03	17958	1956

Данные табл. 3.4 показывают, что максимальное содержание шлама наблюдается в отделении гравитационного обогащения. Это

означает, что с оборотной водой в процесс возвращается значительное его количество.

Величина равновесной концентрации в оборотной воде тонкого шлама составила 3,61, а для зернистого – 1,32 дол. ед. Гидравлический классификатор также характеризуется высоким содержанием тонкого и зернистого шлама в питании. Для тонкого шлама максимальное содержание составило 2,34, для зернистого – 0,72 дол. ед. Содержание твердой фазы в питании гидрокласификатора велико, так как он непосредственно связан с отделением гравитационного обогащения, и к тому же принимает две циркулирующие нагрузки. К аппаратам, перегруженным по содержанию шлама в питании, относятся гидроциклоны ГЦ-1000 и ГЦ-630. Для ГЦ-1000 максимальное содержание тонкого шлама составило 2,33, зернистого – 0,69 дол. ед., что обусловлено непосредственной связью с гидрокласификатором. Помимо этого, на содержание твердого в питании этих гидроциклонов оказывает влияние слив гидроциклонов ГЦО-350, который представляет собой циркулирующую нагрузку.

Похожая ситуация наблюдается и для расположенных следом гидроциклонов ГЦ-630. Максимальное содержание тонкого шлама в питании составило 2,53, зернистого – 0,13 дол.ед. Высокая концентрация тонкого шлама вызвана перегрузкой предыдущего аппарата. Максимальная концентрация зернистого шлама невелика, так как гидроциклоны ГЦ-630 принимают сливной поток ГЦ-1000, в котором содержание тонкого шлама намного превышает содержание зернистого.

В баке свежей воды также наблюдается высокое содержание тонкого шлама – 2,3 дол. ед. Действующей схемой не предусмотрено эффективного технологического процесса вывода тонкого шлама, поэтому его высокое содержание в оборотной воде гравитационного отделения неизбежно. Остальные узлы и аппараты системы, приведенные в табл. №3.4, характеризуются относительно невысоким содержанием шлама и меньшей продолжительностью периода нестационарного режима работы.

Результаты компьютерного исследования накопления тонкого и зернистого шлама в основных узлах ВШС представлены на рис. 3.2 и 3.5.

Диаграммы накопления тонкого шлама значительно отличаются от таковых для зернистого равновесной концентрацией

и продолжительностью процесса накопления. Для тонкого шлама характерно множество приращений концентраций и высокое количество тонких частиц, циркулирующих в схеме.

В отделении гравитационного обогащения процесс накопления тонкого шлама начинается на 601 итерации работы системы. Первый скачок концентрации шлама всегда вызван его поступлением в отделение с рядовым углем, его абсолютное значение принимается за 1. Дальнейшие приращения содержания твердой фазы обусловлены возвратом в отделение соответствующей порции шлама через циркулирующие нагрузки.

Количество приращений содержания тонкого шлама в оборотной воде велико, и выявить, какой технологической последовательностью аппаратов был вызван очередной скачок концентрации, не представляется возможным.

Каждый из маршрутов оказывает определенное влияние на изменение концентрации твердой фазы в отделении.

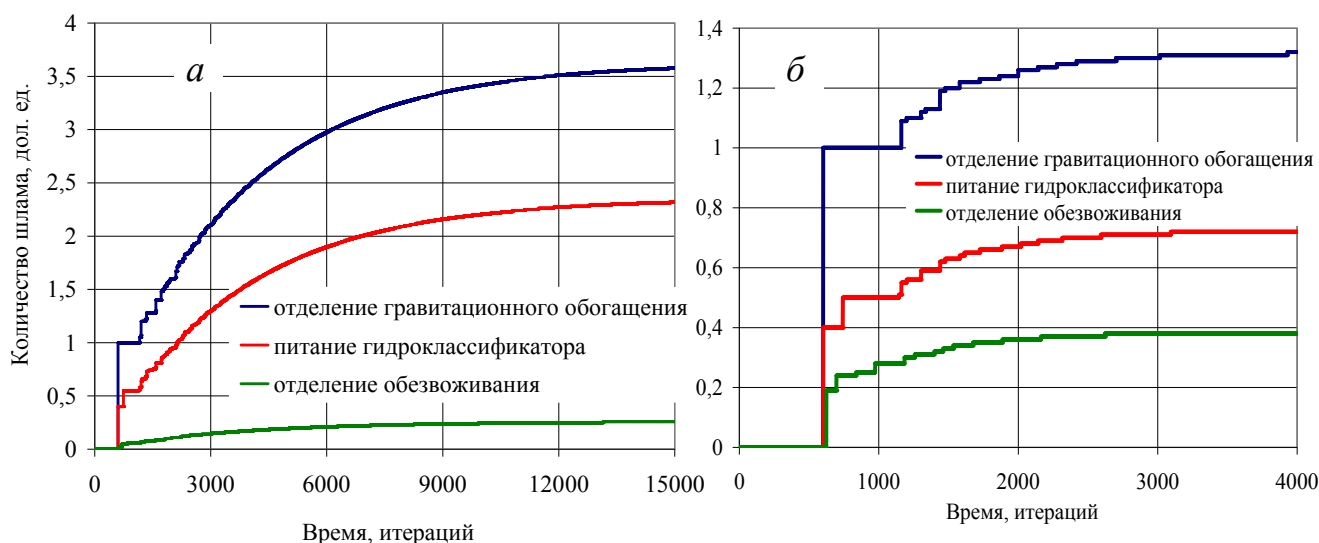


Рис. 3.2. Накопление шлама в основных потоках ВШС ГОФ «Луганская»:  
а – тонкого, б - зернистого

Анализ данных (рис. 3.2) показывает, что с увеличением продолжительности работы ВШС величина приращения концентрации твердой фазы снижается в связи ростом количества выводимого из системы шлама. При этом в начало схемы возвращается меньшее, по сравнению с предыдущим, количество

шлама. Максимальное содержание тонкого шлама в отделении гравитационного обогащения составило 3,61 дол. ед. (рис. 3.2, а). Стабилизация процесса накопления тонкого шлама в питании отделения гравитации длится гораздо дольше, чем зернистого. Содержание тонкого шлама в оборотной воде фабрики значительно выше содержания зернистого.

Для зернистого шлама характерна более резкая ступенчатая форма кривой с участками постоянного содержания шлама (рис. 3.2, б). Первый максимальный скачок содержания зернистого шлама 1 дол. ед. вызван его поступлением в отделение с исходным питанием. Следующий скачок содержания до 0,09 дол. ед. происходит на 1161 итерации и вызван он возвратом в отделение части сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-1000. Далее наблюдаются незначительные приращения содержания зернистого шлама в отделении, их величина не превышает 0,01 дол. ед. На 1441 итерации происходит еще один ощутимый скачок концентрации в 0,06 дол. ед., вызванный возвратом в отделение порции зернистого шлама из бака свежей воды. С течением времени не наблюдается заметных увеличений концентрации зернистого шлама, величина приращений не превышает 0,01 дол. ед. и содержание шлама в отделении гравитационного обогащения стабилизируется после 3000 итераций. Максимальная концентрация зернистого шлама составила 1,32 дол. ед. (рис. 3.2, б).

Как и для тонкого шлама, диаграмма накопления зернистого характеризуются наличием ощутимых скачков концентрации именно в начальный период работы системы. Далее количество выводимого шлама из системы увеличивается, количество возвращаемого шлама соответственно уменьшается и содержание стабилизируется.

Диаграмма накопления шлама в питании гидроклассификатора идентична диаграмме для гравитационного отделения (рис. 3.3). На величину равновесной концентрации тонкого шлама оказывают влияние два основных и два возвратных потока. Основные потоки - поток подрешетных вод мокрой классификации и шламовых вод магнитной сепарации, возвратные - слив гидроциклонов ГЦ-350 и осветленная вода шламового бассейна. Определяющее значение оказывают основные потоки, так как они непосредственно связывают гидроклассификатор с отделением гравитационного обогащения. Количество твердой

фазы в возвратных потоках невелико. Максимальное содержание тонкого шлама в питании гидравлического классификатора составило 2,34 дол. ед.

Диаграмма накопления тонкого шлама в отделении обезвоживания имеет небольшое количество приращений содержания шлама (рис. 3.2). Определяющее значение на изменение содержание твердой фазы в отделении оказывает основной поток – сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-1000, а второстепенное – слив ГЦО-350. Процессы обезвоживания находятся в конце одной из технологических цепочек обработки шламовых вод. Между началом и концом данной цепочки шламовые воды гравитационного отделения подвергаются обработке только в гидроциклонах ГЦ-1000. Диаграмма имеет ступенчатую форму с ярко выраженными участками неизменного содержания шлама, что связано со значительным снижением количества тонкого шлама в сгущенном продукте ГЦ-1000, куда поступает лишь часть всех шламовых вод. Поэтому максимальное значение тонкого шлама в отделении обезвоживания составило всего 0,26 дол. ед. и количество приращений содержания твердого намного меньше, чем в отделении гравитационного обогащения.

Анализ диаграмм накопления тонкого шлама в питании других аппаратов системы подтверждает тот факт, что если предыдущий аппарат характеризуется высоким содержанием твердого в питании и большим числом изменения его концентрации, то содержание твердого и количество приращений твердой фазы в последующем аппарате будет также высоким. Так, например, максимальное содержание тонкого шлама в питании гидроциклонов ГЦ-630 составило 2,53 дол. ед. Этот же показатель в предыдущем аппарате ГЦ-1000 составил 2,33 (рис. 3.3).

Так как гидроциклоны ГЦ-630 принимают дополнительно слив ГЦ-1000, максимальное содержание тонкого шлама превышает максимальное количество тонкого шлама в предыдущем аппарате.

Необходимо учитывать и технологическое назначение аппарата, в питании котором накапливается шлам. Если аппарат предназначен для окончательной обработки или обезвоживания конечных продуктов, то, как правило, содержание тонкого шлама в таких аппаратах незначительное, так как эти аппараты находятся преимущественно в конце технологических цепочек обработки

шламовых вод и обрабатывают сгущенные продукты предыдущих аппаратов, в которых содержание тонких фракций невелико. Например, для гидроциклонов ГЦО-350 и ГЦО-350 максимальное содержание тонкого шлама составило 0,31 и 0,04 дол. ед. соответственно.

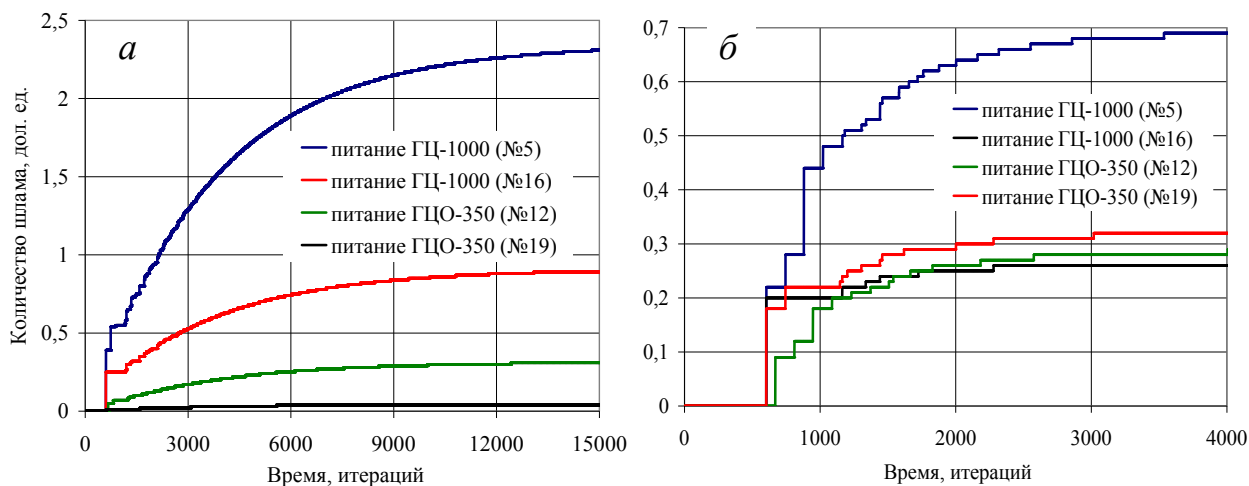


Рис. 3.3. Кинетика накопления шлама в питании гидроциклонов:  
а – тонкого, б - зернистого

В узлах аккумуляции объемов осветленной воды содержание тонкого шлама высокое, так как в эти емкости направляются преимущественно сливные потоки основных сгустительно-осветлительных устройств. Максимальное содержание тонкого шлама в баках оборотно-технической и свежей воды для действующей ВШС составило 1,62 и 2,3 дол. ед. соответственно. Это свидетельствует о том, что в оборотной воде отделения гравитационного обогащения содержание тонкого шлама в 2,3 раза превышает первоначальное содержание, что отрицательно сказывается на эффективности работы основного обогатительного оборудования.

Исследования изменения продолжительности нестационарного режима работы ВШС ГОФ «Луганская» проведено при различных выводимых количествах тонкого и зернистого шлама, а так же при различных инерционных свойствах узлов и аппаратов по описанной выше методике.

Стабилизация содержания шлама в системе очень длительна, что связано с наличием высоко инерционных аппаратов (радиальные сгустители, зумпфы, баки, сборники насосов и др.) и множества возвратных потоков. Накопление шлама в системе



прекращается, когда из системы выходит порция шлама, транспортируемая наиболее инерционным. Как правило, длительные маршруты выводят из системы незначительное количество шлама, которое распределяется по продуктам сгустительно-осветлительных аппаратов данного маршрута. Короткие маршруты характеризуются низкой инерционностью и значительным выводом из системы тонкого и зернистого шлама. Таким образом, наличие в системе коротких технологических цепочек, включающих аппараты с высокой эффективностью разделения, определяет быстрый вывод тонкого и зернистого шлама с необходимыми качественно-количественными показателями.

Инерционные свойства всех основных узлов и аппаратов ВШС оказывают одинаковое влияние на задержку порции и тонкого, и зернистого шлама, так как шлам перемещается по одним и тем же трубопроводам. При этом продолжительности процесса стабилизации количества тонкого и зернистого шлама для некоторых потоков отличаются почти в 4 раза. Это свидетельствует о том, что на продолжительность нестационарного режима работы ВШС оказывают влияние не только инерционные свойства применяемых аппаратов, но и количества шлама, выводимого из системы через узлы вывода.

Действующая ВШС ГОФ «Луганская» имеет пять узлов вывода шлама. Основное количество тонкого и зернистого шлама (0,2 и 0,3 дол. ед. соответственно) выводится с конечными продуктами гравитационного обогащения. Данные о количестве выводимого из системы шлама через другие узлы вывода представлены в табл. 3.5. Через узлы вывода после первого поступления шлама с питанием выводится 23% тонкого и 56,7% зернистого от количества, поступающего в систему. Остальная часть тонкого и зернистого шламов (77% и 43,3%) продолжает циркулировать в системе. Поэтому количество тонкого шлама, возвращаемого в гравитационное отделение, намного превышает количество зернистого. Для предотвращения циркуляции шламов необходимо обеспечить их вывод из системы как можно ближе к началу процесса регенерации шламовых вод. Ограничивающим фактором являются качественно-количественные показатели конечных продуктов.

Таблица 3.5.

**Количество тонкого и зернистого шлама, выводимого из ВШС  
ЦОФ «Луганская» на первых циклах работы**

Выводимый шлам, дол. ед.	№ узла вывода шлама					Всеми узлами
	14	18	20	13	10	
Тонкий	0,2	0,006	0,001	0,021	0,002	<b>0,23</b>
Зернистый	0,3	0,123	0,019	0,051	0,074	<b>0,567</b>

Каждый из узлов вывода шлама – это конец определенной технологической цепочки обработки шламовых вод. На количество выводимого шлама оказывает влияние технологическое назначение аппаратов, входящих в состав цепи. Суммарное количество зернистого шлама, выводимое из системы, превысило количество тонкого. Приращения содержания тонкого шлама больше по абсолютному значению, чем приращения зернистого практически для всех аппаратов. Поэтому продолжительность стабилизации содержания тонкого шлама практически во всех аппаратах значительно выше, чем для зернистого.

Для исследования влияния количества выводимого шлама на величину равновесной концентрации и продолжительность нестационарного режима работы для ВШС ГОФ «Луганская» выполнено компьютерное моделирование для 7 вариантов, в каждом из которых достигалось различное количество выводимого шлама путем изменения коэффициентов распределения шлама. Результаты приведены на рис. 3.4 и 3.5.

Анализ полученных зависимостей показал, что характер изменения продолжительности стабилизации содержания твердого в оборотной воде идентичен для тонкого и зернистого шлама и аппроксимируется степенной функцией с высокой достоверностью.

На основе полученных зависимостей удалось установить критические значения количеств тонкого и зернистого шлама, выводимого из системы, после снижения которых происходит резкое увеличение накопления шлама в оборотной воде и времени достижения его равновесной концентрации. Для тонкого шлама это значение составляет порядка 0,33, для зернистого – 0,55 долей ед.

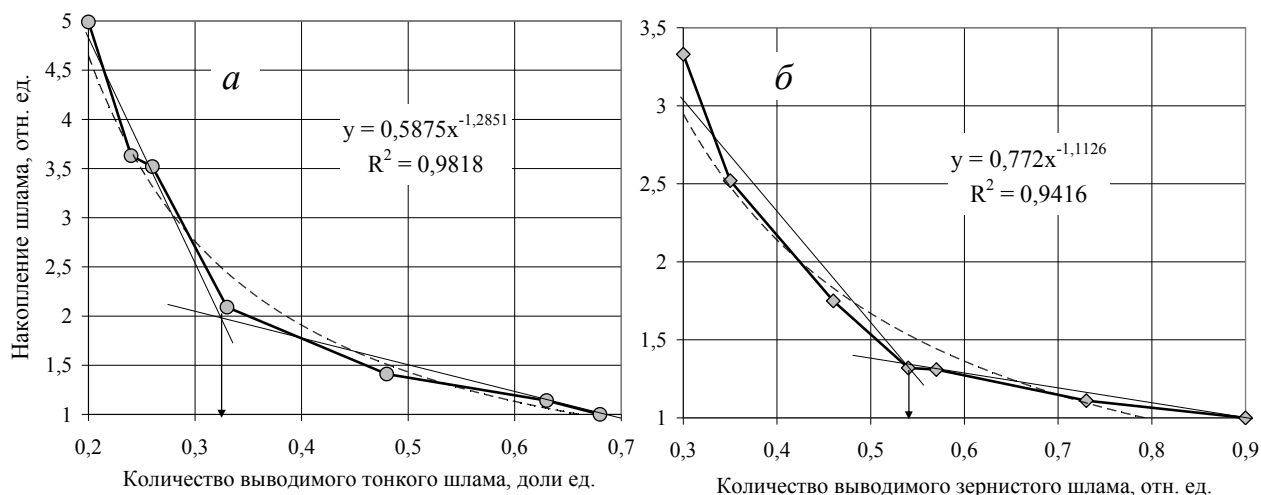


Рис. 3.4. Накопление шлама в зависимости от количества, которое выводится из системы: а – тонкого, б - зернистого

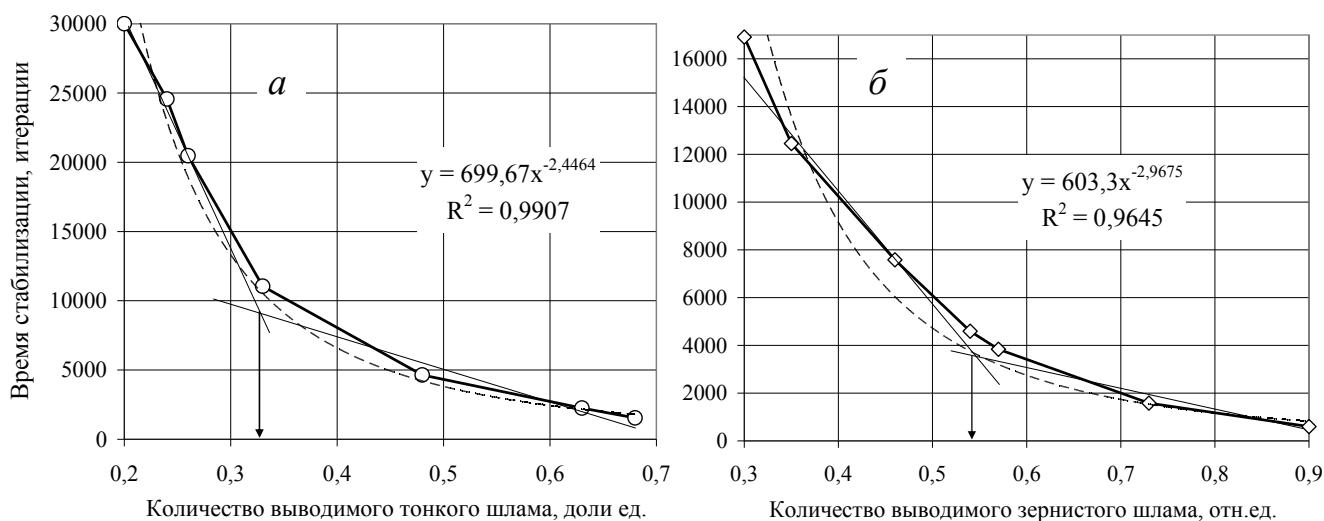


Рис. 3.5. Связь времени достижения равновесной концентрации шлама и его выводимого количества: а – тонкого, б - зернистого

Исследование работы действующей ВШС ГОФ «Луганская» проводилось при искусственном изменении инерционных характеристик в большую и меньшую сторону от существующих на 25, 50 и 75% (рис. 3.6).

Результаты свидетельствует о том, что для времени стабилизации количества тонкого шлама в системе характерна степенная зависимость, а для зернистого – линейная. Равновесная концентрация тонкого шлама выше этого же параметра для зернистого и достигается по времени дольше, и продолжительность стабилизации количества тонкого шлама при увеличении инерционных свойств системы значительно выше зернистого.

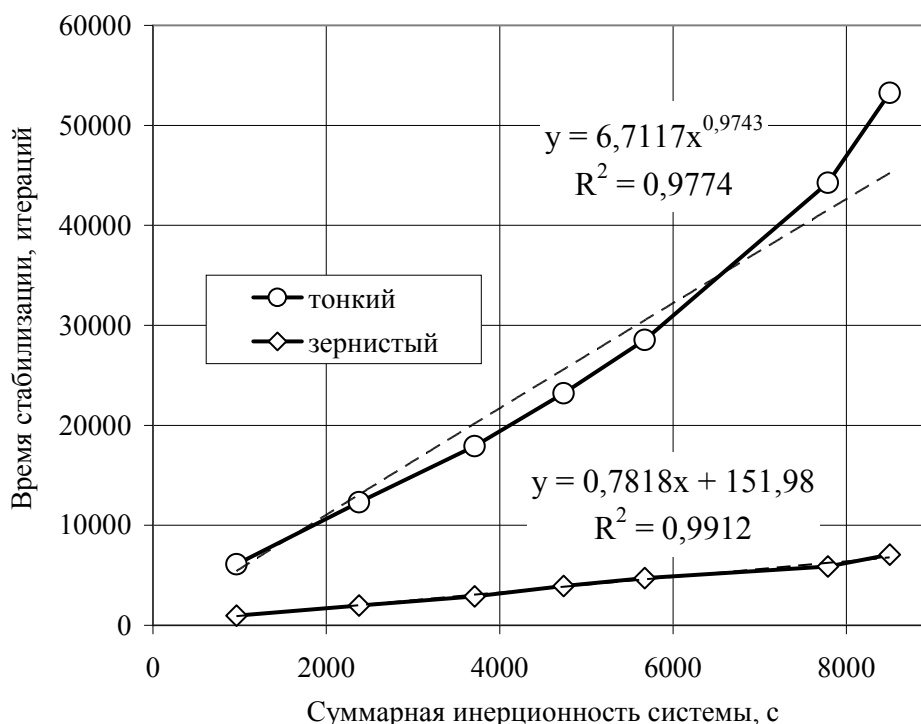


Рис. 3.6. Зависимость времени достижения равновесной концентрации шлама от инерционности системы

Для оценки эффективности работы ВШС рассчитаны скорости вывода шлама, представленные на рис. 3.7.

Верхняя кривая на рис. 3.7. отображает изменение скорости вывода шлама для идеального случая, когда на первых циклах работы через узлы вывода выводится 100% шлама – в оборот возвращается чистая вода. Все остальные варианты характеризуются меньшими скоростями вывода, так как имеет место накопление шлама в оборотной воде. Зависимости изменения скоростей для тонкого и зернистого идентичны. Максимальный скачок этого параметра происходит на первых циклах работы схемы, когда система затрачивает наибольшее за все время ее работы количество условной энергии. Далее с уменьшением приращений количества выводимого шлама скорость вывода снижается, и графики приближаются к горизонтальной оси. Скорость вывода зернистого шлама из ВШС всегда больше значений для тонкого. При этом затрачивается меньше условной энергии на обработку и вывод по сравнению с тонким шламом.

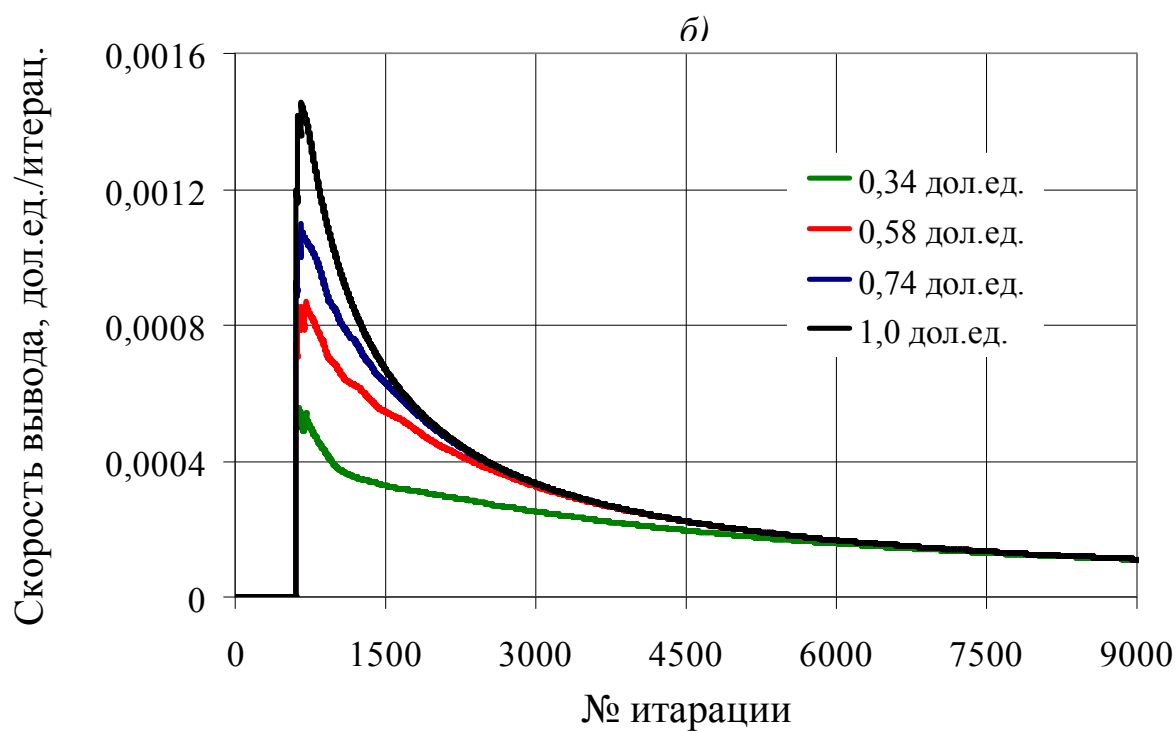
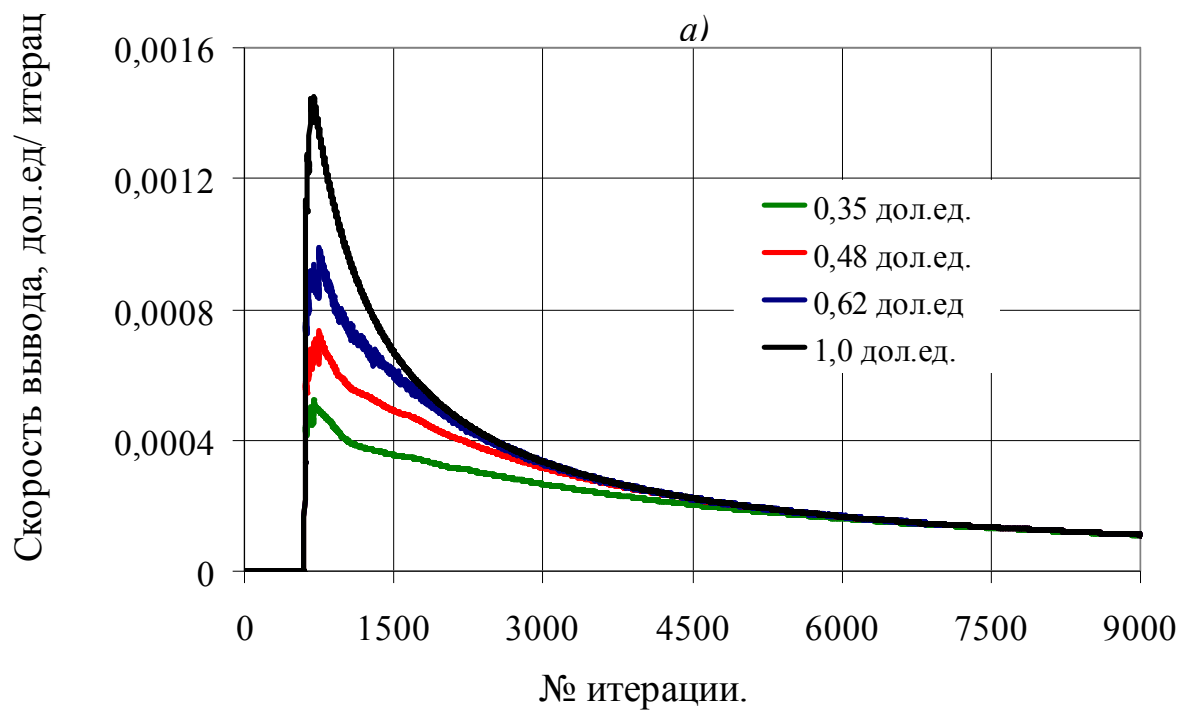


Рис. 3.7 Скорости вывода шлама при различных его количествах, выводимых из ВШС на первом цикле работы:  
а) – тонкого, б) – зернистого

Анализ полученных зависимостей свидетельствует о необходимости максимального вывода шлама именно на первых циклах работы схемы.

При постоянстве количества шлама, разделительных свойств всех аппаратов и измененных инерционных свойствах системы рассчитаны скорости вывода шлама (рис. 3.8).

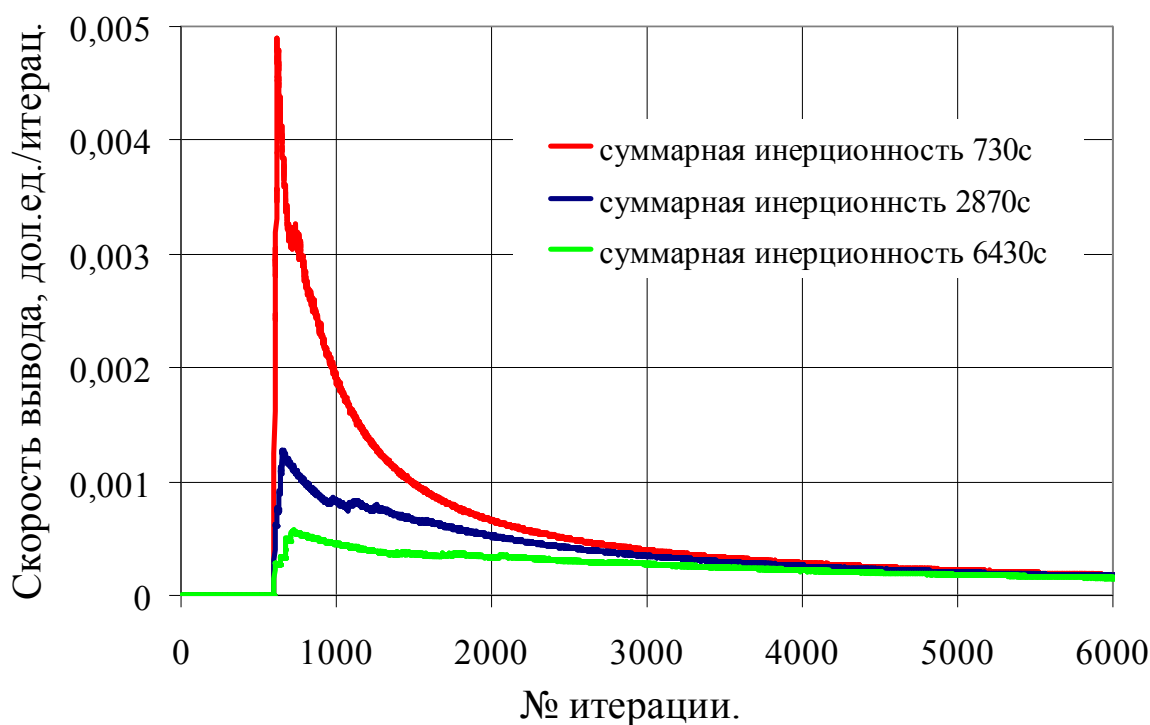


Рис. 3.8. Скорость вывода тонкого шлама из ВШС при различных суммарных инерционных свойствах узлов и аппаратов

Когда суммарная инерционность системы небольшая (730с), скорость вывода шлама максимальна и составляет 0,005 дол.ед./итерац. При значительной инерционности наблюдается ее резкое снижение, особенно на первых циклах работы. Причем пик достижения максимальной скорости вывода шлама смещается влево. Это связано с тем, что прежнее максимальное количество шлама при значительных транспортных задержках достигается намного позже, чем для случаев с быстродействующими маршрутами. Технологические маршруты с инерционными аппаратами и длинными трубопроводами обуславливают низкие скорости вывода шлама и высокую продолжительность нестационарного режима работы. При этом системой затрачивается больше условной энергии, чем для случая с низкоинерционными маршрутами.

Для оценки работы ВШС ГОФ «Луганская» рассчитаны значения эффективности для всех рассмотренных случаев. Графики изменения эффективности представлены на рис. 3.9.

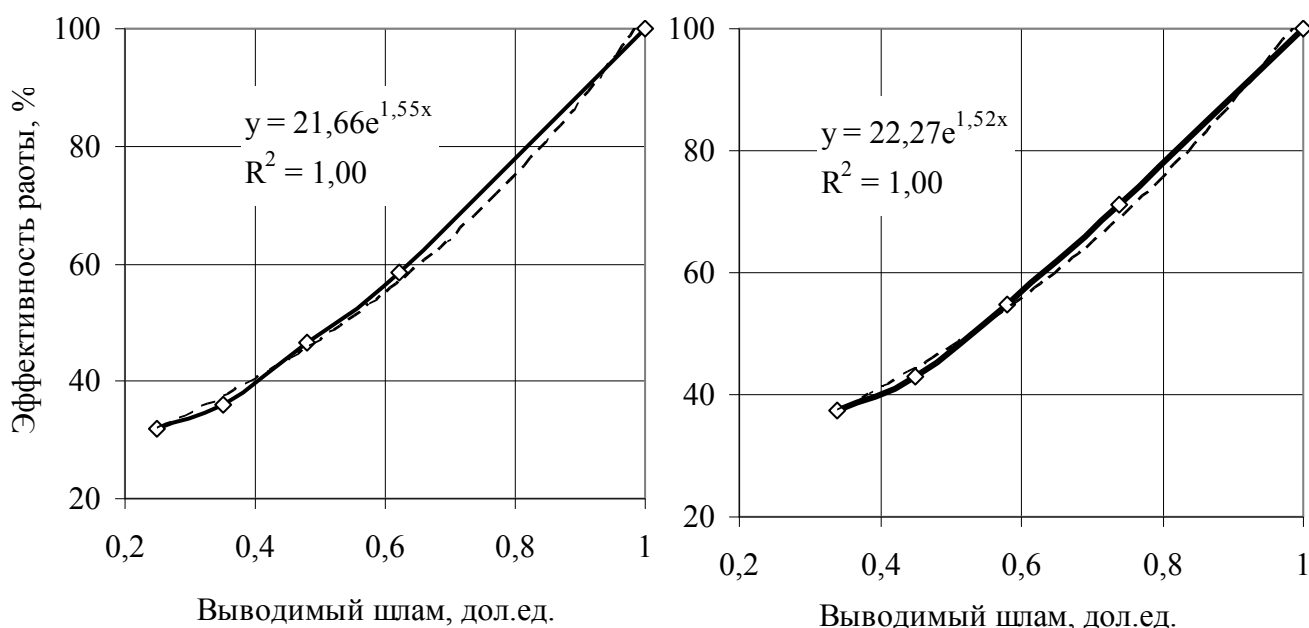


Рис. 3.9. Изменение эффективности работы ВШС ГОФ "Луганская" при различном количестве шлама, выводимом из системы на первых циклах работы: а) – тонкого, б) – зернистого.

Поскольку зернистый и тонкий шлам выводятся из системы с разной скоростью и имеют различную кинетику накопления, эффективность работы ВШС рассчитывалась отдельно для каждого вида шлама. Как показали расчеты, для тонкого и зернистого шлама наблюдается похожая тенденция. В течение работы ВШС скорости вывода шлама сравниваются. Полученные графические зависимости (рис. 3.9 а и б) аппроксимируются экспоненциальной зависимостью с достаточно высокой точностью.

Таким образом, в результате проведенного компьютерного исследования работы действующей ВШС ГОФ «Луганская» получены основные характеристики процесса накопления шлама.

Анализ результатов показал, что содержание тонкого шлама во всех основных узлах и аппаратах системы высокое, максимальное его содержание в отделении гравитационного обогащения. Величина равновесной концентрации тонкого шлама в 3,61 раза превышает начальную концентрацию, что приводит к изменению реологических характеристик разделительной среды и снижает эффективность работы фабрики. Гидроклассификатор

перегружен по содержанию тонкого шлама – 2,34 дол. ед. При таком высоком его количестве в питании изменяются сепарационная характеристика аппарата и увеличивается крупность граничного зерна разделения.

Содержание зернистого шлама в питании основных узлов и аппаратов системы незначительно. Отделение гравитационного обогащения характеризуется максимальными равновесными концентрациями тонкого и зернистого шлама. В целом работа действующей ВШС ГОФ «Луганская» по извлечению тонкодисперсных частиц из шламовых вод малоэффективна.

Исследование продолжительности нестационарного режима работы показало, что достижение равновесной концентрации тонкого шлама требует значительного времени. Максимальное время нестационарного режима работы характерно для отделения гравитационного обогащения, гидроклассификатора, радиального сгустителя, БСВ. Эти узлы выходят на стационарный режим работы по истечении 17000 итераций работы системы. Установлено, что продолжительность нестационарного режима работы системы симбатно зависит не только от инерционных свойств аппаратов и соединяющих потоков, но и от количества, выводимого из системы шлама. Определены критические значения этого параметра.

Определено влияние инерционных свойств аппаратов на длительность нестационарного режима работы системы. Исследования показали, что с уменьшением суммарных инерционных свойств системы сокращается продолжительность нестационарного режима.

Таким образом, для повышения эффективности работы действующей ВШС необходимо обеспечить вывод тонкого шлама из системы для предотвращения дальнейших циркуляций, сократить количество сгустительно-осветлительных устройств, упростив при этом топологию системы, отказаться от применения аппаратов, характеризующихся высокими инерционными свойствами.

### 3.2. Исследование работы ВШС ЦОФ «Чумаковская»

Для системы осветления оборотных вод ЦОФ «Чумаковская» (рис. 3.10) характерно направление лишь части шламовых вод отделения гравитационного обогащения (0,3015 и 0,4693 дол.ед.



для тонкого и зернистого шлама соответственно) на операцию предварительной регенерации, которая осуществляется в конусном сгустителе (№13). Разделение подрешетных вод происходит на сите предварительного сброса 4, надрешетный продукт которого подвергается обогащению мокрой винтовой сепарацией (№6). Анализируя сложность конструктивного исполнения данной ВШС, необходимо отметить, что количество основных узлов и аппаратов, обрабатывающих шламовые потоки, гораздо меньше, чем для ГОФ «Луганская».

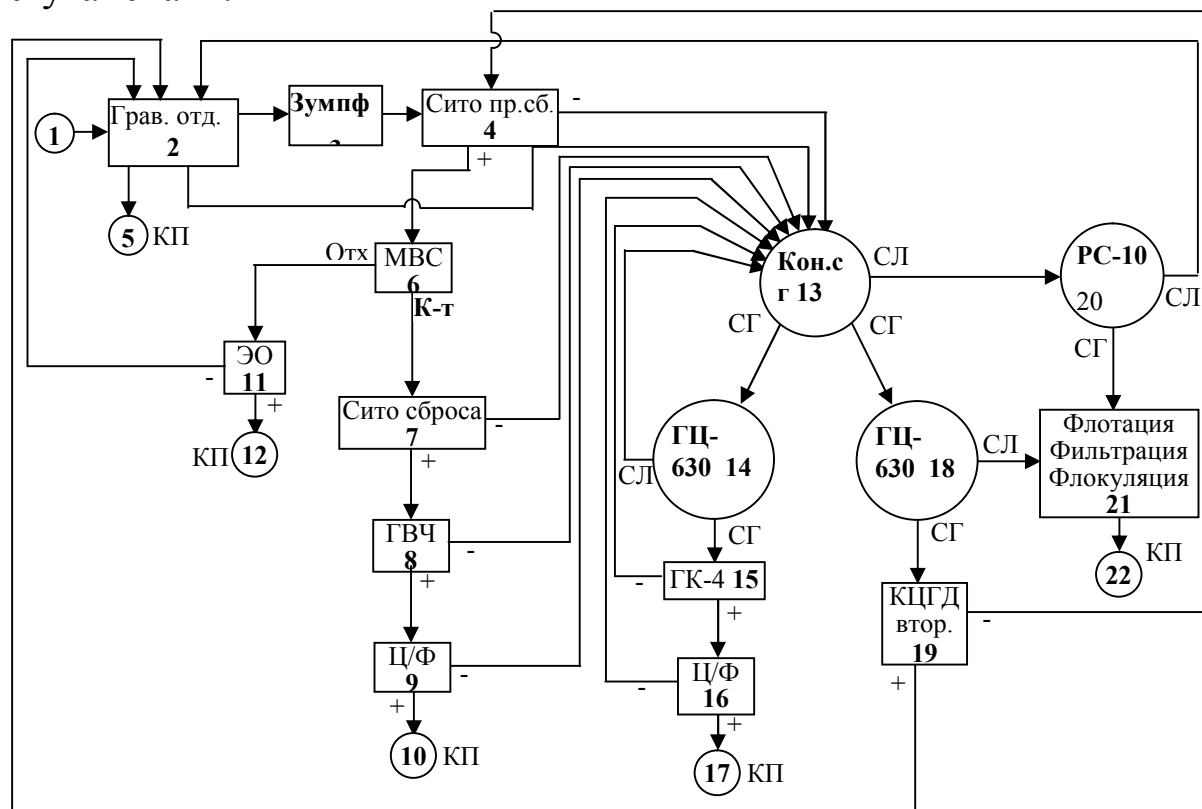


Рис. 3.10 Водно-шламовая система ЦОФ «Чумаковская» в блочном изображении

Число транспортных потоков, соединяющих эти аппараты, составило 33 потока. Количество узлов вывода тонкого и зернистого шлама из системы 5 шт. Имеется всего два основных узла, с которыми наиболее часто взаимодействуют остальные: отделение гравитационного обогащения (принимает 3 возвратных потока) и конусный сгуститель (принимает 8 возвратных потоков). Накопление тонкого и зернистого шлама в отделении гравитационного обогащения и в питании конусного сгустителя, а также продолжительность нестационарного режима работы данных узлов будут представлять наибольший интерес при анализе данных процессов для системы в целом [50,52,53].

Число транспортных потоков, соединяющих эти аппараты, составило 33 потока. Количество узлов вывода тонкого и зернистого шлама из системы 5 шт. Имеется всего два основных узла, с которыми наиболее часто взаимодействуют остальные: отделение гравитационного обогащения (принимает 3 возвратных потока) и конусный сгуститель (принимает 8 возвратных потоков). Накопление тонкого и зернистого шлама в отделении гравитационного обогащения и в питании конусного сгустителя, а также продолжительность нестационарного режима работы данных узлов будут представлять наибольший интерес при анализе данных процессов для системы в целом [50,52,53].

Наличие большого количества возвратных потоков и локальных циркуляций значительно усложняют топологию схемы, и приводит к увеличению продолжительности стабилизации накопления шлама. В результате технологические маршруты переработки шламовых потоков, характеризуются высокими инерционными свойствами а, следовательно, и низкой скоростью вывода шлама. Из множества существующих маршрутов для орграфа рассматриваемой схемы выделены 4 основных:

1. ГО→С пр. сб. →МВС→Сито сброса→ГВЧ→ЦФ→КП
2. ГО→С пр. сб. →МВС→ЭО→КП
3. ГО→Кон сг. →ГЦ-630(14)→ГК-4→ ЦФ→КП
4. ГО→Кон сг. →ГЦ-630(18)→Отд. флотации →КП

Коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама, транспортные задержки основных потоков и продолжительность обработки порции шлама в узлах системы определены на основании опробования потоков действующей ВШС. Результаты компьютерного моделирования работы представлены на рис. 3.11.

Максимальное содержание тонкого и зернистого шлама наблюдается в отделении гравитационного обогащения и в питании конусного сгустителя. Для гравитационного отделения эти показатели составили 1,87 и 1,23 дол. ед. для тонкого и зернистого шлама соответственно, для конусного сгустителя – 1,16 и 0,72 дол. ед. Высокое содержание шлама в узлах исследуемой ВШС объясняется малоэффективной работой разделительных аппаратов и возвратом шлама через циркулирующие потоки.

Достаточно высокое содержание твердого в питании узлов и аппаратов, непосредственно связанных с рассмотренными выше узлами транспортными потоками с высокими коэффициентами

распределения тонкого и зернистого шлама. Например, содержание тонкого шлама в питании радиального сгустителя по сравнению с остальными аппаратами системы довольно значительное 0,73 дол. ед.

Как и в случае с ВШС ГОФ «Луганская», содержание тонкого шлама практически во всех узлах и сгустительно-осветлительных аппаратах превышает содержание зернистого, так как эффективность его извлечения из шламовых потоков выше. Как следствие, количество циркулирующего зернистого шлама в системе уступает количеству тонкого.

Из данных следует, что содержание тонкого шлама в основных узлах системы составляет 1,87 дол.ед., (рис. 3.11, *а*), зернистого 1,23 дол.ед. (рис. 3.11, *б*), что 1,5 раза меньше. Диаграммы накопления тонкого шлама характеризуются наличием множества приращений его содержания. Во всех узлах ВШС время стабилизации количества тонкого шлама превышает время стабилизации зернистого в 1,5 раза. Аналогичные данные характерны и для ВШС ГОФ «Луганская».

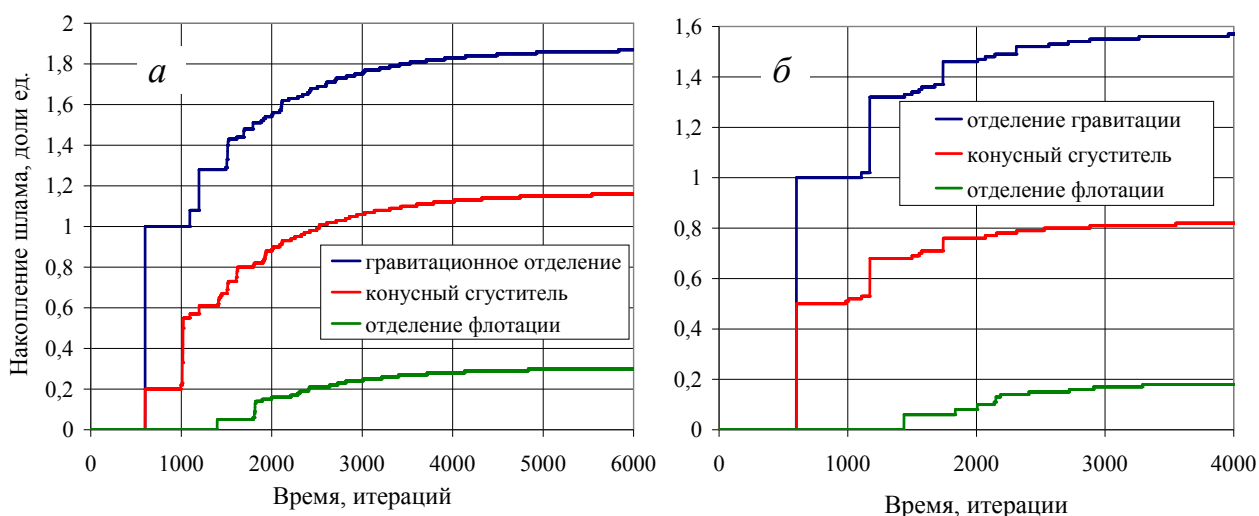


Рис. 3.11. Кинетика накопления шлама для ВШС ЦОФ «Чумаковская»: *а* – тонкого, *б* - зернистого

Период резких увеличений концентрации шлама ограничивается началом работы системы временем, когда последний циркулирующий поток в первый раз доставит порцию шлама в гравитационное отделение. Далее шлам выводится из системы, циркулирующими нагрузками доставляется меньшее его количество, и резкие скачки с течением времени уменьшаются,

диаграмма имеет множество незначительных приращений. Приблизительно после 5000 итераций работы системы содержание тонкого шлама в отделении гравитации стабилизируется.

Первый скачок количества тонкого шлама 1 дол. ед. обусловлен его поступлением в отделение с рядовым углем. Вторым скачком 0,08 дол. ед. вызван доставкой в отделение циркулирующей нагрузки. Технологическая цепочка, по которой было доставлено данное количество шлама, состоит из трех узлов, соединенных в следующей последовательности: гравитационное отделение, конусный сгуститель, радиальный сгуститель. Следующий ощутимый скачок концентрации 0,2 дол. ед. вызван возвратом в гравитационное отделение очередной порции шлама по технологической цепочке, состоящей из: гравитационное отделение, зумпф шламовых вод, сито предварительного сброса, мокрая винтовая сепарация, обезвоживающий элеватор. Последний ощутимый скачок вызван возвратом порции шлама третьей циркулирующей нагрузкой. Выявить последовательность аппаратов в возвратных технологических цепочках сложно, что обусловлено технологической сложностью исполнения ВШС. Каждое изменение содержания тонкого шлама - результат возврата определенного количества шлама по соответствующему маршруту следования. Первые ощутимые приращения количества шлама вызваны самыми короткими возвратными цепочками, и выявить последовательность аппаратов можно, перемножив коэффициенты распределения шлама. Максимальное содержание тонкого шлама в отделении составило 1,87 дол. ед.

Для конусного сгустителя характер накопления тонкого шлама идентичен характеру в отделении гравитационного обогащения. Диаграмма накопления шлама характеризуется большим количеством приращений его количества. В начале работы аппарата наблюдаются резкие скачки увеличения содержания шлама с последующим их уменьшением. Первое увеличение концентрации шлама 0,2 дол. ед. обусловлено доставкой в сгуститель шламовых вод из отделения гравитационного обогащения. Дальнейшие ощутимые приращения концентрации вызваны доставкой в сгуститель (в первый раз) подрешетных вод аппаратов, расположенных после мокрой винтовой сепарации. Последующие увеличения содержания тонкого шлама незначительны и находятся в пределах 0,1-0,2 дол.

ед. Для конусного сгустителя характерно наличие восьми циркулирующих нагрузок, доставляющих порции тонкого шлама. Максимальное его количество в питании составило 1,16 дол. ед., время стабилизации 4820 итераций.

В отделении флотации содержание тонкого шлама невелико и характер его накопления более равномерный. Основное влияние здесь оказывает его концентрация в сгущенном продукте радиального сгустителя С-10. Равновесная концентрация намного меньше, чем для конусного сгустителя и отделения гравитационного обогащения и составляет 0,3 дол. ед. Отделение флотации расположено в конце технологической цепочки обработки шламовых вод и до него доходит меньшее количество тонкого шлама, а остальное распределяется по другим аппаратам системы.

На диаграмме накопления зернистого шлама выделены два основных скачка количества зернистого шлама в оборотной воде. Они соответствуют началу работы системы, когда аппараты принимают первые порции шлама. Первый - на 601-ой итерации работы системы, равный 1 дол. ед. (поступление шлама с рядовым углем). Второй - на 1196-ой итерации 0,12 дол. ед. (возврат в отделение надрешетного продукта конических грохотов КЦГД и фугата обезвоживающих элеваторов). Дальнейшие приращения содержания зернистого шлама в гравитационном отделении незначительны и здесь относительно быстро достигается стационарный режим работы. Уже на 2513-ой итерации работы ВШС его содержание стабилизируется, что вдвое быстрее, чем для тонкого шлама. Равновесная концентрация при этом составила 1,23 дол. ед. от начального количества в системе, что в 1,5 раза ниже, чем для тонкого.

Содержание зернистого шлама в питании конусного сгустителя (рис. 3.11) имеет незначительное количество приращений. Выделены 3 основных скачка концентрации: I – 0,47 дол. ед. на 604-ой итерации работы системы (время прихода порции зернистого шлама из отделения гравитационного обогащения), II – циркулирующая нагрузка из подрешетных вод сита предварительного сброса, высокочастотных грохотов и фугата обезвоживающих центрифуг, III - совокупность потоков аппаратов, расположенных после конусного сгустителя (слив ГЦ- 630, подрешетные воды грохотов ГК-4, фугат обезвоживающих

центрифуг). Эти аппараты имеют низкие инерционные свойства и непосредственно связаны с конусным сгустителем, вместе они практически одновременно вызывают увеличение количества зернистого шлама в питании, которое быстро стабилизируется. Максимальное его количество составило 0,72 дол. ед. По зернистому шламу конусный сгуститель как и отделение гравитационного обогащения быстро выходит на стационарный режим работы. Время стабилизации содержания шлама составило 2688 итераций, что в 1,7 раза ниже, чем для тонкого шлама.

В отделении флотации не наблюдается высокого содержания зернистого шлама. Процесс накопления определяется сгущенным продуктом радиального сгустителя С-10. Сливной поток гидроциклонов ГЦ-630 зернистого шлама практически не приносит (около 0,02 дол. ед. ). Максимальное содержание зернистого шлама в отделении флотации составило 0,24 дол. ед., а время достижения стационарного режима работы – 2873 итераций, что в 1,4 раза быстрее, чем для тонкого шлама.

Диаграммы накопления зернистого шлама в питании других аппаратов ВШС (рис. 3.12, а) характеризуются малой величиной равновесной концентрации и быстрым выходом на стационарный режим работы. Максимальное содержание зернистого шлама для питания МВС 0,68, для гидроциклонов ГЦ-630 (№14) 0,15, для ГЦ-630 (№18) 0,46, для сгустителя РС-10 0,11 дол. ед, продолжительность его стабилизации не превысила 3000 итераций.

Содержание тонкого шлама в питании других аппаратов системы (рис. 3,12, б) превосходит содержание зернистого для каждого из них. Кинетика накопления характеризуются большим количеством приращений содержания шлама и более длительным периодом нестационарного режима работы.

Эти аппараты непосредственно либо через другие аппараты соединены с узлами, в которых содержание тонкого шлама существенное. Поэтому диаграммы накопления шлама имеют близкий характер. В данном случае максимальное количество тонкого шлама для питания МВС составило 1,01 дол. ед. Максимальная продолжительность стабилизации содержания тонкого шлама не превысила 7000 итераций. Анализируя сложность конструктивного исполнения данной ВШС, необходимо отметить, что количество основных узлов и аппаратов,

обрабатывающих шламовые потоки, гораздо меньше, чем для ГОФ «Луганская».

На продолжительность процесса накопления шлама оказывают влияние инерционные характеристики применяемых аппаратов, транспортные задержки соединяющих потоков и количество выводимого из системы шлама.

Как и для ВШС ГОФ «Луганская» такими являются: отделение гравитационного обогащения (время задержки шлама 600с), конусный сгуститель (время задержки 400с.), зумпф шламовых вод (300с), радиальный сгуститель (900с), отделение флотации (1200с). Продолжительность обработки шламовых вод в остальных аппаратах гораздо ниже по сравнению с этими аппаратами, поэтому длительность нестационарного режима определяется именно их инерционными свойствами.

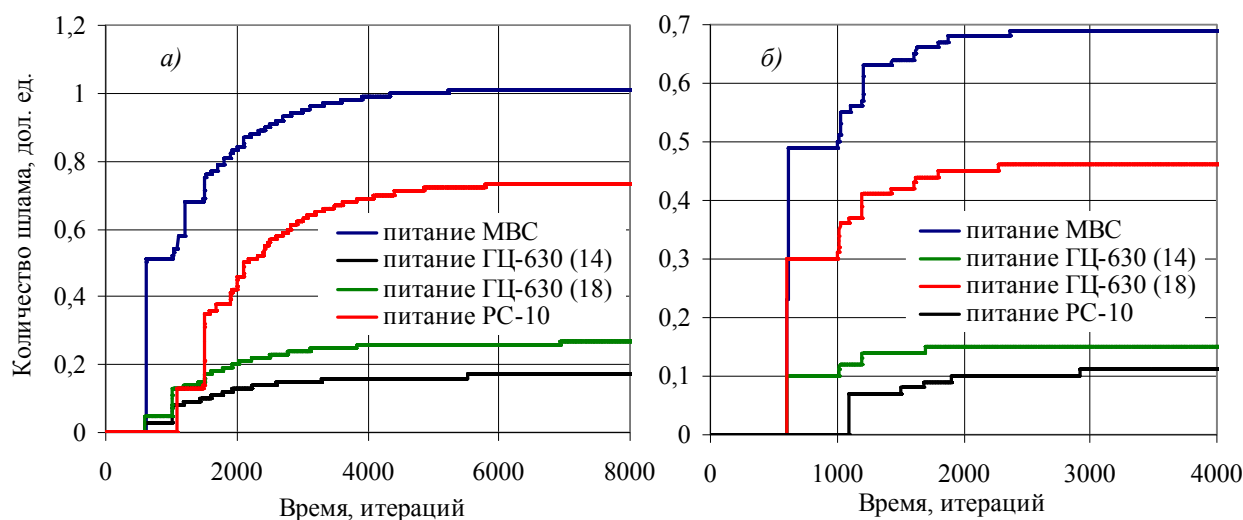


Рис. 3.12 Накопление шлама в питании других аппаратов водно-шламовой системы ЦОФ «Чумаковская»: а – тонкого, б – зернистого

Результаты компьютерного моделирования (рис. 3.11 и 3.12) показали, что необходимое время стабилизации количества шлама в основных узлах системы резко отличается. Например, отделение гравитации - для тонкого шлама 5832 итераций, зернистого - 2513 итераций. Для конусного сгустителя - тонкий шлам 5536 итераций, зернистый – 2646 итераций (вдвое меньше); отделение флотации: тонкий шлам - 4835 итераций, зернистого – 2810 итераций, радиальный сгуститель - 5790 итераций для тонкого и 2914 итераций для зернистого.

Как и для ВШС ГОФ «Луганская» продолжительность нестационарного режима работы зависит от количества шлама,

выводимого из системы на первых циклах работы. ВШС ЦОФ «Чумаковская» имеет пять узлов вывода шлама. Наибольшее количество шлама выводится с конечными продуктами отделения гравитационного обогащения, суммарное значение этого параметра приведено в табл. 3.6.

Таблица 3.6

**Количество тонкого и зернистого шлама, выводимого из ВШС**

Выводимый шлам, дол. ед.	№ узла вывода шлама					Всеми узлами
	5	10	12	17	22	
Тонкий	0,2	0,053	0,027	0,003	0,03	<b>0,313</b>
Зернистый	0,3	0,09	0,046	0,076	0,013	<b>0,525</b>

Из данных табл. 3.6 следует, что по технологическим цепочкам, которые заканчиваются узлами вывода шлама, из системы первоначально выводится 0,323 тонкого и 0,525 дол. ед. зернистого шлама. Остальное его количество (0,677 тонкого и 0,475 дол. ед. зернистого) возвратными потоками распределяется по основным узлам системы в соответствии с коэффициентами извлечения, что приводит к увеличению количества шлама в питании аппаратов.

Для исследования влияния количества выводимого шлама на величину равновесной концентрации и продолжительность нестационарного режима работы для ВШС ЦОФ «Чумаковская» выполнено моделирование для 7 случаев, в каждом из которых, варьируя коэффициентами распределения шлама, достигалось различное количество выводимого шлама. Результаты моделирования приведены на рис. 3.13 – 3.14

Необходимо отметить, что принималось к учету количество выводимого шлама именно на первых циклах работы схемы, когда каждый из узлов вывода впервые получает порцию шлама. Поэтому можно утверждать, что для повышения эффективности работы замкнутых водно-шламовых циклов необходимо обеспечивать максимальный вывод шлама из системы в начале ее работы. В этом случае содержание шлама в оборотной воде будет минимальным. Анализ данных показывает, что с увеличением количества выводимого шлама накопление твердой фазы в оборотной воде



снижается, а также уменьшается значение коэффициента циркуляции.

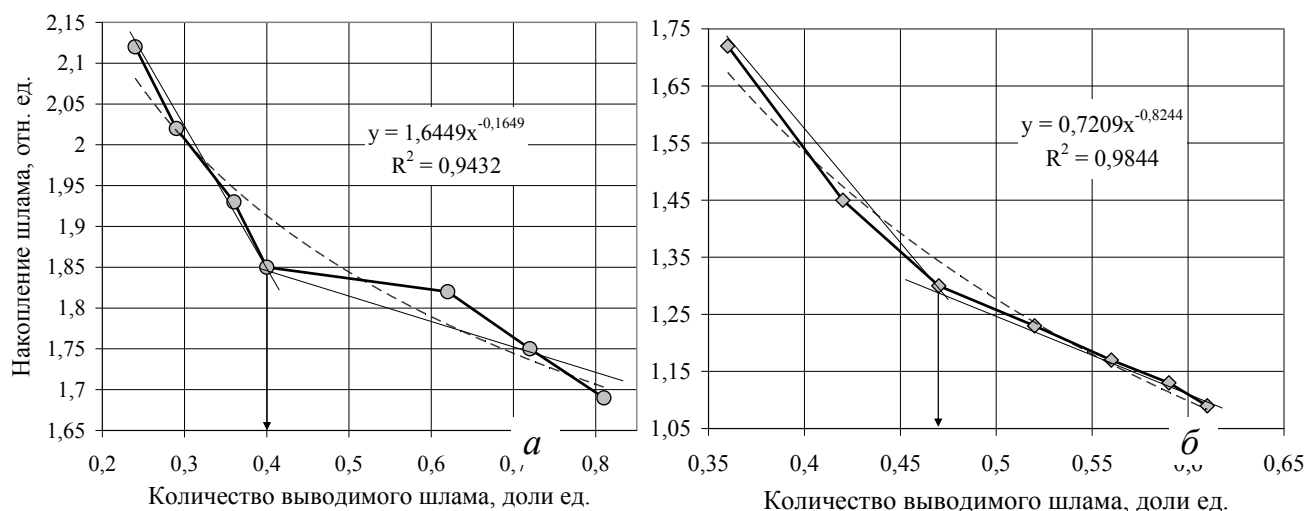


Рис. 3.13. Накопление шлама в зависимости от количества, которое выводится из системы ВШС ЦОФ «Чумаковская»:  
*a* – тонкого, *б* - зернистого

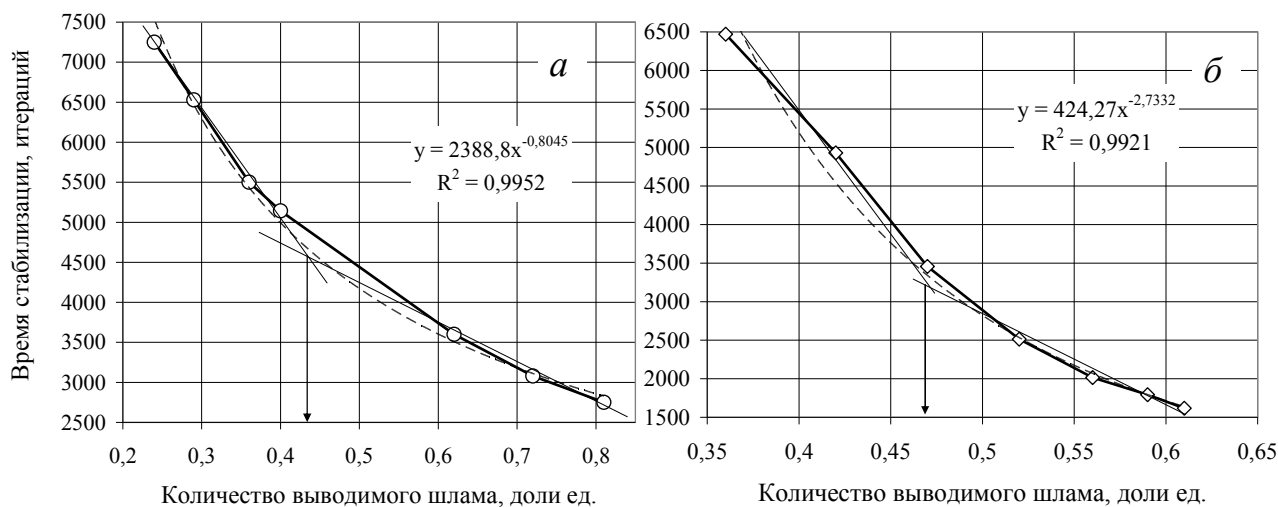


Рис. 3.14. Время достижения равновесной концентрации шлама:  
*a* – тонкого, *б* - зернистого

Полученные математические модели идентичны моделям ВШС ГОФ «Луганская». Это подтверждает то, что процесс накопления шлама происходит по одинаковому механизму и основывается на соблюдении материального баланса между входящими и выводящими потоками.

Для исследуемой ВШС ЦОФ «Чумаковская» также выполнено моделирование условий, при которых изменялась суммарная

инерционность системы, определяющаяся транспортными задержками потоков и временем обработки порции шлама в аппарате. Были рассмотрены 7 основных вариантов. Инерционные характеристики аппаратов искусственно изменялись менее и более существующих характеристик на 25, 50 и 75%. Результаты компьютерного исследования представлены на рис. 3.15.

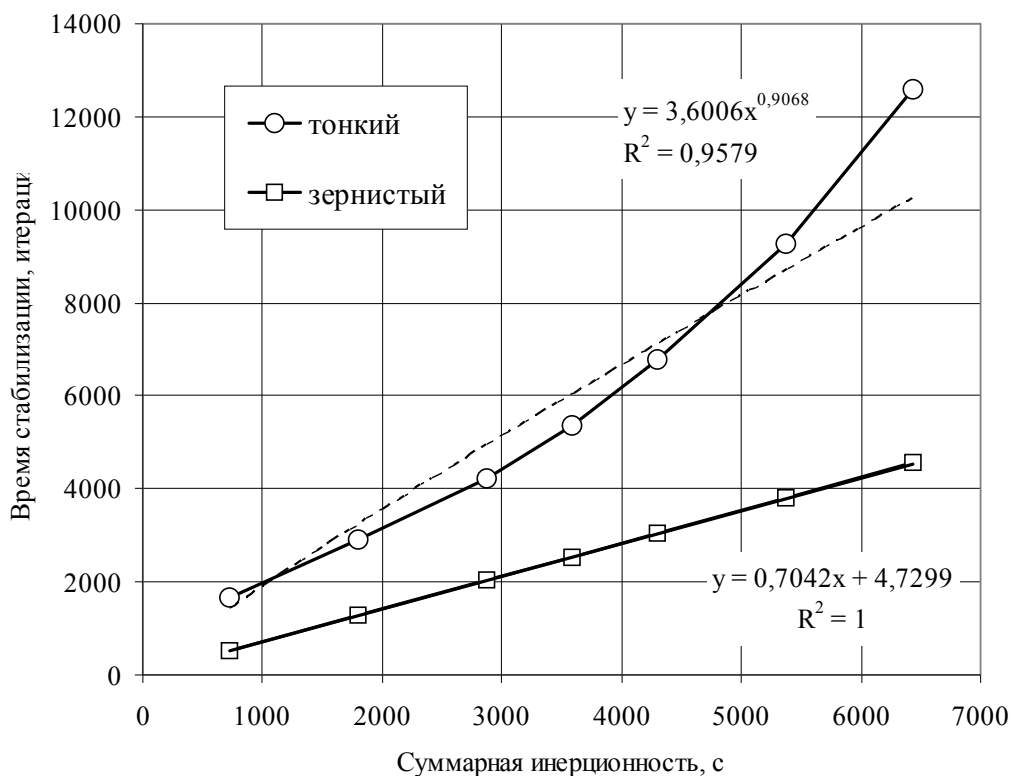


Рис. 3.15. Зависимость времени достижения равновесной концентрации шлама от инерционности системы

Как следует из данных, для ВШС ЦОФ «Чумаковская» получены прямолинейная регрессионная зависимость времени достижения равновесной концентрации шламов от суммарной инерционности системы для зернистого шлама и степенная зависимость для тонкого шлама. Кинетика накопления тонкого шлама более сложная, тонкий шлам дольше циркулирует в системе, поэтому при пропорциональном изменении инерционных свойств происходит изменение продолжительности стабилизации содержания шлама не линейного характера.

Общий анализ результатов моделирования для исследуемых ВШС позволил обосновать вывод о том, что кинетика накопления шлама в узлах и аппаратах ВШС имеет скачкообразный характер, при этом длительность стабилизации процесса накопления

нелинейно зависит от инерционных свойств системы. Это позволяет определить ожидаемую продолжительность процесса накопления для тонкого и зернистого шлама при известных транспортных задержках в системе и направления ее совершенствования.

Для полной оценки эффективности работы ВШС ЦОФ «Чумаковская» для всех рассмотренных вариантов определены скорости вывода шлама (скорости изменения условной энергии) (рис. 3.16 и 3.17). Здесь верхняя зависимость отображает изменение скорости, когда ВШС работает с 100% эффективностью и на первых циклах работы выводится весь шлам.

Полученные графические зависимости изменения скоростей идентичны зависимостям для ВШС ГОФ «Луганская». Так же максимальные скачки скоростей вывода шлама наблюдаются на первых циклах работы системы, и именно в эти моменты узлами затрачивается наибольшее количество условной энергии. Далее наблюдается плавное уменьшение скоростей вывода, так как приращения количества выводимого шлама снижаются. Значение скоростей вывода зернистого шлама в любой момент времени всегда выше значений для тонкого шлама, поэтому тратится больше условной энергии на обработку тонкого шлама и меньше на его вывод за время нестационарного режима работы.

В данной работе принято, что частицы тонкого и зернистого шлама имеют одинаковые транспортные задержки в потоках, а разную скорость вывода тонкий и зернистый шлам приобретает за счет возврата в оборот большего количества тонкого шлама.

Таким образом, на первых циклах работы при одинаковом первоначальном количестве выводимого шлама пики скоростей для тонкого и зернистого шлама могут совпадать.

Верхняя кривая на графиках рис. 3.16 – изменение скорости вывода шлама без учета инерционных характеристик схемы. При увеличении суммарной инерционности скорость вывода шлама значительно снижается, так как увеличивается время обработки и транспортировки шлама по основным маршрутам. При этом растет длительность нестационарного режима работы ВШС. Графические зависимости вытягиваются по горизонтали, и значительно снижается максимальный скачок скорости, так как продолжительность первых циклов работы увеличивается, и он происходит значительно позже.

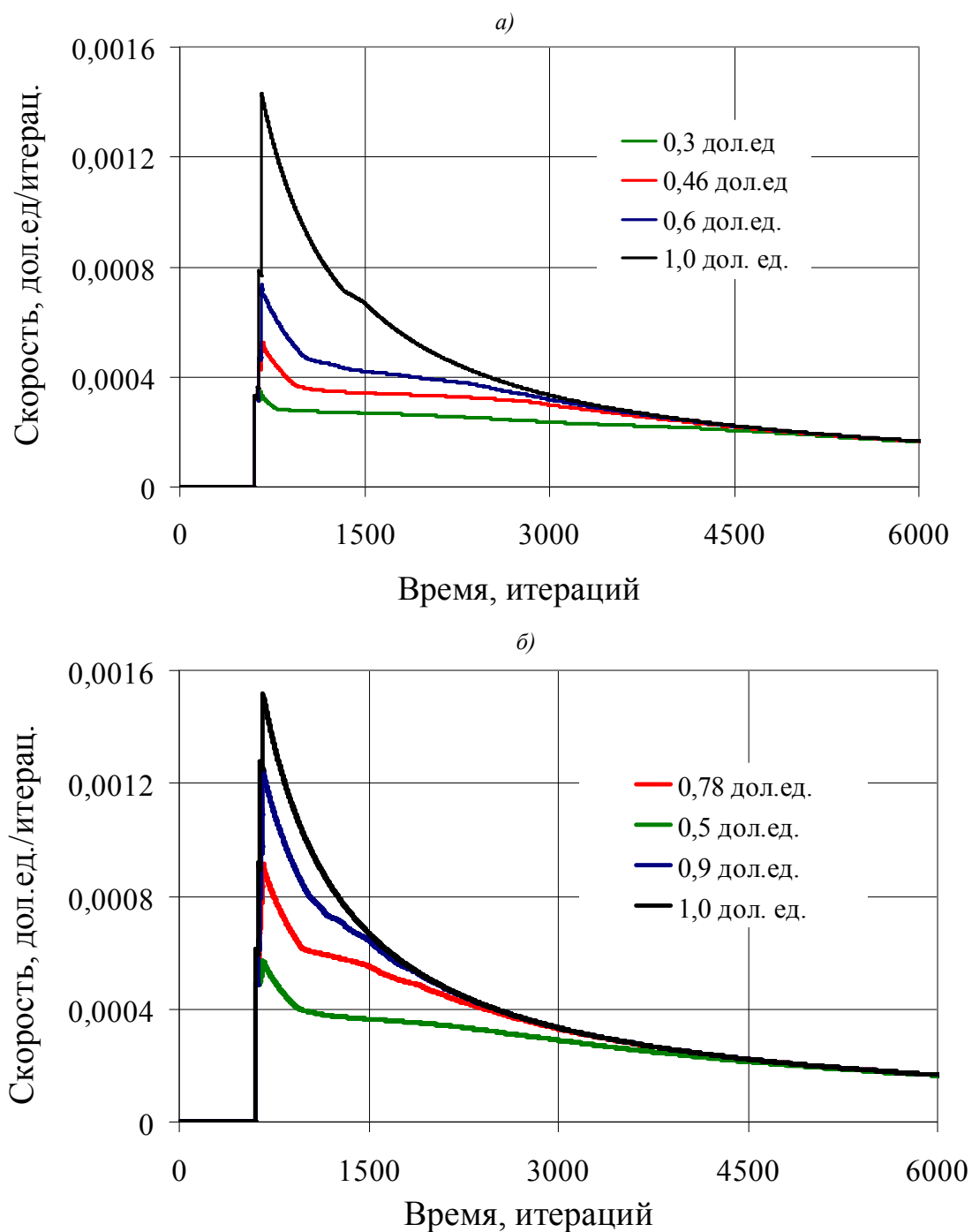


Рис. 3.16. Скорости вывода шлама при различных его количествах, выводимых из ВШС на первом цикле работы: *а* – тонкого, *б* – зернистого.

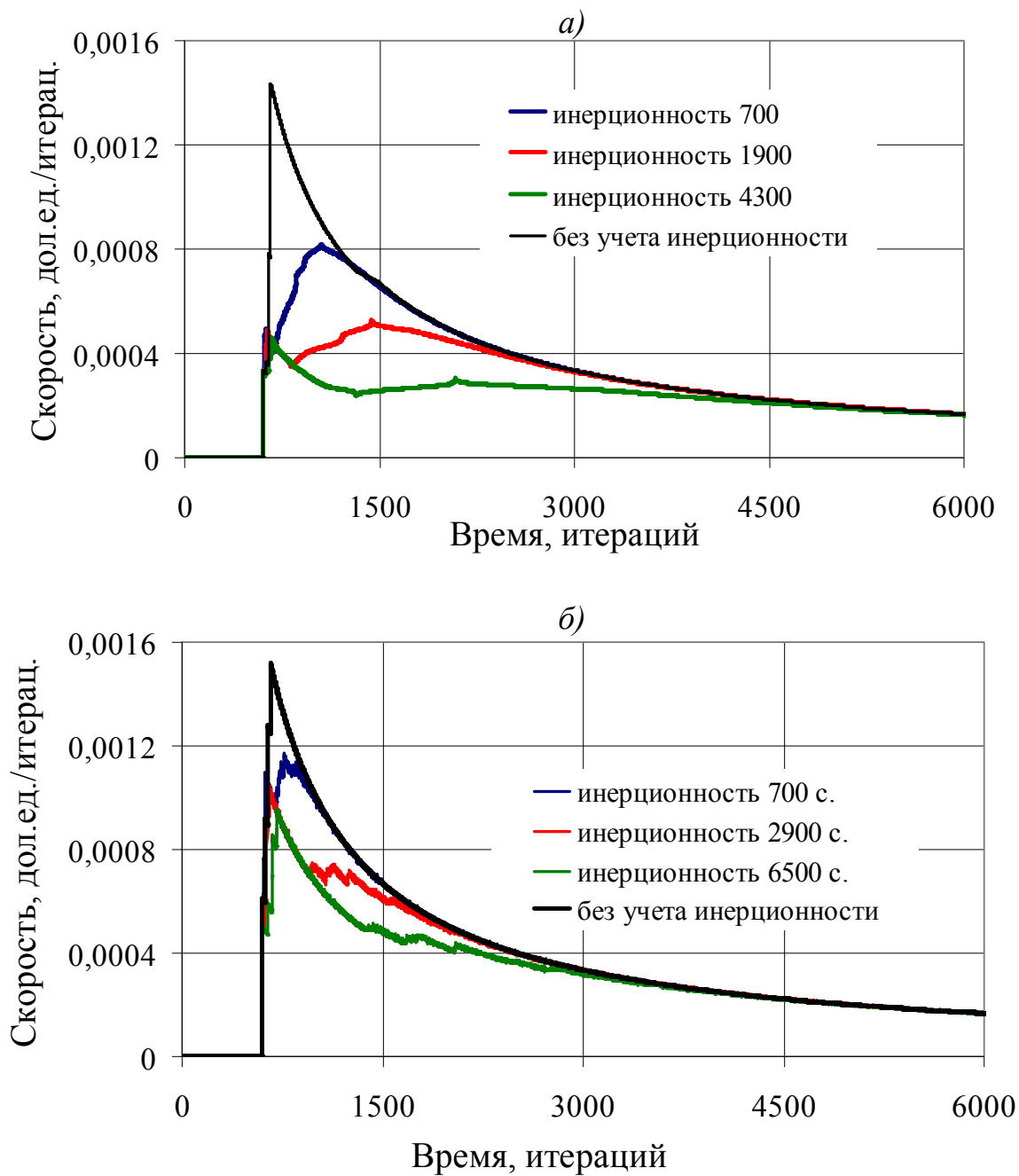


Рис. 3.17. Скорости вывода шлама из ВШС при различных суммарных инерционных свойствах узлов и аппаратов: *а* – тонкого, *б* - зернистого

Другими словами разделительные операции происходят с теми же коэффициентами распределения но гораздо позже. Это снижает скорость вывода шлама из ВШС.

По исследуемым фабрикам результаты моделирования оказались идентичными и описываются близкими регрессионными зависимостями. По соотношению максимальных значений скоростей для всех вариантов к максимуму скорости для варианта, когда накопление шлама в системе не происходит, рассчитана эффективность работы ВШС (рис. 3.18 – 3.19).

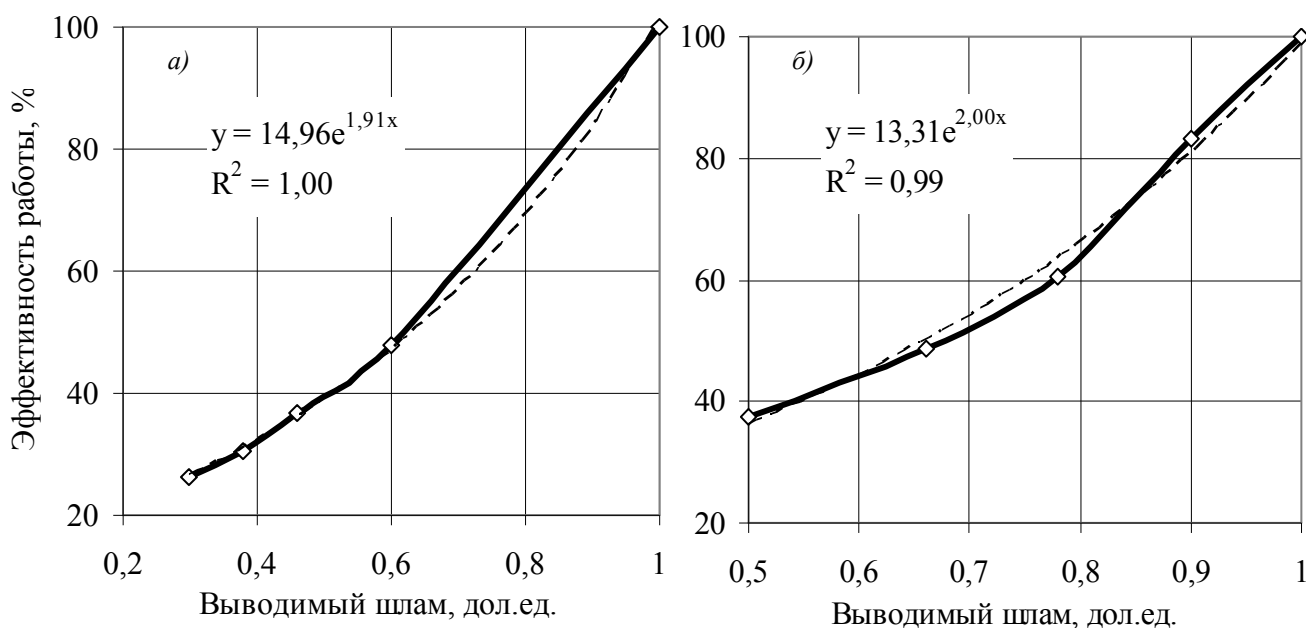


Рис. 3.18. Изменение эффективности работы ВШС ЦОФ "Чумаковская" при различном количестве шлама, выводимом из системы на первых циклах работы: а – тонкого, б - зернистого

По результатам изменения скоростей вывода шлама на первых циклах работы определены численные значения эффективностей для всех рассмотренных случаев моделирования. Характер изменения зависимостей идентичен с полученными при моделировании работы ВШС ГОФ «Луганская». И для тонкого, и для зернистого шлама наблюдаются одинаковые тенденции к повышению эффективности работы ВШС при увеличении количества его вывода и сокращении инерционных задержек в узлах и аппаратах. Полученные зависимости аппроксимируются экспоненциальным законом с достоверностью  $R^2 > 0,99$ .

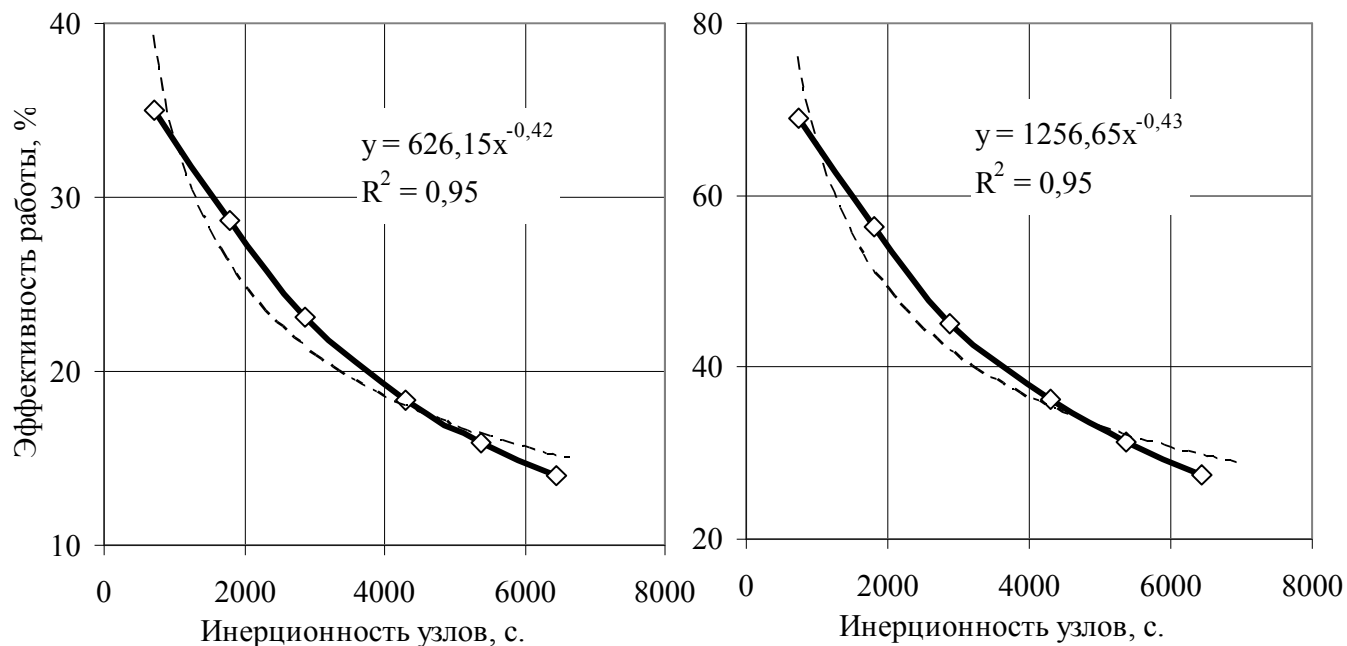


Рис. 3.19. Изменение эффективности работы ВШС ЦОФ "Чумаковская" при различных суммарных инерционных задержках схемы: а – тонкий, б - зернистый

В результате проведенного численного компьютерного исследования работы ВШС ЦОФ «Чумаковская» получены основные характеристики процесса накопления шлама. Выявлено влияние количества циркулирующего в системе шлама на величину равновесной концентрации шлама в оборотной воде, которое определяет скорость изменения условной энергии, затрачиваемой системой на его дальнейшую обработку и вывод. Инерционные свойства узлов и аппаратов системы определяют суммарные транспортные задержки по всем существующим технологическим маршрутам. Высокая инерционность системы увеличивает продолжительность нестационарного режима работы, при котором все разделительные аппараты характеризуются нестабильными сепарационными характеристиками.

Таким образом, результаты моделирования для ВШС ГОФ «Луганская» и ЦОФ «Чумаковская» позволяют сделать общие выводы о влиянии рассмотренных выше параметров на эффективность работы замкнутых циклов.

Анализ полученных результатов моделирования по ВШС двух крупных предприятий ГОФ «Луганская» и ЦОФ «Чумаковская» позволил сделать следующие выводы:

- накопление шлама в узлах и аппаратах ВШС проходит скачкообразно и характеризуется определенной

продолжительностью, зависящей от инерционных свойств системы; в отделении гравитации равновесная концентрация шлама всегда выше этого параметра для любого узла или аппарата; в узлах и аппаратах, принимающих возвратные потоки, содержание шлама в питании высокое;

- содержание тонкого шлама ( $C_T$ ) в оборотной воде превышает содержание зернистого ( $C_3$ ), поэтому равновесная концентрация тонкого шлама всегда выше, чем для зернистого; для действующих исследуемых ВШС эти значения составили  $C_T = 3,61$  дол. ед.,  $C_3 = 1,32$  дол. ед. для ГОФ «Луганская» и  $C_T = 1,87$  дол. ед.,  $C_3 = 1,23$  дол. ед. для ЦОФ «Чумаковская»; зернистый шлам эффективнее извлекается из потоков и выводится из системы, поэтому продолжительность стабилизации содержания тонкого шлама в оборотной воде всегда превышает продолжительность для зернистого шлама;

- максимальное количество шлама ВШС всегда выводит на первых циклах работы, когда до узлов вывода приходят первые шламовые потоки; далее приращения количества выводимого шлама снижаются, и система выходит на стационарный режим работы в течение определенного периода времени;

- продолжительность нестационарного режима работы ВШС зависит не только от эффективности работы и от инерционных свойств разделительных аппаратов, возвращающих в процесс оборотную воду, а также маршрутов следования потоков, куда входят эти аппараты; при одинаковой топологии ВШС и равных разделительных свойствах основных узлов, на стационарный режим быстрее выходит схема, имеющая более низкую инерционность, при этом скорость вывода шлама повышается за счет сокращения времени обработки и транспортировки потоков. Для исследуемых фабрик получены идентичные зависимости продолжительности нестационарного режима от количества выводимого шлама и суммарной инерционности системы;

- скорость вывода шлама из ВШС исчерпывающе характеризует эффективность работы ВШС, так как ее величина зависит и от количества выводимого шлама, определяющегося эффективностью разделительных аппаратов, и от времени транспортирования к узлам вывода, зависящего от инерционных свойств системы; скорость вывода зернистого шлама всегда выше скорости вывода тонкого, так как его больше циркулирует в



системе и на его вывод затрачивается больше времени; оценку изменений скоростей от момента запуска схемы и до выхода на стационарный режим работы необходимо проводить именно на первых циклах работы, когда значения приращений количества выводимого шлама значительны; для исследуемых фабрик значения скоростей составили:  $U_{зерн}^{max} = 0,77 \cdot 10^{-3}$  дол.ед./итерац,  $U_{тонк}^{max} = 0,37 \cdot 10^{-3}$  дол.ед./итерац. для ВШС ГОФ «Луганская» и  $U_{зерн}^{max} = 0,57 \cdot 10^{-3}$  дол.ед./итерац.,  $U_{тонк}^{max} = 0,35 \cdot 10^{-3}$  дол.ед./итерац. для ВШС ЦОФ «Чумаковская»; время достижения пика значений скорости вывода шлама является индивидуальным для каждой фабрики и зависит от сложности технологических маршрутов, топологии системы и инерционных свойств; для исследованных ВШС он наблюдается в промежутке от 650 до 700 итерации работы схемы;

- количество условной энергии, затрачиваемой на обработку и вывод шлама пропорционально его концентрации, поэтому скорость изменения условной энергии, затрачиваемой на вывод шлама на первых циклах работы, является объективной характеристикой эффективности работы ВШС;

- численно уровень эффективности работы ВШС выражается как соотношение максимальных скоростей вывода на первых циклах работы действующей системы и случая, когда накопления шлама в системе не происходит;

- выявлены критические значения количества выводимого шлама, ниже которых накопление шлама и время стабилизации этого процесса резко увеличивается; для ВШС разной топологии эти значения различны; для ВШС ГОФ «Луганская», где отсутствует эффективное выведение шлама, получено: тонкий шлам – 0,33, зернистый – 0,55 дол.ед; для ЦОФ «Чумаковская», имеющей вывод тонкого шлама через флотацию, получено: тонкий шлам - 0,4-0,43, зернистый - 0,47 дол. ед;

Изложенные результаты позволяют полноценно оценить эффективность работы ВШС с позиции сокращения продолжительности переходных процессов. Это определяет основные направления по совершенствованию работы ВШС: сокращение количества шлама, возвращаемого в начало технологического процесса, применение аппаратов, характеризующихся низкими инерционными свойствами, упрощение топологии системы и др.

## Раздел 4. Экспериментальные исследования работы гидроциклона в замкнутом цикле с продуктами разделения

Использование гидроциклонов в водно-шламовых комплексах углеобогачительных фабрик является в настоящее время общепринятым техническим решением обработки шламовых продуктов. Это объясняется удачным сочетанием простоты конструкции аппарата с высокой производительностью. При работе гидроциклонов в различных точках ВШС ситовый состав исходной пульпы изменяется в широких пределах. Эффективность работы сгустительно-осветлительных аппаратов определяет содержание твердой фазы в оборотной воде, что, в свою очередь, влияет на реологические свойства разделительной среды в основных аппаратах технологической схемы. Особый интерес представляет содержание в питании тонкодисперсных илистых частиц, изменяющих вязкость разделительной среды и снижающих точность разделения операции классификации [120]. Необходимо установить, какие основные технологические показатели влияют на разделительные свойства лабораторных и промышленных гидроциклонов. Поэтому исследования в этом направлении носят актуальный характер.

### 4.1. Исследование работы гидроциклона в замкнутом цикле с продуктами разделения

#### 4.1.1 Методика проведения исследования

Суть проведенных экспериментов заключалась в исследовании изменения сепарационных характеристик гидроциклона, принимающего циркулирующую нагрузку – собственный сливной либо сгущенный поток, который направлялся в зумпф подачи после операции мокрого ситового анализа [59]. В качестве исследуемого материала использовался рядовой шлам ГОФ «Луганская» крупностью 0 – 1 мм. Искусственные смеси для каждого цикла экспериментальных исследований готовились с заданным гранулометрическим составом с содержанием твердого 100 г/л. Гранулометрический состав исходной пульпы представлен в таблице 4.2. Количество приготавливаемой пульпы на первом

цикле работы составляло 2 литра, следовательно, количество твердой фазы составляло 200 гр.

Исследования проводились на лабораторной гидроциклонной установке [16] (рис.4.1).

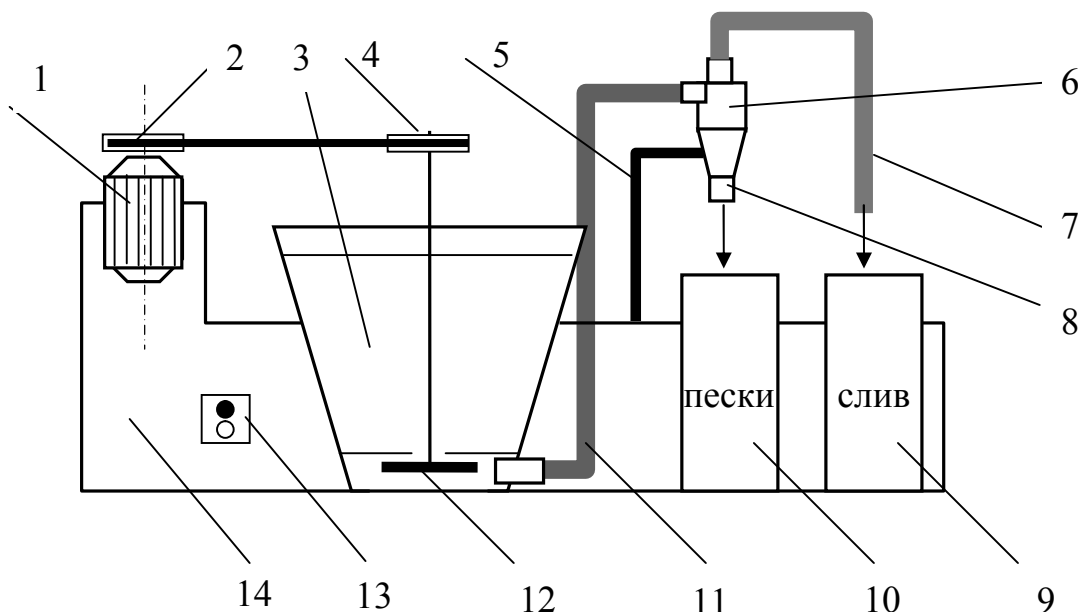


Рис. 4.1 Схема лабораторной гидроциклонной установки

Установка состоит: электродвигатель привода колеса 1, шкив электродвигателя 2, приемный зумпф 3, шкив вала рабочего колеса 4, поворотный кронштейн 5, гидроциклон 6, сливной шланг 7, песковый насадок 8, Емкости для сбора продуктов разделения 9 и 10, шланг подачи питания гидроциклона 11, лопастное колесо 12, пусковой механизм 13, корпус установки 14.

В основу гидродинамического и технологического подобия процессов, протекающих в модели и натуре гидроциклона, положено соблюдение геометрического, кинематического и гидродинамического подобий, а также подобия физических величин, начальных и граничных условий. Геометрическое подобие соблюдается при равенстве отношений всех сходственных линейных размеров натуре и модели гидроциклона:

$$D/D' = L/L' = d_e/d'_e = d_c/d'_c = d_n/d'_n = const = K_e, \quad (4.1)$$

где  $D, D', L, L', d_e, d'_e, d_c, d'_c, d_n, d'_n$  - диаметр, длина, размеры входной, сливной и песковой насадок соответственно натуре и модели гидроциклона;  $K_e$  - константа геометрического подобия [121-123].

Для потоков, движущихся подобно, в сходственных точках модели и натуры должны соблюдаться условия равенства факторов разделения, числа Рейнольдса, и параметра  $E_u$ :

$$Fr' = Fr, Re' = Re, E'_u = E_u. \quad (4.2)$$

Искусственные смеси для каждого цикла экспериментальных исследований готовились с заданным гранулометрическим составом с содержанием твердого 100г/л. Гранулометрический состав исходной пульпы представлен в табл. 4.1.

Таблица 4.1

**Гранулометрический состав исходной пульпы**

Класс, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	
		сверху	снизу
+ 0,5	20,0	20,0	100,0
0,1 - 0,5	45,0	65,0	80,0
0,063 - 0,1	15,0	80,0	35,0
0 - 0,063	20,0	100,0	20,0
Итого	100	-	-

Под циклом работы следует понимать продолжительность процесса разделения всего объема пульпы, находящейся в приемном зумпфе. После заполнения зумпфа необходимым количеством пульпы поворотный кронштейн располагается так, чтоб продукты разделения циклона направлялись обратно в зумпф для установления стабильной работы аппарата.

По истечении некоторого времени циклон возвращается в начальное положение и продукты разделения направляются в соответствующие емкости - цикл работы завершен. Далее определяется объем полученных продуктов, содержание в них твердой фазы и гранулометрический состав. И сгущенный и сливной продукты далее подвергались мокрому ситовому анализу на ситах 0,063, 0,1 и 0,5мм.

В следующем цикле в питании помимо первоначальных двух литров пульпы с заданными исходными параметрами добавляется слив или сгущенный продукт (для каждой серии испытаний соответственно) первого цикла с уже известным гранулометрическим составом. Объем и содержание продуктов

разделения восстанавливаются после ситового анализа по известным количественным замерам продуктов разделения 1 цикла работы. Таким образом, объем исходной пульпы второго цикла увеличивается на объем слива первого цикла при работе с циркуляцией слива и на объем сгущенного продукта при работе с циркуляцией сгущенного продукта. Гранулометрический состав питания гидроциклона при этом изменяется. Далее все происходит, как и в первом цикле работы – запуск, разгон и стабилизация работы циклона, разделение пульпы и анализ продуктов разделения. Слив второго цикла после ситового анализа в полном объеме добавляется к исходному объему (2 л) третьего цикла и так далее. То есть происходит как бы непрерывная работа гидроциклона в замкнутом цикле со сливом с периодической паузой для определения изменений качественно-количественных показателей и гранулометрического состава продуктов разделения. Количество циклов работы гидроциклона - 6. Далее по известному гранулометрическому составу продуктов разделения после 6 цикла работы делается вывод об изменении средней крупности. По приведенной в работе [124] методике рассчитывались извлечения средних диаметров классов крупности в продукты разделения гидроциклона и по полученным данным строились сепарационные характеристики. Обработка полученных данных позволяет сделать вывод об изменении крупности граничного зерна разделения. Все эксперименты дублировались, выполнялась стандартная статистическая обработка данных и для разных серий определялся критерий Кохрена. Сравнение расчетного и табличного значений критерия показало равнозначность измерений. Упрощенную оценку точности измерений выполнялась по критерию Стьюдента [125-127].

#### 4.1.2 Замкнутый цикл со сливным потоком.

Первая серия экспериментальных исследований выполнена по указанной выше методике в замкнутом цикле со сливным потоком гидроциклона.

Графические результаты экспериментальных исследований представлены на рис. 4.2–4.3. Добавление сливного потока привело к снижению крупности среднего зерна в питании аппарата и его продуктах разделения. От первого цикла к последнему слив

аппарата был представлен преимущественно мелкими классами – выход классов менее 0,1мм составлял более 60%.

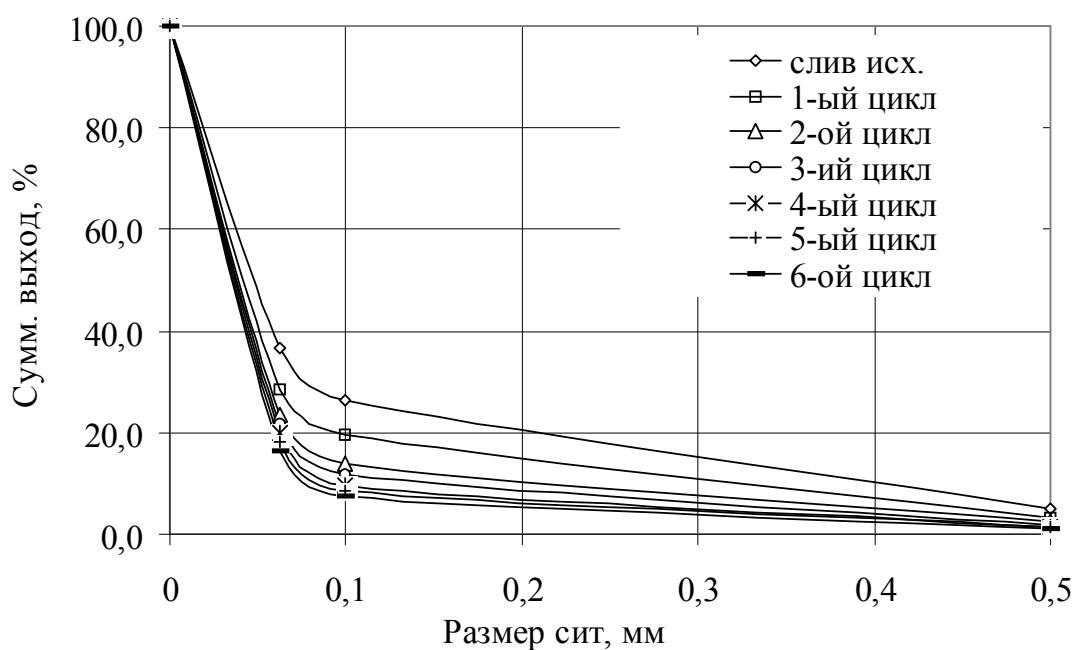


Рис. 4.2. Гранулометрический состав сливного продукта

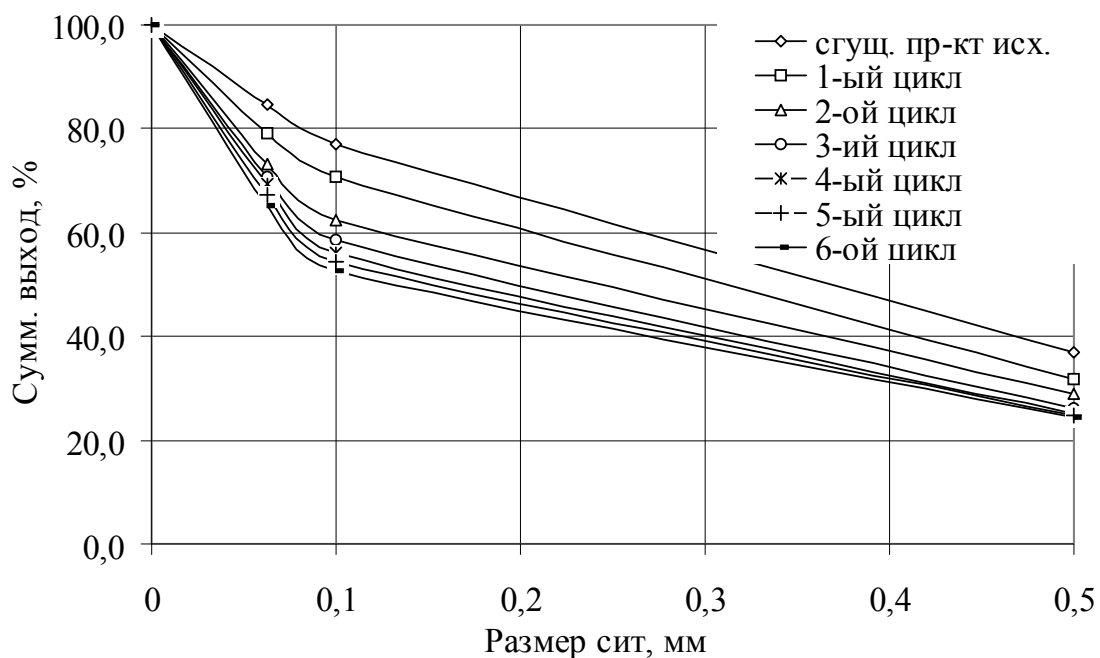


Рис. 4.3. Гранулометрический состав сгущенного продукта

Анализ характеристик показывает, что средний размер зерна для слива гидроциклона изменился мало: от 0,048мм для случая без циркуляции до 0,038мм для 6 цикла работы. Для сгущенного продукта изменения среднего размера гораздо больше: от 0,36мм без циркуляции до 0,08мм после 6 цикла работы (рис. 4.2 - 4.3), т.е. в 4,5 раза.

От начала работы до третьего цикла при циркуляции слива средний размер зерна в питании также уменьшился от 0,22 до 0,11мм соответственно. Анализ результатов показал, что при работе в цикле со сливным потоком сгущенный продукт аппарата существенно засоряется тонкими классами, и крупность продукта при этом значительно снижается. Это происходит по тому, что средняя крупность добавляемого с каждой циркуляцией материала оказалась меньше крупности граничного зерна разделения.

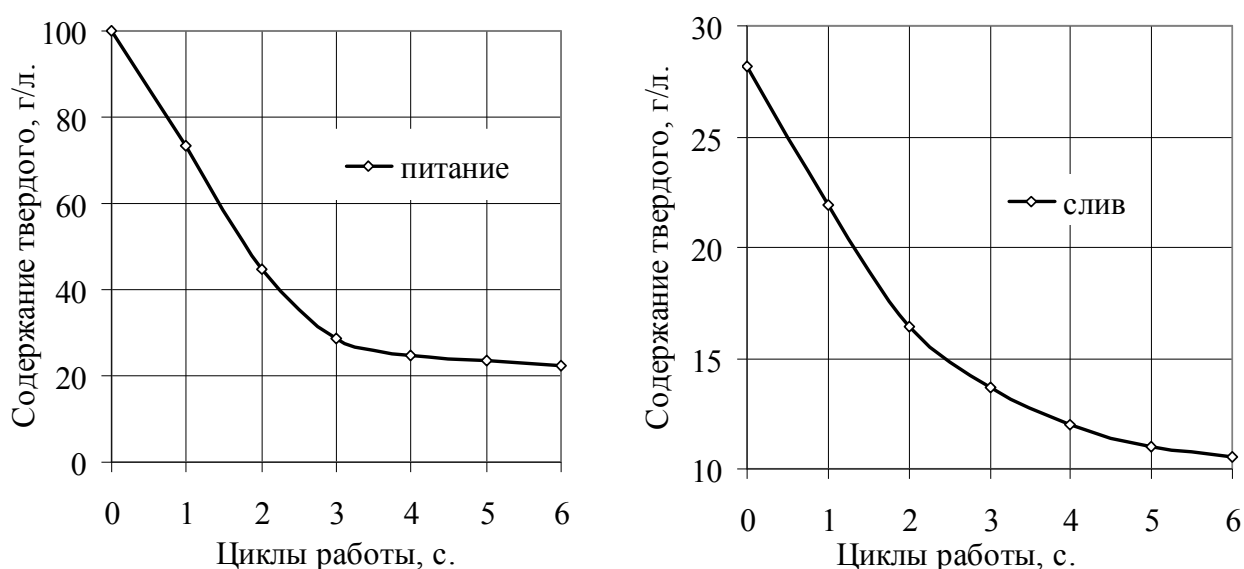


Рис. 4.4. Изменения содержания твердой фазы в питании и сливе гидроциклона при работе в замкнутом цикле со сливным потоком.

Необходимо отметить, что с каждым циклом добавлялся некоторый объем пульпы (слив гидроциклона) с меньшим содержанием твердого, поэтому в питании аппарата наблюдается снижение содержания твердого.

Для анализа изменения разделительных свойств гидроциклона были рассчитаны извлечения соответствующих классов в продукты разделения. Для диапазона крупности каждого класса определялась средняя крупность. Расчет показателей извлечений по граничному зерну 0,5мм [16]. Результаты сведены в табл. 4.2

Таблица 4.2

**Расчетные значения извлечений классов по продуктам разделения.**

Исходный материал			Первый цикл работы		
Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.		Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.	
	Слив	Сгущенный		Слив	Сгущенный
0,75	0,000	1,000	0,75	0,000	1,000
0,5	0,040	0,960	0,5	0,036	0,964
0,3	0,146	0,854	0,3	0,138	0,862
0,082	0,296	0,704	0,082	0,279	0,721
0,032	0,568	0,432	0,032	0,565	0,435
0	1,000	0,000	0	1,000	0,000
Второй цикл работы			Третий цикл работы		
Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.		Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.	
	Слив	Сгущенный		Слив	Сгущенный
0,75	0,000	1,000	0,75	0,000	1,000
0,5	0,033	0,967	0,5	0,025	0,975
0,3	0,122	0,878	0,3	0,105	0,895
0,082	0,265	0,735	0,082	0,233	0,767
0,032	0,535	0,465	0,032	0,507	0,493
0	1,000	0,000	0	1,000	0,000

В таблице представлены извлечения для определения сепарационных характеристик для случаев, когда гидроциклон работает без циркулирующей нагрузки и 6-ти циклов с циркуляцией слива.

По результатам расчетов извлечений построены сепарационные характеристики лабораторного гидроциклона (рис. 4.5) - кривые извлечений классов в слив и в сгущенный продукты для работы без циркуляции слива и после 6 цикла работы. Остальные характеристики не показаны на рис. 4.5, они располагаются между приведенными кривыми. По данным экспериментов определен размер граничного зерна и средние вероятные отклонения [125-128].

Среднее вероятное отклонение по характеристике для слива определяется из соотношения:

$$E_{кл} = (d_{25} - d_{75}) / 2. \quad (4.1)$$



где  $E_{кл}$  – среднее вероятное отклонение для классификации по крупности, мм;

$d_{25}$  и  $d_{75}$  – крупность частиц, 25 и 75% которых извлекается в слив, соответственно, мм.

Установлено, что граничная крупность разделения снизилась незначительно с 0,04 до 0,032мм. Среднее вероятное отклонение составило:  $E_{кл}^{исх} = 0,0535$ мм,  $E_{кл}^{бцикл} = 0,027$ мм. Фактическая граничная крупность разделения при работе с циркуляцией слива от первого цикла работы к шестому будет определяться как  $d_{гр}^{исх} = 0,04 + 0,0535 = 0,0935$ мм,  $d_{гр}^{бцикл} = 0,032 + 0,027 = 0,059$ мм.

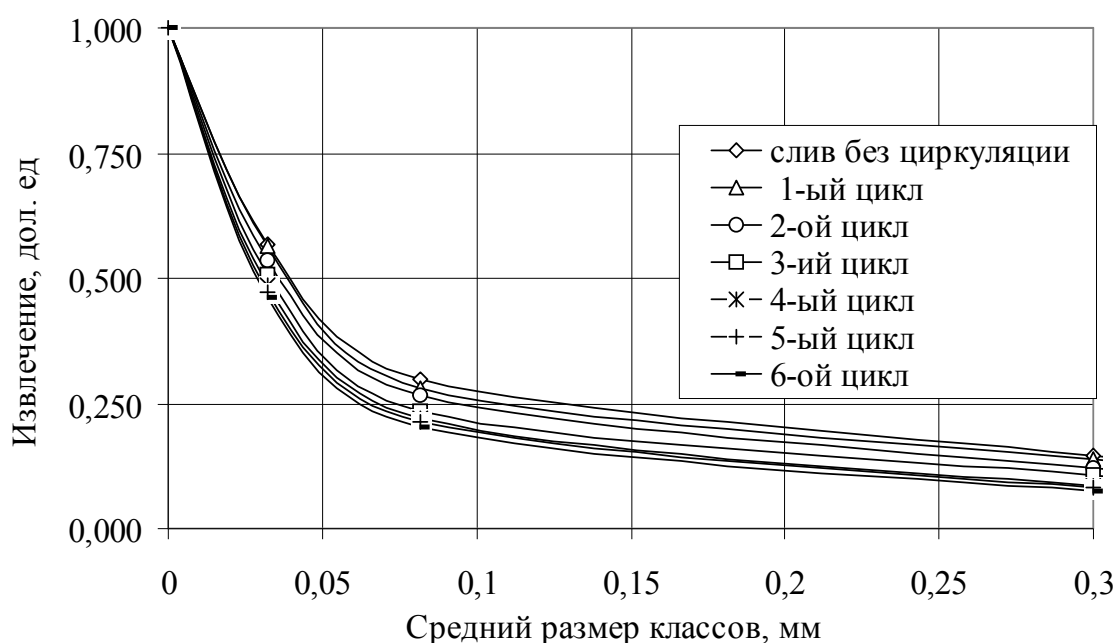


Рис. 4.5. Сепарационные характеристики лабораторного гидроциклона при работе в замкнутом цикле со сливом.

Таким образом, экспериментальные исследования работы гидроциклона в замкнутом цикле со сливом показали, что при циркуляции сливного потока происходит изменение гранулометрического состава питания и продуктов разделения – снижается средняя и максимальная крупность зерна в потоках. При этом содержание твердой фазы в питании падает, как и в продуктах разделения. Из-за перенасыщения мелкими классами, вызванными циркуляцией слива, фактическая граничная крупность разделения снизилась незначительно. Анализ результатов показал, что в замкнутом цикле со сливом за счет увеличения разжиженности

питания гидроциклон работает устойчиво и крупность граничного зерна практически не меняется.

#### 4.1.3. Замкнутый цикл с сгущенным продуктом.

В этой серии экспериментов в замкнутом цикле находился сгущенный продукт гидроциклона, чтобы воспроизвести ситуацию, когда в практических условиях аппараты принимают циркулирующие потоки с высоким содержанием твердой фазы и с высокой средней крупностью шламовых частиц. Исследования проводились в соответствии с методикой, описанной выше. Гранулометрический состав питания для работы циклона без циркуляции потоков идентичен представленному в табл. 4.1.

Результаты исследований приведены на рис. 4.6 и 4.7.

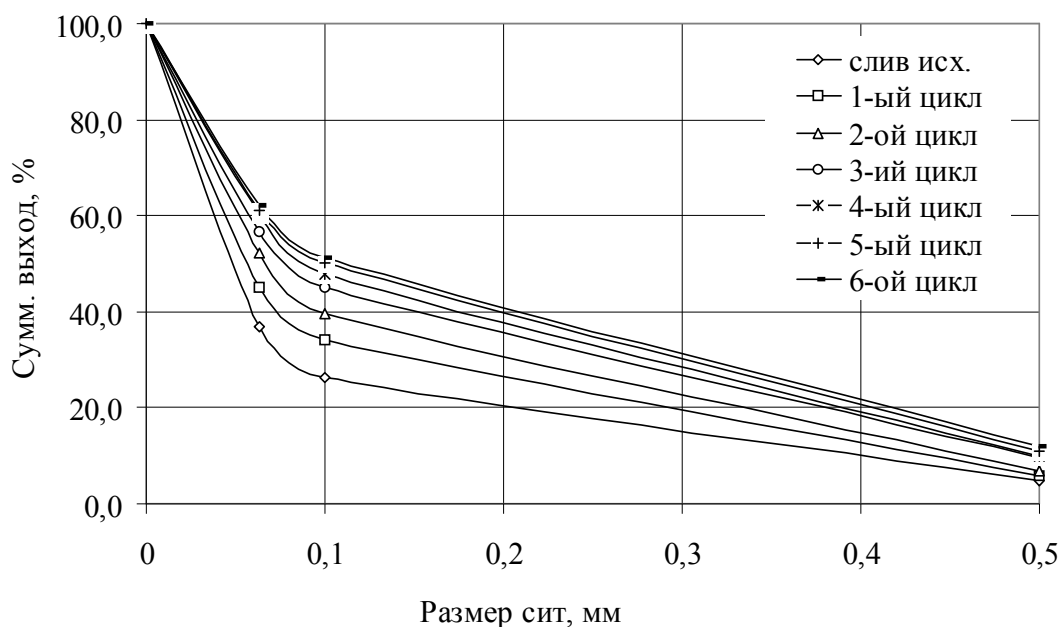


Рис. 4.6. Гранулометрический состав сливного продукта гидроциклона

Анализ данных показал, что при циркуляции сгущенного продукта происходит увеличение среднего диаметра зерна во всех потоках. Средний размер зерна слива гидроциклона изменился от 0,048мм для случая без циркуляции до 0,08мм для третьего цикла работы, для сгущенного продукта - от 0,36мм без циркуляции до 0,43мм после шестого цикла работы.

При замыкании сгущенного продукта увеличивается содержание твердого в питании. Исходное содержание твердого составляло 100г/л, а в сгущенном продукте от нулевого до 6 цикла

колебалось от 350 до 410г/л. В начале шестого цикла работы в питании гидроциклона содержание твердой фазы составило 180г/л, а содержание шламовых частиц размером более 0,1мм 74,7% (рис. 4.8).

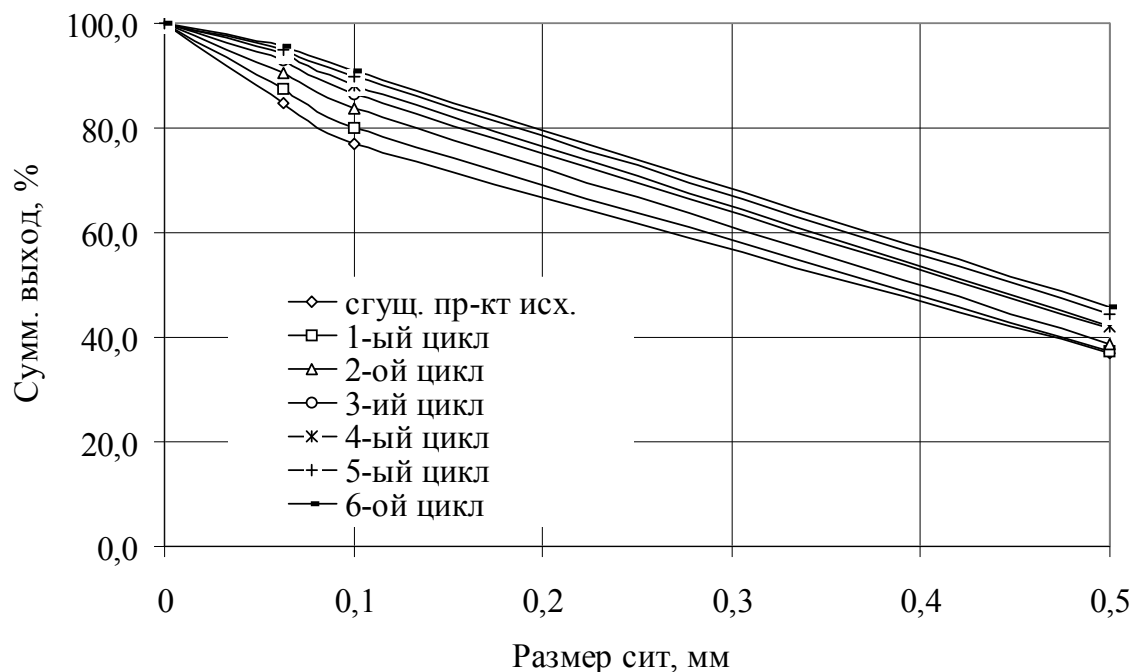


Рис. 4.7. Гранулометрический состав сгущенного продукта гидроциклона

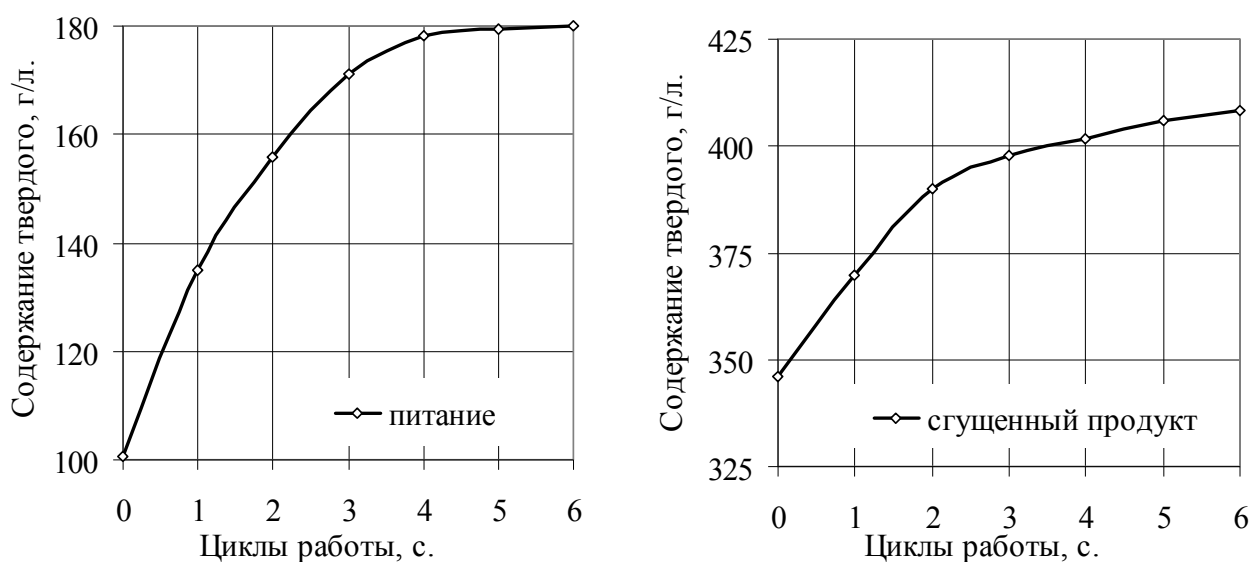


Рис. 4.8. Изменения содержания твердой фазы в питании и сливе гидроциклона при работе в замкнутом цикле со сгущенным продуктом.

При этом разделительные свойства лабораторного гидроциклона резко изменяются. Продукты разделения засоряются зернистыми частицами, что приводит к увеличению средней крупности зерна и граничной крупности разделения [127, 129-131].

По данным экспериментов рассчитаны извлечения классов крупности в продукты аппарата. Методика расчета идентична, как и для случая с циркуляцией слива. Количество циклов циркуляции  $n = 6$ . Результаты расчетов для 3 циклов приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3

**Расчетные значения извлечений классов по продуктам разделения**

Исходный материал			Первый цикл работы		
Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.		Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.	
	Слив	Сгущенный		Слив	Сгущенный
0,75	0,000	1,000	0,75	0,000	1,000
0,5	0,040	0,960	0,5	0,053	0,947
0,3	0,146	0,854	0,3	0,189	0,811
0,082	0,296	0,704	0,082	0,341	0,659
0,032	0,568	0,432	0,032	0,609	0,391
0	1,000	0,000	0	1,000	0,000
Второй цикл работы			Третий цикл работы		
Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.		Средний размер зерна, мм	Извлечение, дол.ед.	
	Слив	Сгущенный		Слив	Сгущенный
0,75	0,000	1,000	0,75	0,000	1,000
0,5	0,060	0,940	0,5	0,083	0,917
0,3	0,205	0,795	0,3	0,240	0,760
0,082	0,400	0,600	0,082	0,420	0,580
0,032	0,646	0,354	0,032	0,704	0,296
0	1,000	0,000	0	1,000	0,000

По полученным результатам построены сепарационные характеристики гидроциклона (рис. 4.9). Из-за насыщения питания аппарата зернистыми частицами произошло увеличение граничной крупности разделения. Среднее вероятное отклонение для случая без циркуляции сгущенного продукта и для третьего цикла работы составили:  $E_{кл}^{исх} = 0,0535$  мм,  $E_{кл}^{цикл} = 0,133$  мм.

Фактическая граничная крупность разделения в лабораторном гидроциклоне при работе с циркуляцией сгущенного продукта от первого цикла работы к шестому составляет:  $d_{зр}^{исх} = 0,0935\text{мм}$ ,  $d_{зр}^{6\text{цикл}} = 0,189\text{мм}$ .

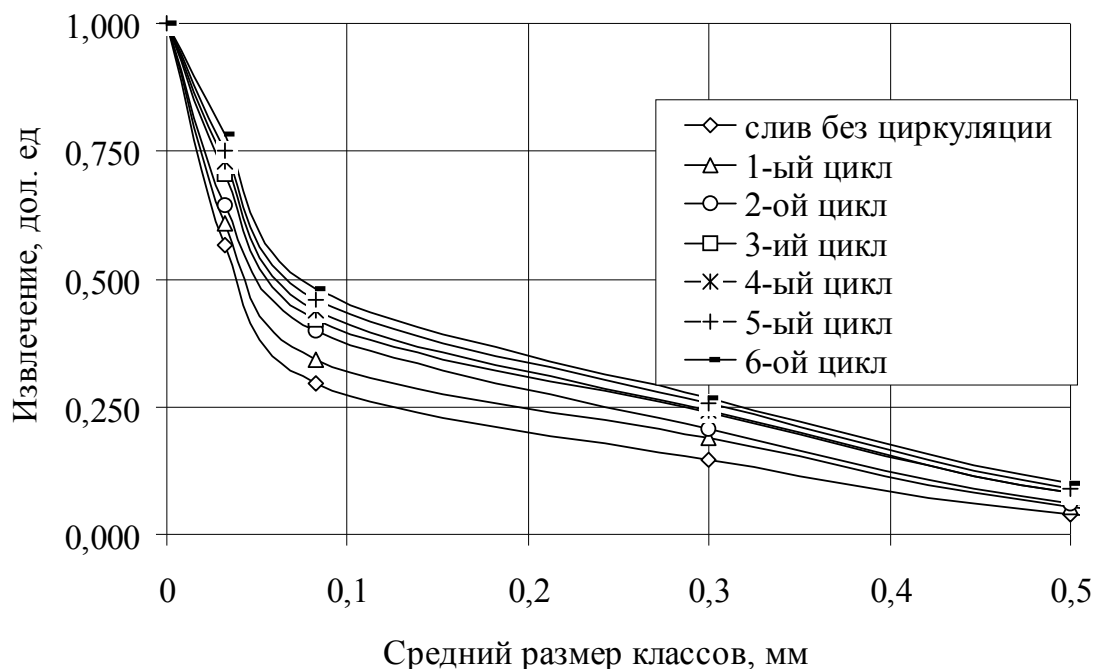


Рис. 4.9 Сепарационные характеристики лабораторного гидроциклона при работе в замкнутом цикле с сгущенным продуктом

Таким образом, исследование работы гидроциклона в замкнутом цикле с сгущенным продуктом показали, что циркуляции зернистых классов вызывают увеличение среднего и максимального зерна в потоках аппарата. Происходит насыщение питания преимущественно зернистыми частицами, при этом растет содержание твердой фазы в нем. При диаметре песковой насадки 7мм, суммарном содержании зернистых классов (+ 0,1мм) более 70%, содержании твердого в питании аппарата более 170г/л возможно засорение и закупоривание песковой насадки. При меньших начальных технологических показателях гидроциклон работает с значительным (более чем в 2 раза) увеличением фактической граничной крупности разделения.

Это означает, что в промышленных условиях при бóльших геометрических размерах насадок гидроциклона предел крупности классов, вызывающих ограничения пропускной способности аппарата и нарушения его разделительных свойств, может быть

завышен. Приблизительно его можно определить исходя из коэффициентов пропорциональности, на основании которых подтверждается геометрическое подобие природы и модели при прочих близких критериях подобия: соотношение давления и радиуса природы и модели, тангенциальной скорости, коэффициента разделения, коэффициент завихрений и других показателей. При работе в цикле со сгущенным продуктом растет содержание твердого в питании, и фактическая граничная крупность разделения увеличивается в 1.5-2 раза.

#### 4.2 Исследование работы гидроциклона при различном содержании тонких классов в питании

Особый интерес для оценки работы узлов ВШС представляет содержание в питании тонкодисперсных илистых частиц, изменяющих вязкость разделительной среды и снижающих точность разделения операции классификации [132]. Необходимо установить, какие основные технологические показатели в большей степени определяют разделительные свойства гидроциклонов. Поэтому исследования, проведенные в этом направлении, носят актуальный характер. Содержание твердого в питании и его гранулометрический состав определяют производительность гидроциклона по твердому продукту. Объемную производительность гидроциклона можно принять практически постоянной, не зависящей от содержания и гранулометрического состава питания. Производительность по твердому может изменяться в широких пределах и ограничиваться пропускной способностью нижнего насадка. В лабораторных условиях были проведены исследования влияния содержания класса – 0,063мм на разделительные свойства гидроциклонной установки.

При проведении лабораторных экспериментов конструктивные характеристики не изменялись: диаметры входной, сливной и песковой насадок, напор подачи пульпы для всех случаев были постоянными. Для проведения исследований готовились пробы с заданным содержанием выбранных классов крупности. Исследования работы гидроциклона проводилось для содержания класса -0,063мм равного 20, 30, 40, 50, 60%. Содержание остальных классов крупности в пробе уменьшалось

пропорционально их выходам. Таким образом, содержание твердого в питании для каждого из экспериментов было постоянное и составляло 100г/л.

Анализ гранулометрического состава показал, что исходное питание с каждым шагом было представлено преимущественно мелкими частицами, и средний размер зерна в пробе уменьшался: при содержании класса -0,063мм в питании 30% он составил 0,15, при 40% - 0,076, при 50% - 0,057 и при 60% - 0,048мм.

Гранулометрический состав продуктов классификации лабораторного гидроциклона при различном содержании класса - 0,063мм в питании представлен на рис 4.10 и 4.11.

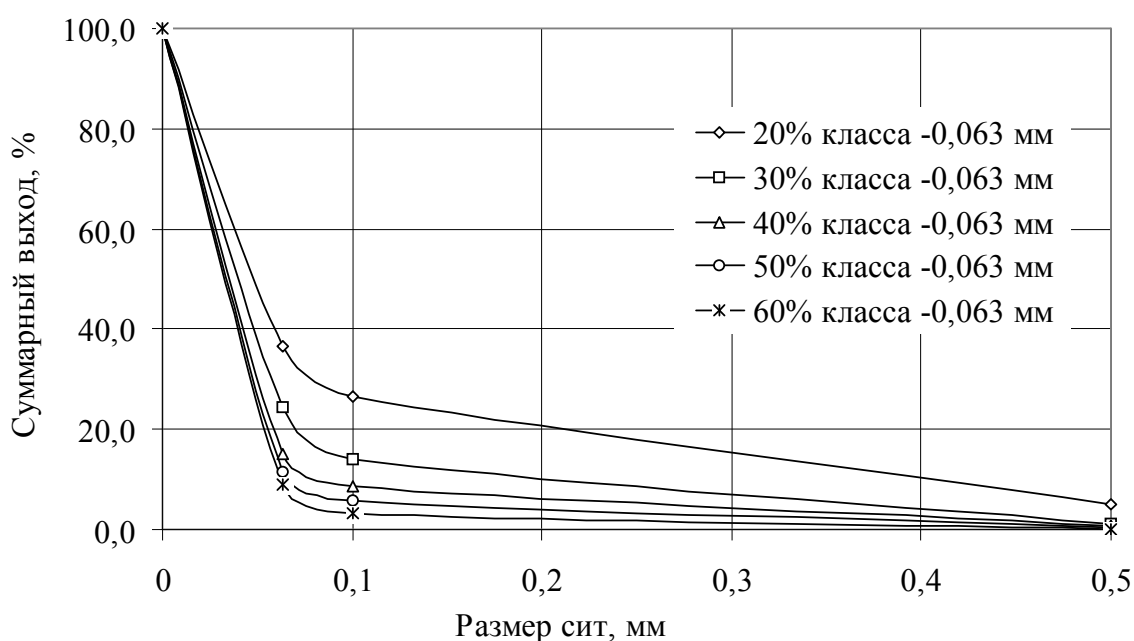


Рис. 4.10 Ситовые характеристики слива лабораторного гидроциклона при различном содержании в питании класса - 0,063мм

Анализ данных показал, что с каждым последующим опытом крупность слива и сгущенного продукта гидроциклона уменьшается. Для сгущенного продукта изменение крупности среднего зерна значительно контрастнее. Для слива средний диаметр зерна в пробе изменяется от 0,047мм при 20% класса - 0,063мм до 0,026мм при 60% класса -0,063мм. Крупность частиц среднего размера для сгущенного продукта изменяется от 0,37мм при 20% класса -0,063мм до 0,052мм при 60% класса -0,063мм. Это происходит по тому, что крупность класса, добавляемого в питание - 0,063мм, оказалась больше граничной крупности разделения 0,039мм.

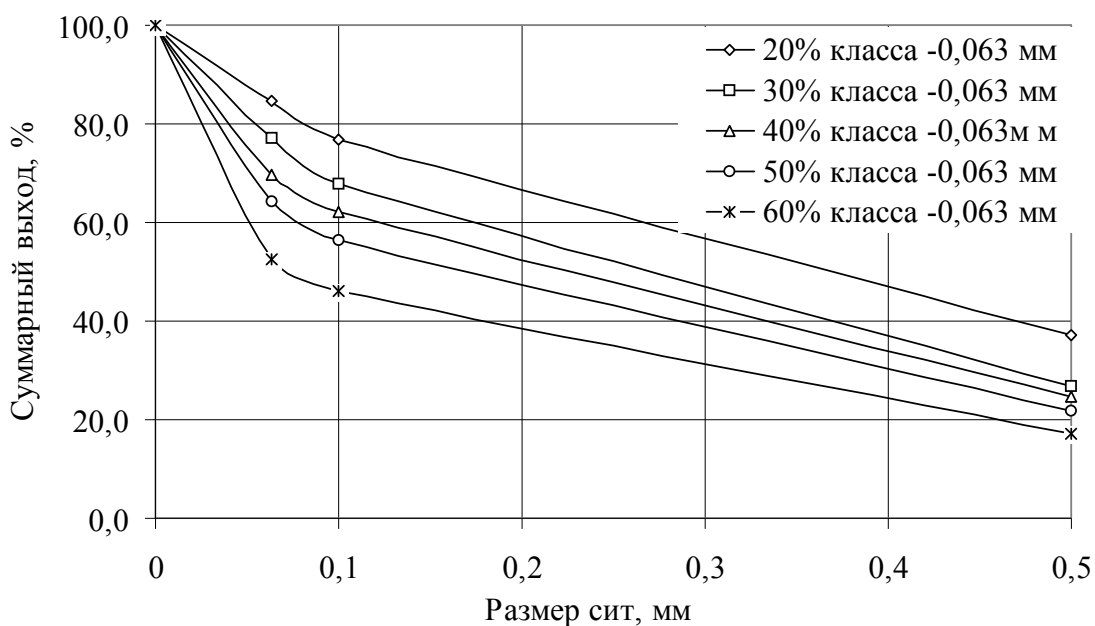


Рис. 4.11 Ситовые характеристики сгущенного продукта лабораторного гидроциклона при различном содержании в питании класса - 0,063 мм

Распределение материала по крупности в продуктах классификации не дает четкого представления о разделительных свойствах аппарата, поэтому рассчитаны извлечения классов по продуктам разделения. Полученные сепарационные характеристики представлены на рис. 4.12.

Анализ данных показал, что размер граничного зерна разделения для рассмотренных случаев практически не изменился и при содержании в питании класса -0,063 мм от 20 до 60% уменьшается от 0,04 до 0,035 мм.

Это означает, что изменение содержания тонкодисперсных классов в питании не оказывает значительного влияния на сепарационные характеристики при постоянном содержании твердой фазы в питании (100 г/л).

Таким образом, установлено, что изменение содержания тонких классов менее 0,063 мм от 20 до 60% питания при постоянном содержании твердого не оказывает существенного влияния на разделительные характеристики лабораторного гидроциклона. Увеличение содержания класса -0,063 мм в питании гидроциклона вызвало изменение гранулометрических характеристик продуктов разделения – крупность частиц среднего размера уменьшилась: для сливного потока от 0,047 до 0,026 мм,



для сгущенного продукта от 0,37мм до 0,052мм. Изменение содержания тонких классов -0,063мм в питании аппарата (в пределах от 20 до 60%) при постоянном содержании твердой фазы 100 г/л не оказывает существенного влияния на разделительные свойства гидроциклона. Граничная крупность разделения снизилась при содержании класса менее 0,063мм 60% в питании всего лишь на 8%. При этом уменьшается крупность продуктов разделения, особенно сгущенного, так как крупность класса, добавляемого в питание - 0,063мм, оказалась больше граничной крупности разделения 0,039мм.

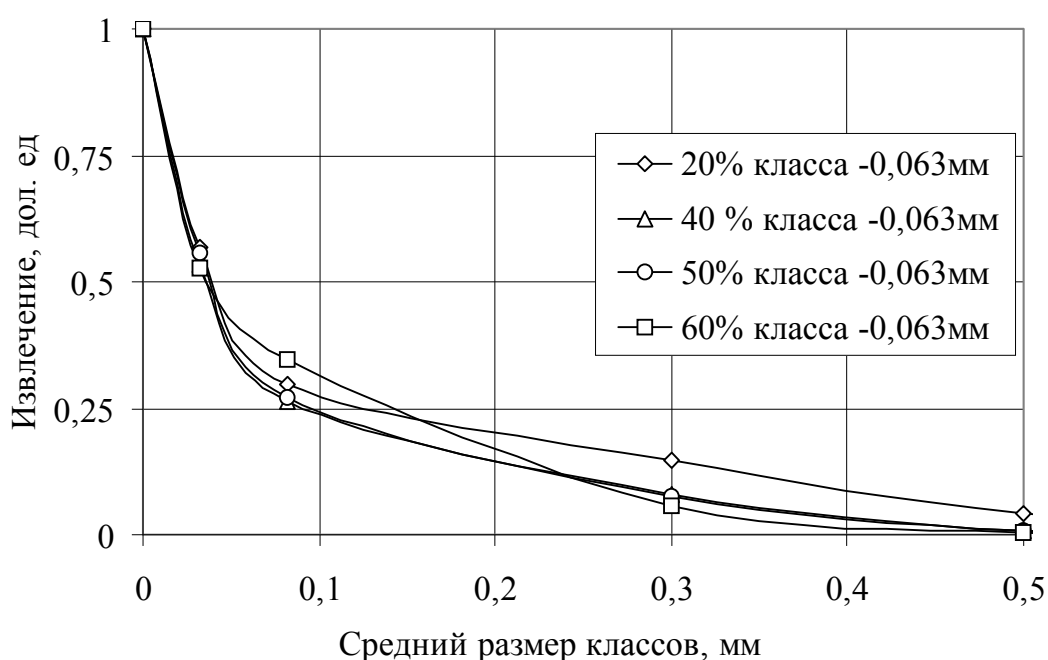


Рис. 4.12 Сепарационные характеристики лабораторного гидроциклона по сливу при различном содержании в питании класса - 0.063мм

Очевидно, что в аппаратах ВШС, где разделение происходит в силовом поле (центробежная сила, инерционные силы потоков) главным условием стабильной работы является постоянное, неизменное содержание твердой фазы в питании, постоянное давление на входе, скорость движения пульпы и др. В аппаратах ВШС, где имеет место естественное осаждение шламовых частиц и процесс разделения зависит от скорости осаждения, разделительные свойства зависят от содержания тонких классов в питании аппарата [132-134]. Сгущенный продукт таких аппаратов значительно засоряется тонкими шламовыми частицами из-за

длительного осаждения частиц под действием лишь гравитационных сил.

На основании результатов выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

- при работе гидроциклона в замкнутом цикле с потоком, содержащим преимущественно тонкие классы (менее 0,1мм) происходит снижение средней крупности частиц в продуктах разделения, причем циркулирующие потоки с низким содержанием твердой фазы (сливные потоки плотностью 50-70г/л), разбавляют исходное питание, что благоприятно сказывается на работе аппарата; граничная крупность разделения практически не меняется;

- при циркуляции потоков, содержащих в основном зернистые шламовые частицы (0,1–1,0мм), средняя крупность частиц в питании и продуктах разделения увеличивается, растет и содержание твердой фазы в питании; циркуляция зернистых частиц приводит к изменению сепарационных характеристик; в 1,5 – 2 раза увеличивается фактическая граничная крупность разделения, при этом нарушается пропускная способность аппарата и при содержании зернистых классов (+ 0,1мм) более 70% и плотности питания > 170г/л возможно засорение и закупоривание песковой насадки;

- содержание тонких классов -0,063мм в питании аппарата (в пределах от 20 до 60%) при постоянном содержании твердой фазы, постоянном давлении на входе и неизменных диаметрах насадок не оказывает существенного влияния на разделительные свойства гидроциклона; граничная крупность разделения снизилась при содержании класса менее 0,063 мм 60% в питании всего лишь на 8%, уменьшается лишь крупность среднего зерна в продуктах разделения, особенно сгущенного, так как крупность класса, добавляемого в питание - 0,063мм, оказалась больше граничной крупности разделения 0,039мм;

- разделительные аппараты ВШС, характеризующиеся низкими инерционными свойствами и предусматривающие разделение шламовых потоков в возмущенном силовом поле (центробежная сила, инерционные силы потоков), наиболее устойчивы и стабильны в работе с потоками пульпы различного гранулометрического состава при постоянном содержании твердого в питании аппарата.

## **Раздел 5. Разработка рекомендаций по усовершенствованию работы ВШС**

Сложная топология, а также наличие циркулирующих потоков снижают эффективность работы ВШС, так как увеличивается продолжительность нестационарного режима работы и, как следствие, снижается скорость вывода шлама из системы. Актуальность данной проблемы очевидна: уменьшение количества циркулирующего в системе шлама и инерционных характеристик основных технологических маршрутов ведет к улучшению технико-экономические показатели работы фабрики в целом.

### **5.1. Особенности действующей ВШС ГОФ «Луганская»**

Исследованиями установлено, что содержание тонкого шлама в оборотной воде действующей ВШС ГОФ «Луганская» (рис. 3.1) составляет 3,63, а зернистого 1,32 дол.ед., т.е. количество тонкого шлама после достижения равновесной концентрации в 3,6 раза превышает исходное. Такое высокое содержание твердого в оборотной воде объясняется малоэффективной работой сгустительно-осветлительных устройств и недостаточным выводом из системы шламов через конечные продукты. Для повышения эффективности работы ВШС можно добавить технологическую цепочку и оборудование, обеспечивающее дополнительный вывод шлама из системы. Однако, флотация практически не работает на таких высокосолевых и труднофлотируемых шламах. Кроме того, внедрение целого маршрута и необходимого оборудования приведет к значительным капитальным затратам на установку, монтаж и ремонт необходимого оборудования.

Наиболее доступными методами повышения эффективности работы ВШС является сокращение числа узлов и аппаратов с высокими инерционными свойствами, что в свою очередь приведет к уменьшению циркулирующих нагрузок на основные сгустительно-осветлительные устройства системы. Чем быстрее обрабатываются и транспортируются шламовые потоки, тем быстрее система выйдет на стационарный режим работы.



возможной эффективности разделения в операции гидравлической классификации.

Проведенные лабораторные исследования свидетельствуют о том, что при увеличении содержания твердого в питании сгустительно-осветлительных устройств, сохраняется общая тенденция снижения извлечения зернистых частиц в сгущенный продукт и растет извлечение тонких классов в слив. Увеличение содержания твердого в питании также приводит к изменению сепарационных характеристик аппаратов, а именно – к увеличению среднего вероятного отклонения и как следствие к ухудшению показателей разделения частиц. Эффективность работы аппарата при этом резко снижается. Следовательно, для повышения эффективности разделения гидроклассификатора необходимо сократить количество твердого в питании и объем подаваемой на операцию пульпы. Достичь необходимого результата можно исключив несколько циркулирующих нагрузок. При этом потоки, ранее направляемые в гидроклассификатор, подаются на операцию окончательной регенерации.

Помимо снижения равновесных концентраций шлама для некоторых узлов ВШС, предусмотренные мероприятия обеспечивают сокращение инерционных свойств для основных технологических маршрутов обработки и вывода шлама. Так, например, в действующей схеме маршрут: Отделение ГО→ГКЛ→Зумпф→ГЦ-1000→ГЦ-630→ГЦ-350→Сборник насосов→ГЦ-350→КП имеет суммарную инерционность 1635с. В предлагаемой схеме за счет применения зумпфа меньшей емкости и увеличения мощности насосной установки удалось сократить общую инерционность маршрута до 1250с и тем самым добиться увеличения скорости вывода шлама.

Результаты компьютерного моделирования работы действующей и предлагаемой ВШС (табл. 5.1) показали, что содержание тонкого шлама в питании гидроклассификатора снизилось на 1,03, а Зернистого – на 0,29 дол. ед. сократилось время стабилизации содержания тонкого и зернистого шлама на 5000 и 1000 итераций соответственно.

Таблица 5.1

**Результаты компьютерного моделирования работы действующей и предлагаемой ВШС ЦОФ «Луганская».**

Наименование схемы	Наименование узлов	Накопление шлама		Время стабилизации	
		Тонкий	Зернистый	Тонкий	Зернистый
Действующая	Оборотная вода	3,63	1,32	23200	3931
	Гидроклассификатор	2,36	0,72	22000	3094
Предлагаемая	Оборотная вода	3,32	1,08	17504	2268
	Гидроклассификатор	1,33	0,43	17018	2001

Снижение содержания илистых частиц в питании позволяет снизить вязко-плотностные характеристики разделяющей среды гидроклассификатора. Это повышает эффективность разделения частиц и обеспечивает более быстрый выход аппарата на стационарный режим работы. Для зернистого шлама характерно не только снижение его равновесной концентрации, но и уменьшение величины приращения его содержания с течением времени (рис. 5.2 и 5.3). Для тонкого шлама достигается снижение равновесной концентрации. Процесс накопления тонкого шлама в питании гидроклассификатора характеризуется постоянным изменением (без выраженных горизонтальных участков неизменной концентрации) его количества с течением времени работы системы.

Содержание зернистого шлама в оборотной воде для предлагаемой схемы всего на 8% превышает начальное содержание шлама, поступающее с исходным питанием (рис. 5.2) Это свидетельствует о том, что предложенная схема эффективно выводит практически весь зернистый шлам и быстро выходит на стационарный режим работы. Равновесная концентрация зернистого шлама 1,08 дол.ед достигается уже 2268 итерации работы схемы, что значительно ниже времени стабилизации концентрации для действующей схемы - 3931 итераций.

Для тонкого шлама разница в содержании в оборотной воде ниже, так как его значительно труднее вывести из системы. К тому же исследуемая схема не предусматривает операцию флотации, и усложнена большим количеством сгустительно-осветлительных устройств, продукты которых представляют возвратные потоки. Различие наблюдается в величине равновесной концентрации,

продолжительность нестационарного режима работы для рассматриваемых вариантов схем практически одинаковая.

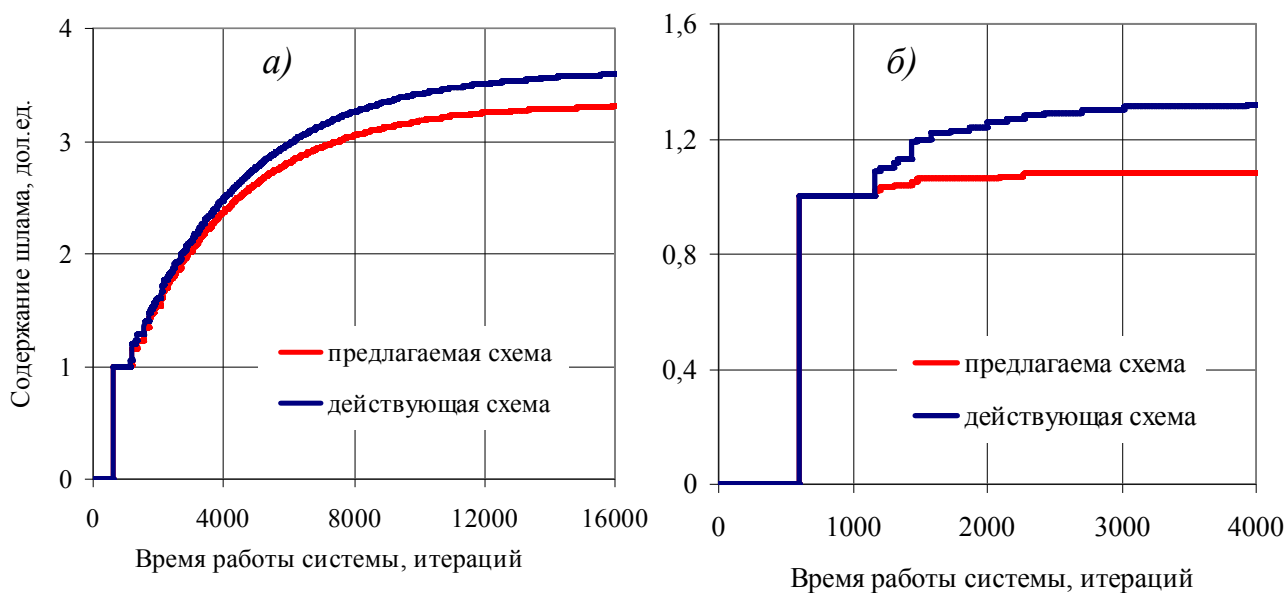


Рис. 5.2. Содержание шлама в оборотной воде гравитационного отделения при действующей и предлагаемой водно-шламовых схемах: *а* – тонкого, *б* – зернистого

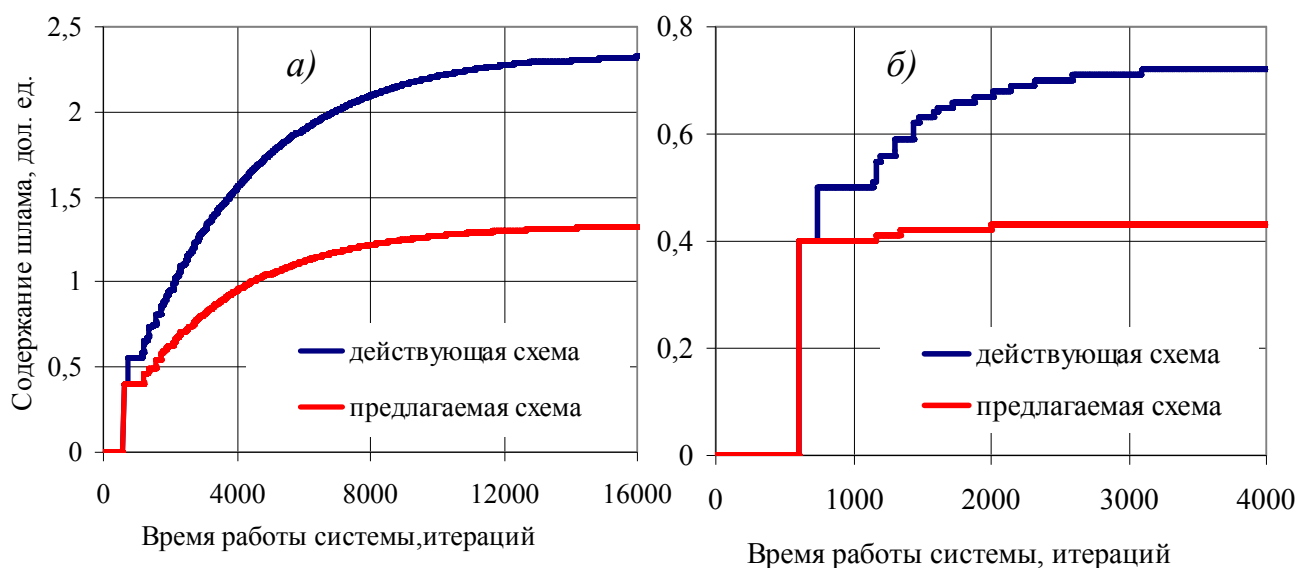


Рис. 5.3. Содержание шлама в питании гидрокласификатора для действующей и предлагаемой водно-шламовых схемах: *а* – тонкого, *б* – зернистого

Максимальное содержание тонкого шлама в оборотной воде снизилось на 0,31 дол.ед. по сравнению с действующей схемой. В питании гидравлического классификатора уменьшилась величина равновесных концентраций для тонкого и зернистого шлама. Продолжительность стабилизации содержания шлама в питании аппарата значительно сократилась.

Для зернистого шлама, как и в случае с отделением гравитации, различие в содержании значительное. Равновесная концентрация зернистого шлама после усовершенствования схемы всего на 7% превышает начальную концентрацию, а накопление шлама прекращается уже на 2000 итерации работы схемы. При этом аппарат разгружен по объему поступающей в него пульпы.

Диаграмма накопления тонкого шлама в питании гидравлического классификатора (рис. 5.3) для предлагаемой схемы имеет меньшее количество приращений, характеризуется невысокой равновесной концентрацией и меньшей продолжительностью процесса накопления по сравнению с действующей ВШС. В результате разгрузки питания аппарата удалось сократить содержание и тонкого, и зернистого шлама в продуктах разделения. При этом эффективность предварительной регенерации существенно возрастает, граничная крупность разделения практически не меняется, и достигаются минимальные засорения продуктов классификации.

При разработке и проектировании ВШС необходимо избегать перегрузки сгустительно-осветлительных аппаратов возвратными потоками, необходимо избегать локальных циркуляций потоков, так как при этом усложняется топология системы (ее разветвленность) и системе необходимо все больше затратить энергии на обработку и вывод шламовых потоков. Чем проще структура ВШС и чем меньше технологических маршрутов она предусматривает, тем выше скорость вывода шлама и меньшее количество энергии затрачивается на ее работу.

Для оценки эффективности работы действующей и предлагаемой ВШС рассчитаны скорости вывода шлама, которые пропорциональны скоростям изменения энергии, затрачиваемой на его вывод из системы по зависимости (2.16).

Результаты расчетов представлены на рис. 5.4. Анализ данных показал, что предлагаемые изменения для ВШС ГОФ «Луганская»



позволяют значительно увеличить скорость вывода зернистого шлама на первых циклах работы.

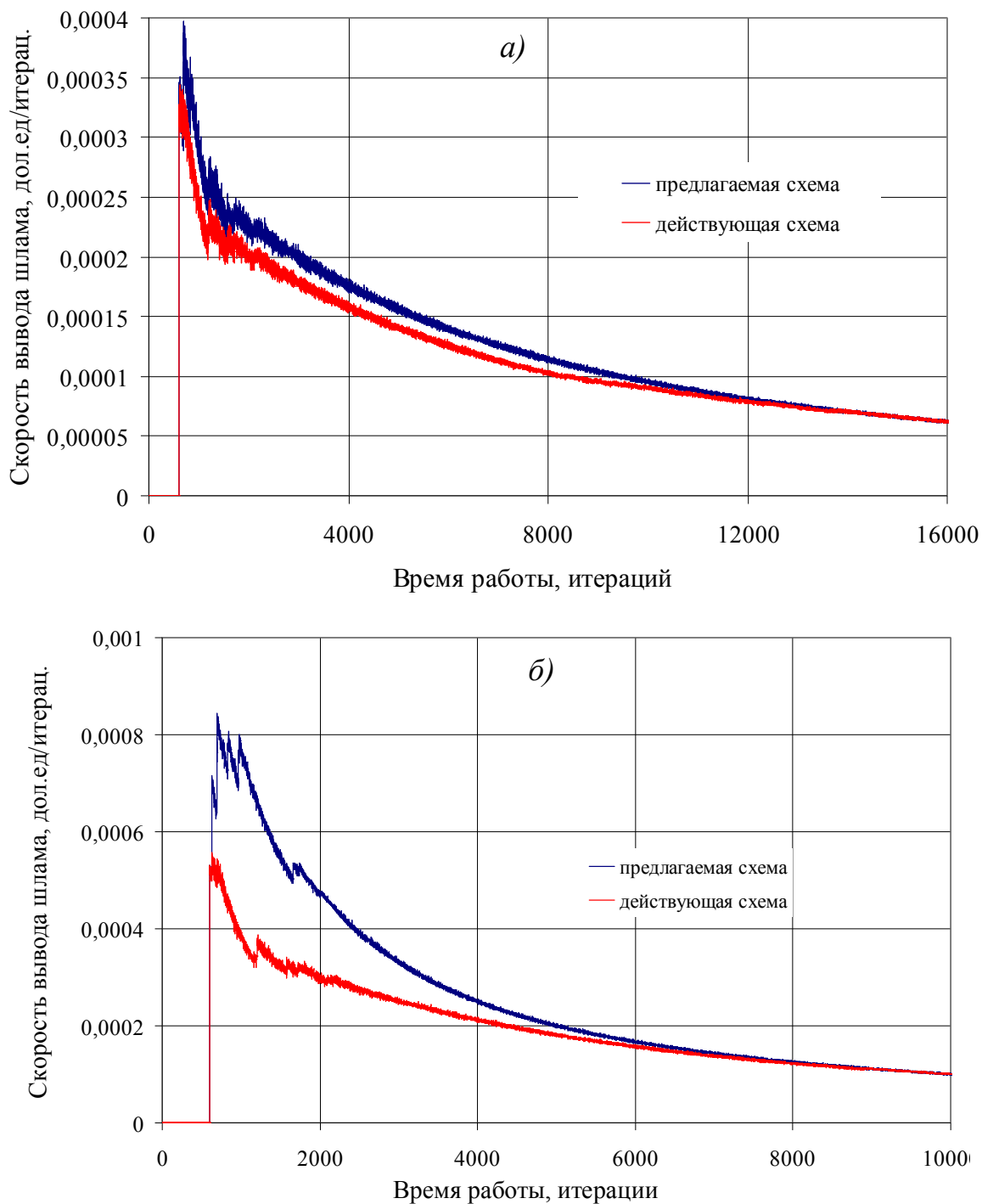


Рис. 5.4 Изменение скоростей вывода шлама для действующей и предлагаемой водно-шламовых схем: а – тонкого, б - зернистого

Исключая возврат потоков в гидравлический классификатор, увеличив фронт загрузки отделения обезвоживания, удалось увеличить количество выводимого из системы шлама. Локальные циркуляции в технологических узлах ВШС – основная причина увеличения длительности процесса накопления шлама.

Необходимо отметить, что различия в скоростях вывода шлама пропорциональны изменениям его содержания в оборотной воде и для тонкого и для зернистого шлама. Чем больше шлама возвращается с оборотной водой, тем меньше скорость его вывода, тем больше приращения содержания шлама на диаграммах накопления. Для тонкого шлама из-за малой разницы содержаний шлама в оборотной воде для действующей и предлагаемой схемы наблюдается незначительное различие в скоростях вывода.

Таким образом, снижение накопления тонкого и зернистого шлама и сокращение времени стабилизации содержания твердого в оборотной воде достигается путем исключения из технологической цепи сборника насосов, обладающего высокими инерционными свойствами, и последующей операции сгущения на гидроциклонах ГЦ-350. Чем короче технологическая цепочка обработки шламовых вод, тем быстрее порция шлама выводится из системы. Это обуславливает сокращение продолжительности нестационарного режима работы ВШС и повышение эффективности ее работы.

Качественно-количественные показатели конечных продуктов ВШС являются основными характеристиками, определяющими эффективность ее работы. Поэтому, в условиях отказа от операции сгущения на гидроциклонах ГЦ-350, предлагается существующие потоки направить на обезвоживание шламовыми грохотами ГИСЛ-62. При сокращении количества узлов и аппаратов системы сокращаются затраты, направленные на их ремонт и обслуживание. Предлагаемые технологические изменения позволяют снизить содержание твердого в питании гидроклассификатора, что значительно повышает эффективность предварительной регенерации шламовых вод мокрой классификации. Уменьшается содержание тонкого и зернистого шлама в оборотной воде, снижены инерционные свойства системы, что позволило сократить период достижения равновесной концентрации шлама, и обеспечило более быстрый выход системы на стационарный режим работы. В результате сокращения циркуляции высокозольных тонко дисперсных частиц улучшилось качество шламового

концентрата на 1,1 %. В случае применения указанных технологических изменений ожидается экономический эффект в размере порядка 20 тыс. грн. в год.

## 5.2 Технологические рекомендации по проектированию и усовершенствованию действующих ВШС.

Таким образом, для повышения эффективности работы ВШС необходимо:

- сократить содержание тонкого и зернистого шлама в оборотной воде отделения гравитационного обогащения для обеспечения постоянных вязко-плотностных характеристик разделительных сред основного оборудования; это достигается за счет применения сгустительно-осветлительных устройств, характеризующихся высокой эффективностью разделения твердой и жидкой фаз; в то же время необходимо исключить из ВШС узлы и аппараты, слив которых направляется для повторного использования и которые не обеспечивают при этом полного извлечения твердой фазы в сгущенные продукты;

- обеспечить вывод из системы максимально возможного количества тонкого и зернистого шлама с целью предотвращения дальнейших циркуляций, причем вывод шлама рекомендуется осуществлять самыми короткими технологическими цепочками обработки шламовых вод для предотвращения дальнейшего распределения шлама по узлам ВШС; это приведет к снижению равновесных концентраций тонкого и зернистого шлама в оборотной воде, что и будет определять повышение эффективности работы ВШС в целом; достичь этого можно, применяя высокоэффективные аппараты для обработки шламовых вод и обезвоживающее оборудование, обеспечивающее высокое извлечение шлама и продуктов его разделения в обезвоженные продукты; для обеспечения высокого уровня улавливания и локализации самых тонких илистых частиц твердой фазы необходимо применять флотацию;

- сократить расход воды на технологические процессы в отделении гравитационного обогащения с целью уменьшения объема и числа потоков шламовой воды; это позволит сократить начальную концентрацию шлама в системе; достижению этой цели

способствуют подбор соответствующего оборудования и рациональная компоновка машин и аппаратов;

- уменьшить инерционные свойства системы, которые, в свою очередь, зависят от инерционных характеристик основных узлов, аппаратов и транспортных коммуникаций; предложенное мероприятие позволит сократить длительность стабилизации содержания твердой фазы в оборотной воде гравитационного отделения, что также является определяющим показателем повышения эффективности работы ВШС в целом; снизить продолжительность обработки порции тонкого или зернистого шлама в узле или аппарате не представляется возможным, поэтому достичь предложенных рекомендаций можно несколькими другим технологическими подходами; первый подход заключается в сокращении количества основных узлов и аппаратов, обрабатывающих большие объемы шламовых вод и предусматривающих разделение твердой и жидкой фаз под действием силы тяжести. Второй подход заключается в замене одного аппарата с высокими инерционными свойствами на батарею аналогичных аппаратов меньшего типоразмера, соединенных параллельно для обеспечения идентичных сепарационных характеристик; в результате операция выполняется с одинаковыми качественно-количественными показателями, но за гораздо меньшее время, что увеличивает скорость обработки шламовых потоков в системе в целом;

- упростить структуру ВШС, ее топологию; это достигается сокращением количества операций в отделении регенерации, уменьшением количества разветвлений, циркулирующих нагрузок на основные узлы и аппараты ВШС; выполнение данной технологической рекомендации обеспечит сокращение транспортных маршрутов шламовых вод, что позволит сократить количество приращений концентрации тонкого и зернистого шлама в оборотной воде; кроме того, при сокращении количества узлов и соединительных потоков шлам будет меньше распределяться по узлам и аппаратам системы, а значит его количество, выводимое из системы, будет больше, что приведет к снижению равновесной концентрации твердой фазы и сокращению периода стабилизации ее содержания.

Изложенные рекомендации по повышению эффективности работы ВШС определяют переход от сложных технологических

комплексов, представляющих разветвленную сеть высокоинерционных узлов и аппаратов, к простым по возможности схемам, предусматривающим быструю обработку, транспортировку и вывод шлама из системы. Причем все аппараты, входящие в технологические маршруты обработки шламовых потоков не должны характеризоваться высокими инерционными свойствами. В этом случае системой будет обеспечен необходимый вывод шлама уже на первых циклах работы и все аппараты быстро выйдут на стационарный режим работы. Накопление шлама в таких условиях будет минимальным.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ К ЧАСТИ III

1. Благов И. С. Обратное водоснабжение углеобогачительных фабрик / И. С. Благов. – М.: Недра, 1980. – 215 с.
2. Фоменко Т.Г. Водно-шламовое хозяйство углеобогачительных фабрик / Т. Г. Фоменко, В. С. Бутовецкий, Е. М. Погарцева. - М.: Недра, 1994. – 185 с.
3. Коткин А.М. Рациональные водно-шламовые схемы для углеобогачительных фабрик Донецкого бассейна и технико-экономическое обоснование их выбора и аппаратурного исполнения / А.М. Коткин, Т.Г. Фоменко, И.С. Бутовецкий, Е.И. Погарцева // Водно-шламовое хозяйство обогатительных фабрик. – М.: ЦНИИТЭИ угля, 1999. – 36 с.
4. Фоменко Т.Г. Шламы, их улавливание и обезвоживание / Т.Г. Фоменко, И.С. Благов, А.М. Коткин, В.С. Бутовецкий. – Москва «Недра» 1990, 110 – 120 с.
5. Фоменко Т.Г. Рекомендации по водно-шламовому хозяйству углеобогачительных фабрик / Т.Г. Фоменко, В.С. Бутовецкий, Е.М. Погарцева. – Луганск: УкрНИИУглеобогащение, 1993. – 244 с.
6. Тресков Е.Г. Об эффективности флотационной регенерации моечных вод на углеобогачительных фабриках / Е.Г. Тресков, В.В. Бриллиантов, С.П. Голод // Кокс и химия. – 1992. – №22. – С.12-15.
7. Ельяшевич М.Г. Условия повышения эффективности флотационного обогащения угольных шламов / М.Г. Ельяшевич, Е.И. Зозуля // Москва ЦНИИТЭИУголь, 1976. – 12с.
8. Ельяшевич М.Г. Пути интенсификации флотационного обогащения антрацитового шлама / М.Г. Ельяшевич, Е.И. Зозуля // Москва ЦНИИТЭИУголь, 1977. – С. 13-17.
9. Нормы технологического проектирования углеобогачительных фабрик. ВТНП 3-86. – Москва: Минуглепром, 1986. – 176 с.
10. Коткин А.М. Свойства загрязненной воды и ее влияние на процессы обогащения / А.М. Коткин, Т.Г.Фоменко, Е.И. Филиппова // Труды ин-та УкрНИИУглеобогащение. – 1992. – вып. 21. – 264 с.

11. Фоменко Т.Г Влияние тонких шламов на вязкость пульпы / Т.Г Фоменко, Е.М. Погарцева, В.И. Павлович. Труды ин-та УкрНИИУглеобогащение. М.: Недра. – т. VI. – 1997. – С. 138-146.

12. Самойлик Г.В. О выведении шлама из системы осветления оборотных вод углеобогатительной фабрики / Г.В. Самойлик, В.Г. Гураль // Кокс и химия. 1996 г. - N 10. С 6-8.

13. Борц М.А. Совершенствование работы водно-шламовых схем углеобогатительных фабрик / Уголь. 1996 г. - N9. С 67-72.

14. Давыдков Н.И. Новые водно-шламовые системы углеобогатительных фабрик / Н.И. Давыдков, В.А. Острый // Водно-шламовое хозяйство углеобогатительных фабрик. – М: ЦНИИТЭИуголь, 1996. – С.43-58.

15. Гарковенко Е.Е., Назимко Е.И. Совершенствование работы систем осветления оборотных вод углеобогатительных фабрик. Днепропетровск, 2000. – 174 с.

16. Звягильский Е.Л., Блюсс Б.А., Назимко Е.И., Семененко Е.В. Совершенствование режимов работы гидротранспортных установок технологий углеобогащения. Донецк. - Норд Компьютер. – 2002. – 248с.

17. Классен В.И. Шламы во флотационном процессе / В.И. Классен, Д.И. Недооров, И.Х. Дебердеев // Москва: Недра, 1999. – 218с.

18. Клейн М.С. Повышение эффективности регенерации шламовых вод углеобогащения // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибире-курс-2001: Материалы IV Междунар. Науч.-практ. конф. ГУ Кузбас. гос. техн. ун-т. Кемерово, 2001. – 320с.

19. Травинский Г. Осветление части оборотной воды на углеобогатительных фабриках при состоянии равновесия // Глюкауф. – 1991. - № 17. – С. 1150 – 1155..

20. Переработка углей и автоматизация технологических процессов / Москва: Труды ИОТТ, 1987.-184с.

21. Зозуля И.И. Методика расчета замкнутых равновесных систем осветления моечных вод углеобогатительных фабрик / И.И. Зозуля И.Е. Штейнберг, Г.А. Володин, Т.И. Никифоров // Обогащение и брикетирование угля. – М, 1998, № 3, с. 32 – 35.

22. Бутовецкий В.С. Методика расчета водно-шламовых схем углеобогачительных фабрик / В.С. Бутовецкий, А.Ф. Кондратенко, К.А. Григорьева // Москва: Недра, 1989. – С.197-240.
23. Бутовецкий В.С. Методика расчета водно-шламовых схем углеобогачительных фабрик / В.С. Бутовецкий // Техника и технология обогащения углей.- Труды УкрНИИУглеобогащения, 1995 г.-Т. IV. С 122-134.
24. Бутовецкий В.С. Исследование и оценка водно-шламовых схем: Автореферат дис. канд. техн. наук. – Москва, 1968
25. Зозуля И.И. Проектирование мало операционных систем регенерации моечных вод / И.И. Зозуля, В.Г. Гураль // Обогащение и брикетирование угля. 1990 г. - №3. С 38-40.
26. Штейнберг И.Е. Методика расчета систем регенерации оборотной воды / И.Е. Штейнберг, М.Ф. Гольдвассер, Н.П. Лисовенко и др. // ЦНИЭИ уголь. 1994 г.
27. Тресков Е.Г. Основные положения методики выбора оптимальных технологических схем углеобогачительных фабрик. - Москва, 1976, с.12
28. Пилов П.И. Научные основы сепарации и водопотребления при обогащении руд. Дис...докт. техн. наук: 05.15.08. ДГИ. – Днепропетровск, 1993. – 320 с.
29. Федоров В.И. Состояние и проблемы развития углеобогащения Украины / В.И. Федоров, И.П. Курченко, А.А. Золотко // Уголь Украины. – 2005. – №8. – С. 13-17.
30. Малаховский Н.И. Расчет шламового хозяйства углеобогачительных фабрик / Н.И. Малаховский // Уголь. – 2002. - №9.
31. Обуховский Я.М. Работа углеобогачительных фабрик на замкнутом цикле / Я.М. Обуховский // Гостехиздат. – Киев. – 1958. – 124с.
32. Зозуля И.И. Методика инженерного расчета водно-шламовых схем / И.И. Зозуля, В.Г.Гураль, И.Е. Штейнберг // Кокс и химия. – 1990 - №7. – С. 58-63.
33. Зозуля И.И. К теории накопления шламов в системах регенерации воды. Материалы 11 Международного Конгресса по обогащению полезных ископаемых. Прага. 1990.
34. Зозуля И.И. Проектирование углеобогачительных фабрик (учебное пособие) / И.И. Зозуля, Е.И. Назимко, Г.В. Самойлик, В.А Смирнов // Киев: УМК ВО. – 1992. - 284 с.



35. Зозуля И.И. Инженерная методика расчета водно-шламовых схем / И.И. Зозуля. - Донецк, 1989 г. - (Препринт /Минуглепром УССР.)
36. Витренко Л.М. Удаление илов из водно-шламовой системы углеобогатительных фабрик / Л.М. Витренко, В.Н. Панпурин, Л.А. Ушакова // Обогащение и брикетирование угля. – 1993. - № 12. – С. 11-15.
37. Ельяшевич М.Г. Применение пенной сепарации для обогащения угольных шламов // М.Г. Ельяшевич, Е.И. Зозуля // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техника, 1986. - № 25. С.41-43.
38. Leonard J.W. Coal Preparation. – Littleton, SME, Colorado, 1991. – 1132p.
39. Благов И.С. Справочник по обогащению углей / И.С. Благов, А. М. Коткин, Н.А. Самылин. // М: Недра, 1994. – 488с.
40. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик / К.А. Разумов // Москва: Недра, 1982. – 674 с.
41. Младецкий И.К. Синтез технологий обогащения полезных ископаемых / И.К. Младецкий. – Днепропетровск. - 2006. – 86 с.
42. Клейн М.С. Ресурсосберегающие и экологичные технологии регенерации шламовых вод углепереработки // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири: Сибресурс-2004: Материалы X Междунар. науч.-практ. конф. ГУ КузГТУ. Кемерово, 2004. С. 263-265.
43. Клейн М.С. Эффективная технология извлечения мелкого угля из техногенных вод углеобогатительных фабрик // Вестник Кузбасского государственного технического университета. Кемерово, 2005. - № 2. - С. 117-119.
44. Сазыкин Г.П. Проектирование строительство углеобогатительных фабрик нового поколения / Г.П. Сазыкин, Б.А. Синеокий, Л.П. Мышляев // Новокузнецк: СибГИУ, 2003. 127 с.
45. Кармазин В.И. Свойства оборотных вод углеобогатительных фабрик / В.И. Кармазин, В.И. Каневский, А.Г. Шпахлер // Уголь Украины. - 1987. - №4.-С. 28-30.
46. Полулях А.Д., Практикум по расчетам качественно-количественных и водно-шламовых схем углеобогатительных фабрик / А.Д. Полулях, П.И. Пилов, А.Е. Егурнов // Днепропетровск - 2009. – 100 с.

47. Назимко Е.И. Методика исследования поведения замкнутых технологических систем с учетом транспортного запаздывания потоков // Сб. Обогащение полезных ископаемых. Вып. 19(60). Днепропетровск. – 2004. – с. 77-84.

48. Назимко Е.И. Исследование работы водно-шламовых систем углеобогатительных фабрик в нестационарном режиме / Е.И. Назимко, К.А. Лифенко, И.Н. Друц, А.С.Голиков // Вісник Криворізького технічного університету. – 2005. - Вип. 6. - С. 158-161. (Доповідь на міжнар. наук-техн.конф. Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості – 2005, м. Кривий Ріг, КТУ).

49. Голиков А.С. Анализ существующих методов расчета водно-шламовых систем углеобогатительных фабрик // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2006. – вип. 25-26(66-67). – С. 137-143.

50. Голиков А.С. Исследование работы водно-шламовой системы ЦОФ «Чумаковская» в неустановившемся режиме при различных вариантах ее построения // Вісник Криворізького технічного університету. Кривий Ріг. – 2006. – вип. 13. – С. 72-77. (Доповідь на міжнар. наук-техн. конф. «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості – 2006», м. Кривий Ріг, КТУ).

51. Голиков А.С. Исследование работы водно-шламовой системы ГОФ «Луганская» в неустановившемся режиме // Сборник докладов «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов». – Донецк. – 2006. – С. 108 – 109.

52. Голиков А.С. Исследование работы водно-шламовой системы ЦОФ «Чумаковская» в неустановившемся режиме при различных вариантах ее построения // Вісник Криворізького технічного університету. Кривий Ріг. – 2006. – вип. 13. – С. 72-77. (Доповідь на міжнар. наук-техн. конф. «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості – 2006», м. Кривий Ріг, КТУ).

53. Назимко Е.И. Исследование изменения скорости накопления шлама в водно-шламовой системе ЦОФ «Чумаковская» / Е.И.Назимко, А.С. Голиков // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2007. – вип. 29-30. – С. 184-190.

54. Голиков А.С. Исследование эффективности работы водно-шламовой системы ЦОФ «Луганская» при различных количествах выводимого из нее шлама // Вісник Криворізького

технічного університету. Збірник наукових праць. Кривий Ріг. – 2007. – вип. 18. – С. 112 – 116.

55. Назимко Е.И., Исследование кинетики накопления шламов / Е.И. Назимко, А.Н. Корчевский, А.С. Голиков, С.А. Гончаров, В.М. Бояренко // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. - 2008. - вип. 34(75). - С. 167-173.

56. Голиков А.С. Исследование накопления шлама в водно-шламовых системах с помощью критерия, учитывающего инерционность потоков // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Вип. 15(131), серія гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДонНТУ. – 2008. - С. 85-92. (Матеріали конференції до 80-річчя кафедри «Збагачення корисних копалин»).

57. Голиков А.С. Оценка эффективности работы водно-шламовых систем // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2009. - вип. 36(77)-37(78). - С. 155-160.

58. Голиков А.С. Исследование процесса стабилизации содержания шлама по скорости его накопления в водно-шламовых системах // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2010. - вип. 43(84). - С. 107-112.

59. Голиков А.С. Исследование работы лабораторного гидроциклона при различном гранулометрическом составе питания // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2010. - вип. 41(82)-42(83). - С. 163-169.

60. Голиков А.С. Исследование продолжительности нестационарного режима работы водно-шламовых систем при параллельном соединении разделительных аппаратов / А.С. Голиков, Е.И. Назимко // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2012. - вип. 49(90). - С. 106-112.

61. Голиков А.С. Исследование влияния транспортных задержек шламовых потоков на продолжительность нестационарного режима работы водно-шламовых систем / А.С. Голиков, Е.И. Назимко // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2012. - вип. 51(92). - С. 156-160.

62. Nazimko L.I. Kinetics of Phases Interaction during Mineral Processing Simulation / L.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Corchevsky et al // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. – China. – 2006. – Vol 2. – P. 785-798.

63. Назимко Е.И. Исследование процессов взаимодействия фаз в динамических условиях при обогащении полезных ископаемых / Е.И. Назимко // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників-2005». Дніпропетровськ. – 2005. – Т.3. – С. 185-189.

64. Назимко Е.И. Состояние и перспективы развития водно-шламовых схем углеобогащательных фабрик / Е.И. Назимко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2000. – № 7(48). – С. 63-66

65. Курченко И.П. Состояние, проблемы и перспективы развития обогащения углей в Украине / И.П. Курченко, А.А. Золотко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2004. – Вип. 20(61). – С. 3-14.

66. Филиппенко Ю.Н. Состояние и перспективы развития углеобогащения в Украине / Ю.Н. Филиппенко, И.П. Курченко // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2008. – Вип. 33(74). – С. 30-38.

67. Техничко-економический анализ работы водно-шламовых систем углеобогащательных фабрик Украины за 2003 год. – Луганск: УкрНИИУглеобогащение, 2004. – 95 с.

68. Полулях А.Д. Реологическая модель высококонцентрированного илосодержащего угольного шлама / А.Д. Полулях, В.Г. Сансиев, В.К. Гарус // Геотехническая механика. Сб научн. Тр. ИГТМ НАН Украины. – Днепрпетровск. – 2003. – вып. 41. – С. 184-188.

69. Назимко Е.И. Моделирование процессов накопления шламов в замкнутых системах обогащательных фабрик // Сб. «Труды горно-электромеханического факультета». - Донецк. – 1996. – С. 71-74.

70. Nazimko V.V., Nazimko L.I. A Simulation of Slime Circulation and the Effect of Circuit Design // Coal preparation. – 1996. – V. 17. - N 3-4. - p. 215-232.

71. Назимко Е.И. Автоматизированный анализ работы систем осветления оборотной воды углеобогащательных фабрик // Обогащение полезных ископаемых. – Киев: Техніка. 2002. - № 39. – С. 126 -131.

72. Зборщик М.П. Управление технологической структурой водно-шламовой схемы / М.П. Зборщик, Е.И. Назимко, В.А. Агуреев, В.А. Смирнов // Уголь Украины. – 2000. - №6. – С. 49-51.

73. Назимко Е.И. Развитие теории и методы прогнозирования результатов работы замкнутых технологических циклов // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2011. – Вип. 46(87). – С. 8-17.

74. Battaglia A. Some aspects of the closed circuit theory // Coal Preparation. – 1996. – V.2. – N4. – p. 56-62.

75. Бакум П.А. Стабилизация качества оборотной воды на обогатительных фабриках // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2009. - № 39(80). - С. 106-113.

76. Назимко Е.И., О влиянии демпфирования содержания шламов в различных аппаратах водно-шламовых схем на процесс накопления шламов в системе / Е.И Назимко, А.И. Бездольный // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 1998. - № 1(42). – С. 99-102.

77. Гаркушин Ю.К. Сучасний стан та перспективи переробки вугільних шламів / Ю.К. Гаркушин, П.В. Сергєєв, В.С. Білецький // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С.143-149.

78. Назимко Е.И. Термодинамический анализ работы водно-шламовой схемы // Изв. вузов. Горный журнал. - 1996. - N1. - С.144-147.

79. Назимко Е.И., Применение циркуляционной модели для оперативного управления хозяйственной деятельностью шахты / Е.И. Назимко, В.И. Верченко, А.И. Бездольный // Горный информационно-аналитический бюллетень. МГГУ, Москва. – 1998. - №4. - с.164-166.

80. Назимко Е.И. Поиск оптимальных вариантов построения водно-шламовых схем углеобогатительных фабрик // Изв. Донецкого горного института. 1995 г. - N 1. С 79-81.

81. Набоков А.К. Совершенствование водно-шламовой схемы ЦОФ "Чумаковская" / А.К. Набоков, Б.П. Федотов, В.В. Митлаш, Е.И. Назимко // Уголь Украины. 1988 г. - N 2. С 41-42.

82. Назимко Е.И. Анализ работы водно-шламовой схемы ЦОФ "Никитовская" / Е.И Назимко, Дрюченко М.М. // Техника и технология переработки мелкозернистых материалов. Донецк: ЦБНТИ. 1994 г. С 1-5.

83. Зборщик М.П., Управление процессами накопления шламов при осветлении оборотной воды углеобогатительных

фабрик / М.П. Зборщик, Е.И. Назимко // Изв. вузов. Горный журнал. 1996 г. - N 1. С 139-143.

84. Зборщик М.П. Влияние структуры водно-шламовой схемы обогатительной фабрики на загрязнение окружающей среды / М.П. Зборщик, С.Н. Александров, Е.И. Назимко // Изв. Донецкого горного института. 1995 г.- N 1. С 76-78.

85. Гладких О.Б. Основные понятия теории графов (Учебное пособие) / О.Б. Гладких, О.Н. Белых. – Елецк: ЕГУ им. И.А. Бунина, 2008. – 125 с.

86. Прокушев Л.А. ДИСКРЕТНАЯ МАТЕМАТИКА. Основы теории графов и алгоритмизации задач (Учебное пособие) / Л.А. Прокушев. – Санкт-Петербург:ГУАП, 2000. – 82 с.

87. Лыкин А.В. Математическое моделирование электрических систем и их элементов / А.В. Лыкин.- Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2009. – 228 с.

88. Носов В.А. Теория графов и ее применение (Учебное пособие) / В.А. Носов. – Москва: МГИЭИМ, 1999. – 116 с.

89. Зыков А.А. Основы теории графов / А.А. Зыков. – Москва: Наука 2006. – 156 с.

90. Хоменко Н.П. Топологические аспекты теории графов / Н.П. Хоменко. – Киев: Институт математики, 2002. – 120 с.

91. Горбатов В.А. Фундаментальные основы дискретной математики / В.А. Горбатов. – Москва: «Наука», Физматлит, 2005. – 256 с.

92. Харари Ф. Теория графов / Ф. Харари. – Москва: Едиториал УРСС, 2003. – 326 с.

93. Майника Э. Алгоритмы оптимизации на сетях и графах / Э. Майника. – Москва: «Мир», 2001. – 324 с.

94. Домнин Л.Н. Элементы теории графов / Л.Н. Домнин. – Пенза, 2004. – 210 с.

95. Мельников О.И. Задачи по теории графов: учебно-методическое пособие / О.И. Мельников. – Минск: «Тетра Системс», 2001. – 144 с.

96. Евстигнеев В.А. Применение теории графов в программировании./ В.А. Евстигнеев, А.П. Ершов. - Москва: Наука, 2003. – 352 с.

97. Хокни Р. Численное моделирование методом частиц / Р. Хокни, Дж. Иствуд. – Москва: «Мир», 1989. – 640 с.

98. Селезнев В.Е. Методы и технологии численного моделирования газопроводных систем / В.Е. Селезнев, В.В. Алешин, Г.С. Клишин. – Москва: Комкнига, 2005. – 250 с.

99. Смит Дж. М Математическое и цифровое моделирование для инженеров и исследователей / Дж.М Смит. – Москва: Машиностроение, 1999 г. – 271 с.

100. Петров Г.А Имитационное моделирование (учебно-методический комплекс) / Г.А Петров. – Тамбов: ТИСТ, 2010. – 50 с.

101. Козин В.З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых / В.З. Козин // М.: Недра. – 1994. – 248с.

102. Цой С. Прикладная теория графов / С. Цой, С.М. Цхай // Алма-Ата: Наука, 1971.-500с.

103. Батаногов А.П. Водовоздушное хозяйство обогатительных фабрик / А.П. Батаногов. – Москва: Недра, 1999. – 295 с.

104. Зверевич В.В. Водовоздушное хозяйство обогатительных фабрик / В.В. Зверевич, В.А. Перов. – Москва: Недра, 1989. – 187 с.

105. Гейер В.Г. Гидравлика и гидропривод / В.Г. Гейер. – Москва, 1998. – 331 с.

106. Кирнарский А.С. Влияние напорного гидротранспортирования на параметры обогащения / А.С. Кирнарский, Е.В. Семененко // Збагачення корисних коплін. – Днепропетровск, 2003. – № 12. – С. 41 – 49.

107. Джаваршеишвили А.Г. Системы трубного транспорта горно-обогатительного предприятий / А.Г. Джаваршеишвили. – Москва: Недра, 1990. – 384 с.

108. Anderson B. Fluid particle mass transport in slurries / Anderson B. // Encyclopedia of fluid mechanics. – 2005. Vol. 5. – P. 191 – 211.

109. Изучение взаимозависимого влияния показателей надежности обогатительного оборудования и систем электроснабжения на надежность и эффективность технологий обогащения: Отчет о НИР / (промежуточный) ИГТМ НАН Украины, ГР № 0199U001649 Днепропетровск, 2001. – 66 с.

110. Трайнис В.В. Параметры и режимы гидравлического транспортирования шлама по трубопроводам / В.В. Трайнис. – Москва «Наука», 2000. – 191 с.

111. Криль С.И. Методы расчета критических скоростей гидротранспортирования зернистых материалов по горизонтальным трубопроводам / С.И. Криль // Гидравлика и гидротехника. – Москва, 1999. – Вып. 41. – С. 11 – 16.

112. Асауленко И.А. Теория и прикладные аспекты гидротранспортирования твердых материалов / И.А. Асауленко, Ю.К. Витошкин, В.М. Карасик и др. – Киев:Наукова думка, 2001. – 363 с.

113. Евдокимов П.Д. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств углеобогатительных фабрик / П.Д. Евдокимов, Г.Т. Сазонов. – Москва, 2000. – 440 с.

114. Самылин Н.А. Водовоздушное хозяйство обогатительных фабрик / Н.А. Самылин, В.С. Бутовецкий. – Москва: Недра, 1992. – 197 с.

115. Блюсс Б.А. Параметры оценки эффективности работы гидротранспортных комплексов / Б.А. Блюсс, Е.В. Семененко // Геотехническая механика и автоматика. – Днепропетровск, 2002. №2 (61). – С. 158 – 161.

116. Минаев В.М. Эксплуатационная надежность оборудования углеобогатительных фабрик / В.М. Минаев. – Москва Наука, 1999. – 136 с.

117. Мазуренко В.В. Энергетическая оценка регулирования подачи центробежных насосов изменением характеристики внешней сети / В.В. Мазуренко // Сборник трудов Тульского политехнического института. – Тула, 1999. – С. 95 – 104.

118. Пилов П.И. Распределение частиц твердой фазы в турбулентном потоке жидкости при выделении осадка / П.И. Пилов // Науковий вісник НГА України. - 1998. - №1. - С. 74-77.

119. Поваров А.И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках / А.И. Поваров. – Москва, 2000. – 232 с.

120. Терновский И.Г. Определение расходных характеристик гидроциклонов, работающих в режиме осветления суспензий / И.Г. Терновский // Химическая промышленность. – 2002. – №5 - С. 50-53.



121. Поваров А. И. Технологический расчет гидроциклонов / А. И. Поваров // Обогащение руд. - Москва, 2000. - С. 29-33.

122. Charles A. Flow predictions within hydrocyclones / Charles A Steven M Parks // Filtration+Separation. 2001. Vol. 38. - P. 28.

123. Лагуткин М.Г. Технико-экономическое обоснование выбора конструктивных и режимных параметров работы гидроциклонов / М.Г. Лагуткин, Д.А. Баранов // Журнал прикладной химии. – Москва, 1999. Т.72. Выпуск 3. - С. 459.

124. Акопов М.Г. Основы обогащения углей в гидроциклонах. / М.Г. Акопов. – Москва: Недра, 1999.-178 с.

125. Баранов Д.А. Расчет сепарационных процессов в гидроциклонах / Д.А. Баранов, А.М. Кутепов, М.Г. Лагуткин // Теоретические основы химической технологии. - Москва, 1999. Том 30. №2. - С. 117.

126. Курченко И.П. Исследование классификации угольных шламов в гидроциклонах / И.П. Курченко Б.Ф., Бевзенко и др.. – Луганск, 2006. – 140 с.

127. Пилов П.И. Анализ сепарационных эффектов в полидисперсных суспензиях / П.И. Пилов // Горн. информационно-аналитический бюллетень. Москва, 1997. - №4. - С. 79-82.

128. Денисенко А.И. Моделирование гидроциклонов для классификации / А.И. Денисенко // Исследование и промышленное применение гидроциклонов. – Горький, 1999. – 252 с.

129. Безверхий А.А. Рекомендации по применению гидроциклонов в водно-шламовых схемах углеобогатительных фабрик / А.А. Безверхий, С.М. Ходос, В.Е. Федорченко и др. – Луганск: УкрНИИУглеобогащение, 1999. – 36с.

130. Баранов Д.А. Новые конструкции гидроциклонных аппаратов для разделения несмешивающихся жидкостей / Д.А. Баранов, И.Г. Терновский, М.Г. Лагутин //Современные машины и аппараты химических производств: (Химтехника-03). - Навои, 2003, С.104-106.

131. Бедрань Н.Г. Разработка и исследование новых конструкций гидроциклонов / Н.Г. Бедрань, Л.М. Скоробогатов // Исследование и промышленное применение гидроциклонов. - Горький. 2001, с. 41-45

132. Tarjan G. Computation of the peripheral velocity appearing on the hydrocyclone from the velocity of the entering slurry // Acta techn. hung. 1991. Vol. 33, № 1/2. P.119-133.

133. Клячин В.В. О работе геометрически подобных гидроциклонов // Горький. – 1981. – С. 53-56.