

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Белгородский государственный технологический университет  
им. В.Г. Шухова»

на правах рукописи

*Попов*

Попов Евгений Николаевич

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ РАСЧЕТА СИСТЕМ  
ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ПЕРЕГРУЗКЕ СЫПУЧИХ ПОЛИДИСПЕРСНЫХ  
МАТЕРИАЛОВ

Специальность 05.23.03 – Теплоснабжение, вентиляция,  
кондиционирование воздуха, газоснабжение и освещение

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель  
д-р техн. наук, профессор  
К.И. Логачев

Белгород – 2018

## Список основных условных обозначений

$t$  – время, с;

$x$  – путь, пройденный частицей, м;

$y$  – расстояние между частицами по горизонтали, м;

$H$  – высота бункера, м;

$D$  – диаметр круглого бункера, м;

$d_{\text{сгр}}, d_c$  – диаметр воздушной струи, м;

$a$  – ускорение одиночной частицы или потока,  $\text{м/с}^2$ ;

$g$  – ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ ;

$\rho$  – плотность частиц,  $\text{кг/м}^3$ ;

$\rho_c$  – плотность воздуха,  $\text{кг/м}^3$ ;

$\mu$  – динамическая вязкость воздуха  $\text{Па}\cdot\text{с}$ ;

$v, V$  – скорость частицы,  $\text{м/с}$ ;

$V_i$  – скорость частиц  $i$ -й фракции,  $\text{м/с}$ ;

$v_{1н}, v_{1к}$  – скорости частиц в начале и в конце желоба,  $\text{м/с}$ ;

$v_{Nc}$  – скорость седиментации частицы,  $\text{м/с}$ ;

$u, U$  – скорость воздуха,  $\text{м/с}$ ;

$U_{\text{обр}}$  – скорость воздуха, выбивающегося из загрузочных проемов,  $\text{м/с}$ ;

$\omega = v - u$  – относительная скорость частицы,  $\text{м/с}$ ;

$f_m$  – площадь характерного (миделева) сечения частицы,  $\text{м}^2$ ;

$\alpha$  – суммарное содержание частиц, скорость витания которых меньше или равна скорости эжектируемого воздуха;

$\beta$  – объемная концентрация частиц;

$\beta_i$  – объемная концентрация частиц диаметром  $d_i$ ;

$\beta_y$  – усредненная объемная концентрация частиц в потоке;

$\psi$  – коэффициент сопротивления одиночной частицы;

$\psi_0$  – коэффициент сопротивления одиночной частицы в области автомоделльности;

- $\psi^*$  – коэффициент сопротивления частицы в потоке материала,  
 $G$  – массовый расход частиц, кг/с;  
 $G_i$  – массовый расход частиц  $i$ -й фракции, кг/с;  
 $G_g$  – массовый расход воздуха, кг/с;  
 $d, d_{cp}$  – диаметр частиц, осредненный диаметр частиц м;  
 $d_i$  – диаметр частиц  $i$ -й фракции, м;  
 $S, S_{стр}$  – площадь поперечного сечения желоба, струи, м<sup>2</sup>;  
 $S_n$  – площадь загрузочных проемов бункера, м<sup>2</sup>;  
 $R$  – сила аэродинамического сопротивления частиц, Н;  
 $R_i$  – аэродинамическое сопротивление падающих частиц  $i$ -й фракции, Н;  
 $\psi_i$  – коэффициент аэродинамического сопротивления  $i$ -й фракции;  
 $\varphi$  – коэффициент скольжения компонентов (коэффициент эжекции);  
 $\zeta$  – коэффициент аэродинамического сопротивления загрузочного желоба;  
 $c_i$  – средняя по сечению потока счетная концентрация частиц диаметром  $d_i$ , 1/м<sup>3</sup>;  
 $C$  – концентрация пыли в воздухе, мг/м<sup>3</sup>;  
 $\eta$  – степень очистки, %;  
 $m_i$  – доля частиц  $i$ -й фракции, %;  
 $M_i$  – масса частиц  $i$ -й фракции, кг;  
 $Q, Q_g$  – объемный расход воздуха, эжектируемого воздуха, м<sup>3</sup>/с;  
 $Q_a$  – расход аспирационного воздуха, м<sup>3</sup>/с;  
 $Q_ж$  – расход воздуха в желобе, м<sup>3</sup>/с;  
 $Q_n$  – расход воздуха поступающего в бункер (укрытие) через загрузочные проемы, м<sup>3</sup>/с;  
 $Q_m$  – расход воздуха, вытесняемого поступающим материалом, м<sup>3</sup>/с;  
 $\gamma$  – угол расширения воздушной струи, град;  
 $P(T)$  – вероятность нахождения частицы в аэродинамической тени других частиц;

$P(A)$  – вероятность активного воздействия частиц на воздух;

$W$  – объем одной частицы, м<sup>3</sup>;

$\Omega$  – объем аэродинамической тени одной частицы, м<sup>3</sup>;

$K$  – отношение объема аэродинамической тени к объему одной частицы;

$S_a$  – сумма аэродинамических сил всех частиц полифракционного материала в единице объема потока этих частиц, Н/м<sup>3</sup>;

$S_y$  – сумма аэродинамических сил всех частиц полифракционного материала в единице объема потока этих частиц, определяемая эмпирическим путем, Н/м<sup>3</sup>;

$h$  – шаг интегрирования, м;

$Re = \frac{ud\rho_c}{\mu}$  – число Рейнольдса;

$Bu = 1,5 \cdot \psi^* \frac{G \cdot v}{g \cdot d \cdot 10^{-3} \cdot \rho \cdot S_{жс}}$  – число Бутакова-Нейкова;

$Eu = \frac{2P_y}{\rho \cdot v_{1к}^2 \cdot \sum m_i d_i}$  – число Эйлера.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	7
<b>1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР МЕТОДОВ РАСЧЕТА И КОНСТРУИРОВАНИЯ СИСТЕМ ОБЕСПЫЛИВАЮЩЕЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ЗАГРУЗКЕ БУНКЕРОВ СЫПУЧИМ КРУПНОДИСПЕРСНЫМ МАТЕРИАЛОМ .....</b>	<b>14</b>
1.1. Технологические схемы дробления горных пород и дисперсные характеристики сыпучих материалов .....	14
1.2. Основные тенденции развития методов расчета расхода воздуха, увлекаемого потоком материала .....	20
1.3. Анализ конструкций систем обеспыливающей вентиляции бункеров горно-обогатительных комбинатов.....	26
1.4. Основные направления снижения объемов пылевых выбросов при загрузках бункеров сыпучими материалами .....	38
Выводы по первой главе .....	43
<b>2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В СВОБОДНОМ ПОТОКЕ ПАДАЮЩИХ ЧАСТИЦ СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА.....</b>	<b>45</b>
2.1. Динамика эжектируемого воздуха в свободной струе падающих частиц полифракционного материала .....	45
2.1.1. Исходные уравнения балансовой модели .....	45
2.1.2. Влияние фракционного состава материала и способа его представления на расход эжектируемого воздуха .....	49
2.1.3. Перемещение мелких фракций вблизи крупных частиц .....	55
2.1.4. Влияние объемной концентрации частиц на коэффициент их лобового сопротивления .....	65
2.2. Вероятностно-статистический подход к описанию аэродинамического взаимодействия множества падающих частиц с воздухом .....	67
2.2.1. Случай монофракционного материала .....	69
2.2.2. Случай полифракционного материала .....	71
2.4. Аэродинамическое взаимодействие струи эжектированного материалом воздуха внутри бункера открытого типа.....	78
Выводы по второй главе .....	90

3. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ И РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СВОЙСТВ СТРУИ ПОЛИФРАКЦИОННОГО ЗЕРНИСТОГО МАТЕРИАЛА .....	92
3.1. Методика, цель и задачи экспериментальных исследований .....	92
3.2. Программа исследований на экспериментальных стендах .....	93
3.3. Приборы и методики измерения основных параметров.....	100
3.4. Исследование и моделирование свойств перегружаемого материала .....	103
3.5. Сопоставление результатов вероятностного подхода к определению эжектирующей способности множества падающих частиц с опытными данными .....	111
3.5.1. Поток монофракционного материала .....	111
3.5.2. Поток частиц полифракционного материала.....	113
3.6. Анализ результатов экспериментальных исследований.....	120
Выводы по третьей главе .....	125
4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОБЕСПЫЛИВАЮЩЕЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ЗАГРУЗКАХ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В БУНКЕРА... ..	126
4.1. Инженерная методика расчета производительности обеспыливающей вентиляции при загрузке бункеров открытого типа .....	126
4.2. Рекомендации и технические предложения по совершенствованию загрузок бункеров открытого типа .....	133
Выводы по четвертой главе .....	135
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	136
Основные выводы по работе .....	136
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	139
Приложение А – Определение скорости воздуха эжектируемого свободной струей полифракционного материала.....	150
Приложение Б – Расчет движения мелких частиц вблизи крупных.....	154
Приложение В – Программа расчета расхода аспирационного воздуха.....	160
Приложение Г – Копии документов о внедрении результатов диссертационного исследования.....	162

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Переработка сырья на горноперерабатывающих комбинатах, как правило, начинается с измельчения горной породы при котором материал многократно загружается в промежуточные и накопительные бункера.

Расход воздуха систем обеспыливающей вентиляции (аспирационного воздуха), удаляемого от местных отсосов является основным параметром, определяющим энергоемкость и стоимость эксплуатации технологической вентиляции. В условиях переработки сыпучих материалов, необходимая производительность местных отсосов определяется санитарно-гигиеническими и технологическими требованиями.

Санитарно-гигиенические требования направлены на обеспечение устойчивого разрежения в местных отсосах закрытого типа (аспирационных укрытиях), препятствующего истечению запыленного воздуха через щели (неплотности) и рабочие проемы в воздух рабочей зоны.

Однако, при увеличении производительности вытяжной вентиляции, кроме энергозатрат растут и эксплуатационные затраты за счет повышенного уноса пылевых фракций с аспирируемым воздухом.

Поэтому в практике в качестве расчетного расхода удаляемого воздуха принимается такой минимальный расход, который удовлетворяет санитарным, технологическим и строительным требованиям. Устанавливаемое при этом в укрытии разрежение определяется, как правило, по опыту эксплуатации аналогичных производств и зависит от конструктивно-технологических параметров перегрузки, параметров укрытия, от вида и особенностей перерабатываемого материала.

Существующие методики определения расхода увлекаемого перегружаемым материалом воздуха, предполагают замену реального полифракционного материала монофракционным, имеющим частицы некоторого среднего (или эквивалентного) диаметра. Большая часть перерабатываемых в горно-рудном деле мате-

риалов являются полифракционными, что приводит к необходимости введения опытных коэффициентов в аэродинамические характеристики частиц.

В случае значительной площади загрузочных проемов, характерных для бункеров открытого типа, как правило, руководствуются величиной защитной скорости 0,5–1 м/с, обеспечивающей отсутствие выбивания запыленного воздуха из полости бункера. Такой подход не учитывает как особенностей самого перегружаемого материала, так и аэродинамических процессов, протекающих внутри бункера, что приводит к значительным расходам аспирационного воздуха.

В связи с этим уточнение существующих методик расчета и проектирования систем обеспыливающей вентиляции на предприятиях горноперерабатывающей отрасли является актуальной задачей.

Данная работа выполнена на кафедре теплогазоснабжения и вентиляции Белгородского государственного технологического университета им. В.Г. Шухова (БГТУ им. В.Г. Шухова) в рамках следующих НИР:

- гранта Президента Российской Федерации "Разработка методов пыле- и газоулавливания в пыльных цехах промышленных предприятий" НШ-588.2012.8 (2012 г.);
- НИР Б8/13 «Разработка методик расчета систем обеспыливания и исследование условий загрузки бункеров с учетом дисперсности материалов» (2013-2014);
- гранта РФФИ № 14-41-08005 р\_офи\_м «Математическое моделирование процессов аспирации и разработка научных основ создания энергоэффективных систем локализации пылегазовых выделений» (2014-2016);
- программы развития опорного университета на базе БГТУ им. В.Г. Шухова по проекту № А-55/17 «Разработка систем обеспыливания бункеров предприятий горноперерабатывающей отрасли с учетом полидисперсности перегружаемого материала» (2017 - 2018);
- гранта РФФИ 16-08-00074а «Моделирование закрученных потоков в системах аспирации» (2017-2018).

**Степень разработанности.** Проблемам конструирования рациональных систем аспирации при переработке сыпучих материалов посвящены труды многих ученых начиная с сороковых годов XX века – это труды М.К. Альтмарка, Рекка, Е.Н. Бошнякова, Стахорского. Фундаментальные основы энергетической теории эжектирования воздуха ускоренным потоком падающих частиц были заложены С.Е. Бутаковым в 1949 г. и в дальнейшем развиты О.Д. Нейковым в 1969 г. В последние годы проблемой снижения расходов аспирируемого воздуха в России занимались В.М. Василевский, И.Н. Логачев, К.И. Логачев, П.И. Килин, В.А. Минко, изучившие закономерности движения сыпучих материалов по желобам. Математическим моделированием в проектировании систем вентиляции занимались Т.А. Дацюк, А.М. Гримитлин, исследованиями турбулентных воздушных течений в замкнутых объемах – В.М. Уляшева, В.Р. Таурит. За рубежом известны работы Qin Liu E.A., Anderson D.M., Bianconi W.O.A, Nath T., Nemeon W.C.L., Jones M.G., Wyruch P.W. Однако в трудах этих ученых рассматриваются преимущественно монофракционные перегрузки сыпучих материалов, в то время как большинство перерабатываемых в действительности материалов являются полифракционными. Так же при расчетах систем аспирации загрузок бункеров не учитывались процессы эжектирования воздуха потоком материала внутри бункера, что актуально для бункеров больших размеров, например, бункеров открытого типа.

**Целью работы** является совершенствование методов расчета и проектирования систем обеспыливающей вентиляции при загрузке бункеров открытого типа, с учетом фракционного состава перегружаемого материала для горноперерабатывающих предприятий и предприятий по производству строительных материалов.

Поставленная цель определяет следующие **задачи исследования:**

- проанализировать существующие методы расчета производительности систем обеспыливающей вентиляции при перегрузках сыпучих материалов;

- разработать математическую модель воздушного течения, увлекаемого сыпучим полифракционным материалом, на основании которой выявить влияние фракционного состава материала на расход эжектируемого воздуха и взаимодействие пылевых частиц различных фракций;
- разработать метод определения аэродинамического сопротивления множества падающих частиц различной дисперсности;
- разработать экспериментальную установку и исследовать явление эжекции воздуха полифракционным потоком загружаемого материала;
- разработать технические предложения по совершенствованию систем обеспыливающей вентиляции бункеров открытого типа;
- произвести экспериментальные исследования по выявлению эффективности предложенных устройств при загрузке полидисперсного материала в бункера открытого типа;
- разработать инженерную методику расчета расхода аспирируемого воздуха при загрузке бункеров полидисперсным материалом.

**Объект исследования** – система обеспыливающей вентиляции при загрузке открытых бункеров сыпучим полифракционным материалом.

**Предмет исследования** – процессы эжектирования воздуха полифракционным материалом.

**Новизна работы заключается:**

1. Предложен новый вероятностно-статистический подход определения влияния стеснённости на коэффициент лобового сопротивления частиц в условиях свободного потока полифракционного материала.
2. Уточнено влияние фракционного состава материала на объёмный расход аспирируемого воздуха.
3. Выявлены закономерности влияния геометрических параметров бункеров и узлов загрузок бункеров на производительность систем местной вытяжной вентиляции.

4. Разработан способ снижения расхода эжекционной струи воздуха в полостях бункеров открытого типа и уменьшения массового расхода пылевых выбросов, выбиваемых из проёмов, за счет организации рециркуляционных воздушных течений.
5. Предложена методика расчета объёмного расхода аспирируемого воздуха, учитывающая влияние полидисперсности перегружаемого материала.

**Практическая значимость.** Предложена уточненная методика расчета расходов аспирации при загрузке бункеров, учитывающая влияние полидисперсности перегружаемого материала и особенности течений воздуха внутри бункера.

Разработаны технические предложения по снижению производительности вытяжной вентиляции путем уменьшения кинетической энергии эжекционного воздуха в полости бункеров.

Полученные рекомендации по рациональным параметрам основных конструктивных элементов уплотнений загрузочных проемов бункеров могут быть использованы при расчете и проектировании систем обеспыливающей вентиляции горноперерабатывающих предприятий и предприятий по производству строительных материалов.

Усовершенствованная методика расчета расхода аспирационного воздуха нашла применение при проектировании обеспыливающих систем:

- систем аспирации дробильно-сортировочного участка ОАО «Стойленский ГОК»;
- систем аспирации цеха водосодержащих эмульсий филиала ООО «Тиккурила» г. Старый Оскол.

Результаты проведенных исследований используются в учебном процессе БГТУ им. В.Г. Шухова при составлении курсов «Основы проектирования и конструирования обеспыливающих систем», «Вентиляция».

**Методы исследования** включали аналитическое обобщение известных научных и технических результатов; математическое моделирование процессов и явлений на основе современных программных комплексов и разработанных про-

грамм; методы вычислительной математики, теории вероятности и математической статистики; современные методы проведения аэродинамического эксперимента и обработки экспериментальных данных.

**Область исследования** соответствует паспорту научной специальности ВАК: 05.23.03 «Теплоснабжение, вентиляция, кондиционирование воздуха, газоснабжение и освещение», а именно п.1 «Совершенствование, оптимизация и повышение надежности систем теплогазоснабжения, отопления, вентиляции и кондиционирования, методов их расчета и проектирования. Использование нетрадиционных источников энергии», п.3 «Создание и развитие эффективных методов расчета и экспериментальных исследований систем теплоснабжения, вентиляции, кондиционирования воздуха, газоснабжения, освещения, защиты от шума».

**Публикации.** Основные положения диссертации изложены в 15 печатных работах, в том числе 5-х статьях, опубликованных в изданиях, рекомендованных ВАК России.

**На защиту выносятся:**

- вероятностно-статистический метод определения коэффициента лобового сопротивления частиц в свободном потоке полифракционного материала;
- полученные закономерности влияния фракционного состава материала на объёмный расход аспирируемого воздуха;
- выявленные закономерности влияния геометрических параметров узлов загрузок бункеров на объёмный расход аспирируемого воздуха;
- инженерная методика расчета расходов аспирационного воздуха при загрузке бункеров полифракционным материалом.
- способ снижения расхода эжекционной струи воздуха и конструкции внутрибункерных экранов для разрушения направленных потоков эжектируемого воздуха.

**Степень достоверности и апробация результатов.** Степень достоверности результатов обоснована использованием фундаментальных методов аэродинами-

ки и математики, подтверждается удовлетворительным согласованием результатов аналитических, численных расчетов и результатов натуральных экспериментов.

Основные положения и результаты диссертационной работы докладывались на следующих научно-практических конференциях:

- Всероссийской научно-практической конференции «Современные проблемы технического, естественнонаучного и гуманитарного знания» (г. Губкин, 2007 г.),

- Международной научно-практической конференции «Современные проблемы науки образования и производства» (Нижний Новгород, 2010 г.),

- III Международной научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Наука и молодежь в начале нового столетия» (г. Губкин, 2010).

- Региональной научно-технической конференции по итогам конкурса ориентированных фундаментальных исследований по междисциплинарным темам, проводимого Российским фондом фундаментальных исследований и Правительством Белгородской области (г. Белгород, 2017).

**Структура и объем диссертации.** Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованной литературы (114 источников) и 4 приложений. Диссертация изложена на 166 страницах машинописного текста и содержит 62 рисунков и 14 таблиц.

# 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР МЕТОДОВ РАСЧЕТА И КОНСТРУИРОВАНИЯ СИСТЕМ ОБЕСПЫЛИВАЮЩЕЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ЗАГРУЗКЕ БУНКЕРОВ СЫПУЧИМ КРУПНОДИСПЕРСНЫМ МАТЕРИАЛОМ

## 1.1. Технологические схемы дробления горных пород и дисперсные характеристики сыпучих материалов

Дробильно-сортировочные фабрики (ДСФ) представляют собой сложный комплекс производственного оборудования, обеспечивающий выполнение цепи взаимозависимых технологических операций: прием горной породы – сырья, дробление, классификацию (грохочение), транспортирование, а так же складирование (штабелирование) и отгрузку готовой продукции.

Определяющими для последующей переработки горных пород на ДСФ являются тип горной породы и способ ее добычи – экскаваторный, буровзрывной или гидромеханизированный.

Основными характеристиками используемого в горноперерабатывающей промышленности сырья являются прочность, однородность (изотропность), абразивность, размер кусков и частиц материала (гранулометрический состав исходного сырья и получающегося продукта), вид и количество содержащихся в них загрязняющих (пылевых) включений.

ОНТП 18–85 выделяет следующие четыре базовых типа перерабатываемых горных пород [1].

- прочные однородные абразивные горные породы (изверженные и осадочные):
- прочные однородные малоабразивные осадочные горные породы (известняки, доломиты и пр.) частично загрязненные слабыми, пылящими включениями;
- неоднородные по прочности малоабразивные горные породы, содержащие слабые пылящие включения;

- сырье для производства песка, гравия и щебня (валунно-гравийно-песчаная и гравийно-песчаная горные породы), загрязненные слабыми, пылящими включениями.

Тип горных пород определяет как структуру технологической цепочки перерабатывающего производства, так и особенности дисперсного состава получаемого сырья.

Как известно, для материалов, отличающихся значительной твердостью, наиболее эффективными являются удар и раздавливание, для материалов вязких более эффективно истирание, для хрупких – раскалывание [2].

Из теории дробления полезных ископаемых известно, что технологическая схема дробления строится по одному из двух принципов:

- «не дробить ничего лишнего»;
- «не транспортировать ничего лишнего» [2, 3].

Для прочных руд перед первым и вторым дроблениями грохочения не требуется, так как переизмельчения обычно отсутствует. Для таких руд применяется схема, построенная по принципу «не транспортировать ничего лишнего» (рисунок 1.1 а).

При схеме, «не дробить ничего лишнего» предусматривается предварительное грохочение перед дроблением с целью отделения мелкого материала для уменьшения пыления и для предотвращения переизмельчения материала. Эта схема применяется для малопрочных руд и руд средней прочности (рисунок 1.1 б).

Такие компоновочные схемы эффективны для дробления сырья крупностью 0-5 или 0-10 мм.

Для дробления горных пород при производстве щебня, когда нужно получить заданные фракции крупности, компоновочные решения схем имеют более сложный вид.

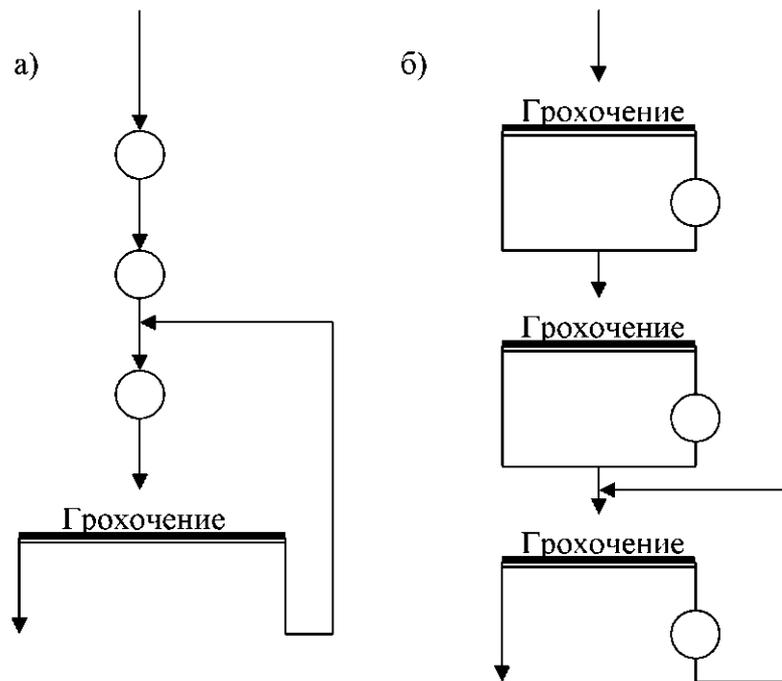


Рисунок 1.1 – Принципиальные схемы дробления: а - «не транспортировать ничего лишнего»; б - «не дробить ничего лишнего»

Принцип «не дробить ничего лишнего» реализуется как дробление с предварительным грохочением; «не транспортировать ничего лишнего» - дробление с контрольным грохочением во второй и третьей стадиях. В обоих случаях пески-отсевы выводятся как готовый продукт; мелкие фракции щебня - являются либо товарным, либо промежуточным продуктом.

Сам цикл дробления может быть открытым и замкнутым. При открытом цикле дробления продукт проходит через дробилку только один раз, при замкнутом – продукт из дробилки проходит классификацию, в результате которой недодробленный материал вновь направляются в дробилку на додробливание, а мелочь (просыпь) – выводится из цикла на последующую обработку. При замкнутом цикле дробления улучшается качество продукта, его гранулометрический состав становится более однородным, снижается расход энергии и износ частей дробилки.

Схема дробления выбирается в зависимости от свойств породы, используемого оборудования, фракционного состава конечного материала, но при этом обычно справедливы общие правила:

- число стадий дробления – не менее двух (две - три) в зависимости от типа дробильного оборудования и требуемой крупности щебня;
- четвертая стадия дробления применяется для кубизации зерен лещадной формы;
- стадия дробления, в результате которой выводится конечный продукт, должна осуществляться в замкнутом цикле.

Рассмотрим технологический процесс дробления руды на Михайловском ГОКе (рисунок 1.2).

Руда крупностью 0–1 000 мм, влажностью 3 % и с содержанием общего железа  $Fe_{\text{общ}}$  39,2% доставляется из карьера железнодорожным транспортом на станцию «Разгрузочная», где поступает в корпус крупного дробления. В корпусе крупного дробления установлены две дробилки первой ступени ККД-1500/180 (1) и четыре дробилки второй ступени КРД-700/100 (2). Измельченная до 350 мм кусков руда поступает из промежуточного бункера (3) на пластинчатые питатели (4), а с них – на ленточные конвейера (5, 6) шириной 2000 мм с расходом по 2 928 т/ч. Ленточные конвейера транспортируют руду из корпуса крупного дробления (отметка –53,3 м) в корпус среднего и мелкого дробления (отметка 38,0 м). Из накопительного бункера (23) руда конвейерами-питателями (9) подается на т.н. каскады измельчения производительностью 600 т/час каждый (всего 18 каскадов). Каждый каскад состоит из следующих узлов: конвейера-питателя (9); грохота ГИТ-52 (10); рудоспуска (11); дробилки КСД-2200 (12) – вторая стадия дробления, до 100 мм; грохота ГИТ-51Н (13); дробилки КМДТ-2200 (14) – третья стадия дробления, до 25 мм.

Дробленая руда крупностью 25-0 мм собирается передвижными конвейерами (15, 16) и ленточными конвейерами (17, 18) транспортируется в корпус обогащения. В корпусе обогащения (отметка 31 м) руда перегружается на конвейера

(20, 21) шириной 1 600 мм, оснащенные барабанными разгрузочными тележками, которые, передвигаясь вдоль конвейеров, загружают силоса (банки) полезной емкостью по 960 м<sup>3</sup>.

Руда из силосов системой конвейеров подается вместе с водой в мельницы. Далее руда проходит три стадии мокрого измельчения до 90 % класса 0,044 мм, пять стадий мокрой магнитной сепарации, 3 стадии классификации, 2 стадии обесшламливания и операцию фильтрации. В результате процесса получается конечный продукт – концентрат.

Концентрат из корпуса обогащения конвейерными трактами может передаваться:

- на склад готовой продукции;
- на фабрику окомкования;
- на погрузку в железнодорожные вагоны – станция «Погрузочная».

На каждой стадии переработки руды присутствуют накопительные промежуточные бункера, которые служат для обеспечения непрерывности технологического процесса, но в тоже время, являются мощным источником пылевыведения.

Гранулометрические свойства готового измельченного продукта зависят не только от свойств самого материала, но и от способа добычи сырья, применяемой схемы дробления, типа дробилок, их характеристик [2, 4, 5, 6].

При взрывном способе добычи породы с увеличением допустимого размера кусков (максимальный размер глыбы, допускаемый для подачи в первичную дробилку ДСФ) количество крупной фракции породы, требующей вторичного дробления, как правило уменьшается [7].

Требуемые фракционные характеристики дробленых и сыпучих материалов, применяемых для дальнейшей переработки или строительных работ, как правило задаются в отраслевых нормативных актах пород [8, 9, 10, 11, 12]. В песке

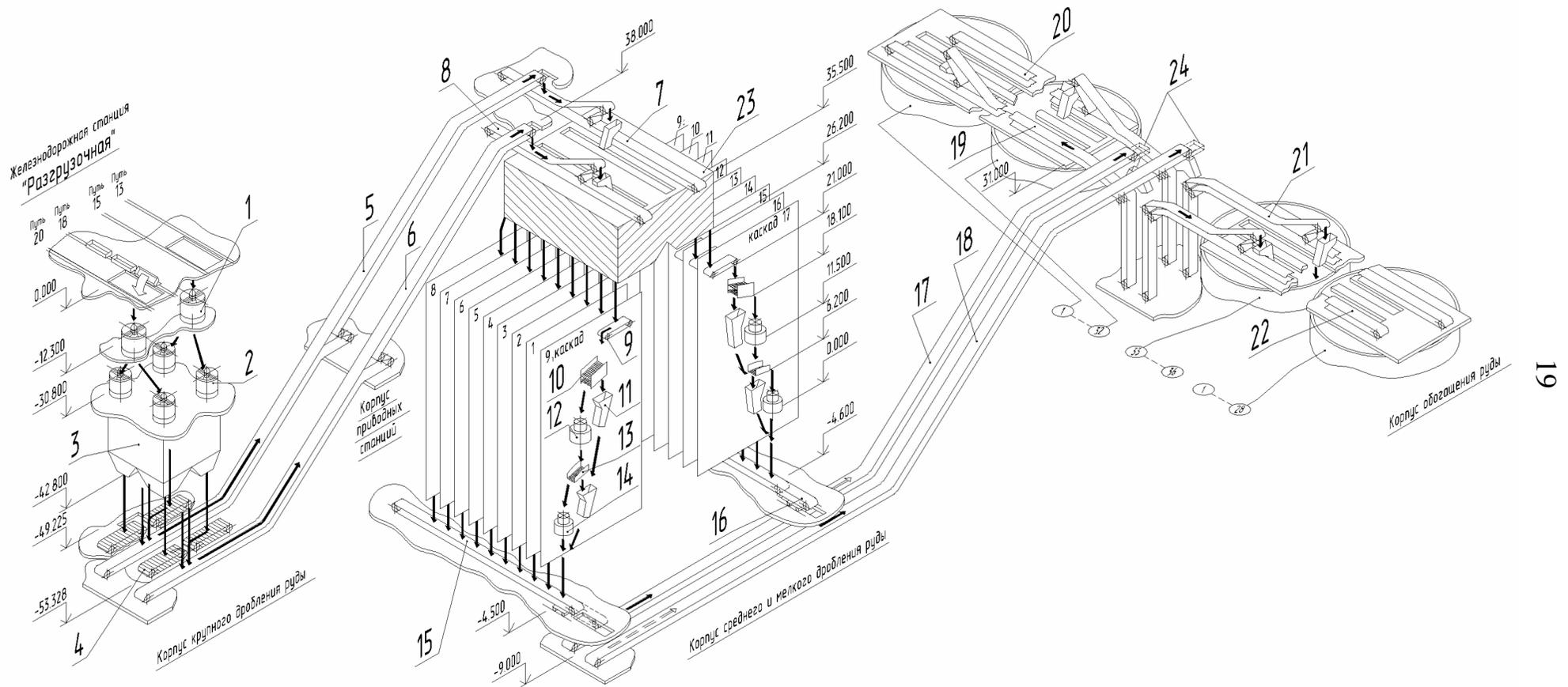


Рисунок 1.2 – Схема цепи аппаратов отделения дробления Михайловского ГОКа

и щебне ограничивается содержание пылевидных и глинистых частиц, (размером до 0,05мм). Для гравия регламентируется также содержание зерен игловатой и пластинчатой (лещадной) форм и зерен слабых – пылящих пород. Пылевидные и глинистые частицы препятствуют слипанию щебня с битумом в асфальтовых смесях и с цементом - в бетонных.

Содержание пылевидных и глинистых частиц в щебне и гравии зависит главным образом от эффективности классификации.

Ключевыми и наиболее пылящими элементами ДСФ являются дробилки, грохоты, места перегрузки, загрузки бункеров или выгрузки материала.

## **1.2. Основные тенденции развития методов расчета расхода воздуха, увлекаемого потоком материала**

Существующие методы расчета производительности систем обеспыливающей вентиляции основываются как на экспериментальных, так и на аналитических исследованиях. Так в 1941 г. Альтмарк М.К. изучал движение воздуха при пересыпке песка в вертикальном желобе и определил скорость эжектируемого воздуха:  $u_s = 0,48v_k$  [13, табл. 1.2]. В дальнейшем возникла необходимость более общей и фундаментальной оценке факторов влияющих на скорость и расход эжектируемого воздуха и как следствие, воздуха аспирационного.

В 1949 г. Бутаковым С.Е. на основании предположения об расходовании части кинетической энергии ускоренного потока частиц на ускорение потока воздуха, аналитически получено соотношение для определения расхода эжектируемого воздуха [14]. Энергетическая теория С.Е. Бутакова была проанализирована и развита О.Д. Нейковым в 1965 г., им было введено понятие коэффициента эжекции [15]. В дальнейшем энергетическое направление было развито в СССР работами Е.Н. Бошнякова – 1965 г., В.А. Минко – 1969 г., а в США работами Хетча – 1954 г., Хемеона – 1955 г., Андерсона – 1964 г., Крузе и Бианкони – 1966 г.

Эжекция воздуха потоком сыпучих материалов рассматривалось главным образом при их перегрузках в желобах в целом [16, 17] и в конвейерных перегруз-

ках в частности [18, 19, 20]. Для случая не нагретых сыпучих материалов определение количества эжектируемого воздуха основано на балансовом уравнении

$$\zeta^n \frac{\rho_0}{2F^2} Q_3^3 = \int_0^l n R_n dx,$$

где,  $\zeta^n$  – сумма коэффициентов местных сопротивлений желоба,  $Q_3$  – объемный расход эжектируемого воздуха, м<sup>3</sup>/с,  $R_n$  – сила лобового сопротивления одиночной частицы, Н/м<sup>2</sup>.

При выводе этого уравнения, были приняты ряд допущений, в частности постоянство сечения струи, одномерность и монофракционность потока.

Для повышения применимости методики расчета для материалов с различными гранулометрическими составами все материалы разделили на три класса: кусковые со средним диаметром частиц  $d \geq 3$  мм; мелкозернистые со средним диаметром  $0,2 < d < 3$  мм и содержащие не менее 40% частиц диаметром до 3 мм; порошкообразные, содержащие более 50% частиц диаметром до 0,15 мм при максимальном размере частиц не более 1,5 мм.

Для перегрузок кускового материала (окатыши, дробленая руда), вследствие сравнительно: большого размера частиц, при расчете их скорости движения  $v_k$  силами лобового сопротивления возможно пренебречь и полагать их движение равноускоренным. Объемный расход воздуха эжектируемого материалом определяется по формуле:

$$Q_3 = \varphi v_k F,$$

здесь  $\varphi$  – коэффициент скольжения компонентов, представляет собой отношение скорости увлекаемого воздуха к скорости материала.

Для перегрузок мелкозернистых материалов (шихта, кокс, дробленый известняк, концентрат) силы аэродинамического сопротивления свободно падающих частиц соизмеримы с силами тяжести, поэтому необходимо учитывать сопротивление среды.

По данным гранулометрического состава рассчитывается средний диаметр частиц перегружаемого материала. При этом учитываются только те частицы, скорость движения которых больше скорости эжектируемого воздуха, т. е.

$$d = \frac{100 - \alpha}{\sum_{i=1}^n \frac{m_i}{d_i}},$$

где  $\alpha$  – суммарное содержание частиц, скорость витания которых меньше или равна скорости эжектируемого воздуха,  $m_i$  – массовое содержание частиц, крупностью  $d_i$ , %.

Расход эжектируемого воздуха в данном случае определяется по формуле

$$Q_э = \varphi v_1 F, \quad (1.1)$$

где  $v_1$  – скорость частиц с учетом сил сопротивления среды, вычисляемая из уравнения динамики тела в поле силы тяжести.

При движении мелкозернистого материала (рудный концентрат, бентонит) в бункерах или в бункерообразных желобах, когда поток материала занимает только часть желоба принцип одномерности потока нарушается. В этом случае в расчет следует вводить условное сечение желоба, м<sup>2</sup>:

$$F_{усл} = 3,14 \cdot 10^{-2} \left( H + 8,9 \sqrt{\frac{G}{\rho_m v_k}} \right)^2.$$

Дальнейшие исследования позволили установить, что при увеличении массового расхода перегружаемого материала  $G$  растет объемная концентрация частиц в потоке и изменяются гидродинамические условия обтекания частиц. Для учета данного эффекта в расчет был введен поправочный коэффициент  $k_q$ .

Таким образом, формула расхода эжектируемого воздуха (1.1) принимает вид:

$$Q_э = k_q \varphi v_1 F_{усл}.$$

Порошкообразные материалы перемещаются по желобу в виде так называемых пакетов, частично разрушающихся при падении, что существенно осложняет

описание аэродинамического взаимодействия. Расчеты показывают, что фактическая скорость эжектируемого воздуха при пересыпке материалов крупностью 0,14 – 0,315 мм и менее 0,14 мм больше скорости витания частиц этих материалов. Следовательно, в этом случае методика определения расхода эжектируемого воздуха для мелкозернистых материалов непригодна.

По данным экспериментальных исследований для наклонного желоба расход воздуха, увлекаемый порошкообразным материалом крупностью менее 0,14 мм численно равен расходу воздуха, эжектируемого таким же расходом материала крупностью 10 – 20 мм. В связи с этим, введено понятие условного диаметра  $d_y$ . Расход эжектируемого воздуха потоком монофракции с диаметром  $d_y$  при прочих равных условиях остается прежним. Условный диаметр, как установлено, зависит от удельной нагрузки желоба  $q = \frac{G}{F}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{с}}$ .

Расход эжектируемого воздуха в наклонном желобе определяется по формуле:

$$Q_э = \varphi v_k F_{\text{усл}} k_p k'_\beta,$$

где  $k_p$  – коэффициент, учитывающий увеличение расхода увлекаемого воздуха при наличии разрежения в укрытии,  $k'_\beta$  – поправочный коэффициент, учитывающий влияние угла наклона желоба  $\beta$ .

Впервые эжектирующие свойства этих материалов были исследованы в лабораторных и промышленных условиях институтом НИИрудвентиляция [21, 22]. Установлено, что наибольшее аэродинамическое взаимодействие частиц наблюдается у наиболее крупных материалов из класса мелкозернистых,  $d \approx 2,5$  мм (рисунок 1.3) [16, с. 51].

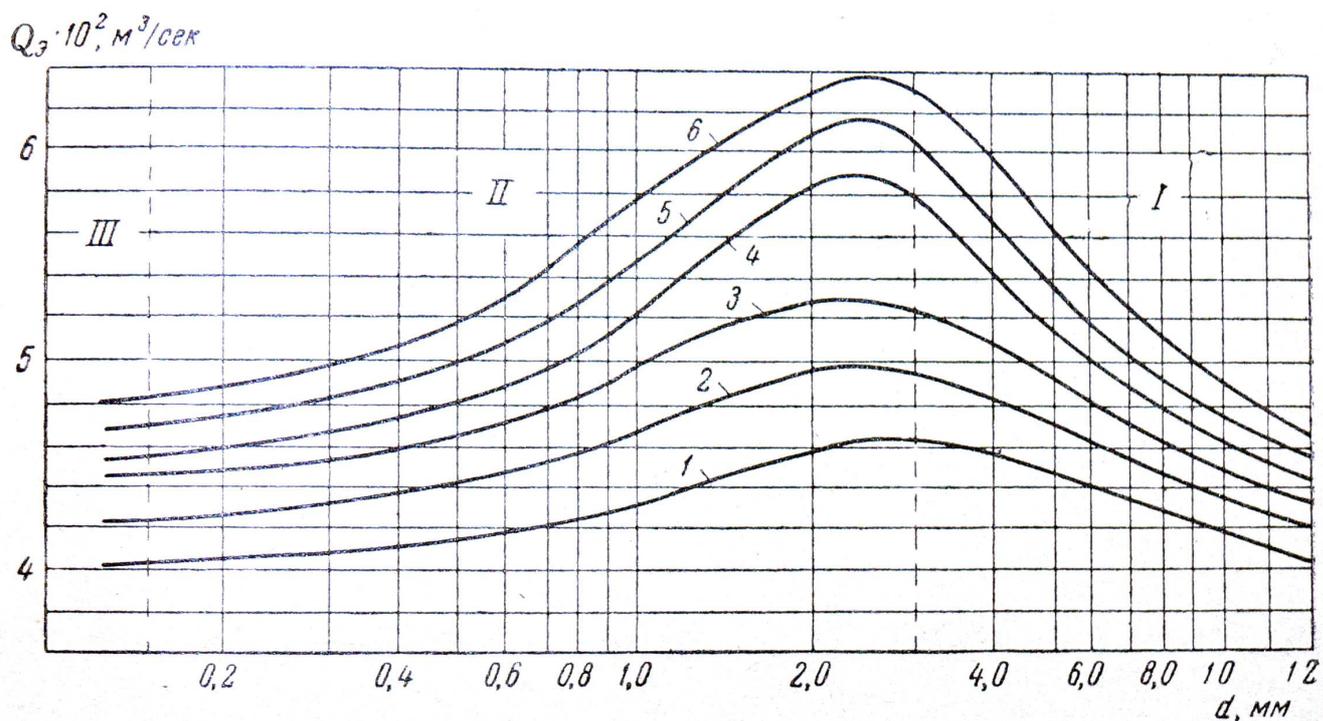


Рисунок 1.3 – Изменение расхода эжектируемого воздуха с увеличением крупности пересыпаемого материала при различной удельной нагрузке в желобе  $q$  (кг/с·м): 1 –  $q = 21$ ; 2 –  $q = 42$ ; 3 –  $q = 63$ ; 4 –  $q = 83$ ; 5 –  $q = 105$ ; 6 –  $q = 128$

С увеличением диаметра частицы суммарная площадь миделевого сечения уменьшается, что уменьшает эжекционный напор, что в свою очередь уменьшает расход эжектируемого воздуха. С уменьшением диаметра силы сопротивления среды движению мелких частиц увеличиваются, что уменьшает динамическое взаимодействие материала и эжектируемого воздуха, что также ведет к уменьшению эжектирующей способности порошкообразных материалов.

Вопросам движения сыпучего материала по желобам, особенно наклонным течкам, посвящено большое количество работ различных авторов [23 – 28], в то время как падение струи материала в неограниченном пространстве малоизученно [29], и в настоящее время изучается главным образом применительно к перегрузкам порошковых материалов [30 – 36].

Следующий этап аналитического исследования взаимодействия потока сыпучего материала с воздухом с позиции динамики двухкомпонентного континуума был начат Логачевым И.Н. в 1969 г. Было применено уравнение динамики не-

разрывного потока воздуха в желобе с учётом объёмных сил динамического и теплового воздействия падающих частиц. Введено понятие "эжекционное давление" [37]:

$$P_2 - P_1 + P_3 - P_T = \sum \zeta \frac{v_2^2}{2} \rho_2,$$

где  $P_1, P_2$  – соответственно, разрежение в верхнем и нижнем укрытиях (поддерживается работой системы обеспыливающей вентиляции), Па;  $P_3$  – эжекционное давление в желобе, создаваемое потоком материала, Па;  $P_T$  – тепловое давление в желобе (в случае перегрузки нагретого материала), Па;  $\sum \zeta$  – сумма коэффициентов местных сопротивлений желоба.

Результаты работы Логачева И.Н. закреплены в ряде нормативных материалов по проектированию систем аспирации пылящих производств [38, 39, 40, 41].

Известны работы Килина П.И. [42, 43, 44], который определяет силу сопротивления потока частиц для вязкой жидкости при ускоренном движении материала в перегрузочных желобах как сумму сил аэродинамического сопротивления падающих частиц в идеальной жидкости  $R_1$  и в вязкой жидкости  $R_2$ :

$$R = R_1 + R_2,$$

где  $R_1 = k \frac{\rho_c}{\rho} G (V_k - V_n)$  – сила аэродинамического сопротивления равноускоренно

падающей частицы в идеальной жидкости, Н;  $R_2 = C_x S_{cmp} \rho \frac{(U - V)^2}{2}$  – сила аэродинамического сопротивления падающей частицы в вязкой жидкости, Н.

Для совместного решения уравнений автор применяет теорему "живых сил", однако, "традиционно" исходит из предположения о монофракционности материала [43, стр. 6].

Также значительное внимание уделяется вопросам снижения энергоёмкости аспирационных систем в целом [45, 46].

### 1.3. Анализ конструкций систем обеспыливающей вентиляции бункеров горно-обогатительных комбинатов

Загрузка и разгрузка бункеров, как правило, сопровождается значительным выделением пыли. Конструкции применяемых аспирационных укрытий для узлов загрузок в общем и бункеров в частности зависят от способа их загрузки и разгрузки, высоты перегрузки, максимального размера частиц и расхода материала, а так же множества других факторов [47, 48]. В не меньшей степени конструкция систем аспирации зависит от вида и конфигурации самого бункера [49, 50].

Накопительные бункера на предприятиях горноперерабатывающей промышленности и промышленности строительных материалов условно можно сгруппировать по следующим важным для конструирования систем аспирации признакам [49]:

1. По размерам:
  - малые ( $\leq 1-2 \text{ м}^3$ ) – бункера передвижных, малых производственных комплексов, как правило не имеющих систем аспирации, а так же отсутствие автоматизации погрузочно-разгрузочных работ.
  - средней емкости – наиболее распространенный тип, к ним так же можно отнести железнодорожные вагоны, автомобильные цистерны и судовые трюмы;
  - большие ( $> 1000 \text{ м}^3$ ) – приемные и накопительные бункера ГОКов, силоса (отличаются большими размерами по высоте).
2. По связи с атмосферой:
  - герметичные – загружаемые системами пневмотранспорта;
  - негерметичные – загрузка осуществляется через желоб (течку), при этом имеются неплотности и возможность свободного движения воздуха через загрузочный желоб;
  - открытые – с открытыми загрузочными проемами большой площади, как правило, загружаемые саморазгружающими тележками, катучими и реверсивными конвейерами, (так же вагоны, судовые трюмы).
3. По характеру загрузки:

- равномерная – постепенное заполнение больших емкостей равномерной подачей материала (например, накопительных бункеров);

- с быстрым (залповым) заполнением – единовременное заполнение порцией материала всего объема закрытой полости или большей части ее, характеризуются интенсивным вытеснением запыленного воздуха.

4. По наличию внутрибункерных устройств:

- не имеющие;

- имеющие конструкции снижающие ударные нагрузки – отбойные пластины, для весьма абразивных материалов, различного рода винтовые и каскадные спуски (применяются для уменьшения скорости падения материала или его плавного соскальзывания по наклонной плоскости).

Так же бункера различают по форме (пирамидально-призматические, конусно-цилиндрические, щелевидные), по симметрии (симметричные и несимметричные) и ряду других признаков.

Одним из наиболее интенсивных источников образования пыли на предприятиях горноперерабатывающей отрасли считаются узлы загрузки приемных и накопительных бункеров, а так же бункерообразных емкостей подвижного транспорта [15, 16]. Так концентрация пыли в период загрузки одного полувагона экибастузского угля на Троицкой ГРЭС (без применения пылеуловителей) доходит до  $329 \text{ мг/м}^3$  [51]. Для узлов загрузки бункеров расходы систем обеспыливающей вентиляции составляют примерно  $6\ 000 \dots 10\ 000 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Доля таких источников пылеобразования доходит до 20 % от общего их количества. При этом наибольшая интенсивность пылевыделения наблюдается в процессе загрузки продуктов агломерации и окатышей в вагоны. Удельное пылевыделение может достигать 500 г пыли на тонну материала при отсутствии систем аспирации и 100 г/т – при её использовании [13, 52].

В отличие от достаточно всесторонне изученной аэродинамики аспирационных укрытий [17, 23 – 25, 53 – 61] процессы загрузки бункеров, емкостей, дробилок аналитически изучены недостаточно. Из всех бункеров, наибольшие труд-

ности при конструировании систем аспирации возникают с бункерами имеющими открытые загрузочные проемы большой площади [52, 62, 63].

При равномерной загрузке многосекционных накопительных и приемных бункеров конвейером с самосбрасывающей тележкой или катучим конвейером (рисунок 1.4) известны укрытие типа «ледокол» (рисунок 1.5), укрытие щели конвейерной "П"-образной лентой (рисунок 1.6). При применении "П"-образной ленты в поеме устраивается жесткая решетка, на которую и укладывается лента.

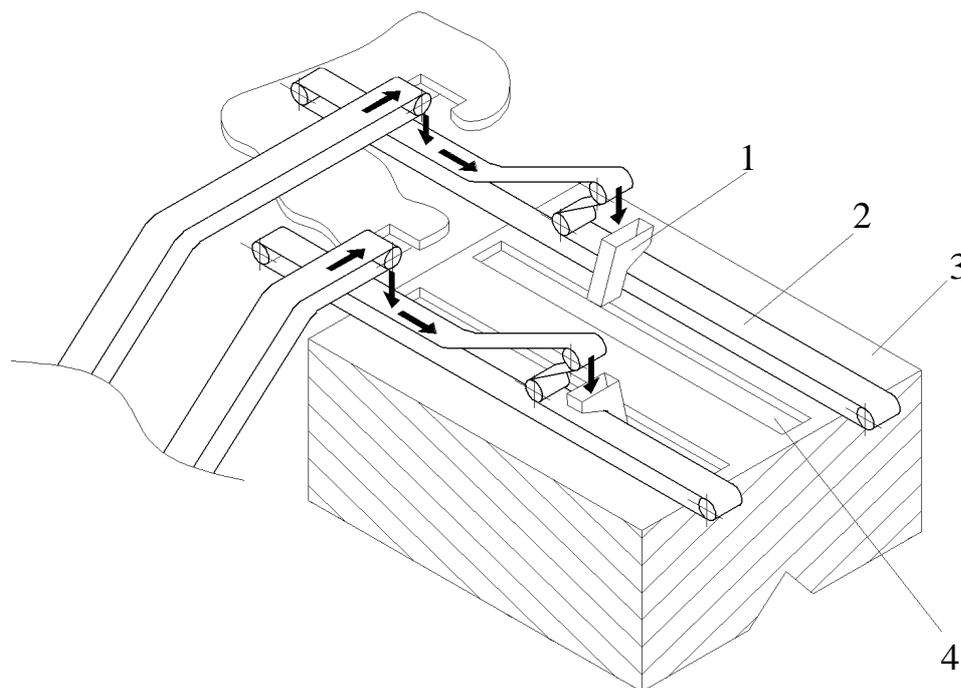


Рисунок 1.4 – Схема загрузки секционного бункера саморазгружающимися тележками: 1 – саморазгружающая тележка; 2 – конвейер; 3 – бункер; 4 – загрузочный проем

При последнем способе загрузки на жесткой решетке образуется насыпь из разгружаемого материала, которая затрудняет заполнение бункера, а продольные узкие щели, служащие для аспирации, быстро зарастут пылью. Так же частицы материала ударяясь о решетку отскакивают на рельсы тележки, затрудняя её перемещение.

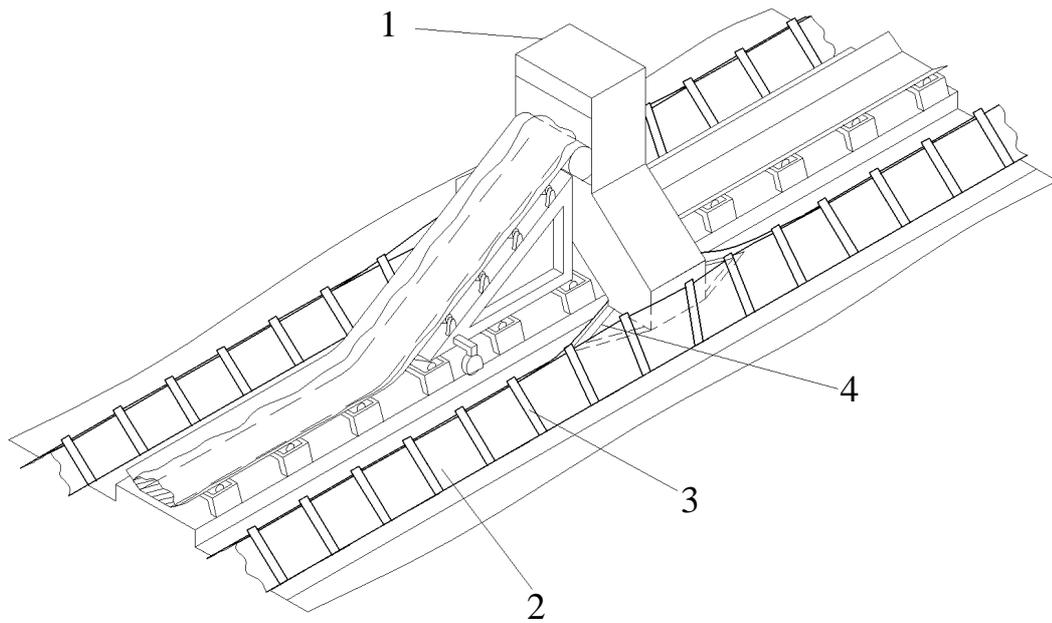


Рисунок 1.5 – Укрытие загрузочных проемов самозакрывающимися гибкими экранами и устройством рамы «ледокола» на тележке: 1 – саморазгружающая тележка; 2 – конвейерная лента – уплотнитель; 3 – ребра жесткости; 4 – рама "ледокол"

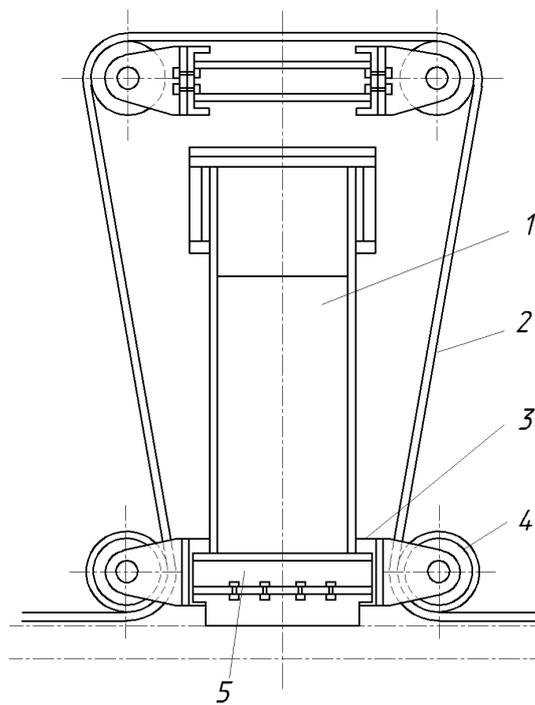


Рисунок 1.6 – Укрытие загрузочных проемов "П"-образной лентой с роликовым механизмом: 1 – концевой желоб разгрузочной воронки; 2 – лента конвейера; 3, 5 – швеллер; 4 – ролик

Установка для местного обеспыливания саморазгружающейся тележки, приведенная на рисунке 1.7, включает передвижное укрытие закрывающее загрузочный проем приемного бункера с двух сторон желоба саморазгружающейся тележки, обводные воздуховоды, осуществляющие забор запыленного воздуха из бункера и расположенные по торцевым стенкам желоба [62].

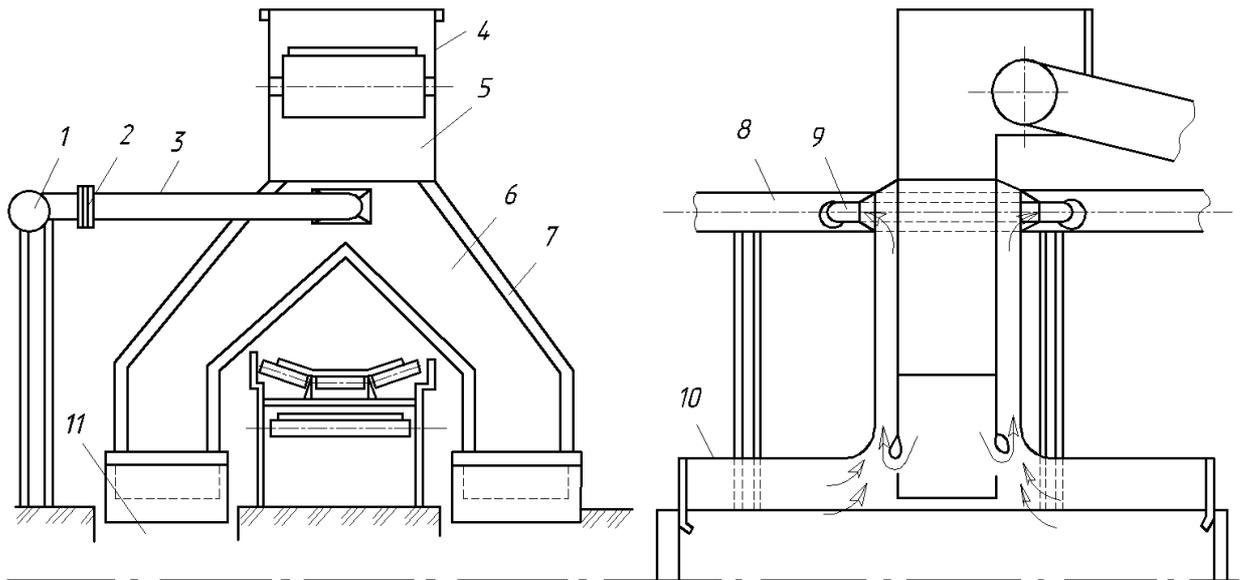


Рисунок 1.7 – Установка для обеспыливания саморазгружающейся тележки: 1 – аспирационный коллектор; 2 – специальный затвор; 3, 9 – воздуховоды; 4 – укрытие приводного барабана; 5 – саморазгружающаяся тележка; 6 – желоб; 7 – обводные воздуховоды; 8 – патрубок 10 – передвижное укрытие; 11 – загрузочный проем

В нижней части укрытия приводного барабана конвейера обводные воздуховоды объединены в общий аспирационный воздуховод, который стыкуется с коллектором загрязненного воздуха через патрубок либо по принципу, описанному выше, либо в фиксированных местах загрузки бункера тележкой с помощью специального затвора.

Существует устройство для обеспыливания катучих конвейеров (рисунок 1.8) – патент РФ № 2309255, в котором объединены укрытие загрузочных проемов самозакрывающимися гибкими экранами и установка для обеспыливания

саморазгружающейся тележки [64]. В качестве пылеуловителя используется тканевый ячеистый фильтр.

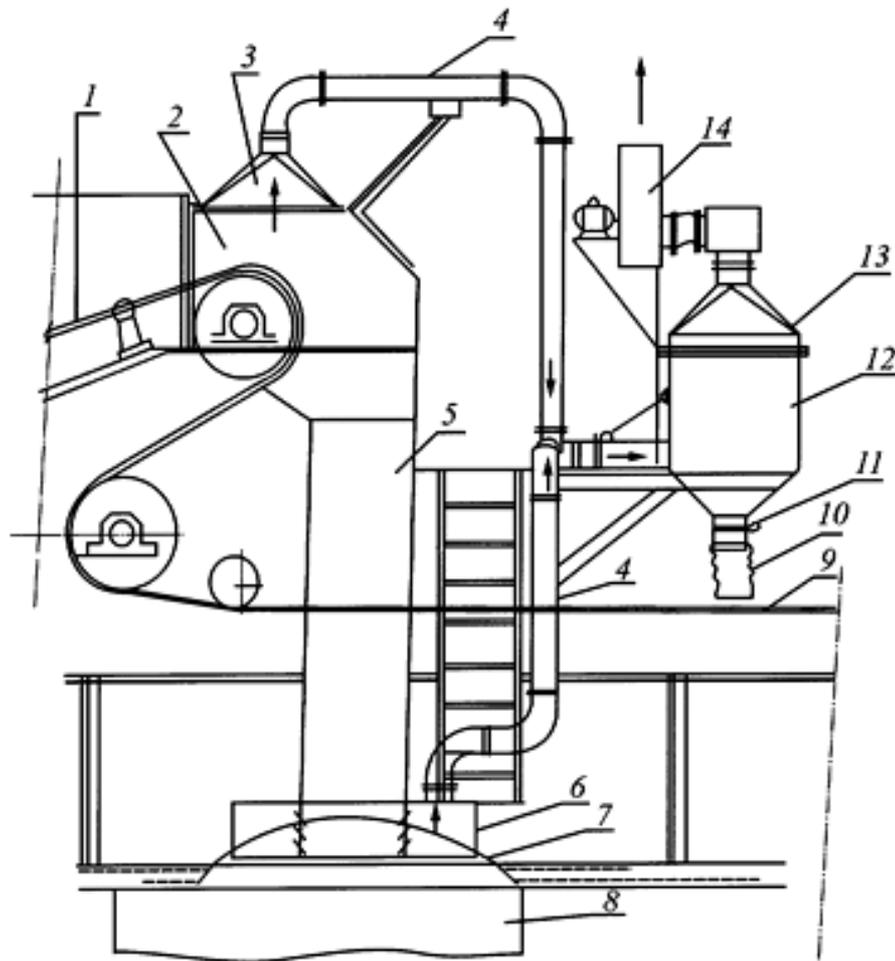


Рисунок 1.8 – Устройство для обеспыливания катучих конвейеров (Патент РФ № 2309255):  
 1 – конвейер; 2 – сбрасывающий барабан; 3 – укрытие сбрасывающего барабана; 4 – воздуховоды; 5 – желоб; 6 – камера местного отсоса; 7 – уплотнение из конвейерной ленты, закрывающее приемные отверстия бункера; 8 – бункер; 9 – конвейер для уловленного продукта; 10 – отверстие сброса уловленной пыли; 11 – шиберы, 12 – тканевый ячеистый фильтр, 13 – устройство импульсной продувки; 14 – побудитель тяги (вентилятор)

При загрузке материала в бункера челночными конвейерами применяют укрытия кабинного типа (рисунок 1.9) [62]. Количество отсасываемого воздуха следует принимать из расчета поддержания оптимального разрежения в укрытии  $2 \text{ Н/м}^2$ . Место загрузки материала на конвейер оборудуется самостоятельным укрытием.

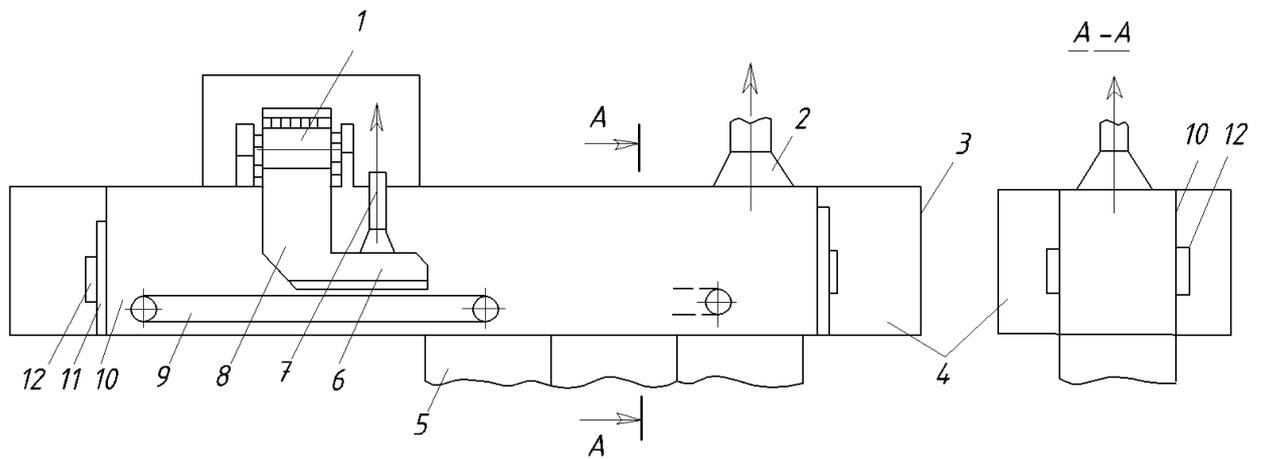


Рисунок 1.9 – Устройство для обеспыливания промежуточного бункера при загрузке его реверсивным конвейером: 1 – загрузочный конвейер; 2 – местный отсос; 3 – помещение реверсивного конвейера; 4 – рабочие проходы; 5 – бункер; 6 – укрытие мест загрузки; 7 – отсос воздуха; 8 – загрузочный желоб; 9 – реверсивный конвейер; 10 – укрытие реверсивного конвейера; 11 – дверь; 12 – окно

Для обеспыливания челночных конвейеров известно аспирационное устройство для перемещающихся механизмов (рисунок 1.10) – патент РФ № 2017976 [65], однако конструкция телескопического патрубка сложна и не позволяет механизму перемещаться на значительное расстояние.

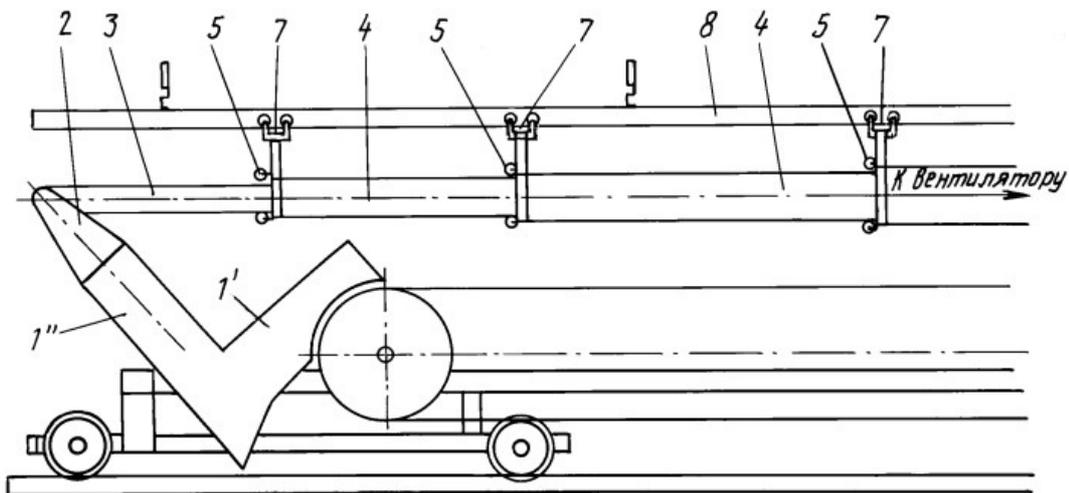


Рисунок 1.10 – Аспирационное устройство для перемещающихся механизмов (Патент РФ № 2017976): 1 – аспирационное укрытие V-образной формы; 1' – ветвь аспирационного укрытия служащая разгрузочным желобом, находится под прямым углом к ветви 1''; 1'' – ветвь аспирационного укрытия служащая отсасывающим патрубком; 2 – отсасывающий патрубок; 3 – отводящий телескопический трубопровод; 4 – подвижное звено; 5 – наружная роликовая опора; 6 – внутренняя роликовая опора; 7 – ходовая тележка; 8 – монорельс

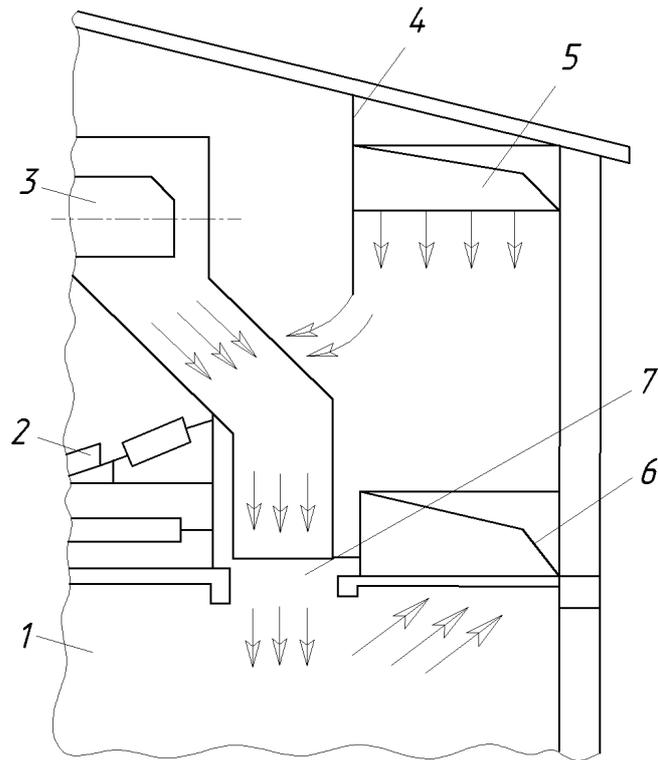


Рисунок 1.11 – Схема уплотнения загрузочной щели с помощью воздушной завесы: 1 – бункер; 2 – ленточный конвейер; 3 – тележка; 4 – разделительная стенка; 5 – приточный воздуховод; 6 – вытяжной воздуховод; 7 – рабочий проем

Для обеспыливания бункеров, загрузочную щель которых закрывать нельзя, применяют укрытие с бортовыми отсосами.

В случае расположения загрузочных проемов на небольшом (1 м и менее) расстоянии друг от друга водяную струю можно создать с помощью плоских форсунок, расположенных на загрузочном желобе со стороны свободного проема (рисунок 1.12, а). Противоположный свободный проем будет перекрываться только в той части, которая расположена напротив места загрузки, и зона перекрытия передвигается по мере передвижения загрузочного желоба. Если же загрузочные проемы бункера расположены друг от друга на расстоянии более 1 м, то плоские форсунки следует устанавливать стационарно вдоль загрузочных проемов. Автоматическое включение должно осуществляться только для тех форсунок, которые расположены вдоль свободного проема напротив места загрузки бункера (рисунок 1.12, б).

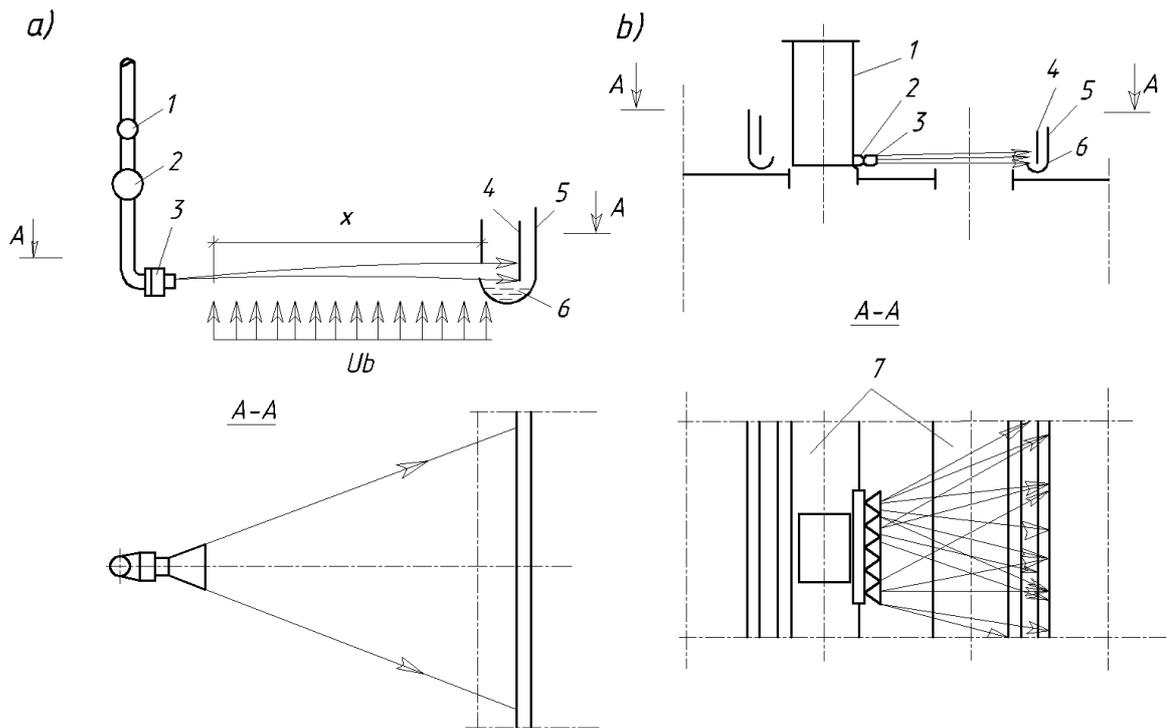


Рисунок 1.12 – Схема перекрытия загрузочного проема плоской водяной струей: а – стационарная струя: 1 – манометр; 2 – водомер; 3 – плоская форсунка; 4 – металлическая сетка; 5 – отбойный лист; 6 – пульповод;  $x$  – расстояние установки от форсунки до пульповода; б – передвижная струя: 1 – желоб разгрузочной тележки; 2 – водяная труба; 3 – плоская форсунка; 4 – металлическая передвижная сетка; 5 – отбойный лист; 6 – пульповод; 7 – загрузочный проем

Так же известно бункерное устройство (рисунок 1.13) – А.с. № 982984 [66], использующее гидрозатвор для обеспечения удаления вытяжного воздуха от аспирационного укрытия, установленного на подвижном конвейере.

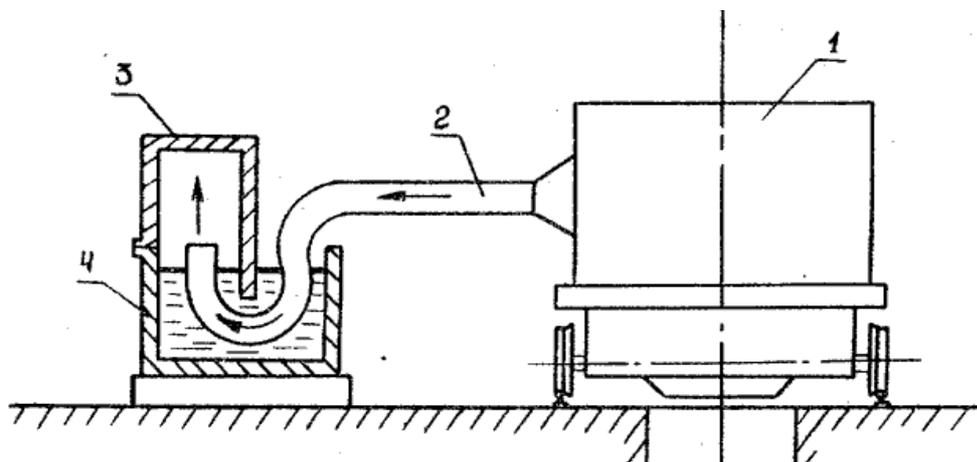


Рисунок 1.13 – Бункерное устройство (А.с. № 982984): 1 – аспирационное укрытие подвижного механизма; 2 – отсасывающий патрубок; 3 – воздухоотводящая полость; 4 – короб с водяным затвором

Однако, авторы не указывают мероприятий по борьбе с засорением гидрозатвора оседающей пылью.

Для случая бункера незначительной высоты, загружаемого малоабразивным хорошо сыпучим материалом существует бункерное устройство (рисунок 1.14) – патент РФ № 982984, в котором удаление запыленного воздуха производится через проемы между наклонными пластинами 10 в вертикальный пылевоздухозаборник [67]. Загрузочный проем предлагается закрыть отсечными заслонками, которые за счет противовесов 6 могут раздвигаться при поступлении материала.

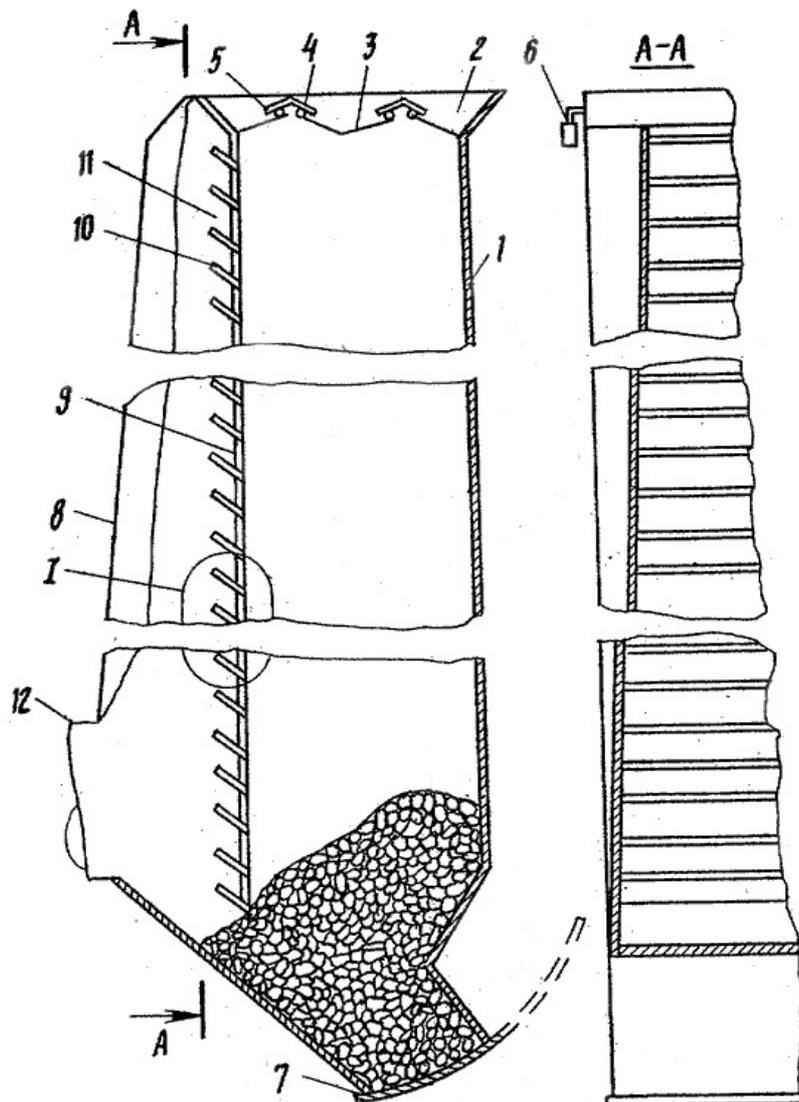


Рисунок 1.14 – Бункерное устройство (Патент РФ № 982984): 1 – бункер; 2 – загрузочная воронка; 3 – отсечные заслонки; 4 – оси вращения заслонок; 5 – отражатели; 6 – контргруз осей заслонок; 7 – разгрузочное устройство; 8 – пылевоздухозаборник; 9 – вертикальная перегородка; 10 – наклонные пластины; 11 – проемы между пластинами; 12 – аспирационный патрубок

Для обеспыливания открытых емкостей при загрузке их саморазгружающимися тележками или самосбрасывающими конвейерами может быть применено устройство, которое позволяет отсасывать запыленный воздух по всей открытой поверхности емкости (рисунок 1.15) [62]. С этой целью на открытой поверхности емкости устанавливается жесткая решетка, выполненная из параллельно закрепленных труб, имеющих продольные узкие щели в нижней части и один заглушённый торец. Заглушённые торцы труб чередуются с открытыми, а последующие присоединены к двум коллекторам аспирационной магистрали.

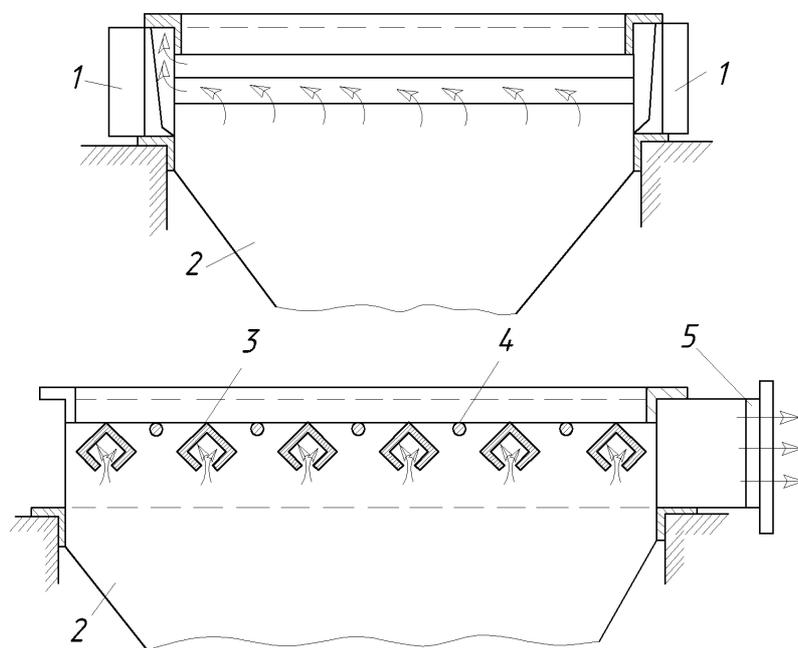


Рисунок 1.15 – Устройство для обеспыливания открытых емкостей при загрузке саморазгружающейся тележкой: 1 – аспирационный коллектор; 2 – бункер; 3 – уголки с щелью; 4 – стальной прут; 5 – местный отсос

Данное решение имеет ограниченное применение ввиду необходимости размещения аспирационного коллектора значительных габаритов и ему свойственна проблема с отскакивающими в рабочую зону частицами материала.

Так же известно применение балок-рассекателей (рисунки 1.16, 1.17), которые позволяют закрыть загрузочный проем не вмешиваясь в работу саморазгружающейся тележки. Балка-рассекатель устанавливается в загрузочном проеме и разделяет поток материала на две части обеспечивая его стекание в бункер. Герметизацию проема обеспечивают гибкие фартуки. Уменьшение



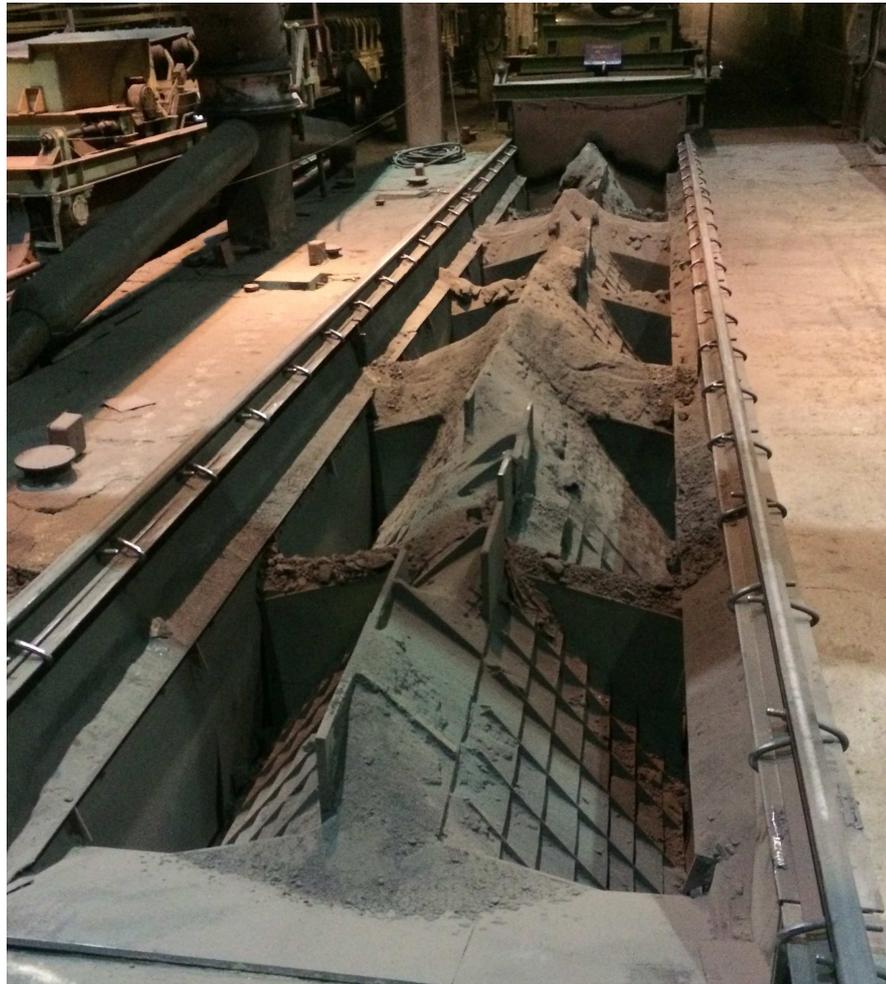


Рисунок 1.17 – Балки-рассекатели, применяющиеся на Новолипецком металлургическом комбинате

Из результатов проведенного анализа различных конструкций систем обеспыливания бункеров следует задача усовершенствования существующей методики проектирования узлов загрузки бункеров открытого типа, так как существующие решения по их обеспыливанию имеют ряд недостатков, а так же условия движения пылевоздушных потоков в них мало изучены.

#### **1.4. Основные направления снижения объемов пылевых выбросов при загрузках бункеров сыпучими материалами**

В общем случае источниками наиболее интенсивного выделения пыли являются операции дробления, классификации (грохочения), перегрузки с конвейера на конвейер, заполнение емкостей и бункеров.

Массовое количество пыли в воздухе, выбрасываемом системой аспирации, определяется по известной формуле [74]:

$$G_{\text{пыл}} = Q_a \cdot C \cdot (1 - \eta), \quad (1.2)$$

где  $Q_a$  – расход аспирации, м<sup>3</sup>/ч;  $C$  – концентрация пыли в воздухе, мг/м<sup>3</sup>;  $\eta$  – степень очистки, %.

Анализируя формулу (1.2) можно выделить три основных направления снижения пылевых выбросов при загрузках сыпучих материалов:

- снижение концентрации пыли в аспирационном воздухе (увлажнение материала, применение фильтрующих пылеприемников) [75 – 80];
- снижение расходов воздуха, удаляемых системами обеспыливающей вентиляции [47, 56, 81 – 83];
- повышение эффективности очистки аспирационных выбросов от пыли [84 – 87].

Минимизация концентрации пыли в аспирационном воздухе эффективно достигается увлажнением материала. Опытные данные показывают, что запыленность воздуха значительно уменьшается при влажности материала 4 % (рисунок 1.18) [16].

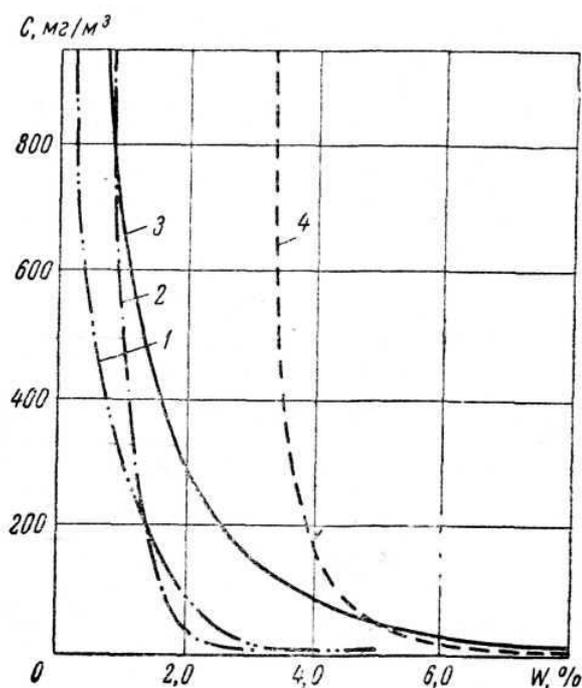


Рисунок 1.18 – Зависимость запыленности воздуха ( $C$ ) от влажности пересыпаемого материала ( $W$ ): 1 – агломерат; 2 – аглоруда; 3 – известняк; 4 – кокс

Сырую железную руду необходимо увлажнять перед подачей ее на дробильную фабрику.

Однако, не смотря на эффективность, орошения водой для полного предупреждения пылеобразования, как правило, недостаточно. При разгрузке, дроблении и грохочении сырья, образуются новые пылевые частицы, а возникающие направленные воздушные потоки, способствуют выносу пыли.

Наряду с предварительным увлажнением, для снижения концентрации пыли в воздухе применяется орошение диспергированной водой.

При орошении пылевого облака диспергированной водой происходит соударение капель с пылевым аэрозолем, их коагуляция с последующим осаждением.

Эффективность коагуляции и осаждение пылевых частиц из воздуха при орошении зависят от концентрации, дисперсности и плотности пылевых частиц и капель водяного факела, скорости соударения с пылинками, удельного расхода воды [75]. Как правило, чем выше диспергируемость воды, тем эффективнее улавливается пыль, особенно тонкодисперсная. Однако, оптимальные параметры орошения пока не определены.

Так же гидрообеспыливание и орошение диспергированной водой ограничено в применении при отрицательных температурах воздуха и требованиями по предельной влажности перерабатываемого материала.

Расход воздуха систем обеспыливающей вентиляции бункеров при их постепенной загрузке, например, конвейерным транспортом в общем случае определяются на основании материального баланса воздуха

$$Q_a = Q_m + Q_{\text{ж}} + Q_{\text{н}}, \quad (1.3)$$

где  $Q_m = \frac{G}{\rho}$  – количество воздуха, вытесняемого поступающим материалом, м<sup>3</sup>/с;

$Q_{\text{ж}}$  – количество воздуха, поступающего в бункер по загрузочному желобу, либо без него вместе с материалом, м<sup>3</sup>/с;  $Q_{\text{н}}$  – количество воздуха, поступающего в бункер через неплотности или загрузочные проемы, м<sup>3</sup>/с.

Величина  $Q_{\text{ж}}$ , становится существенной частью расходов обеспыливающей вентиляции когда высота падения и объемная концентрация материала велики. Расход воздуха, увлекаемого падающим материалом при падении в загрузочном желобе (по формуле, предложенной Логачевым И.Н.) [37, 57],  $\text{м}^3/\text{с}$

$$Q_{\text{ж}} = \varphi \cdot v_{\text{к}} \cdot S_{\text{ж}} \cdot (1 - \beta)^2, \quad (1.4)$$

где  $S_{\text{ж}}$  – площадь поперечного сечения загрузочного желоба или точки,  $\text{м}^2$ ;  $v_{\text{к}}$  – скорость потока перегружаемого материала при выходе из желоба,  $\beta$  – объемная концентрация частиц,  $\varphi = \frac{u}{v} = f(\text{Вн}, \text{Ен}) = f(\psi, d_{\text{ср}})$  – коэффициент скольжения компонентов.

Расход воздуха, поступающего через щели (неплотности) аспирационного укрытия [16]:

$$Q_{\text{н}} = 0,65 \cdot S_{\text{н}} \sqrt{\frac{2P_{\text{y}}}{\rho_{\text{z}}}}, \quad (1.5)$$

где  $P_{\text{y}}$  – разрежение, создаваемое в укрытии или технологическом оборудовании, Па;  $S_{\text{н}}$  – площадь щелей,  $\text{м}^2$ ;  $\rho_{\text{z}}$  – плотность воздуха,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Величина площади неплотностей становится особенно большой при отсутствии аспирационных укрытий на загрузочных проемах, например при применении саморазгружающих тележек. Площадь загрузочных проемов бункеров корпуса обогащения Михайловского ГОКа (отм. +31,000) составляет  $21,5 \text{ м}^2$ , бункеров КСМД Стойленского ГОКа (отм. +28,000) составляет  $41,4 \text{ м}^2$ .

В таком случае, количество воздуха, поступающего через загрузочные проемы определяется с помощью защитной скорости  $U_{\text{защ}}$ :

$$Q_{\text{н}} = U_{\text{защ}} \cdot S_{\text{н}}. \quad (1.6)$$

Защитная скорость в проемах принимается  $0,5\text{--}1 \text{ м}/\text{с}$  [88], а в случае значительных площадей проемов принимается  $0,2\text{--}0,5 \text{ м}/\text{с}$  из соображений энергосбережения [29, 89].

Таким образом, при загрузке ненагретых сыпучих материалов в бункера с

открытыми проемами, расход воздуха систем обеспыливающей вентиляции определяется следующим выражением

$$Q_a = 3600 \cdot S_n \cdot U_{\text{защ}} + G \left( \frac{1}{\rho} + \Delta Q_{\text{вс}} \right),$$

где  $\Delta Q_{\text{вс}}$  – объем отсасываемого воздуха на 1 т массы материала, м<sup>3</sup>/т, учитывает эжектирование воздуха материалом и принимается в зависимости от массового расхода материала  $G$  в диапазоне 4,1 – 2,5 м<sup>3</sup>/т.

Процесс пылевыведения при загрузке емкостей сыпучим материалом, можно разделить на три последовательных стадии:

- начальное расширение свободно падающего потока частиц за счет разницы начальных скоростей, вращения и соударения частиц;
- динамическое взаимодействие потока падающих частиц с воздухом в ограниченном пространстве бункера и вовлечение воздуха в направленное движение – эжектирование воздуха;
- вытеснение вовлеченного в поток частиц воздуха при смыкании их в момент падения в штабель.

Как отмечено в ряде работ [13, 16, 37, 49 – 51], существенными факторами, определяющими интенсивность пылевыведения при перегрузках сыпучих материалов в целом и загрузках бункеров с открытыми проемами в частности, являются:

- а) технологические параметры:
  - массовый расход ( $G$ , кг/с);
  - температура ( $T$ , °К);
  - влажность материала ( $W$ , %);
- б) физико-механические свойства перегружаемого материала:
  - плотность частиц ( $\rho$ , кг/м<sup>3</sup>);
  - фракционный состав материала (характеризуется средним размером частиц  $d_{\text{ср}}$ );
- б) конструктивные параметры бункеров и загрузочных устройств:

- высота перегрузки –  $H$ , м (как правило, учитывается высота ссыпания от конвейера до входа в загрузочный проем);
- площадь загрузочных проемов ( $S_n$ , м<sup>2</sup>).

При загрузке бункеров, исходя из балансовой модели, как правило определяются параметры потока на входе в загрузочный проем, однако эжектирование воздуха потоком падающего материала продолжается в объеме бункера. При этом создается мощный поток эжектируемого воздуха, который в момент падения материала настигает дно и отражаясь от стенок поднимается вверх к загрузочным проемам и выбивается из них.

При рассмотрении структуры циркуляционных пылегазовых потоков внутри бункера важен путь потока, следовательно не только высота перегрузки, но и высота самого бункера, его диаметр (или ширина), степень наполнения, количество точек загрузки и их смещение от центра.

В связи с этим величину защитной скорости воздуха в загрузочном проеме необходимо принимать не меньше скорости восходящих циркуляционных потоков, а так же предусмотреть мероприятия по ее уменьшению.

### **Выводы по первой главе**

1. При дроблении сырья на ДСФ образуются как правило полифракционные материалы, фракционный состав которых зависит как от самого сырья, так и от технологической схемы переработки и применяемого оборудования. Процессы эжектирования воздуха при движении полифракционных сыпучих материалов в целом мало изучены.

2. Рассмотрены основные методы определения расходов аспирации от перегрузочных узлов горноперерабатывающих комбинатов. Установлено, что актуальные на сегодняшний день методики или не учитывают свойства материала, или разработаны с допущением монодисперсности перегружаемого материала, а

гранулометрические свойства любых перегружаемых материалов описываются только величиной условного среднего диаметра.

3. При загрузке накопительных бункеров ДСФ и ГОКах, основным фактором обуславливающим как значительную энергоемкость систем аспирации так и превышение допустимого объема пылевых выбросов в рабочую зону является большая площадей загрузочных проемов. Известные конструктивные решения систем аспирации при загрузках бункеров направлены главным образом на снижение открытых площадей загрузочных проемов, что имеет ряд технологических ограничений. Так же рассматриваются способы уменьшения выбивания пылегазового потока из бункера, однако процессы формирования данных потоков недостаточно изучены.

4. Наиболее целесообразным направлением по совершенствованию расчета систем аспирации узлов загрузок бункеров является разработка методов, учитывающих фракционный состав перегружаемого материала и геометрические характеристики самого бункера.

## 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В СВОБОДНОМ ПОТОКЕ ПАДАЮЩИХ ЧАСТИЦ СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА

### 2.1. Динамика эжектируемого воздуха в свободной струе падающих частиц полифракционного материала

#### 2.1.1. Исходные уравнения балансовой модели

Поток струи падающих частиц и увлекаемого ими воздуха рассматривается в теории эжекции [16, 37, 54] как двухфазный поток, состоящий из дискретной фазы – твердых частиц и псевдоплоской дисперсионной фазы – воздуха. Крупные частицы материала под действием силы тяжести движутся практически равноускоренно. Действующие на падающие частицы силы аэродинамического сопротивления эквивалентны силам, вовлекающим воздух в попутное движение с потоком.

При описании механики свободной струи частицы полифракционных материалов используется феноменологический метод [90 – 93], рассматривающий эти потоки как движение взаимопроникающих многоскоростных континуумов (рисунок 2.1).

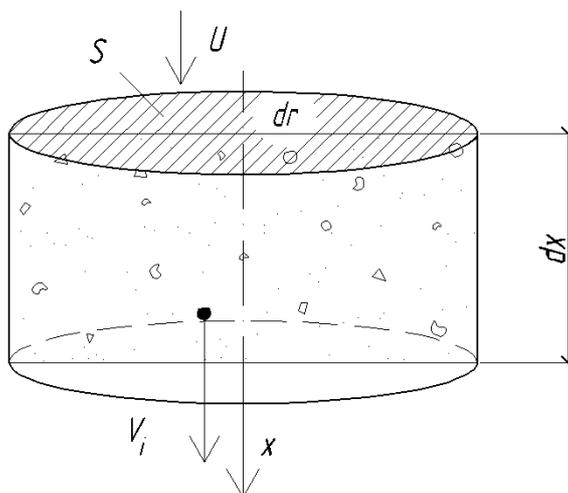


Рисунок 2.1 – Модель изотермической струи частиц и воздуха

В одномерном представлении уравнения динамики потока падающих частиц и воздуха принимают вид:

$$G_i \cdot dv_i = \left( \beta_i \cdot \rho_m \cdot g - \psi_i \cdot c_i \cdot F_{mi} \frac{(v_i - u)^2}{2} \rho_2 \right) \cdot S \cdot dx, \quad (2.1)$$

$$G_e \cdot du = \left( \sum_{i=1}^N \psi_i \cdot c_i \cdot F_{mi} \frac{(v_i - u)^2}{2} \rho_2 \right) \cdot S \cdot dx, \quad (2.2)$$

где  $G_i$  – массовый расход частиц эквивалентным диаметром  $d_i$ , кг/с;

$$G_i = \beta_i \cdot \rho \cdot v_i \cdot S, \quad (2.3)$$

$\beta_i$  – объемная концентрация частиц диаметром  $d_i$ ;  $\rho$  – плотность частиц сыпучего материала, кг/м<sup>3</sup>;  $v_i$  – скорость частиц диаметром  $d_i$ , м/с;  $S$  – площадь поперечного сечения струи частиц, м<sup>2</sup>;  $G_e$  – массовый расход увлекаемого воздуха, кг/с;

$$G_e = (1 - \beta) \cdot \rho_2 \cdot u \cdot S, \quad (2.4)$$

$\rho_2$  – плотность эжектируемого воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $u$  – средняя по сечению струи скорость эжектируемого воздуха, м/с;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  $\psi_i$  – коэффициент лобового сопротивления падающей частицы диаметром  $d_i$ ;  $c_i$  – средняя по сечению струи счетная концентрация частиц диаметром  $d_i$ , 1/м<sup>3</sup>;

$$c_i = \frac{\beta_i}{W_i}; \quad (2.5)$$

$W_i$  – объем частицы эквивалентным диаметром  $d_i$ , м<sup>3</sup>;

$$W_i = \frac{\pi \cdot d_i^3}{6}; \quad (2.6)$$

$f_m$  – площадь миделева сечения частицы эквивалентным диаметром  $d_i$ , м<sup>2</sup>;

$$f_m = \frac{\pi \cdot d_i^2}{4}; \quad (2.7)$$

$dx$  – элементарная высота струи, м;  $\beta$  – объемная концентрация всех частиц диаметром  $d_i$  ( $i = 1, 2, 3 \dots N$ );

$$\beta = \sum_{i=1}^N \beta_i. \quad (2.8)$$

Решение системы  $N$  дифференциальных уравнений динамики частиц (2.1) совместно с уравнением динамики воздуха (2.2) производилось численно в математическом пакете Maple (рисунок 2.2) [94, 95]. Исходные данные принимались соответствующими лабораторному эксперименту в котором использовались экспериментальные составы полифракционного материала (таблица 3.2). Листинг программы расчета и результаты приведены в приложении А.

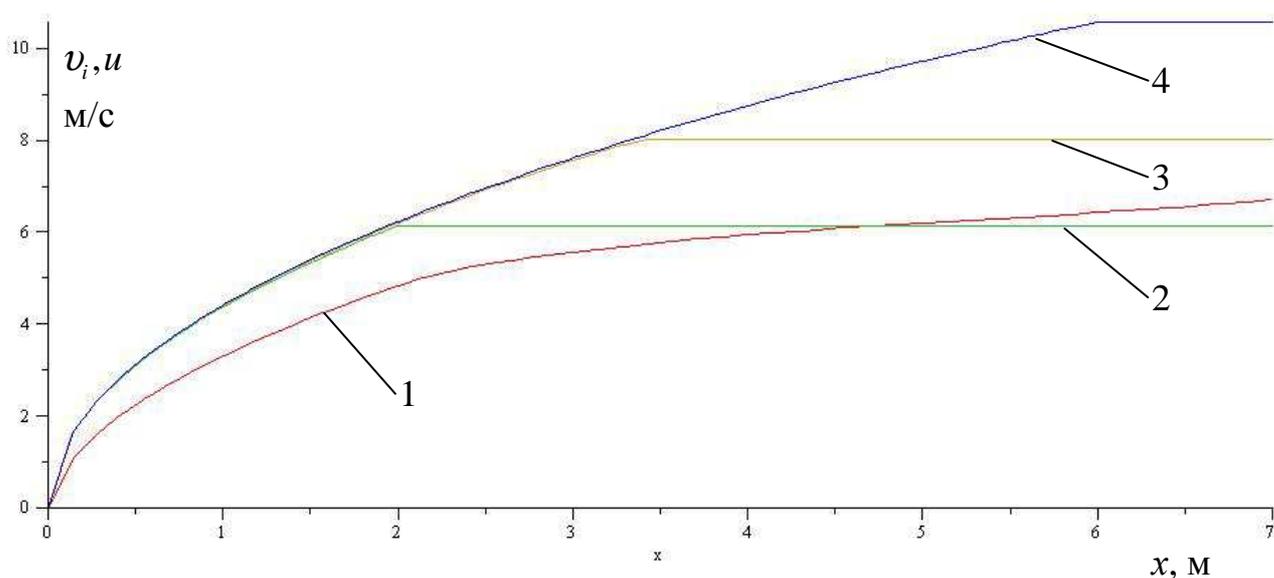


Рисунок 2.2 – Расчетные скорости частиц и воздуха при  $G = 1,1$  кг/с: 1 – скорость эжектируемого воздуха, м/с; 2 – скорость частиц  $d = 1,85$  мм, м/с; 3 – скорость частиц  $d = 3,75$  мм, м/с; 4 – скорость частиц  $d = 7,5$  мм, м/с

Как видно из рисунка 2.2, на расстоянии  $x = 1,1$  м скорость частиц всех трех фракций составляет  $4,57 - 4,63$  м/с, что удовлетворительно совпадает со скоростью, определенной фотографическим путем –  $4,7$  м/с. Скорость воздуха составляет  $3,48$  м/с при экспериментально определенной средней скорости струи равной  $2,85$  м/с, а погрешность  $18,08$  %.

На расстоянии  $5$  м скорость частицы  $d = 7,5$  мм при условии не достижения автомодельности составляет  $9,72$  м/с, при этом, при равноускоренном падении без учета сопротивления воздуха скорость частицы составила бы  $9,90$  м/с.

С точки зрения адекватности математической модели важным является кусочный характер графиков скоростей частиц. В начале падения частица ускоряется практически равноускоренно, пока ее сила тяжести не уравновешивается силой сопротивления – это автомодельная область обтекания (пробег частицы до достижения автомодельности вычисляется для каждого диаметра заранее).

При существенном уменьшении массового расхода падающего материала, например, до  $G = 0,1$  кг/с скорости частиц растут несколько медленнее, очевидно вследствие меньших объемных концентраций  $\beta = 0,0005$ , скорость эжектируемого воздуха также существенно замедляет рост (рисунок 2.3).

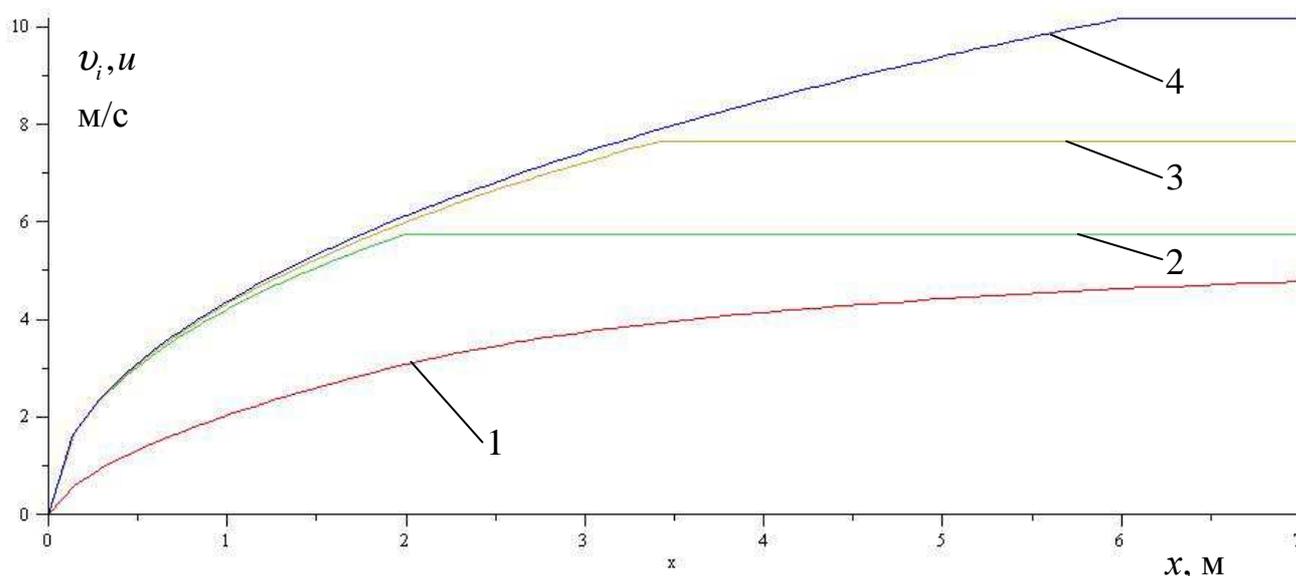


Рисунок 2.3 – Расчетные скорости частиц и воздуха при  $G = 0,1$  кг/с: 1 – скорость эжектируемого воздуха, м/с; 2 – скорость частиц  $d = 1,85$  мм, м/с; 3 – скорость частиц  $d = 3,75$  мм, м/с; 4 – скорость частиц  $d = 7,5$  мм, м/с

Из сопоставления расчетных данных с физическими закономерностями движения частиц в потоке, а так же с опытными данными следует вывод об удовлетворительном качестве описания математической модели. Однако при расчете материалов с большим количеством фракций решение системы уравнений (2.1, 2.2) становится неустойчивым.

## 2.1.2. Влияние фракционного состава материала и способа его представления на расход эжектируемого воздуха

При рассмотрении потока полифракционного материала обычно возникает необходимость определения условного среднего диаметра частиц  $d_{cp}$ , который позволяет заменить реальный поток разных по крупности частиц идеализированным, состоящим из одинаковых частиц диаметром  $d_{cp}$ . Если же частицы имеют неправильную геометрическую форму, то говорят об неизометричности их формы (см. п. 3.4) и в расчетах используют так называемый эквивалентный диаметр частицы  $d_э$ .

Существует множество формул среднего диаметра, имеющих различный физический смысл, метод получения и закон осреднения.

Широко известны следующие виды средних диаметров [96].

Арифметический средний диаметр частиц:

$$\delta_{10} = \bar{\delta} = \int_0^{\delta_{\infty}} \delta f(\delta) d\delta \approx \frac{\sum_i \delta_i N_i}{\sum_i N_i}, \quad (2.9)$$

здесь  $\delta_i$  – средний размер частиц в  $i$ -м интервале,  $N_i$  – количество частиц в  $i$ -м интервале,  $N$  – общее количество частиц в пробе.

Средне-квадратичный диаметр (средний по поверхности частиц):

$$\delta_{20} = \sqrt{\bar{\delta}^2} = \sqrt{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^2 f(\delta) d\delta} \approx \sqrt{\frac{\sum_i \delta_i^2 N_i}{\sum_i N_i}}.$$

Средне-кубический диаметр (средний по весу или по объему):

$$\delta_{30} = \sqrt[3]{\bar{\delta}^3} = \sqrt[3]{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^3 f(\delta) d\delta} \approx \sqrt[3]{\frac{\sum_i \delta_i^3 N_i}{\sum_i N_i}}.$$

Объемно-поверхностный диаметр:

$$\delta_{32} = \frac{\bar{\delta}^3}{\bar{\delta}^2} = \frac{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^3 f(\delta) d\delta}{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^2 f(\delta) d\delta} \approx \frac{\sum_i \delta_i^3 N_i}{\sum_i \delta_i^2 N_i}.$$

Среднемассовый диаметр:

$$\delta_{43} = \frac{\bar{\delta}^4}{\bar{\delta}^3} = \frac{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^4 f(\delta) d\delta}{\int_0^{\delta_{\infty}} \delta^3 f(\delta) d\delta} \approx \frac{\sum_i \delta_i^4 N_i}{\sum_i \delta_i^3 N_i}.$$

Масс-медианный диаметр  $\delta_{50}$ :

$$\int_0^{\delta_{50}} \delta^3 f(\delta) d\delta = \frac{1}{2} \int_0^{\delta_{\infty}} \delta^3 f(\delta) d\delta.$$

Счетный медианный диаметр  $\delta_m$ :

$$D_f(\delta_m) = \frac{1}{2},$$

$$\int_0^{\delta_m} f(\delta) d\delta = \frac{1}{2}.$$

Средне-геометрический диаметр  $\delta_g$ :

$$\lg \delta_g = \lg \bar{\delta}_g = \int_0^{\delta_{\infty}} \lg \delta f(\delta) d\delta \approx \frac{\sum_i \lg \delta_i N_i}{N}.$$

Кроме того известны и другие определения: ситовый диаметр, диаметр площади проекции, диаметр торможения, диаметр свободного падения, стоксов диаметр, диаметр Ферета, диаметр Мартина [97].

Очевидно, что применение того или иного среднего диаметра диктуется особенностями изучаемых процессов, определяющими параметрами сыпучего материала для той или иной технологии, гранулометрией исходных материалов. При исследованиях аэродинамического взаимодействия частиц важным является определение такого эквивалентного диаметра, который позволил бы адекватно учесть эжекционные свойства всего потока материала.

В горнодобывающей промышленности, говорят о "крупности куска", понимая под этим среднегеометрическую величину измерений частицы в трех проекциях:

$$d_0 = \sqrt[3]{D \cdot Ш \cdot T}.$$

В результате многократных измерений размеров частиц горных пород [98] было определено примерное соотношение для среднего объема куска

$$V_v = D \cdot Ш \cdot T / 2,2,$$

позволяющее находить эквивалентный диаметр частицы, измеряя ее в трех проекциях:

$$d_s = \frac{d_0}{1,3} \cdot \sqrt[3]{\frac{6}{\pi}} \approx 0,95d_0.$$

Рассматривая взаимодействие потока частиц с воздухом, целесообразно определить эквивалентный диаметр частиц, имеющих одинаковые аэродинамические характеристики. При условии, что все частицы потока движутся с установившейся скоростью (например, при падении мелких частиц со скоростью, равной скорости витания) и отсутствует взаимное влияние частиц на режим обтекания была получена формула [13]:

$$1/d = \sqrt[3]{\sum_{i=1}^M m_i / d_i}, \quad (2.10)$$

т.е. средний диаметр тяготеет к мелким частицам. Когда поток состоит преимущественно из крупных частиц, на скорость движения которых сила аэродинамического сопротивления не оказывает заметного влияния, коэффициенты аэродинамического сопротивления и относительная скорость у всех таких частиц одинакова. В этом случае

$$d = \frac{\sqrt{\sum_{i=1}^M m_i / d_i}}{\sqrt{\sum_{i=1}^M m_i / d_i^3}}. \quad (2.11)$$

Полученные результаты окажутся не корректными при условии, если принять количество частиц в идеализированном потоке равным количеству частиц в

реальном потоке. Сделав предположение, что число частиц в идеализированном потоке равно  $G/M$ , где  $M$  – масса частицы со средним диаметром  $d$ , из (2.11) можно получить формулу среднегармонической величины среднего диаметра:

$$d = \frac{1}{0,01 \cdot \sum_{i=1}^M m_i / d_i}. \quad (2.12)$$

В уравнениях (2.10 – 2.12) величина среднего диаметра существенно зависит от массовой доли мелких фракций, количество частиц в которых на порядки больше количества частиц крупных фракций. Однако в реальных условиях мелкие фракции движутся со скоростью витания, могут адгезировать или попадать в аэродинамическую тень более крупных частиц. Частицы более крупного размера, имея значительно большую массу, составляют основную часть массового расхода материала. Поэтому для полифракционных материалов используют формулы, имеющие свойство "смещать" расчетный средний диаметр в сторону крупных частиц. Наиболее распространенной из таких формул является формула средне-массового диаметра:

$$d = 0,01 \cdot \sum_{i=1}^M m_i \cdot d_i. \quad (2.13)$$

Также известна формула предложенная И.И. Афанасьевым [16], в которой при определении среднего диаметра отбрасываются пылевые частицы, быстро достигающие скорости витания:

$$d = 0,01 \cdot \frac{100 - a}{\sum_{i=1}^n \frac{m_i}{d_i}}, \quad (2.14)$$

где  $a$  – суммарное содержание частиц, скорость витания которых меньше или равна скорости эжектируемого воздуха.

Очевидно, что в горно-рудном деле применение средних диаметров, основанных на счетном количестве, нецелесообразно.

Однако, существует значительное количество материалов в горноперерабатывающей отрасли, которое имеет существенные отличия в гранулометрических составах, имея при этом близкие по величине эквивалентные средне-массовые

диаметры (рисунок 2.4) [13]. Так окатыши медно-никелевого концентрата имеют максимальную массовую долю 31,4% фракции 3,75 мм, угольный концентрат – 35,2 % фракции 0,945 мм, а агломерационная руда – 20,6 % фракции 0,2275 мм, т.е. диаметр наиболее представительных фракций отличается более чем на порядок, однако их средневзвешенные диаметры близки.

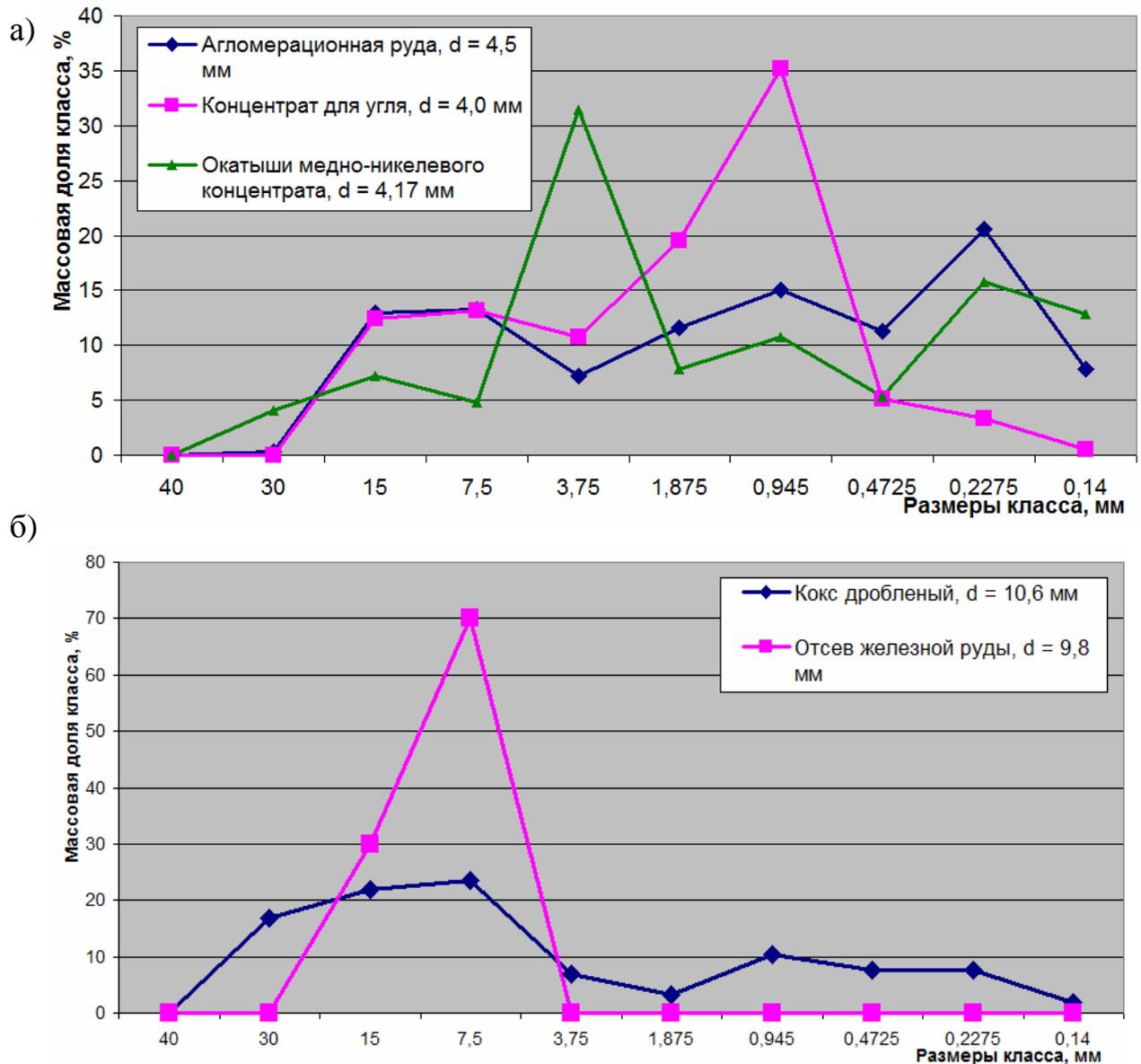


Рисунок 2.4 – Примеры гранулометрических составов горнорудной промышленности с близким средним диаметром: а) материалы близкие к зернистым; б) кусковые материалы

Если рассмотреть влияние способа расчета среднего диаметра на расход эжектируемого воздуха на примере продукта мелкого дробления Михайловского ГОКа (таблица 2.2), то обнаружится значительное расхождение определенных

средних диаметров и, как следствие, определяемых расходов эжектируемого воздуха, представлено в таблице 2.1. Очевидно, что расход эжектируемого материалом воздуха в силу (1.3) непосредственно влияет на расход воздуха систем обеспыливающей вентиляции, и в силу (1.1) на массовые пылевыведения системой аспирации. Представленные результаты необходимо трактовать с учетом малой чувствительности используемой методики расчета [39] к величине среднего диаметра при его величинах больше 3 мм.

Необходимо отметить, что расход эжектируемого воздуха определялся, для случая движения по желобу, что так же может нести неточности при рассмотрении свободно падающего потока.

Таблица 2.1

### Влияние способа расчета $d_{cp}$ на расход эжектируемого воздуха

Виды средних диаметров	Расчетные формулы	$d_{cp}$ , м	$Q_{ж}$ , м <sup>3</sup> /с	Отклонение*, %
Средне-арифметический диаметр	$\delta_{10} = \bar{\delta} = \frac{\sum_i \delta_i N_i}{N}$	0,00514	0,61127	6,61
Средний квадратичный диаметр	$\delta_{20} = \sqrt{\frac{\sum_i \delta_i^2 N_i}{N}}$	0,01132	0,55003	-4,07
Средневесовой или средний по объему	$\delta_{30} = \sqrt[3]{\frac{\sum_i \delta_i^3 N_i}{N}}$	0,01473	0,52286	-8,81
Масс-медианный диаметр $\delta_{50}$	$\delta_{50} = \int_0^{\delta_{50}} \delta^3 f(\delta) d\delta$	0,08250	0,32161	-43,91
Средневзвешенный (по И.Н. Логачеву)	$d_{cp} = 0,01 \cdot \sum_{i=1}^N m_i d_i$	0,00870	0,57337	0,00
Средневзвешенный (по И.И. Афанасьеву)	$d = 0,01 \cdot \frac{100 - a}{\sum_{i=1}^n \frac{m_i}{d_i}}$	0,03933	0,56440	-1,56

\* – отклонение расчетных расходов определялось по сравнению со средневзвешенным диаметром, предложенным И.Н. Логачевым

Таким образом применение одного лишь среднего диаметра для адекватного описания характеристик полидисперсных материалов недостаточно. А для

применимости той или иной формулы к конкретному материалу необходимо дополнительное обоснование.

### 2.1.3. Перемещение мелких фракций вблизи крупных частиц

В полифракционных материалах счетное количество мелких, пылевых частиц велико. Например, в гранулометрическом составе продукта мелкого дробления Михайловского ГОКа (таблица 2.2) суммарная доля частиц трех младших фракций размером мельче 100 мкм составляет 12,6 %, однако оценочное количество таких частиц превышает 30 миллиардов, что в 50 раз больше количества частиц остальных фракций. Подобные частицы быстро достигают скорости витания "выпадая" из общего потока, но при значительных массовых долях не могут не оказывать влияния на аэродинамические свойства этого потока.

Таблица 2.2

#### Оценка счетного количества частиц в полифракционном материале

Номер фракции	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Средний диаметр, мм	25	22,5	16	10	6,5	3,75	1,75	0,7	0,3	0,18	0,13	0,09	0,06	0,04
Массовая доля, %	1,8	5,7	21	16,2	15	3,3	7,1	5,2	5,3	2,8	4	3,2	3,2	6,2
Оценочное количество частиц, шт	32	140	1 432	4 523	15 251	17 473	369 915	4 233 186	54 811 311	134 059 810	508 379 488	1 356 907 694	4 824 846 443	27 050 157 624

Рассмотрим поперечный дрейф мелких частиц, двигающихся в потоке вблизи частиц крупных.

Поперечный дрейф мелких частиц возможен за счет поперечного вектора аэродинамического сопротивления воздуха. Рассмотрим возможный перенос для случая двух частиц, падающих вдоль параллельных вертикальных траекторий.

Крупная частица с диаметром  $d_1$  пусть падает по оси ОХ (рисунок 2.5) со скоростью равноускоренного движения:

$$\frac{dv_1}{dt} = g; v_1 = \sqrt{2g \cdot x + v_{1n}^2}; v_{1n} = \sqrt{2g \cdot \frac{d_1}{2}}, \quad (2.15)$$

где  $v_{1n}$  – начальная скорость падения (при  $x = 0$ ), м/с.

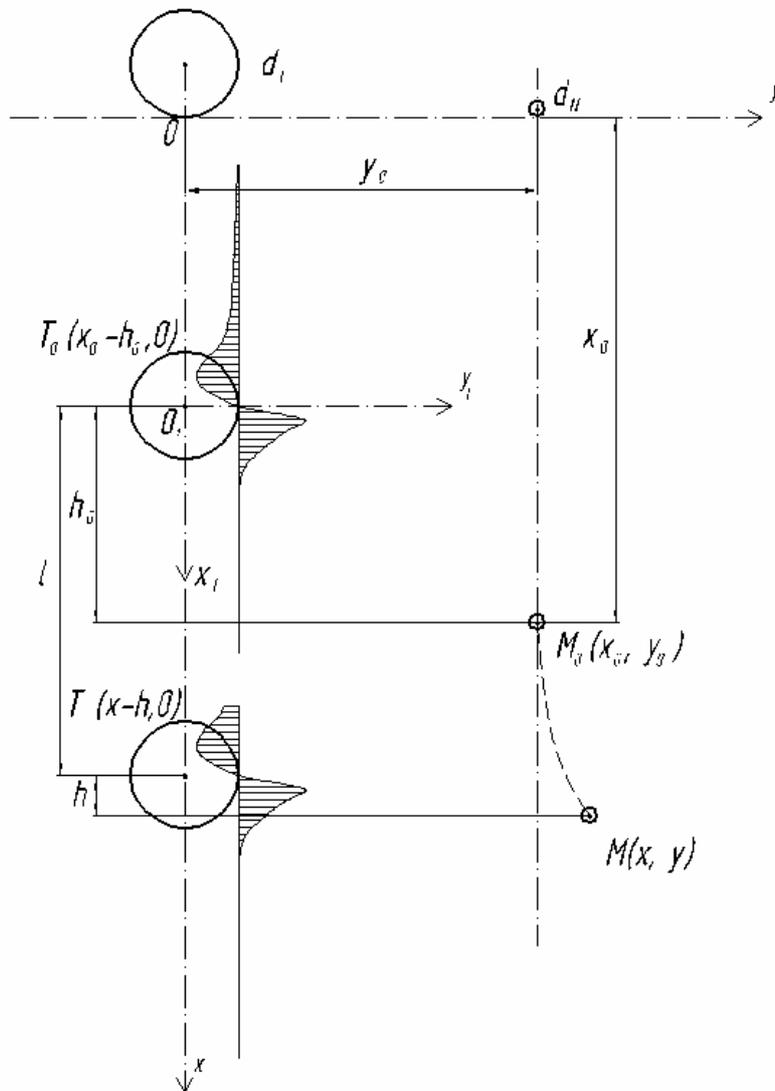


Рисунок 2.5 – Схема дрейфа мелкой частицы диаметром  $d_N$  при ее падении параллельным курсом относительно вертикального перемещения равноускоренно падающей круглой (тяжелой) частицы диаметром  $d_1 \gg d_N$

Мелкая частица с диаметром  $d_N$  падает по криволинейной траектории, приближаясь или удаляясь от нее в зависимости от того, находится она выше или ниже перегоняющей ее крупной частицы. Уравнение динамики мелкой частицы зависит как от силы тяжести так и от аэродинамической силы стоксовского типа. В векторной форме она имеет вид:

$$M_N \frac{d\vec{v}_N}{dt} = M_N \cdot \vec{g} + 3\pi \cdot \mu \cdot d_N (\vec{u} - \vec{v}_N), \quad (2.16)$$

где  $M_N = \frac{\pi d_N^3}{6} \rho$  – масса мелкой частицы, кг;  $\vec{u}$ ,  $\vec{v}_N$  – векторы, соответственно скорости воздуха и скорости частицы диаметром  $d_N$ , м/с;  $\mu$  – коэффициент динамической вязкости воздуха, Па·с.

Проектируя это векторное уравнение на оси выбранной системы координат XOY, получим:

$$\frac{dv_x}{dt} = g + K(u_x - v_x), \quad (2.17)$$

$$\frac{dv_y}{dt} = K(u_y - v_y). \quad (2.18)$$

Здесь  $v_x$ ,  $v_y$  – проекции вектора  $\vec{v}_N$  на оси OX и OY, м/с;  $u_x$ ,  $u_y$  – проекции вектора  $\vec{u}$  на те же оси, м/с:

$$v_x = \frac{dx}{dt}; v_y = \frac{dy}{dt}; K = \frac{3\pi \cdot \mu \cdot d_N}{M_N}. \quad (2.19)$$

Будем полагать, что вертикальная составляющая вектора скорости воздуха равна нулю  $u_x = 0$ , а горизонтальная составляющая изменяется по закону линейного источника (стока), размещенного в точках оси абсцисс:

$$u_y = \frac{q}{2\pi \cdot y}, \quad q = \pi \cdot d_1 \cdot u_{1y}, \quad (2.20)$$

где  $q$  – мощность (расход) источника или стока, м<sup>3</sup>/с;  $u_{1y}$  – скорость выдавливания ("всасывания") воздуха на боковой поверхности вертикального цилиндра диаметром  $d_1$ , м/с.

Положим, что величина этой скорости пропорциональна скорости падения тяжелой частицы  $v_1$  и изменяется экспоненциально относительно перемещаемого центра тяжести этой частицы в подвижной системе координат  $X_1OY_1$ :

$$u_{1y} = K_1 \cdot v_1 \cdot h \cdot e^{-c \cdot h}. \quad (2.21)$$

Расчеты обтекания шара (рисунок 2.6, табл. 2.3) диаметром  $d_1 = 10$  мм при  $v_1 = 10$  м/с показали, что максимальное (в передней части падающей частицы) и минимальное (в задней части этой частицы) значение скорости  $u_{1y}$  составляет:

$$\begin{cases} u_{1y}^{\max} = 2,1 \text{ м/с} & \text{при } h^{\max} = 0,25d_1, \\ u_{1y}^{\min} = -4,1 \text{ м/с} & \text{при } h^{\min} = 0,3d_1. \end{cases}$$

Расчетное значение скорости выдавливания и всасывания на боковой поверхности цилиндра образованной падающей шарообразной частицей диаметром  $d_1$ , при этом описывается следующей функцией:

$$u_{1y} = \begin{cases} 190,3 \cdot v_1 \cdot d_1 \cdot s \cdot e^{-\frac{10}{3}s} & \text{при } s > 0, \\ 0 & \text{при } s = 0, \\ 445,8 \cdot v_1 \cdot d_1 \cdot s \cdot e^{-4|s|} & \text{при } s < 0, \end{cases} \quad (2.22)$$

где  $s/d_1$  – относительное расстояние между центрами частиц.

Рассмотрим случай, когда мелкая частица в начальном положении (при  $t = 0$ ) находится в точке  $M_0(x_0, y_0)$  и проекции вектора скорости ее падения составляют:

$$v_x|_{t=0} = v_{Nc} = const, \quad (2.23)$$

$$v_y|_{t=0} = 0, \quad (2.24)$$

а тяжелая частица, падающая равноускоренно, находится при  $t = 0$  в точке  $T_0(x_0 - h, 0)$ , т.е. догоняет мелкую.

Составляющие вектора скорости тяжелой частицы:

$$v_{1x}|_{t=0} = v_{10} = \sqrt{2g(x_0 - h_0) + v_{1n}^2} > v_{Nc}; \quad v_{1y}|_{t=0} = 0, \quad (2.25)$$

$$v_{1y}|_{t=0} = 0.$$

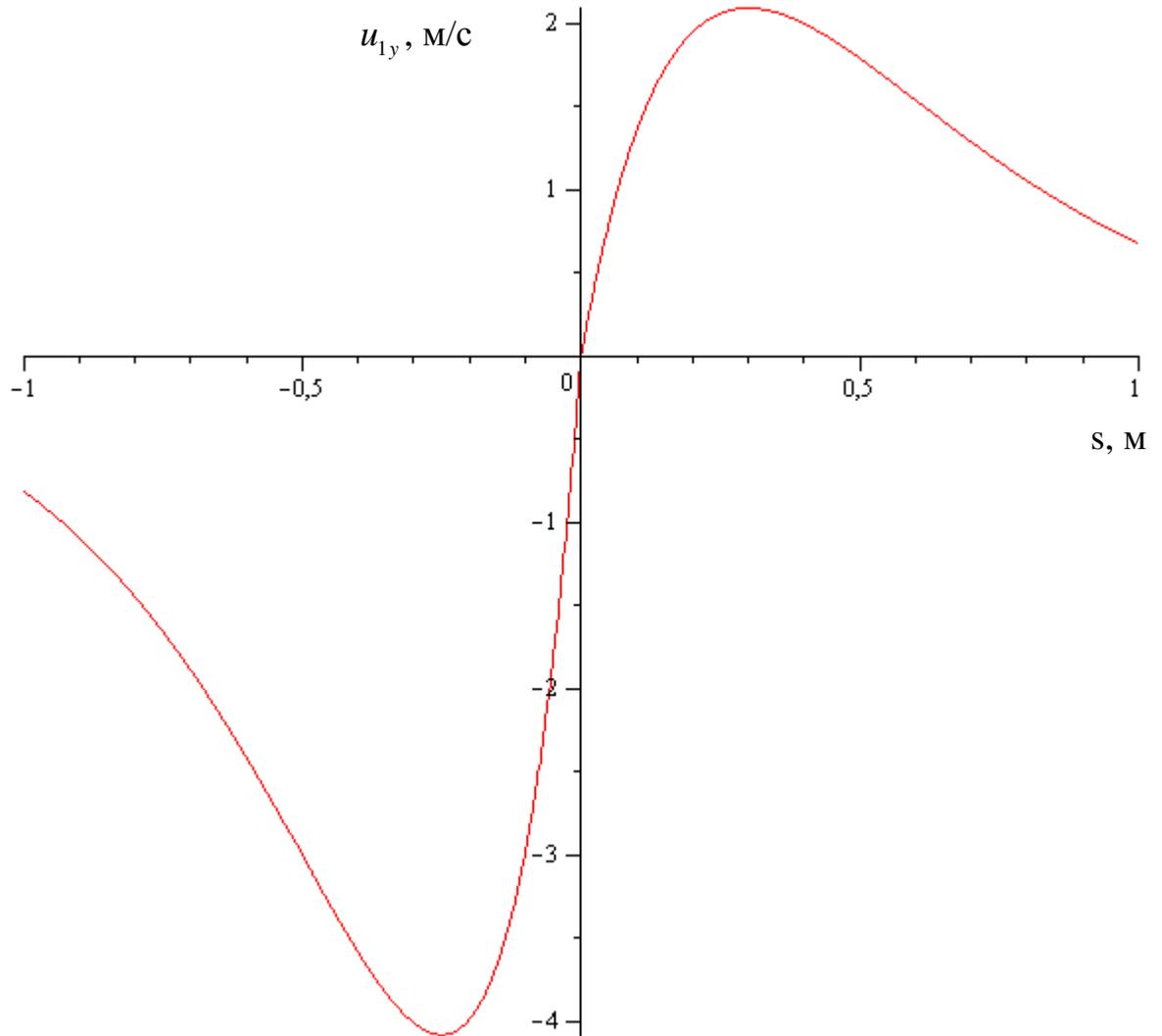


Рисунок 2.6 – Изменение скорости выдавливания (III квадрант) и всасывания (I квадрант) воздуха при  $d_1 = 0,01$  м и  $v_1 = 10$  м/с

Сносящая скорость воздуха, обусловленная эффектом "выдавливания" или эффектом "всасывания" при обгоне тяжелой частицы в точке  $M_0$  в силу (2.20), (2.21) и (2.22) определяется следующим соотношением:

$$u_y(x_0, y_0) = \frac{d_1}{2} \frac{u_{1y0}}{y_0}, \quad (2.26)$$

а в точке  $M(x, y)$ :

$$u_y(x, y) = \frac{d_1}{2} \frac{u_{1y}}{y_0}, \quad (2.27)$$

## Расчеты обтекания шара

Координата x, м	L/d	Скорость $u_{1y}$ , м/с	Примечание
1	2	3	4
0	0	-0,000664561	
0,02988149	2,988148991	-0,012508824	
0,039667509	3,966750894	-0,053633762	
0,043201349	4,320134915	-0,092955196	
0,04537602	4,537602005	-0,152403423	
0,047007023	4,700702322	-0,224180399	
0,04890986	4,890986026	-0,378948488	
0,050812697	5,081269729	-0,678597611	
0,052715534	5,271553433	-1,271458693	
0,054618371	5,461837136	-2,410534138	
0,055433873	5,543387295	-3,032434806	
0,055705707	5,570570681	-3,258703199	
0,056521208	5,65212084	-3,994412892	
0,057472627	5,747262691	-4,11489548	Минимум при $x = \frac{x_1}{d_1} = \frac{0,06 - 0,0575}{0,01} = 0,25$
0,057710482	5,771048154	-3,775552382	
0,058186191	5,81861908	-3,133744231	
0,058424045	5,842404543	-2,794389807	
0,0586619	5,866190006	-1,547831502	
0,058899755	5,889975469	-0,933632574	
0,059137609	5,913760932	-0,591831591	
0,059375464	5,937546395	-1,081178194	
0,059613319	5,961331858	-0,039991296	
0,060089028	6,008902784	-0,022471704	0
0,060326882	6,032688247	0,55790715	
0,060564737	6,056473709	0,193961169	

1	2	3	4
0,061040446	6,104044635	0,497234238	
0,061278301	6,127830098	1,66320686	
0,06222972	6,22297195	2,062291985	Максимум при $x = \frac{x_1}{d_1} = \frac{0,0622 - 0,06}{0,01} = 0,22$
0,063181138	6,318113802	2,041433096	
0,064132557	6,413255654	1,730672193	
0,064948058	6,494805812	1,435371357	
0,065219892	6,521989198	1,361977887	
0,066035394	6,603539357	1,216917899	
0,069025566	6,902556605	0,85194629	
0,070384735	7,038473536	0,703062889	
0,072015739	7,201573854	0,548577228	
0,073918576	7,391857557	0,412565432	
0,075821413	7,582141261	0,316153308	
0,077996084	7,79960835	0,242523682	
0,08125809	8,125808985	0,17473634	
0,087238435	8,723843482	0,118644471	
0,090257425	9,025742501	0,104636457	
0,10871331	10,87133099	0,07045896	
0,18	18	0,039317929	

$$v_1 = \sqrt{2g \cdot l + v_{10}^2}, \quad (2.28)$$

где в силу равноускоренного падения тяжелой частицы и равномерного падения мелкой частицы:

$$l = v_{10} \cdot t + \frac{g}{2} t^2; \quad t = \frac{x - x_0}{v_{Nc}}, \quad (2.29)$$

$$h = t(v_{Nc} - v_{10}) - \frac{g}{2} t^2 + h_0. \quad (2.30)$$

Таким образом уравнение динамики мелкой частицы с учетом принятых допущений можем записать в виде:

$$\begin{aligned} \frac{dv_x}{dt} &= 0, & \frac{dx}{t} &= v_{Nc} = const, \\ \frac{dv_y}{dt} &= K(u_y - v_y), & \frac{dy}{t} &= v_y, \end{aligned} \quad (2.31)$$

где  $v_{Nc}$  – скорость седиментации частицы:

$$v_{Nc} = \frac{g}{K} = \frac{g \cdot d_N^2 \cdot \rho}{18\mu}. \quad (2.32)$$

Поперечная скорость воздуха определялась по формуле:

$$u_y = \frac{d_1}{2} \frac{u_{1y}}{y}.$$

Здесь скорость вытеснения  $u_{1y}$  определялась по кусочно-гладкой функции (2.22).

Решение системы четырех уравнений (2.31) с учетом принятых начальных условий (2.23) – (2.25) осуществлялось численно в универсальной математической системе Maple (рисунок 2.7) и приведены в приложении Б.

Расчеты показали, что при пролете "крупной" частицы диаметром  $d_1 = 0,01$  м вблизи пылевой частицы, двигающейся с постоянной скоростью витания, последнюю относит вначале от "крупной" частицы, а затем в сторону её теневого следа. Причем с увеличением отношения диаметров этих частиц эффект усиливается и ускоряется.

Численный эксперимент, проведенный в COSMOS Flo Works показал аналогичные результаты (рисунок 2.8, 2.9). Обтекание сферической частицы моделировалось потоком воздуха на скоростях от 3 до 14 м/с, что соответствует высотам падения 0,5 - 10 м.

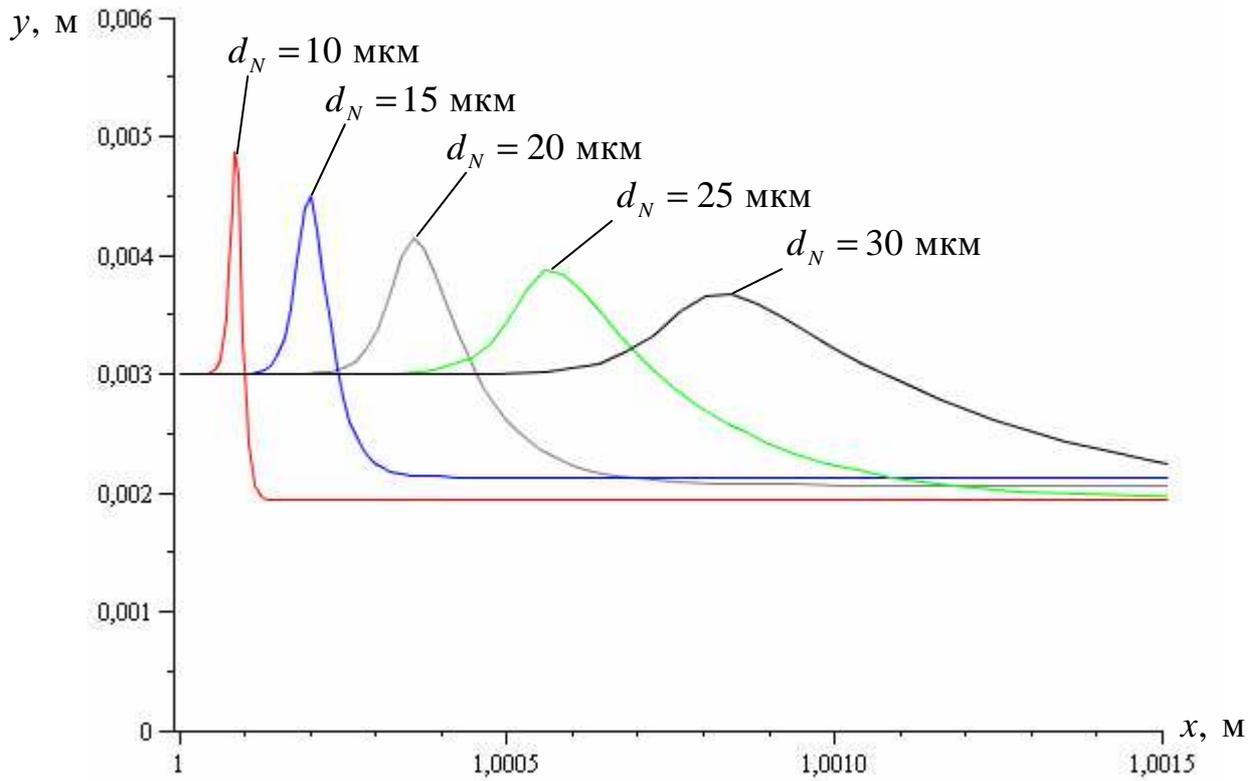


Рисунок 2.7 – Траектории частиц диаметром  $d_N$  при пролете вблизи частицы диаметром  $d_1 = 0,01$  м

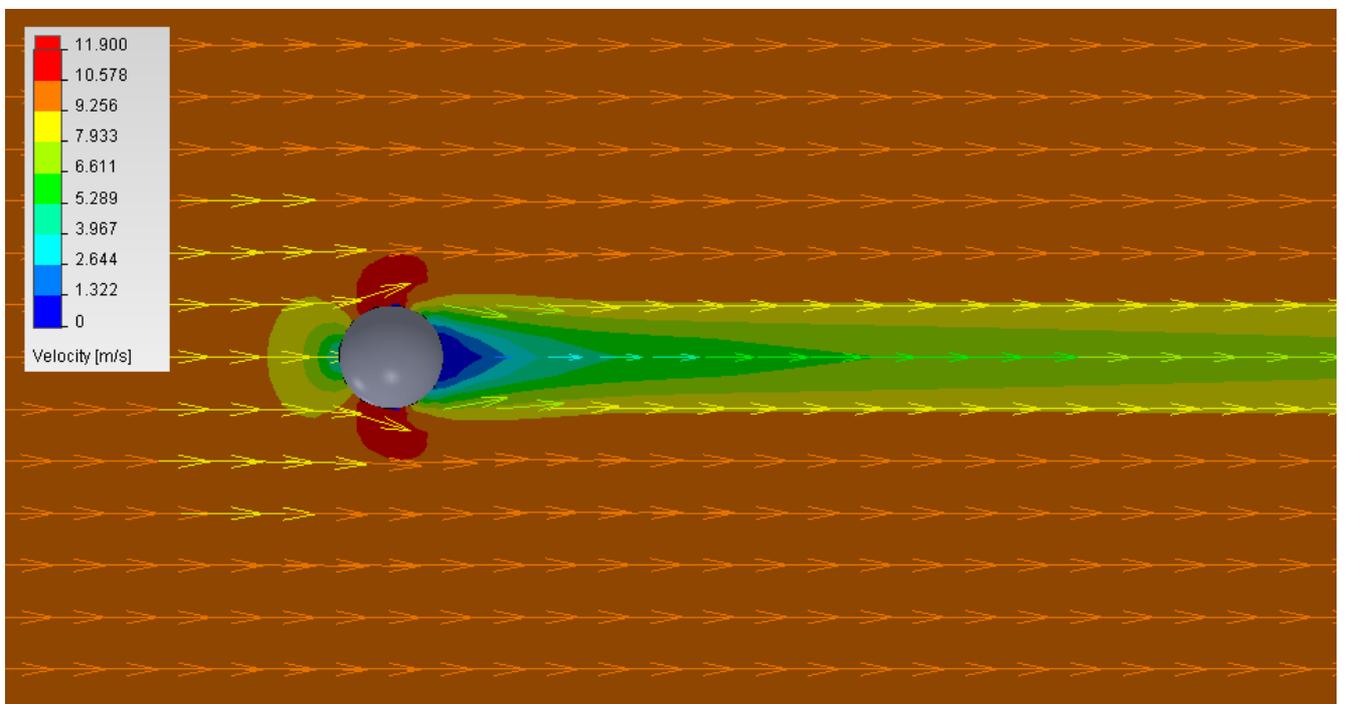


Рисунок 2.8 – Аэродинамическая тень частицы, полученная в COSMOS Flo Works

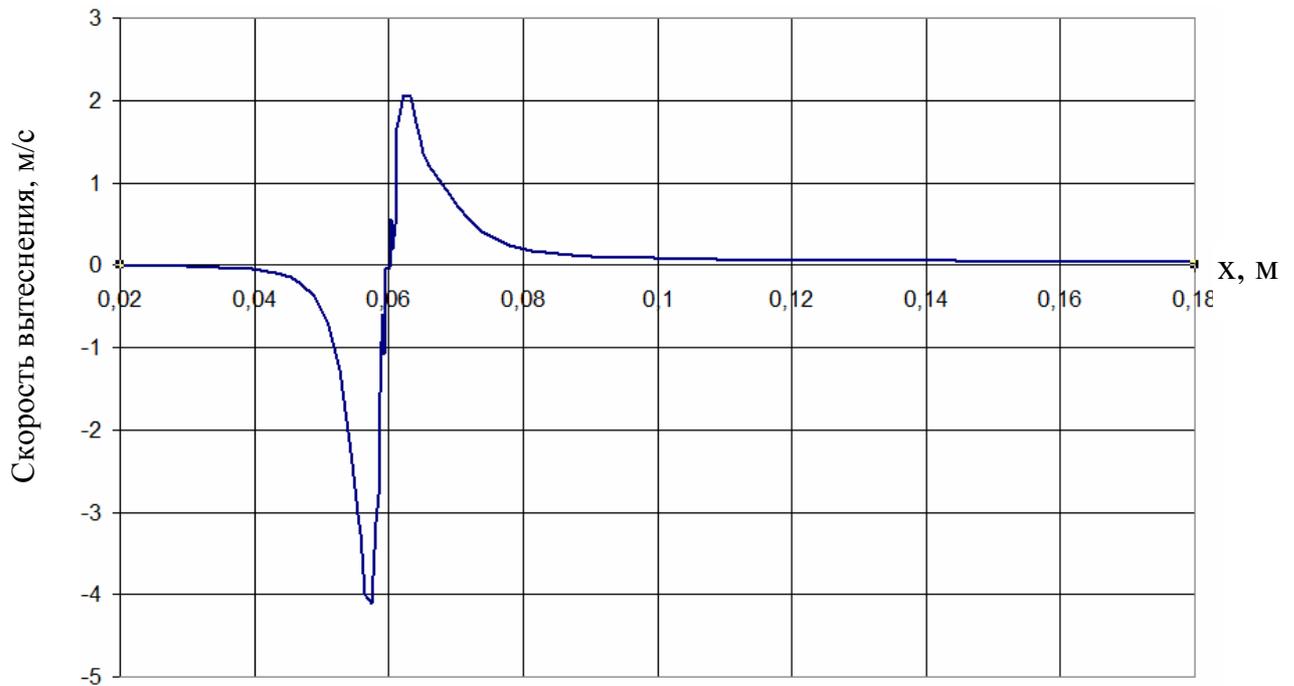


Рисунок 2.9 – Поперечные скорости на образующей "теневого цилиндра"

Результаты расчета позволили оценить относительный размер тени  $L/d$  – отношение величины аэродинамической тени к диаметру частицы, в границах которой скорость заторможенного, "теневого" воздуха составляет 70 – 90 % (таблица 2.4, рисунок 2.10). Здесь можно говорить о разности скоростей как о "плотности" или "качестве" аэродинамической тени.

Таблица 2.4

#### Относительные размеры тени

Высота падения, м	Время, с	Скорость, м/с	Число Re При d=0,01 м	Относительный размер тени L/d (70 %)	Относительный размер тени L/d (80 %)
0,5	0,319	3,13	2059	1,98	3,42
1	0,452	4,43	2914	1,90	3,34
3	0,782	7,67	5046	2,58	5,07
5	1,010	9,91	6519	5,40	11,43
10	1,428	14,01	9217	5,90	12,35

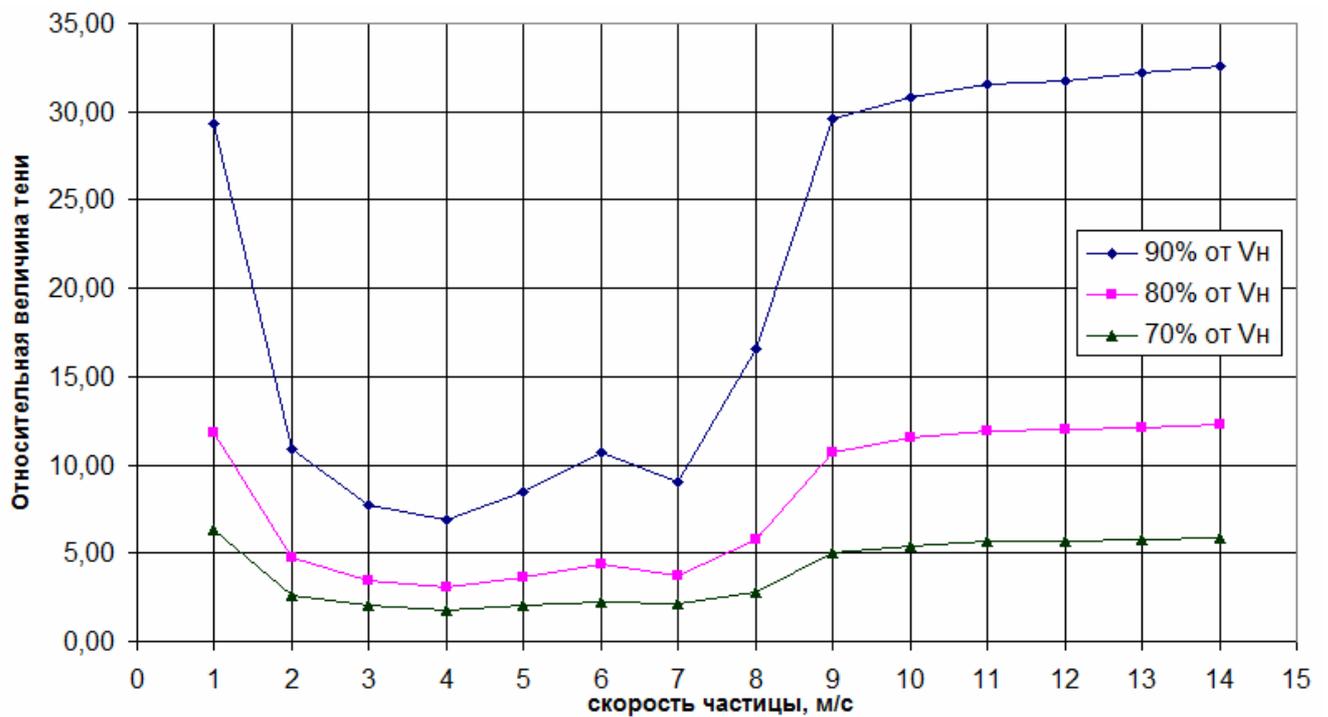


Рисунок 2.10 – Относительная величина теневого зоны частицы

Уменьшение величины теневого зоны в районе скоростей 2 – 8 м/с (что соответствует высотам падения до 3 м) объясняется, по видимому, некоторым уменьшением коэффициента сопротивления сферы  $\zeta$  в зависимости от числа Рейнольдса  $Re$ .

#### 2.1.4. Влияние объемной концентрации частиц на коэффициент их лобового сопротивления

При перегрузках сыпучих материалов условия обтекания отдельных частиц по длине струи носит явно неравномерный характер. Это проявляется в изменении объемной концентрации частиц на разных высотах, при меняющихся  $S_{жс}$  и  $v$ :

$$\beta = \frac{2G}{S_{жс} \cdot \rho \cdot v}, \quad (2.32)$$

Коэффициент аэродинамического сопротивления падающих частиц при их перегрузке по наклонным желобам изучался И.Н. Логачевым [13].

По данным [13, стр. 101] для перегрузок по желобу, коэффициент сопротивления частиц в случае их неравномерного распределения уменьшается с ростом условной усредненной объемной концентрации  $\bar{\beta}$ :

$$\psi^* = \frac{\psi}{\bar{\beta}} \left[ \frac{1}{h} \int_0^h \frac{(1-\beta)^3}{\sqrt{\beta}} dy \right]^{-2}, \quad (2.33)$$

$$\frac{1}{E^2} = \frac{\psi^*}{\psi_0} = \exp\left[-1,8\sqrt{\beta \cdot 10^3} / (d_3 \cdot 10^3)\right], \quad (2.34)$$

$$\beta = \frac{2G}{S_{жс} \cdot \rho \cdot v_{1к} (1+n)}, \quad n = v_{1H} / v_{1к}, \quad (2.35)$$

откуда определяется экспериментальный коэффициент аэродинамического сопротивления  $\psi^*$  частиц стесненного потока для случая материалов близких к монофракционным в области  $0,5 < d_3 < 20$  мм;  $10^{-4} < \beta < 10^{-2}$ .

В условиях перегрузки полифракционных материалов, как правило, необходимо определение среднего диаметра частиц  $d_{cp}$ . Расчет среднего диаметра производится из условия, что при замене реального потока идеализированным (состоящим из частиц диаметром  $d_{cp}$ ) сохраняется равенство аэродинамических сил:

$$\sum_{i=1}^N \psi_i \left( \frac{w_i d_i}{v} \right) \cdot f_{Mi} \frac{w_i^2}{2} \rho_2 = N \cdot \psi \left( \frac{wd}{v} \right) \cdot f_M \frac{w^2}{2} \rho_2. \quad (2.36)$$

Результаты определения  $\psi^*$  по данным [13] для полифракционных материалов приведены на рисунке 2.11 и могут служить ориентиром при определении аэродинамических характеристик падающих частиц в свободном потоке.

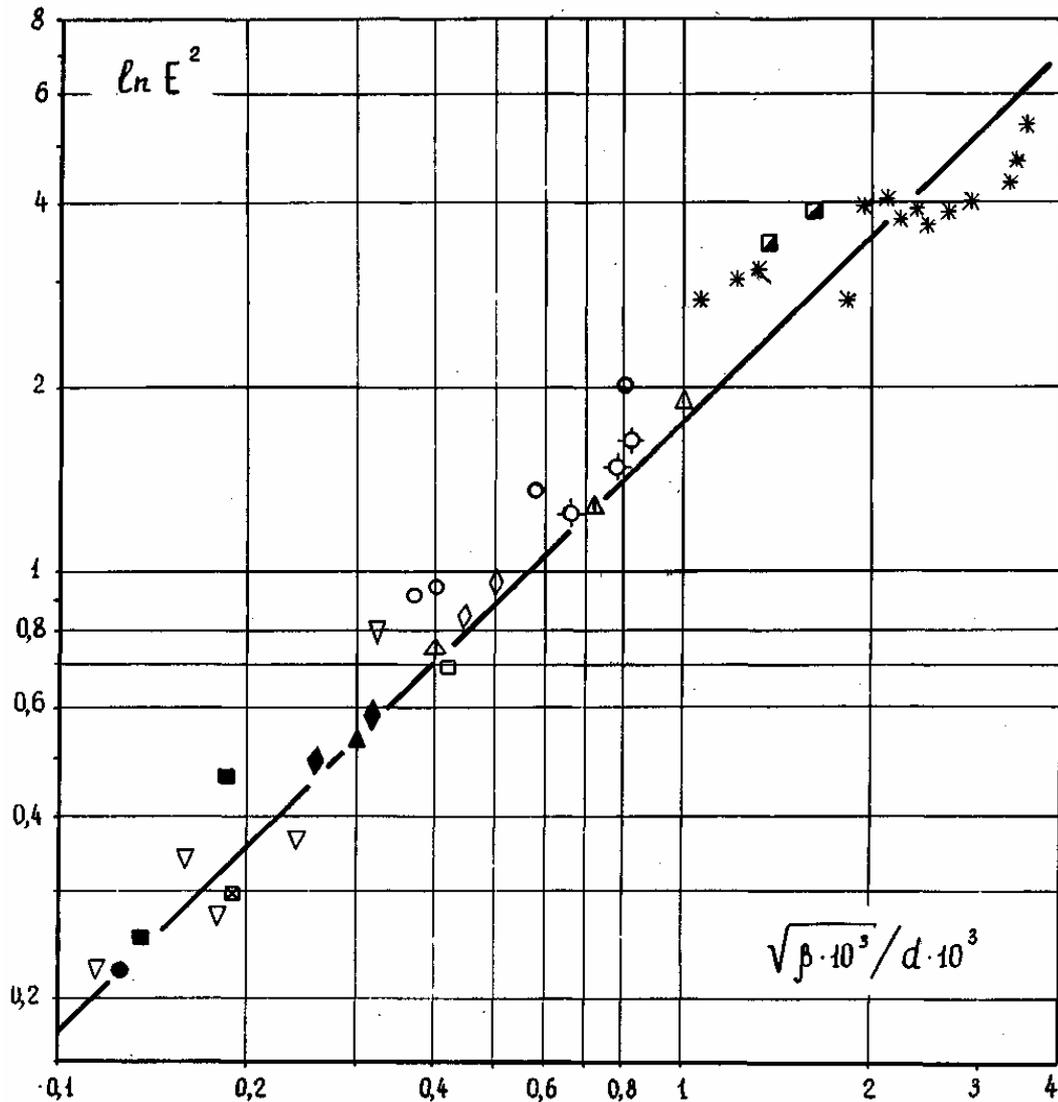


Рисунок 2.11 – Изменение аэродинамической характеристики в зависимости от объемной концентрации (полифракционные материалы): □ – гранит; \* – песок; ■ – угольный концентрат; ▽ – отсев железной руды; ⊠ – дробленый кокс; ○ – окатыши медно-никелевого концентрата; ⊙ – агломерационная мелочь

## 2.2. Вероятностно-статистический подход к описанию аэродинамического взаимодействия множества падающих частиц с воздухом<sup>1</sup>

Аэродинамическое взаимодействие множества частиц в струе материала и эжектируемого воздуха, в силу (2.1, 2.2), определяется суммой аэродинамических сил всех частиц этого множества в единице объема  $dV = S \cdot dx$ :

<sup>1</sup> Впервые опубликовано в серии статей [99, 100].

$$dA = c \cdot R \cdot S \cdot dx, \quad (2.37)$$

где  $R = \psi \cdot F_m \cdot \rho_s \frac{(v-u)^2}{2}$  – аэродинамическая сила одной частицы, Н;  $c$  – счетная концентрация частиц,  $1/\text{м}^3$ ;  $dV$  – элементарный объем двухкомпонентной среды «твердые частицы – воздух»,  $\text{м}^3$ ;  $f_m$  – площадь миделевого сечения частицы,  $\text{м}^2$ ;  $\psi$  – коэффициент лобового сопротивления частицы, зависящий в общем случае, от геометрической формы, числа Рейнольдса относительного движения и объемной концентрации этих частиц.

В отличие от достаточно полно изученного механизма межкомпонентного взаимодействия в потоке усредненных по крупности частиц будем рассматривать аэродинамическое взаимодействие потока частиц с разными эквивалентными диаметрами  $d_1 > d_2 > \dots d_N$ , т.е. поток полифракционного сыпучего материала, состоящего из  $N$  фракций.

Загрузка бункеров чаще всего осуществляется конвейерами путем свободного сбрасывания материала с рабочей ветви конвейера (без устройства желоба или направляющей воронки) и поэтому будем рассматривать ускоренный поток свободно падающих частиц, объемная концентрация которых уменьшается по мере перемещения материала от "насыпной" (во время транспортировки конвейером или в момент сбрасывания)

$$\beta_n = \frac{\rho_{\text{насып}}}{\rho}$$

до "разреженной" (при падении)

$$\beta = \frac{G}{S \cdot \rho \cdot v}, \quad (2.38)$$

где  $G$  – массовый расход падающих частиц,  $\text{кг/с}$ ;  $S$  – площадь поперечного сечения струи частиц,  $\text{м}^2$ ;  $v$  – скорость падения частицы,  $\text{м/с}$ ;  $\rho$ ,  $\rho_{\text{насып}}$  – соответственно, плотности материала частиц и их насыпная плотность,  $\text{кг/м}^3$ .

Чтобы не вводить эмпирические поправки на коэффициент аэродинамического сопротивления  $\psi^*$ , связанные со стесненностью частиц в процессе их падения используем вероятностный подход. Так как обычно эти поправки связаны с

объемной концентрацией потока частиц условной монофракции, а не реального потока частиц разной крупности. Предположим, что коэффициент лобового сопротивления частиц  $i$ -й фракции пропорционален вероятности активного аэродинамического взаимодействия этой частицы  $P_i(A)$ :

$$\psi_i = K_p \cdot \psi_{0i} \cdot P_{ai}, \quad (2.39)$$

$$P_i(A) = 1 - P_i(T_i),$$

где  $K_p \leq 1$  – коэффициент пропорциональности (в дальнейшем коэффициент пропорциональности  $K_p$  принимаем равным единице);  $P_i(T_i)$  – вероятность нахождения частицы в аэродинамической тени;  $\psi_{0i}$  – коэффициент лобового сопротивления одиночной (свободной, не находящейся в аэродинамической тени) частицы  $i$ -й фракции.

Таким образом под вероятностью  $P_i(A)$  будем понимать отношение количества частиц, находящихся вне аэродинамической тени к общему количеству частиц в рассматриваемом объеме двухкомпонентной смеси. Ее величина в процессе падения частиц будет возрастать практически от нуля (в момент сбрасывания, когда все частицы находятся в аэродинамической тени соседних частиц) до величины, близкой к единице (при весьма разреженном множестве частиц, падающих с большой скоростью).

### 2.2.1. Случай монофракционного материала

Рассмотрим случай падения множества одинаковых по массе и размерам частиц. Полагаем, что место положения частицы в элементарном объеме равновероятно и объемная концентрация этих частиц определяется уравнением (2.38).

В силу этого, вероятность нахождения частицы в аэродинамической тени  $P(T)$  других частиц в этом элементарном объеме составляет:

$$P(T) = \frac{\Omega \cdot c \cdot dV}{dV - W \cdot c \cdot dV}, \quad (2.40)$$

где  $c$  – счетная концентрация частиц в элементарном объеме  $dV = S \cdot dx$ , шт/м<sup>3</sup>, очевидно равна

$$c = \frac{\beta}{W}, \quad (2.41)$$

здесь  $W$  – объем одной частицы, м<sup>3</sup>;  $\Omega$  – объем аэродинамической тени одной частицы, м<sup>3</sup>.

Тогда с учетом (2.41) имеем:

$$P(T) = \frac{\frac{\Omega}{W} \cdot \beta}{1 - \beta}. \quad (2.42)$$

Вероятность активного воздействия частиц на воздух, которую можно рассматривать как противоположное событие нахождению частиц в аэродинамической тени, равна:

$$P(A) = 1 - P(T) = 1 - \frac{K \cdot \beta}{1 - \beta}, \quad (2.43)$$

где

$$K = \frac{\Omega}{W}. \quad (2.44)$$

Объем аэродинамической тени зависит от формы частиц и числа Рейнольдса. При  $Re > 10^5$  по данным академика Скочинского А.А., приведенных в справочнике И.Е. Идельчика [101]: а) для случая поперечного обтекания бруса сечением  $a \cdot b$  (вектор скорости воздуха направлен вдоль длинной стороны  $a$ ):  $K = 30$  при  $a/b = 2,2$  [101, стр. 407]; б) для случая поперечного обтекания цилиндра диаметром  $d$ :  $K = 100$ ; в) для случая поперечного обтекания диска диаметром  $d$  и толщиной  $\delta$  (вектор скорости воздуха направлен перпендикулярно плоскости диска):  $K = 4,8 \frac{d}{\delta}$ , [101, стр. 407],  $K = 48$  при  $\delta = 0,1 d$ , [101, стр. 397].

В данном случае в качестве длины аэродинамической тени принималось наименьшее расстояние между двумя одинаковыми телами, когда суммарный коэффициент лобового сопротивления становится равным удвоенному коэффициенту лобового сопротивления одиночного тела. Если принять более жесткие условия

для аэродинамической тени, например, если принять, что при нахождении частицы в "плотной" тени суммарный коэффициент равен коэффициенту сопротивления одиночной частицы, то отношение  $\Omega/W = 10$  – для случая "а";  $\Omega/W = 3$  – для случая "б";  $\Omega/W = 2 \cdot d/\delta$  – для случая "в".

Примем средневзвешенное значение  $K$  для рассмотренных тел при двукратном значении суммы коэффициентов местного сопротивления в качестве реперного расчета  $K = \frac{30 + 100 + 48}{3} = 63$ .

Очевидно, вероятность нахождения в аэродинамической тени двух и более частиц ( $n > 2$ ) будет равна произведению вероятностей

$$P_n(A) = \left( \frac{K \cdot \beta}{1 - \beta} \right)^n \quad (2.45)$$

или т.к.  $\beta \ll 1$ :

$$P_n(A) \approx (K \cdot \beta)^n (1 + n \cdot \beta). \quad (2.46)$$

Для потока свободно падающих частиц с конвейера уже на высоте  $H = 1$  м объемная концентрация чаще всего  $\beta < 0,01$ , и потому вероятность нахождения частицы в "плотной" тени второй частицы, например, для случая "б" (при  $K = 3$ ), составляет  $P_2(T) \leq 0,001$ . Можем этот случай считать маловероятным, поскольку вероятность его по сравнению со случаем нахождения в тени первой частицы по крайней мере на порядок больше.

### 2.2.2. Случай полифракционного материала

Однако в случае потока полифракционных частиц этой вероятностью пренебрегать нельзя. Пусть имеем случай равновероятного размещения в рассматриваемом элементарном объеме  $dV = S \cdot dx$  частиц  $d_1, d_2, \dots, d_N$  (причем  $d_1 > d_2 > \dots, d_N$  соответственно) с объемной концентрацией  $\beta_i$  ( $i = 1, 2, \dots, N$ ):

$$\beta_i = \frac{G_i}{S \cdot \rho \cdot v}, \quad G_i = m_i G, \quad \text{причем } \beta = \sum_{i=1}^N \beta_i, \quad (2.47)$$

где  $m_i$  – массовое содержание в потоке частиц крупностью  $d_i$ , (в долях).

Вероятность активного воздействия частицы крупностью  $d_i$  на увлекаемый воздух будет определяться соотношением типа (2.43):

$$P_i(A_i) = \frac{\Omega_i}{W_i} \cdot \frac{\beta_i}{1 - \beta_i}. \quad (2.48)$$

По прежнему можно пренебрегать вероятностью размещения в этой тени второй частицы крупностью  $d_i$ . А вот вероятностью размещения этих частиц в тени более крупных частиц  $d_{i-1}$  пренебрегать нельзя, потому что

$$\frac{\Omega_{i-1}}{W_i} \gg \frac{\Omega_i}{W_i}. \quad (2.49)$$

Найдем эту вероятность, полагая что вероятность расположения частиц диаметром  $d_i$  в аэродинамической тени одной частицы  $d_{i-1}$  определяется соотношением типа (2.42):

$$P_i(T) = \frac{\Omega_{i-1} \cdot c_{i-1} dV}{dV(1 - \beta)}. \quad (2.50)$$

Рассмотрим случай падения потока не одинаковых по массе частиц (рисунок 2.12).

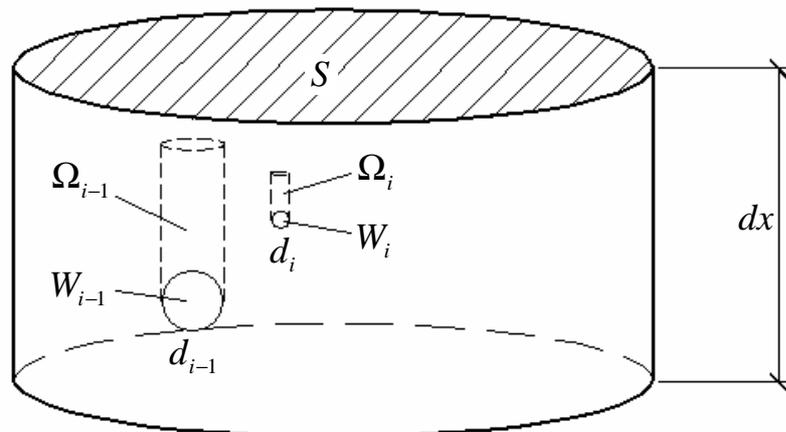


Рисунок 2.12 – Элементарный объем потока падающих частиц

Объемная концентрация частиц диаметром  $d_i$  в элементарном объеме  $dV = S \cdot dx$  очевидно равна:

$$\beta_i = \frac{m_i \cdot G}{S \cdot \rho \cdot v_i}, \quad (2.51)$$

где  $v_i$  – скорость частиц диаметром  $d_i$ , м/с.

Тогда число этих частиц в элементарном объеме  $S \cdot dx$ :

$$\frac{\beta_i \cdot S \cdot dx}{W_i} = c_i \cdot S \cdot dx, \quad (2.52)$$

где  $c_i$  – счетная концентрация частиц диаметром  $d_i$ , шт/м<sup>3</sup>, равная

$$c_i = \frac{\beta_i}{W_i}. \quad (2.53)$$

Суммарный объем аэродинамической тени этих частиц в элементарном объеме  $S \cdot dx$ , с учетом того, что

$$\Omega_i = K_i \cdot W_i \quad (K_i \approx 10 \div 100), \quad (2.54)$$

можно выразить так

$$T_i = c_i \cdot K_i \cdot W_i \cdot S \cdot dx, \quad (2.55)$$

откуда

$$\frac{T_i}{S \cdot dx} = c_i \cdot K_i \cdot W_i = \frac{\beta_i}{W_i} K_i \cdot W_i = K_i \cdot \beta_i. \quad (2.56)$$

Все частицы  $i$ -й фракции разделим на два класса: аэродинамически активные частицы, которые с равной возможностью размещены по всему элементарному объему потока, свободному от частиц всех фракций  $((1 - \beta) \cdot S \cdot dx$ , где  $\beta = \sum_{i=1}^n \beta_i$ ) и класс аэродинамически неактивных частиц, которые размещены в аэродинамической тени как частиц  $i$ -й фракции, так и частиц более крупных фракций. Будем полагать, что активные частицы участвуют в межкомпонентном динамическом взаимодействии, суммарная величина которого представляется в виде суммы аэродинамических сил свободных частиц (без учета эффекта стесненности). Что касается частиц, находящихся в аэродинамической тени, то полагаем,

что они не участвуют в этом взаимодействии по двум причинам. Во первых, коэффициент лобового сопротивления затененных частиц намного меньше свободных и во вторых, из-за малости относительной скорости их падения в тени по сравнению с относительной скоростью  $v_i - u$  активных частиц.

Найдем вероятность нахождения частиц крупностью  $d_i$  в аэродинамической тени  $P_i(T_i)$ . В силу известного определения геометрической вероятности [102, 103]: событие нахождения частицы в тени представляет собой отношение меры области, благоприятствующей появлению этого события (в нашем случае объема  $T_i$ ), к мере всей области (свободному от частиц объему  $(1 - \beta) \cdot S \cdot dx$ ), с учетом (2.56):

$$P_i(T_i) = \frac{T_i}{S \cdot dx - \beta \cdot S \cdot dx} = \frac{T_i}{(1 - \beta) \cdot S \cdot dx} = K_i \frac{\beta_i}{1 - \beta}. \quad (2.57)$$

Найдем вероятность нахождения частицы с диаметром  $d_i$  в аэродинамической тени более крупной частицы  $d_{i-1}$  ( $d_{i-1} > d_i$ ).

Суммарный объем аэродинамической тени частиц диаметром  $d_{i-1}$  составляет

$$T_{i-1} = c_{i-1} \cdot K_{i-1} \cdot W_{i-1} \cdot S \cdot dx = K_{i-1} \cdot \beta_{i-1} \cdot S \cdot dx. \quad (2.58)$$

Тогда вероятность этого события:

$$P_i(T_i) = \frac{T_i}{(1 - \beta) S \cdot dx} = K_{i-1} \frac{\beta_{i-1}}{1 - \beta}. \quad (2.59)$$

Сумма всех вероятностей нахождения частицы с минимальным диаметром  $d_N$  в тени всех более крупных частиц ( $d_1 > d_2 > \dots > d_N$ ):

$$\sum_{i=1}^N P_i(T_{i-1}) = K_1 \cdot \frac{\beta_1}{1 - \beta} + K_2 \cdot \frac{\beta_2}{1 - \beta} + \dots + K_N \cdot \frac{\beta_N}{1 - \beta} \quad (2.60)$$

или, если положить  $K_1 = K_2 = \dots = K_N = K$ :

$$\sum_{i=1}^N P_i(T_{i-1}) = K \cdot \frac{\sum_{i=1}^N \beta_i}{1 - \beta} = K \frac{\beta}{1 - \beta}, \quad (2.61)$$

где  $\beta = \beta_1 + \beta_2 + \dots + \beta_N$  – суммарная объемная концентрация частиц разных размеров в объеме  $S \cdot dx$ .

Коэффициент активного аэродинамического сопротивления частиц (находящихся вне теней) с диаметром  $d_N$ :

$$\psi_{(d_N)} = \left( 1 - K \cdot \frac{\sum_{d_i}^N \beta_{(d_i)}}{1 - \beta} \right) \cdot \psi_0, \quad (2.62)$$

где  $\psi_0$  – коэффициент лобового сопротивления одиночной (свободной) частицы диаметром  $d_N$ .

Соответственно для частиц с диаметром  $d_{N-1}$ :

$$\psi_{(d_{N-1})} = \left( 1 - K \cdot \frac{\sum_{d_i}^{N-1} \beta_{(d_i)}}{1 - \beta} \right) \cdot \psi_0 \quad (2.63)$$

или в общем виде для частиц с диаметром  $d_j > d_N$ :

$$\psi_{(d_i)} = \left( 1 - K \cdot \frac{\sum_{d_i}^i \beta_{(d_i)}}{1 - \beta} \right) \cdot \psi_0. \quad (2.64)$$

Анализируя уравнение (2.64) видим, что суммарная аэродинамическая тень более крупных частиц  $K \cdot \sum_1^i \beta_{(d_i)}$  будет больше свободной (от всех частиц) части объема воздуха  $1 - \beta$ . Тогда коэффициент  $\psi_{(d_i)}$  будет меньше нуля (в силу того что  $K \cdot \sum_1^i \beta_{(d_i)} > (1 - \beta_i)$ ) и в расчетах нужно принимать для частиц этих фракций  $\psi_{(d_i)} = 0$ . Т.е. наблюдается случай "пересечения" аэродинамических теней крупных частиц, а все мелкие частицы переходят в класс неактивных частиц.

Аэродинамическое воздействие на воздух множества падающих частиц в струе полифракционного материала (сумма аэродинамических сил) определяет в

одномерном приближении изменение количества движения эжектируемого воздуха в силу (2.55):

$$d((1-\beta) \cdot \rho_2 \cdot u \cdot S) \cdot u = \left( \sum_{i=1}^N R_i \cdot c_i \right) \cdot S \cdot dx, \quad (2.65)$$

где  $c_i$  – счетная концентрация этих частиц в элементарном объеме струи  $S \cdot dx$ ,  $1/\text{м}^3$ ;  $R_i$  – аэродинамическая сила динамического взаимодействия одиночной частицы диаметром  $d_i$ , определяемая с помощью коэффициента аэродинамического сопротивления:

$$R_i = \psi_i \cdot f_{mi} \cdot \rho_2 \cdot \frac{(v_i - u)^2}{2}. \quad (2.66)$$

В дальнейшем будем полагать  $S = const$ , падение частиц равноускоренное:

$$v_i = v = \sqrt{2 \cdot g \cdot x + v_0^2}, \quad (2.67)$$

где  $g = 9,8$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м}/\text{с}^2$ ;  $x$  – высота свободного падения,  $\text{м}$ ;  $v_0$  – начальная скорость падения (при  $x = 0$ ),  $\text{м}/\text{с}$ .

Коэффициент лобового сопротивления определяется соотношением (2.64).

Выражение в скобках правой части уравнения (2.65)

$$S_a = \sum_{i=1}^N R_i \cdot c_i, \text{ Н}/\text{м}^3. \quad (2.68)$$

представляет собой сумму аэродинамических сил всех частиц полифракционного материала в единице объема потока этих частиц. Сопоставим эту величину с усредненной суммой сил межкомпонентного взаимодействия в единице объема потока частиц со среднемассовым диаметром,

$$d_y = \sum_{i=1}^N m_i \cdot d_i, \text{ м}. \quad (2.69)$$

т.е. с аэродинамической силой потока ускоренных частиц крупностью  $d_y$ , и усредненным коэффициентом лобового сопротивления, определяемым эмпирическим соотношением [13, стр. 96]:

$$\psi^* = \psi_0 \cdot \exp\left(-\frac{1,8}{d_y \cdot 10^3} \cdot \sqrt{\beta_y \cdot 10^3}\right), \quad (2.70)$$

где  $\psi_0$  – коэффициент лобового сопротивления одиночной частицы,  $\beta_y$  – усредненная объемная концентрация частиц в потоке:

$$\beta_y = \frac{G}{S \cdot \rho \cdot 0,5 \cdot (v_{1н} + v_{1к})}. \quad (2.71)$$

В формуле (2.71)  $v_{1н}$ ,  $v_{1к}$  – соответственно скорости частиц в начале и в конце желоба, м/с;  $h$  – высота падения потока частиц в желобе или цилиндрической струе сечением  $S$ , м.

Итоговая формула для расчетной суммарной силы межкомпонентного взаимодействия в этом случае желоба примет вид:

$$S_y = \beta_y \frac{6}{\pi d_y^3} \cdot \psi^* \cdot \frac{\pi d_y^2}{4} \cdot \rho_z \cdot \frac{(v-u)^2}{2}, \text{ Н/м}^3$$

или

$$S_y = \psi^* \cdot \beta_y \frac{6}{4 \cdot d_y} \cdot \rho_z \cdot \frac{(v-u)^2}{2}, \text{ Н/м}^3. \quad (2.72)$$

Вернемся к формуле (2.68). Учитывая, что

$$R_i = \psi_i \cdot \frac{\pi d_i^2}{4} \cdot \rho_z \cdot \frac{(v-u)^2}{2}, \quad (2.73)$$

$$c_i = \frac{\beta_i}{\frac{\pi d_i^3}{6}}, \quad (2.73)$$

расчетная формула для  $S_a$  примет вид:

$$S_a = \psi_c \cdot \frac{6}{4} \cdot \frac{\beta_y}{d_y} \rho_z \cdot \frac{(v-u)^2}{2}, \quad (2.74)$$

где приняв  $\psi_{0i} = \psi_0 = const$ ,  $\psi_c = \frac{d_y}{\beta_y} \sum_{i=1}^N \psi_{(d_i)} \frac{\beta_{(d_i)}}{d_i}$ :

$$\psi_{(d_i)} = \psi_0 \cdot \left( 1 - K \frac{\sum_{j=1}^i \beta_{(d_j)}}{1 - \beta} \right) \quad (2.75)$$

и полагая, что в поперечном сечении струи  $v$ ,  $u$ ,  $\rho = const$  имеем:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho_z (v - u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i}{d_i} \cdot \psi_{(d_i)}. \quad (2.76)$$

Таким образом получили силу аэродинамического взаимодействия свободно падающего потока полифракционного материала с воздухом. Особенность данного выражения – отказ от использования эмпирического коэффициента лобового сопротивления частицы в потоке  $\psi^*$  (2.70), определенного для случая движения материала в желобе. Проверка адекватности данной модели и сравнение с опытными данными приведены в главе 3.

#### **2.4. Аэродинамическое взаимодействие струи эжектированного материалом воздуха внутри бункера открытого типа**

При загрузках бункеров значительного объема, например бункеров открытого типа или силосов, высота падения загружаемого материала может превышать 10 метров. При падении струи сыпучего материала внутри бункера по всей ее длине продолжается активное вовлечение воздуха в попутное движение. Это приводит к увеличению расхода эжекционного воздуха  $Q_3$  по сравнению с начальным количеством  $Q_0$ , поступающим через загрузочный желоб (рисунок 2.13). Весь эжектированный воздух в момент падения материала высвобождается, образуя настилающую струю,двигающуюся вдоль дна (конуса материала). При достижении воздушной струей стенок бункера она отражается от них и поднимается вдоль стенок вверх.

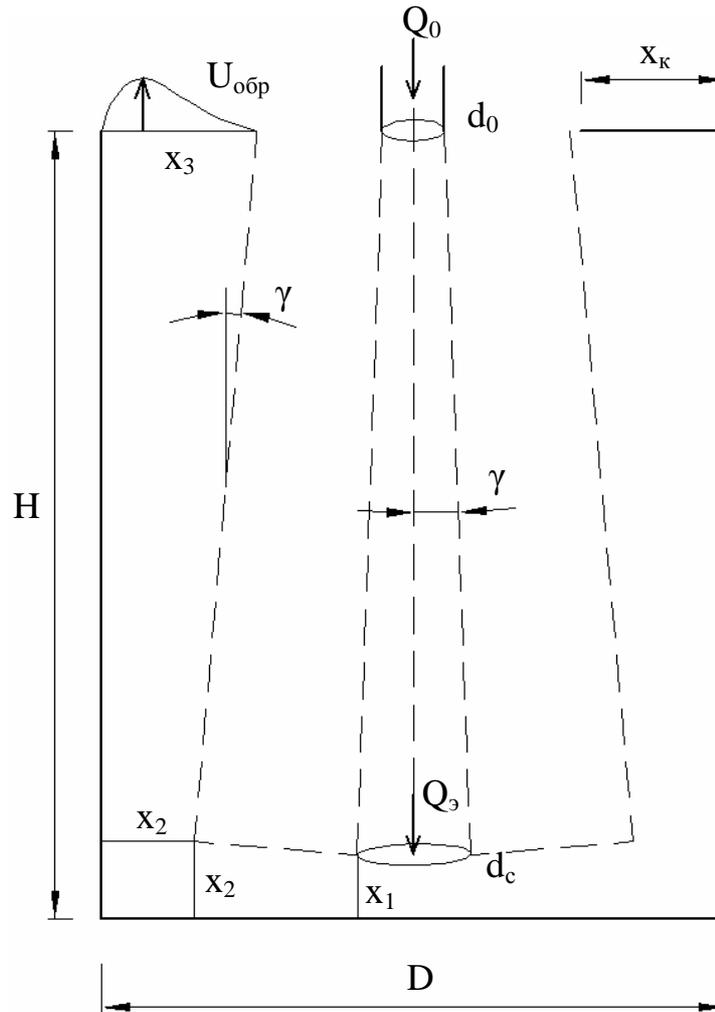


Рисунок 2.13 – Расчетная схема движения воздушных масс внутри бункера

По данным Батурина В.В. [104] полуограниченная воздушная струя, которая при своем распространении набегаёт на перпендикулярную стенку подобна полуограниченной струе, развивающейся вдоль ровной стенки (рисунок 2.14). При этом Батурин В.В. выделил условную границу струи со скоростью, равной половине осевой скорости. Эта граница представляла собой прямую линию, наклоненную относительно оси струи на  $5^\circ$ .

Часть возвратного потока участвует в циркуляционных течениях внутри бункера, однако основная масса воздуха достигает загрузочных проемов и в случае отсутствия аспирации полностью выбивается из них. При наличии аспирации расход воздуха поступающего через загрузочные проемы  $Q_H$  в случае значитель-

ной их площади (десятки м<sup>2</sup>) определяются либо по защитной скорости, либо конструктивно.

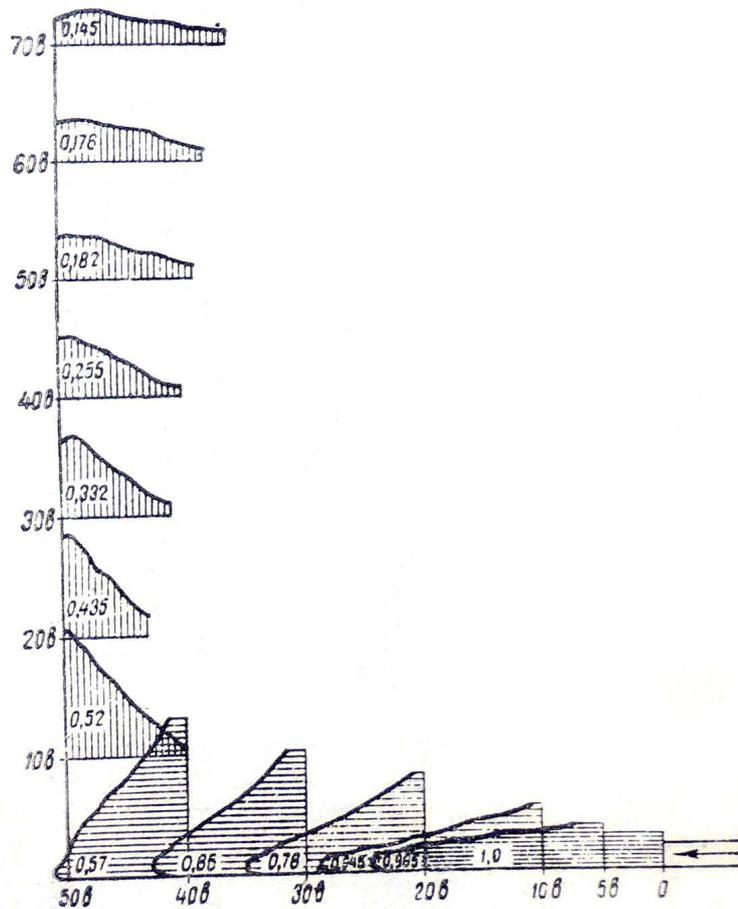


Рисунок 2.14 – Профиль скоростей плоской стелящейся струи, набегающей на перпендикулярную стенку (по Батурину В.В.)

При использовании защитной скорости задаются скоростью воздуха  $U_{\text{н}} \leq 5$  м/с в загрузочном проеме, обеспечивающей не выбивание пыли из бункера. Данный подход дает значительный разброс расчетных расходов. Максимальная защитная скорость гарантирует не выбивание пыли из бункера, но приводит к чрезмерному росту энергоемкости системы аспирации. Поэтому на практике принимают защитные скорости по опыту аналогичных производств. Так же принимаются конструктивные ограничения на габариты пылеочистного оборудования, мощность аспирационно-технологических установок, и т.д., вынуждающие принимать защитную скорость без расчетного обоснования в диапазоне 0,1–0,15 м/с.

Таким образом, при определенных условиях, максимальная скорость  $U_{обр}$  обратного потока оказывается больше средней скорости воздуха подсасываемого через загрузочные проемы и происходит выбивание пылевых потоков из бункера.

Для определения минимально необходимой скорости воздуха, подсасываемой через загрузочные проемы, обеспечивающей не выбивание восходящей струи эжектированного воздуха, необходимо определить максимальную скорость восходящего обратного потока воздуха  $U_{обр}$ .

Пусть в бункер по загрузочному желобу вместе с материалом поступает воздух с расходом  $Q_0$ . В результате продолжающейся эжекции у дна бункера расход эжектируемого воздуха станет  $Q_э$ .

Развитие воздушного течения, генерируемого падающим материалом внутри замкнутой емкости бункера условно можно разбить на три этапа.

**I этап** – свободная струя. Диаметр струи воздушного потока эжектируемого падающим материалом у дна при угле раскрытия струи  $\gamma$  составит:

$$d_c = d_0 + 2 \cdot H \cdot \operatorname{tg} \gamma. \quad (2.77)$$

Зная диаметр падающей струи  $d_c$  найдем начальную толщину  $x_1$  струи настиляющей дно или конус материала:

$$x_1 = \frac{d_c}{2} \quad (2.78)$$

и характерные толщины  $x_2$  и  $x_3$  полуограниченной струи, настиляющей дно и боковую поверхность бункера:

$$x_2 = x_1 + \frac{D}{2} \cdot \operatorname{tg} \gamma, \quad (2.79)$$

$$x_3 = x_2 + H \cdot \operatorname{tg} \gamma. \quad (2.80)$$

**II этап** – веерная настиляющая струя в тупике. Н.Н. Садовской был сделан вывод: "развитие струи в ограниченном пространстве в основном определяется площадью поперечного сечения модели и что форма поперечного сечения модели вносит небольшие изменения в расположение циркуляционных колец" [104, стр. 108]. Расход воздуха во втором критическом сечении, в котором наблюдается раз-

рушение струйного течения в тупике и формирование обратного потока определяется по формуле:

$$L_{0,4} = 0,258 \cdot Q_0 \frac{\sqrt{S_n}}{r_0}, \quad (2.81)$$

где  $Q_0 = Q_3$  – расход воздуха в начальном сечении веерной струи, м<sup>3</sup>/с;  $S_n$  – площадь поперечного сечения бункера, м<sup>2</sup>;  $r_0$  – радиус начального сечения веерной струи, м.

**III этап** – плоская настилаящая на стенки бункера струя, поднимающаяся вверх. Максимальная осевая скорость возвратного потока, определяется из предположения о плоской струе [104, стр. 96]:

$$U_{обр} = u_x = \frac{1,2 \cdot u_3}{\sqrt{\frac{0,06 \cdot H}{x_2} + 0,41}}. \quad (2.82)$$

Расход воздуха, м<sup>3</sup>/с, в этом случае

$$Q_x = \frac{1,2 \cdot Q_3}{\sqrt{\frac{0,06 \cdot H}{x_2} + 0,41}}. \quad (2.83)$$

В формулах (2.82), (2.83)  $u_3$  и  $Q_3$  – соответственно скорость и расход эжектированного падающим материалом воздуха в конце свободной струи.

Очевидно, что защитная скорость воздуха в загрузочных проемах бункера, гарантирующая невыбивание пыли должна приниматься не менее  $U_{обр}$ , определяемой по формуле (2.82).

Численное решение уравнения (2.82) в программном комплексе Microsoft Excel показало, что скорость обратного потока зависит главным образом от высоты бункера  $H$  (рисунок 2.15). С уменьшением высоты (увеличением объема материала, наполняющего бункер) скорость  $U_{обр}$  увеличивается. Искомый объемный расход аспирируемого воздуха равен произведению данной скорости на площадь загрузочных проёмов бункера. В то же время, скорость  $U_{обр}$  слабо зависит от диаметра круглого бункера  $D$  или площади прямоугольного бункера.

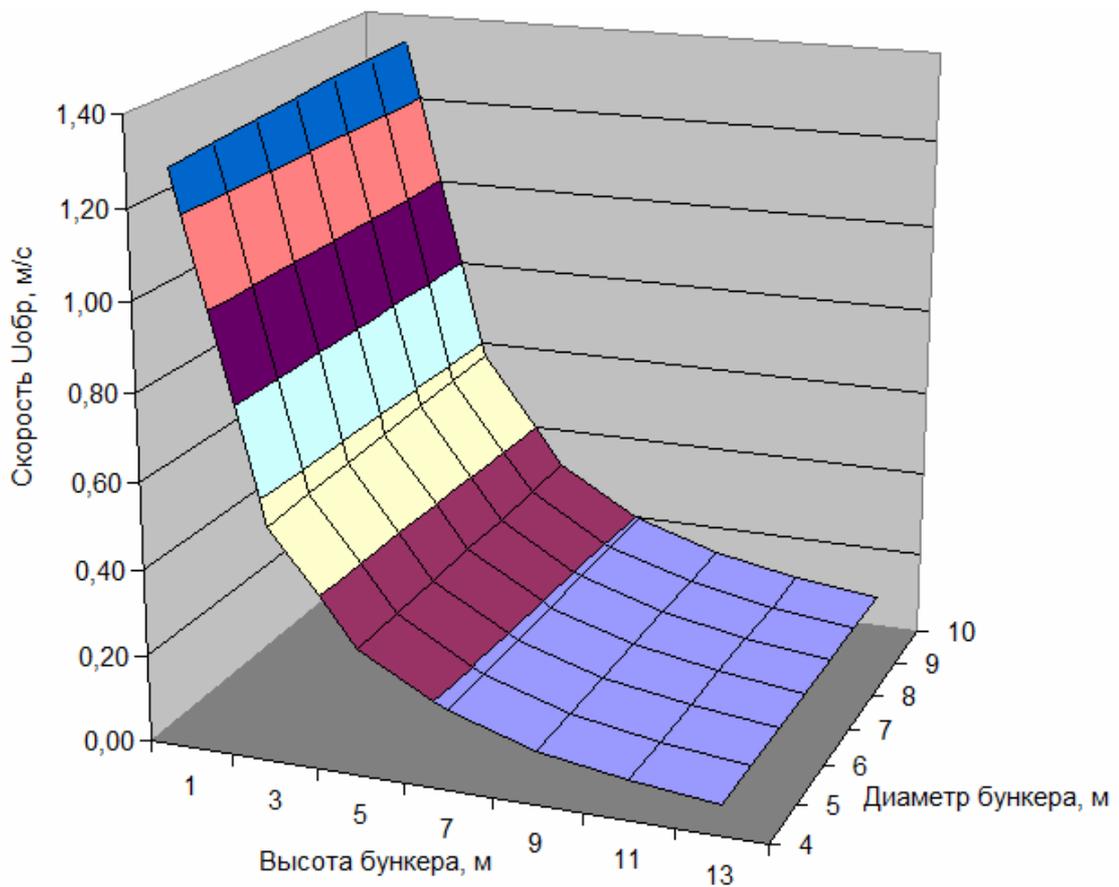


Рисунок 2.15 – Зависимость скорости восходящих потоков воздуха от диаметра и высоты бункера

Для подтверждения выдвинутых положений были проведены ряд вычислительных экспериментов в программном комплексе COSMOS Flo Works, интегрированном с САПР SolidWorks [105]. COSMOS Flo Works позволяет численно решать уравнения движения жидкости с учетом влияния флуктуации средней скорости (в виде турбулентной кинетической энергии) и процесса уменьшения этой флуктуации за счёт вязкости (диссипации) –  $k-\varepsilon$  модель турбулентности. В процессе численного эксперимента решалась внутренняя стационарная задача турбулентного движения воздуха в полости бункера. Для решения данной задачи были построены: идеализированная модель осесимметричного бункера (рисунок 2.16), упрощенная модель прямоугольного бункера (рисунок 2.17), расчетные область и сетка (рисунок 2.18), заданы начальные и граничные условия.

Движение стесненной струи в тупике достаточно хорошо изучено (рисунок 2.14) [104, 106], однако настиление струи на конусовидную поверхность в ограниченном пространстве имеет ряд особенностей.

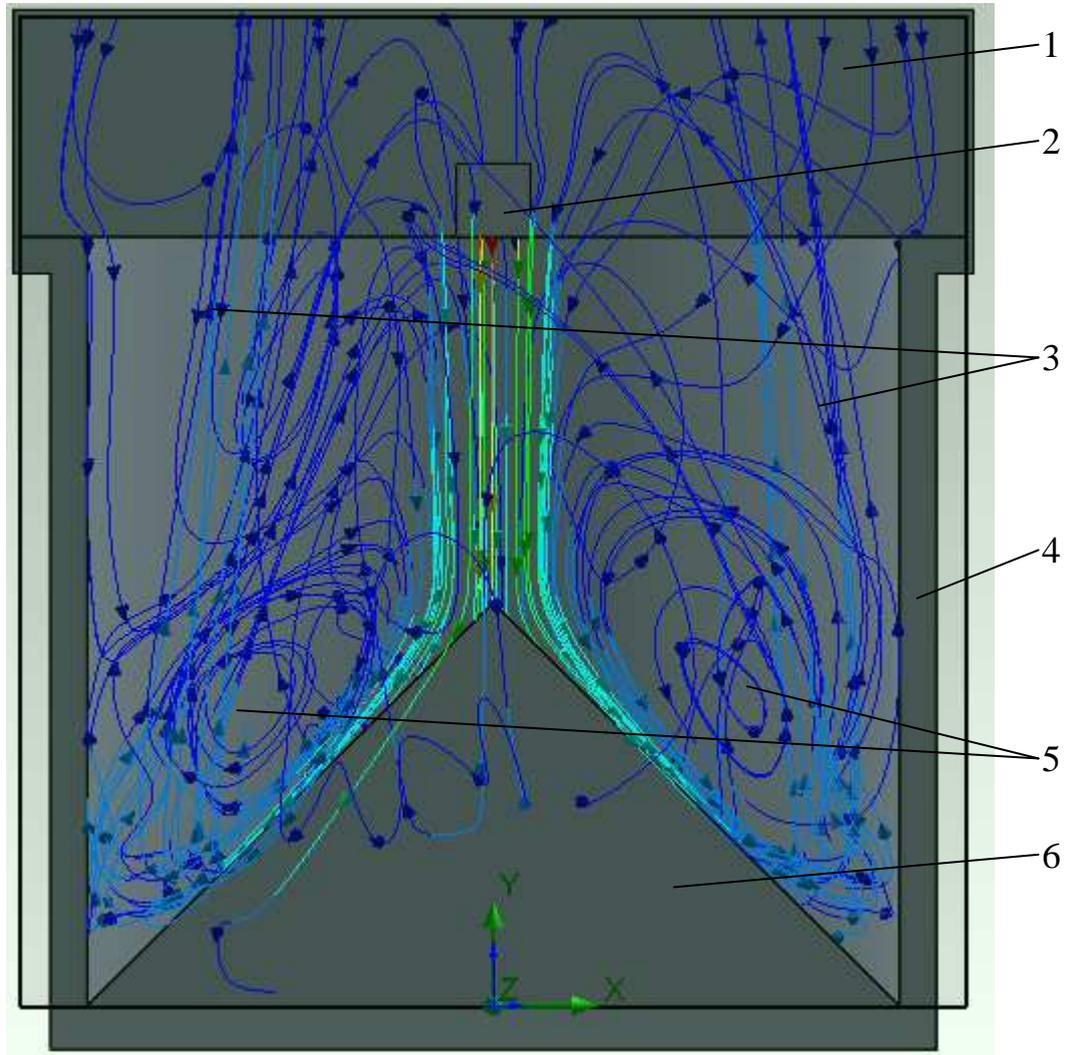


Рисунок 2.16 – Схема циркуляционных течений в идеализированной модели круглого бункера, полученная в COSMOS Flo Works: 1 – окружающее пространство; 2 – загрузочный желоб; 3 – возвратные потоки воздуха; 4 – стенки бункера; 5 – циркуляционные течения; 6 – насыпь материала

Так в нижней части бункера образуется устойчивый тороидальный вихрь – поз. 5 (рисунок 2.16), поддерживаемыйдвигающимися по касательной потоками воздуха стекающего с конуса материала и возвратными потоками настилающими стенки. Вторая особенность в наличии поперечных перемещений воздушных масс вследствие любой асимметрии поступающей струи или конуса материала, что

приводит к смещению возвратных потоков воздуха от стенок бункера – поз. 3 (рисунок 2.16).

Кроме идеализированного осесимметричного бункера в процессе численного эксперимента смоделированы три секции бункеров участка дробления КСМД (отм. +28,000) Стойленского ГОКа г. Старый Оскол (рисунок 2.17). Загрузка принята условно из желоба размером 0,8x1,0 м, из которого поступает эжекционный воздух со скоростью 3 м/с. Аспирация осуществлена как в прототипе – двумя отсосами размером 600x500 мм в одной из боковых стенок каждой секции. Расход удаляемого воздуха из каждой секции – 6000 м<sup>3</sup>/ч. Габариты секции: высота 9 м, ширина 14 м. Все секции объединены между собой и имеют два общих загрузочных проема шириной по 2,5 м.

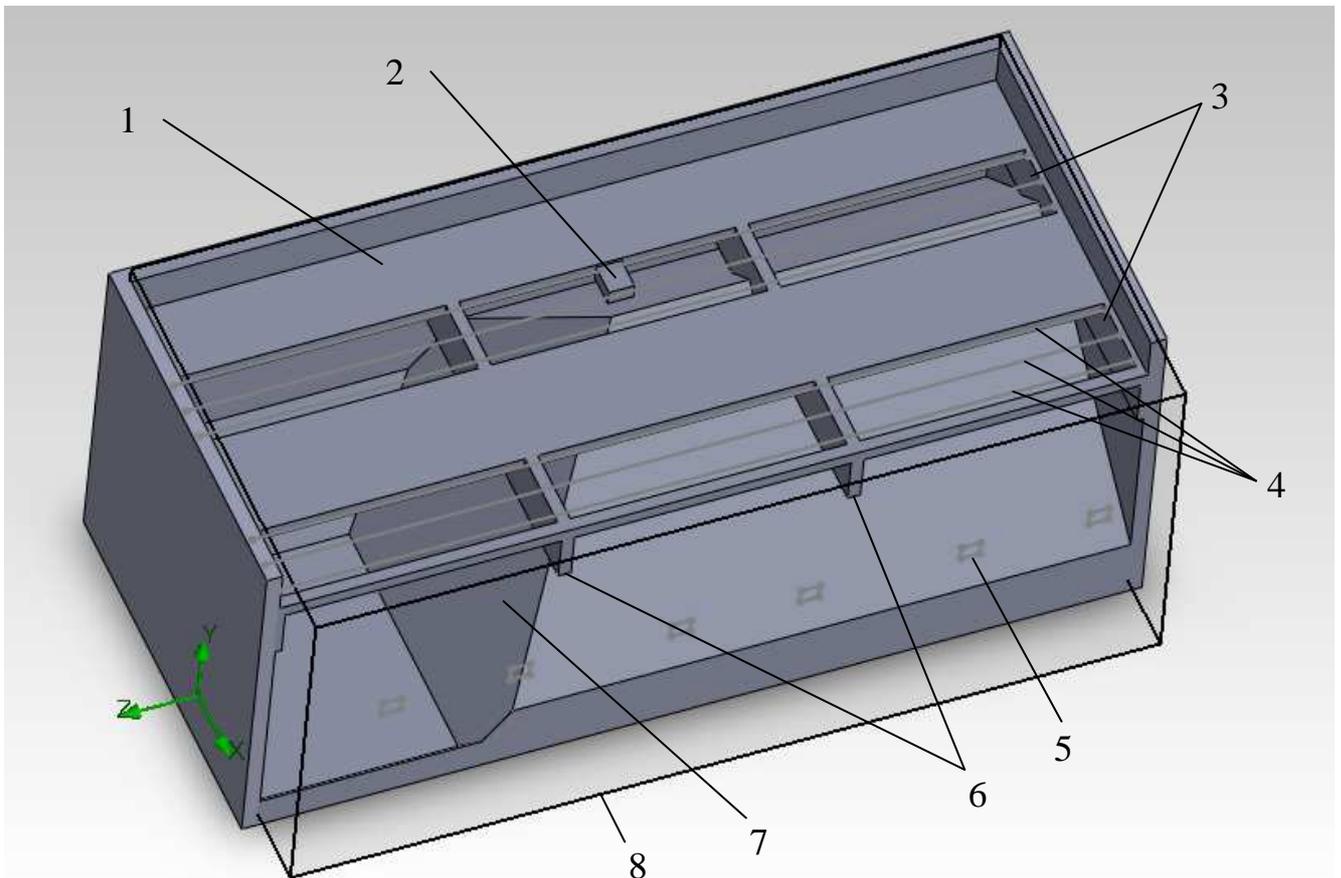


Рисунок 2.17 – Модель секционного бункера: 1 – надбункерная галерея - крыша бункера; 2 – загрузочный желоб; 3 – загрузочные проемы; 4 – линии построения профилей скорости; 5 – аспирационная воронка; 6 – ригель; 7 – насыпь загружаемого материала; 8 – расчетная область

Для изучения режимов работы системы аспирации в зависимости от наполнения бункера и наличия аэродинамических экранов были смоделированы шесть базовых конфигураций (рисунок 2.19). Аэродинамические экраны представляют собой гибкие полотна, закрепленные в загрузочных проемах и свободно свисающие в объеме бункера. Они предназначены для отражения восходящих потоков воздуха, уменьшения их кинетической энергии и вовлечения их в циркуляционные течения в полости бункера.

Расход и скорость выбиваемого через загрузочные проемы воздуха усреднялся по каждому загрузочному проему вдоль трех линий построения профилей скорости – поз. 4 (рисунок 2.17).

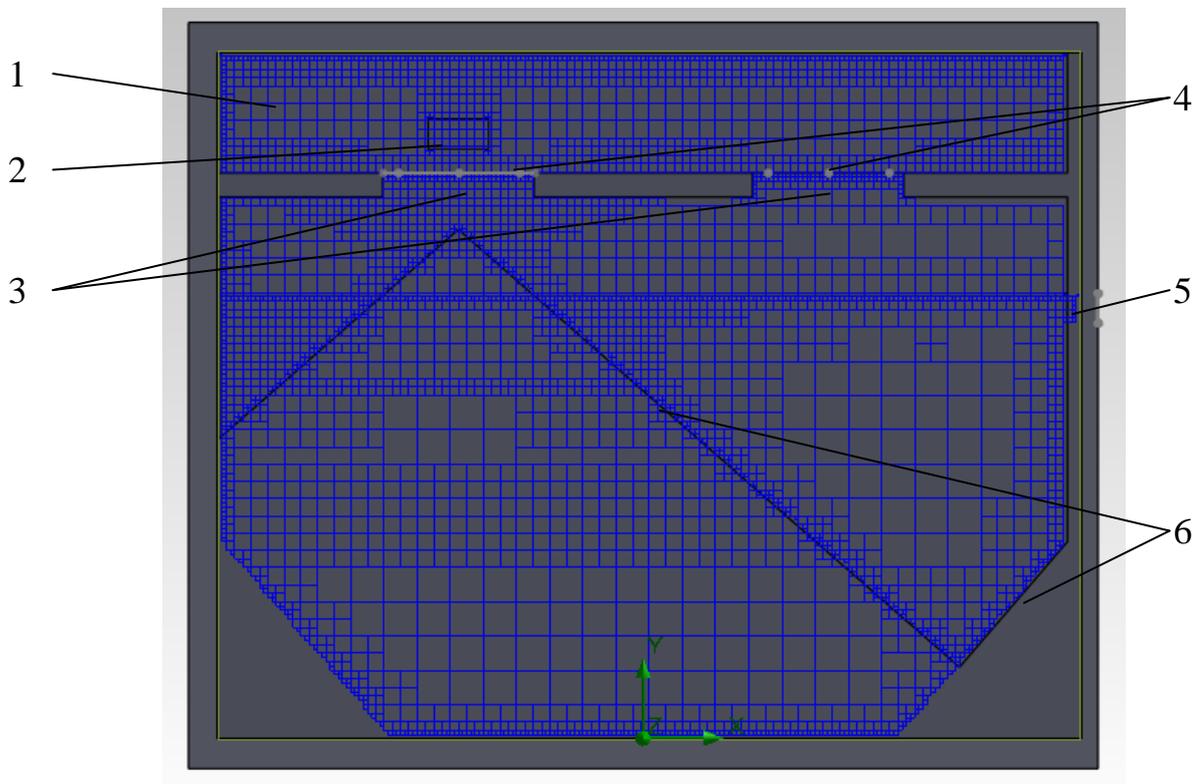


Рисунок 2.18 – Расчетная сетка бункера (поперечное сечение): 1 – надбункерная галерея; 2 – загрузочный желоб; 3 – загрузочные проемы; 4 – линии построения профилей скорости; 5 – аспирационная воронка; 6 – насыпи загружаемого материала

Рассматривались варианты полного, пустого и наполовину заполненного бункера – позиции соответственно д), в), а) (рисунок 2.19) Так же рассматрива-

лись эти же конфигурации, но с установленными на загрузочных проемах аэродинамическим экранами – позиции соответственно е), г), б) (рисунок 2.19).

На рисунке 2.20 представлены графики скоростей воздуха в рабочем (загрузочном) проеме, т.е. в проеме, в котором производится загрузка материала.

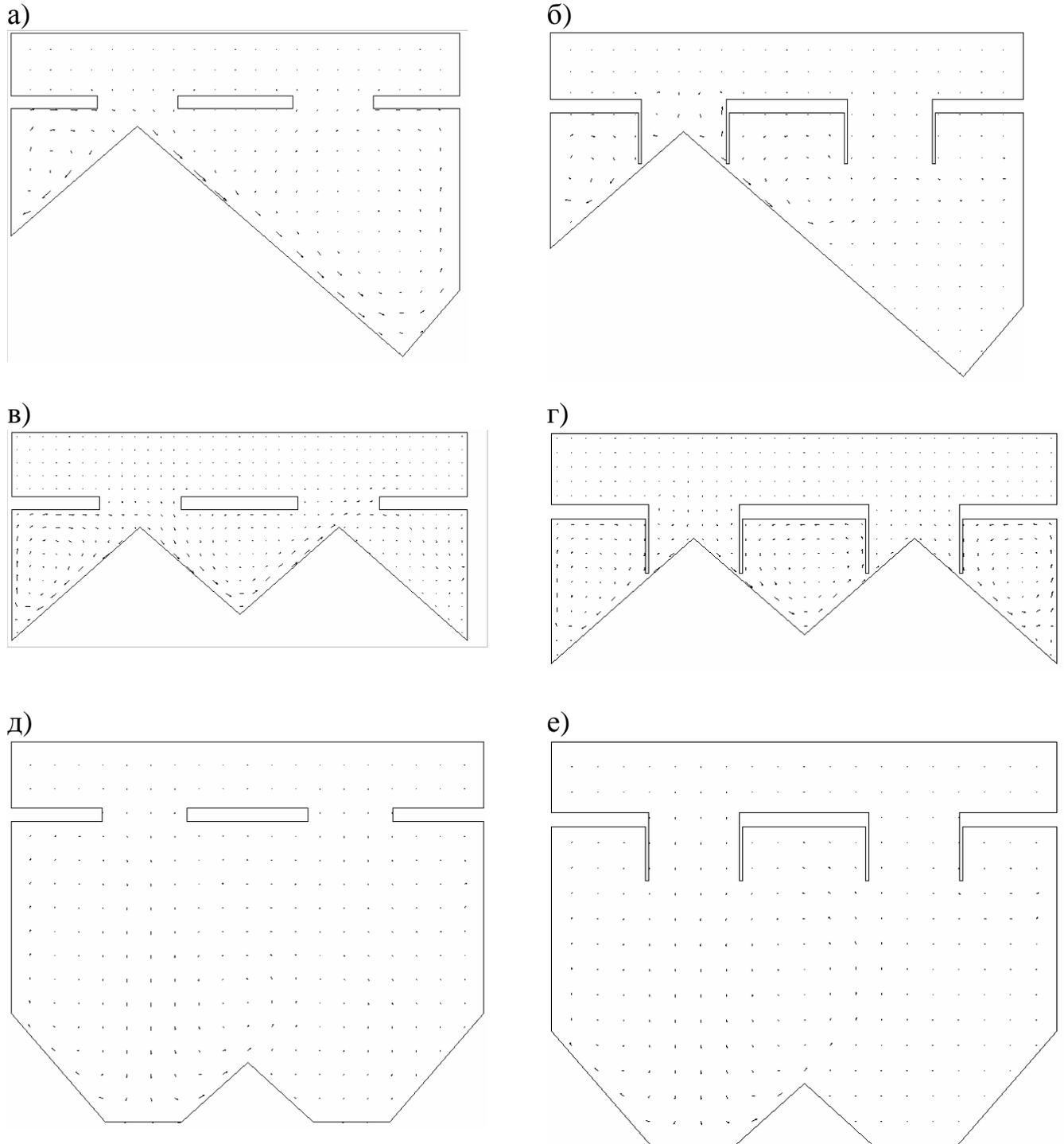


Рисунок 2.19 – Конфигурации модели секционного бункера: а) один конус загруженного материала; б) один конус загруженного материала, на загрузочные проемы установлены аэродинамические экраны; в) полный бункер; г) полный бункер, установлены аэродинамические экраны; д) пустой бункер; е) пустой бункер, установлены аэродинамические экраны

На рисунке 2.21 представлены графики скоростей воздуха в холостом проеме бункера, т.е. в проеме, в котором в данный момент загрузки материала не производится. Графики построены вдоль продольной оси бункера вдоль линий построения профилей скорости (поз. 4, рисунка 2.18).

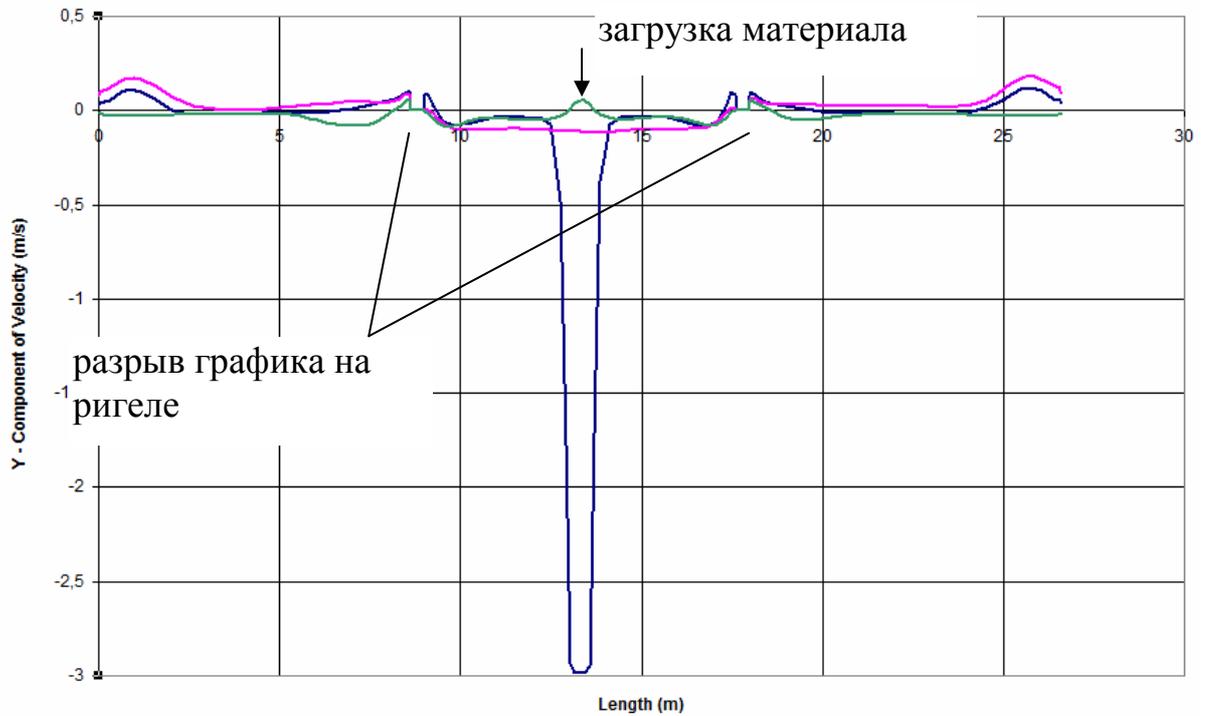


Рисунок 2.20 – Графики скорости воздуха в рабочем (загрузочном) проеме бункера

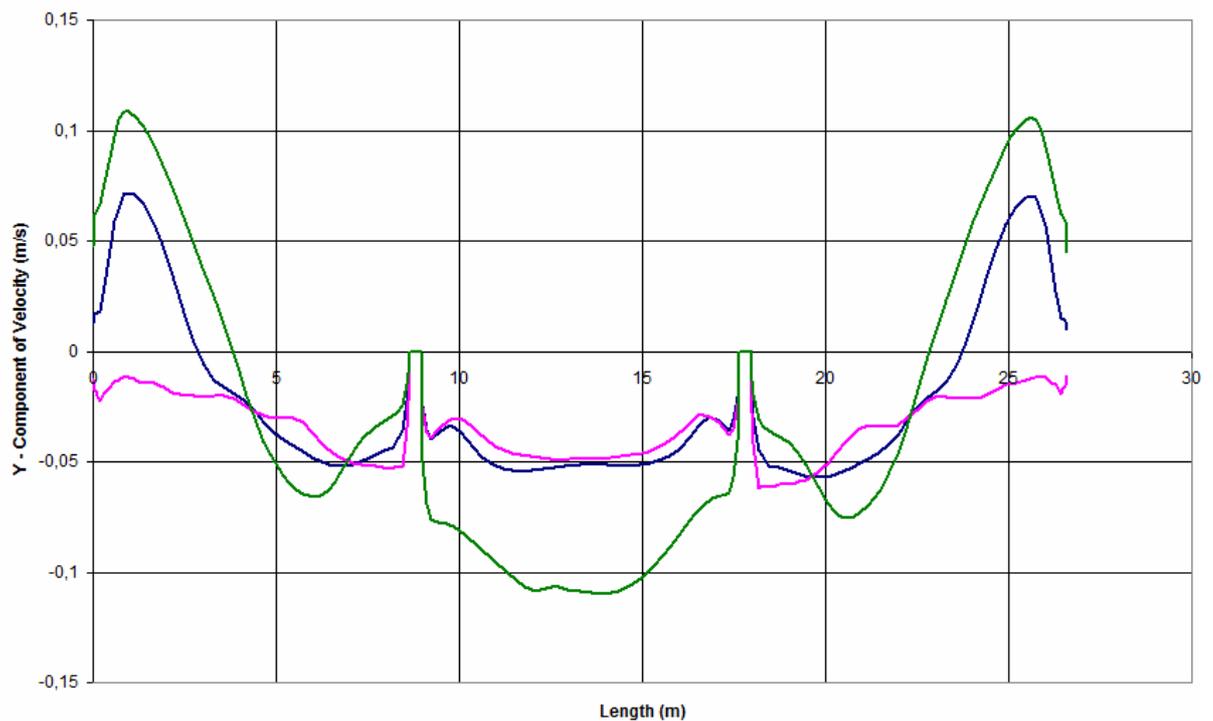


Рисунок 2.21 – Графики скорости воздуха в холостом проеме бункера

Зависимости расходов выбивающегося воздуха из загрузочных проемов от длины аэродинамических экранов представлены на рисунке 2.22 и 2. 23.

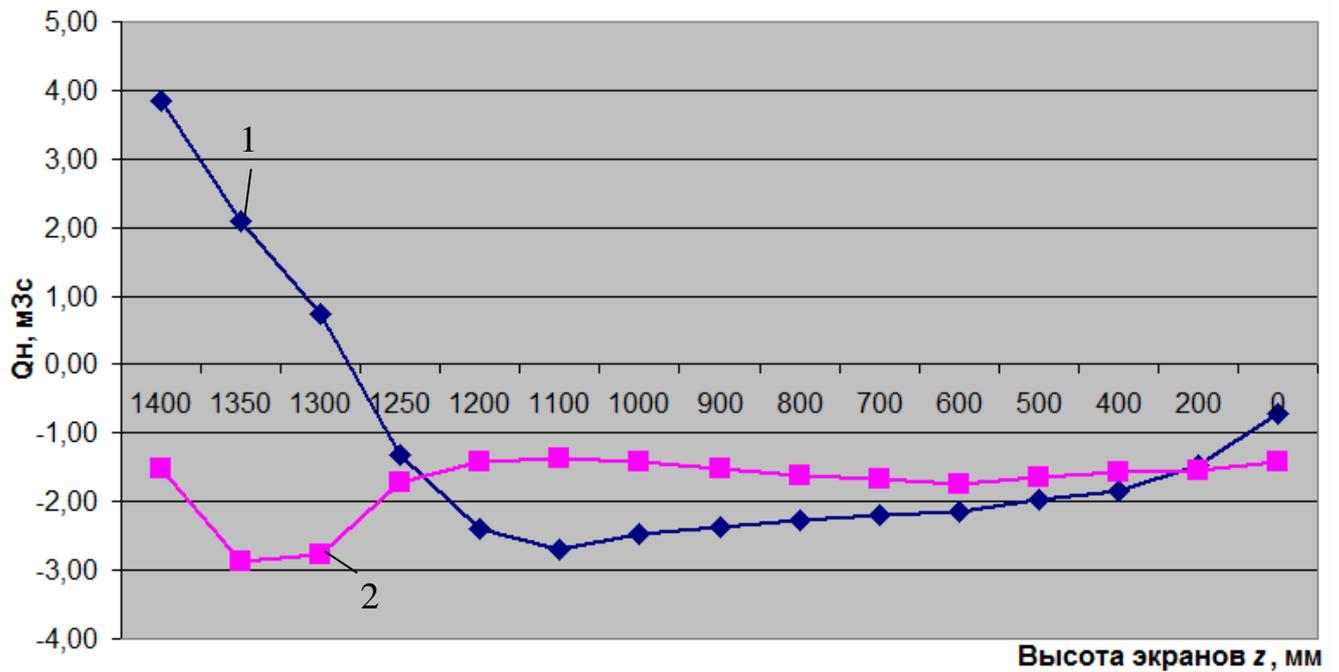


Рисунок 2.22 – Зависимость расхода воздуха, выбивающегося из загрузочных щелей от высоты аэродинамических экранов: 1 – рабочий проем, 2 – холостой проем

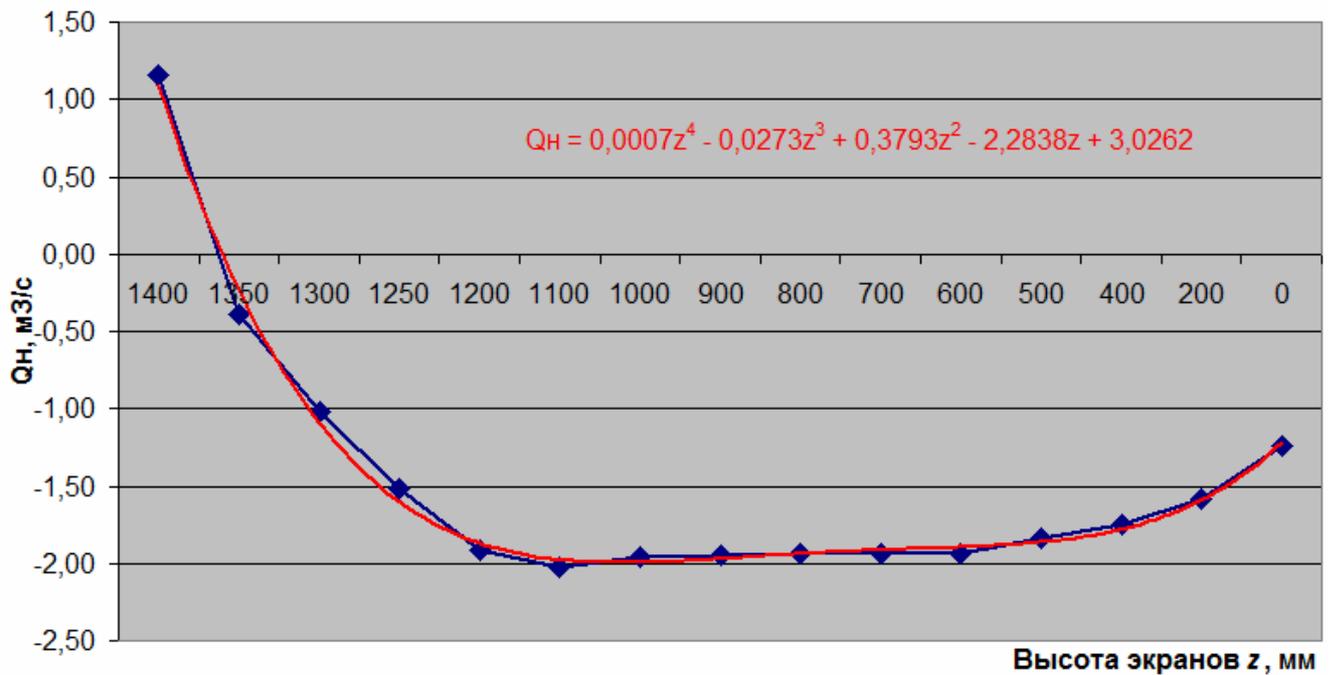


Рисунок 2.23 – Зависимость среднего расхода воздуха выбивающегося из загрузочных проемов от длины аэродинамических экранов

Как видно из рисунка 2.23, установка аэродинамических экранов высотой до 1100 мм при неизменном расходе аспирационных систем существенно увеличивает защитный расход воздуха в загрузочных проемах в диапазонах высот экрана 0 – 1100 мм. Резкое сокращение защитного расхода воздуха и его "опрокидывание" при высотах экранов от 1100 до 1400 мм связано с уменьшением расстояния между экраном и конусом насыпаемого материала. При этом весь эжектируемый струей воздух, вытесняясь в месте падения, отражается от самих экранов и вытекает обратно из загрузочного проема резко увеличивая запыленность воздуха в надбункерной галерее.

Таким образом, высоту аэродинамического экрана следует принимать наибольшей из конструктивно целесообразных, ограничивая при этом наполнение бункера таким образом, чтобы всегда оставался зазор между материалом и экраном не менее 300 мм.

Предложенные экраны отражатели были установлены на загрузочных проемах трех секций накопительного бункера участка дробления КСМД Стойленского ГОКа (отм. +28,000). Эксплуатация показала, что при соблюдении регламента загрузки и при неизменном расходе воздуха системы обеспыливающей вентиляции, концентрация пыли в воздухе рабочей зоны надбункерной галереи уменьшилась с 24,8 мг/м<sup>3</sup> до 18,3 мг/м<sup>3</sup> (Приложение Г).

В то же время при не соблюдении регламента загрузки бункера, при котором бункер наполняется "до верха" и штабель касается экранов, пылевыведения в рабочую зону резко возрастают.

### **Выводы по второй главе**

1. Рассмотрено влияние фракционного состава перегружаемого материала, а также способов определения среднего диаметра частиц на расход эжектируемого воздуха и, как следствие, на расход воздуха обеспыливающей вентиляции и на пылевыведения в рабочую зону. Показано, что в силу особенностей грануло-

метрических составов продуктов горнорудной промышленности, применение одного лишь среднего диаметра для адекватного описания характеристик этих полифракционных материалов недостаточно.

2. Рассмотрено перемещение мелких пылевых фракций, падающих с постоянной скоростью витания, при пролете вблизи них крупных частиц, двигающихся ускоренно. Массовая доля частиц мельче 100 мкм в типичных продуктах дробления достигает десятков процентов, по этому их движение не может не оказывать влияния на аэродинамические свойства всего потока.
3. Предложен вероятностно-статистический подход определения аэродинамического сопротивления множества падающих частиц различной дисперсности, который позволит отказаться от использования эмпирического коэффициента лобового сопротивления частицы в потоке  $\psi^*$  (2.70), определенного для случая движения материала в желобе.
4. Рассмотрено аэродинамическое взаимодействие струи эжектированного материалом воздуха внутри бункера открытого типа с открытыми загрузочными проемами. Обосновано значение защитной скорости воздуха в проемах на основе максимальной скорости возвратного пылегазового потока. Показана эффективность применения аэродинамических экранов в загрузочных проемах в диапазоне высот экрана от 0 до 1400 мм, а так же установлена недопустимость уменьшения зазора между материалом и экраном менее 300 мм.

### 3. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ И РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СВОЙСТВ СТРУИ ПОЛИФРАКЦИОННОГО ЗЕРНИСТОГО МАТЕРИАЛА

#### 3.1. Методика, цель и задачи экспериментальных исследований

В результате анализа известных данных по исследованию перегрузок сыпучих материалов [13, 16, 17, 37] установлено, что величина сопротивления частицы в падающем свободном потоке зависит от множества параметров: свойств перегружаемого материала, конструктивных и технологических характеристик перегрузки, а так же ряда других параметров. Уточнение значения коэффициента сопротивления частиц в падающем свободном потоке позволит более точно рассчитывать проектные расходы систем обеспыливающей вентиляции загрузок бункеров с открытыми проемами и добиться снижения концентрации пыли в рабочей зоне а так же уменьшить энергопотребление систем аспирации [56, 59].

Цель экспериментальных исследований заключалась в подтверждении адекватности статистического подхода к определению коэффициента лобового сопротивления частиц  $\psi$  в потоке полидисперсного падающего материала.

Исследования проводились на специально разработанной установке и лабораторном стенде.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи.

1. Разработать методику измерения скорости и расхода эжекционного воздуха в свободном потоке падающего материала.
2. Экспериментально определить скорости частиц и воздуха при различных параметрах перегружаемых потоков.
3. Экспериментально уточнить численные значения принимаемых в вероятностном подходе коэффициентов пропорциональности  $K$  и аэродинамического сопротивления  $\psi_0$ .

4. На основе полученных экспериментальных значений определить зависимость величины расхода воздуха, увлекаемого потоком частиц от величины эквивалентного диаметра частиц.

Учитывая сложность проведения прямых измерений в двухфазном потоке [107 – 109], экспериментальные исследования были разбиты на два этапа. Первый этап – это качественное исследование структуры и динамики свободного полифракционного потока. Второй этап – определение количественных характеристик свободного полифракционного потока с заданным фракционным составом и апробация методики определения расходов аспирируемого воздуха при загрузке бункеров открытого типа.

С учетом режимов работы и характеристик загрузок бункеров на строительных предприятиях, а так же ограничений экспериментальной установки, приняты следующие диапазоны изменения основных конструктивно-технологических параметров загрузки:

- гранулометрический состав перегружаемого материала  $0,05 \leq d_i \leq 15$  мм;
- массовый расход перегружаемого материала  $G \leq 1,5$  кг/с;
- высота перегрузки  $H \leq 4$  м;
- плотность материала  $\rho = 2695$  кг/м<sup>3</sup>;
- объем верхнего бункера  $V_m = 0,3$  м<sup>3</sup>;
- диаметр выходного отверстия верхнего бункера  $20 \text{ мм} \leq d_o \leq 80 \text{ мм}$ ;
- время опорожнения верхнего бункера  $10 \text{ с} \leq \tau \leq 130 \text{ с}$ .

В качестве полидисперсного сыпучего материала использовался отсев гранитного щебня (фракции 0-5 и 3-10).

### **3.2. Программа исследований на экспериментальных стендах**

Экспериментальные исследования проводились на лабораторном стенде, моделирующем загрузку бункера или ссыпание материала в неограниченном

стенками пространстве. Стенд изготовлен в двух вариантах. Вариант А конструкции стенда (рисунки 3.1, 3.2) позволял оценить характер взаимного движения частиц в свободном потоке и подтвердить отдельные постулаты теоретических изысканий.

Основа стенда – накопительный бункер 1 с дозатором - шибером 2, закрепленный на раме 14, позволяющей менять высоту установки бункера. Из бункера 1 сыпучий материал перегружается в нижний бункер 3. Расход высыпающегося материала регулировался с помощью сменных шиберов 2 с отверстиями различного диаметра. Высота установки накопительного бункера выбиралась максимальной и составляла 5,5 м.

Параллельно оси струи частиц установлены два стальных троса, покрытых пластиковой оболочкой 9 по которым может свободно передвигаться (падать) тележка-держатель 6 с видеокамерой 7. Тележка устанавливается на отметке дозатора 2, в котором начинается движение частиц и фиксируется с помощью сцепного устройства 5. Вертикальность направляющих 9 обеспечивается грузом-стабилизатором 11. На раме 14 установлены светильники 12 и экран с нанесенными высотными делениями 13.

Для получения более полной картины в поле зрения камеры устанавливается зеркало (рисунок 3.3), ориентированное так, чтобы в кадре получить кроме фронтального вида еще и поперечную проекцию, отражающуюся в зеркале. Для лучшей визуализации частицы различной крупности окрашивались в разные цвета.

При проведении эксперимента, после наступления стационарного режима движения струи падающего материала, сцепное устройство 5 разъединилось и тележка 6 равноускоренно падала вдоль направляющих параллельно потоку частиц. При этом на всем протяжении падения в поле зрения камеры находилась одна и та же группа частиц.

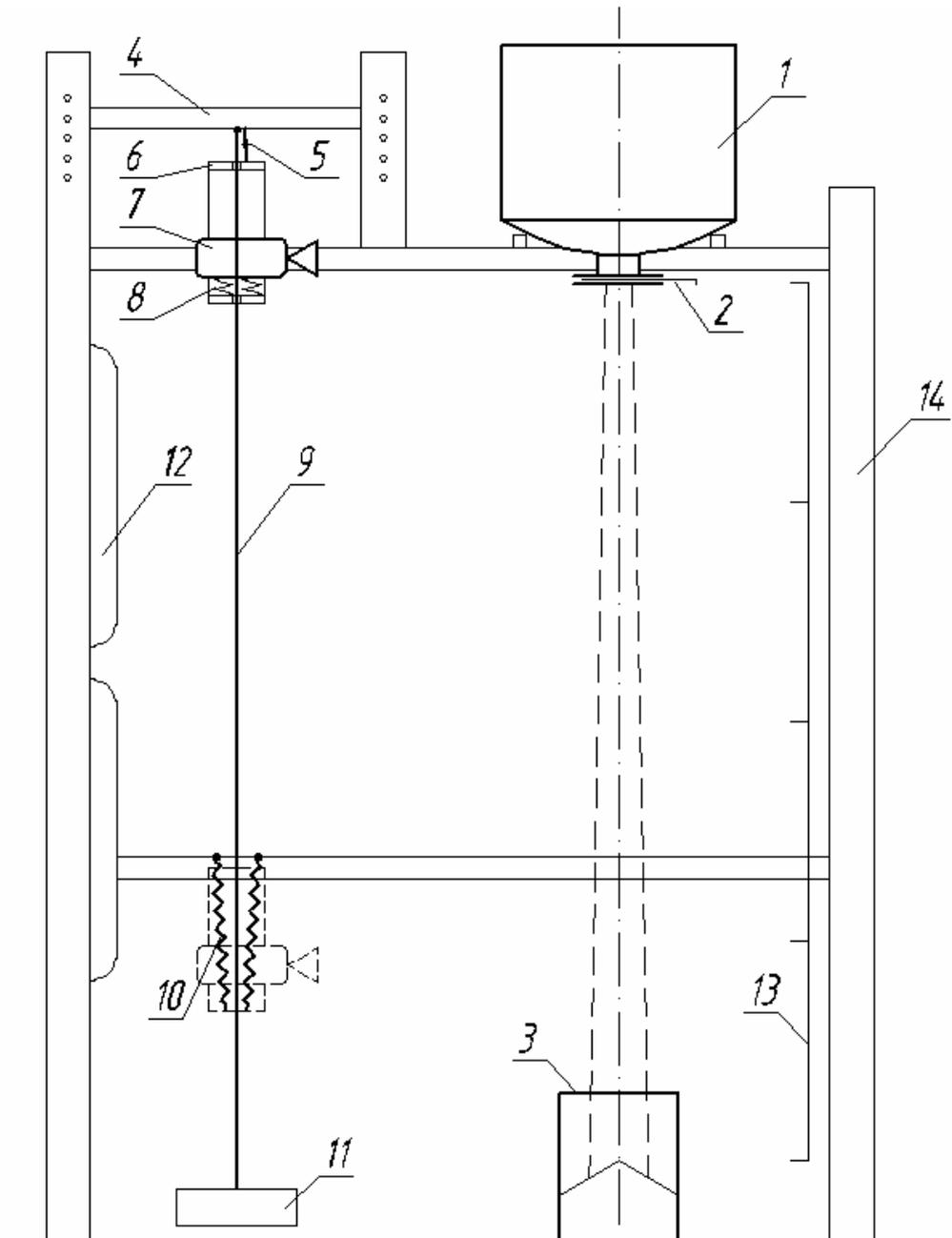
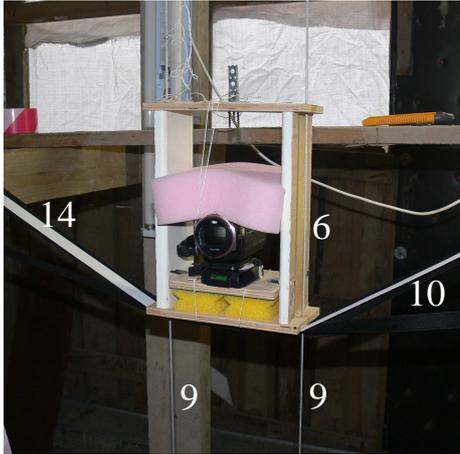


Рисунок 3.1 – Схема экспериментального стенда для определения качественной картины движения частиц (вариант А): 1 – верхний бункер; 2 – шиббер-диафрагма; 3 – нижний бункер; 4 – рейка регулировки по высоте; 5 – сцепное устройство; 6 – скользящий держатель; 7 – видеокамера; 8 – амортизаторы; 9 – направляющие тросики; 10 – тормозные резинки; 11 – груз-стабилизатор; 12 – освещение; 13 – экран со шкалой; 14 – рама

а)



б)



Рисунок 3.2 – Внешний вид экспериментального стенда (Вариант А): а – скользящий держатель с видеокамерой; б – общий вид

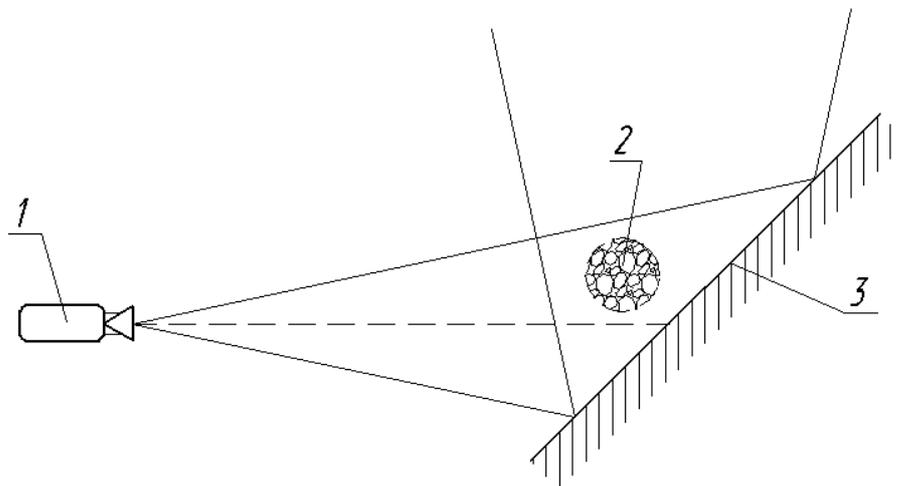


Рисунок 3.3 – Схема установки зеркала в поле зрения камеры: 1 – видеокамера; 2 – перегружаемый материал; 3 – зеркало

Вариант Б конструкции стенда (рисунки 3.4, 3.5) позволял определить коэффициент сопротивления  $\psi$  частиц полидисперсного материала. Накопительный бункер 1 с дозатором, закрепленный на раме 14 оснащается желобом 3. Падающий материал попадает в камеру статического давления 4. Верхняя грань камеры имеет отверстие которое закрывается легкоъемными апертурами (по рекомендации Ze Qin Lui [31], рисунок 3.6) таким образом, чтобы иметь размер струи материала. Таким образом в камеру статического давления попадает только воздух, захваченный струей материала, а величина попутного внешнего потока воздуха сводится к минимуму. Из камеры вентилятором 10 отсасывается воздух в объеме, равном количеству воздуха эжектируемого входящей струей материала. Расход аспирируемого воздуха определяется с помощью пневмометрической трубки 7 с дифманометром 8. С помощью регулирующей заслонки 9 устанавливается равенство расхода аспирируемого воздуха и воздуха эжектируемого с материалом. При этом статическое давление в камере 4 устанавливается равным атмосферному, что контролируется индикатором разрежения 6.

Работа стенда в варианте А происходит следующим образом. При открывании шиберов сыпучий полифракционный материал из верхнего бункера через тарированную диафрагму пересыпается в нижний бункер. При достижении установленных параметров истечения материала и движения эжектируемого воздуха шептало, удерживающее тележку, выдергивается и тележка с камерой падает вдоль направляющих тросов. При свободном падении скорость камеры относительно наиболее крупных частиц пренебрежимо мала. Камера падает синхронно с частицами материала, что дает возможность качественно оценить характер взаимодействия падающих частиц. В конце падения тележка тормозится резинками.

При работе по варианту Б материал с заданным гранулометрическим составом из верхнего бункера через тарированную диафрагму пересыпается в камеру статического давления. Вместе с материалом через ограничивающую апертуру в камеру попадает воздух, создавая избыточное (эжекционное) давление. Регулируя шибером расход аспирируемого воздуха добиваемся равенства расхода удаляемого и поступающего воздуха и, следовательно, нулевой разницы статического дав-

ления в камере и в окружающей среде. Нулевая разница статического давления в камере определялась с помощью индикатора 6 – лист бумаги. Расход удаляемого из камеры воздуха определяется с помощью мерной пневмометрической трубки 7 с дифманометром 8.

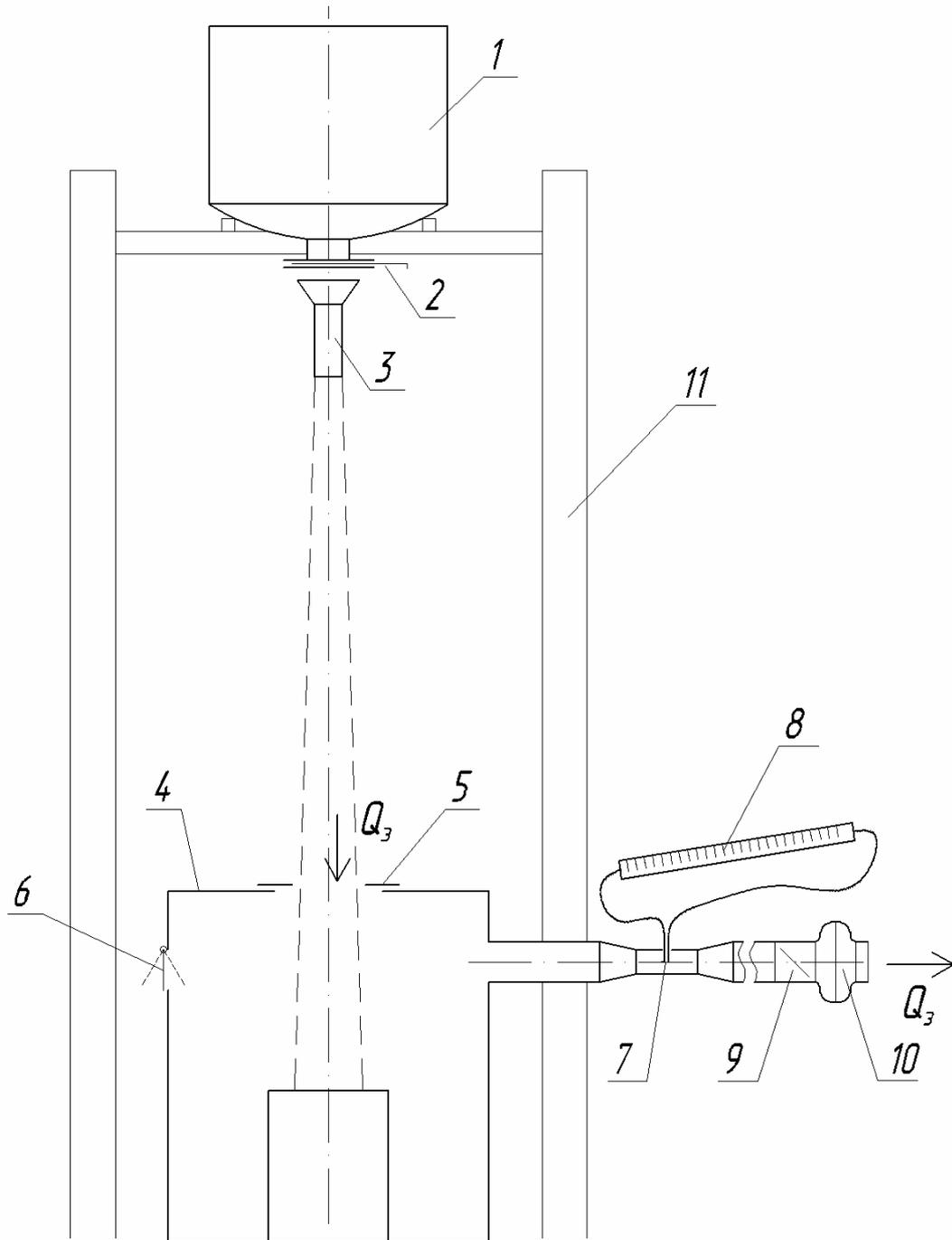


Рисунок 3.4 – Схема экспериментального стенда (вариант Б): 1 – верхний бункер; 2 – шибер-диафрагма; 3 – выравнивающий желоб; 4 – камера статического давления; 5 – сменные апертуры; 6 – индикатор разрежения; 7 – пневмометрическая трубка; 8 – дифманометр; 9 – регулирующий шибер; 10 – вентилятор; 11 – рама



Рисунок 3.5 – Внешний вид экспериментального стенда (вариант Б)

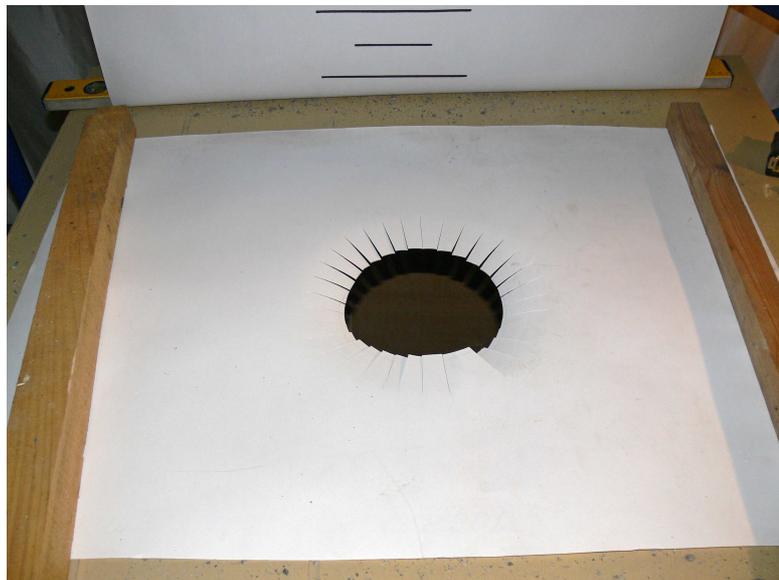


Рисунок 3.6 – Сменная апертура

В качестве вентилятора 10 использовался канальный вентилятор СК 160 С ( $Q=950 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $n=2480 \text{ об/мин}$ ,  $N_y=100 \text{ Вт}$ ). Так как вентилятор имеет производительность заведомо большую необходимой и необходима регулировка в области малых расходов, в качестве регулирующего органа была использована шибирующая заслонка.

### 3.3. Приборы и методики измерения основных параметров

При проведении экспериментальных исследований коэффициента лобового сопротивления частиц  $\psi$  в потоке полидисперсного падающего материала измерялись следующие параметры.

1. Параметры микроклимата (барометрическое давление, температура, относительная влажность воздуха).
2. Гранулометрический состав материала (массовые доли и средние диаметры фракций).
3. Массовый расход материала, загружаемого в бункер.
4. Высота перегрузки.
5. Скорость воздуха, отсасываемого из камеры статического давления (в нашем случае рассчитывалась через перепад давления на диафрагме).
6. Скорость падающих частиц.
7. Время опорожнения бункера.

Исходя из этих параметров, в результате проведения эксперимента вычислялся расход эжектируемого воздуха и сопоставлялся с расходом, полученным аналитическим путем.

Барометрическое давление воздуха определялось с помощью барометра – anerоида БААН, ГОСТ 6466-53, пределы измерения  $0 \dots 110 \text{ кПа}$ , погрешность измерения  $\pm 60 \text{ Па}$ .

Температура воздуха измерялась сухим термометром аспирационного психрометра типа МВ – 4М ГОСТ 6468-58, пределы измерения  $0 \dots 70^\circ\text{C}$  с точностью до  $0,2^\circ\text{C}$ .

Относительная влажность воздуха измерялась аспирационным психрометром типа МВ-4М с точностью до 2 %.

Скорость чистого воздуха определялась с помощью термоанемометра TESTO 425, пределы измерения 0 до 20 м/с, погрешность  $\pm 0,03+5\%$  (от измеряемой величины), точность 0,01 м/с.

Скорость воздуха, имеющего запыленность определялась с помощью пневмометрической трубки Пито-Прандтля (тарировочный коэффициент трубки  $k = 1$ ) путем измерения перепада давления.

Перепад давления измерялся U-образным манометром, имеющим механизм наклона в пределах 0 – 10°.

Время перегрузки, при определении массовых расходов, определялось секундомером с пределом измерения 0-30 мин с точностью до 0,1 с.

Гранулометрический состав перегружаемого материала определялся с помощью набора сит КСИ-16 [110, 111].

Техническая характеристика сит:

- размеры отверстий сеток в свету по ГОСТ 6613-73, мм

0,14; 0,315; 0,63; 1,25

- размеры отверстий решеток, мм

2,5; 5; 10; 20; 40.

Массы фракций измерялись при помощи весов ВСП-4ТК (ГОСТ 29329-92) с наибольшим пределом взвешивания 5 кг и точностью  $\pm 1$  г [112].

Определение скорости частиц производилось фотографическим способом. Фотографический способ определения истинной скорости движения частиц заключается в измерении пути, пройденного частицей за время выдержки кадра. Зная время экспозиции кадра  $\Delta \tau$  и длину траектории (трека) частицы, можно определить мгновенную скорость частицы по формуле:

$$v = \frac{l}{\Delta \tau}$$

Длина трека  $l$ , определяется с помощью линейки, находящейся «в кадре» и расположенной в плоскости струи. Данный метод имеет ряд преимуществ: реали-

зуется принцип невмешательства, т.к. линейка, расположенная вне струи материала не оказывает влияния на динамику воздушных потоков и частиц; мерные деления линейки и треки частиц имеют одинаковый масштаб на фотографии, что позволяет повысить точность измерений (рисунок 3.7).

При небольших расходах материала вероятность наложения треков мала и не создает помех, но при увеличении расхода (объемной концентрации) треки сливаются и возникает необходимость дополнительной узконаправленной подсветки.

Также для оценки геометрии границ воздушных течений в потоке частиц использовалось струйки дыма, которые фиксировались на фото и видеокамеру. Скорость воздушных потоков определяли по смещению  $\Delta x$  дымового фронта за определенное время  $\tau$ . Время определялось перемножением времени выдержки кадра видеосъемки на количество кадров, затраченных на путь.



Рисунок 3.7 – Фотографический способ определения скорости движения частиц

Адекватность метода проверялась на чистом воздухе, путем контрольных замеров скорости воздуха с помощью термоанемометра.

### 3.4. Исследование и моделирование свойств перегружаемого материала

Дробильно-сортировочные фабрики, как правило, перерабатывают различные руды и щебень, а их физические свойства во много близки. Лабораторные исследования проводились на отсеве гранитного щебня.

Перегружаемый на ДСФ материал полифракционный. Для проведения эксперимента был необходим исходный материал с естественной дисперсностью и материал с заданным гранулометрическим составом.

Ситовой анализ по определению дисперсности материала и для разделения фракций производился ручным просевом, так как при этом способе грубое зерно способствует процессу просева на наиболее тонких ситах.

Гранулометрический состав определялся просевом на ситах имеющих отверстия по ГОСТ 6613-86 – "Сетки проволочные тканые с квадратными ячейками. Технические условия".

Масса пробы для анализа составляла 1000 г. Просеивание начиналось с самого крупного сита, перебрасывая при просеве полученный остаток последовательно на все более мелкие сита. После окончания ситового анализа каждая фракция взвешивалась с точностью до 1 г.

Проход для каждого из сит рассчитывался как сумма проходов этого и всех предшествующих сит и выражался в процентах по отношению к массе (таблице 3.1).

Таблица 3.1

#### Гранулометрический состав исходного сырья (отсев гранитного щебня)

Размер ячеек сит, мм	0,14- 0,315	0,315- 0,63	0,63- 1,25	1,25-2,5	2,5-5	5-10	10-15
$d_i$ , мм	0,23	0,47	0,94	1,88	3,75	7,50	15,0
$m_i$ , %	4,57	11,87	15,40	29,97	27,83	8,87	1,50
Проход, %	4,57	16,43	31,83	61,80	89,63	98,50	100,00

При обработке полученных результатов суммарную массу всех фракций принимали за 100 %, а потери вносили по всем анализируемым фракциям пропорционально их массам.

Средний диаметр частиц определялся по формуле (2.13):

$$d = 0,01 \cdot \sum_{i=1}^M m_i \cdot d_i,$$

где  $d_i = \frac{d_i^{cum} + d_{i+1}^{cum}}{2}$  – средний диаметр частиц, между соседними ситами,

$d_i^{cum}$ ,  $d_{i+1}^{cum}$  – диаметры отверстий последнего сита, через которое прошла часть материала, и сита на котором он остался, мм.

Как уже отмечалось в п. 2.1.2, различные гранулометрические составы могут иметь близкий средний диаметр.

Используемый нами гравийный отсев, разделенный на фракции, позволяет сформировать образцы сыпучего материала с заданной дисперсностью. С целью уменьшения объема подготовительных работ были выделены три фракции крупностью 1,85 мм, 3,75 мм и 7,5 мм. В связи со сложностью и значительными погрешностями при определении малых расходов воздуха, при формировании экспериментальных составов преследовалась цель – увеличить расходы воздуха, увлекаемого падающим материалом. Этого можно добиться подбором сыпучего материала с наибольшей эжектирующей способностью и увеличением высоты перегрузки. По данным И.И. Афанасьева [16] (рисунок 1.2) наибольшую эжектирующую способность имеет материал со средним диаметром  $d_{cp} = 2,5$  мм. Комбинируя долю каждой фракции получены образцы полифракционных материалов с различными гранулометрическими составами, но со средним диаметром равным 2,51 мм – составы № 1, № 2, № 3 (таблица 3.2, рисунок 3.8); а также монофракционные материалы – составы № 4, № 5, № 6, (рисунок 3.9).

Частицы щебня по форме относятся к классу острозернистых, их площадь миделева сечения не постоянна, т.е. неизометрична и зависит от ориентации частицы. Так как частицы отсева достаточно крупные, то степень их неизометричности определили непосредственным измерением площадей проекции.

## Гранулометрические составы образцов материалов

Образец №	Тип материала	массовые доли классов, %			Среднемассовый диаметр $d$ , мм	Класс материала
		1,85 мм	3,75 мм	7,5 мм		
Образец № 1	полифракционный	66	34	0	2,51	мелкозернистый
Образец № 2	полифракционный	76	19	5	2,51	мелкозернистый
Образец № 3	полифракционный	88	1	11	2,51	мелкозернистый
Образец № 4	монофракционный	100	0	0	1,88	мелкозернистый
Образец № 5	монофракционный	0	100	0	3,75	кусовой
Образец № 6	монофракционный	0	0	100	7,5	кусовой

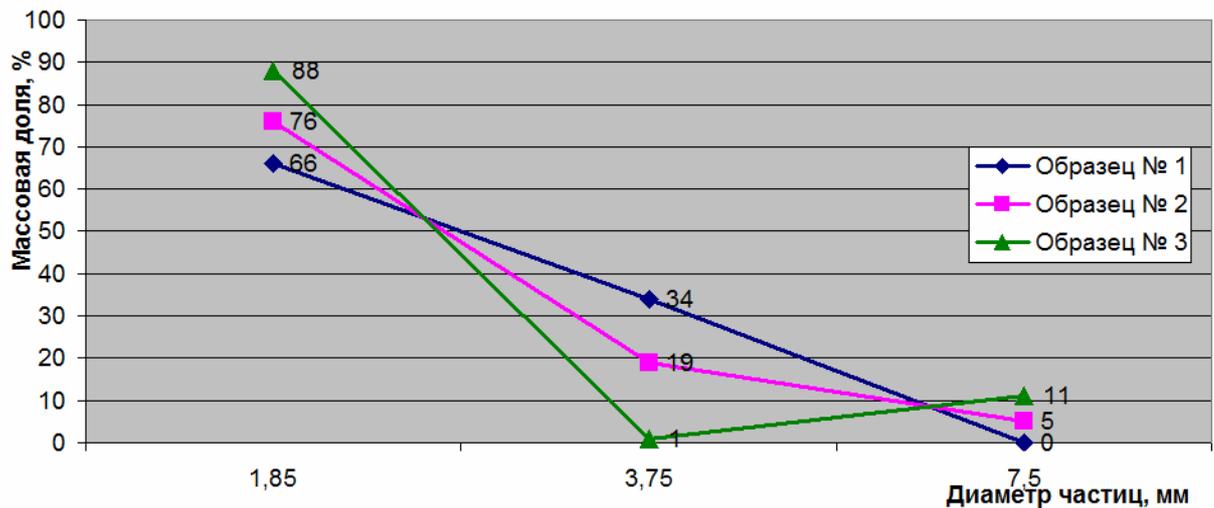


Рисунок 3.8 – Гранулометрические составы полифракционных образцов материала

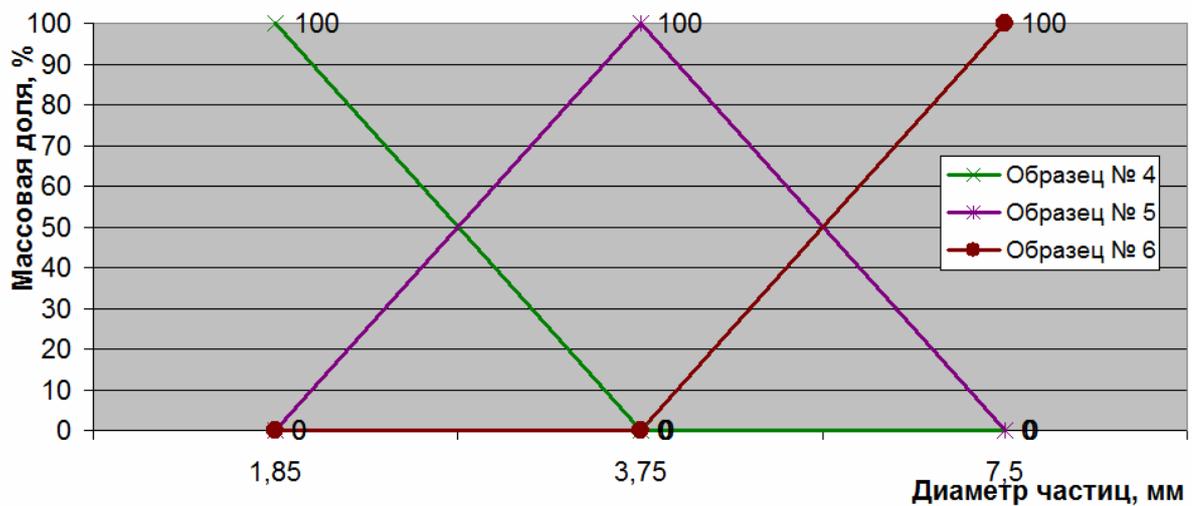


Рисунок 3.9 – Гранулометрические составы монофракционных образцов материала

Площадь проекции при различном положении частицы определяли с помощью цифрового фотоаппарата. Частицы фотографировались с постоянным масштабом (расстоянием от частицы до объекта) в различных положениях, фотографии обрабатывались, переводились в монохромный формат, а затем подсчитывалось количество пикселей, составлявших изображение частицы (рисунок 3.10).

В целях обеспечения единообразия результатов обработка фотографий (повышение контрастности, выделение «тени» частицы, заливка цветом, зачистка фона, перевод в монохромный формат) производилась в графическом редакторе Adobe Photoshop с помощью предварительно записанной последовательности действий Actions. Обработанный кадр сохранялся в bmp-файле.

Количество пикселей подсчитывалось с помощью шестнадцатеричного редактора, в котором открывался bmp-файл обработанного кадра, а затем проводился поиск символов, обозначающих цвет пикселя. Количество символов равняется количеству пикселей, составляющих «тень» частицы.

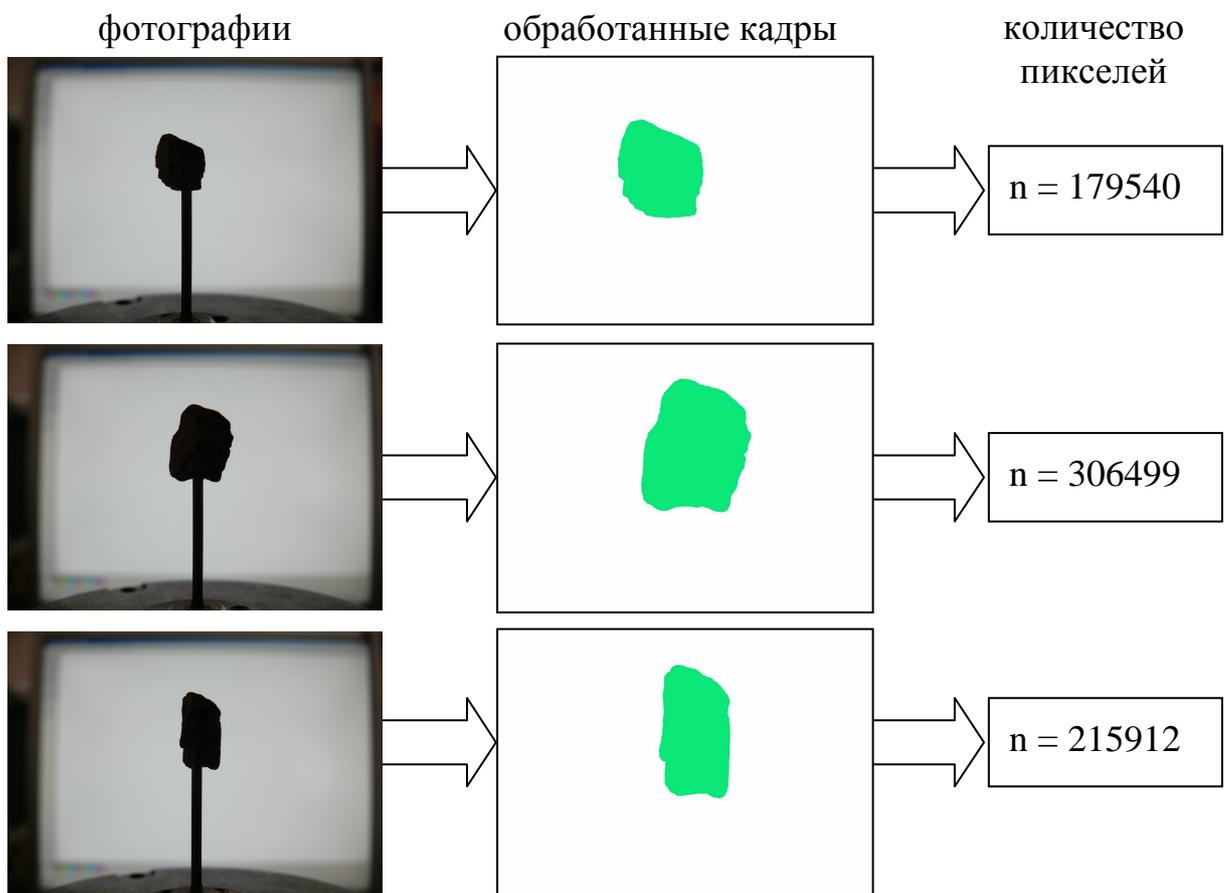


Рисунок 3.10 – Схема определения коэффициента вариации площади частиц

Количество необходимых и достаточных измерений определили из графика зависимости коэффициента вариации от числа измерений (рисунок 3.11). Как видно из графика, после десяти измерений коэффициент вариации практически не меняется. Для определения линейных размеров и истинной площади частиц в плоскости кадра помещали стальной шарик известного диаметра (или линейку).

Степень неизометричности оценивали коэффициентом вариации измеренных площадей проекции (количества пикселей) [13, с. 63]:

$$r_f = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (f_{ci} - \bar{f}_c)^2}{N \cdot \bar{f}_c^2}},$$

где  $\bar{f}_c$  – среднеарифметическое значение площади проекции частицы при  $N$  измерениях;  $f_{ci}$  – площадь проекций при  $i$ -ом положении частицы.

Результаты измерений представлены в таблице 3.3.

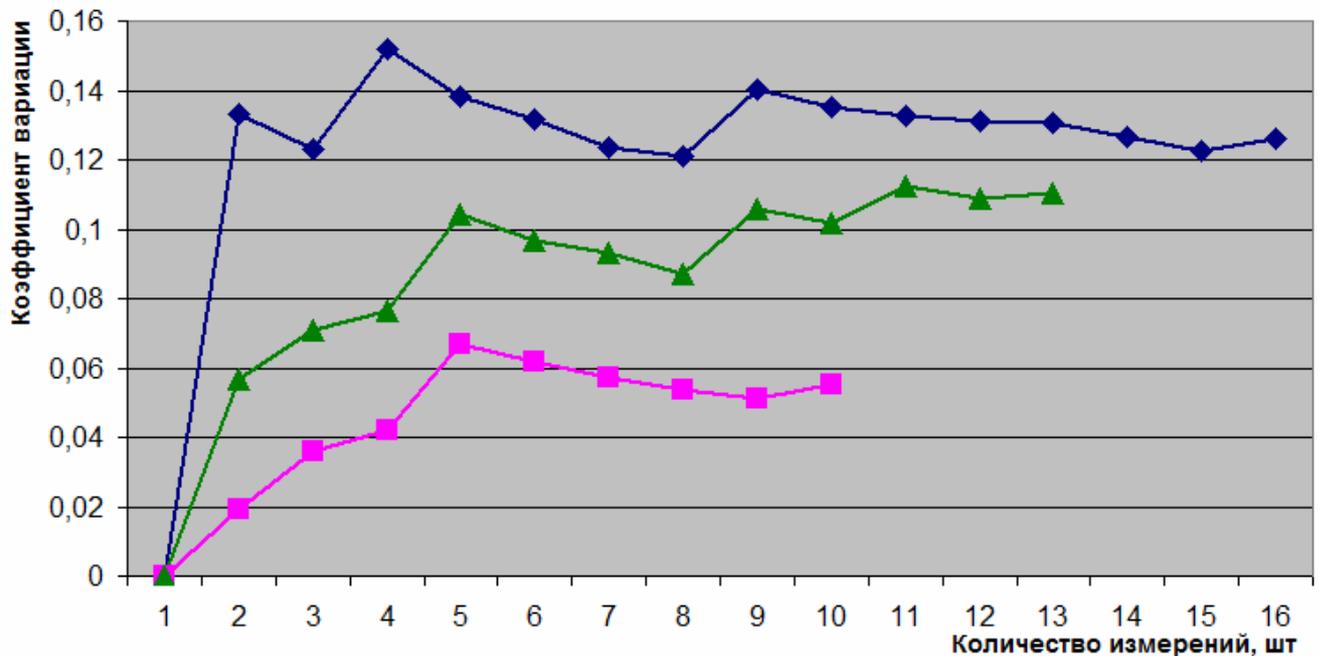


Рисунок 3.11 – Изменение значения коэффициента вариации от числа измерений

**Площади миделевого сечения частиц и коэффициенты вариации**

№ замера	Площадь сечения, пикселей	$r_f$	Площадь сечения, пикселей	$r_f$	Площадь сечения, пикселей	$r_f$
1	2	3	4	5	6	7
1	133133	0	332799	0	228232	0
2	140675	0,019477	390990	0,05685	228252	3,1E-05
3	148698	0,035748	340386	0,070921	157541	0,132956
4	152076	0,042219	360517	0,076501	234511	0,122979
5	122489	0,066795	458020	0,104284	157200	0,15167
6	136580	0,061574	401799	0,096812	209469	0,138216
7	140741	0,057055	415777	0,09323	226832	0,131482
8	137972	0,053499	383384	0,087297	200157	0,123742
9	144138	0,051384	304563	0,105617	231619	0,120981
10	154227	0,055189	357050	0,101792	154231	0,14007
11			376237	0,112529	222610	0,135009
12			411872	0,108923	233155	0,132887
13			334785	0,110215	236357	0,131309
14					240567	0,130478
15					226897	0,126657
16					221188	0,122694
					255420	0,125921
		0,055189		0,110215		0,125921

Как показано в работе [13, с. 66], коэффициент лобового сопротивления частицы в области автомодельности  $\psi_0$  зависит от коэффициента вариации  $r_f$ , который определяется в интервале  $0 < r_f < 0,3$  корреляционным соотношением:

$$\psi_0 = 2,24 \cdot \sqrt{r_f} + 0,43. \quad (3.1)$$

Подставив в (3.1) среднее значение коэффициентов вариации получим среднее значение коэффициента лобового сопротивления частиц в области автомодельности, используемых в лабораторном эксперименте:

$$\psi_0 = 2,24 \cdot \sqrt{0,097} + 0,43 = 1,128. \quad (3.2)$$

Как отмечалось в п. 2.2, вероятность аэродинамического затенения частиц соседними есть функция отношения объема аэродинамической тени к собственному объему частиц (2.44). Величина длины активной аэродинамической тени оценивалась для шарообразных частиц в лабораторном стенде, представляющем собой прямоугольный трубопровод 1 сечением 300x300, установленный вертикально (рисунки 3.12, 3.13).

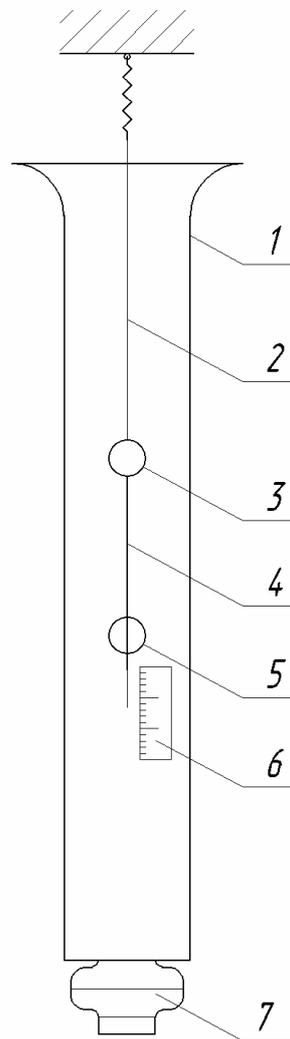


Рисунок 3.12 – Схема стенда по определению величины аэродинамической тени частицы: 1 – аэродинамическая труба, корпус 300x300; 2 – подвес с пружиной; 3 – неподвижный шар; 4 – резьбовая шпилька; 5 – подвижный шар; 6 – линейка; 7 – вентилятор

Воздух вентилятором 7 всасывается в трубопровод сверху вниз и обдувает два связанных между собой шара 3, 5, закрепленных на подвесе 2, снабженным упругим элементом, пружиной. При обдувании шаров воздухом создается сила аэродинамического сопротивления, которое складываясь с силой тяжести пропорционально растягивает упругий подвес. Путем регулировки расстояния между шарами определялась величина суммарного аэродинамического сопротивления системы из двух шаров на разном относительном удалении друг от друга. Известные экспериментальные данные по обтеканию свободного и закрепленного шара потоком жидкости [113, 114], позволили сделать вывод, что коэффициент сопротивления одиночного шара при его жестком закреплении несколько выше, чем при гибком. Однако при рассмотрении относительного сопротивления группы шаров, численное значение коэффициента сопротивления значения не имеет.

Результаты замеров относительного аэродинамического сопротивления представлены в таблице 3.4.

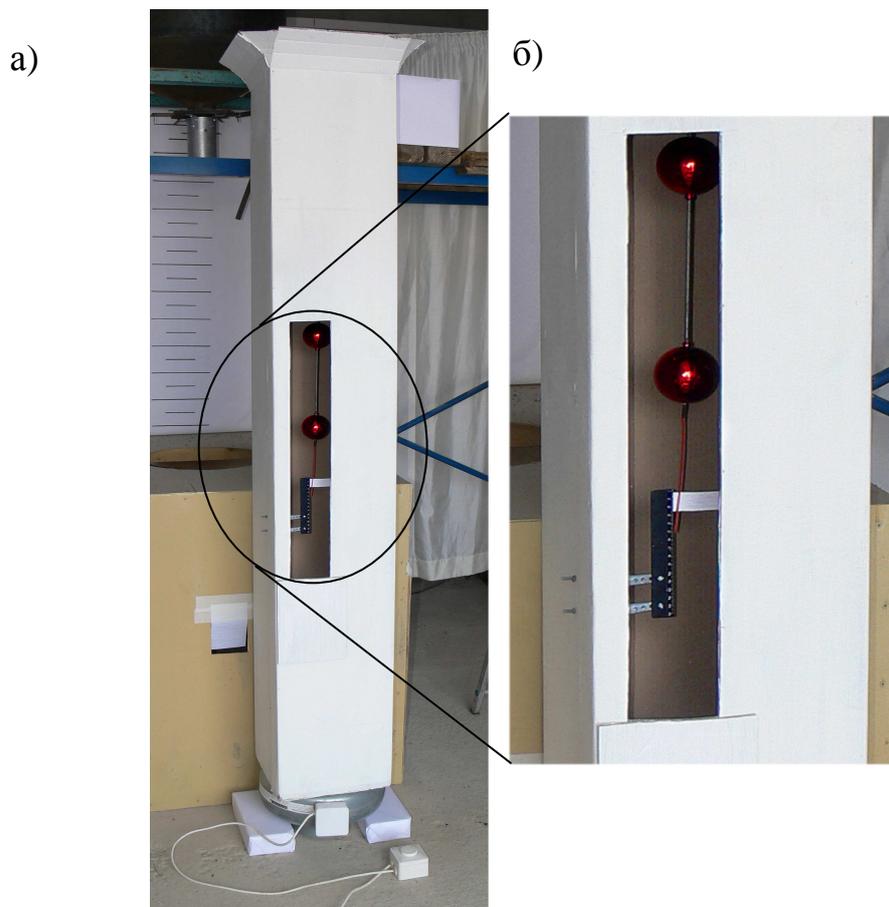


Рисунок 3.13 – Стенд по определению величины аэродинамической тени частицы:

а – общий вид, б – система из двух шаров с упругим подвесом

**Относительное сопротивление системы двух шаров**

Относительное расстояние	Относительное аэродинамическое сопротивление
0 (шары сдвинуты вплотную)	6,2
1 диаметр	6,8
3 диаметра	7,1
5 диаметров	7,3
7 диаметров	7,0
9 диаметров	7,3
11 диаметров	8,1

Как видно из таблицы 3.4, на расстоянии 9-10 диаметров суммарное сопротивление двух частиц на 15% больше сопротивления сдвинутых вплотную частиц, для которых затенение наибольшее. Полученные данные удовлетворительно согласуются с аналитическим экспериментом по обтеканию шара (таблица 2.4), (рисунок 2.10).

Следует отметить, что при рассмотрении частиц неправильной формы, аэродинамическая тень будет более турбулентная и ее величину следует принимать большей, чем для шарообразных частиц.

### **3.5. Сопоставление результатов вероятностного подхода к определению эжектирующей способности множества падающих частиц с опытными данными**

#### **3.5.1. Поток монофракционного материала**

Рассмотрим вначале случай аэродинамического взаимодействия потока монофракции в желобах, по которым имеется значительное количество экспериментальных данных [16, 37, 54].

Будем считать, что статистический аэродинамический коэффициент сопротивления одной падающей в потоке частицы диаметром  $d_e$  определяется с учетом (2.75) по формуле ( $K = 10$  – для округлых частиц):

$$\psi_c = \psi_0 \cdot \left(1 - \frac{K \cdot \beta}{1 - \beta}\right) \approx \psi_0 \cdot (1 - 10 \cdot \beta(1 + \beta)), \quad (3.3)$$

или в силу  $\beta \ll 1$

$$\psi_c \approx \psi_0 \cdot (1 - K \cdot \beta(1 + \beta)). \quad (3.4)$$

Сопоставим результаты расчетов по этой формуле для случая падения стальных шаров  $d_e = 12,8$  мм в вертикальном желобе квадратного сечения площадью  $S_{жс} = 0,0196$  м<sup>2</sup> и высотой около 4 м. Расчеты и экспериментальные исследования, выполнены Олифером В.Д., при конечной скорости падения шаров в диапазоне 8,28 – 9,27 м/с при усредненной объемной концентрации в интервале  $\beta \cdot 10^3 = 1,79 - 4,12$  [13, с. 89] при  $\psi_0 = 0,4$ ;  $Re = 3500$ ;  $K = 10$ ; приведены в таблице 3.5.

В этой же таблице приведено сопоставление расчетных данных с результатами экспериментальных исследований эжектирующей способности потока водяных капель эквивалентным диаметром  $d_e = 3$  мм в вертикальной трубе высотой 2 м, диаметром 285 мм [37]. Расчеты для капель воды выполнены при  $\psi_0 = 0,55$ ;  $Re = 500$ ;  $K = 10$ .

Как видно из данной таблицы, расчетный коэффициент лобового сопротивления шарообразных частиц  $\psi_p$  одинакового размера для усредненной объемной концентрации  $\beta_y = (0,46...4,12) \cdot 10^{-3}$  и  $d_e = 3...12,8$  мм удовлетворительно согласуются с экспериментально найденной величиной этого коэффициента  $\psi_s$ .

**Результаты сопоставления расчетных (по формуле 3.4) и экспериментальных данных для шарообразных частиц (при  $Re = 3500 - 4650$ )**

G, кг/с	Общая высота падения, м	Усредненная концентрация частиц, $\beta_y \cdot 10^3$	Коэффициент лобового сопротивления		
			Эксперимен- тальный, $\psi_\varepsilon$ (по В.Д. Олиферу)	расчетный по (3.4), $\psi_c$	Погрешность, $\Delta = \frac{\psi_c - \psi_\varepsilon}{\psi_\varepsilon} \cdot 100, \%$
Стальные шары ( $d_e = 12,8$ мм)					
1,51	3,8	1,79	0,39	0,393	+0,77
1,86	4,15	2,13	0,39	0,391	+0,26
2,25	3,8	2,66	0,4	0,389	-2,75
2,68	4,15	3,07	0,38	0,388	+2,1
2,75	3,8	3,25	0,4	0,387	-3,25
3,25	3,8	3,84	0,41	0,385	-6,1
3,48	3,8	4,12	0,4	0,383	-4,25
Водяные капли ( $d_e = 3$ мм)					
0,095	2,0	0,46	0,57	0,547	-4,04
0,116	2,0	0,56	0,56	0,547	-2,3
0,125	2,0	0,61	0,57	0,547	11
0,135	2,0	0,65	0,54	0,546	+1,67
0,180	2,0	0,87	0,55	0,545	-0,5

### 3.5.2. Поток частиц полифракционного материала

Для сопоставления величины расчетного статистического коэффициента лобового сопротивления потока аэродинамически активных частиц разного диаметра ( $d_1 > d_2 > \dots > d_{N-1} > d_N$ ) воспользуемся соотношением (2.63), которое перепишем в виде:

$$\psi_{(d_i)} = \psi_{0i} \cdot \left( 1 - K \frac{\sum_{j=1}^i \beta_{(d_j)}}{1 - \beta} \right). \quad (3.5)$$

Для упрощения дальнейших исследований полагаем для острозернистых частиц  $K = 10-70$ , и  $\psi_{0i} = \psi_0 = 1,8$  (допуская, что частицы всех размеров  $d_i$  по геометрии подобны). Условный диаметр активных частиц в силу (2.74)

$$d_y = \left( \frac{1}{\psi_0} \cdot \sum_{i=1}^N \psi_i \frac{\beta_{(d_i)}}{d_i} \right)^{-1}, \quad (3.6)$$

а величина приведенной суммы эжектируемого давления в элементарном объеме струи частиц

$$dP_y = \beta \cdot R_{d_y} \cdot \frac{1}{W_{d_y}} \cdot S \cdot dx, \quad (3.7)$$

где  $R_{d_y}$  – аэродинамическая сила частицы диаметром  $d_y$  в этом объеме (определяется расчетом по формуле  $R_{d_y} = \psi_0 \cdot \frac{\pi d_y^2}{4} \cdot \rho \cdot \frac{(v-u)^2}{2}$ ), Н;  $W_{d_y}$  – объем частицы с эквивалентным диаметром  $d_y$ :

$$W_{d_y} = \frac{\pi \cdot d_y^3}{6}. \quad (3.8)$$

Сравнивать результаты расчетов по вышеприведенной формуле (3.7) будем с формулой эжектирующей способности для одномерного потока частиц с усредненным диаметром в желобе постоянного сечения

$$dP_y = \beta \cdot R_{d_{cp}} \cdot \frac{1}{W_{d_{cp}}} \cdot S \cdot dx, \quad (3.9)$$

где  $R_{d_{cp}}$  – аэродинамическая сила частицы со средним диаметром

$$d_y = \sum_{i=1}^N g_i \cdot d_i, \text{ м} \quad (3.10)$$

и вычисляемая по уравнению:

$$R_{cp} = \psi^* \cdot \frac{\pi d_y^2}{4} \cdot \rho_m \cdot \frac{(v-u)^2}{2}, \quad (3.11)$$

где  $\psi^*$  – приведенный коэффициент лобового сопротивления, определяемый по эмпирической формуле (2.70) с учетом (2.71).

Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1. Пусть по вертикальному желобу сечением 150 x 150 мм ( $S = 0,0225 \text{ м}^2$ ) и высотой 3 м ( $v_{1н} = 1 \text{ м/с}$ ,  $v_{1к} = \sqrt{19,61 \cdot 3 + 1^2} = 7,7 \text{ м/с}$ ) перегружается обожженный известняк ( $G = 3 \text{ кг/с}$ ,  $\rho = 2300 \text{ кг/м}^3$ ,  $\psi_0 = 1,8$ ) со следующей гранулометрией (таблица 3.6):

Таблица 3.6

**Гранулометрический состав обожженного известняка**

$i$	1	2	3	4	
$d_i, \text{ мм}$	30	15	7,5	3,75	
$g_i$	0,16	0,287	0,265	0,288	$\Sigma = 1,0$

Среднемассовый диаметр частиц найдем по формуле (3.10):

$$d_y = \sum_{i=1}^N g_i \cdot d_i = 0,16 \cdot 30 + 0,287 \cdot 15 + 0,265 \cdot 7,5 + 0,288 \cdot 3,75 = 12,1 \text{ мм}.$$

Усредненная объемная концентрация частиц (при  $v_{cp} = 0,5(1 + 7,7) = 4,35$ ):

$$\beta_y = \frac{G}{S \cdot \rho_m \cdot 0,5(v_{1н} + v_{1к})} = \frac{3}{0,0225 \cdot 2300 \cdot 0,5(1 + 7,7)} = 0,0133.$$

Коэффициент лобового сопротивления определяем по формуле (2.70):

$$\psi^* = \psi_0 \cdot e^{\left( \frac{1,8}{d_{cp} \cdot 10^3} \sqrt{\beta_y \cdot 10^3} \right)} = 1,8 \cdot 2,7^{\left( \frac{1,8}{12,1} \sqrt{13,3} \right)} = 1,05.$$

Усредненная аэродинамическая сила потока частиц диаметром  $d_{cp}$  по формуле (2.72) (при  $u = 0$ ,  $v = v_{cp}$ ), Н/м<sup>3</sup>:

$$S_y = \beta_y \frac{3}{4 \cdot d_y} \cdot \psi^* \cdot \rho \cdot (v - u)^2 = 0,0133 \cdot \frac{3}{4 \cdot 0,0121} \cdot 1,05 \cdot 1,2 \cdot (4,35 - 0)^2 = 19,6.$$

Сопоставим с результатами расчета аэродинамических сил с вероятностной точки зрения. Вначале определим коэффициенты лобового сопротивления для частиц каждой фракции обожженного известняка (т.е. для 1, 2, 3, и 4 фракций) по формуле (2.75). Для этого найдем объемные концентрации каждой фракции:

$$\beta_1 = \frac{3 \cdot 0,16}{0,0225 \cdot 2300 \cdot 4,35} = 0,00213;$$

$$\beta_2 = \frac{3 \cdot 0,287}{0,0225 \cdot 2300 \cdot 4,35} = 0,00382;$$

$$\beta_3 = \frac{3 \cdot 0,265}{0,0225 \cdot 2300 \cdot 4,35} = 0,00352;$$

$$\beta_4 = \frac{3 \cdot 0,288}{0,0225 \cdot 2300 \cdot 4,35} = 0,00383.$$

Тогда по формуле (2.75) при  $K = 70$  и  $\beta = 0,0133$  имеем:

$$\psi_1 = 1,8 \left( 1 - 70 \cdot \frac{0,00213}{1 - 0,0133} \right) = 1,528;$$

$$\psi_2 = 1,8 \left( 1 - 70 \cdot \frac{0,00213 + 0,00382}{1 - 0,0133} \right) = 1,040;$$

$$\psi_3 = 1,8 \left( 1 - 70 \cdot \frac{0,00213 + 0,00382 + 0,00353}{1 - 0,0133} \right) = 1,589;$$

$$\psi_4 = 1,8 \left( 1 - 70 \cdot \frac{0,00213 + 0,00382 + 0,00353 + 0,00384}{1 - 0,0133} \right) = 1,099.$$

Тогда по формуле (2.76) найдем:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho (v - u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i}{d_i} \cdot \psi_i = \frac{3}{4} \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 \cdot \sum \left( \frac{0,00213}{0,03} \cdot 1,528 + \frac{0,00382}{0,015} \cdot 1,040 + \frac{0,00352}{0,0075} \cdot 1,589 + \frac{0,00383}{0,003} \cdot 1,099 \right) = 17,03 \cdot \sum 0,751 = 12,8 \text{ Н/м}^3.$$

Пример 2. Обожженный известняк ( $G = 0,9$  кг/с,  $\rho = 2300$  кг/м<sup>3</sup>), перегружается по желобу сечением 150 x 150 мм ( $S = 0,0225$  м<sup>2</sup>) и высотой 3 м, гранулометрический состав известняка приведен в таблице 3.7:

Гранулометрический состав обожженного известняка

$i$	1	2	3	4	5	Примечание
$d_i, \text{мм}$	30	15	7,5	3,75	1,88	
$g_i$	0,303	0,265	0,095	0,137	0,2	$\sum = 1,0$
$\beta_i$	0,00121	0,00106	0,00038	0,00055	0,0008	
$\psi_i$	1,647	1,513	1,465	1,395	1,294	
$\frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i}$	0,0654	0,1069	0,0346	0,2046	0,5506	$\sum \frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i} = 0,96$

Среднемассовый диаметр

$$d_y = 0,303 \cdot 30 + 0,265 \cdot 15 + 0,095 \cdot 7,5 + 0,137 \cdot 3,75 + 0,2 \cdot 1,88 = 14,7 \text{ мм.}$$

Усредненная объемная концентрация  $\beta = \beta_y = 0,004$ .

Коэффициент лобового сопротивления по (2.70):

$$\psi^* = \psi_0 \cdot e^{\left( \frac{1,8}{d_{cp} \cdot 10^3} \sqrt{\beta_y \cdot 10^3} \right)} = 1,8 \cdot 2,7^{\left( \frac{1,8}{14,7} \sqrt{4} \right)} = 1,41.$$

Удельная сила эжекционного давления:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho (v - u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i}{d_i} \cdot \psi_i = \frac{3}{4} \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 \cdot 0,96 = 17,03 \cdot 0,96 = 16,4 \text{ Н/м}^3.$$

Усредненная аэродинамическая сила потока частиц по эмпирическим зависимостям:

$$S_y = \beta_y \frac{3}{4 \cdot d_{cp}} \cdot \psi^* \cdot \rho \cdot (v - u)^2 = 0,004 \cdot \frac{3}{4 \cdot 0,0147} \cdot 1,41 \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 = 6,53 \text{ Н/м}^3.$$

Пример 3. Окатыши ( $G = 0,9 \text{ кг/с}$ ,  $\rho = 3600 \text{ кг/м}^3$ ) при тех же размерах желоба, что и в примере 1, гранулометрический состав приведен в таблице 3.8.

**Гранулометрический состав железорудных окатышей**

$i$	1	2	3	Примечание
$d_i$ , мм	30	15	7,5	
$g_i$	0,021	0,973	0,006	$\sum = 1,0$
$\beta_i$	0,0000536	0,00248	0,0000153	
$\psi_i$	0,99946	0,9716	0,9714	
$\frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i}$	0,00179	0,161	0,00199	$\sum \frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i} = 0,1648$

Среднемассовый диаметр

$$d_y = 0,021 \cdot 0 + 0,973 \cdot 15 + 0,006 \cdot 7,5 = 15,27 = 15,27 \text{ мм.}$$

Усредненная объемная концентрация  $\beta = \beta_y = 0,00255$ .

Коэффициент лобового сопротивления:

$$\psi^* = \psi_0 \cdot e^{\left( \frac{1,8}{d_{cp} \cdot 10^3} \cdot \sqrt{\beta_y \cdot 10^3} \right)} = 1,8 \cdot 2,7^{\left( \frac{1,8}{15,28} \sqrt{0,00255 \cdot 10^3} \right)} = 0,828$$

Удельная сила эжекционного давления:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho (v-u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i}{d_i} \cdot \psi_i = \frac{3}{4} \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 \cdot 0,1648 = 2,81 \text{ Н/м}^3.$$

Усредненная аэродинамическая сила потока частиц по эмпирическим зависимостям:

$$\begin{aligned} S_y &= \beta_y \frac{3}{4 \cdot d_y} \cdot \psi^* \cdot \rho \cdot (v-u)^2 = \\ &= 0,00255 \cdot \frac{3}{4 \cdot 0,01527} \cdot 0,828 \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 = 2,35 \text{ Н/м}^3. \end{aligned}$$

Пример 4. Кокс дробленый ( $G = 0,9$  кг/с,  $\rho = 1400$  кг/м<sup>3</sup>) при тех же размерах желоба, что и в примере 1, гранулометрический состав приведен в таблице 3.9.

## Гранулометрический состав кокса

$i$	1	2	3	4	5	Примечание
$d_i, \text{мм}$	30	15	7,5	3,725	1,88	
$g_i$	0,169	0,218	0,236	0,103	0,274	$\sum = 1,0$
$d_i \cdot g_i$	5,07	3,27	1,77	0,384	0,515	$\sum = 11 \text{ мм} = d_{cp}$
$\beta_i$	0,00415	0,00144	0,00156	0,00068	0,0018	$\beta_y = \sum \beta_i = 0,0066$
$\psi_i$	1,6	1,337	1,054	0,9312	0,613	
$\frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i}$	0,05947	0,1284	0,219	0,16499	0,5869	$\sum \frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i} = 1,1638$

Среднемассовый диаметр  $d_y = 11,0$  мм.

Усредненная объемная концентрация  $\beta = \beta_y = 0,0066$ .

Коэффициент лобового сопротивления:

$$\psi^* = \psi_0 \cdot e^{\left( \frac{1,8}{d_{cp} \cdot 10^3} \sqrt{\beta_y \cdot 10^3} \right)} = 1,8 \cdot 2,7^{\left( \frac{1,8}{11} \sqrt{0,0066 \cdot 10^3} \right)} = 1,222.$$

Удельная сила эжекционного давления:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho (v-u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i}{d_i} \cdot \psi_i = \frac{3}{4} \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 \cdot 1,1638 = 17,03 \cdot 1,1638 = 19,8 \text{ Н/м}^3.$$

Усредненная аэродинамическая сила потока частиц по эмпирическим зависимостям:

$$S_y = \beta_y \frac{3}{4 \cdot d_y} \cdot \psi^* \cdot \rho \cdot (v-u)^2 = 0,0066 \cdot \frac{3}{4 \cdot 0,011} \cdot 1,222 \cdot 1,2 \cdot 4,35^2 = 12,49 \text{ Н/м}^3.$$

Таким образом, удельная сила эжекционного давления  $S_a$ , теоретически определенная на основе вероятностно-статистического выявления аэродинамически активных частиц в потоке полифракционного сыпучего материала, удовлетворительно согласуется с величиной  $S_y$ , определенной на основе экспериментально найденного усредненного коэффициента лобового сопротивления  $\psi^*$  по формуле (35) [13].

Отношение коэффициентов

$$K_{s3} = \frac{\min\{S_a, S_y\}}{\max\{S_a, S_y\}} \quad (3.12)$$

не превышает для потока округлых частиц (см. пример 3,  $K = 10$ )

$K_s = \frac{2,35}{2,81} = 0,836$ ; для острозернистых частиц (см. примеры 1 и 2,  $K = 70$ )

$K_{s1} = \frac{12,8}{19,6} = 0,65$ ,  $K_{s2} = \frac{6,53}{16,4} = 0,4$  и для частиц пористой структуры (например,

кокс, см. пример 4,  $K = 100$ )  $K_{s4} = \frac{12,4}{19,8} = 0,63$ .

### 3.6. Анализ результатов экспериментальных исследований

Изучение структуры и динамики свободного полифракционного потока производилось на экспериментальном стенде в конфигурации "А" (рисунок 3.1.) при перегрузке исходного сырья (таблица 3.1), т.к. пылевые фракции, находящиеся в материале помогали визуально оценивать габариты потока.

В результате анализа видеозаписей и отдельных кадров удалось установить, что скорость падения частиц в произвольном сечении струи зависит от расстояния частицы до условного центра потока, причем, чем ближе частицы к ядру потока, тем ближе их скорость к равноускоренной (рисунок 3.14, обведено окружностями). Это связано с уменьшением сил аэродинамического сопротивления вследствие уменьшения относительной скорости частиц и эжектируемого ими воздуха.

Так же частицы активно влияют на динамику движения друг-друга. Частицы, двигающаяся в потоке одна за другой попадают в аэродинамическую тень и двигаются с ускорением, равным ускорению первой частицы (рисунок 3.14, обведено шестигранниками).

При малых объемных концентрациях  $\beta < 0,01$ , предположение об отсутствии влияния частиц друг на друга верно (рисунок 3.15).

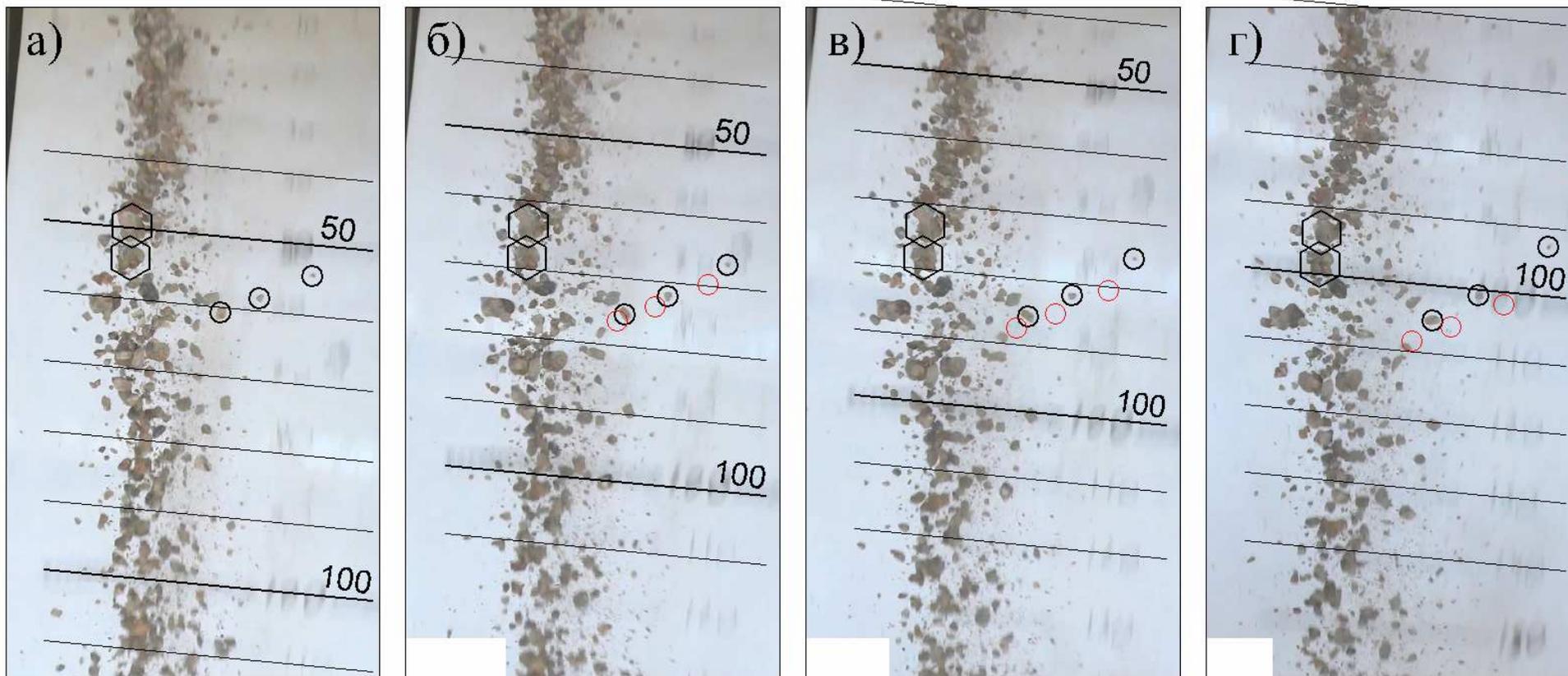


Рисунок 3.14 – Анализ динамики частиц в потоке: а) – расстояние падения 67 см, б) – расстояние падения 83 см, в) – расстояние падения 94 см, г) – расстояние падения 115 см

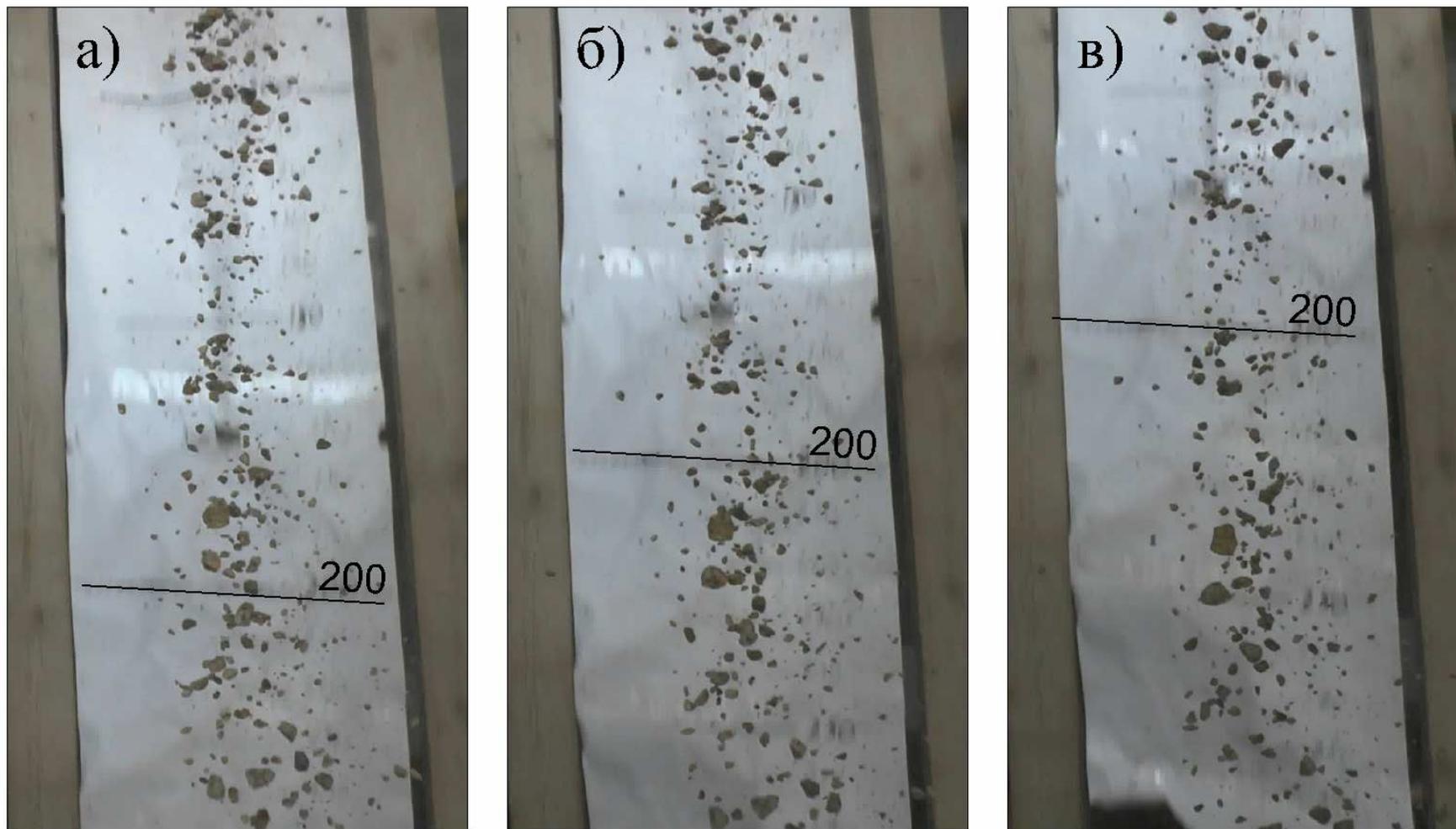


Рисунок 3.15 – Анализ динамики частиц в потоке при малых объемных концентрациях:  
а) – расстояние падения 180 см, б) – расстояние падения 200 см, в) – расстояние падения 220 см

Изучение аэродинамической характеристики свободного полифракционного потока производилось на экспериментальном стенде в конфигурации "Б" (рисунок 3.4.) при перегрузках подготовленных образцов материала (таблица 3.10). Результаты приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.8

### Эжектирующая способность образцов сыпучего материала

Образец №	Массовые доли классов, %			Среднемассовый диаметр $d$ , мм	Расчетные значения		Экспериментальные значения $Q_3$ , м <sup>3</sup> /ч	Погрешность, %
	1,85 мм	3,75 мм	7,5 мм		$S_a$ , Н/м <sup>3</sup>	$Q_3^*$ , м <sup>3</sup> /ч		
Образец № 1	66	34	0	2,51	18,5	73,6	89,72	18
Образец № 2	76	19	5	2,51	16,1	80,1	95,40	16
Образец № 3	88	1	11	2,51	15,4	83,9	98,13	14,5
Образец № 4	100	0	0	1,88	14,4	75,1	95,12	21
Образец № 5	0	100	0	3,75	15,8	69,7	80,65	13,6
Образец № 6	0	0	100	7,5	13,5	59,4	68,09	12,8

При одинаковом среднем диаметре  $d_{cp}$ , но различном гранулометрическом составе (материалы 1-3) расход увлекаемого материалом воздуха, для каждого состава различный, он увеличивается с ростом счетного количества частиц (рисунки 3.16, 3.17).

Из сравнения расчётных и экспериментальных данных следует вывод об их высокой тесноте связи (коэффициент линейной корреляции Пирсона равен  $0,998 \pm 0,01$ ), достоверности и адекватности расчётных значений (критерий достоверности Стьюдента равен 0,13, критерий адекватности Фишера равен 1,31).

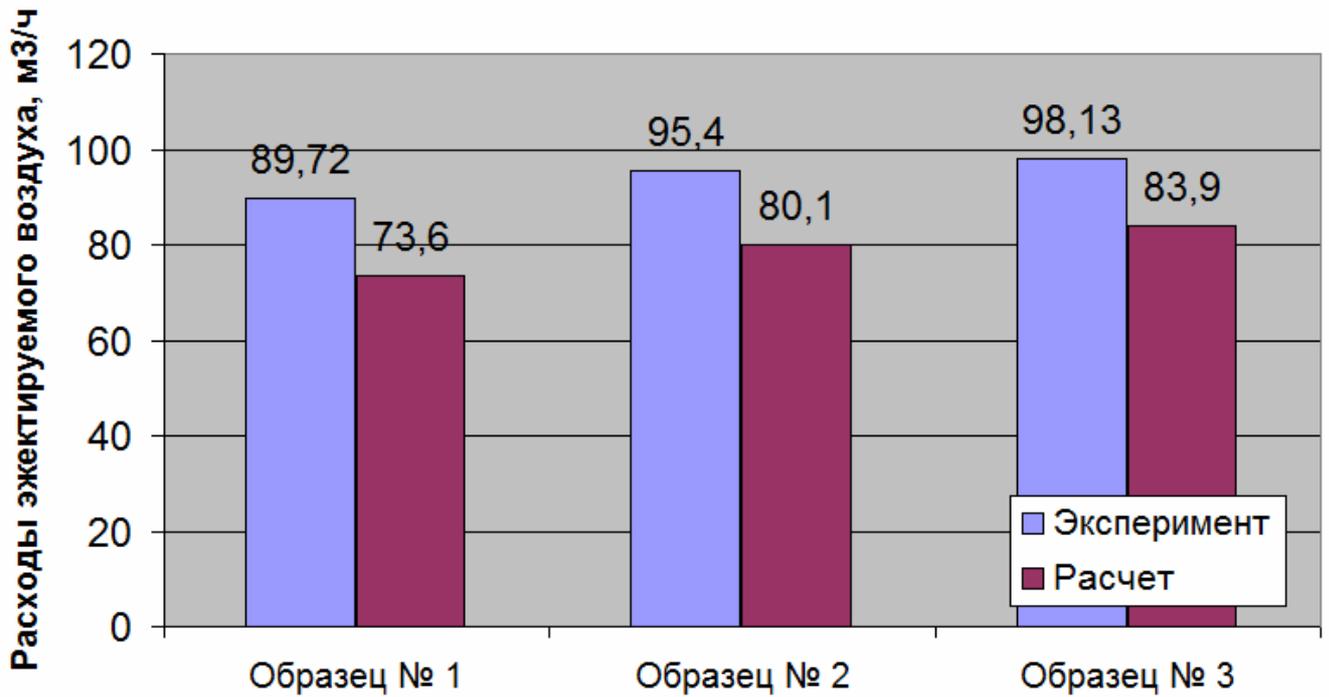


Рисунок 3.16 – Сравнение расчетных и экспериментальных расходов эжектируемого воздуха для полифракционных материалов

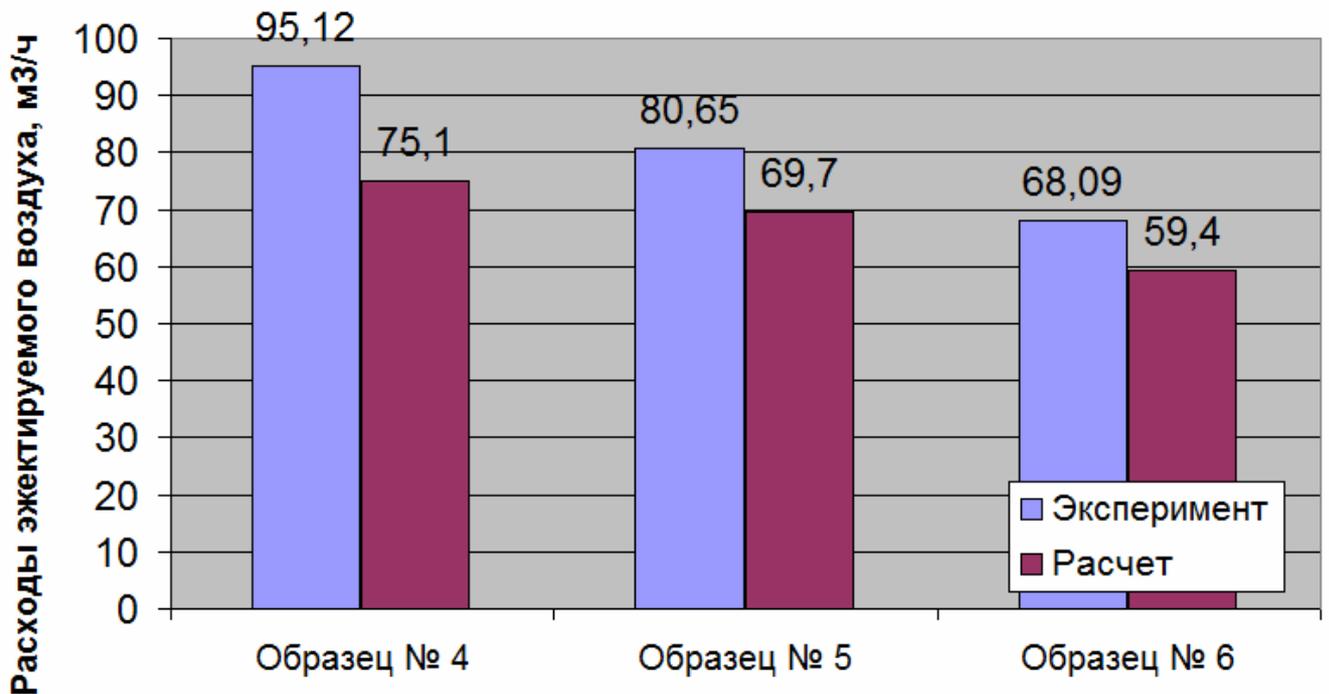


Рисунок 3.17 – Сравнение расчетных и экспериментальных расходов эжектируемого воздуха для монофракционных материалов

### Выводы по третьей главе

1. На основании методики измерения расхода воздуха, поступающего в камеру статического давления вместе с потоком сыпучего материала, экспериментально определены скорости частиц и увлекаемого ими воздуха при различных параметрах перегружаемых потоков. Установлено, что расхождение между расчетными значениями расходов аспирационного воздуха по предложенной вероятностно-статистической модели и фактическими известными данными существующих производств, а так же значениями, полученными в ходе проведения лабораторного эксперимента, составляет не более 18 %.

2. Экспериментально уточнены численные значения принимаемых в вероятностном подходе коэффициентов. Коэффициент пропорциональности  $K$ , характеризующий относительную величину аэродинамической тени следует принимать не менее  $K = 15$  в диапазоне  $K = 15 \div 60$ . Аэродинамическое сопротивление частиц исследуемого материала в области автомодельности  $\psi_0 = 1,128$ .

3. В ходе проведения качественного анализа, при объемных концентрациях  $\beta > 0,02$ , доказано затенение частиц в потоке сыпучего материала, при котором аэродинамическое сопротивление частиц, находящихся в теневой зоне, резко уменьшается.

4. В ходе проведения натурального эксперимента доказана зависимость расхода эжектируемого воздуха от гранулометрического состава перегружаемого материала.

## 4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОБЕСПЫЛИВАЮЩЕЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ЗАГРУЗКАХ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В БУНКЕРА

### 4.1. Инженерная методика расчета производительности обеспыливающей вентиляции при загрузке бункеров открытого типа

Инженерная методика определения расходов обеспыливающей вентиляции основывается на имеющихся методиках [39 – 41], с учетом предложенного статистического подхода к определению коэффициента аэродинамического сопротивления, а так же на полученных экспериментальных данных.

Определение расходов аспирации базируется на уравнении воздушного баланса:

$$Q_a = Q_n + Q_{ж} + Q_m, \quad (4.1)$$

где  $Q_n$  – расход воздуха, поступающего через загрузочные проемы,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $Q_{ж}$  – расход воздуха поступающего в бункер по загрузочному желобу,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $Q_m$  – расход воздуха, вытесняемого поступающим материалом,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Определение расходов аспирации при загрузках бункеров открытого типа производится по следующему алгоритму (рисунок 4.1).

1. На первом этапе осуществляется сбор исходных данных: технологических параметров сырья, конструктивных характеристик загрузочного тракта, а так же геометрических и режимно-эксплуатационных характеристик самого бункера:  $\rho_e$  – плотность воздуха,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\rho$  – плотность частиц перегружаемого материала,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $S$  – площадь поперечного сечения потока,  $\text{м}^2$ ;  $D_б$  – диаметр барабана конвейера, м;  $G$  – массовый расход материала,  $\text{кг}/\text{с}$ ;  $\psi_0$  – коэффициент сопротивления одиночной частицы;  $N$  – количество фракций;  $d_i$  ( $i = 1, 2, \dots, N$ ) – диаметры частиц, м;  $m_i$  – массовое содержание в потоке частиц диаметром  $d_i$ , (в долях),  $x$  – высота падения сыпучего материала, м;  $H_{ж}$  – высота загрузочного желоба, м;  $S_n$  – площадь загрузочных проемов бункера,  $\text{м}^2$ ,  $H$  – высота бункера, м;  $D$  диаметр

бункера, м;  $h$  – шаг интегрирования дифференциального уравнения для нахождения скорости воздушного потока, м.



Рисунок 4.1 Алгоритм определения расхода аспирационного воздуха

2. Расход воздуха, вытесняемого поступающим материалом определяется соотношением, м<sup>3</sup>/с:

$$Q_m = \frac{G}{\rho}. \quad (4.2)$$

Как правило, данной величиной пренебрегают ввиду ее малости. Например, при постепенной загрузке бункеров открытого типа Михайловского ГОКа  $Q_m$  составляет не более 3% от общего расхода аспирации.

3. Вычисляется расход воздуха, поступающего к загрузочному проему по желобу (течке), м<sup>3</sup>/с [16, 60]:

$$Q_{\text{ж}} = \varphi \cdot v_{\text{к}} \cdot S \cdot (1 - \beta)^2, \quad (4.3)$$

где  $v_{\text{к}}$  – скорость потока перегружаемого материала на выходе из желоба, м/с (принимается равноускоренное движение):

$$v_{\text{к}} = \sqrt{2 \cdot g \cdot h}, \quad (4.4)$$

Коэффициент скольжения фаз  $\varphi$  определяется как функция числа Бутакова–Нейкова

$$Bu = 1,5 \cdot \psi \cdot \frac{v_{\text{к}} \cdot G_{\text{м}}}{g \cdot d \cdot 10^{-3} \cdot \rho_{\text{м}} \cdot S_{\text{ж}} \cdot \sum \zeta} \quad (4.5)$$

и, так как имеется желоб с гидравлическими потерями, критерия Эйлера

$$E_u = \frac{2 \cdot P_y}{\rho_0 \cdot v_{\text{к}}^2 \cdot \sum m_j d_j} \quad (4.6)$$

В рамках расчета движения потока в желобе используем формулу среднемассового диаметра частиц перегружаемого материала (2.13), мм,

$$d = 0,01 \cdot \sum_{j=1}^N m_j d_j \quad (4.7)$$

(при соотношении  $d \leq 14,6 \cdot \sqrt{\beta}$ , необходимо рассчитывать средний диаметр в зависимости от объемной концентрации  $d = 14,6 \cdot \sqrt{\beta}$ );  $\sum \zeta$  – сумма коэффициентов местных сопротивлений загрузочного желоба:

$$\sum \zeta = \zeta_{\text{вх}} + \zeta_0, \quad (4.8)$$

$\zeta_{\text{вх}}$  – коэффициент сопротивления, входа воздуха в верхнее укрытие саморазгружающей тележки:

$$\zeta_{\text{вх}} = 2,4 \cdot (S_{\text{ж}} / S_{\text{в}})^2, \quad (4.9)$$

$S_{\text{в}}$  – площадь щелей в верхнем укрытии, м<sup>2</sup>;

$\zeta_0$  – коэффициент сопротивления течи (желоба) ( $\zeta_0 = 1,5$  для вертикальных участков;  $\zeta_0 = 2,5$  для наклонных участков);

$\psi^*$  – эмпирический коэффициент лобового сопротивления частицы в стесненных условиях желоба [57]:

$$\psi^* = 1,8 \cdot \exp \left[ -1,8 \cdot \sqrt{\beta \cdot 10^3 / d} \right], \quad (4.10)$$

Объёмная концентрация частиц в желобе определяется для параметров потока на выходе из желоба,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ :

$$\beta = \frac{2 \cdot G}{\rho \cdot S_{\text{ж}} \cdot (1+n) \cdot v_{\text{к}}}, \quad (4.11)$$

$n = v_{\text{н}} / v_{\text{к}}$  – отношение скорости потока частиц в начале желоба к конечной скорости потока.

При найденных критериях  $B_u$  и  $E_u$  находится коэффициент скольжения фаз  $\varphi$ :

$$\varphi = \sqrt{\frac{B_u}{3} \cdot \left[ |1 - \varphi|^3 - |n - \varphi|^3 \right]} + E_u. \quad (4.12)$$

Уравнение (4.12) решается, методом последовательных приближений, полагая в первом приближении:

$$\varphi_1 = 0,5 \cdot \left( \frac{1+n}{2} + \sqrt{E_u} \right). \quad (4.13)$$

Если окажется, что  $\varphi_1 < n$ , то  $\varphi$  определяется решением квадратного уравнения:

$$\varphi = \sqrt{\left( \frac{b}{2a} \right)^2 + c/a} - \frac{b}{2a}, \quad (4.14)$$

где:

$$a = 1 - B_u \cdot (1 - n), \quad (4.15)$$

$$b = (1 - n^2) B_u, \quad (4.16)$$

$$c = E_u + \frac{B_u}{3} \cdot (1 - n^3). \quad (4.17)$$

4. При выходе материала из желоба эжектирование воздуха продолжается свободной струей в полости бункера.

Для вычисления расхода эжектируемого воздуха в полости бункера, необходимо решить дифференциальное уравнение (2.65).

Выразим из уравнения  $d((1-\beta) \cdot \rho_2 \cdot u \cdot S) \cdot u = S_a \cdot S \cdot dx$ , производную  $du/dx$ :

$$\rho_2 \left( \frac{d(1-\beta)}{dx} \cdot u + \frac{du}{dx} (1-\beta) \right) \cdot u = S_a,$$

$$\frac{du}{dx} = \frac{1}{1-\beta} \left( \frac{S_a}{\rho_z} + u \frac{d\beta}{dx} \right). \quad (4.15)$$

Так как

$$\frac{d\beta}{dx} = \frac{d}{dx} \left( \frac{G}{S\rho\sqrt{2g \cdot x + v_0^2}} \right) = -\frac{G}{S\rho} \frac{g}{(2g \cdot x + v_0^2)^{3/2}}, \text{ то}$$

$$\frac{du}{dx} = \frac{1}{1-\beta} \left( \frac{S_a}{\rho_z} - \frac{Gg}{S\rho(2g \cdot x + v_0^2)^{3/2}} \right). \quad (4.16)$$

Полученное обыкновенное дифференциальное уравнение при заданных начальных условиях решается численно при помощи метода Рунге-Кутты.

Последовательность расчета скорости воздушного потока при падении свободной полифракционной струи сыпучего материала имеет следующие этапы.

4.1. Задаётся начальное значение координаты  $x = 0$  и скорости воздуха  $v_0 = 0$ .

4.2. Вычисляется начальное значение скорости падения частицы материала:

$$v_0 = \sqrt{2g \cdot D_\sigma}.$$

4.3. Вычисляется скорость падения частиц материала  $v = \sqrt{2g \cdot x + v_0^2}$  при данной величине  $x$ .

4.4. Вычисляется объёмная концентрация частиц материала:

$$\beta = \frac{G}{S \cdot \rho \cdot v}.$$

4.5. Вычисляются объёмные концентрации частиц разных фракций:

$$\beta_i = \frac{m_i \cdot G}{S \cdot \rho \cdot v}, \quad i = 1, 2, \dots, N.$$

4.6. Вычисляются коэффициенты лобового сопротивления частиц диаметрами  $d_i$ :

$$\psi_i = \psi_0 \cdot \left( 1 - K \frac{\sum_{j=1}^i \beta_j}{1 - \beta} \right), \quad i = 1, 2, \dots, N,$$

если  $R_i = \psi_i \cdot \frac{\pi d_i^2}{4} \cdot \rho_2 \cdot \frac{(v-u)^2}{2} \geq M_i \cdot g$ .

При  $\psi_i < 0$  или  $\frac{\psi_i \cdot \rho_2 \cdot (v-u)^2}{4} \geq \frac{d_i \cdot \rho \cdot g}{3}$  значение  $\psi_i = 0$ .

4.7. Вычисляется  $S_a$  – сумма аэродинамических сил всех частиц полифракционного материала не находящихся в тени, Н/м<sup>3</sup>:

$$S_a = \frac{3}{4} \rho (v-u)^2 \cdot \sum_{i=1}^N \frac{\beta_i \cdot \psi_i}{d_i}.$$

4.8. Вычисляется значение функции

$$f(u, x) = \frac{1}{1-\beta} \left( \frac{S_a}{\rho_2} - \frac{u \cdot G \cdot g}{S \rho (2gx + u_0^2)^{3/2}} \right). \quad (4.17)$$

4.9. Вычисляются коэффициенты

$$k_1 = h \cdot f(x, u);$$

$$k_2 = h \cdot f(x + h/2, u + 1/2k_1);$$

$$k_3 = h \cdot f(x + h/2, u + 1/2k_2);$$

$$k_4 = h \cdot f(x + h, u + k_3).$$

4.10. Вычисляется значение скорости воздушного потока:

$$u = u_0 + (k_1 + 2k_2 + 2k_3 + k_4)/6.$$

4.11. Производится шаг по  $x$ :

$$x = x + h$$

и переход к пункту 4, где вместо  $u_0$  используется найденное значение  $u$ .

Для определения объёмного расхода эжектируемого воздуха необходимо величину скорости  $u$  умножить на площадь поперечного сечения струи  $S$ .

Расчёт производится, пока  $x$  не достигнет значения высоты падения сыпучего материала  $H$ .

Приведём пример расчета по данной методике.

Пусть  $\rho_2 = 1,2$  кг/м<sup>3</sup>;  $\rho = 2600$ ;  $S = 0,0078$  м<sup>2</sup>;  $D_0 = 0,005$  м;  $G = 1,35$  кг/с;  $\psi_0 = 1,8$ ;  $N = 3$ ;  $d_1 = 0,0075$  м,  $d_2 = 0,00375$  м,  $d_3 = 0,00185$  м;  $g_1 = 0,13$ ,  $g_2 = 0,42$ ,  $g_3 = 0,45$ ;  $h = 0,001$  м;  $H = 1,12$  м.

Результаты расчета по данной методике представлены на рисунке 4.2. Заметим, что экспериментально замеренная величина скорости в сечении  $x = 1,12$  м равняется 1,3 м/с. При  $K = 250$  в расчётах скорость  $u = 1,33$  м/с.

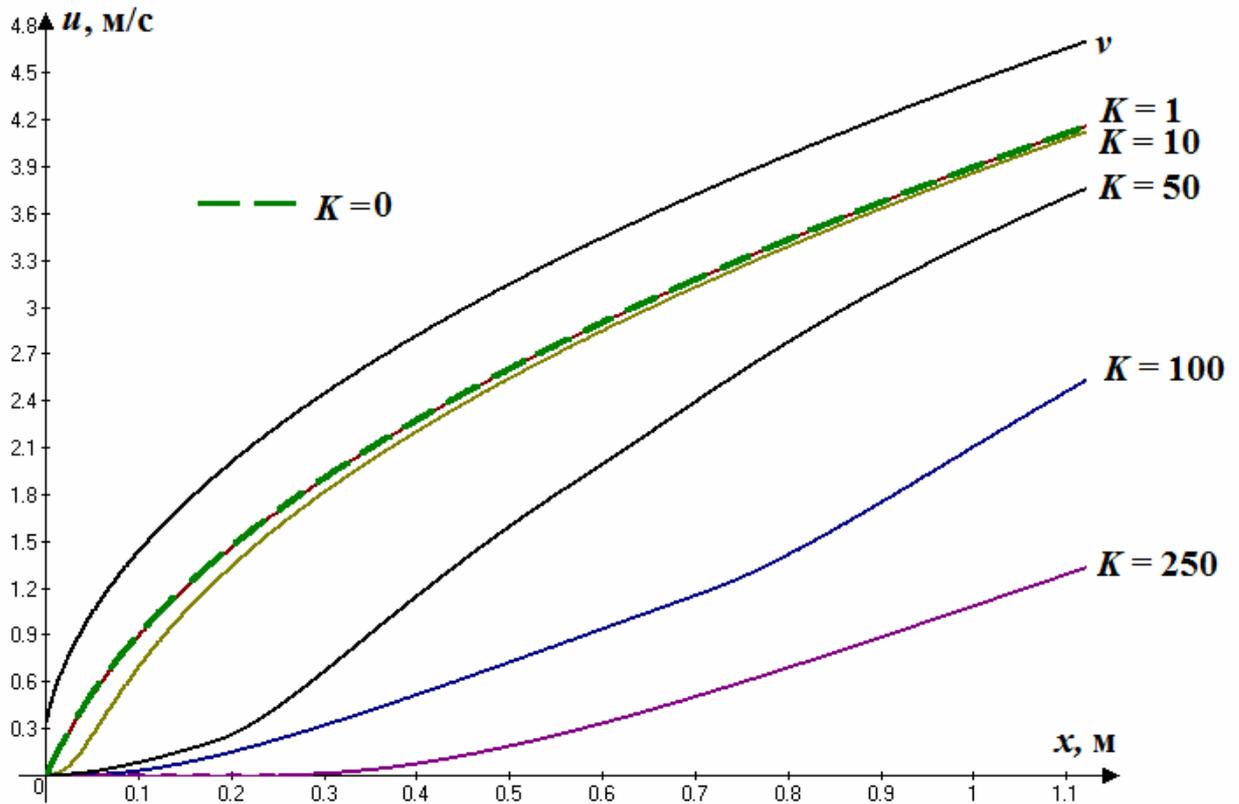


Рисунок 4.2 – Изменение величины скорости воздуха эжектируемого по высоте падения материала в зависимости от коэффициента  $K$

5. По (2.82) определяем максимальную скорость  $U_{обр}$  обратного потока воздуха,

$$U_{обр} = u_x = \frac{1,2 \cdot u_3}{\sqrt{\frac{0,06 \cdot H}{x_2} + 0,41}}$$

здесь  $u_3$  скорость эжектированного падающим материалом воздуха в конце свободной струи, определяется на этапе 4.

6. Расход воздуха, поступающего в укрытие через загрузочные проемы ( $Q_n$ ; м<sup>3</sup>/с), зависит от площади проемов ( $S_n$ , м<sup>2</sup>) и величины защитной скорости воздуха

в загрузочных проемах, не допускающей выбивание струй запыленного воздуха из бункера, определяется по формуле (1.6),  $\text{м}^3/\text{с}$ :

$$Q_n = U_{\text{обр}} \cdot S_n, \quad (4.18)$$

7. Суммарный расход обеспыливающей вентиляции определяется по (4.1).

Программа вычисления расхода аспирационного воздуха приведена в приложении В.

#### 4.2. Рекомендации и технические предложения по совершенствованию загрузок бункеров открытого типа

Рассмотрим варианты загрузок бункеров открытого типа и способы их совершенствования. Принципиальные схемы неаспирируемых бункеров приведены на рисунке 4.3, а бункеров снабженных системой обеспыливающей вентиляции – на рисунке 4.4.

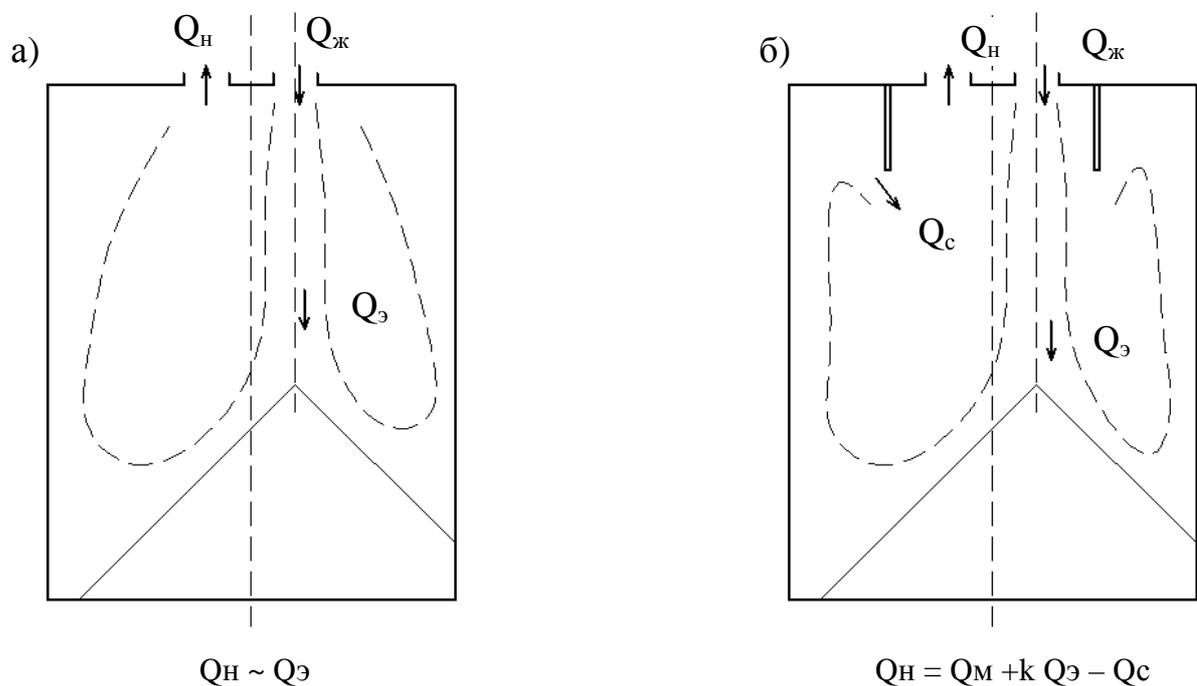


Рисунок 4.3 – а) неаспирируемый бункер (худший вариант без экранов), б) неаспирируемый бункер с экранами

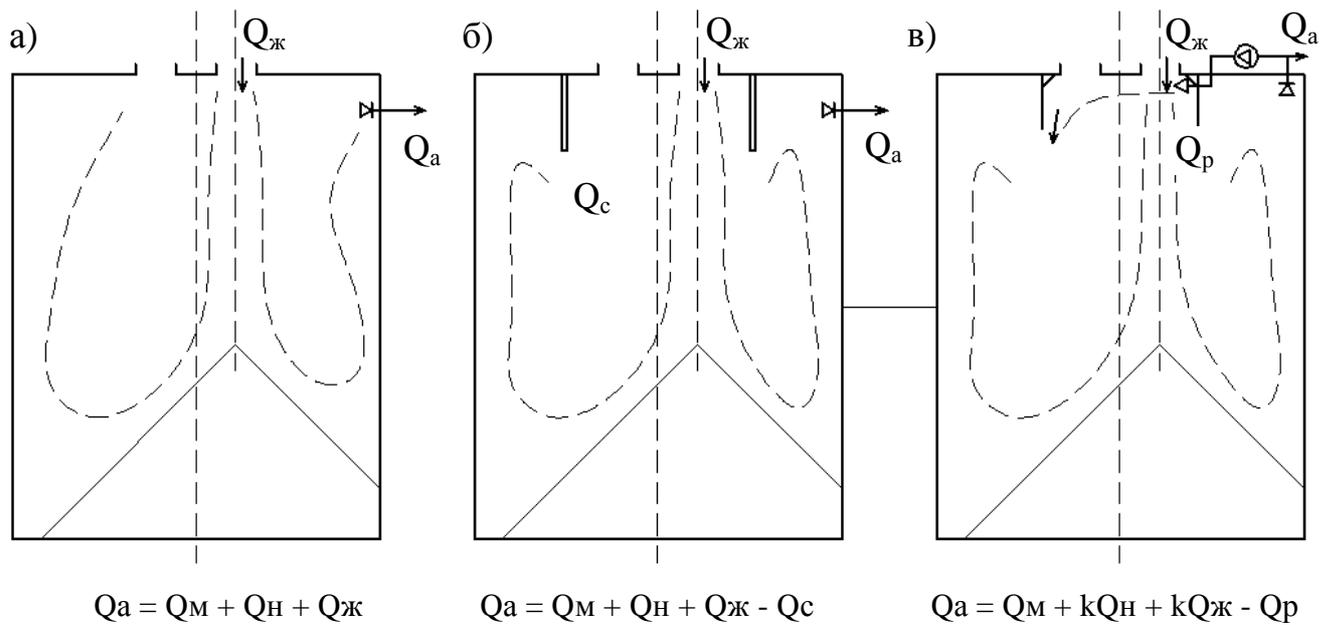


Рисунок 4.4 – а) аспирируемый бункер без аэродинамического уплотнения, б) аспирируемый бункер с воздушными завесами, в) аспирируемый бункер с воздушными завесами и принудительной рециркуляцией

В наихудшем варианте загрузка материала в бункер происходит без применения обеспыливающей вентиляции (рисунок 4.3, а). В этом случае расход выбиваемого через загрузочные проемы пылевоздушного потока существенно больше объема воздуха, вытесняемого материалом, и за счет образования восходящих потоков может достигать  $Q_3$ . В случае установки аэродинамических экранов (рисунок 4.3, б), часть восходящих пылевоздушных потоков внутри полости бункера отражается и вовлекается в циркуляционное течение, уменьшая объем выбиваемого через загрузочные проемы воздуха.

При наличии систем обеспыливающей вентиляции (рисунок 4.4), выбивание пыли через загрузочные проемы резко уменьшается, а расход удаляемого воздуха в общем случае (рисунок 4.4, а) определяется по (4.1). Установка аэродинамических экранов (рисунок 4.4, б) позволяет уменьшить расчетный расход на величину расхода пылевоздушных потоков, вовлеченных во внутреннюю циркуляцию.

Как видно из п. 2.4, установка аэродинамических экранов высотой до 1100 мм при неизменном расходе аспирации существенно увеличивает защитный рас-

ход воздуха в загрузочных проемах. Резкое сокращение защитного расхода воздуха и его "опрокидывание" при высотах экранов от 1100 до 1400 мм связано с уменьшением расстояния между экраном и конусом насыпаемого материала. При этом весь эжектируемый струей воздух, вытесняясь в месте падения, отражается от самих экранов и вытекает обратно из загрузочного проема резко увеличивая запыленность воздуха в надбункерной галерее.

В целях предотвращения выбивания пылегазовых потоков из загрузочных проемов, в процессе наполнения бункеров сырьем, оператору конвейера следует контролировать наполнение бункера таким образом, чтобы зазор между материалом и экраном оставался не менее 300 мм.

Наименьших пылевыведений возможно добиться с применением принудительной рециркуляции воздуха с помощью струй, направленных поперек загрузочных проемов (рисунок 4.4, в).

### **Выводы по четвертой главе**

1. Предложена методика и ее программно-алгоритмическая реализация, позволяющие численно получить значения объема аспирируемого воздуха при загрузке бункеров с открытыми загрузочными проемами полифракционным материалом.
2. Даны рекомендации по совершенствованию узлов загрузки бункеров саморазгружающими тележками, катучими и реверсивными конвейерами.
3. Изготовлены и внедрены аэродинамические экраны для загрузочных проемов накопительных бункеров участка дробления КСМД (отм. +28,000) Стойленского ГОКа, г. Старый Оскол. Даны технологические рекомендации по предотвращению выбивания пылегазовых потоков из загрузочных проемов в процессе наполнения бункеров сырьем. Применение аэродинамических экранов в загрузочных проемах позволило снизить концентрацию пыли в воздухе рабочей зоны на 26 %.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной диссертационной работе решена задача по совершенствованию метода расчета расхода воздуха, увлекаемого полифракционным сыпучим материалом, что позволит более точно определить производительность системы обеспыливающей вентиляции, а так же снизить пылевые выбросы путем организации рециркуляционных воздушных течений в полостях загружаемых бункеров с открытыми загрузочными проемами.

### Основные выводы по работе

1. Рассмотрены основные методы расчета производительности систем местной обеспыливающей вентиляции от перегрузочных узлов горноперерабатывающих комбинатов. Установлено, что актуальные на сегодняшний день методики или не учитывают дисперсные свойства материала, или разработаны с допущением монодисперсности перегружаемого материала, а гранулометрические свойства любых перегружаемых материалов описываются величиной условного среднего диаметра. Наиболее целесообразным направлением по совершенствованию методов расчета систем обеспыливающей вентиляции узлов загрузок бункеров является учет фракционного состава перегружаемого материала и геометрических характеристик бункеров.

2. Разработана математическая модель воздушного течения, увлекаемого полифракционным сыпучим материалом. Рассмотрено влияние фракционного состава перегружаемого материала, а так же способов определения среднего диаметра частиц на расход эжектируемого воздуха и, как следствие, на расход воздуха обеспыливающей вентиляции и на пылевыведения в рабочую зону. Показано, что в силу особенностей гранулометрических составов продуктов горнорудной промышленности, применение одного лишь среднего диаметра для адекватного описания характеристик этих полифракционных материалов недостаточно.

3. Предложен вероятностно-статистический подход определения аэродинамического сопротивления множества падающих частиц различной дисперсности, который позволит отказаться от использования эмпирического коэффициента лобового сопротивления частицы в потоке  $\psi^*$ , определенного для случая движения материала в желобе.

4. При помощи экспериментальных исследований, проведенных на лабораторной установке, доказана зависимость расхода эжектируемого воздуха от гранулометрического состава перегружаемого материала. Определены скорость и расход эжекционного воздуха в свободном потоке падающего материала при различных параметрах перегружаемого потока.

5. Экспериментально уточнены численные значения коэффициентов, принимаемых в вероятностном подходе. Коэффициент пропорциональности  $K$ , характеризующий относительную величину аэродинамической тени следует принимать не менее  $K = 15$  в диапазоне  $K = 10 \div 60$ . Аэродинамическое сопротивление частиц исследуемого материала в области автомодельности  $\psi_0 = 1,128$ .

6. Установлено, что расхождение между расчетными значениями объемов аспирационного воздуха по предложенной вероятностно-статистической модели, данными существующих производств, и значениями, полученными в ходе проведения лабораторного эксперимента, составляет не более 18 %.

7. Изготовлены и внедрены аэродинамические экраны для загрузочных проемов накопительных бункеров участка дробления КСМД (отм. +28,000) Стойленского ГОКа, г. Старый Оскол. Даны технологические рекомендации по предотвращению выбивания пылегазовых потоков из загрузочных проемов в процессе наполнения бункеров сырьем. Применение экранов на всей протяженности проемов позволило уменьшить пылевые выбросы в рабочую зону на 26% при тех же энергозатратах.

8. Обосновано значение защитной скорости воздуха в проемах на основе максимальной скорости возвратного пылегазового потока. Показана эффективность применения аэродинамических экранов на загрузочных проемах в диапазо-

не высот экрана от 0 до 1400 мм. Установлена недопустимость уменьшения зазора между материалом и экраном менее 300 мм.

9. Предложен алгоритм и программа, позволяющие численно получить значения расхода аспирируемого воздуха при загрузке бункеров с открытыми загрузочными проемами полифракционным материалом.

Благодаря полученным в работе результатам были даны **рекомендации** по рациональным размерам экранов-отражателей на загрузочных проемах бункеров, а так же предложена методика расчета расходов обеспыливающей вентиляции при загрузке бункеров открытого типа.

**Перспективы дальнейшей разработки темы** состоят в дальнейшем совершенствовании систем обеспыливающей вентиляции, за счет развития методов их расчёта и использования рециркуляционных воздушных течений.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. ОНТП 18-85 Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов – Л. : Изд-во Стройиздат, 1988. – 86 с.
2. Андреев С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – М. : Недра, 1980. – 415 с.
3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / под ред. О. С. Богданова и др. – М. : Недра, 1972. – 447 с.
4. Дун, И. Ф. Влияние профиля футеровки барабана на процесс измельчения и износа в шаровой мельнице / И. Ф. Дун, В. А. Цукерман // Бюллетень “Обогащение руд”. – 1974. – №3. – С. 30-35.
5. Линч, А. Д. Циклы дробления и измельчения моделирование, оптимизация, проектирование и управление / А. Д. Линч – Изд-во: М. : Недра – 1981. – 344 с.
6. Гойсис М. Введение в технологию помола / М. Гойсис // Цемент и его применение. СПб: Изд-во Журнал "Цемент" – 2014. – № 3. – С. 36-41.
7. Горная энциклопедия В 5 кн. Кн. 2. / Гл. ред. Е. А. Козловский – М. : Сов. Энциклопедия. 1984 – 1991 гг.
8. Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям песка и гравия. – М: ГКЗ СССР, 1983. – 14 с.
9. ГОСТ 8267-93 Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия (с Изменениями N 1-4). – Введ. 17.06.1994. – М. : Стандартиформ, 2008. – 29 с.
10. ГОСТ 8736-93 Песок для строительных работ. Технические условия. – Введ. 01.04.2001. – М. : ИУС, 2001, 6 с.
11. ГОСТ 23735-2014 Смеси песчано-гравийные для строительных работ. Технические условия. – Введ. 07.01.2015. – М. : Стандартиформ, 2015. – 6 с.
12. ГОСТ 4790-93 (ИСО 7936-92) Топливо твердое. Определение и представление показателей фракционного анализа. Общие требования к аппаратуре и

- методике. – Введ. 07.01.2002. – Минск: ИПК Издательство стандартов, 2002. – 16 с.
13. Логачев И. Н. Аэродинамические основы аспирации / И. Н. Логачев, К. И. Логачев. – СПб. : Химиздат, 2005. – 659 с.
  14. Бутаков С. Е. Аэродинамика систем промышленной вентиляции / С. Е. Бутаков – М. : Профиздат, 1949. – 268 с.
  15. Недин В. В. Борьба с пылью на рудниках / В. В. Недин, О. Д. Нейков. М. : Недра, 1965. – 200 с.
  16. Обеспыливание воздуха на фабриках горнообогатительных комбинатов / И. И. Афанасьев, И. Н. Логачев [и др.] М. : Недра, 1972. – 184 с.
  17. Афанасьев И. И. Обеспыливание на дробильных и обогатительных фабриках. Справочное пособие / И. И. Афанасьев, Ф. И. Данченко, Ю. И. Пирогов. – М. : Недра, 1989. – 197 с.
  18. Логачев К. И. Моделирование воздушных потоков в аспирационном укрытии с рециркуляцией / К. И. Логачев, И. В. Крюков, О. А. Аверкова // Новые огнеупоры. – 2015. – №8. – С. 57-62.
  19. Гольцов А. Б. Расчет объемов аспирации при переработке руды / А. Б. Гольцов // Вестник Белгор. гос. технол. ун-та им. В. Г. Шухова. Белгород, 2005. – № 12. – С. 19-21.
  20. Гольцов А. Б. Исследование конструкции аспирационного укрытия для применения в стесненных условиях / А. Б. Гольцов, В. М. Киреев, А. Ю. Феоктистов // Экология промышленного производства. – 2013. – №1. – С. 2-5.
  21. Афанасьев И. И. Расчет аспирации перегрузок горячих материалов / Афанасьев И. И. [и др.] // Борьба с пылью на обогатительных фабриках. – Мурманск: Мурманское книжное издательство, 1967. – 23 с.
  22. Минко В. А. Некоторые вопросы аэродинамики гравитационного потока мелкодисперсного сыпучего материала / В. А. Минко // ИФЖ, т. XVI. – №6. С. 1045-1051.
  23. Овсянников Ю. Г. Рециркуляционные системы аспирации оборудования механической переработки сыпучих материалов : дис. ... канд. техн. наук :

- 05.02.13 : защищена 09.08.2000 / Овсянников Юрий Григорьевич. – Белгород. : БелГТАСМ, 2000. – 199 с.
24. Килин П. И. Обеспыливание мест загрузки конвейеров на горнорудных предприятиях : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.26.01 / Килин Павел Иванович. – Сведловск. : Свердл. горный ин-т им. В.В. Вахрушева, 1977. – 26 с.
25. Зильберберг Я. И. Исследование аспирации при обеспыливании перегрузочных узлов непрерывного транспорта : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.26.01 / Зильберберг Яков Иосифович. – Киев, 1978. – 22 с.
26. Логачев И. Н. Эжекция воздуха ускоренным потоком частиц в перфорированном вертикальном канале с байпасной камерой. Сообщение 1. Уравнения динамики эжектируемого и рециркулируемого воздуха / И. Н. Логачев, К. И. Логачев, О. А. Аверкова // Известия высших учебных заведений. Строительство. – 2012. – № 10. – С. 46-53.
27. Василевский М. В. Транспортировка и осаждение частиц в технологиях переработки дисперсных материалов: монография / М. В. Василевский, В. И. Романдин, Е. Г. Зыков. – Томск : Томский политехнический университет, 2013. – 288 с.
28. Logachev I. N., Logachev K. I. Industrial air quality and ventilation: controlling dust emissions. Boca Raton: CRC Press, 2014. 417 p.
29. Исследование пыле- и аэродинамики аспирационных сетей фабрик ГОКов: отчет о НИР (заключ.) / ВНИИ безопасности тр. в горноруд. пром-сти (ВНИИБТГ) ; рук. : И. Н. Логачев, А. М. Голышев. – Кривой Рог, 1985. – Ч. 1. – 82 с. – № ГР 01530008202. – Инв. № 02850048954.
30. Koichiro Ogata, Katsuya Funatsu, Yuji Tomita. Experimental investigation of a free falling powder jet and the air entrainment// Powder Technology. 2001. Vol. 115, Pp. 90-95.
31. Ze Qin Liu. Air Entrainment in Free Falling Bulk Materials. Ph. D. Thesis. University of Wollngong, 2003.

32. Li Xiaochuan, Wang Qili, Liu Qi, Hu Yafei, Developments in studies of air entrained by falling bulk materials, In Powder Technology, Volume 291, 2016, Pages 159-169, ISSN 0032-5910.
33. Renaud Ansart, Alain de Ryck, John A. Dodds, Dust emission in powder handling: Free falling particle plume characterisation, In Chemical Engineering Journal, Volume 152, Issues 23, 2009, Pages 415-420.
34. Velocity profile of entrained air in free falling particle plumes ZQ Liu, XJ Li, PQ Lu, TH Zou, BY Lu. 1 Faculty of Mechanical Engineering, Tianjin University of Commerce, Tianjin, 300134, China.
35. Stefan Zigan, A holistic Research Approach for the Investigation of Air Current Segregation in Alumina Silos, PhD Thesis, Tel-Tek, dept. POSTEC/Univeristy of Surrey, Surrey, UK, 2008.
36. Логачев, И. Н. Снижение потерь пылевидного материала при аспирации в условиях фабрик окомкования железных руд / И. Н. Логачев, А. М. Голышев, Л. М. Черненко // Горный журнал. – 1985. – №3. – С. 57-59.
37. Нейков О. Д. Аспирация при производстве порошковых материалов / О. Д. Нейков, И. Н. Логачев. – М. : Metallurgy, 1973. – 224 с.
38. АЗ-500. Рекомендации по проектированию отопления и вентиляции агломерационных фабрик черной металлургии. Методические материалы для проектирования. – М. : ГПИ Сантехпроект, 1971. – 31 с.
39. АЗ-611. Временные указания по расчету объемов аспирируемого воздуха от укрытий мест перегрузок при транспортировании пылящих материалов. – Введ. 09.02.1973. – М. : ГПИ Сантехпроект, 1973. – 31 с.
40. ОСТ 14–17–98–83 ССБТ. Подготовка металлургического сырья. Аспирация. Метод расчета производительности местных отсосов укрытий мест перегрузок сыпучих материалов : введ. 01.03.84. – М. : Минчермет СССР, 1983. – 32 с.
41. Указания по расчету объемов аспирируемого воздуха от укрытий грохотов и примыкающего к ним оборудования при грохочении пылящих материалов. – Кривой Рог: ВНИИБТГ, 1980. – 47 с.

42. Килин П. И. Оптимальный расчёт и рациональное устройство аспирационных перегрузочных узлов сыпучего материала / П. И. Килин // Проблемы и перспективы развития железнодорожного транспорта : сб. науч. тр. – Екатеринбург: УрГУПС, 2003. – Вып. 2. – С. 205–214.
43. Килин П. И. Расчёт и устройство аспираций перегрузочных узлов сыпучего материала : учеб. пособие / П. И. Килин. – Екатеринбург: УрГУПС. – 2004. – 46 с.
44. Килин П. И. Расчет и устройство аспирации перегрузочных узлов сыпучего материала : учеб. пособие по дисциплине "Промышленная вентиляция на ж. д. трансп. " для спец. 150800, 290300, 330200, 330500 / П. И. Килин. УрГУПС. Каф. ИЗОС. – Екатеринбург : УрГУПС, 2004. – 44 с.
45. Логачев И. Н. Способы и средства снижения энергоемкости аспирационных систем при перегрузке сыпучих материалов / И. Н. Логачев, К. И. Логачев, О. А. Аверкова // Новые огнеупоры. – 2013. – № 6. – С. 66-70.
46. Логачев И. Н. Энергосбережение в аспирации: монография / И. Н. Логачев, К. И. Логачев, О. А. Аверкова. – М. : РХД, 2013. – 504 с.
47. Местные отсосы и укрытия технологического оборудования рудоподготовительных фабрик (альбом), Кривой Рог – Алма-Ата : ННИИБТГ, ГПИ Казсантехпроект, 1986. – 87 с.
48. Альбом унифицированного и нестандартного оборудования систем аспирации для предприятий по производству силикатного кирпича. – Белгород: БТИСМ, 1989. – 78 с.
49. Обеспыливающая вентиляция. В 2 кн. Кн. 1. / В. А. Минко [и др.] ; под общ. ред. В. А. Минко. – Москва : Теплотехник. – 2009. – 458 с.
50. Обеспыливающая вентиляция В 2 кн. Кн. 2. / В. А. Минко [и др.] ; под общ. ред. В. А. Минко. – Белгород : БГТУ. – 2010. – 564 с.
51. Бобровников А. Б. Защита окружающей среды от пыли на транспорте / А. Б. Бобровников. – М. : Транспорт, 1984. – 73 с.
52. Абрамкин Н. Г. Анализ существующих аспирационных укрытий и некоторые пути их усовершенствования / Н. Г. Абрамкин, О. Ф. Лапин // Борьба с пы-

- лю на предприятиях по переработке сыпучих материалов : сб. науч. тр. – Белгород : БТИСМ, 1990. – С. 41-47.
53. Логачев И. Н. Теоретические основы расчета местных отсосов пылящего оборудования / И. Н. Логачев, И. И. Афанасьев // Вентиляция и очистка воздуха. – М. : Недра, 1972. – Вып. 7. – С. 196-206.
54. Любимова А. П. Исследование параметров аспирационного обеспыливания перегрузочных узлов транспортирования и переработки угля на обогатительных фабриках: автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.05.06 / Любимова, Анжелика Иосифовна. – Москва : [б. и.], 1976. – 17 с.
55. Бошняков Е. Н. Вентиляция в цехах основных производств цветной металлургии / Е. Н. Бошняков. – М. : Металлургия, 1985. – 160 с.
56. Минко В. А. Комплексное обеспыливание производственных помещений при транспортировании и механической переработке сыпучего минерального сырья / дис. ... докт. техн. наук : 05.26.02 : защищена 26.04.1989 : Минко Всеволод Афанасьевич. – Белгород, БелГТАСМ, 1988. – 513 с.
57. Нейков О. Д. Аспирация и обеспыливание воздуха при производстве порошков / О. Д. Нейков, И. Н. Логачев ; 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Металлургия, 1981. – 192 с.
58. Минко В. А. Исследование воздухообмена в укрытиях при вертикальных пересыпках мелкодисперсных материалов : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.26.01 / Минко Всеволод Афанасьевич. – Минск : Белорус. политехн. ин-т. [б. и.], 1969. – 14 с.
59. Минко В. А. Обеспыливание технологических процессов производства строительных материалов / В. А. Минко. – Воронеж: Изд-во ВГУ, 1981. – 176 с.
60. Минко В. А. Основы промышленной вентиляции и пневмотранспорта / В. А. Минко. – Москва. : МИСИ, БТИСМ, 1975. – 129 с.
61. Обеспыливание в литейных цехах машиностроительных предприятий / В. А. Минко [и др.] под. ред. В.А. Минко. – М. : Машиностроение, 1987. – 224 с.

62. Афанасьев И. И. Обеспыливание на дробильных и обогатительных фабриках / И. И. Афанасьев, Ф. И. Данченко, Ю. И. Пирогов: справ. пособие. – М. : Недра, 1989. – 98 с.
63. Балтренас П. Б. Обеспыливание воздуха на предприятиях стройматериалов / П. Б. Балтренас. – М. : Стройиздат, 1990. – 184 с.
64. Патент № 2309255 (Россия) Устройство для обеспыливания катучих конвейеров / П. И. Килин; опубл. 27. 10. 07, Бюл. № 30.
65. Патент № 2017976 (Россия) Аспирационное устройство для перемещающихся механизмов / А. Д. Абаев; А. Х. Шанаев; Д. А. Шанаева; опубл. 15. 08. 1994.
66. А. с. 723182 (СССР). Аспирационное устройство для механизмов, совершающих возвратно-поступательное движение / В. Г. Слюсаренко, А. М. Кириченко, А. Е. Лапшин, И. Т. Овчинник, В. М. Дмитриенко (СССР); опубл. 1980, Бюл. № 11.
67. А. с. 982984 (СССР). Бункерское устройство / Г. В. Вилисов, В. И. Шапотайло, П. И. Килин (СССР); опубл. 1982, Бюл. № 47.
68. Пат. 1406100 СССР, МПК: В65G 69/18. Устройство для беспыльной загрузки сыпучих материалов в емкость / Н. А. Жарвин, А. А. Сарсембин, Р. А. Забиров, Е. В. Драновский, А. П. Бондарь, А. Я. Энгельман; опубл. 30. 06. 1988, Бюл. № 24.
69. Пат. 1071557 СССР. Устройство для беспыльной загрузки сыпучих материалов в транспортные средства / А. Б. Лапшин, А. В. Думнов; опубл. 07. 02. 1984, Бюл. № 5.
70. Патент № 2238902 (Россия) устройство для беспылевой загрузки транспортных средств / В. Ф. Быкадоров, Г. И. Володин, Д. Г. Володин, Я. З. Нис; опубл. 27. 01. 04.
71. Патент № 2157784 (Россия) Устройство для беспылевой загрузки транспортных средств / В. Н. Гузанов, А. В. Соломахин, В. Е. Гудсон, В. Д. Соколов; опубл. 20. 10. 00.

72. Патент № 2232123 (Россия) Устройство для беспыльной перегрузки сыпучего материала из бункера в вагоны / П. Н. Васильев, В. П. Зубков В. П. , Т. В. Серебренникова; опубл. 10. 07. 04.
73. А. с. 901213 (СССР). Аспирируемая шахта для погрузки сыпучих грузов в штабель/Логачев И. Н., Качалов В. В. и др. – Б. И. Н 4, 1982.
74. Торговников В. М. , Табачник В. Е. , Ефанов Е. М. Проектирование промышленной вентиляции / В. М. Торговников, В. Е. Табачник, Е. М. Ефанов : справочник. – К. : Буцвельник, 1983. – 256 с.
75. Феськов, М. И. Использование факелов диспергированной воды для пылеотсоса / М. И. Феськов // Безопасность труда в промышленности. – 1982. – № 9. – С. 44-46.
76. Эффективные способы локализации пылевыведений при перегрузке сыпучих материалов на горнорудных предприятиях / И. Н. Логачев [и др.]. ; Обзорная информация / Ин-т "Черметинформация", серия "Общепромышленные вопросы". – М. 1986. – 15 с.
77. Логачев И. Н. Снижение потерь пылевидного материала при аспирации в условиях фабрик окомкования железных руд / И. Н. Логачев, А. М. Голышев, Л. М. Черненко // Горный журнал. – 1985. – № 3. – С. 57-59.
78. Исследование и разработка средств оптимизации аспирационных укрытий узлов перегрузки сыпучих материалов. Отчет / Кривой Рог : ВНИИБТГ, 1982, – 90 с.
79. Внедрение комплекса средств снижения уноса материала в аспирационную сеть. Отчет / Кривой Рог : ВНИИБТГ, 1982. – 51 с.
80. Завертайло И. А. Изыскание средств снижения запыленности аспирационного воздуха при перегрузках сыпучих материалов : дис. ... канд. техн. наук : 05.26.01 / Завертайло Иван Антонович. – Кривой Рог, 1993. – 202 с.
81. Исследование аэродинамики и разработка конструкций местных отсосов перегрузок сыпучих материалов. Отчет / И. Н. Логачев, В. А. Минко, А. П. Колесник. – Кривой Рог : НИИрудвентиляция, 1970. – 131 с.

82. Исследование и разработка средств оптимизации аспирационных укрытий узлов перегрузки сыпучих материалов. Отчет / Кривой Рог : ВНИИБТГ, 1982. – 90 с.
83. Поиск новых средств локализации пылевыведений при перегрузках сыпучих материалов на фабриках ГОКов. Отчет / Кривой Рог : ВНИИБТГ, 1986. – 87 с.
84. Красовицкий Ю. В. Обеспыливание промышленных газов в фаянсовом производстве / Ю. В. Красовицкий, А. В. Малинов, В. В. Дуров. – М. : Химия, 1994. – 272 с.
85. Очистка промышленных газов от пыли / Ужов В. Н. [и др.]. – М. : Химия, 1981. – 322 с.
86. Руденко К. Г. Обеспыливание и пылеулавливание при обработке полезных ископаемых / К. Г. Руденко, А. В. Калмыков. – М. : Недра, 1987. – 264 с.
87. Швыдкий В. С. Очистка газов : справочник / В. С. Швыдкий, М. Г. Ладыгинцев. – М. : Теплоэнергетик, 2002. – 640 с.
88. Временное руководство по применению средств борьбы с пылью на углеобогачительных фабриках и сортировках шахт. ВостНИИ и МакНИИ. – М. : Недра, 1971. – 104 с.
89. Корректировка ТЭО I и II очередей строительства комбината по добыче и переработке магнетитовых кварцитов. Михайловский горно-обогатительный комбинат. – Кривой Рог : Механобрчермет, 1989г. – 29 с.
90. Попкова О. С. Транспортировка мелкодисперсного сыпучего материала под избыточным давлением / О. С. Попкова, С. Ф. Лорай, А. В. Дмитриев, Э. Р. Зверева // Иркутск : Вестник Иркутского гос. технич. ун-та. – 2017. – №11. С. 77-84.
91. Толстых А. В. Учет дисперсного состава пыли в цехах для измельчения растительного сырья в системах обеспыливающей вентиляции / А. В. Толстых, Ю. Н. Дорошенко, В. В. Пенявский // Томск : Вестник ТГАСУ. – 2017. – №6. С. 173-182.
92. Таничева Т. Г. Аспирация оборудования объектов хранения и переработки растительного сырья, как необходимая мера, снижающая риск образования

- опасной концентрации пыли / Т. Г. Таничева, В. В. Шатило, С. Ю. Кислева // Потенциал современной науки. – Липецк, 2015. – С. 19-22.
93. Wei-xue Cao, Xue-yi You, The inverse optimization of exhaust hood by using intelligent algorithms and CFD simulation, Powder Technology. 2017. Vol. 315. P. 282–289.
94. Фихтенгольц Г. М. Курс дифференциального и интегрального исчисления. В 3 кн. Кн. 1. / Г. М. Фихтенгольц. – М. : ФИЗМАТЛИТ, 2001. – 616 с.
95. Дьяконов В. П. Maple 7 Учебный курс / В. П. Дьяконов – СПб. : Питер, 2002. – 672 с.
96. Шияев М. И. Аэродинамика и тепломассообмен газодисперсных потоков : учебное пособие / М. И. Шияев, А. М. Шияев. – Томск: Изд-во ТГАСУ, 2003. – 272 с.
97. Новый справочник химика и технолога. В 2 кн. Кн. 2. Процессы и аппараты химических технологий ; под ред. Островского Г. М. – СПб. : Професионал, 2006. – 920 с.
98. Борщ-Компониец В. И. Практическая механика горных пород / В. И. Борщ-Компониец. – М. : Горная книга, 2013. – 322 с.
99. Логачев И. Н. Вероятностно-статистический подход к описанию аэродинамического взаимодействия коллектива падающих частиц с воздухом / И. Н. Логачев, Е. Н. Попов // Вестник БГТУ им. В. Г. Шухова. – 2016. – №10. С. 120-123.
100. Логачев И. Н. Вероятностно-статистический подход к описанию аэродинамического взаимодействия коллектива падающих частиц с воздухом: случай полифракционного материала / И. Н. Логачев, Е. Н. Попов // Вестник БГТУ им. В. Г. Шухова. – 2016. – №12. С. 95-99.
101. Идельчик И. Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям / И. Е. Идельчик. – М. : Машиностроение, 1975. – 559 с.
102. Пулачев В. С. Теория вероятности и математической статистики / В. С. Пулачев. – М. : Наука, 1979. – 496 с.

103. Калинин В. Н. Математическая статистика / В. Н. Калинин, В. Р. Панкин. – М. : Высшая школа, 1994. – 336 с.
104. Батурич В. В. Основы промышленной вентиляции / В. В. Батурич. – М. : Профиздат, 1990. – 448 с.
105. SolidWorks. Компьютерное моделирование в инженерной практике / А. А. Алямовский [и др.] ; под ред. А. А. Алямовского. – СПб. : БХВ-Петербург, 2005. – 800 с.
106. Абрамович Г. Н. Теория турбулентных струй. Репринтное воспроизведение издания 1960 г. / Г. Н. Абрамович – М. : ЭКОЛИТ, 2011. – 720 с.
107. Веселов С. А. Практикум по вентиляционным установкам / С. А. Веселов. – 2-е изд. перераб. и доп. – М. : Колос, 1982. – 255 с.
108. Леончик Б. И. Измерения в дисперсных потоках / Б. И. Леончик, В. П. Маякин ; под ред. П. Д. Лебедева. – М. : Энергия, 1971. – 248 с.
109. Рогов В. А. Методика и практика технических экспериментов: Учеб. пособие для студ. высш. учеб. заведений / В. А. Рогов, Г. Г. Позняк. – М. : Академия, 2005. – 288 с.
110. Коузов П. А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов / П. А. Коузов. – 3-е изд. перераб. – Л. : Химия, 1987. – 264 с.
111. ГОСТ 9758-2012 Заполнители пористые неорганические для строительных работ. Методы испытаний. – Введ. 27.12.2012. – М. : Стандартинформ, 2014. – 67 с.
112. Рачинский Ф. Ю. Техника лабораторных работ / Ф. Ю. Рачинский, М. Ф. Рачинская. – Л. : Химия, 1982 – 432 с.
113. Букреев В. И. Погружение шара в однородной жидкости / В. И. Букреев, В. А. Костомаха, Е. М. Романов // Труды международной конференции RДАММ-2001. – 2001. Том 6, Ч. 2., Спец. выпуск. – С. 144-149.
114. Букреев В. И. Эксперимент в современной гидродинамике несжимаемой жидкости / В. И. Букреев: Учеб. пособие. – Новосибирск : Новосиб. гос. ун-т., 2010. – 160 с.

## ПРИЛОЖЕНИЯ

### Приложение А – Определение скорости воздуха эжектируемого свободной струей полифракционного материала

#### Условные обозначения

**S**– площадь поперечного сечения канала, м<sup>3</sup>

**rho\_m** – плотность частиц, кг/ м<sup>3</sup>

**G** – расход материала, кг/с

**rho**- плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>

**i** – номер фракции

**m[i]**– доля частиц i-й фракции

**M[i]** – масса частицы i-й фракции, кг

**V[i]** – скорость частицы i-й фракции, м/с

**Fm[i]** – площадь миделевого сечения частицы, м<sup>2</sup>

**U** – скорость воздуха, м/с

**delta[i]** – размер частиц i-й фракции, м

**psi[i]** – коэффициент аэродинамического сопротивления i-й фракции

**psi[0]** – коэффициент аэродинамического сопротивления частицы в области авто-модельности

**R[i]** – аэродинамическое сопротивление падающих частиц i-й фракции, Па

**Rein[i]** – число Рейнольдса для частиц i-й фракции

**mu** – динамическая вязкость воздуха, Па·с

**x** – координата по оси X

#### Решение rkf45 (метод Рунге-Кутта-Фейхсберга)

```
> restart;
    #Уровень вывода
#printlevel:=5; Digits := 6:
    #Подключение модулей
with(plots): with(DEtools):
    #задаем систему дифуров
sys:=
diff(V[1](x), x)=piecewise(x<2, (g-1/2*(24*mu/(abs(V[1](x)-
U(x))*delta[1]*rho)+psi[0])*Fm[1]*rho*(V[1](x)-
U(x))^2/M[1])/V[1](x),0),
diff(V[2](x), x)=piecewise(x<3.4, (g-
1/2*(24*mu/(abs(V[2](x)-
U(x))*delta[2]*rho)+psi[0])*Fm[2]*rho*(V[2](x)-
U(x))^2/M[2])/V[2](x),0),
diff(V[3](x), x)=piecewise(x<6, (g-1/2*(24*mu/(abs(V[3](x)-
U(x))*delta[3]*rho)+psi[0])*Fm[3]*rho*(V[3](x)-
U(x))^2/M[3])/V[3](x),0),
```

```

diff(U(x),x)=G/(S*U(x)*rho)*sum(((24/(abs(V[z](x)-
U(x))*delta[z]*rho/mu)+psi[0])*Fm[z]*rho*(V[z](x)-
U(x))^2/2)*m[z]/(V[z](x)*M[z])), z=1..3);
#задаем переменные функций системы дифуров
func:={V[1](x), V[2](x), V[3](x), U(x)};
#начальные условия
rho_m:=2695; rho:=1.2; G:=1.0; psi[0]:=1.8; mu:=0.00001809;
S:=0.011; g:=9.8;
#массовые доли фракций
m[1]:=0.76; m[2]:=0.19; m[3]:=0.05;
#крупности фракций
delta[1]:=0.00185; delta[2]:=0.00375; delta[3]:=0.0075;
#определение массы частицы i-й фракции
for i from 1 to 3 do M[i]:=evalf((rho_m*Pi*delta[i]^3)/6)
od;
#определение площади миделевого сечения
for i from 1 to 3 do Fm[i]:=evalf((Pi*delta[i]^2)/4) od;
#присвоение переменной F процедуры решения системы ди-
фуров
#заданы значения скоростей в начальный момент времени
F:=dsolve({sys, V[1](0)=0.001, V[2](0)=0.001,
V[3](0)=0.001, U(0)=0.0001}, func, numeric);

```

$$\text{sys} := \begin{cases} \frac{d}{dx} V_1(x) = \frac{g - \frac{1}{2} \frac{\left( \frac{24\mu}{|-V_1(x) + U(x)| \delta_1 \rho} + \psi_0 \right) Fm_1 \rho}{M_1}}{V_1(x)} \\ 0 \\ \frac{d}{dx} V_2(x) = \frac{g - \frac{1}{2} \frac{\left( \frac{24\mu}{|-V_2(x) + U(x)| \delta_2 \rho} + \psi_0 \right) Fm_2 \rho}{M_2}}{V_2(x)} \\ 0 \\ \frac{d}{dx} V_3(x) = \frac{g - \frac{1}{2} \frac{\left( \frac{24\mu}{|-V_3(x) + U(x)| \delta_3 \rho} + \psi_0 \right) Fm_3 \rho}{M_3}}{V_3(x)} \\ 0 \end{cases}$$

$$\begin{aligned}
& , \frac{d}{dx} U(x) \\
& = \frac{1}{S U(x) \rho} \left( G \left( \frac{1}{2} \frac{1}{V_1(x) M_1} \left( \left( \frac{24 \mu}{|-V_1(x) + U(x)| \delta_1 \rho} \right. \right. \right. \right. \\
& \left. \left. \left. \left. + \Psi_0 \right) F m_1 \rho (V_1(x) - U(x))^2 m_1 \right) \right. \right. \\
& \left. \left. + \frac{1}{2} \frac{1}{V_2(x) M_2} \left( \left( \frac{24 \mu}{|-V_2(x) + U(x)| \delta_2 \rho} \right. \right. \right. \right. \right. \\
& \left. \left. \left. \left. + \Psi_0 \right) F m_2 \rho (V_2(x) - U(x))^2 m_2 \right) \right. \right. \\
& \left. \left. + \frac{1}{2} \frac{1}{V_3(x) M_3} \left( \left( \frac{24 \mu}{|-V_3(x) + U(x)| \delta_3 \rho} \right. \right. \right. \right. \right. \\
& \left. \left. \left. \left. + \Psi_0 \right) F m_3 \rho (V_3(x) - U(x))^2 m_3 \right) \right) \right) \right)
\end{aligned}$$

```

func := {U(x), V1(x), V2(x), V3(x)}      rho_m := 2695   rho := 1.2   G := 1.0   psi_0 := 1.8
mu := 0.0000180   S := 0.011
g := 9.8   m1 := 0.76   m2 := 0.19   m3 := 0.05   delta_1 := 0.00185
delta_2 := 0.00375   delta_3 := 0.0075
M1 := 0.0000089345   M2 := 0.000074413   M3 := 0.00059530
Fm1 := 0.0000026880   Fm2 := 0.000011044
Fm3 := 0.000044178   F := proc(x_rkf/45) ... end proc

```

```

> #Выводы решения
for k from 0 to 7 by 1 do F(k) od;
[x = 0., U(x) = 0.00010000000000000000, V1(x) = 0.00100000000000000000,
V2(x) = 0.00100000000000000000, V3(x) = 0.00100000000000000000]

[x = 1., U(x) = 3.30756060716362743, V1(x) = 4.36946390216535452,
V2(x) = 4.39941212054161656, V3(x) = 4.41348993382211230]

[x = 2., U(x) = 4.84049421456963724, V1(x) = 6.13868134439476609,
V2(x) = 6.20011795392807574, V3(x) = 6.23044601154972621]

[x = 3., U(x) = 5.56783983377768088, V1(x) = 6.13867993486397445,
V2(x) = 7.55911402340519256, V3(x) = 7.61266813714323387]

[x = 4., U(x) = 5.94630453223852040, V1(x) = 6.13867993486397534,
V2(x) = 8.02359245036082136, V3(x) = 8.75164117080182892]

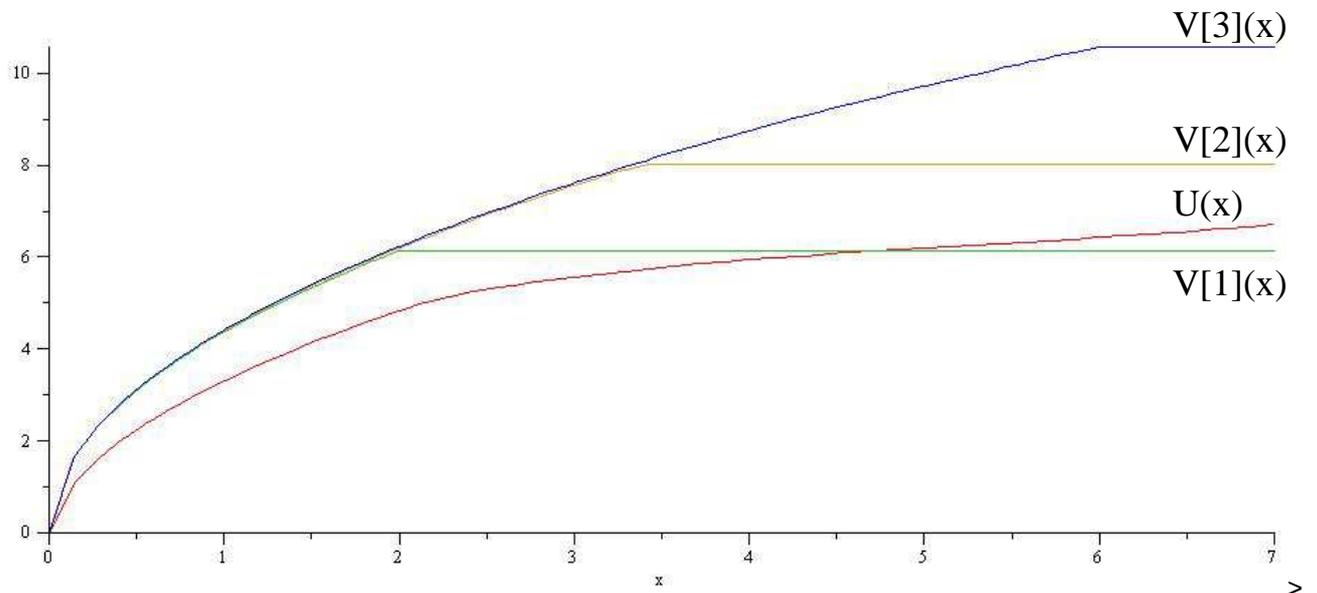
```

$$[x = 5., U(x) = 6.19490073810439678, V_1(x) = 6.13867993486397534 \\ V_2(x) = 8.02359245036082314, V_3(x) = 9.7239837741966113]$$

$$[x = 6., U(x) = 6.42902055614423862, V_1(x) = 6.13867993486397445 \\ V_2(x) = 8.02359245036082314, V_3(x) = 10.5717662120051160]$$

$$[x = 7., U(x) = 6.70429119987064315, V_1(x) = 6.13867993486397801 \\ V_2(x) = 8.02359245036082669, V_3(x) = 10.5717749265250358]$$

```
> #построение графика
plots[odeplot](F, [[x, U(x)], [x, V[1](x)], [x, V[2](x)],
[x, V[3](x)]], 0..7);
```



## Приложение Б – Расчет движения мелких частиц вблизи крупных

&gt;

```
# Определение поперечной скорости uly при обгоне
пылевой частицы крупной
```

```
restart;
```

```
# Задание кусочной функции
```

```
f := piecewise( s(t) > 0, 190.3 · s(t) · exp( - 10
· s(t) ), s(t) = 0, 0, s(t) < 0, 445.8 · s(t) · exp(
-4 · abs(s(t))) );
```

```
h0 := 5.0;
```

```
# Расстояние x между частицами, м
```

```
d1 := 0.010;
```

```
# Диаметр большей частицы, м
```

```
v1n := sqrt( 19.82 · d1
2 );
```

```
# Начальная скорость падения, м/с
```

```
v1 := sqrt( 19.82 · (h0) + v1n2 );
```

```
# Скорость падения, м/с
```

```
uly := d1 · v1 · f;
```

```
# Поперечная скорость частицы, м/с
```

$$f := \begin{cases} 190.3 s(t) e^{-\frac{10}{3} s(t)} & 0 < s(t) \\ 0 & s(t) = 0 \\ 445.8 s(t) e^{-4 |s(t)|} & s(t) < 0 \end{cases}$$

```
h0 := 5.0
```

```
d1 := 0.010
```

```
v1n := 0.314801524
```

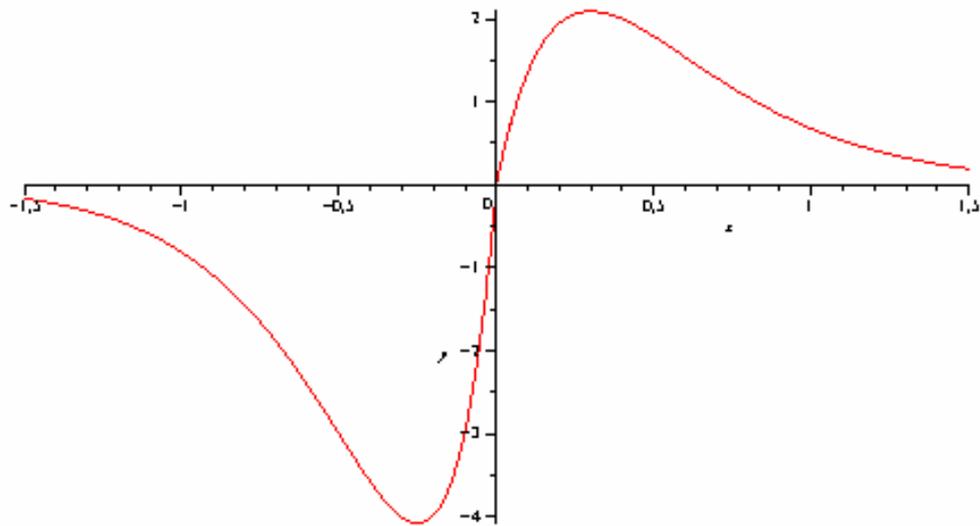
```
v1 := 9.95987449
```

$$uly := 0.09959874497 \begin{cases} \begin{cases} 190.3 s(t) e^{-\frac{10}{3} s(t)} & 0 < s(t) \\ 0 & s(t) = 0 \\ 445.8 s(t) e^{-4 |s(t)|} & s(t) < 0 \end{cases} \end{cases}$$

&gt;

```
# Вывод поперечной скорость частицы, м/с
```

```
plot(uly, s = -1.5 .. 1.5, axes = normal, numpoints
= 1000, labels = [x, y]);
```



# Траектория пылинки при пролете крупной частицы

restart; Digits := 15 :

d1 := 0.01; # Диаметр большей частицы, м

dN := 20.0 · 10<sup>-6</sup>; # Диаметр меньшей частицы, м

x0 := 1.0;

# Начальная координата меньшей частицы

y0 := 0.005;

# Расстояние y между частицами, м

h0 := 0.05;

# Расстояние x между частицами, м

# Физические переменные и зависимости

$\mu := 18 \cdot 10^{-6}$  :  $\rho_m := 2400$  :  $g := 9.81$  :

$K := \frac{18 \cdot \mu}{\rho_m \cdot dN^2}$  :  $tr := \frac{1}{K}$  :  $vNc := g \cdot tr$  :

# Скорость осаждения меньшей частицы, м/с

$v1n := \sqrt{g \cdot d1}$  ;

# Начальная скорость падения, м/с

$v10 := \sqrt{2 \cdot g \cdot (x0 - h0) + (v1n)^2}$  ;

# Составляющая вектора скорости тяжелой частицы

$l := v10 \cdot t + \frac{g}{2} \cdot t^2$  ;

# Путь пройденный частицей, м

$h := t \cdot (vNc - v10) - \frac{g}{2} \cdot t^2 + h0$  ;

# Высота падения частицы, м

$s := \frac{h}{d1}$  ;

>





v

```

# Численный вывод решений t, Fx(t), Fy(t),
  FVx(t), FVy(t), h(t), s(t), Uy(t),
  v1(t)
for t from 0. by .002 to 0.02 do evalf((t),
  4), evalf(Fx(t), 5), evalf(Fy(t), 10),
  evalf(FVx(t), 5), evalf(FVy(t), 5),
  evalf(h(t), 5), evalf(s(t), 5), evalf(Uy(t),
  5), evalf(v1(t), 5)end do;

0., 1., 0.00500000000000.029067, 0., 0.05, 5.0000, 1.8035 10-10, 4.3286
0.002, 1.0001, 0.0050000041640.029067, 0.00000678540.041381,
  4.1381, 1.1161 10-8, 4.3482

0.004, 1.0001, 0.0050000746620.029067, 0.00010113, 0.032724, 3.2724,
  6.7195 10-7, 4.3678

0.006, 1.0002, 0.0050010609860.029067, 0.0013843, 0.024026, 2.4026,
  0.000038352, 4.3875

0.008, 1.0002, 0.0050136910170.029067, 0.017053, 0.015290, 1.5290,
  0.0019291, 4.4072

0.010, 1.0003, 0.0051455912490.029067, 0.15836, 0.006514, 0.65140,
  0.064730, 4.4267

0.012, 1.0003, 0.0057046349860.029067, 0.12321, -0.002300,
  -0.23000, -0.17029, 4.4463

0.014, 1.0004, 0.0052830620820.029067, -0.32447, -0.011154,
  -1.1154, -0.010703, 4.4660

0.016, 1.0005, 0.0047498762210.029067, -0.20015, -0.020048,
  -2.0048, -0.00025174, 4.4855

0.018, 1.0005, 0.0044555315440.029067, -0.10371, -0.028980,
  -2.8980, -0.0000044783, 4.5052

0.020, 1.0006, 0.0043045689480.029067, -0.052877, -0.037952,
  -3.7952, -6.8680 10-8, 4.5248

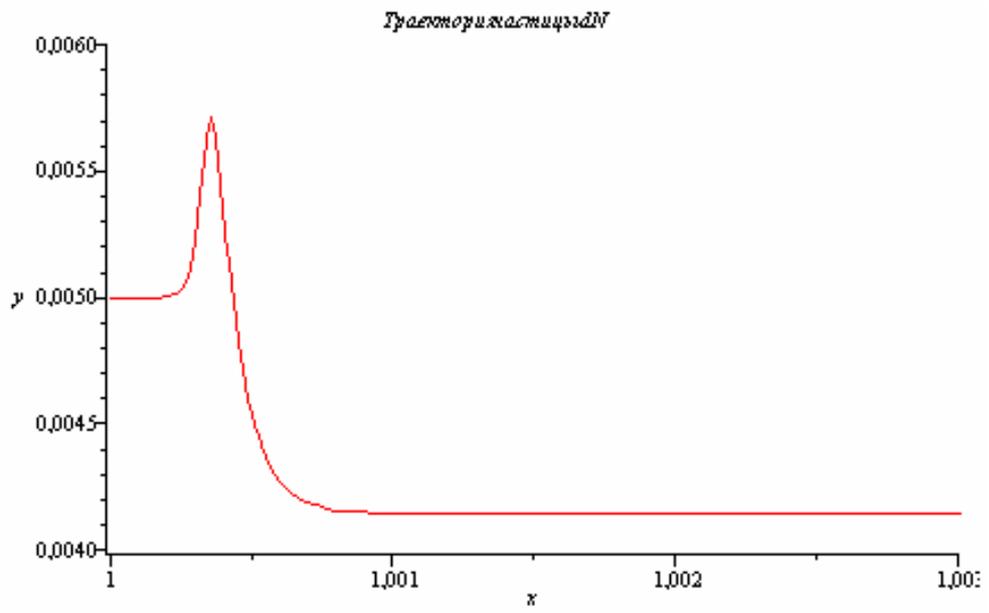
```

v

```

# Вывод траектории пылинки
tk := 0.9 : Fx, Fy := subs(F, x(t)), subs(F,
  y(t)) :
plot([Fx, Fy, 0..tk], axes = normal, labels = [x,
  y], view = [1..1.003, 0.004..0.006], title =
  'Траектория частицы dN', );

```



v

## Приложение В – Программа расчета расхода аспирационного воздуха

```

program skorst;
{$mode objfpc}{$H+}
uses
  FileUtil, SysUtils;
const
  rov=1.2; {плотность воздуха }
  { rop=3600; } rop=2600; {плотность частиц}
  Sstr=0.0078; {площадь поперечного сечения струи}
  D=0.005; {Диаметр барабанного конвейера}
  Gm=1.35; {Массовый расход частиц}
  psi0=1.8; // - коэффициент сопротивления одиночной частицы
  K=250; // Суммарный объем аэродинамической тени частиц в элемен-
тарном объеме
  g=9.81; // ускорение свободного падения
  Nf=3{5}; //количество фракций
  hb=1.2; //высота бункера
  db=1.0; //диаметр бункера
  Spr=0.2; //площадь загрузочных проемов

  dp:array[1..3]of real //диаметры частиц
  =(0.0075, 0.00375, 0.00185) ;

  gp:array[1..3]of real //массовая для частиц, gp[i] - массовое со-
держание в потоке частиц диаметром d[i]
  =(0.13 ,0.42, 0.45);

type
  mass=array[1..Nf]of real;
var
  x,u:real; fl:text; uobr:real; xstr:real; Qa:real;

procedure sodu(var x,u:real); // u - Скорость воздуха

var w,k1,k2,k3,k4,h:real; j:integer;

function fun(x,u:real):real;

var
  V0:real {начальная скорость частицы};
  V{скорость частицы},
  betta {Объемная концентрация частиц}
  :real;
  bet:mass; //{объемная концентрация частиц betta i}
  psi:mass; //Коэффициент лобового сопротивления частицы частиц диа-
метром di
  Sa:real;{// сумма аэродинамических сил всех частиц полифракционно-
го материала не находящихся в тени, Н/м3
  i,j:integer;
  sum:real;

begin

```

```

V0:=sqrt(2*g*D);
V:=sqrt(V0*V0+2*g*x);
betta:=Gm/Sstr/rop/V;
for i:=1 to Nf do
  begin
    bet[i]:=gp[i]*Gm/Sstr/rop/V;
  end;

for i:=1 to Nf do
  begin
    sum:=0;
    for j:=1 to i do sum:=sum+bet[j];
    psi[i]:=psi0*(1-K*sum/(1-betta));
    if psi[i]<0 then psi[i]:=0;
    if psi[i]*rov*sqr(V-u)/4>=dp[i]*rop*g/3 then psi[i]:=0; // Условие
автомодельности
  end;

sum:=0;
for i:=1 to Nf do sum:=sum+bet[i]*psi[i]/dp[i];
Sa:=3/4*rov*sqr(V-u)*sum;

fun:=1/(1-betta)*(Sa/rov-
u*Gm*g/Sstr/rop/(2*g*x+V0*V0)/sqrt(2*g*x+V0*V0));
end;
  begin
h:=0.001; {шаг интегрирования}
k1:=h*fun(x,u);
k2:=h*fun(x+1/2*h,u+1/2*k1);
k3:=h*fun(x+1/2*h,u+1/2*k2);
k4:=h*fun(x+h,u+k3);
u:=u+(k1+2*k2+2*k3+k4)/6;
x:=x+h; //шаг по времени
end;
begin
  assign(fl,'u.txt');
  rewrite(fl);
  x:=0; u:=0;
  xstr:= sqrt(2*Sstr/3.14)/2;
  while x<=hb do
    begin
      sodu(x,u);
      uobr:= 1.2*u/(sqrt(0.06*hb/xstr+0.41));
      Qa:= uobr*Spr;
      writeln('x=',x:0:5,' ', 'u =',u:0:5,' ', '(sqrt(2*g*D+2*g*x)):0:8,'
', 'uobr=',uobr:0:5,' ', 'Qa=',Qa:0:5);
      writeln(fl,x:0:5,' ',u:0:5);
    end;
  close(fl);
  readln;
end.

```

## Приложение Г – Копии документов о внедрении результатов диссертационного исследования

УТВЕРЖДАЮ

Директор дирекции по производству  
ОАО «Стояленский ГОК»  
Крючков А.В.  
« 25 » *Сентябрь* 2018 г.



### АКТ

о внедрении в производство результатов диссертационной работы

**Попова Евгения Николаевича**

Заводская комиссия в составе:

**председатель** – директор дирекции по производству Крючков Александр Викторович,

**члены комиссии** – главный специалист (по эксплуатации энергооборудования) энергетического управления Путинцев А.И., представители БГТУ: проф. Логачев К.И., доц. Овсянников Ю.Г., соискатель Попов Е.Н.

составили настоящий акт в том, что результаты диссертационной работы "Совершенствование методов расчета систем вентиляции при перегрузке сыпучих полидисперсных материалов" соискателя ФГБОУ БГТУ им. В.Г. Шухова Попова Е.Н. использованы при разработке проектной документации технического перевооружения системы аспирации участка дробления КСМД (отм. +28,000) г. Старый Оскол.

Положительным эффектом от применения предложенной в БГТУ им. В.Г. Шухова методики расчета объемов аспирационного воздуха при обеспыливании бункеров силосного типа можно считать упрощение расчетов технологической вентиляции, сокращение времени и затрат при проведении проектной работы.

Установка предложенных экранов отражателей при неизменном расходе системы аспирации привела к уменьшению концентраций пыли в воздухе рабочей зоны над бункерной галереей участка дробления КСМД (отм. +28,000), (таблица 1).

Таблица 1

Результаты замеров пыли в воздухе рабочей зоны и микроклимата на рабочих местах участка дробления КСМД (отм. +28,000)

Дата и время начала отбора	№ объ-екта/ № пробы	Дата про-ведения анализа	Место отбора проб	Технологический процесс	Концентрация пыли в воздухе, мг/м <sup>3</sup>		Микроклимат	
					ПДК максим. разовая сменная	факт	допустимые величины	факт
<b>04.06.2017 Температура атмосферного воздуха: +25,2 С</b>								
04.06.2017 10 <sup>45</sup>	680/ 2314-2317	04.06.2017	Отметка + 28 м. Конвейер СМ - 3, 4	переработка сырья факт: 22627	6	2	<b>24,8 ± 5,9</b> Т = 16 - 27 °С W = 15 - 75 % V ≤ 0,5 м/с	Р = 735 мм рт.ст. Т = 24,3°С W = 68 % V < 0,1 м/с
<b>16.08.2017 Температура атмосферного воздуха: +25,2 С (установлены экраны на секции 1, 2)</b>								
16.08.2017 11 <sup>30</sup>	680/ 2314-2317	16.08.2017	Отметка + 28 м. Конвейер СМ - 3, 4	переработка сырья факт: 22627	6	2	<b>18,3 ± 5,9</b> Т = 16 - 27 °С W = 15 - 75 % V ≤ 0,5 м/с	Р = 741 мм рт.ст. Т = 19,6°С W = 72 % V < 0,1 м/с

Так же установка экранов привела к увеличению расхода воздуха, поступающего в загрузочный проем и, соответственно, к увеличению защитной скорости в нем, (таблица 2),

Таблица 2

Расходы воздуха и скорости в загрузочных проемах бункера участка дробления КСМД (отм. +28,000)

	Без экранов - отражателей		С экранами - отражателями	
	Расход, м3/с	Средняя скорость, м/с	Расход, м3/с	Средняя скорость, м/с
Загрузочный проем	0,88	0,039	0,94	0,042
Холостой проем	0,61	0,027	1,1	0,049
Сумма	1,49	0,066	2,04	0,091

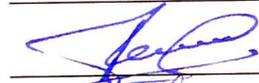
Применение экранов на всей протяженности проемов позволит уменьшить пылевые выбросы в рабочую зону до 26% при тех же энергозатратах.

Председатель комиссии

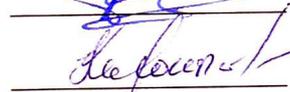


А.В. Крючков

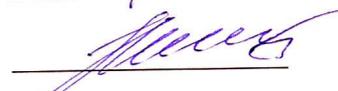
Члены комиссии



А.И. Путинцев



К.И. Логачев



Ю.Г. Овсянников



Е.Н. Попов

Утверждаю  
 директор ООО «Полимарк»  
 Староверов С.В.  
 \_\_\_\_\_ 2017 г.



### АКТ

о внедрении в производство результатов диссертационной работы

**Попова Евгения Николаевича**

Комиссия в составе:

**председатель** – директор ООО «Полимарк» Староверов С.В.,

**члены комиссии** – главный инженер Пагин А.В. представители БГТУ:  
 проф. Логачев К.И., соискатель Попов Е.Н.

составили настоящий акт в том, что результаты диссертационной работы "Совершенствование методов расчета систем вентиляции при перегрузке сыпучих полидисперсных материалов" соискателя ФГБОУ БГТУ им. В.Г. Шухова Попова Е.Н. использованы при разработке проектной документации систем обеспыливающей вентиляции цеха водосодержащих эмульсий филиала ООО «Тиккурила» по адресу: Белгородская обл., г. Старый Оскол, ул. Мебельная, 26.

Положительными эффектом от применения предложенной в БГТУ им. В.Г. Шухова методики расчета объемов аспирационного воздуха при обеспыливании бункеров можно считать упрощение технологических расчетов, сокращение времени и затрат при проведении проектной работы.

Председатель комиссии

\_\_\_\_\_  


Староверов С.В.

Члены комиссии

\_\_\_\_\_  


Пагин А.В.

\_\_\_\_\_  


Логачев К.И.

\_\_\_\_\_  


Попов Е.Н.


 утверждаю  
 первый проректор БГТУ  
 им. В.Г. Шухова  
 Шаповалов Н.А.  
 \_\_\_\_\_ 2018 г.

### АКТ

о внедрении в учебный процесс результатов диссертационной работы

**Попова Евгения Николаевича**

Комиссия в составе:

**председатель** – директор ИСИ, д-р техн. наук, профессор Уваров В.А.,

**члены комиссии** – зам. директора по учебной работе к-д техн. наук, доцент Гольцов А.Б., д-р техн. наук, профессор Логачев К.И., соискатель Попов Е.Н. составили настоящий акт в том, что результаты диссертационной работы "Совершенствование методов расчета систем вентиляции при перегрузке сыпучих полидисперсных материалов" соискателя ФГБОУ БГТУ им. В.Г. Шухова Попова Е.Н. использованы при подготовке курсов лекций по дисциплинам "Вентиляция" и "Основы проектирования и конструирования обеспыливающих систем" для бакалавров направления 08.03.01 "Строительство", профилей "Теплогасоснабжение и вентиляция", "Теплогасоснабжение, вентиляция, водоснабжение и водоотведение зданий, сооружений населенных пунктов".

Председатель комиссии

  
 \_\_\_\_\_

Уваров В.А.

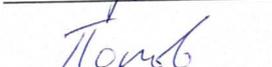
Члены комиссии

  
 \_\_\_\_\_

Гольцов А.Б.

  
 \_\_\_\_\_

Логачев К.И.

  
 \_\_\_\_\_

Попов Е.Н.