

Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук

На правах рукописи

ГОВОРУХИН Юрий Михайлович

**МЕТОДОЛОГИЯ УПРАВЛЕНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ
ПРИ ВЫСОКОИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Специальность 2.8.6 – «Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки)»

Диссертация на соискание учёной степени
доктора технических наук

Научный консультант:
проф., д.т.н. Кубрин С.С.

Москва, 2025

СОДЕРЖАНИЕ

Перечень сокращений и обозначений.....	8
Введение.....	9
1 Анализ состояния системы прогноза геомеханических и аэрогазодинамических параметров выемочных участков.....	23
1.1 Обоснование актуальности и перспективные направления исследований.....	23
1.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов на выемочных участках	28
1.2.1 Анализ комплекса мероприятий по управлению газовыделением при отработке пологих пластов.....	28
1.2.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в тупиках, проветриваемых за счёт диффузии....	34
1.2.3 Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок.....	37
1.3 Анализ результатов исследований закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков.....	45
1.3.1 Анализ результатов исследований геомеханических процессов в зонах обрушения	45
1.3.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения. Условия формирования газового коллектора.....	53
1.4 Методы оценки дебита метана. Газовый баланс участка	60
1.4.1 Методы расчёта метанообильности горных выработок	60

1.4.2 Источники метанообильности на выемочном участке.	
Структура газового баланса.....	63
1.5 Анализ существующих проблемно-ориентированных пакетов программ	64
Выводы по главе 1 и постановка задач исследования	68
2 Исследование и моделирование геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках	73
2.1 План и методика проведения исследования.	
Экспериментальные исследования	73
2.1.1 Планирование и обоснование направлений исследования.	
Описание объектов исследования.....	73
2.1.2 Методика и результаты обработки данных о строении геомассива	80
2.1.3 Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка	82
2.1.4 Проницаемость обрушенных пород в выработанном пространстве. Методика обработки данных и полученные результаты	92
2.1.5 Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии	96
2.1.6 Методика и результаты обработки данных воздушно-депрессионных съёмов шахтных вентиляционных сетей ..	101
2.2 Адаптация геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива	108

2.3 Разработка и адаптация математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения.....	112
2.3.1 Разработка физической модели процессов формирования зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба	112
2.3.2 Экспериментальные зависимости по оценке высоты зоны обрушения участка геомассива	117
2.3.3 Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов.....	118
2.4 Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках.....	123
2.5 Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках	129
Выводы.....	129
3 Исследование и научное обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок.....	134
3.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров.....	134
3.2 Описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках	139
3.3 Исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью	142

3.4 Исследование и обоснование значений коэффициентов α в условиях применения рамной крепи из спецпрофиля	145
3.4.1 Базовая модель выработки, геометрические параметры. Матрица начальных условий	146
3.4.2 Обоснование протяжённости моделируемой выработки	149
3.4.3 Программное обеспечение для автоматизированного формирования моделей выработок. Создание стека моделей	151
3.4.4 Обработка и обобщение полученных результатов моделирования	155
3.4.5 Достоверность результатов исследования	163
Выводы	165
4 Исследование аэродинамических особенностей тупиков, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии	167
4.1 Тупики, проветриваемые за счёт турбулентной диффузии, в вентиляционной сети выемочных участков	167
4.2 Описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии	168
4.3 Исследование аэродинамических параметров пространств между перемычкой и действующей выработкой	170
4.3.1 Схема построения моделей тупиков, геометрические параметры расчётной области и начальные условия	170
4.3.2 Обоснование достоверности результатов численного моделирования	172
4.3.3 Обработка результатов численного моделирования	176
4.3.4 Обобщение результатов исследования	189
Выводы	191

5 Исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке высоконагруженными очистными забоями пологих пластов	193
5.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях с учётом выработанных пространств ...	193
5.2 Моделирование и исследование геомеханических процессов в области зоны сдвижения	196
5.2.1 Выявление системных особенностей процессов при обрушении слоёв пород кровли	196
5.2.2 Оценка распределения коэффициентов разрыхления, уплотнения и проницаемости обрушенных и дезинтегрированных пород	203
5.2.3 Оценка параметров фильтрационных потоков в пористой среде выработанного пространства	208
5.3 Разработка и адаптация программы для моделирования аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения	212
5.4 Моделирование процессов формирования зоны обрушения и обобщение результатов	215
5.5 Достоверность полученных результатов	226
Выводы	227
6 Разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках	232
6.1 Управление газовыделением средствами вентиляции и дегазации	232
6.2 Исследование воздухораспределения на выемочных участках при различных схемах проветривания с изолированным отводом	236

6.2.1 Схемы проветривания с изолированным отводом по примыкающему к очистному забою участку выработанного пространства.....	238
6.2.2 Схемы проветривания с изолированным отводом по ограниченному участку выработанного пространства..	244
6.2.3 Схемы проветривания с изолированным отводом по неограниченному участку выработанного пространства.....	246
6.3 Исследование закономерностей протекания аэрогазодинамических процессов в области зон обрушения выемочных участков.....	253
6.4 Методологическая основа адаптации систем управления газовыделением.....	262
Выводы.....	264
Заключение	267
Список использованных источников	273
Приложение	311

ПЕРЕЧЕНЬ СОКРАЩЕНИЙ И ОБОЗНАЧЕНИЙ

В настоящей работе применены следующие сокращения и обозначения:

АГК	– аэрогазовый контроль;
ВДС	– воздушно-депресссионная съёмка;
ВП	– выработанное пространство;
в/у	– выемочный участок;
ГОУ	– газоотсасывающая установка;
ДСК	– декартова система координат;
ИАС ВГСЧ	– база данных «Информационно-аналитическая система ВГСЧ»;
КЭ	– конечный элемент;
МВС	– метановоздушная смесь;
МКО	– метод контрольных объёмов;
МКР	– метод конечных разностей;
МКЭ	– метод конечных элементов;
ОПО	– опасный производственный объект ведения подземных горных работ;
Сечение <i>I</i>	– вертикальное сечение зоны сдвижения по простиранию пласта (по центру выемочного участка вдоль линии подвигания забоя);
Сечение <i>II</i>	– вертикальное сечение зоны сдвижения вкрест простирания пласта (перпендикулярно линии подвигания забоя по центру выработанного пространства текущей длины);
ШВС	– шахтная вентиляционная сеть.

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В современных условиях подземная добыча угля механизированными комплексами в очистных забоях длиной 150 м и более связана с ограничениями по газовому фактору. В следствии реализации прогрессивных технологических схем, обеспечивающих концентрацию основных процессов, наращивания интенсификации горных работ за счёт увеличения длин подготавливаемых выемочных столбов (до 4500 м), очистных забоев (до 500 м), а также внедрения высокопроизводительного оборудования, позволяющего проводить выработки с темпом, равным 300 м/мес (до 1 км/мес) и доводить нагрузку на очистные забои до 25-35 тыс. т/сут, значительно возросла абсолютная газообильность как действующих очистных выработок (до 20-25 м³/мин), так и выработанных пространств (до 100-120 м³/мин и более). Повышенные дебиты метана связаны в том числе с увеличением глубины ведения горных работ (до 1 км и более) и связанной с ней газоносностью слоёв геомассива. Высокие скорости подвигания очистных забоев при управлении кровлей полным обрушением приводят к комплексному многопараметрическому взаимодействию в пространстве и времени геомеханических и аэрогазодинамических процессов. Это обуславливает возникновение так называемого «газового барьера», для преодоления которого разработаны вариативные решения. Созданы различные схемы проветривания выемочных участков и способы дегазации, а также увеличены площади поперечного сечения горных выработок до 20-30 м² и более для обеспечения большего расхода воздуха в очистной выработке, обособленного проветривания и «аэродинамической изоляции» отработанных пространств при реализации комбинированных схем проветривания.

Выемочные участки с точки зрения аэрогазодинамических процессов являются динамическими системами со множеством взаимосвязанных и изменяющихся элементов. Указанные выше осложняющие факторы детерминируют барьер в технологической схеме предприятия по фактору метанобезопасности и накладывают ограничения на ритмичную и эффективную работу очистного

оборудования в забоях, отрабатывающих высокогазоносные пологие пласты. В связи с этим требуется разработка и внедрение эффективных систем управления газовыделением. Определяющее влияние на процессы проветривания участковых выработок и разжижения выделяющихся в них вредных до безопасных концентраций оказывают зоны обрушения, возникающие в процессе сдвижения геомассива при отработке выемочных столбов. В процессе структурного преобразования пород, их обрушения и дезинтегрирования возникают так называемые «купола» зоны обрушения, в которые может выделяться и накапливаться метан, т. е. происходит образование техногенного резервуара метана, называемого также газовым коллектором. Из него газ вместе с утечками воздуха может поступать в действующие выработки, а также интенсивно вытесняться при посадках консолей кровли. Кроме того, с расширением применения технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов произошёл рост количества сопряжений оконтуривающих выработок с подготовительными и, соответственно, числа перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного участка пласта. Образующиеся пространства (тупики) между перемычками и действующими сквозными горными выработками проветриваются за счёт турбулентной диффузии. В них при недостаточности проветривания и поступлении метана возможно образование его локальных скоплений.

Указанное выше подтверждается техногенными авариями, произошедшими на опасных производственных объектах ведения подземных горных работ по добыче угля и связанных со взрывами метановоздушных смесей и угольной пыли: ш. Зыряновская (02.12.1997); ш. Тайжина (10.04.2004); ш. Есаульская (09.02.2005); ш. Ульяновская (19.03.2007); ш. Юбилейная (24.05.2007); ш. Распадская (08.05.2010); ш. Северная (25.02.2016); ш. Листвяжная (25.11.2021). Основными причинами стало формирование локальных скоплений метана в участковых выработках, а также наличие газового коллектора в куполах зон обрушения и вытеснение метана из них в очистные выработки при посадках консолей кровли, что происходит

при низкой эффективности существующих систем управления газовыделением. Таким образом, разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, является актуальной научной проблемой.

Проблемами проветривания горных выработок, проницаемости высокопористых сред, фильтрации метановоздушных смесей и формирования в куполах зон обрушения газового коллектора занимались такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: А.А. Скочинский, Ф.А. Абрамов, С.С. Андрейко, И.Е. Болбат, В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, А.С. Воронюк, Е.И. Глузберг, Н.Ф. Гращенков, А.Ф.Г. Дарси, В.А. Емельянов, В.Н. Захаров, И.Е. Идельчик, Н.О. Каледина, Т. фон Карман, А.М. Карпов, Н.М. Качурин, В.В. Кашибадзе, Ф.С. Клебанов, С.С. Кобылкин, В.А. Колмаков, В.Б. Комаров, А.Ю. Крайнов, Ю.В. Круглов, А.И. Ксенофонтова, С.С. Кубрин, С.В. Кузнецов, Г.М. Ломизе, О.Н. Малинникова, И.Д. Машенко, А.Ф. Милетич, М.Д. Миллионщиков, Л.Л. Миньков, П.И. Мустель, А.А. Мясников, И. Никурадзе, М.М. Ольвовский, Л.Д. Павлова, Д.Ю. Палеев, М.А. Петрушев, И.М. Печук, Г.Я. Полевщиков, Л. Прандтль, Л.А. Пучков, О. Рейнольдс, Е.И. Рогов, Г.Г. Стекольников, О.В. Тайлаков, Б.Г. Тарасов, А.М. Тимошенко, В.А. Трофимов, К.З. Ушаков, В.Н. Фрянов, В.Н. Щелкачев, G.S. Esterhuizen, C.J. Hall, H.L. Hartman, C.O. Karacan, R. Kharkar, G.E. McElroy, M.J. McPherson, B.R. Pursall, M.O. Rahim, T.X. Ren, A.C. Smith, A.M. Wala, L. Yuan и многие др.

Существенный вклад в изучение геомеханических процессов, протекающих при формировании как зон обрушения, так и в целом зон сдвижения внесли такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: С.Г. Авершин, И.В. Баклашов, А.А. Борисов, П.В. Егоров, Ж.С. Ержанов, Л.В. Ершов, В.Н. Захаров, Ж.М. Канлыбаева, Б.А. Картозия, Н.М. Качурин, Г.Н. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, В.И. Мурашев, Л.Д. Павлова, М.В. Рыльникова, В.Д. Слесарев, Б.Г. Тарасов, В.А. Трофимов, В.Н. Фрянов, Г.Г. Штумпф,

О. Якоби, G.S. Esterhuizen, C.O. Karacan, S.W. Kingman, I.S. Lowndes, M.D.G. Salamon, D.N. Whittles и многие др.

Связь темы диссертации с научно-техническими программами.

Научные исследования проведены в рамках:

- поисковой научно-исследовательской работы «Разработка и реализация газодинамической модели формирования газового коллектора и миграции газозоудшнй смеси в выемочном участке при отработке свиты угольных пластов по интенсивным технологиям», выполненной согласно государственному контракту от 31.03.2010 № П41 (Федеральная целевая программа «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013 годы»);

- научно-исследовательской работы «Разработка Единой методики по определению загазироваанных взрывчатой смесью объёмов, принимаемых для расчёта силы взрыва и последующего распространения поражающих факторов по горным выработкам» (НИР «Сила взрыва»), выполненной согласно п. 1 раздела XII Плана научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ МЧС России на 2019 год и плановый период 2020 и 2021 годов (Рег. № НИОКТР АААА-А19-119042390006-9, Рег. № ИКРБС АААА-Б19-219121090042-1);

- научно-исследовательской работы «Исследование и обоснование эффективности применения моделей шахтных вентиляционных сетей при решении комплекса задач научного, экспертного и инженерного сопровождения аварийно-спасательных работ» (НИР «Эффективность ШВС»), выполненной согласно п. 1 раздела X Плана научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ МЧС России на 2021 год и плановый период 2022 и 2023 годов (Рег. № НИОКТР 121030500080-4, Рег. № ИКРБС 221120100162-8);

- научно-исследовательской работы «Разработка научно обоснованных предложений по прогнозу, оценке источников, мощности и поражающих факторов взрывов метанопылевоздушных смесей в горных выработках угольных

шахт», выполненной ИПКОН РАН по заказу Министерства энергетики Российской Федерации в 2022-2023 годах согласно государственному контракту № 0173100008322000063/К/12 от 31.10.2022 (Рег. № НИОКТР 122120100056-0);

- научно-исследовательской работы «FMMS-2024-0008 Разработка фундаментальных основ возникновения, развития и прогнозирования катастрофических многофазных процессов в техногенно изменяемом массиве горных пород», выполняемой ИПКОН РАН в 2024-2025 гг.

Объектом исследования являются геомеханические и аэрогазодинамические процессы, происходящие в подземных горных выработках и зоне обрушения геомассива в границах выемочных участков на пологих пластах, отрабатываемых механизированными комплексами в очистных забоях длиной 150 и более метров.

Предметом исследования являются закономерности протекания геомеханических и аэрогазодинамических процессов при формировании высокопроницаемого участка дезинтегрированных пород в зоне обрушения и образовании газового коллектора, изменения аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок с сечением свыше 16 м^2 , проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии.

Целью работы является разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, обеспечивающей нормативный уровень безопасности и ритмичность добычи угля.

Идея работы заключается в использовании закономерностей взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов в системе «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

Для достижения поставленной цели при исследовании в диссертации решены следующие задачи:

1. Анализ и обоснование перспективных направлений, обеспечивающих разработку методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов с учётом взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов.

2. Исследование и обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок сечением свыше 16 м^2 , закреплённых современными видами крепей.

3. Исследование аэродинамических особенностей тупиков, оставляемых при возведении перемычек для изоляции отработанных выемочных столбов и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

4. Исследование закономерностей распределения в пространстве и времени параметров геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, с целью определения аэродинамических характеристик обрушенной среды и интегрирования её модели в модель шахтной вентиляционной сети.

5. Исследование особенностей формирования газового коллектора, как свободного пространства в куполах зоны обрушения, на участках, примыкающих к очистному забою выше плоскости вынимаемого пласта угля.

6. Исследование и разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями длиной 150 м и более с учётом взаимодействия элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

Методы исследований. Комплексный подход к выполнению исследований заключается в использовании методов математической статистики, контрольных объёмов и конечных элементов, трёхмерного моделирования, анализа горно-геологических и горнотехнических условий отработки пологих пластов угольных шахт, ГИС-технологии. Кроме того, для решения поставленных задач применён системный анализ и обобщение результатов научных исследований, выполненных ранее другими исследователями, в том числе практических данных по замерам фильтрационных параметров зон обрушения.

В рамках распараллеливания вычислительных задач при выполнении исследования собран кластер типа Beowulf, работающий под управлением операционной системы GNU/Linux.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. На дебит метана из зоны обрушения, как техногенно сформированного дезинтегрированного участка геомассива, в действующие выработки оказывают влияние: кривизна линий фильтрационных потоков, давление воздуха в вентиляционных струях, динамика параметров газового коллектора, проницаемость обрушенной среды, которые в дополнение к уже имеющимся факторам позволяют прогнозировать расположение локальных зон скоплений метана в пределах выемочного участка.

2. Значения коэффициентов аэродинамического сопротивления трения α горных выработок, закреплённых анкерной и рамной металлической (арочной) крепями, варьируются по квадратичной зависимости от площади поперечного сечения и шага установки элементов крепи. Для рамной крепи при неизменном сечении максимальные значения коэффициентов α соответствуют шагу установки элементов, равному 1,0-1,2 м. Для условий комбайнового способа проведения выработок и анкерного их крепления средняя высота выступов шероховатости стенок составляет 107 мм.

3. Длина проветриваемого за счёт турбулентной диффузии участка тупика, который образован между перемычкой и действующей сквозной горной выработкой, определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м в зависимости от ширины и высоты данного тупика. При этом скорость движения воздуха в данном вихре, соответствующая минимально допустимой и равная 0,15 м/с, поддерживается при скорости потока в смежной сквозной выработке не менее 1 м/с.

4. Проницаемость $k_{пр.д}$ техногенно сформированного участка дезинтегрированного геомассива при исходной пористости пород от 1,0 до 10,0 % в зоне обрушения составляет: при $k_{р.макс} = 1,8$ – $k_{пр.д}$ от 8,8-22,2 Д до 1020-1140 Д; при $k_{р.макс} = 2,0$ – $k_{пр.д}$ от 15,6-33,5 Д до 1310-1430 Д; при $k_{р.макс} = 2,1$ –

$k_{\text{пр.д}}$ от 19,9-40,2 Д до 1430-1550 Д. Значения проницаемости $k_{\text{пр.д}}$ в куполах зоны обрушения составляют от 0,05-1,62 Д до 2,15-8,19 Д, а на участке зоны трещин и разломов, примыкающем к зоне обрушения, от 0,01-1,14 Д до 0,39-3,38 Д.

5. Участок зоны обрушения, примыкающий к очистному забою, следует делить на три области: закрепное пространство, газовый коллектор, обрушенные и дезинтегрированные породы, на форму и размеры которых оказывают влияние: протяжённость призабойного пространства $l_{\text{оз}}$, мощность пласта, принятая к отработке $m_{\text{в}}$, структура, крепость $f_{\text{сл}}$, трещиноватость $l_{\text{тр}}$ и мощность $m_{\text{сл}}$ слоёв кровли. В зависимости от указанных параметров объём газового коллектора может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя. В установившемся режиме посадки основной кровли объёмы газового коллектора и закрепного пространства изменяются взаимосвязано и ступенеобразно. При этом данные изменения являются противоположно направленными: при увеличении объёма $\Delta V_{\text{г.к}}$ (за счёт отделения блоков зависшей консоли и их падения) происходит уменьшение объёма $\Delta V_{\text{з.пр}}$ и наоборот.

6. Методология, основанная на совместном учёте элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения», позволяет оценивать геомеханические и аэрогазодинамические параметры процессов формирования купола обрушения и применять адаптируемые к существующим условиям системы управления газовойде-лением, обеспечивающие высокий уровень безопасности горных работ и ритмичность добычи угля в очистном забое.

Научная новизна работы состоит в следующем:

1. Обоснована необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» с целью выполнения прогноза дебитов метана с учётом влияния газового коллектора, формирующегося в куполе зоны обрушения.

2. Впервые получены коэффициенты α горных выработок, закреплённых анкерной и рамной арочной крепями, отличающиеся их ранжированием для рамной крепи по номеру спецпрофиля (от СВП-17 до СВП-33), шагу установки элементов крепления (от 0,3 до 1,2 м) и площади поперечного сечения (до 37,7 м²), а для анкерной крепи – по площади поперечного сечения (до 36,0 м²) горной выработки.

3. Научно обоснованы и впервые получены длины участков тупиков, между перемычкой и сквозной выработкой, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, при этом установлены зависимости скорости движения воздуха в первом пространственном вихре от скорости потока в сквозной горной выработке.

4. Предложена физическая и основанная на ней математическая модель, описывающие последовательность геомеханических процессов, происходящих при формировании выработанного пространства и зоны обрушения в целом: посадка кровли, дезинтегрирование и фрагментирование пород на блоки; разрыхление и уплотнение при дальнейшей активной стадии процессов сдвижения, отличающиеся от ранее предлагаемых учётом влияния следующих параметров: m_v , м; $h_{обр}$, м; коэффициенты $k_{пр}$, м², $l_{ш}$, м; коэффициенты k_r , доли ед., $k_{упл}$, доли ед., $k_{пс}$, доли ед.; $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, сут; $l_{тр}$, м; $m_{обр.сл}$, м; шаги $l_{о.к}$, м, и $l_{н.к}$, м.

5. Разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

6. Обоснованы направления адаптации систем управления газовыделением при комбинации протекающих процессов, отличающиеся возможностью выполнения прогноза параметров процесса формирования газового коллектора.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

- адекватностью применяемого математического аппарата;
- использованием представительного объёма данных натурных замеров, выполненных в ходе воздушно-депресссионных съёмок, систем аэрогазового контроля, датчиков давления в гидросистеме секций механизированной крепи, а также скорости воздуха в тупиках между перемычкой и сквозной горной выработкой за счёт турбулентной диффузии;
- использованием ранее полученных практических данных по замерам фильтрационных параметров зон обрушения, их обработкой и обобщением в соответствии с задачами, поставленными в диссертации;
- использованием фактических горно-геологических и горнотехнических данных выемочных участков угольных шахт для адаптации моделей к задачам исследования;
- достаточной сходимостью полученных результатов с известными теоретическими и практическими представлениями о геомеханических и аэрогазодинамических процессах при отработке выемочных столбов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, на пологих пластах угольных шахт.

Практическая значимость работы:

1. Предложен метод моделирования единого газодинамического комплекса выемочного участка посредством интегрирования модели зоны обрушения в модель шахтной вентиляционной сети. Он основан на использовании разработанных физической и математической моделях процессов, происходящих при формировании зоны обрушения в ходе сдвижения геомассива и образовании пустот в приконтурных частях.

2. Создан программный пакет «Аэродинамика», позволяющий на основе расчётов прогнозировать трёхмерное распределение фильтрационных параметров дезинтегрированной среды зоны обрушения с учётом протекающих

геомеханических процессов при сдвигении пород (авторы: Ю.М. Говорухин, С.С. Кубрин).

3. Разработана компьютерная программа «Вентиляция выемочных участков» (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796), позволяющая выполнять расчёты дебитов метана из основных источников газового баланса выемочного участка, необходимых расходов воздуха на выемочный участок и параметров системы изолированного отвода метановоздушной смеси (авторы: Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев).

4. Разработана база данных «Информационная система по учёту аварий на объектах ведения горных работ» (свидетельство о регистрации № 2021620303), позволяющая обрабатывать и хранить модели шахтных вентиляционных сетей опасных производственных объектов ведения подземных горных работ и в том числе вести учёт причин загазования выработок выемочных участков угольных шахт (авторы: Д.Ю. Палеев, Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, И.М. Поздеева).

5. Проведена обработка практических данных воздушно-депресссионных съёмок и выполнены численные эксперименты, по результатам которых построены зависимости и сформированы табличные значения коэффициентов α выработок сечением свыше 16 м^2 , закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепями.

6. Установлены параметры эффективного проветривания тупиков, оставляемых при изоляции отработанных выемочных столбов, за счёт турбулентной диффузии.

7. Предложен подход по адаптации систем управления газовыделением при комбинации протекающих взаимосвязанных геомеханических и аэрогазодинамических процессов как в действующих выработках, так и в зоне обрушения, применение которого обеспечит безопасную и ритмичную высокоинтенсивную добычу угля.

Реализация результатов работы. Результаты научных исследований реализованы в:

- приказе Ростехнадзора от 08.11.2024 № 343 «Об утверждении Руководства по безопасности «Методические рекомендации по определению зон загазования, параметров взрывоустойчивых перемычек и оценке полноты и достоверности компьютерных моделей вентиляционной сети шахты»;

- статьях «Давление горное» и «Дегазация угольных пластов» (т. 1), вошедших в энциклопедию «Гражданская защита» (энциклопедия в 4-х томах; под общей ред. В.А. Пучкова / МЧС России. – М.: ФГБУ ВНИИ ГОЧС (ФЦ), 2015. – URL: <https://www.mchs.gov.ru/deyatelnost/zashchita-naseleniya-i-territoriy-ot-chrezvychaynyh-situaciy/grazhdanskaya-zashchita>);

- сборнике нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Коллектив авторов. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с. (Руководство по проведению воздушно-депресссионных съёмок объектов ведения горных работ, Руководство по проведению газовых съёмок угольных шахт);

- опытной эксплуатации программы «Аэродинамика» в ООО «ШахтЭксперт-Системы» при выполнении прикладных научно-исследовательских работ и разработке рекомендаций по повышению эффективности систем управления газовойделением на выемочных участках шахт (Акт об использовании Программы).

Апробация работы. Основные положения диссертации докладывались и обсуждались на российских и международных конференциях, круглых столах и симпозиумах: «Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых» (Новокузнецк, 2008), «Проблемы и перспективы добычи и переработки угля в Кузбассе» (Прокопьевск, 2010), «Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» (Новокузнецк, 2010-2024), «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности» (Кемерово, 2011), Конференция по проблемам безопасности, посвящённая 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России (Москва, 2012), «Неделя горняка – 2015» (Москва, 2015),

«Безопасность технологических процессов и производств» (Екатеринбург, 2021), «Актуальные вопросы деятельности военизированных горноспасательных частей» в рамках салона «Комплексная безопасность – 2021» (Москва, 2021), «Проблемы нелинейной геомеханики на больших глубинах» (Новосибирск, 2023), «Развитие производительных сил Кузбасса» в рамках секции «Промышленная безопасность» (Кемерово, 2023), «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» (Москва, ИПКОН РАН, 2024), «Наука о данных, геоинформатика и системный анализ в изучении Земли» (Суздаль, 2024), «Проблемы техносферной безопасности. Ликвидация последствий чрезвычайных ситуаций» (Донецк, 2025).

В 2009 году в составе научного коллектива кафедры Геотехнологии Сибирского государственного индустриального университета получены диплом и бронзовая медаль за адаптацию программ «Вентиляция 1.0», «Ударная волна 1.0» ИУУ СО РАН для обеспечения учебного процесса по дисциплинам: «Вентиляция», «Аэрология горных предприятий», «Безопасность ведения горных работ», «Имитационное моделирование», «Геоинформационные системы».

В 2017 году за программу для ЭВМ «Вентиляция выемочных участков», представленную на конкурс «Лучший экспонат», проводимый в рамках Международной специализированной выставки «Уголь России и Майнинг», «Охрана, безопасность труда и жизнедеятельности», «Недра России», получены диплом и серебряная медаль.

В 2021 году в рамках межведомственного опытно-исследовательского учения «Безопасная Арктика – 2021» выполнена апробация разработанной по результатам исследования методики оценки объёмов загазования горных выработок.

В 2024 году за разработку многорядной системы перфорированных преград для снижения избыточного давления во фронте ударной воздушной

волны в составе авторского коллектива ФГКУ «Национальный горноспасательный центр» получен диплом Лауреата премии МЧС России за научные и технические разработки.

Публикации. Основные результаты исследований представлены в 47 опубликованных работах, из них 20 – в изданиях, рекомендуемых ВАК Министерства высшего образования и науки России. Получено 1 свидетельство Российской Федерации о государственной регистрации программы для ЭВМ, 1 свидетельство – базы данных. Подана заявка на 1 патент (от 16.06.2025 рег. № 2025116356). Издано 2 учебных пособия.

Объём работы. Диссертация состоит из введения, шести глав, заключения, списка использованных источников из 347 наименований, содержит 317 страниц машинописного текста, 163 рисунка, 46 таблиц и 1 приложение.

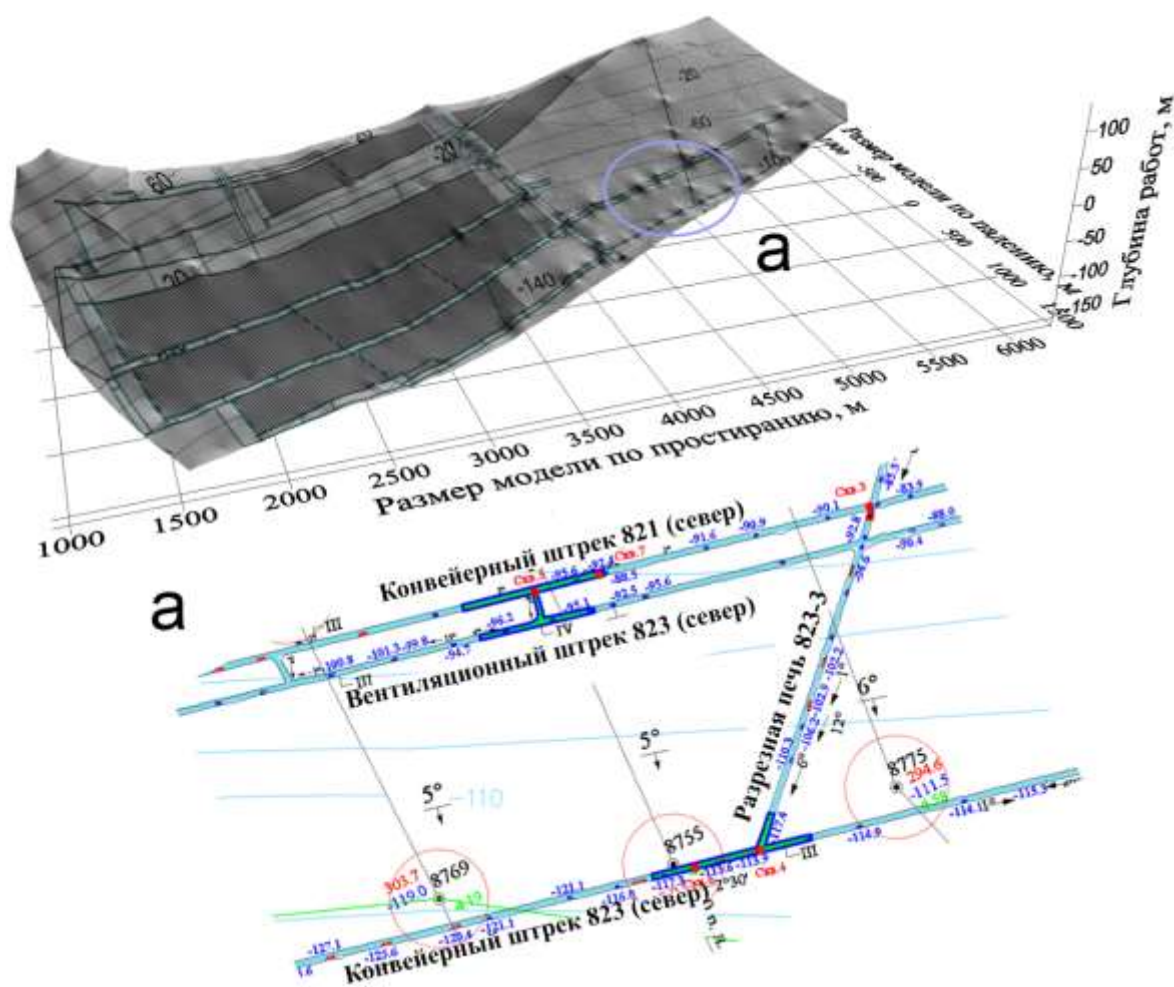
1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ ПРОГНОЗА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

1.1 Обоснование актуальности и перспективные направления исследований

В современных условиях подземная добыча угля с применением механизированных комплексов в очистных забоях длиной 150 м и более связана с ограничениями по различным факторам, в том числе газовому [82-85, 95, 104, 109, 137, 149, 152-154, 183-186, 196, 197, 212]. Значительно возросла абсолютная газообильность как действующих очистных выработок (до 20-25 м³/мин), так и зон обрушения (до 100-120 м³/мин). Это связано с реализацией прогрессивных технологических схем, обеспечивающих концентрацию основных процессов, наращиванием интенсификации очистных работ за счёт увеличения длин подготавливаемых выемочных столбов (до 4500 м) и очистных забоев (до 500 м), а также внедрением высокопроизводительного горношахтного оборудования, позволяющего проводить подземные горные выработки с темпом, равным 300 м/мес (до 1 км/мес), и доводить нагрузку на очистные забои до 25-35 тыс. т/сут [213, 271]. Повышенные дебиты метана обусловлены в том числе увеличением глубины ведения горных работ (до 1 км и более) и связанной с ней газоносности слоёв геомассива (до 20-25 м³/т сухой беззольной массы и более).

Перечисленные выше факторы, в совокупности с управлением кровлей полным обрушением, приводят к комплексному многопараметрическому взаимодействию в пространстве и времени геомеханических и аэрогазодинамических процессов и, как отмечается в работе [196], появлению ранее не наблюдавшихся особенностей пространственного распределения напряжённо-деформированного состояния углепородного геомассива. Появляется так называемый «газовый барьер», для целей преодоления которого предложены решения в том числе посредством увеличения площадей поперечного сечения гор-

ных выработок до 20-30 м² и более (рисунок 1.1) для целей обеспечения большего расхода воздуха в очистной выработке, обособленного проветривания и «аэродинамической изоляции» выработанного пространства (далее – ВП) при реализации комбинированных схем проветривания.



(площадь сечения) $S = 20,4 \text{ м}^2$; (высота) $h = 4,0 \text{ м}$; (ширина) $w = 5,1 \text{ м}$;
(длина штреков) $L = 2500-2700 \text{ м}$; (длина очистного забоя) $l_{0.3} = 240 \text{ м}$
Рисунок 1.1 – Фрагмент плана горных выработок шахты «Листвяжная»

В общей совокупности указанное выше оказывает существенное влияние на взаимодействующие геомеханические и аэрогазодинамические процессы, протекающие при отработке пластов, и детерминирует ограничения на ритмичность работы очистного оборудования. С целью обеспечения надлежащего уровня промышленной безопасности, интенсивной отработки пологих пластов с высокой газоносностью и недопущения возникновения аварийных

ситуаций, связанных с загазованием горных выработок и взрывами метановоздушных смесей (далее – МВС) [1-3, 6] необходимы исследования, направленные на разработку и адаптацию систем управления газовыделением с учётом специфичных горно-геологических и горнотехнических условий определённого выемочного участка. Показатели функционирования этих комплексных горнотехнических систем, режим работы технологического оборудования определяют эффективность угледобывающего предприятия в целом [186, 314].

Основополагающее влияние на процессы проветривания участковых выработок и разжижения выделяющихся в них вредностей до безопасных концентраций оказывают зоны обрушения, возникающие в ходе сдвижения геомассива при отработке выемочных столбов. В процессе структурного преобразования пород, их обрушения и дезинтегрирования возникают так называемые «купола» зоны обрушения, в которые может выделяться и накапливаться метан, т. е. происходит формирование техногенного резервуара метана – газового коллектора. Из него газ вместе с утечками воздуха может поступать в действующие выработки, а также интенсивно вытесняться при посадках консолей кровли [314]. Кроме того, с расширением применения технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов произошёл рост количества сопряжений участковых выработок с подготовительными и, соответственно, числа перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного столба. Образующиеся пространства между перемычками и действующими сквозными горными выработками (тупики) проветриваются за счёт турбулентной диффузии. В них при недостаточности проветривания и поступлении метана возможно образование его локальных скоплений ограниченных объёмов.

Указанное выше подтверждается техногенными авариями, произошедшими на шахтах России и связанных со взрывами МВС и угольной пыли: ш. Зырянская (02.12.1997); ш. Тайжина (10.04.2004); ш. Есаульская (09.02.2005); ш. Ульяновская (19.03.2007); ш. Юбилейная (24.05.2007); ш. Распадская (08.05.2010); ш. Северная (25.02.2016); ш. Листвяжная (25.11.2021);

ш. Алардинская (08.12.2024). Основными причинами данных аварий стало формирование локальных скоплений метана в выработках выемочных участков из-за недостаточности проветривания, а также наличие газового коллектора в куполах зон обрушения и вытеснение метана из них в очистные выработки при посадках кровли, а также при первичных вспышках МВС, что происходит при недостаточной эффективности систем управления газовыделением [24-31, 72, 83, 124, 127, 129, 130, 152, 157, 179]. Таким образом, разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, является актуальной научной проблемой.

На рисунке 1.2 приведена структурная схема системного анализа результатов ранее выполненных перспективных исследований, направленных на:

- изучение аэрогазодинамических процессов в участковых подземных горных выработках выемочных участков;



Цветом обозначен соответствующий структурный элемент содержания первой главы, где приведены результаты анализа

Рисунок 1.2 – Структурная схема системного анализа результатов ранее выполненных перспективных исследований

- изучение комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов, протекающих в зонах обрушения;

- разработку методов оценки дебитов метана с целью определения структуры газового баланса выемочного участка.

Проблемами проветривания горных выработок, проницаемости высокопористых сред, фильтрации МВС и формирования в куполах обрушения газового коллектора занимались такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: А.А. Скочинский, Ф.А. Абрамов, С.С. Андрейко, И.Е. Болбат, В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, А.С. Воронюк, Е.И. Глузберг, Н.Ф. Гращенков, А.Ф.Г. Дарси, В.А. Емельянов, В.Н. Захаров, И.Е. Идельчик, Н.О. Каледина, Т. фон Карман, А.М. Карпов, Н.М. Качурин, В.В. Кашибадзе, Ф.С. Клебанов, С.С. Кобылкин, В.А. Колмаков, В.Б. Комаров, А.Ю. Крайнов, Ю.В. Круглов, А.И. Ксенофонтова, С.С. Кубрин, С.В. Кузнецов, Г.М. Ломизе, О.Н. Малиникова, И.Д. Машенко, А.Ф. Милетич, М.Д. Миллионщиков, Л.Л. Миньков, П.И. Мустель, А.А. Мясников, И. Никурадзе, М.М. Ольвовский, Л.Д. Павлова, Д.Ю. Палеев, М.А. Петрушев, И.М. Печук, Г.Я. Полевщиков, Л. Прандтль, Л.А. Пучков, О. Рейнольдс, Е.И. Рогов, Г.Г. Стекольников, О.В. Тайлаков, Б.Г. Тарасов, А.М. Тимошенко, В.А. Трофимов, К.З. Ушаков, В.Н. Фрянов, В.Н. Щелкачев, G.S. Esterhuizen, C.J. Hall, H.L. Hartman, C.O. Karacan, R. Kharkar, G.E. McElroy, M.J. McPherson, B.R. Pursall, M.O. Rahim, T.X. Ren, A.C. Smith, A.M. Wala, L. Yuan и многие др.

Существенный вклад в изучение геомеханических процессов, протекающих при формировании как зон обрушения, так и в целом зон сдвижения, внесли такие видные отечественные и зарубежные исследователи, как: С.Г. Авершин, И.В. Баклашов, А.А. Борисов, П.В. Егоров, Ж.С. Ержанов, Л.В. Ершов, В.Н. Захаров, Ж.М. Канлыбаева, Б.А. Картозия, Н.М. Качурин, Г.Н. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, В.И. Мурашев, Л.Д. Павлова, М.В. Рыльникова, В.Д. Слесарев, Б.Г. Тарасов, В.А. Трофимов, В.Н. Фрянов, Г.Г. Штумпф, О. Якоби, G.S. Esterhuizen, J.M. Galvin, C.O. Karacan, S.W. Kingman, I.S. Lowndes, M.D.G. Salamon, D.N. Whittles и многие др.

1.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов на выемочных участках

1.2.1 Анализ комплекса мероприятий по управлению газовыделением при отработке пологих пластов

Всестороннее изучение процессов газовыделения и эффективного проветривания выработок на выемочных участках, очистные забои которых оборудованы механизированными комплексами, проводилось в России ещё в 60-70-х гг. прошлого века. Основным его результатом стали схемы проветривания с максимальным использованием подаваемого воздуха, обеспечивающие разжижение вредных примесей до безопасных концентраций при нагрузках на очистные забои до 2-3 тыс. т/сут. Данные схемы широко применяются и в настоящее время, получив некоторое развитие в направлении изолированного отвода МВС из зон обрушения с помощью подземных и поверхностных газоотсасывающих установок (далее – ГОУ) [7, 13, 16, 95, 145, 150, 178, 179, 193, 209, 223, 229, 249, 252, 255, 277, 286].

Схемы с изолированным отводом МВС через зону обрушения разработаны по результатам научных исследований и обобщения практического опыта работы угольных шахт в 1985-2003 гг. [277]. Они позволили увеличить суточную добычу угля на высокогазоносных пластах до уровня 4-8 тыс. т/сут, посредством аэрогазодинамической изоляции зоны обрушения от действующих выработок за счёт управляемого отвода через неё части свежего воздуха, поступающего в очистной забой [7]. Допустимая концентрация метана перед ГОУ и у смесительных камер (до 2 %) поддерживается за счёт подсвеживания. Однако, концентрация метана в самой зоне обрушения не регламентируется действующей нормативной документацией [4, 5, 7] и может достигать до 100 % с диффузионным слоем в направлении действующих горных выработок со взрывоопасными концентрациями МВС в нём. Большая протяжённость газодренажных выработок (до 5 км) и значительное количество перемычек (до нескольких десятков) могут снижать эффективность применения схем

проветривания с изолированным отводом МВС из-за подсосов и высокого аэродинамического сопротивления газодренажной сети [193].

Применяемые в настоящее время типовые схемы проветривания приведены в документах [7, 16], а также в альбомах технологических схем [121, 265]. Характерной особенностью проветривания выемочных участков является включение в их вентиляционную сеть зон обрушения большого объёма. Общая классификация схем проветривания выемочных участков указана в таблице 1.1. Схемы проветривания можно разделить на следующие группы [33, 145, 174, 175, 183, 209, 214, 223, 229, 249, 286]:

Таблица 1.1 – Общая классификация схем проветривания выемочных участков угольных шахт [16]

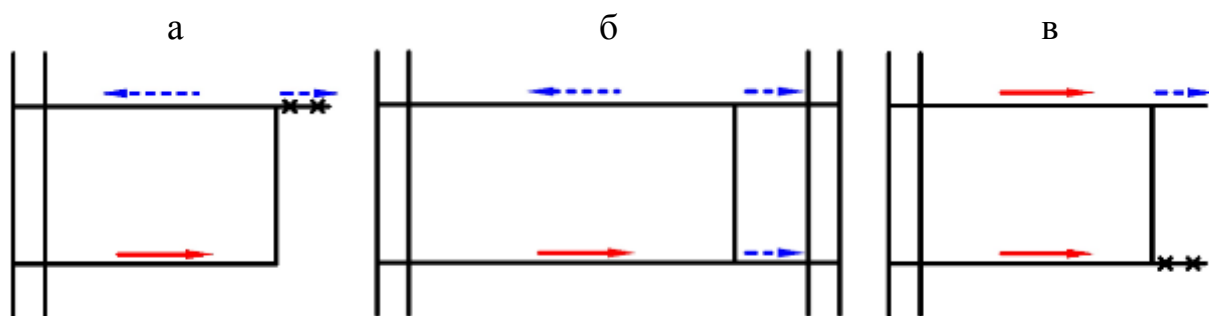
Основное классификационное деление	Классификационный признак	Варианты признака	Условные обозначения
Тип	Степень обособленности разбавления вредностей	Последовательное Частичное Полное	1 2 3
Подтип	Направление выдачи исходящей из очистного забоя струи воздуха	На ВП На массив угля	В М
Класс	Зависимое или независимое проветривание очистных выработок	Комбинированное Независимое Зависимое	К Н З
Подкласс	Направление движения воздуха по очистному забою	Восходящее Нисходящее Горизонтальное	в н г
Вид	Взаимное направление свежей и исходящей струй	Возвратноточное Прямоточное	вт пт

- схемы с последовательным разбавлением метана по источникам его выделения (рисунок 1.3 а). Такие схемы обеспечивают относительно небольшие утечки воздуха через зону обрушения, но при отсутствии изолированного отвода МВС и отработке высокогазоносных пластов может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из зоны обрушения на верхнее сопряжение очистного забоя с оконтуривающей выработкой. Возникают условия для формирования местных скоплений. В процессе отработки столба значительно изменяется депрессия выемочного участка, а при подаче

свежей струи по конвейерной выработке дебит метана из транспортируемой отбитой горной массы и образующаяся пыль поступают в очистной забой;

- схемы с раздельным разбавлением метана по источникам его выделения (в т. ч. с поддержанием выработок за очистным забоем) (рисунок 1.3 б). Подобные схемы обеспечивают обособленное разбавление метана по источникам его выделения (очистной забой, отбитая горная масса, зона обрушения – пласты-спутники, эксплуатационные потери), а также снижение запылённости свежей струи;

- схемы с подсвеживанием исходящей струи (рисунок 1.3 в). Воздух поступает по двум выработкам и выходит в вентиляционную выработку, расположенную позади очистного забоя. МВС из зоны обрушения отводится сразу в исходящую струю, но при этом создаются условия для снижения расхода воздуха в очистном забое.



а, б – схемы, соответственно, с последовательным и раздельным разбавлением метана; в – схемы с подсвеживанием исходящей струи
Рисунок 1.3 – Принципиальные схемы проветривания выемочных участков

В свою очередь схемы проветривания с изолированным отводом МВС из зоны обрушения подразделяются на три группы (рисунок 1.4) [7, 17]:

- схемы с отводом МВС по пространству зоны обрушения, примыкающему к очистному забою (рисунок 1.4 а);

- схемы с отводом МВС по ограниченному между очистным забоем и задней сбойкой пространству зоны обрушения (рисунок 1.4 б);

- схемы с отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения действующего и ранее отработанного участков (рисунок 1.4 в).

Отличие данных схем друг от друга в пределах группы может заключаться в способе отвода МВС (общешахтная депрессия, ГОУ – подземная, поверхностная) и применении газоотсасывающего трубопровода.

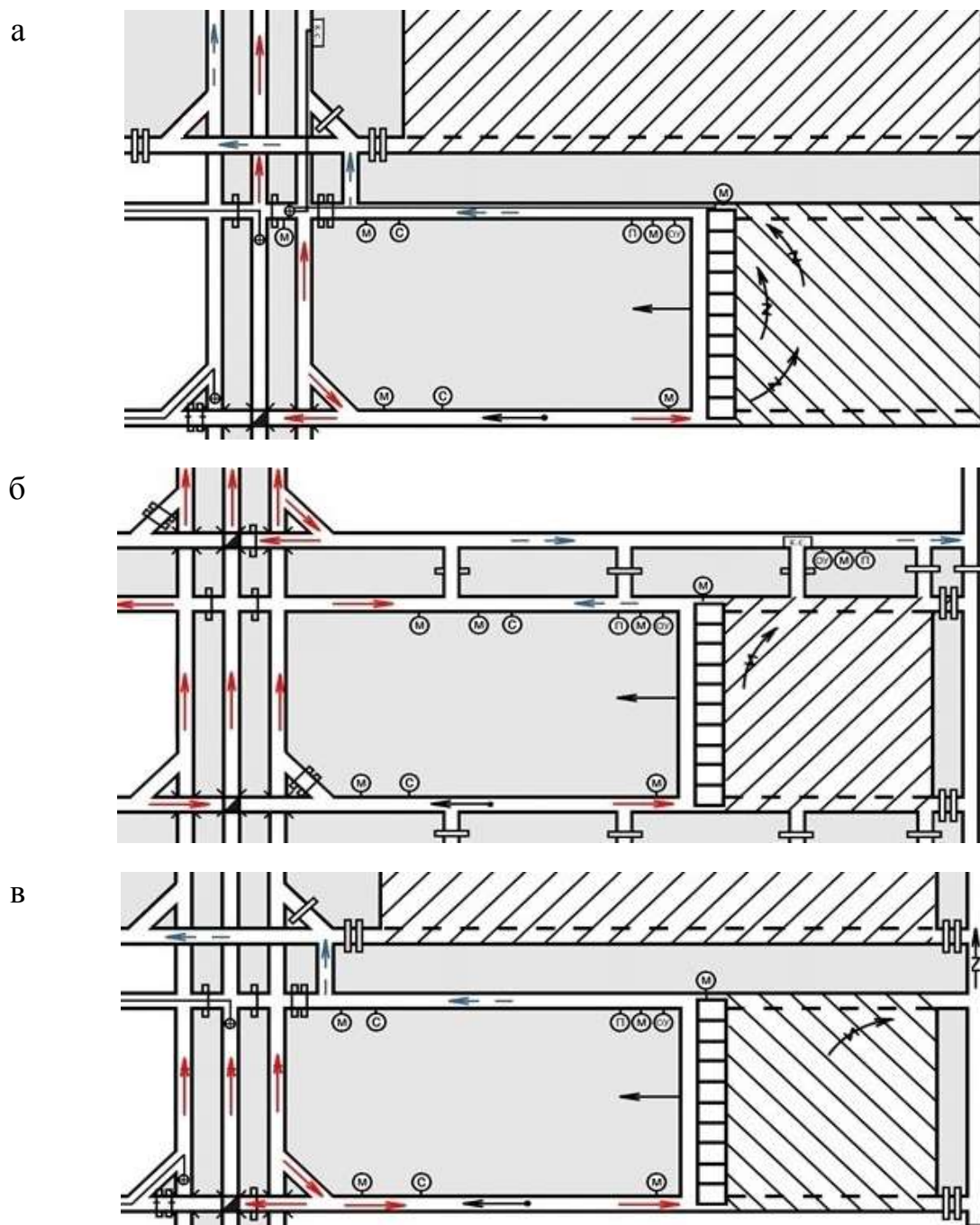


Рисунок 1.4 – Схемы проветривания выемочных участков с различными вариантами изолированного отвода МВС из зоны обрушения [7]

Схемы проветривания с изолированным отводом МВС из зоны обрушения получили наибольшее распространение на угольных шахтах России, но с учётом возможностей вентиляции высокая производительность очистных

забоев достижима только при газоносности угольных пластов не более 6-8 м³/т [193, 289]. При высоких нагрузках на очистной забой эффективность управления газовыделением зачастую зависит от выбора рациональных схем и способов дегазации. Требования к применяемым схемам проветривания и дегазации регламентируются федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [4, 5, 7].

В зарубежной практике подготовка выемочных столбов осуществляется посредством реализации многоштрековой подготовки (от двух до четырёх выработок с каждой из сторон) [45, 317, 322]. При этом длины подготавливаемых выемочных столбов составляют 1800-4600 м, очистных забоев – 180-460 м. Наиболее эффективной и распространённой является схема управления газовыделением в пределах выемочного участка, представленная на рисунке 1.5. При её реализации метан, поступающий из разрабатываемого пласта (очистной забой, отбитый уголь), разбавляется и уносится вентиляционной струёй. Метан, поступающий из потерь угля и надрабатываемых пластов-спутников, по аэродинамически активным каналам ВП и в целом зоны обрушения, а также по газодренажным выработкам изолированно отводится посредством работы ГОУ на фланг. Метан, десорбирующийся и фильтрующийся по системам трещин из подрабатываемых пластов, каптируется дегазационными скважинами, пробуренными с поверхности в зону трещин и разломов [322, 340].



Рисунок 1.5 – Схема управления газовыделением на выемочном участке при высокоинтенсивной отработке пласта [340]

По результатам анализа причин аварий на опасных производственных объектах ведения подземных горных работ (далее – ОПО), связанных с дебитом метана из ВП [25, 28-31, 72, 92], установлено, что одной из возможных причин исходного загазования действующих выработок является наличие скоплений больших объёмов метана в куполах зон обрушения (газовый коллектор). Из них метан может динамически вытесняться при посадках пород основной кровли и наличии свободного неподбученного пространства. Также в ремонтные смены на сопряжении очистного забоя с вентиляционной выработкой при отключении ГОУ отмечаются высокие концентрации метана.

В текущих условиях проблема безопасной и ритмичной добычи угля на пологих пластах при их высокоинтенсивной отработке тесно связана с проблемой управления метановыделением из зон обрушения. В связи с этим предложена методология, основанная на комплексном учёте в рамках единой системы горных выработок и зон обрушения, состоящих из дезинтегрированных пород, принимая во внимание источники метановыделения. Такой подход обуславливает необходимость разработки физической и основанной на ней математической модели, описывающей протекающие геомеханические процессы такие как обрушение, разрыхление, уплотнение пород, изменение их проницаемости с течением времени и образование пустот в зоне обрушения. Такая модель позволит математически имитировать единый газодинамический комплекс выемочного участка и предоставит возможность [109]:

- выполнять анализ перспективных направлений отработки запасов в шахтном поле с учётом возможности оптимизации параметров шахтных вентиляционных сетей (далее – ШВС);
- разрабатывать адаптируемые к текущим горно-геологическим и горно-техническим условиям системы управления газовойделением;
- выполнять прогноз и осуществлять контроль фильтрационных потоков МВС в высокопроницаемой среде и её движение в сформированных пустотах;
- определять участки зоны обрушения, где формируется газовый коллектор с большими объёмами метана.

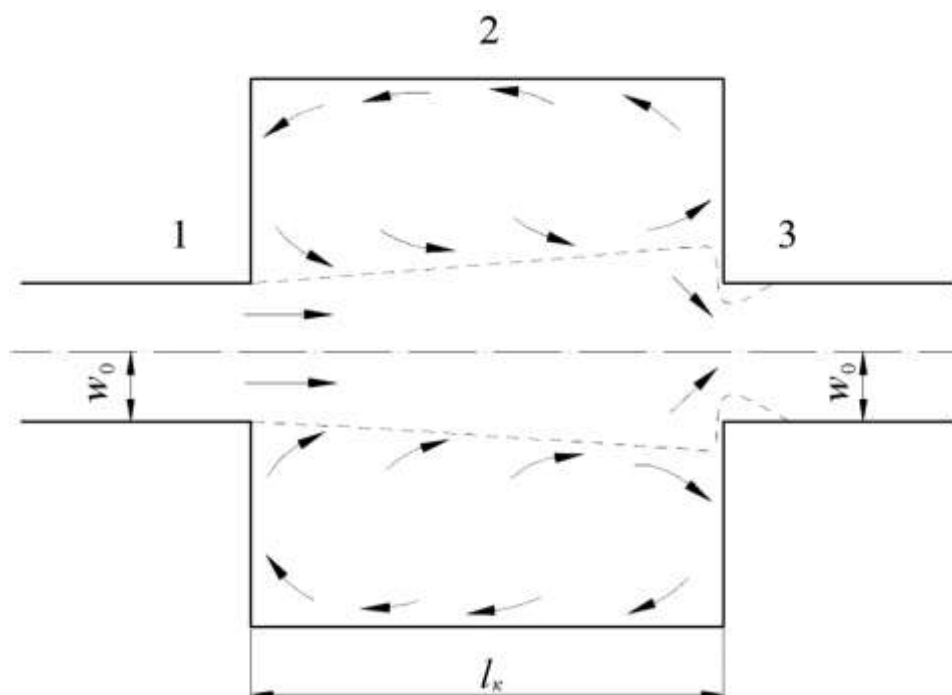
1.2.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в тупиках, проветриваемых за счёт диффузии

Отечественные экспериментальные исследования в сфере свободных турбулентных струй жидкостей и газов проводились Г.Н. Абрамовичем в 1930-х гг. [36]. Им сформированы представления и разработан математический аппарат, описывающий движение потоков в ограниченных пространствах. Основные положения его исследований применены А.А. Скочинским, В.Н. Ворониным и А.М. Карповым в 40-50-х годах для изучения в лабораторных условиях процессов проветривания тупиковых выработок и камер, в т. ч. за счёт турбулентной диффузии [102, 118, 313]. В ходе данных исследований выявлена физическая картина аэродинамических процессов, протекающих при проветривании тупиковой выработки, и установлено [36, 74, 102, 120, 173, 286, 287, 313]:

1. Согласно Г.Н. Абрамовичу при вытекании воздуха из щели в камеру струя потока расширяется и к ней подмешивается окружающий её неподвижный воздух (рисунок 1.6). В конце камеры из струи выделяется ядро постоянной массы, которое сжимаясь попадает в щель. Присоединённые массы воздуха отслаиваются от ядра и после возвратного движения (циркуляция воздушных частиц) вдоль стенок камеры вновь подмешиваются к активной струе.

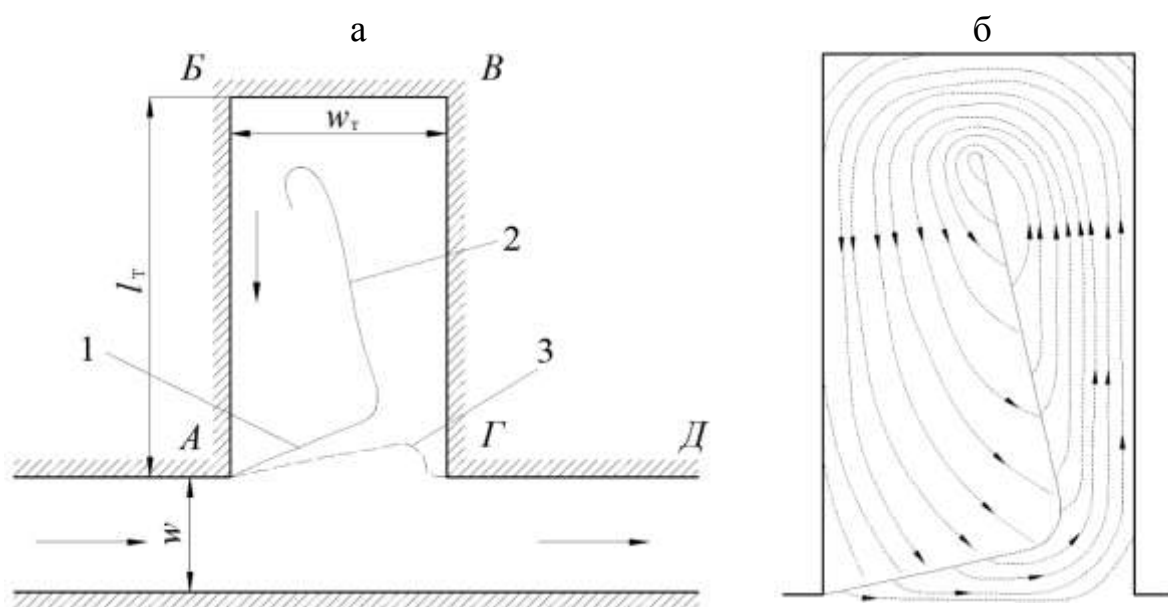
2. Согласно В.Н. Воронину движение в камерообразных горных выработках подчиняется законам свободных турбулентных потоков, которые образуются при проходе ограниченного потока воздуха мимо тупиков и его срыве с твёрдых границ (рисунок 1.7). Вредные газы проникают в свободную струю воздуха за счёт процессов турбулентного перемешивания постоянно движущихся и смешивающихся между собой вихревых объёмов.

3. А.М. Карпов в зависимости от расположения тупика по отношению к сквозной выработке получил различные по величине длины устойчивых зон с пространственными вихрями: прямые ($3-5w_T$), боковые ($3-4w_T$), обратные ($2-3w_T$), где w_T – ширина тупиковой выработки.



1, 3 – щели, по которым воздух притекает в камеру 2 и утекает из неё;
 w_0 – полуширина щели; l_k – длина камеры

Рисунок 1.6 – Схема проветривания камеры свободной струёй [36, 286, 287]



а – основные элементы потока при проветривании камеры;
 б – штриховой рисунок потока в камере;

1, 2 – границы первичной и вторичной свободной струи; 3 – граница ядра постоянной массы первичной струи; w – ширина сквозной выработки;
 w_T, l_T – ширина и длина проветриваемой тупиковой выработки

Рисунок 1.7 – Проветривание тупика за счёт турбулентной диффузии [74]

4. Выработка $АБВГ$ проветривается плоской струёй, образование которой происходит в точке A (рисунок 1.7 а). Свободная струя заканчивается

в точке Г. Углом выработки ВГД присоединённые массы воздуха отсекаются и направляются в проветриваемую выработку, образуя в ней вторичную свободную струю (рисунок 1.7 б).

5. Для эффективного проветривания камеры и выноса метана из неё за счёт турбулентного массообмена необходима определённая скорость движения потока воздуха в ядре постоянной массы.

Результаты данных исследований применены в Правилах безопасности в угольных и сланцевых шахтах, утверждённых Комитетом Госгортехнадзора СССР 26 марта 1958 года, согласно которым:

- глухие выработки газовых шахт запрещается проветривать за счёт диффузии. В негазовых шахтах допускается проветривание диффузией тупиков длиной до 10 м;

- все машинные и трансформаторные камеры в шахтах газовых или опасных по пыли должны проветриваться свежей струёй воздуха. При этом камеры глубиной до 6 м допускается проветривать диффузией при ширине входа в неё не менее 1,5 м, закрытого решётчатой дверью.

Как видно из данных положений, на газовых шахтах было разрешено проветривание только камер в околоствольном дворе с большими расходами воздуха. В современных же действующих нормативных документах [4, 5], регламентирующих требования к промышленной безопасности на угольных предприятиях, за счёт диффузии разрешено проветривать тупиковые выработки длиной до 6 м, но при условии, что горные работы в них не ведутся. Отсутствуют детальные требования к скорости воздушного потока в сквозных горных выработках, а также к геометрическим размерам пространств, ограниченных между перемычкой и сопряжением. В связи с этим существует необходимость выполнения дополнительных научных исследований, направленных на изучение процессов проветривания тупиковых выработок, оставляемых после изоляции отработанных выемочных столбов и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии с учётом современных горнотехнических условий.

1.2.3 Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок

Моделирование воздухораспределения в ШВС и решение задач, направленных на повышение эффективности систем управления газовыделением, требуют наличия данных о значениях аэродинамических сопротивлений подготовительных выработок, проводимых для оконтуривания выемочного столба. В этом случае наиболее существенную долю от суммарных потерь энергии при движении воздуха составляют потери давления на трение (до 90 %). Общеизвестные формулы, позволяющие определить депрессию h_d , Па, требуемую для преодоления аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха по выработкам, записываются следующим образом [33, 74, 82, 119, 120, 145, 148, 163, 171, 173, 175, 182, 210, 227, 253, 272, 287, 317, 322, 327, 331]

$$h_d = \lambda \frac{L}{D_r} \frac{\rho u^2}{2} = \frac{\lambda \rho}{4} \frac{LP}{S} u^2 = \beta \frac{\rho LP}{2 S} u^2 = \tau \frac{LP}{S} = \alpha \frac{LP}{S} u^2 = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2, \quad (1.1)$$

где λ, β, α – коэффициенты аэродинамического сопротивления трения (далее также – коэффициенты λ , доли ед., β , доли ед., α , Н·с²/м⁴). Коэффициент λ так же называют гидравлическим;

L, D_r – длина и гидравлический диаметр горной выработки, м;

ρ – плотность воздуха, кг/м³;

u – средняя скорость движения потока, м/с;

P, S – периметр и площадь поперечного сечения, м и м²;

τ – сила сопротивления трения, приходящаяся на единицу площади поверхности выработки, Па;

Q – расход воздуха в выработке, м³/с.

Из записи формул (1.1) идентифицируется, что сопротивление трения определяется тремя параметрами, взаимосвязанными между собой простыми соотношениями: α, β и λ . Они учитывают степень шероховатости поверхности

горной выработки за счёт пропорциональности между сдвиговыми напряжениями на стенках и силами инерции в потоке. В отечественной практике горного дела наибольшее распространение получило применение коэффициента α .

Основная масса отечественных исследований аэродинамических сопротивлений трения выработок выполнена под руководством А.А. Скочинского в 1930-1950 гг. (В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, В.В. Кашибадзе, В.Б. Комаров, А.И. Ксенофонтова, М.М. Ольвовский и др.). Исследования проводились на физических моделях выработок, продуваемых потоком воздуха (аэродинамическая труба с имитацией крепи), в экспериментальной штольне МакНИИ, а также с помощью непосредственных замеров в горных выработках (изучались прямолинейные участки с одинаковой площадью поперечного сечения, чистые, с исправной и равномерно установленной крепью). Коэффициент α , $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$, оценивался для широкого спектра условий шахт того периода времени [74, 105, 119, 120, 195, 227, 272, 286]:

- площадь поперечного сечения – до 10 м^2 ;
- форма сечения: круглая, прямоугольная;
- способы крепления: полные и неполные крепёжные рамы (дверные оклады) из дерева, из металлических двутавровых балок (в т. ч. с замазкой углубления с каждой из сторон, с облицовкой кровли и стенок и без неё), из железобетонных стоек с перекладами из металлических двутавровых балок, а также незакреплённые выработки (условия рудников);
- выработки, оборудованные ленточными и скребковыми конвейерами.

В ходе многочисленных отечественных и зарубежных исследований установлено [7, 16, 32, 43, 74, 119, 120, 145, 146, 166, 168, 169, 171, 173, 175, 182, 195, 253, 272, 286, 287, 317, 320, 322, 331]:

1. Величина коэффициента α зависит от:

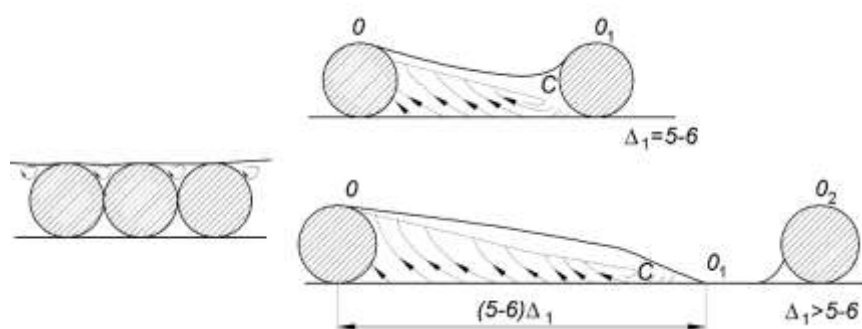
- площади поперечного сечения S , м^2 ;

- характера и степени шероховатости периферии выработки, которые определяются формой элементов крепи, их диаметром $d_{кр}$, м (поперечный размер элементов, если элемент некруглой формы) и расстоянием между осями соседних элементов крепи $l_{кр}$, м. На незакреплённых участках решающее значение имеет технология проведения выработки;

- физических параметров флюида и потока: плотность среды ρ , кг/м³; динамическая вязкость газовой смеси μ , Па·с; число Рейнольдса Re .

2. При увеличении S значение коэффициента α уменьшается вследствие снижения относительной шероховатости поверхности выработки ($\varepsilon_{ш} = k_v/D_{г}$, где k_v – высота выступов шероховатости или её эквивалент, м).

3. При увеличении продольного калибра крепи до $\Delta_1 = l_{кр}/d_{кр} = 5-6$, величина коэффициента α возрастает, затем при $\Delta_1 > 5-6$ уменьшается. Это явление связано с диссипацией энергии потока при его расширении и поджатии у элементов крепи, формировании вихревых застойных зон в пространстве между рамами (рисунок 1.8). При сплошном расположении элементов крепи объём таких зон минимальный. Облицовка кровли и стенок выработки, замазка углублений в двутавровых балках снижает величину коэффициента α .



линия OC – граница свободной струи;

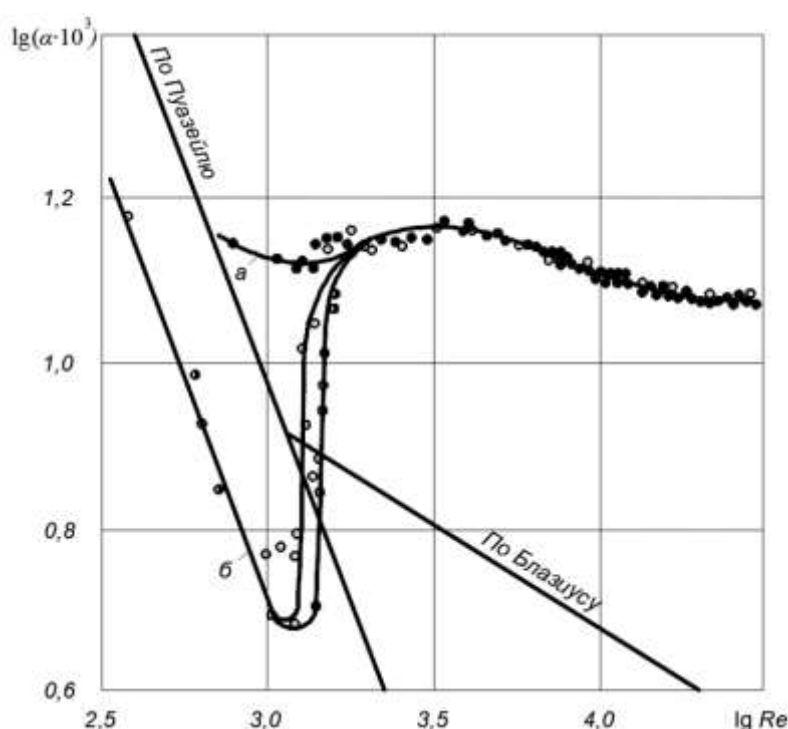
линия OO_1 (OO_1O_2) – граница струи постоянной массы

Рисунок 1.8 – Схема струи между рамами крепи [74, 272, 286, 287]

4. При числах Re меньших $\lg Re = 3,17-3,37$ величина коэффициента α изменяется по линейной зависимости, не зависит от относительной шероховатости стенок $\varepsilon_{ш}$, т. е. $\alpha = f(Re)$, т. к. ламинарный слой покрывает выступы шероховатости, и определяется согласно закону Гагена – Пуазейля по формулам (рисунки 1.9 и 1.10)

$$\alpha = \frac{8\rho}{Re}; \quad \beta = \frac{16}{Re}; \quad \lambda = \frac{64}{Re}. \quad (1.2)$$

В переходном режиме при числах Re , равных $\lg Re = 3,37-5,0$, коэффициент α является функцией двух параметров $f(Re, \varepsilon_{ш})$. В этом случае обтекание выступов начинает происходить с отрывом струи. С чисел Re , равных $\lg Re = 5,0$ и выше, величина коэффициента α становится автомодельной и независимой от Re величиной, т. к. в этом случае вязкие силы незначительны по сравнению с силами инерции, т. е. $\alpha = f(\varepsilon_{ш})$.



а – к закреплённому участку подходит возмущённый поток из участка без крепи; б – невозмущённый поток

Рисунок 1.9 – График изменения коэффициента α штрекообразных выработок в зависимости от числа Re (по опытам П.И. Мустеля) [272]

При $\lg Re \geq 3,6$ диаграмма, приведённая на рисунке 1.10, хорошо аппроксимируется формулой Колбрука – Уайта (1.3), а также приближённой формулой, предложенной А.Д. Альтшулем (1.4):

$$\lambda = \frac{1}{\left[2 \lg \left(\frac{2,51}{Re\sqrt{\lambda}} + \frac{\varepsilon_{ш}}{3,7} \right) \right]^2}, \quad (1.3)$$

$$\lambda = 0,11 \left(\varepsilon_{ш} + \frac{68}{Re} \right)^{0,25} . \quad (1.4)$$

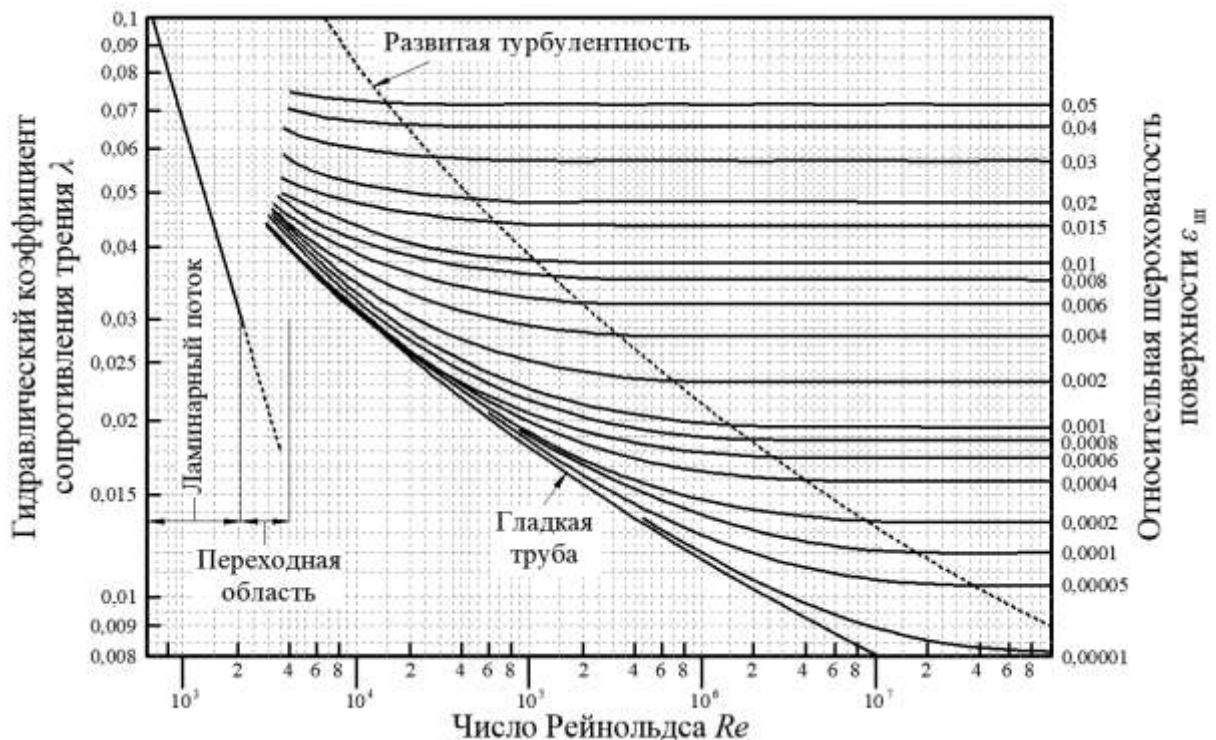


Рисунок 1.10 – Диаграмма зависимости коэффициента λ от числа Re и относительной шероховатости для труб круглого сечения, полученная по результатам обработки данных исследований И. Никурадзе [322, 327]

5. Величина относительной шероховатости выработок не является постоянной и с течением времени изменяется. Это происходит вследствие процессов конвергенции (деформирование контура выработки и уменьшение площади сечения под действия горного давления), смещения элементов рамной крепи под действием различных факторов, загромождения выработок в процессе их технологического использования. Дополнительным фактором является то, что в реальных условиях при креплении выработки существуют отклонения сечений каждой установленной рамы относительно осевой линии выработки, а также невыдержанность шага их установки. Средние значения коэффициента аэродинамического старения выработки C_a , определяемого как отношение фактического коэффициента α к расчётному, по данным исследований ДонУГИ, выполненным в 1950-1980 гг., равны 1,38 – для металлических крепей и 1,26 – для деревянных и железобетонных крепей с перекладами из двутавровых балок. В ходе воздушно-депресссионных съёмок (далее – ВДС),

выполненных ФГУП «ВГСЧ» в период 1990-2010 гг., определено, что этот параметр равен 1,15 относительно табличных значений из справочной документации для сопоставимых видов крепи и площадей поперечных сечений.

6. Относительная шероховатость поверхности определяет положение максимальной скорости ядра потока в выработке. Оно не совпадает с осевой скоростью потока и имеет эксцентриситет в сторону менее шероховатой стенки. Отношение средней скорости к максимальному значению для гладкого канала при ламинарном режиме равно 0,5, а при турбулентном – 0,75-0,81.

7. По данным В.Н. Воронина величина коэффициента $\alpha \cdot 10^{-3}$, Н·с²/м⁴, для выработок находится в пределах от 3-4 до 50-60. В [145, 286] указывается, что в очистных забоях, оборудованных механизированным комплексами, он составляет 45-120 (согласно [317, 322] – 37-75). Значения коэффициентов α для различных способов крепления выработок приведены в источниках [7, 16, 32, 74, 119, 120, 145, 171, 175, 182, 272, 286, 317, 322, 331]. Анкерное крепление в угольных шахтах приравнено к условиям незакреплённых выработок, вместе с тем отсутствует ранжирование коэффициента α в зависимости от размеров сечения. В [120, 175] приведены коэффициенты α для рамной металлической (арочной) крепи (профили СВП-17 и СВП-27) с шагом установки элементов 0,5 и 1,0 м, при этом диапазон сечений составляет 5,98-16,02 м².

8. Все величины коэффициента α приводятся к стандартным условиям для выработок (плотность рудничного воздуха $\rho = 1,2$ кг/м³, давление 760 мм рт. ст., температура +20 °С, влажность 60 %) и для практических расчётов принимаются постоянными независимо от скорости движения воздуха. Для пересчёта на плотность воздуха в потоке используется формула

$$\alpha_{\rho_1} = \alpha_{\rho_2} \cdot \frac{\rho_1}{\rho_2}, \quad (1.5)$$

где α_{ρ_1} – величина коэффициента трения при ρ_1 , Н·с²/м⁴;

α_{ρ_2} – величина коэффициента трения при $\rho_2 = 1,2$ кг/м³, Н·с²/м⁴.

На практике же при использовании коэффициента α для расчёта сопротивлений выработок для схожих глубин и климатических условий процедура корректировки плотности воздуха обычно игнорируется.

9. В.Н. Воронин, применив теорию свободных струй к потоку в промежутках между элементами крепи, предложил для оценки коэффициента α , Н·с²/м⁴, полуэмпирическую зависимость

$$\alpha \cdot 10^3 = \frac{k_c}{[A + b \lg \varepsilon_{\text{ш}}]^2}, \quad (1.6)$$

где k_c – некоторый коэффициент;

A, b – эмпирические константы, подлежащие экспериментальному определению для каждого способа крепления;

$\varepsilon_{\text{ш}}$ – относительная шероховатость выработки.

Значения величин k_c, A, b и $\varepsilon_{\text{ш}}$ для определения коэффициента α выработок, закреплённых различными видами крепи, приведены в источниках [32, 74, 119, 120, 175, 272]. Область применения этих значений не учитывает современные виды крепей, площади поперечных сечений, а также технологию проведения выработок на угольных шахтах. Для рамной металлической (арочной) крепи адаптированы следующие значения: $k_c = 1,08$; $A = 0,175$; $b = 0,060$;

$$\varepsilon_{\text{ш}} = \frac{\Delta_2}{\Delta' m'_1 m_2}; \Delta' = \frac{5}{\Delta_1}; m'_1 = 1 + 0,12\Delta' - \sqrt{0,24\Delta'};$$

$$\Delta_2 = \frac{0,48\sqrt{S}}{d_{\text{кр}}}; m_2 = \frac{P_{\text{кр}}}{P} = \frac{P_{\text{кр}}}{4,16\sqrt{S}}; \Delta_1 = \frac{l_{\text{кр}}}{d_{\text{кр}}},$$

где $P, P_{\text{кр}}$ – периметр всей горной выработки и её закреплённой части, соответственно, м. Рассчитанные значения коэффициентов α по данной формуле приведены в [32, 119, 120, 175].

10. Л.Д. Воронина предложила параболическую формулу закона аэродинамического сопротивления шероховатых выработок при $\Delta_1 = 5-6$ (область применения – деревянные полные и неполные крепёжные рамы при площади поперечного сечения $S = 2-8 \text{ м}^2$)

$$\alpha = \sqrt{A + B \frac{l_{\text{кр}}}{\sqrt{S}}}, \quad (1.7)$$

где A, B – константы, зависящие от шероховатости почвы и типа крепи;
 $l_{\text{кр}}$ – шаг установки рам деревянной крепи, м;
 S – сечение горной выработки после установки крепи, м².

11. Коэффициент $\alpha_{\text{конв}}$, Н·с²/м⁴, горных выработок с установленным в них транспортным оборудованием, определяется по формуле

$$\alpha_{\text{конв}} = \alpha \cdot \frac{S^3}{(S - S_{\text{конв}})^3}, \quad (1.8)$$

где α – коэффициент трения рассматриваемой выработки без установленного транспортного оборудования, Н·с²/м⁴;
 $S_{\text{конв}}$ – часть сечения выработки, занимаемой конвейером, м².

Распространённость применения комбайнового способа проведения пластовых горных выработок (как в пределах мощности, так и с присечкой пустой породы), а также современных видов их крепления (таких как анкерный и рамный металлический (арочный) способы) обусловило то, что элементы шероховатости выработок приобрели технологический характер. Также, как отмечалось ранее, произошло увеличение площадей поперечных сечений подземных горных выработок. В таких обстоятельствах ранее полученные табличные значения коэффициентов α , как и расчётные методы к ним, не соответствуют современным условиям и тенденциям.

Следует также обратить внимание на то, что с переходом к отработке пластов угля, залегающих на больших глубинах, закономерно увеличивается и горное давление, в том числе и в зонах влияния очистных работ. Этот фактор, в месте с трендом к увеличению площадей поперечного сечения горных выработок для обеспечения больших расходов воздуха на объектах проветривания, приводит к постепенному снижению эксплуатационных возможностей

анкерной крепи. В следствие этого с целью безаварийного поддержания горных выработок, в том числе с учётом возможных значительных деформаций контура выработки (конвергенции), перспективным направлением является расширение применения рамной металлической (арочной) крепи. В результате обосновывается необходимость в проведении исследований, направленных на определение значений коэффициентов α , закреплённых указанными видами крепи и имеющих площади поперечного сечения более 16 м².

1.3 Анализ результатов исследований закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков

1.3.1 Анализ результатов исследований геомеханических процессов в зонах обрушения

а) Закономерности сдвижения геомассива и обрушения пород

Современные прогрессивные решения при подземной добыче угля в области систем разработки подразумевают способ управления кровлей полным обрушением. Различными исследованиями установлено, что процесс сдвижения геомассива при отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, и формирования в зоне обрушения блочной структуры подработанных пакетов плит, характеризуется следующими закономерностями и особенностями:

1. Выемка угля в очистном забое и задвигание секций механизированной крепи создаёт пустоту на месте отработанной части выемочного столба (ВП). Слои пород кровли при превышении предельного свободного пролёта под действием силы тяжести расслаиваются и деформируются, происходит их обрушение [57-59]. Образуется зона обрушенных и разрыхленных (дезинтегрированных) пород. Она состоит из собственно ВП (в пределах вынимаемой мощности пласта) и свода обрушения пород кровли.

2. Согласно терминологии и классификации ВНИМИ в зоне сдвижения горных пород при их подработке в зависимости от характера деформирования

геомассива (величины смещений относительно исходного положения) выделяются следующие участки (рисунок 1.11) [37, 39, 54, 62, 65, 76, 136, 140, 141, 181, 189, 248, 260, 267, 269, 281, 302-304, 308, 311, 336, 342]: зона обрушения (*I*), зона трещин и разломов (*II*), зона прогиба без разрывов сплошности пород (*III*). На *I* участке находятся обрушенные и фрагментированные на пакеты блоков породы, на *II* участке – слои пород подвержены расслоениям и интенсивному трещинообразованию, а на *III* участке – смещения слоёв происходят без разрывов сплошности.

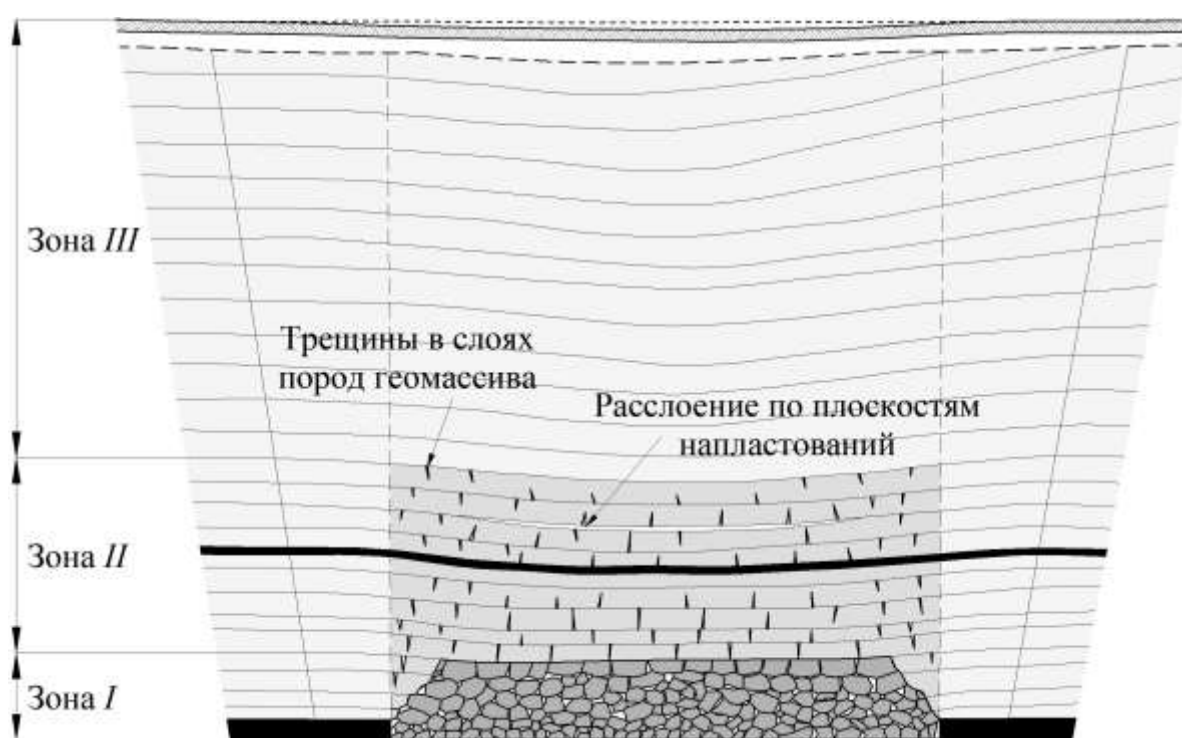
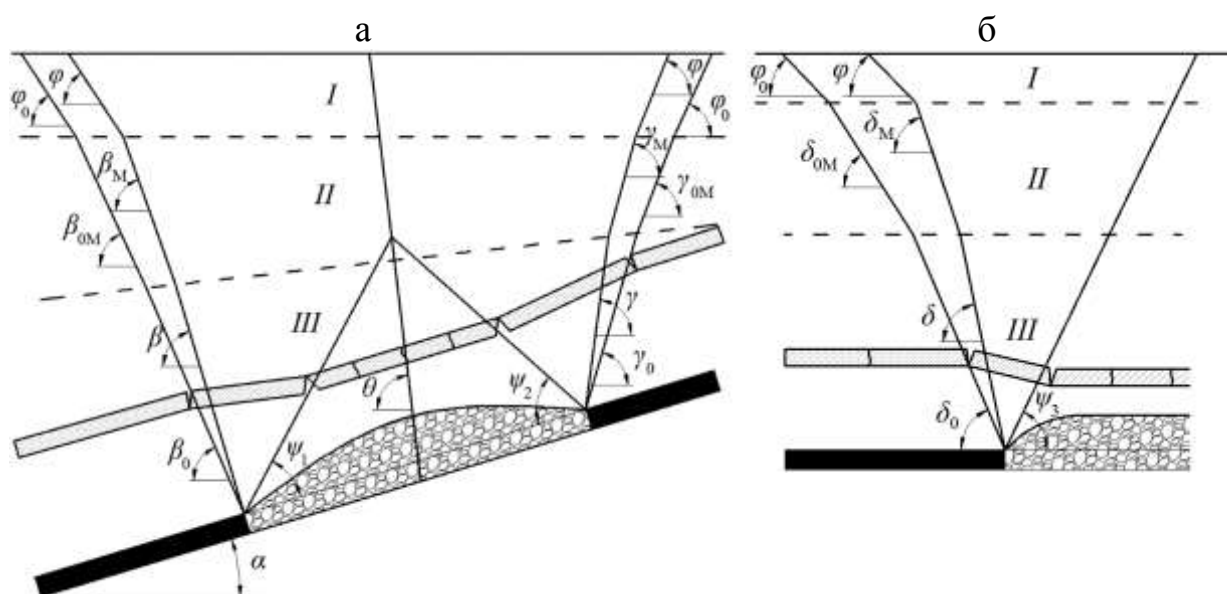


Рисунок 1.11 – Схема образования зон сдвижения в геомассиве при его подработке [39, 269]

3. По результатам исследований, выполненных ВНИМИ, установлено, что сдвижение горных пород происходит в пределах угловых параметров. Контуры мульды сдвижения на поверхности связываются с границами очистных работ внешними граничными углами β_0 (по падению), γ_0 (по восстанию) и δ_0 (по простиранию). Над ВП фиксируют внутренние углы полных сдвижений ψ_1, ψ_2, ψ_3 и угол максимальных оседаний θ на дневной поверхности (рисунок 1.12) [14, 57-60, 65, 135, 201, 218, 222, 248, 251, 267, 302, 304]. Выделяют также углы сдвижения δ, β и γ , характеризующие зону опасных деформаций.

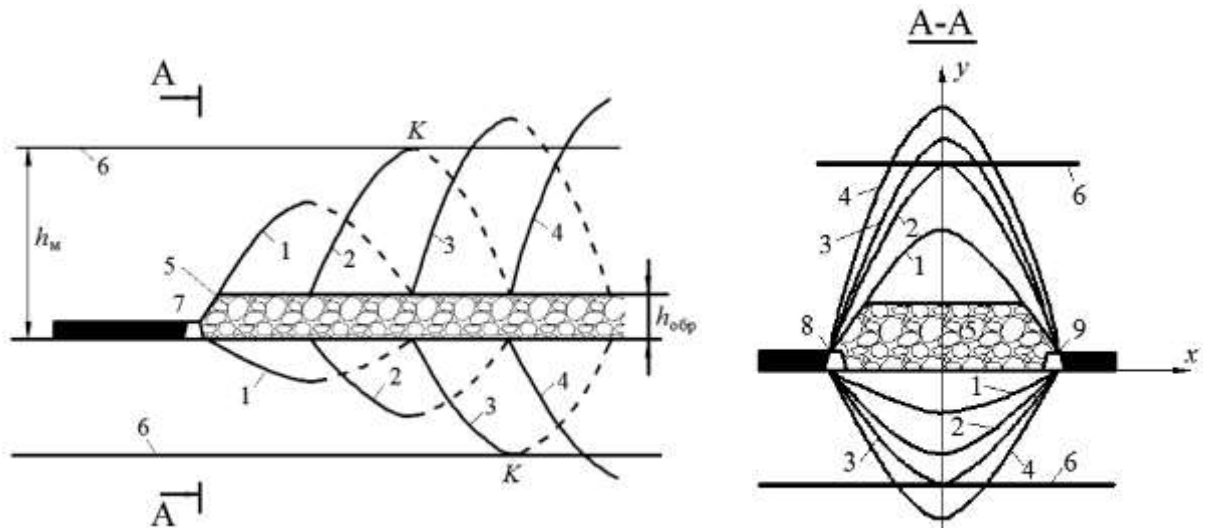
4. В результатах исследований, опубликованных в источниках [65, 76, 180, 181, 248, 279, 280], авторами утверждается, что зона сдвижения участка геомассива приобретает форму эллипсоида, размеры осей которого определяются множеством факторов, таких как: длина очистной выработки, вынимаемая мощность отрабатываемого пласта, угол падения, направление отработки пласта (по падению, восстанию, простиранию), глубина разработки, слоистость и физико-механические свойства горных пород кровли. При этом оси эллипсоида изменяются во времени в зависимости от скорости подвигания забоя, как показано на рисунке 1.13 (использованы обозначения: $h_{обр}$ – высота зоны обрушения, м; h – мощность междупластья, м). В [65] приведены результаты численного моделирования методом конечных элементов (далее – МКЭ) предельного состояния углевмещающего геомассива, форма которого отлична от предыдущих исследований.



а, б – разрезы вкрест простирания и по простиранию, соответственно; *I* – наносы; *II* – мезозойские отложения на месторождениях палеозойского возраста; *III* – наносы; углы сдвижения: ψ_1, ψ_2, ψ_3 – внутренние полных сдвижений участка геомассива, $\beta_0, \gamma_0, \delta_0, \varphi_0$ – внешние граничные, $\beta, \gamma, \delta, \varphi$ – зоны опасных деформаций; θ – угол максимального оседания
Рисунок 1.12 – Схема, поясняющая концепцию углов сдвижений пород участка геомассива при его подработке

5. Период времени, в течение которого происходит сдвижение пород, а также проявляются опасные деформации, зависит от таких основных горно-

геологических и горнотехнических факторов, как: глубина ведения горных работ; система разработки; вынимаемая мощность и угол падения пласта; физико-механические свойства пород, слагающих кровлю разрабатываемого пласта; скорость подвигания и ритмичность работы горно-шахтного оборудования при выполнении основных производственных операций согласно плану.



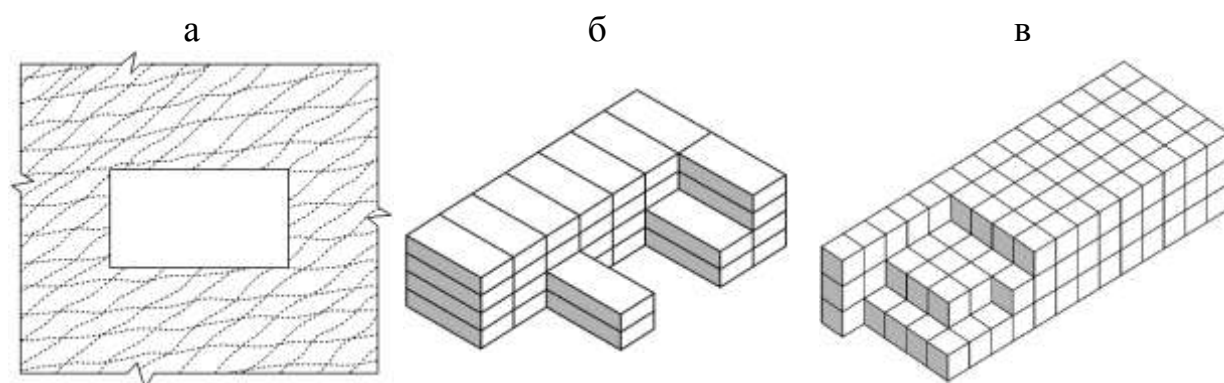
- 1, 2, 3, 4 – проекции эллипсоидов сдвижения на соответствующие плоскости;
 5 – зона обрушения; 6 – подрабатываемый пласт; 7 – очистная выработка с оборудованным в ней механизированным комплексом;
 8, 9 – подготовительные выработки

Рисунок 1.13 – Схема формирования зоны сдвижения геомассива при равномерном подвигании забоя [181]

6. Геомассив является дискретной, неоднородной и анизотропной средой, причём слагающие его породы в основном являются хрупко-разрушающимся материалом [42, 49]. Существенной структурно-механической особенностью геомассива является наличие структурных ослаблений, таких как контакты между слоями осадочных пород, слоистость, трещиноватость и др. [46-49, 51, 57, 59, 60, 62, 68, 69, 71, 77, 135, 164, 165, 207, 208, 237, 248, 258, 267, 294]. Трещиноватость оказывает существенное влияние на характер деформирования и обрушения пород в ВП.

Системы трещин природного происхождения имеют различное направление и, пересекаясь, придают геомассиву строение со слабыми связями

между жёсткими и прочными структурными породными блоками, размер которых составляет 0,1-100 м (рисунок 1.14). В зонах влияния горных работ происходит деформирование пород, сопровождаемое развитием многочисленных макро- и микротрещин. Интенсивность трещиноватости характеризуется отношением $H_{\text{гм}}/b_{\text{бл}}$, где $H_{\text{гм}}$ – характерный размер исследуемой части геомассива, $b_{\text{бл}}$ – средний размер структурных блоков. ВНИМИ разработана классификация геомассивов в зависимости от степени трещиноватости (таблица 1.2).



а – системный вид трещиноватости; б, в – форма отдельностей в виде параллелепипедов и кубов, соответственно

Рисунок 1.14 – Характерная трещиноватость и блочность горных пород для месторождений осадочного генезиса [46, 47, 267]

Таблица 1.2 – Классификация геомассивов в зависимости от степени трещиноватости [46, 49, 135]

Степень трещиноватости геомассива	Средний размер отдельностей, м	Характеристика прочности геомассива	Коэффициент структурного ослабления $K_{с.о}$
Практически монолитный	более 1,5	Весьма прочный	0,9
Малотрещиноватый	1,0-1,5	Прочный	0,8
Среднетрещиноватый	0,5-1,0	Средней прочности	0,6
Сильнотрещиноватый	0,1-0,5	Слабый	0,4
Чрезвычайно-трещиноватый	менее 0,1	Весьма слабый	0,2

7. Важным параметром управления кровлей в очистной выработке являются шаги посадки пород основной и непосредственной кровли, методики расчёта которых, полученные в ходе многочисленных исследований, приведены в источниках [12, 158, 189, 190, 290, 296]. Разными авторами также получены критерии оценки устойчивости слоя пород кровли при формировании свобод-

ного пролёта и, соответственно, процессов смещения относительного исходного положения. Так А.А. Борисовым установлено, что обрушение происходит при потере плитой прочности на 20 % [57, 58], а А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижковой и С.Н. Гапеевым утверждается, что это происходит при достижении относительных деформаций слоёв пород, превышающих 0,002 [297].

б) Разрыхление пород при обрушении

Изучение процессов дезинтегрирования пород кровли при сдвигении геомассива проводились как отечественными, так и зарубежными исследователями. Установлены следующие закономерности:

1. Основным параметром, характеризующим изменение объёма хаотично обрушенных пакетов блоков пород относительно исходного состояния, является коэффициент разрыхления k_p . Интенсивность разрыхления фрагментов обрушенной кровли соотносится с высотой их падения, при этом максимальные значения k_p наблюдаются у почвы ВП [39, 54, 57-59, 63, 135, 159, 206, 248, 251, 283, 304, 308, 311, 335, 336]. Величина k_p вследствие того, что она характеризует в том числе и долю пустого пространства во вновь сложенной среде, определяет в значительной мере проницаемость дезинтегрированных пород и, как следствие, направления и объёмы фильтрационных потоков [65].

2. В ходе исследований авторами трудов [57-59, 63, 77, 135, 251, 283, 304, 335] установлено, что значения, которые может принимать коэффициент разрыхления, определяются диапазоном от 1,02 до 2,1. В.Д. Слесарев по результатам многочисленных исследований утверждает, что величина k_p зависит от вынимаемой мощности пласта, угла падения, физико-механических свойств слагающих кровлю пород и многих других факторов. Трещиноватость пород кровли определяет размер блоков, на которые разделяется слой при обрушении (рисунок 1.15). При этом блоки, падая, вращаются (при условии если $h_{св} > 2b_{бл}$, где $h_{св}$ – высота обрушения, м; $b_{бл}$ – ширина падающего блока, м) и, укладываясь, формируют гребни (рисунок 1.16).

3. Между консолью основной кровли и обрушенными, фрагментированными и разрыхленными пакетами блоков пород непосредственной кровли при неполном заполнении пустого пространства, может образоваться полость высоту которой принято называть пределом свободного опускания пород основной кровли $h_{св}$ [58].

4. Ж.М. Канлыбаевой в ходе исследования процессов формирования зоны сдвижения при разработке пологих пластов Карагадинского бассейна установлено, что существует экспоненциальная зависимость величины k_p от расстояния до дневной поверхности вида [159, 206]

$$y = e^{\alpha h_x} + c; c \neq 0; \alpha = f(\sigma_{сж}); \alpha > 0, \quad (1.9)$$

где α – коэффициент, величина которого устанавливается в зависимости от свойств слагающих кровлю пород;

h_x – расстояние от почвы ВП, на котором оценивается величина k_p , м;

c – неравная нулю дополнительная константа.

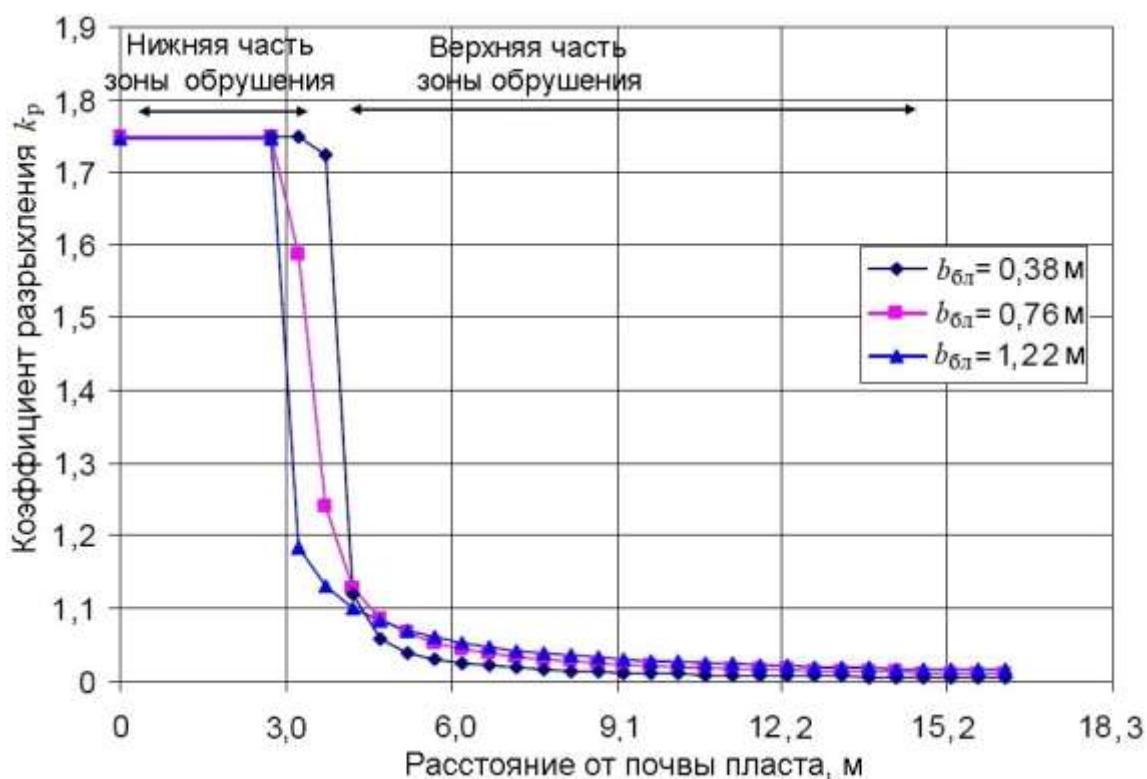
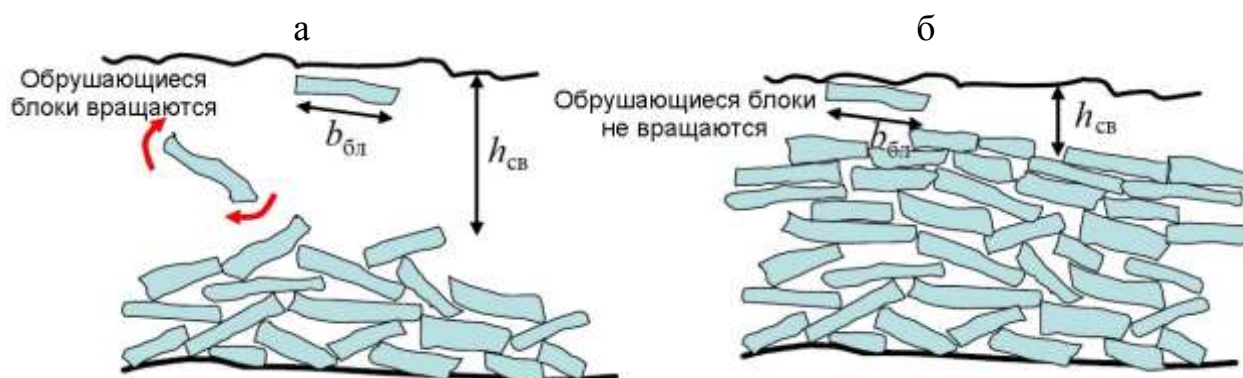


Рисунок 1.15 – График зависимости величины k_p от расстояния до почвы ВП (пласта) для условий разных размеров падающих блоков [335]



а – блоки при обрушении вращаются (формируются гребни – наибольшее разрыхление); б – блоки не вращаются (равномерная укладка)
Рисунок 1.16 – Интенсивность разрыхления пород в зависимости от $h_{св}$ [335]

5. При имеющихся данных о высоте зоны обрушения среднее значение коэффициента $k_{p,ср}$ определяется по формуле [59, 281, 335]

$$k_{p,ср} = \frac{h_{з.о}}{h_{п.к}}, \quad (1.10)$$

где $h_{п.к}$ – мощность обрушенных пород кровли, м;
 $h_{з.о}$ – высота зоны обрушения, м.

6. К настоящему времени выполнено достаточно большое количество исследований и разработаны различные математические модели, описывающие процесс разрыхления. Например, автор С.О. Кагасан в труде [341] предлагает подход, основанный на применении фракталов.

в) Уплотнение обрушенных и дезинтегрированных пород

В процессе сдвижения происходит смещение всё большего участка геомассива в сторону ВП, при этом на хаотично сложенные блоки пород в зоне обрушения в течение времени оказывает давление всё большая масса вышележащей толщи. В поле действия данных сил происходит процесс уплотнения дезинтегрированных пород, а в определённых случаях может происходить и их слёживание [57, 58, 252]. Вследствие этого значения остаточного коэффициента разрыхления $k_{p,ост}$ снижаются до величин, соответствующих $k_{p,ост} = 1,01-1,15$ (таблица 1.3) [57, 249, 283, 304].

Важным параметром, определяющим продолжительность процесса уплотнения дезинтегрированных пород, является длительность периода активной стадии сдвижения, изучением которой занимались различные исследователи (таблица 1.3) [14, 39, 57, 58, 60, 65, 181, 251, 279, 280, 283, 290].

Таблица 1.3 – Величины значений k_p и $k_{p.ост}$ [251]

Вид горной породы	Значение коэффициента разрыхления	
	при обрушении k_p	остаточный (по завершении процесса уплотнения) $k_{p.ост}$
Алеврит	1,20-1,70	1,15-1,20
Аргиллит	1,15-1,55	1,20-1,25
Песчаник крепкий	1,50-1,80	1,25-1,30

1.3.2 Анализ результатов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения. Условия формирования газового коллектора

Зоны обрушения, формируемые как результат очистной выемки на пологих пластах механизированными комплексами длиной 150 и более метров, представляют собой среду с высокой проницаемостью. Они заполнены фрагментами разрушенных и разрыхленных при деформировании и обрушении блоков пород слоёв непосредственной и основной кровли. В целом любая зона обрушения является активной составляющей аэрогазодинамической системы выемочного участка [83, 87, 115, 214, 228, 240, 252, 337].

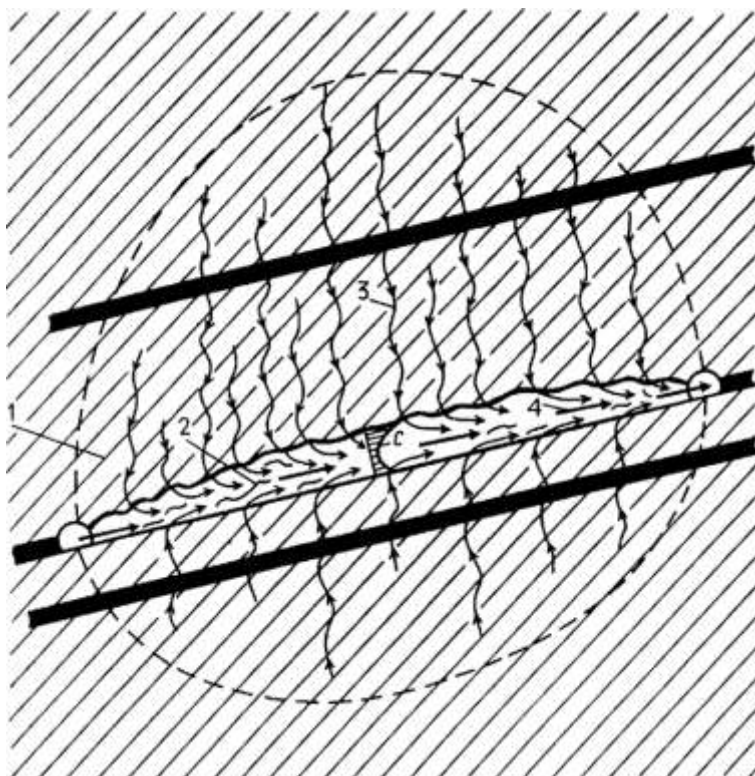
а) Закономерности фильтрации метановоздушной смеси в обрушенной среде и условия формирования техногенного резервуара метана

В работах [136, 140, 170, 181, 196, 198, 204, 222, 234, 239, 250, 252, 254, 285, 286, 290] выделены следующие закономерности аэрогазодинамических процессов, протекающих в зоне обрушения:

1. Процессы сдвижения геомассива, вызванные очистными работами при управлении кровлей полным обрушением, создают во вмещающих породах зону разгрузки от горного давления, в пределах которой протекают процессы десорбции метана. Свободный, содержащийся в порах и трещинах,

а также десорбированный газ, под действием разницы газового давления перемещается по образующимся вследствие смещения пород трещинам в зону трещин и разломов и зону обрушения (рисунок 1.17).

2. Максимальная интенсивность газовыделения из пластов-спутников в зону обрушения имеет место на участках, непосредственно примыкающих к очистному забою, расстояние до границ которых вглубь ВП зависит от мощности междупластья в свите. По мере удаления от очистного забоя дебит метана сокращается вследствие уменьшения газоносности источников и восстановления горного давления. Положение зоны максимальных содержаний зависит от величины утечек воздуха и направлений фильтрационных потоков.



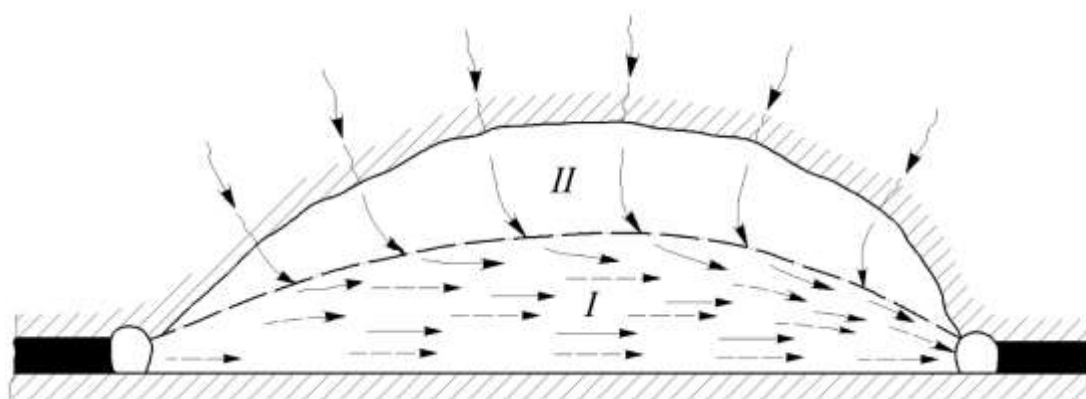
1 – зона разгрузки от горного давления; 2 – зона обрушения; 3 – фильтрация метана по естественным системам трещин и дополнительно развившимся вследствие смещения пород в зоне полных сдвижений; 4 – утечки воздуха;

С – эпюра концентрации метана в зоне обрушения

Рисунок 1.17 – Модель перемещения десорбированного метана на участке разгруженного массива горных пород [285]

3. По данным К.З. Ушакова в зоне обрушения существует градиент скоростей движения воздуха, по которому условно можно выделить зоны с интенсивным движением утечек (рисунок 1.18 участок I) и непроветриваемые

объёмы (рисунок 1.18 участок II). В последних могут аккумулироваться значительные содержания метана – формируется техногенный резервуар (газовый коллектор), из которого метан в результате конвективно-диффузионных процессов, возникающих в том числе под действием притекающих из пластов-спутников дополнительных объёмов, вытесняется в активную зону и далее с утечками воздуха перемещается в действующие выработки (в том числе газодренажные).



штриховые линии – направления движения утечек,
сплошные – перемещение метана

Рисунок 1.18 – Модель движения МВС в обрушенной среде [286]

4. Давление воздуха в действующих выработках может оказывать при прочих равных условиях влияние на интенсивность притока метана из зоны обрушения. Например, в случае уменьшения атмосферного давления в шахте и скачкообразного увеличения расхода воздуха на выемочном участке граница активной зоны смещается вверх, что может приводить к выносу утечками воздуха в горные выработки дополнительных объёмов рудничного газа.

5. Из куполов зоны обрушения, в которых образовался коллектор метана, газ в зависимости от применяемой на выемочном участке схемы проветривания может транспортироваться утечками воздуха в призабойное пространство, на сопряжение с вентиляционной выработкой, в газодренажные, погашаемые и/или частично-погашаемые штреки. Кроме того, МВС может за счёт общешахтной депрессии выдаваться на отстающую сбойку в камеру смешивания.

6. При периодическом процессе посадок пород кровли и наличии предела свободного опускания пород основной кровли $h_{\text{св}}$ может происходить волнообразное выдавливание МВС в выработки выемочного участка при работе механизированных комплексов. В результате продолжающегося процесса сдвижения геомассива и уплотнения обрушенных горных пород происходит изменение объёма газового коллектора.

7. Объёмы выделяющегося метана из зоны обрушения зависят от нагрузки на очистной забой и её ритмичности, но при этом максимальные дебиты не всегда совпадают по времени с максимальными объёмами добычи. Обрушенная среда обладает инерционностью с точки зрения газодинамических процессов. Возможно варьирование дебитов метана при одном и том же уровне нагрузки на очистной забой.

8. В результате исследований, выполненных в ИПКОН РАН, с позиции комплексного учёта взаимодействующих геомеханических и аэрогазодинамических процессов предложена математическая модель и соответствующие алгоритмы адаптации режимов работы технологического оборудования в зависимости от значений контролируемых параметров [184, 185, 197, 199]. Установлено, что основным показателем эффективности работы выемочного участка является среднесуточная нагрузка на забой, которая определяется скоростью подачи комбайна и временем его работы за сутки [55, 186, 187]. Данные параметры тесно связаны с динамикой метановыделения на выемочном участке.

По результатам анализа исследований, направленных на изучение закономерностей комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения выемочных участков установлено, что при существенном влиянии аэрогазодинамических процессов на метанобезопасность добычи угля отсутствуют методы оценки объёмов газового коллектора, как свободного пространства в зоне обрушения у очистного забоя выше плоскости вынимаемого пласта, а также эффективные решения

по управлению процессами накопления метана в нём с целью снижения рисков загазования действующих выработок для условий пологих пластов, отрабатываемых механизированными комплексами длиной 150 и более метров.

б) Аэродинамические параметры обрушенных пород. Существующие математические модели их оценки

В качестве исходных данных для моделирования аэрогазодинамических процессов на рассматриваемом участке зоны сдвижения в рамках комплексной системы на выемочном участке необходимы данные по значениям аэродинамических сопротивлений обрушенных, разрыхленных и уплотнённых пород кровли геомассива. Данные сопротивления определяют интенсивность движения и характер распределения фильтрационных потоков [70, 80, 83, 99, 111, 120, 156, 172, 177, 180, 181, 214, 224, 226, 228, 230, 240, 250, 252, 254, 274, 276, 286, 287, 294, 311, 335, 336]. Следует учитывать, что аэродинамические сопротивления обрушенных пород на 2-4 порядка ниже сопротивления нетронутого массива. Эти сопротивления определяются степенью уплотнения обрушенных пород. Данный процесс происходит под действием веса сдвигающихся слоёв и он приводит к увеличению сопротивлений. Вследствие того, что процесс уплотнения протекает в течение активной стадии сдвижения участка геомассива, то при увеличении нагрузки на забой пакеты блоков пород остаются менее уплотнёнными на большем расстоянии вглубь ВП, т. е. сопротивления дезинтегрированной среды сохраняются низкими [65, 138, 230, 252, 256].

Процессы движения флюидов через обрушенные породы могут протекать как в ламинарном, так и в переходном или даже в турбулентном режимах, поэтому для их описания следует использовать двучленный закон сопротивления. Удельное аэродинамическое сопротивление зоны обрушения, заполненной обрушенными породами, т. е. сопротивление объёма пород, равного 1 м^3 , с площадью поперечного сечения 1 м^2 , определяется такими основными параметрами, как [37, 41, 70, 79, 80, 83, 120, 156, 161, 163, 172, 200, 216, 233, 240, 243, 252, 254, 260, 263, 274, 276, 279, 280, 287, 290, 301]:

- коэффициент проницаемости $k_{пр}$ (далее также – коэффициент $k_{пр}$), м^2 . Является мерой, характеризующей способность сплошной среды фильтровать через себя жидкости и газы при градиенте давления. На макроуровне величина $k_{пр}$ определяется размерами и структурой поровых каналов, по которым главным образом происходит фильтрация. В расчётах, связанных с движением флюидов через горные породы, часто используется единица измерения дарси (Д), где $1 \text{ Д} = 0,9869 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2$. Величина $k_{пр}$ для условий нетронутого массива и техногенно-сформированного участка дезинтегрированных пород изменяется в диапазоне от близких к нулю значений до нескольких тысяч Д;

- коэффициент макрошероховатости $l_{ш}$ (далее также – коэффициент $l_{ш}$), м. Данный параметр, определяемый структурой дезинтегрированной среды, характеризует её инерционные свойства при турбулентной фильтрации. Для большинства условий ВП его значения находятся в диапазоне от 10^{-6} до 10^{-3} м.

В таблице 1.4 приведены существующие математические модели оценки аэродинамических параметров дезинтегрированной среды зоны обрушения, предложенные как по результатам аналитических исследований, так и обработки экспериментальных данных.

Таблица 1.4 – Математические модели оценки сопротивлений (проницаемости) зоны обрушения

Источник	Формула для расчёта сопротивления обрушенной среды	Комментарий
[7]	Величины удельных как линейных $r_{л}$, так и квадратичных $r_{кв}$ сопротивлений приведены в виде таблицы. Значения выбираются в зависимости от средне-взвешенного коэффициента крепости слоёв подработанного горного массива.	В модели ШВС зона обрушения учитывается единой фиктивной ветвью, что накладывает ограничения на возможности такого подхода, т. е. отсутствует возможность оценивать распределение фильтрационных потоков в объёме обрушенной среды.
[214]	Формула, предложенная В.Д. Карпухиным $r_x = r_0 \frac{x}{1000}$	Предполагается, что аэродинамическое сопротивление ВП $r = \varphi(x)$ на расстоянии от очистного забоя в пределах от 0 до 1000 м выражается линейной зависимостью. При $x > 1000$ м сохраняется постоянное его значение.

Окончание таблицы 1.4

[214, 252, 253, 286]	Формулы, предложенные К.З. Ушаковым, И.М. Печуком, Ф.С. Клебановым, А.Ф. Милетичем, И.И. Медведевым для условий пологих пластов $r_x = a \cdot e^{bx^n}, r_x = r_0 \cdot e^{cx},$ $r_x = dx^z + r_0,$ $r_x = \frac{r_{шт} c^2 Q_{0.3} x + r_{0.3} l_{0.3} Q_{0.3} (2n + 1)}{l_{0.3} c \cdot n (2n + 1) x^{n-1}}.$	Возможен расчёт как интегральным, так и дифференциальным методом. Для расчёта используются эмпирические константы, которые могут различаться даже в пределах одного и того же участка
[120]	Для условий пологих пластов $r_l = ax^c, \quad r_{кв} = bx^{\beta/2},$ $\beta = 1,0 \exp[0,1(5 - v_{0.3})].$ В условиях крутых пластов Прокопьевско-Киселёвского района Кузнецкого бассейна сопротивления r_l и $r_{кв}$ приведены константами. Выбор значения осуществляется на основе параметра m_b и вида слагающих кровлю пород.	Указаны усреднённые значения коэффициентов a и b, выбор их осуществляется в зависимости от вида пород, слагающих кровлю.
[80, 252]	Формула В.С. Шалаева $r_x = r_0 e^{\beta},$ $\beta = 3\delta_{max} \alpha_{г.п} \left(\frac{x}{v_{0.3}} \right)^2.$	Данная формула выражает физический смысл эмпирических констант, используемых в формулах, предложенных К.З. Ушаковым
[156, 252]	Формулы Л.А. Пучкова $k_{пр} = bx^{-c'}, \quad l_{шт} = dx^{-c'/2},$ $b' = \mu/b, \quad d' = \rho/d.$	Эмпирические коэффициенты приводятся в качестве табличных данных. Формулы получены для условий пологих пластов Донецкого бассейна и крутых пластов Прокопьевско-Киселёвского района Кузнецкого бассейна
[263, 335, 336, 338, 340, 346, 347]	Эмпирические уравнения для определения коэффициента проницаемости $k_{пр.г} = k_{пр.г0} \cdot e^{-0,25 \cdot (\sigma_{yy} - \sigma_{yy0})},$ $k_{пр.в} = k_{пр.в0} \cdot e^{-0,25 \cdot (\sigma_{xx} - \sigma_{xx0})}.$ Уравнение Кармана-Козени для расчёта коэффициента проницаемости $k_{пр} = \frac{k_{пр.0}}{0,241} \cdot \left(\frac{m_{п}^3}{(1 - m_{п})^2} \right).$	Проницаемость оценивается в зависимости от динамики напряжённо-деформированного состояния геомассива либо его пористости
[65, 180, 181, 233, 260, 263, 279, 280]	Модели фильтрационных и реологических свойств массива (проницаемость среды): недеформированных шаров одинакового диаметра (Г. Сливтер, К. Терцаги); деформированных шаров с неизменным объёмом (С.В. Кузнецов); упругодеформированных шаров (Б.Г. Тарасов – И.Д. Машенко); кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Машенко). Оценка коэффициента макрошероховатости – модели М.Д. Миллионщикова и В.Н. Щелкачева	Модели являются универсальными и могут использоваться для оценки коэффициента проницаемости как для нетронутого геомассива, так и деформированного (разрыхление и уплотнение). Замена реальной среды на модель производится выбором соответствующего эффективного диаметра зёрен, слагающих среду.

Примечание. $a, b, b', c, c', d, d', z$ – константы, зависящие от условий залегания пласта; n – показатель степени, изменяется от 1 до 2 в зависимости от режима движения воздуха; $k_{пр}$ – коэффициент проницаемости, m^2 ; $k_{пр.0}$ – коэффициент проницаемости геомассива в нетронутом состоянии, m^2 ; $k_{пр.г0}, k_{пр.в0}, k_{пр.г}, k_{пр.в}$ – коэффициенты проницаемости в горизонтальном и вертикальном направлениях, соответственно, в исходном и деформированном массиве, m^2 ; $l_{0.3}$ – длина очистной выработки, м; $l_{ш}$ – коэффициент макрошероховатости, м; m_b – вынимаемая мощность пласта, м; $m_{п}$ – пористость дезинтегрированных пород, доли ед.; $Q_{0.3}$ – расход воздуха в очистной выработке, m^3/c ; r_x, r_0 – удельное аэродинамическое сопротивление зоны обрушения, соответственно, с учётом уплотнения пород и без него, $H \cdot c^n / m^{n+3}$; $r_{л}, r_{кв}$ – удельные линейное и квадратичное аэродинамические сопротивления, $H \cdot c / m^4$ и $H \cdot c^2 / m^5$; $r_{шт}, r_{0.3}$ – удельные сопротивления воздухоподающего штрека и очистной выработки, $H \cdot c^2 / m^9$; $v_{0.3}$ – скорость подвигания забоя, м/сут; x – расстояние от очистного забоя вглубь ВП, м; $\alpha_{г.п}$ – коэффициент, зависящий от механических свойств горных пород; δ_{max} – предельное значение прочности при одноосном сжатии, МПа; μ – коэффициент динамической вязкости фильтрующегося флюида, Па·с; ρ – плотность смеси, $кг/м^3$; $\sigma_{xx0}, \sigma_{yy0}, \sigma_{xx}, \sigma_{yy}$ – горизонтальные и вертикальные напряжения, соответственно, в исходном и деформированном геомассиве, МПа.

По результатам анализа существующих математических моделей (таблица 1.4) установлено, что наиболее универсальными являются модель кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Машенко) и модель М.Д. Миллионщикова. Для их настройки необходимы экспериментальные данные по проницаемости обрушенных и уплотнённых пород зоны обрушения. Их сбор, анализ и обобщение позволит выполнить настройку данных моделей в соответствии с задачами исследования.

1.4 Методы оценки дебита метана. Газовый баланс участка

В рамках проектирования вентиляционных систем для шахт с высокой производственной мощностью, одной из существенных практических задач является определение дебитов метана на выемочных участках, обусловленных специфическими горно-геологическими и горнотехническими факторами.

1.4.1 Методы расчёта метанообильности горных выработок

Существуют различные алгоритмы оценки метанообильности [7, 16, 17, 38, 87, 95, 97, 100, 104, 120, 209, 219, 221, 249, 280, 286, 290, 322]:

В связи с тем, что метанообильность горных выработок является важным параметром с точки зрения безопасности, существует множество подходов к её оценке: а) горно-статический; б) по разнице природной и остаточной

газоносности; в) по данным лавы-аналога; г) методы, основанные на различных зависимостях и функциях.

а) Метод основан на гипотезе, что газообильность выработок зависит от глубины ведения работ относительно зоны выветривания и возрастает с некоторым градиентом H_m , который представляет собой расстояние по вертикали в метрах, соответствующее увеличению относительной метанообильности шахты на 1 м^3 . Применялся для приблизительной оценки газообильности горных выработок.

б) Этот метод используется при проектировании вентиляции шахт в целом и отдельных объектов проветривания. Реализован в действующих нормативно-технических документах [4, 5, 7, 16] и основан на свойствах угля и пород десорбировать метан при отделении их от массива. В расчёт введены усреднённые эмпирические коэффициенты, полученные для различных угольных бассейнов и месторождений и справедливые для узкого диапазона условий. Преимущество метода – простота и возможность пересчёта газоносности пластов с учётом их под- и надработки. К недостаткам можно отнести возможность завышения прогнозируемых дебитов метана по основным источникам и необходимость уточнения эмпирических коэффициентов. По методике рассчитываются величины относительной метанообильности, которая затем пересчитывается на плановую суточную производительность очистного забоя. При этом дебит метана из ВП определяется некоторой величиной без учёта объёма пустоты в куполах обрушения и возможности аккумуляирования газа ней.

в) Данный метод относительно точный, применяется на действующих угледобывающих предприятиях и закреплён в нормативных документах [4, 5, 7, 16]. Расчёт выполняется на основе фактических дебитов метана в предыдущем отработанном выемочном столбе (лава-аналог) и находящемся в сходных горно-геологических и горнотехнических условиях с новым участком. Дебит

метана из ВП пересчитывается, исходя из соотношения длин очистной выработки и нагрузки на забой, влияние изменения горно-геологических условий учитывается коэффициентами:

$$I_{\text{ВП}} = I_{\text{ВП.ф}} \frac{l_{\text{оз}}}{l_{\text{оз.ф}}} \cdot \frac{(1 - e^{-\lambda_p A_p})(1 + \nu_p A_p)}{(1 - e^{-\lambda_{\text{ф}} A_{\text{ф}}})(1 + \nu_{\text{ф}} A_{\text{ф}})}, \quad (1.11)$$

где $I_{\text{ВП}}$ – фактическое абсолютное метановыделение в ВП по данным лавы-аналога, м³/мин;

$l_{\text{оз.ф}}$ – фактическая длина очистного забоя, м;

λ, ν – коэффициенты, соответственно, для расчётных условий и фактических.

г) В данную группу входят различные математические модели, разработанные ведущими отечественными исследователями: В.А. Колмаков, Г.Д. Лидин, Н.И. Линденау, В.М. Маевская, А.А. Мясников, А.Э. Петросян, Б.Г. Тарасов многие и др. В этих моделях выполнена попытка учесть физические закономерности и условия, которые лежат в основе процессов десорбции и переноса газа из разгруженного участка геомассива в выработки. Позволяют учитывать изменение газообильности во времени в зависимости от горного и газового давлений, а также газопроницаемости массива, как при нормальном функционировании предприятия (подвижный массив), так и при внеплановых остановках (неподвижный массив). Фундаментальным недостатком таких моделей является попытка учёта множества горно-геологических параметров в единой системе уравнений, что является достаточно нетривиальной задачей, поскольку эти параметры имеют тенденцию варьироваться не только в пределах одного пласта, но и даже выемочного участка. Помимо этого, ограничения на применимость накладывают также отсутствие надёжных исходных данных и сложности выполнения расчётов в условиях практики действующего производства. В следствие указанных ограничений данная группа расчётных методик не получила распространения и может представлять интерес только в учебных целях для различных имитационных моделей.

1.4.2 Источники метанообильности на выемочном участке. Структура газового баланса

При выемке пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, на полную мощность пласта с обрушением кровли основными источниками метанообильности являются (рисунки 1.19 и 1.20) [17, 38, 56, 80, 87, 89, 95, 97, 100, 104, 116, 118, 149, 154, 163, 174, 179, 219, 221, 290]:

- разрабатываемый пласт (поверхность очистного забоя и отбитый уголь). Объёмы метановыделения определяются геометрическими размерами очистного забоя (вынимаемая мощность и протяжённость газоотдающей поверхности), производительностью очистной техники с учётом машинного времени. На мощных пластах с отработкой по слоям фиксируются значительные дебиты метана в призабойное пространство из оставляемой в почве пачки угля.



Рисунок 1.19 – Источники дебита метана на выемочном участке

- ВП. Мощный источник дебита метана, связанный с наличием на участке разгружаемого от горного давления геомассива пластов угля и газосодержащих пород. Влияние также оказывают невынимаемые по технологическим причинам пачки угля. При применении слоевой технологии выемки угля для первого вынимаемой слоя заметное влияние оказывает почва ВП, а для условий второй слоя – потери угля, влияние же пластов-спутников носит вторичный характер. Интенсивность определяется геометрическими размерами отрабатываемого выемочного столба, нагрузкой на очистной забой, а также горно-геологическими условиями месторождения. Дебит в структуре газового баланса из данного источника может достигать 90 %.

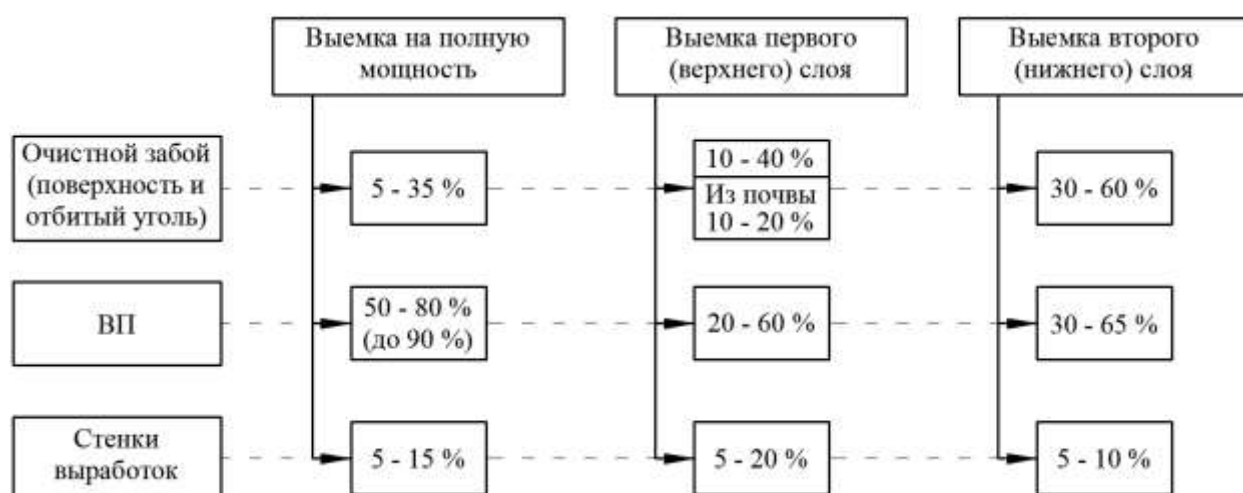


Рисунок 1.20 – Газовый баланс выемочных участков современных угольных шахт (по данным [209, 228])

- стенки подготовительных выработок участка. Не носит влияющего характера в следствие истощения источника в пределах зоны газового дренирования при естественной дегазации.

1.5 Анализ существующих проблемно-ориентированных пакетов программ

С широким развитием и внедрением вычислительной техники всё большее применение находят такие области прикладной математики, как численные методы. Наибольшее распространение получили методы МКЭ, контрольных объёмов (далее – МКО) и конечных разностей (далее – МКР). Разработаны

различные программные пакеты, позволяющие оперативно решать производственные задачи практически для любой отрасли промышленности.

Выполнен анализ программных продуктов, реализующих численные методы, применение которых позволит решить поставленную в диссертации научную проблему, заключающуюся в геомеханическом и аэрогазодинамическом обосновании методологии управления газовыделением на выемочных участках при отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами.

На сегодня существует значительное количество прикладных программных пакетов, позволяющих численно решать геомеханические и аэрогазодинамические задачи. Они распространяются как свободное программное обеспечение (лицензии GNU GPL, GNU LGPL и др.), а также на основе проприетарных видов лицензий. Среди них [18, 66, 67, 73, 84-86, 88, 96, 101, 103, 106, 151, 155, 157, 176, 191, 194, 203, 215, 236, 244, 245, 257, 290, 307, 312, 315, 318, 321, 326, 328, 329, 333, 339, 342]: Вентиляция, Геомеханика, FLAC 2D и FLAC 3D, Z88Aurora, SolidWorks, ANSYS (Fluent, CFX, Static Structural), OpenFOAM, Salome, ParaView, Elmer FEM Solver, Code-Saturne, Code Aster и многие др.

Одним из распространённых коммерческих программных комплексов для инженерного анализа является ANSYS. Он представляет собой современный технологический комплекс, позволяющий решать производственные задачи (механика жидкости и газа, прочностной анализ, теплопередача и теплообмен, электродинамика, акустика, механика связанных полей) и анализировать полученные данные. Недостатки: высокая цена, зависящая от компоновки под вид решаемых задач; необходимость приобретения дополнительных пакетов для возможности распараллеливания вычислительного процесса; недоступность анализа используемых для расчёта математических алгоритмов и программного кода.

Авторский программный пакет «Геомеханика» (кафедра геотехнологии, СибГИУ) предназначен для численного моделирования геомеханических процессов в геомассиве при ведении горных работ [20-23, 52, 53, 64, 65, 81, 83-85, 92, 99, 111-115, 143, 144, 232, 259, 290, 316, 319]. Он основан на использовании МКЭ при решении задач механики деформируемого твёрдого тела [50, 78, 142, 162, 188, 211, 235, 246, 270, 288, 293]. Выполняется решение задачи в двухмерной постановке. Домен, как вычислительная область, декомпозируется на трёхузловые элементы (далее – КЭ) единичной толщины [50, 144].

На рисунке 1.21 приведена структура программного комплекса «Геомеханика». Решение упругой статической задачи сводится к циклу, состоящему из двух итераций (первые два модуля). На первом шаге решается задача определения исходного напряженного состояния (массив Динника), после чего рассчитывается напряжённо-деформированное состояние геомассива, возникшее в результате ведения горных работ. Упругопластическое деформирование массива считается на основе модели наследственной среды Ж.С. Ержанова (3-5 модули).

Исходные данные задаются на основе документации на ведение горных работ предприятия, включающей горно-геологический прогноз, строение и физико-механические свойства горных пород, горнотехнические параметры подготовленного к отработке выемочного столба и геометрические размеры модели [81, 84, 85, 92]. Результатом работы программы являются поля физических величин [83]: остаточная прочность деформированного участка; напряжения в массиве; деформации участков массива; смещения.

Из свободного программного обеспечения интерес представляют пакеты [35, 88, 98, 101, 102, 106, 108, 117, 139, 231, 273, 307, 313, 315, 318, 321, 326, 328, 329, 333]: OpenFOAM (Open Source Field Operation And Manipulation CFD ToolBox, The OpenFOAM Foundation Ltd. – свободно распространяемый пакет для операций со скалярными, векторными и тензорными полями) и ParaView (пакет для визуализации больших объёмов данных – результатов счётных задач и их динамики по различным срезам времени). OpenFOAM представляет

собой библиотеку – набор средств языка программирования C++ для настройки и расширения численных решателей задач механики сплошной среды, в т. ч. вычислительной гидродинамики (CFD).

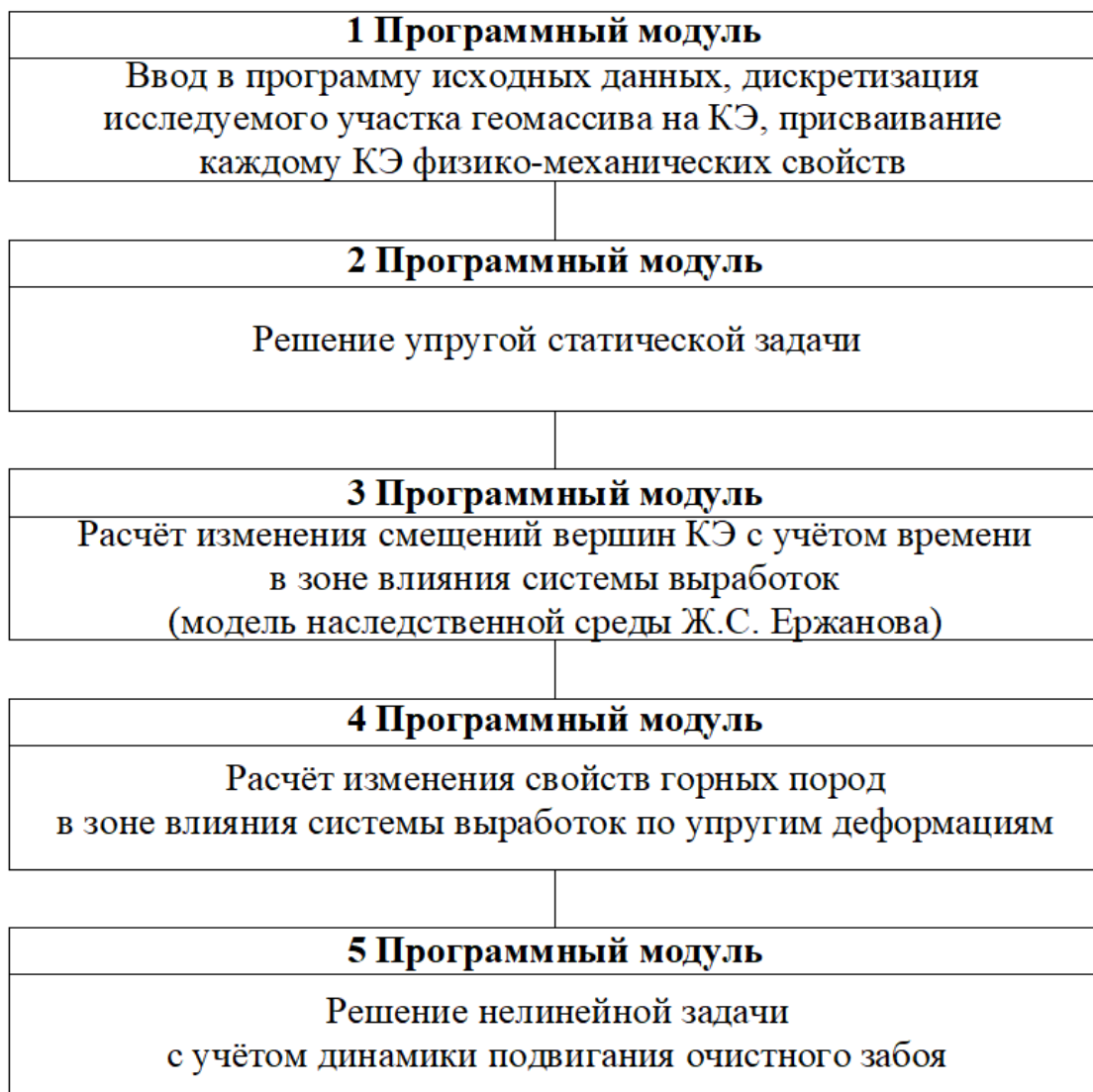


Рисунок 1.21 – Последовательность работы модулей программы «Геомеханика» и их краткое описание

Структура OpenFOAM приведена на рисунке 1.22. Комплекс реализован на базе платформы Unix (GNU/Linux) и основан на применении МКО. Он состоит примерно из 100 C++-библиотек и 250 предварительно собранных пакетов, которые делятся на решатели (решение задач механики сплошной среды) и утилиты (обработка данных для анализа).

При подготовке исходных данных (создание геометрии расчётной области, дискретизация, постановка граничных условий) возможно использование

утилит, входящих в комплект поставки OpenFOAM (blockMesh, snappyHexMesh), и сторонних открытых CAD-CAE-систем (FreeCAD, Salome).

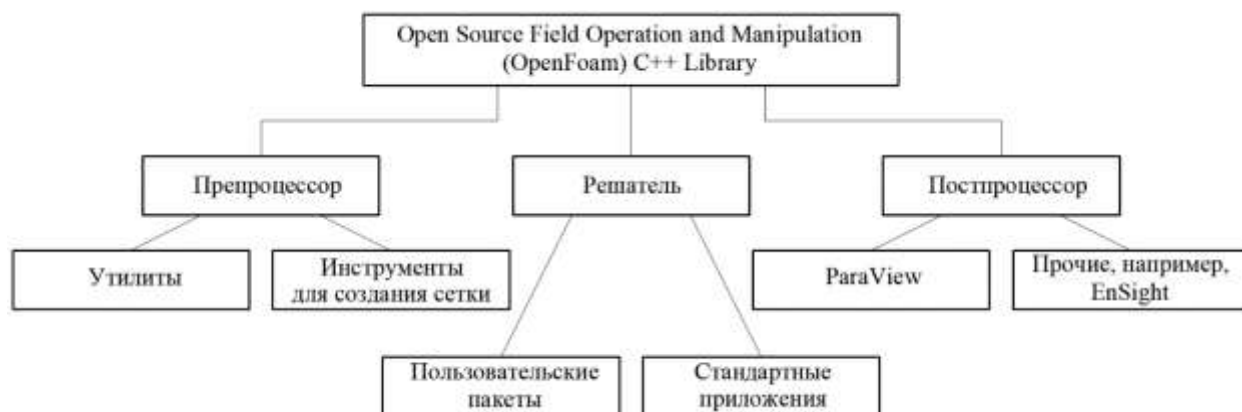


Рисунок 1.22 – Структура пакета программ OpenFOAM (The OpenFOAM Foundation Ltd.) [328, 329]

С целью разработки дополнительного прикладного программного обеспечения и утилит для решения специфических задач исследования предполагается использование следующих пакетов на базе GNU/Linux [40, 123, 126-129, 131-133, 202, 268, 278, 284, 292, 299, 305, 309]: текстовый редактор Vim (notepadqq); компиляторы языков C++ gcc/g++ и Fortran gfortan; фреймворк Qt; bash-скрипты; редактор Xfig; пакет для оперативных вычислений, обработки и представления данных LibreOffice Calc.

Выводы по главе 1 и постановка задач исследования

В данной главе выполнен анализ состояния системы прогноза геомеханических и аэрогазодинамических параметров выемочных участков, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Определяющее влияние на процессы проветривания участковых выработок и разжижения выделяющихся в них вредностей до безопасных концентраций оказывают зоны обрушения, возникающие в процессе сдвижения геомассива при отработке выемочных столбов. В процессе структурного преобразования пород, их обрушения и дезинтегрирования возникают так называемые «купола» зоны обрушения, в которые может выделяться и накапливаться метан, т. е. происходит формирование техногенного резервуара метана

– газового коллектора. Из него газ вместе с утечками воздуха может поступать в действующие выработки, а также интенсивно вытесняться при посадках консолей кровли.

2. В настоящее время отсутствуют методы оценки объёмов газового коллектора, как свободного пространства в зоне обрушения у очистного забоя выше плоскости кровли вынимаемого пласта, а также эффективные решения по управлению процессами накопления метана в нём с целью снижения рисков загазования действующих выработок для условий пологих пластов, отрабатываемых механизированными комплексами длиной 150 и более метров.

3. По результатам анализа выводов исследований аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения и существующих математических моделей по оценке проницаемости и макрошероховатости дезинтегрированных пород установлено, что наиболее универсальными являются модель кубов с шероховатыми гранями (Б.Г. Тарасов – И.Д. Мащенко) и модель М.Д. Миллионщикова. Для их настройки необходимы экспериментальные данные по проницаемости обрушенных и уплотнённых пород зоны обрушения. Их сбор, анализ и обобщение позволит выполнить настройку данных моделей в соответствии с задачами исследования.

4. Влияние на метанобезопасность также оказывают пространства, появляющиеся в результате возведения перемычек в подземных горных выработках для изоляции отработанных выемочных столбов (тупики). Они проветриваются диффузией. В условиях недостаточной эффективности их проветривания и при притоке в них извне метана возможно аккумулятивное газонакопление и возникновение его локальных скоплений.

5. В действующих нормативных документах, распространяющихся на аэрологическую и промышленную безопасность, не детерминированы требования к скорости потока воздуха в сквозной выработке и к геометрическим размерам тупиковых выработок, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Требуются исследования в части изучения особенностей проветривания таких тупиков с учётом современных горнотехнических условий.

6. Проблема безопасной и ритмичной добычи угля на пологих пластах при их высокоинтенсивной отработке тесно связана с управлением метановыделением из зон обрушения. В связи с этим предложена методология, основанная на комплексном учёте в рамках единой системы горных выработок, зон обрушения, обрушенных и разрыхленных пород в ВП, а также источников метановыделения на выемочном участке. В условиях данного подхода существует необходимость разработки физической модели, описывающей протекающие геомеханические процессы, такие как обрушение, разрыхление, уплотнение пород, изменение их проницаемости в течение времени и образование пустот в зоне обрушения. Такая модель позволит моделировать единый газодинамический комплекс выемочного участка и предоставит возможность:

- выполнять прогноз и осуществлять контроль фильтрационных потоков МВС в высокопроницаемой среде и движения данной смеси в сформированных пустотах;

- определять участки зоны обрушения, где формируется газовый коллектор с большими объёмами метана;

- разрабатывать адаптируемые к текущим горно-геологическим и горно-техническим условиям системы управления газовыделением;

- выполнять анализ перспективных направлений отработки запасов в шахтном поле с учётом возможности оптимизации параметров ШВС.

7. Моделирование воздухораспределения в ШВС и решение задач, направленных на повышение эффективности систем управления газовыделением, требуют наличия данных о значениях аэродинамических сопротивлений подготовительных подземных горных выработок, проводимых для оконтуривания выемочного столба.

8. Распространённость применения комбайнового способа проведения пластовых горных выработок (как в пределах мощности, так и с присечкой пустой породы), а также современных видов их крепления (таких как анкерный и рамный металлический (арочный) способы) обусловило то, что элементы шероховатости выработок приобрели технологический характер. Также,

как отмечалось ранее, произошло увеличение площадей поперечных сечений подземных горных выработок. В таких обстоятельствах ранее полученные табличные значения коэффициентов α , как и расчётные методы к ним, не соответствуют современным условиям и тенденциям.

9. С переходом к отработке пластов угля, залегающих на больших глубинах, закономерно увеличивается и горное давление, в том числе и в зонах влияния очистных работ. Этот фактор, в месте с трендом к увеличению площадей поперечного сечения горных выработок для обеспечения больших расходов воздуха на объектах проветривания, приводит к постепенному снижению эксплуатационных возможностей анкерной крепи. В следствие этого с целью безаварийного поддержания горных выработок, в том числе с учётом возможных значительных деформаций контура выработки (конвергенции), перспективным направлением является расширение применения рамной металлической (арочной) крепи. В результате обосновывается необходимость в проведении исследований, направленных на определение значений коэффициентов α , закреплённых указанными видами крепи и имеющих площади поперечного сечения более 16 м². Целесообразно рассмотрение потерь давления на трение, так как они составляют 70-90 % от общей суммы потерь.

10. Обоснован стек существующих программных комплексов, необходимых для проведения исследования, а также для разработки дополнительного программного обеспечения приведён перечень вспомогательных пакетов на базе GNU/Linux. Данные пакеты позволят реализовать комплексную многопараметрическую модель, учитывающую закономерности комплексного развития геомеханических и аэрогазодинамических процессов при: формировании высокопроницаемой пористой среды зоны обрушения и газового коллектора; фильтрации метановоздушных потоков и накоплении газа; процессах движения воздуха по горным выработкам выемочного участка, в т. ч. проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

Решаемые задачи исследования, поставленные исходя из цели и анализа состояния проблемы:

1. Анализ и обоснование перспективных направлений, обеспечивающих разработку методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов с учётом взаимовлияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов.

2. Исследование и обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных горных выработок сечением свыше 16 м^2 , закреплённых современными видами крепей.

3. Исследование аэродинамических особенностей тупиков, оставляемых при возведении перемычек для изоляции отработанных выемочных столбов и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии.

4. Исследование закономерностей распределения в пространстве и времени параметров геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, с целью определения аэродинамических характеристик обрушенной среды и интегрирования её модели в модель шахтной вентиляционной сети.

5. Исследование особенностей формирования газового коллектора, как свободного пространства в куполах зоны обрушения, на участках, примыкающих к очистному забою выше плоскости вынимаемого пласта угля.

6. Исследование и разработка методологии управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями длиной 150 м и более с учётом взаимодействия элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения».

2 ИССЛЕДОВАНИЕ И МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ

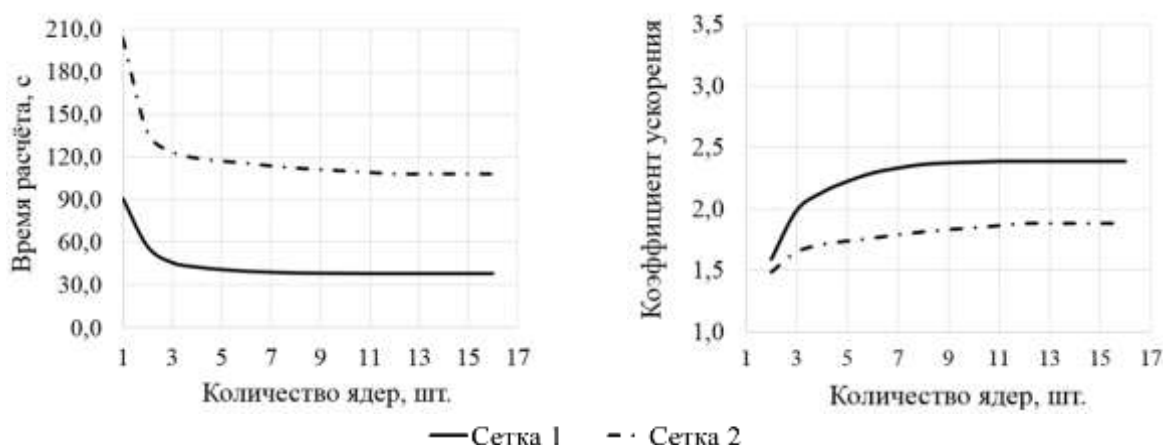
2.1 План и методика проведения исследования.

Экспериментальные исследования

2.1.1 Планирование и обоснование направлений исследования.

Описание объектов исследования

Проведение исследования планируется посредством реализации шахтного эксперимента (данные практических замеров), обобщения ранее полученных опытных данных и применения методов прикладной математики (численные методы – МКЭ и МКО). В рамках распараллеливания вычислительных задач и повышения скорости расчётов собран кластер типа Beowulf, работающий под управлением операционной системы GNU/Linux (рисунок 2.1).



Сетка 1 – 101250 элементов, Сетка 2 – 240000 элементов,

на которые производится дискретизация расчётной области

Рисунок 2.1 – Продолжительность вычислительного процесса и коэффициент ускорения при работе в параллельном режиме

Исследование геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочных участках подразумевает и обуславливает необходимость создания соответствующих моделей. Важным этапом их компоновки для целей адекватного представления объекта-оригинала является сбор необходимых фактических данных. Для этой цели предложено использование следующих комплектов материалов горнодобывающих предприятий:

- горно-геологические и горнотехнические параметры реальных выемочных участков угольных шахт;

Данные по геологическому прогнозу отрабатываемого участка пласта и разведочным линиям, сведения по геометрическим размерам соответствующего подземного горнотехнического комплекса и параметрам технологии выемки приведены в горнотехнической документации.

- расходы воздуха на объектах проветривания и дебиты метана из основных источников газового баланса выемочного участка (в соответствии с рисунком 1.19);

Сбор данных в реальном времени о физических параметрах рудничной атмосферы в горных выработках шахты выполняется автоматизированными системами диспетчерского контроля и управления горным предприятием (АСКУ), частью которых являются стационарные системы аэрогазового контроля (далее – АГК) [10, 129, 192, 290, 298]. Получаемые потоковые данные отображаются в виде специальных графиков, анализируются и хранятся в log-файлах (основной и резервный сервер). Расположения датчиков, распределённых по горным выработкам шахты, регламентируются федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [4, 5, 7]. Среди прочих параметров выполняется контроль скорости потока воздуха и концентрации метана в выработках (входящая и исходящая из выемочного участка, исходящая из очистного забоя и на ГОУ). Помимо этого, прогнозные значения дебитов метана из основных источников газового баланса, посчитанные по данным лав-аналогов, а также расходы воздуха на выемочном участке и ГОУ приведены в соответствующей горнотехнической документации.

- проницаемости обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения выемочных участков;

Приведены в монографиях разных авторов по выполненным исследованиям геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зонах обрушения при отработке пологих пластов [34, 79, 80, 138, 156, 172, 200, 214, 252, 335, 338, 346, 347].

- скорости и направления течений воздуха в пространственных вихрях в тупиках, оставляемых при изоляции участков после отработки очередного выемочного столба, а также скорости воздуха в проходящей струе по смежной подготовительной выработке;

Метод получения указанных данных – выполнение натурных замеров с использованием анемометра в специально определённых станах в выработках на угледобывающем предприятии.

- коэффициенты α подготовительных выработок, закреплённых анкерной и рамной металлической (арочной) крепями.

Предложено использовать результаты ВДС, выполненных филиалами ФГУП «ВГСЧ» на угольных шахтах России (ведётся база данных «Информационно-аналитическая система ВГСЧ», далее – ИАС ВГСЧ) [90, 194]. Плановые съёмки на шахтах проводят с периодичностью, определяемой федеральными нормами и правилами. Результаты ВДС в виде эмпирически определённых расходов воздуха и дифференциальных давлений используются для расчёта фактических коэффициентов α выработок (по формуле 1.1) и актуализации компьютерных моделей ШВС, загружаемых в ИАС ВГСЧ.

Под компьютерной моделью ШВС здесь и далее подразумевается комплекс информации о сети горных выработок, вентиляционных и изолирующих сооружениях, вентиляторах главного и местного проветривания, различного вида утечках, иных аэрологических связях, а также аэродинамических характеристиках перечисленных объектов. Модель создаётся при работе в программе «Вентиляция» (ООО «ШахтЭксперт-Системы») посредством последовательного формирования маркшейдерского и аэрологического блоков информации. Готовая модель позволяет выполнять расчёты воздухораспределения в сети горных выработок и проводить анализ полученных результатов.

Для целей исследования геомеханических и аэрогазодинамических процессов при комплексном учёте в рамках единой системы горных выработок и зон обрушения, состоящих из дезинтегрированных пород, принимая во внимание источники метановыделения, приняты к рассмотрению угольные шахты

России, в том числе отрабатывающие пласты, залегающие в условиях Кузнецкого бассейна. Приняты следующие объекты исследования на угледобывающих предприятиях: выемочный участок 16-17 (шахта «Абашевская»), выемочный участок 29-28 (шахта «Есаульская»), выемочный участок 823 (шахта «Листвяжная»), выемочный участок 1-1-5-6 бис (шахта «Осинниковская»), выемочный участок 3-1-9 (шахтоучасток «Сибиргинский»). Выемочный участок далее также по тексту сокращается до в/у.

По результатам анализа горнотехнической документации установлено, что на выбранных объектах исследования использовалась технология выемки угля длинными столбами с выемкой на полную мощность и управлением кровлей посредством полного обрушения. На в/у 3-1-9 – слоевая выемка (первый слой). Основные характеристики принятых объектов исследования приведены в таблицах 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 – Обобщённое описание условий выбранных объектов исследования

Выемочный участок	$l_{0.3}$, м	m_v , м	H_r , м	$\gamma_{пл}$, т/м ³	$\alpha_{пл.х}$, град	$\alpha_{пл.у}$, град	$S_{оч}$, м ²	$A_{сут}$, т/сут	$l_{в.с.}$, м
в/у 16-17	267	1,74	660	1,27	-4	5	4,0	2600	1495
в/у 1-1-5-6 бис	200	3,28	790	1,29	-5	1	8,4	2800	1750
в/у 3-1-9	250	4,30	400	1,39	-4	3	9,0	4150	2000
в/у 823	220	4,20	440	1,38	-7	-1	11,0	14800	4450
в/у 29-30	300	2,45	400	1,30	1	3	8,0	5000	1350

Таблица 2.2 – Характеристика схемы проветривания, кровли и применяемого оборудования

Наименование	Описание
Шахта «Абашевская». Выемочный участок 16-17	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Мощность непосредственной кровли – 3-5 м. Характеризуется средней устойчивостью и представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. Шаг посадки – 2,0-6,0 м. Мощность основной кровли – 16 м. Представлена алевролитом от мелко- до крупнозернистого и мелкозернистым песчаником. По нагрузочным свойствам – средняя, по управляемости – средне-управляемая. Шаг посадки – 6,0-10,0 м.

Продолжение таблицы 2.2

Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения через скважину, на устье которой смонтированы 4 установки ВЦГ-9 (2 в резерве, 2 в работе). Для отвода МВС используется частично-сохранённый вентиляционный штрек 16-17 (усиление крепления посредством органного ряда и клеток) и аэродинамически активные каналы зоны обрушения. Свежая струя поступает по конвейерному штреку 16-17, исходящая выдаётся по вентиляционному штреку 16-17.
Очистной комплекс	Очистной механизированный струговой комплекс DBT (Bucyrus): механизированная крепь DBT 1100/2300; струг скользящего действия GH 9-38ve/5,7. Схема работы струга – комбинированная.
Шахта «Осинниковская». Выемочный участок 1-1-5-6 бис	
Характеристика кровли	Ложная кровля – неустойчивый алевролит. Мощность – 0,23-0,50 м. Мощность непосредственной кровли – 4,0-13,0 м. Представлена мелкозернистым алевролитом – слоистый и трещиноватый с зеркалами скольжения, средней устойчивости. На некоторых участках непосредственная кровля характеризуется как неустойчивая, с образованием вывалов до 0,6 м. Основная кровля – песчаник, мощностью от 6,0 до 26,0 м. По нагрузочным свойствам – тяжёлая. По обрушаемости – трудно и среднеобрушаемая. Шаг обрушения – 30,0-50,0 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по неограниченному пространству зоны обрушения через сеть газодренажных выработок за счёт депрессии, создаваемой работой установок 2УВЦГ-15 (1 в работе, 1 в резерве) и 3УВЦГ-15 (2 в работе, 1 в резерве). Для отвода МВС используется частично-сохранённый конвейерный штрек 1-1-5-6 бис (усиление крепления посредством органного ряда и клеток) и аэродинамически активные каналы зоны обрушения. Свежая струя поступает по конвейерному штреку 1-1-5-6 бис, исходящая выдаётся по вентиляционному штреку 1-1-5-6 бис.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь Glinik 21/45; очистной комбайн KSW-1140E. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахтоучасток «Сибиргинский». Выемочный участок 3-1-9	
Характеристика кровли	Кровля пласта устойчивая, склонная к зависанию, трудноуправляемая. Обрушение – крупноблочное. Первичный шаг посадки основной кровли составляет 40,0-50,0 м, последующие шаги – 12,0-15,0 м.
Схема проветривания	Прямоточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку за счёт общешахтной депрессии. Свежая струя поступает по конвейерному и вентиляционному штрекам 3-1-9, а также по дренажному штреку, с выпуском её на переднюю сбойку. Далее на фланговый путевой уклон и на поверхность.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь Glinik 21/45; очистной комбайн KSW-1140E. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахта «Листвяжная». Выемочный участок 823	
Характеристика кровли	Ложная кровля представлена слоями углистых пород с многочисленными зеркалами скольжения.

Окончание таблицы 2.2

	Непосредственная кровля представлена мелко- и крупнозернистым алевролитами. По устойчивости – слабо и среднеустойчивая, на некоторых участках – неустойчивая. Основная кровля – средне и труднообрушаемая. Шаг обрушения составляет 45,0 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку, газоотсасывающему трубопроводу внутренним диаметром 1,0 м, завешенному за изолирующую перемычку и проложенному по сети выработок, к ГОУ, оборудованной УВЦГ-9М (1 в работе, 1 в резерве). Свежая струя поступает по вентиляционному штреку 823, исходящая выдаётся по конвейерному штреку 823, далее через передовую сбойку по конвейерному штреку № 823 бис. Часть конвейерного штрека № 823 проветривается обособленно.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь ZY6800/18/38; очистной комбайн SL-500. Схема работы комбайна – односторонняя.
Шахта «Есаульская». Выемочный участок 29-30	
Характеристика кровли	Ложная кровля отсутствует. Непосредственная кровля сложена аргиллитом и мелкозернистым алевролитом. Мощность непосредственной кровли – до 5,0 м, по устойчивости – неустойчивая. Шаг обрушения составляет 3,9 м. Основная кровля мощностью до 30,0 м в основном представлена мелкозернистым алевролитом с прослоями аргиллита и прослоями крупнозернистого алевролита в виде линз. По обрушаемости – легкообрушаемая. Первичный шаг посадки составляет 43,0 м, установившийся – 7,8 м.
Схема проветривания	Возвратноточная схема с изолированным отводом МВС по ограниченному пространству зоны обрушения через отстающую сбойку, газоотсасывающему трубопроводу внутренним диаметром 1,2 м, завешенному за изолирующую перемычку и проложенному по сети выработок, далее по газодренажной скважине 5ГД диаметром 1,22 м на поверхность к ГОУ, оборудованной УВЦГ-15 (1 в работе, 1 в резерве). Свежий воздух подаётся по минусовому штреку 29-30, а исходящая струя из очистного забоя 29-30 выдаётся на конвейерный штрек 29-30 и далее по сети горных выработок на поверхность.
Очистной комплекс	Очистной механизированный комплекс: механизированная крепь JOY-RS2/870 (МКТ-7); очистной комбайн JOY-4LS. Схема работы комбайна – односторонняя.

Свойства горных пород, слагающих геомассив объектов исследования, также приведены в таких источниках как [8, 44, 46, 135, 266, 275, 280, 300].

С целью исследования аэродинамических процессов, протекающих в подземных горных выработках, выполнен анализ накопленных в системе ИАС ВГСЧ данных, по результатам которого выбрано 54 угольные шахты, ведущих отработку пластов в условиях разных бассейнов страны (таблица 2.3). Для дальнейшего анализа использованы компьютерные модели ШВС этих предприятий.

Таблица 2.3 – Перечень объектов ведения подземных горных работ России, отобранных для решения задач исследования

№ п/п	Наименование предприятия	Обслуживающее подразделение ВГСЧ
1	Шахта «Полосухинская» (уч. Антоновский-3)	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Новокузнецкий ВГСО»
2	Шахта «Алардинская»	
3	Шахта «Антоновская»	
4	Шахта им. В. И. Ленина	
5	Шахта «Ольжерасская-Новая»	
6	Шахта «Осинниковская»	
7	Шахта «Большевик»	
8	Шахта «Ерунаковская – VIII»	
9	Шахта «Распадская-Коксовая»	
10	Шахта «Распадская»	
11	Шахта «Усковская»	
12	Шахта «Сибиргинская»	
13	Шахта «Увальная»	
14	Шахта «Есаульская»	
15	Шахта «Юбилейная»	
16	Шахта «Анжерская-Южная»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Кемеровский ВГСО»
17	Шахта «Берёзовская»	
18	Шахта «Бутовская»	
19	Шахта «Грамотеинская»	
20	Шахта «Заречная»	
21	Шахта «Заречная» (шахтоучасток «Октябрьский»)	
22	Шахта им. А. Д. Рубана	
23	Шахта им. С. М. Кирова	
24	Шахта «Костромовская»	
25	Шахта «Листвяжная» (основной район)	
26	Шахта «Листвяжная» (район прирезки)	
27	Шахта «Первомайская»	
28	Шахта «Сибирская»	
29	Шахта «Комсомолец»	
30	Шахта «Полысаевская»	
31	Шахта им. 7 Ноября	
32	Шахта «Чертинская-Коксовая»	
33	Шахта «Южная»	
34	Шахтоуправление «Талдинское-Южное»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «Прокопьевский ВГСО»
35	Шахта № 12	
36	Шахта им. В. Д. Ялевского	
37	Шахтоуправление «Карагайлинское»	
38	Шахтоуправление «Талдинское-Кыргайское»	
39	Шахта «Талдинская-Западная 1»	
40	Шахта «Талдинская Западная 2»	
41	Шахта «Северная» (пл. В-26 и пл.В-12)	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Дальнего востока»
42	Шахта «Инаглинская»	
43	Шахта «Восточная Денисовская»	
44	Шахта «Денисовская»	

Окончание таблицы 2.3

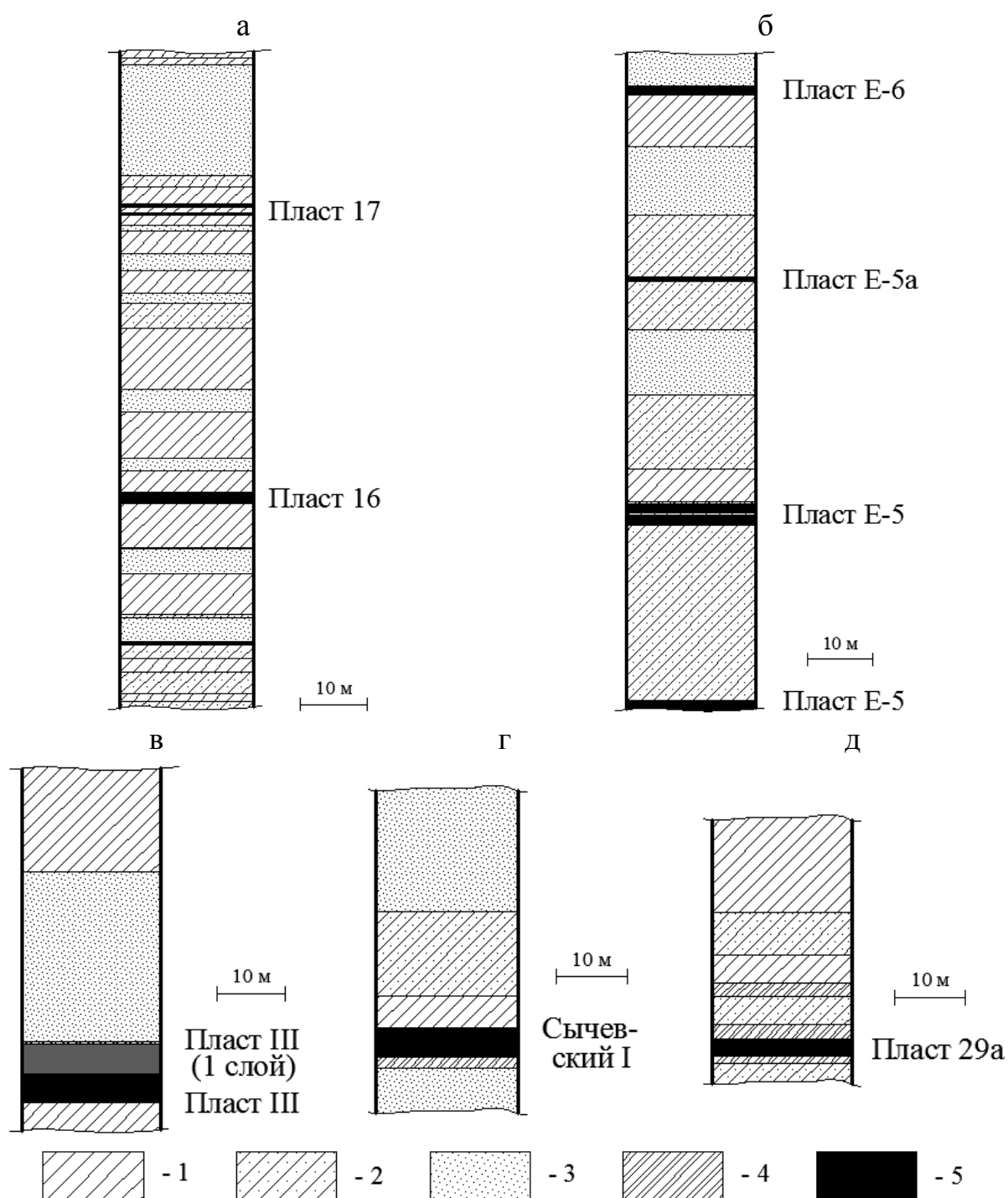
45	Шахта «Воргашорская»	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Печорского бассейна»
46	Шахта «Заполярная» (в т. ч. блок «Воркутинская»)	
47	Шахта «Комсомольская»	
48	Шахта № 410	Филиал ФГУП «ВГСЧ» «ВГСО Ростовской области»
49	Шахта «Дальняя»	
50	Шахта «Обуховская»	
51	Шахта им. М. Чиха	
52	Шахта «Ростовская»	
53	Шахтоуправление «Садкинское»	
54	Шахта «Шерловская-Наклонная»	

2.1.2 Методика и результаты обработки данных о строении геомассива

Описание строения участка геомассива, вмещающего пласт 16 (в/у 16-17, шахта «Абашевская»), использованы данные стратиграфических разрезов по скважинам из нескольких разведочных линий, проходящих через контур исследуемого выемочного участка. Всего рассмотрено 8 скважин полностью характеризующих строение кровли и почвы (рисунок 2.2). Для оставшихся выемочных участков использованы данные горно-геологического прогноза (Документация по ведению горных работ по выемке, креплению и управлению кровлей очистного забоя и Проект проветривания выемочного участка). Физико-механические свойства слоёв горных пород получены из горнотехнической документации ОПО, а также с использованием данных ранее проведённых исследований [300]. Фрагменты составленных стратиграфических разрезов приведены на рисунке 2.3.



Рисунок 2.2 – Фрагмент плана горных выработок с в/у 16-17 (шахта «Абашевская») и указанием расположения разведочных скважин



а – в/у 16-17, б – в/у 1-1-5-6 бис; в – в/у 3-1-9; г – в/у 823; д – в/у 29-30
 1, 2 – соответственно, мелко- и крупнозернистый алевролиты,
 3 – песчаник, 4 – аргиллит; 5 – уголь

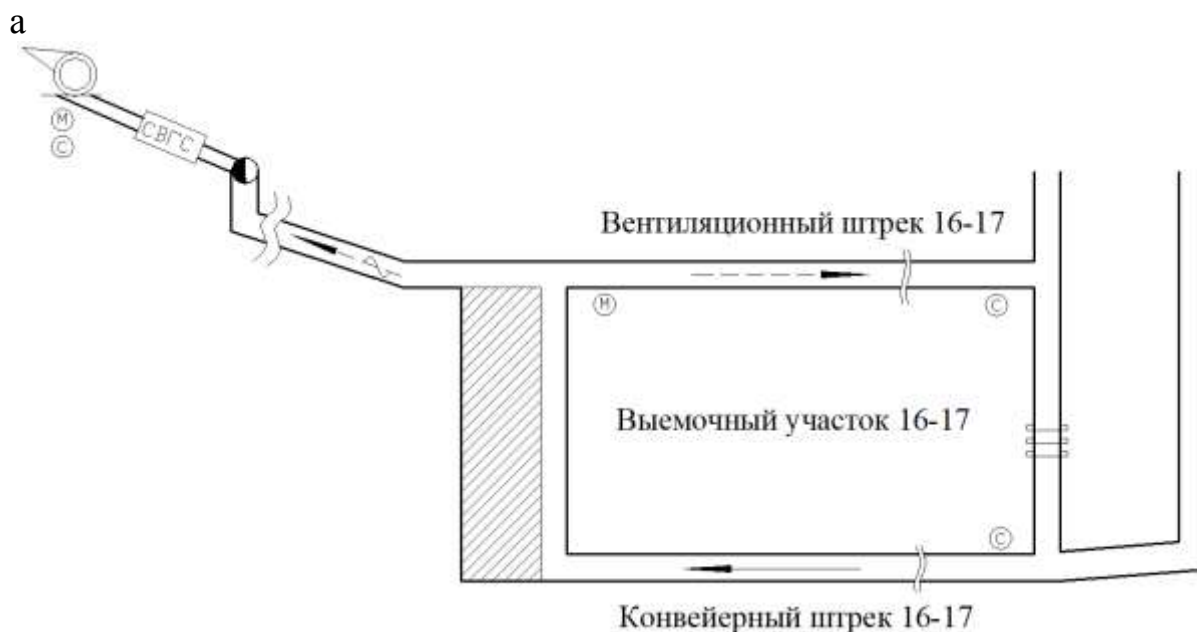
Рисунок 2.3 – Фрагменты составленных стратиграфических разрезов
 для рассматриваемых выемочных участков

2.1.3 Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка

а) Данные контроля физических параметров рудничной атмосферы

Для обработки контролируемых параметров использованы следующие датчики контроля, входящие в систему АГК шахт [7, 95, 104, 192] (рисунок 2.4):

- скорости потока воздуха в воздухоподающих и вентиляционных выработках выемочного участка (расположены на устьях штреков), на выходе из камеры смешивания и у ГОУ;
- концентрации метана в 10-20 м от сопряжения очистной выработки с вентиляционной, на выходе из камеры смешивания и ГОУ.



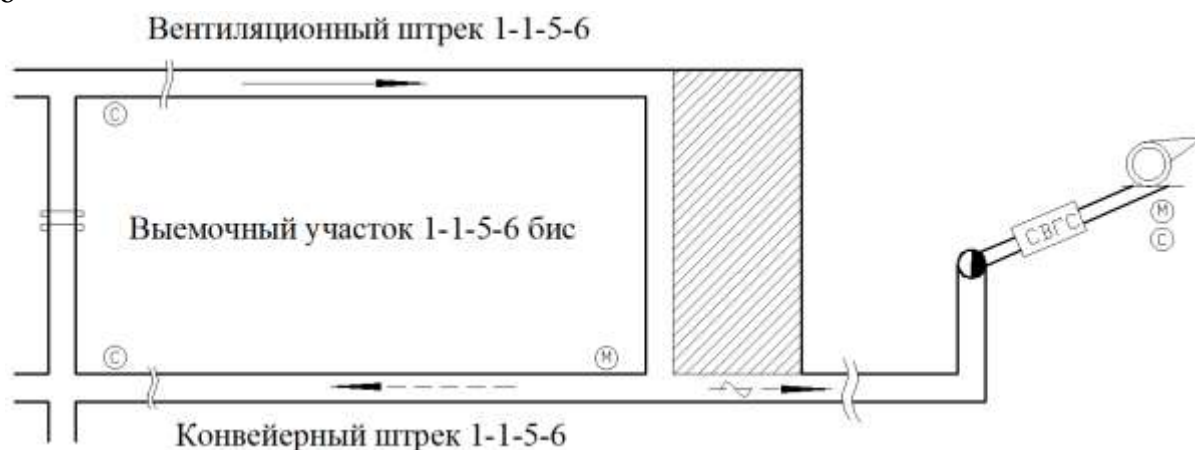
а, б, в – в/у 16-17, 1-1-5-6 бис и 3-1-9, соответственно
С, М – обозначения размещения датчиков контроля в системе выработок
(для скорости потока воздуха и концентрации метана)

Рисунок 2.4 – Локация датчиков системы АГК на выемочных участках – объектах исследования (начало)

Получены данные систем АГК угледобывающих предприятий и выполнена их обработка с целью анализа протекающих аэрогазодинамических процессов в системе горных выработок выемочного участка и оценки комплекс-

ного влияния газового коллектора. С использованием показаний датчиков контроля скорости воздуха и концентрации метана по формулам, предложенным в [7, 16], определён дебит газовой смеси.

б



в



а, б, в – в/у 16-17, 1-1-5-6 бис и 3-1-9, соответственно
С, М – обозначения размещения датчиков контроля в системе выработок
(для скорости потока воздуха и концентрации метана)
Рисунок 2.4 – Локация датчиков системы АГК на выемочных участках –
объектах исследования (окончание)

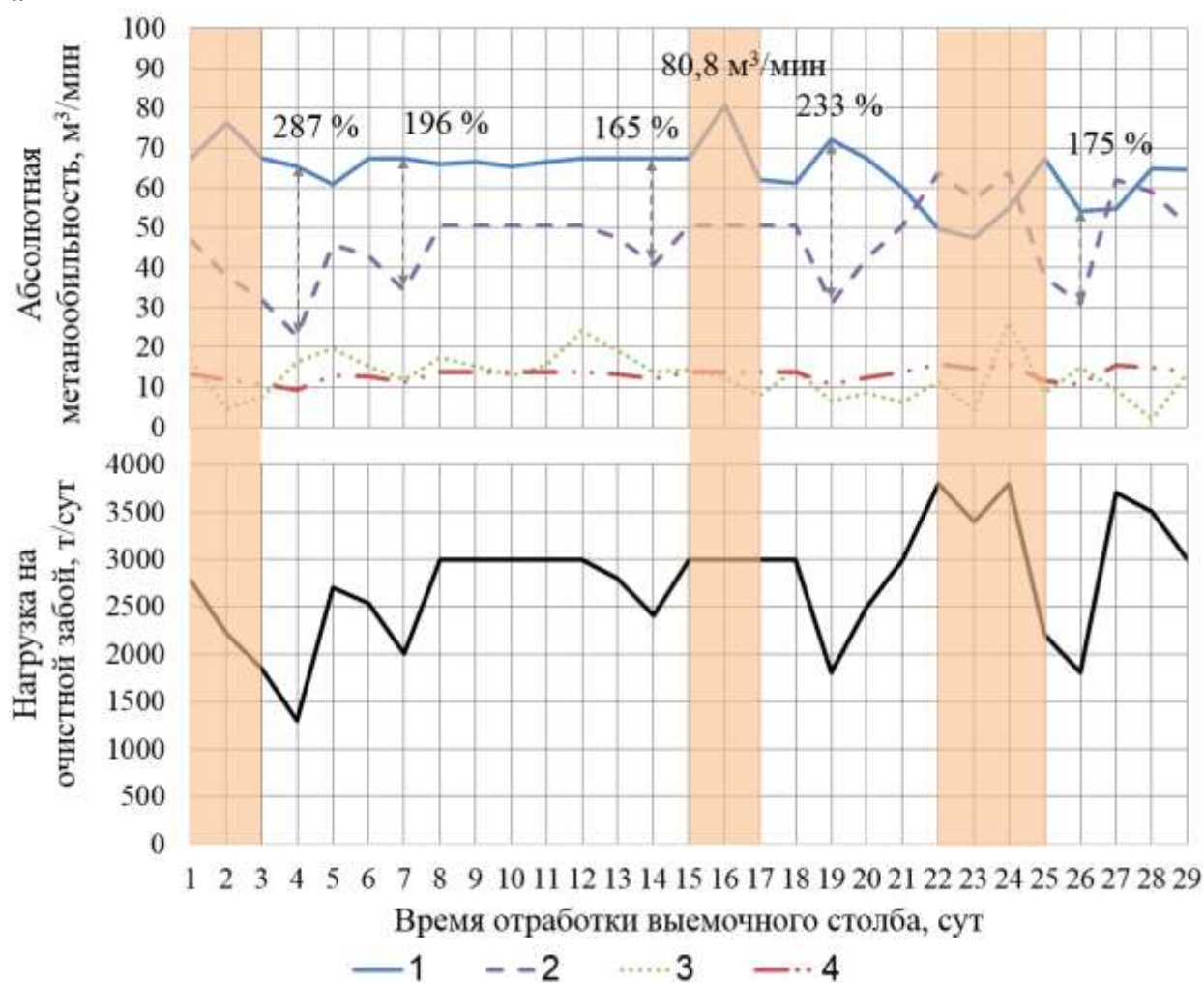
Предложено использование периодов времени при обработке данных, равных суткам. В пределах этих интервалов (срезы времени) выбраны локальные экстремумы, в которых функция изменения дебита метана перед ГОУ приобретает наибольшие значения и соответствующие им значения на исходящей

струе из очистной выработки. Выполнено сравнение фактических и расчётных значений дебитов метана, полученных согласно [7, 16]. На представленных графиках (рисунок 2.5) [84, 85, 95, 104] приведены:

- динамика изменения наибольших фактических дебитов метана у ГОУ и релевантные им значения дебитов рудничного газа на исходящей струе из очистной выработки (соответственно, 1 и 3);

- динамика изменения расчётных дебитов метана в соответствии с нагрузкой на очистной забой в зону обрушения и из разрабатываемого пласта (очистная выработка), полученные с использованием нормативно-технических документов [7, 16] (соответственно, 2 и 4).

а

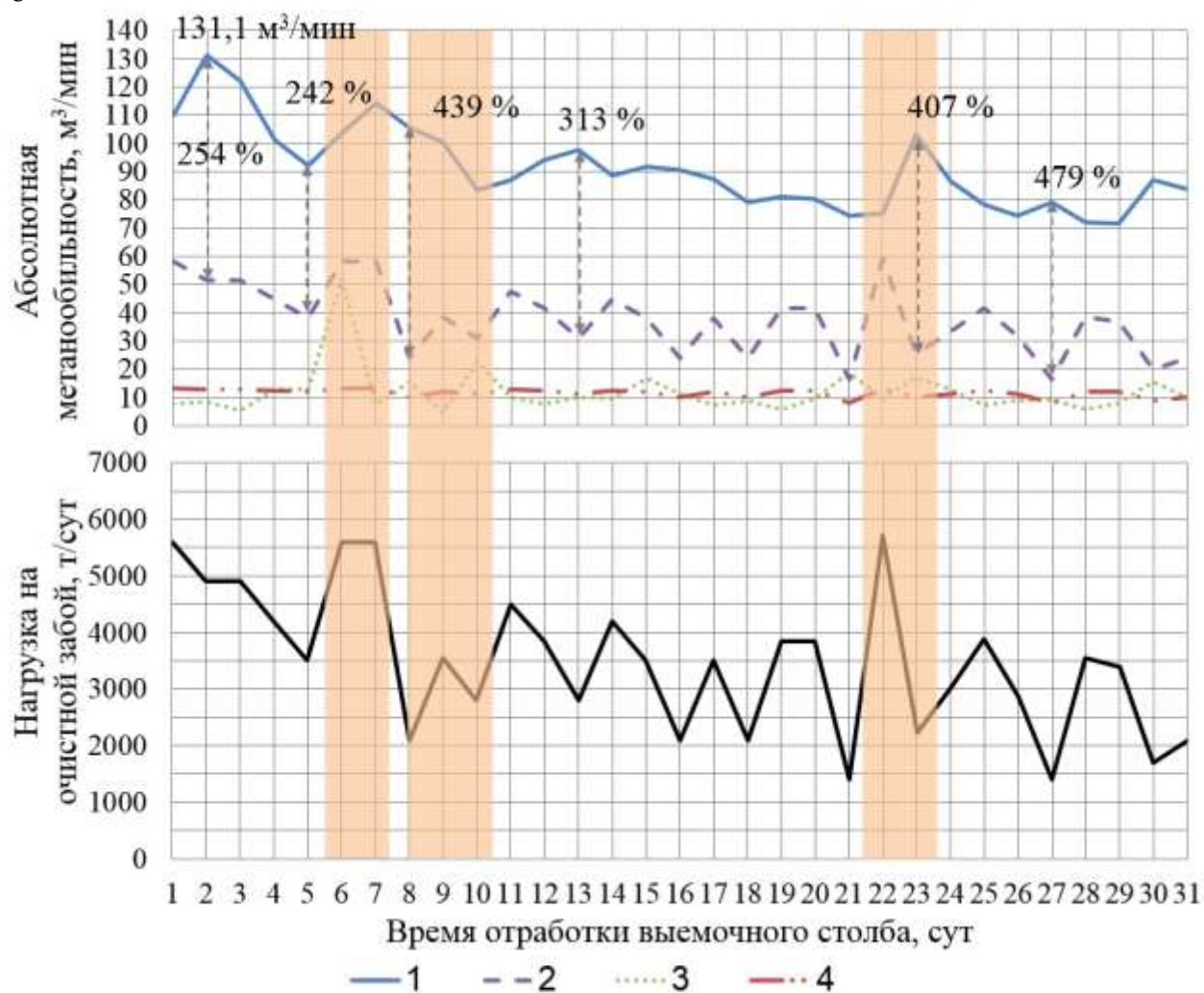


а – в/у 16-17; б – в/у 1-1-5-6 бис

Рисунок 2.5 – Сравнение расчётной и фактической абсолютной метанообильности в соответствии с нагрузкой на очистной забой (начало)

Оранжевым цветом на рисунке 2.5 выделены экстремумы фактической абсолютной метанообильности зоны обрушения и их соответствие нагрузке на очистной забой. Кроме того, обозначены расхождения значений прогнозного и фактического дебитов метана в процентах, а также – фактический максимальный дебит метана из зоны обрушения.

б



а – в/у 16-17; б – в/у 1-1-5-6 бис

Рисунок 2.5 – Сравнение расчётной и фактической абсолютной метанообильности в соответствии с нагрузкой на очистной забой (окончание)

Как видно из рисунков 2.5 а и 2.5 б фактические максимальные дебиты метана из зоны обрушения (пласты-спутники, углевмещающие породы, потери угля, часть МВС, отрываемаемая из очистного забоя) больше расчётных значений. Такое различие связано с влиянием газового коллектора, формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочном

участке и тем, что в существующих расчётных методиках его объёмы никаким образом не учитываются.

Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что снижение нагрузки не приводит сразу же к уменьшению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактом и расчётом, которые в среднем достигают 150-300 % и более. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 м³/мин.

С целью автоматизации расчётов фактических дебитов метана и газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана для различных горно-геологических и горнотехнических условий отрабатываемых выемочных столбов разработана программа «Вентиляция выемочных участков» (рисунк 2.6, свидетельство о государственной регистрации № 2017614796) [19, 56, 89, 97, 100, 116]. Все вычисления, выполняемые в программе, проводятся на основании требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности [4, 5, 7, 16]. При заполнении исходных данных для расчётов предоставляется выбор:

- схемы проветривания выемочного участка и отвода МВС;
- методики расчёта (определение метанообильности участка, расхода воздуха на участок, параметров газоотводящей сети и режима работы ГОУ);
- технологии отработки пласта (на полную мощность, с оставлением нижней пачки, выемка мощного пласта с выпуском подкровельной пачки);
- угольного бассейна (Кузнецкий, Донецкий, Печорский, Партизанский и Угловский).

Расчёт метанообильности выполняется с использованием газоносности пласта, определённой на основе данных:

- геологоразведочных работ;



Рисунок 2.6 – Главное диалоговое окно программы «Вентиляция выемочных участков» [97]

К учёту принимается неограниченное количество ниже- и вышележащих пластов-спутников, попавших в зону влияния горных работ (зона сдвижения массива). Программа допускает возможность пересчёта газоносности разрабатываемого и сближенных пластов с учётом порядка их под- и надработки.

- лавы-аналога.

Замеры фактической концентрации метана и расхода воздуха для характерных месяцев (от 1 до 12). Количество вносимых замеров неограниченно.

В таблице 2.4 приведены рассчитанные на основе замеров фактические дебиты метана в очистной забой и ВП (по данным систем АГК), а также расходы воздуха и фактическая газоносность угля.

Таблица 2.4 – Фактические аэрогазодинамические параметры выемочных участков шахт Кузнецкого бассейна

Выемочный участок	$A_{ф.сут}$, т/сут	$I_{ф.оз}$, м ³ /мин	$I_{ф.вп}$, м ³ /мин	$X_{ф}$, м ³ /т	$Q_{ф.оз}$, м ³ /мин	$Q_{ф.вп}$, м ³ /мин
в/у 16-17	2600	8,32	35,67	32,40	1850	880
в/у 1-1-5-6 бис	2800	6,92	61,70	10,70	2006	803
в/у 3-1-9	4150	16,59	34,87	14,29	4049 (в/ш) 2148 (к/ш)	851 (д/ш)
в/у 823	14800	7,50	41,60	11,20	1989 (+908**)	323

Окончание таблицы 2.4

в/у 29-30	5000	2,41	3,79 (+34,76*)	4,23	1210	790
-----------	------	------	-------------------	------	------	-----

Примечание. $I_{ф.оз}$, $I_{ф.вп}$, – фактические дебиты метана, соответственно, в очистной забой и ВП, м³/мин; $X_{ф}$ – фактическая газоносность, м³/т; $Q_{ф.оз}$, $Q_{ф.вп}$ – фактические расходы воздуха, соответственно, в очистном забое и ВП, м³/мин; * Дебит метана в дегазационные скважины, пробуренные в ВП; ** Расход воздуха на обособленное проветривание.

б) Влияние газового коллектора на метанобезопасность горных работ

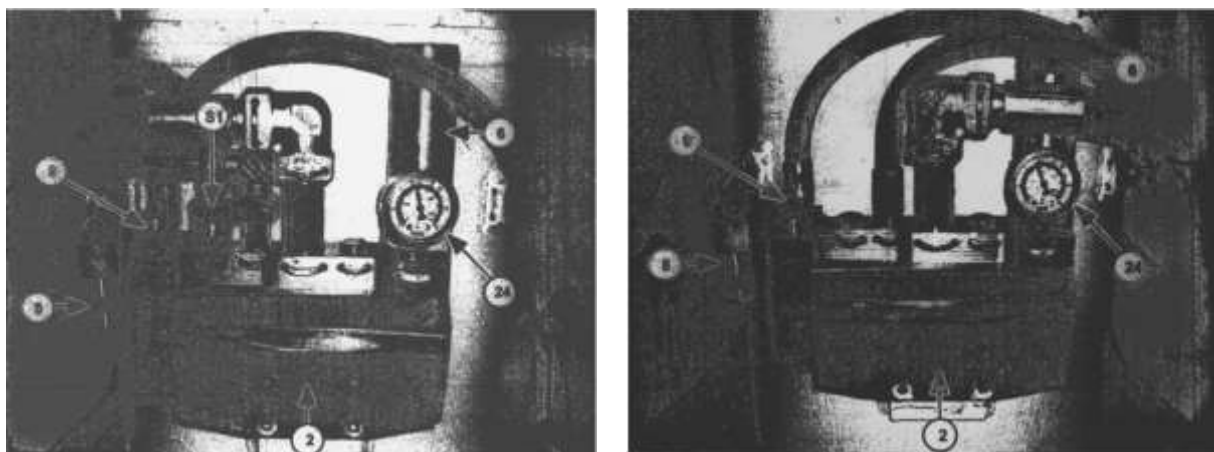
Для оценки влияния геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения, а также газового коллектора, формирующего при отработке выемочного столба с управлением кровлей полным обрушением, на метанобезопасность горных работ проведена обработка практических данных [4, 5, 7, 16, 109, 187, 189, 190, 192, 198]:

- динамики давления в гидросистеме секций крепи механизированного комплекса (считывания данных манометров, рисунок 2.7);

- результатов контроля физических параметров рудничного воздуха на исходящей струе из очистной выработки (концентрация метана и скорость потока воздуха).

Для анализа использованы горнотехнические условия в/у 16-17 (шахта «Абашевская»). Для поддержания кровли в очистной выработке в комплексе смонтировано 153 основных секции и 4 секции крепи сопряжения. Уставка срабатывания обратных клапанов на сброс избыточного давления установлена на значение, равное 600 бар [261, 262]. Тренды показаний давлений в каждой стойке сохранены в log-файлы с возможностью демонстрации в наглядном виде графической информации в специализированном программном пакете VShield (рисунок 2.8). В момент времени реальной работы оборудования данный пакет отображает фактическое положение забоя и локацию каждой отдельной секции на автоматизированном рабочем месте диспетчера шахты.

С использованием средств языка программирования C++ (стек программ: notepadqq, gcc/g++) разработана программа-утилиты, позволившая автоматизировать рутинные процессы обработки данных по давлению [40]. С целью сглаживания эффектов скачков давления в динамике работы каждой отдельной секции при её передвижке и временной неисправности оборудования выполнена ассоциация мехсекций в группы (таблица 2.5).



2 – обратный клапан стойки NG20; 6 – клапан предельного давления – 450 бар; 8 – клапан предельного давления – 400 бар; 9 – чековый затвор DN 10 со сбросом; 24 – глицериновый манометр (на обратном клапане стойки); S1 – сенсор давления

Рисунок 2.7 – Две стойки механизированной крепи комплекса DBT (Висугус), смонтированного на выемочном участке 16-17 (вид с забойной стороны)

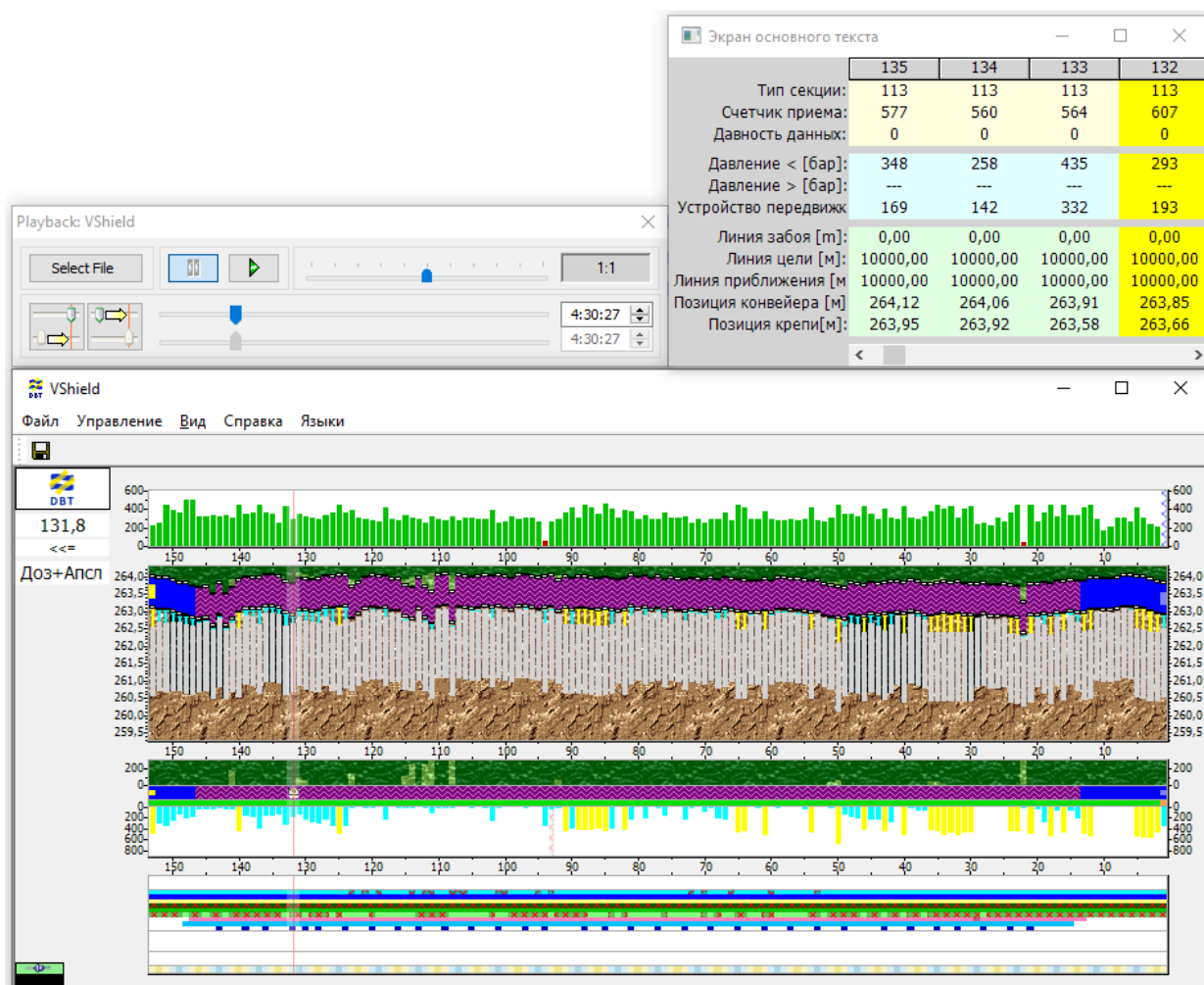


Рисунок 2.8 – Диалоговые окна программы VShield



Рисунок 2.9 – Ассоциация механизированных секций в группы

Таблица 2.5 – Данные по сформированным группам секций крепи

№ п/п	Группы секций	Протяжённость участка, м	№ п/п	Группы секций	Протяжённость участка, м
1	491, 145-153	1,75 м и 0,00 – 15,75	9	65-74	138,25 – 155,75
2	135-144	15,75 – 33,25	10	55-64	155,75 – 173,25
3	125-134	33,25 – 50,75	11	45-54	173,25 – 190,75
4	115-124	50,75 – 68,25	12	35-44	190,75 – 208,25
5	105-114	68,25 – 85,75	13	25-34	208,25 – 225,75
6	95-104	85,75 – 103,25	14	15-24	225,75 – 243,25
7	85-94	103,25 – 120,75	15	5-14	243,25 – 260,75
8	75-84	120,75 – 138,25	16	501, 481, 482, 1-4	260,75-267,75 и 5,25

С использованием перечисленных выше практических данных построены графики динамики концентрации метана на исходящей струе из очистной выработки и соответствующий ему график динамики среднего давления в гидросистеме механизированного комплекса, согласно выполненной ассоциации (рисунки 2.10 и 2.11). Интервал времени, на котором выполнено построение, соответствует двум суткам. Отход забоя по маркшейдерским пикетам составляет 11 м. Для иллюстрации моментов времени, в которых концентрация метана превышает нормативный уровень, равный 1 %, на графики нанесены пунктирные линии красного цвета. На рисунке 2.10 вынесены значения концентрации метана и его дебит в м³/мин, а также, как и на рисунке 2.11, указано время фиксации.

Серия графиков, представленных на рисунке 2.11 и демонстрирующих динамику давления в 16 ассоциациях секций механизированной крепи, показывает релевантные и связанные между собой разнонаправленные колебания. Этот феномен обосновывается тем, что углевмещающий геомассив обладает развитой системой трещин и обрушение происходит блоками в результате расслоения и дезинтегрирования участков пород кровли по данным разрывам сплошности,

а не единой консолью по длине очистной выработки [109]. График на рисунке 2.10 иллюстрирует сопоставленные с обрушением осцилляции значений дебитов метана на исходящей струе. Как видно, в результате обрушения блоков пород происходит рост концентрации метана, что обусловлено возникновением так называемого «воздушного удара» и вытеснением части газа, скопившегося в куполах зоны обрушения.

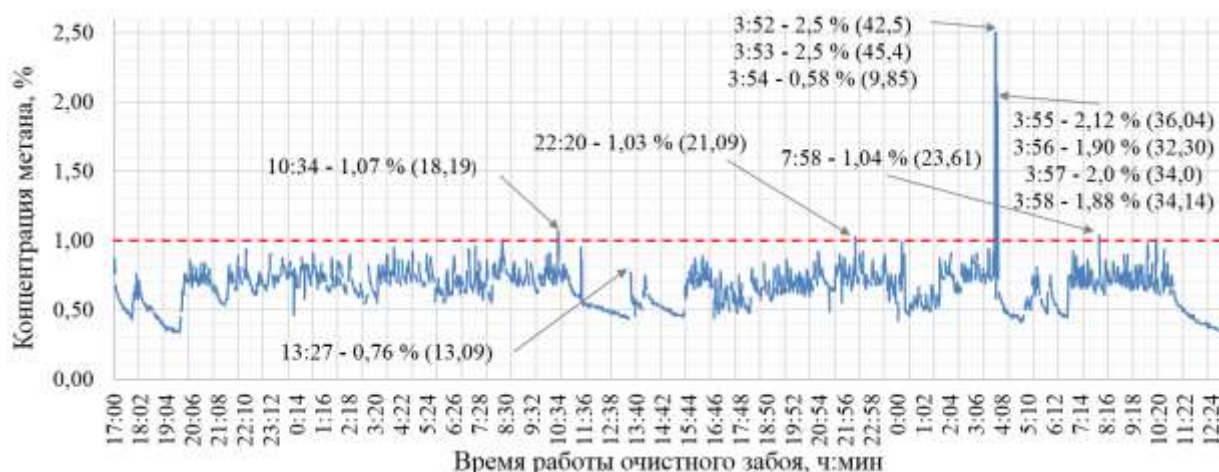


Рисунок 2.10 – Колебания концентрации метана в течение двух суток работы очистного оборудования

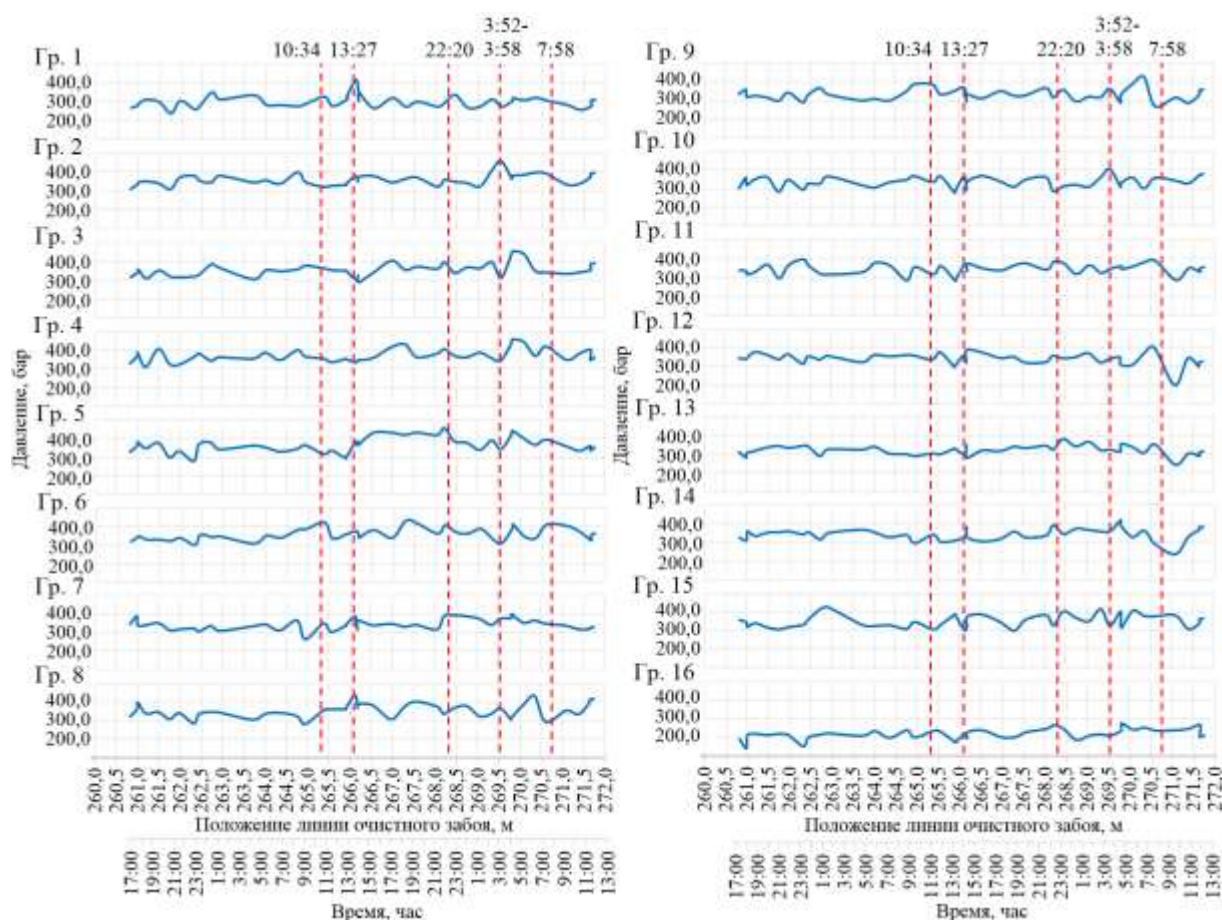


Рисунок 2.11 – Изменение давления в ассоциациях секций (по линии подвигания очистного забоя)

Выполнено построение графика динамики давления в рассмотренных ассоциациях секций крепи вдоль линии очистного забоя. Для этого использованы три набора данных в разные срезы времени (рисунок 2.12). В результате перераспределения напряжённо-деформированного состояния пород кровли вмещающего массива происходят колебания давления. Данный график также демонстрирует блочность обрушения и дезинтегрирования пород.

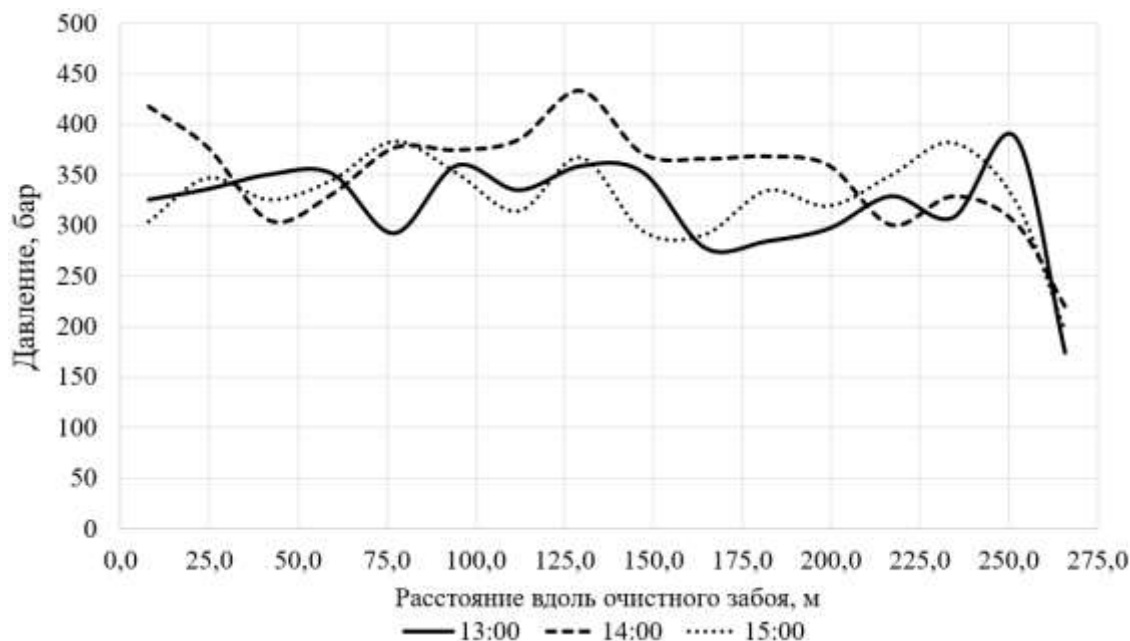


Рисунок 2.12 – График изменения давления в ассоциациях секций (вдоль линии фронта очистного забоя)

Результаты, представленные на рисунках 2.10-2.12, указывают на существенное влияние зон обрушения на метанобезопасность работ в очистных забоях. Это подтверждает необходимость взаимоувязывания в едином комплексе действующих горных выработок выемочного участка, ВП и в целом зон обрушения, процессов обрушения и дезинтегрирования пород и абсолютной метанообильности основных источников для целей разработки эффективных систем управления метановыделением.

2.1.4 Проницаемость обрушенных пород в выработанном пространстве.
Методика обработки данных и полученные результаты

В таблице 2.6 приведены значения коэффициента проницаемости $k_{пр,д}$, Д, для разных пород и геоматериалов, полученных в результате ранее выполненных отечественных исследований.

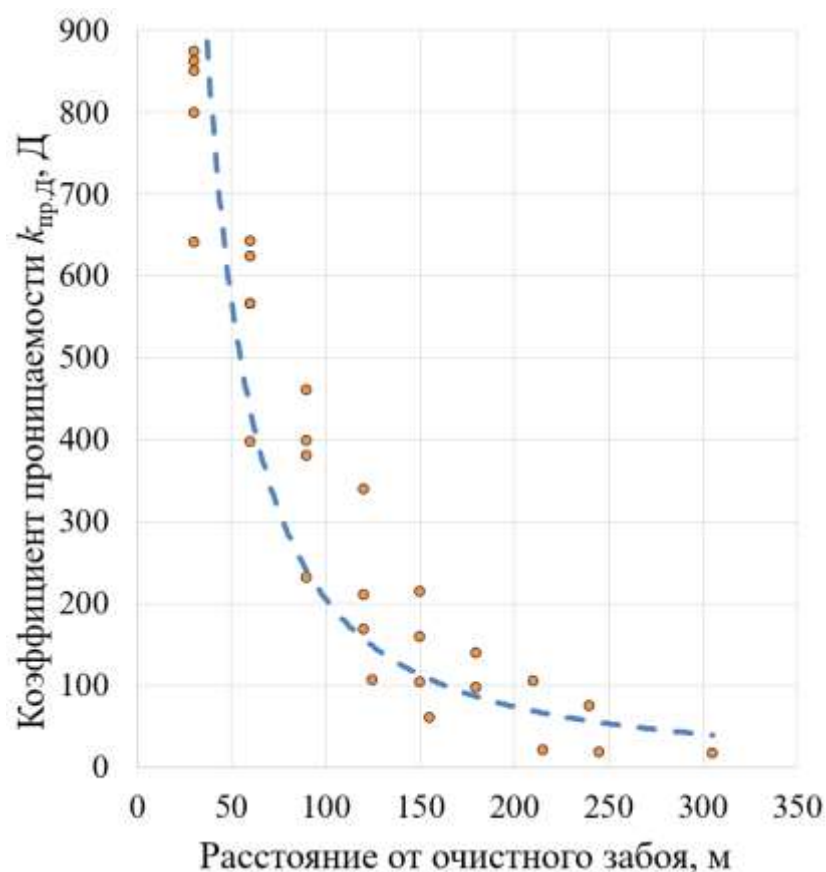
Таблица 2.6 – Опытные значения коэффициента проницаемости $k_{пр.Д}$, Д

№ п/п	Источник и наименование пород и геоматериалов	Значения коэффициента проницаемости, Д
1	В работе [200] приведены значения проницаемости: - песчаников (коллекторов нефти и газа) - ископаемых углей в естественном залегании	0,01-1,00 10^{-5} - 10^{-7}
2	По данным, полученным в лаборатории аэрогазодинамики МакНИИ [34], значения коэффициента проницаемости ВП на расстоянии более 15-20 м от забоя имеют значения	менее 100
3	Согласно [79], значения коэффициента проницаемости нефтяных и газовых слоёв пород находятся в диапазоне	от 0,002-0,003 до 2-3
4	Согласно [138], горные породы условно разделяются на: - водоупорные - слабопроницаемые - среднепроницаемые - легкопроницаемые	< 0,002 0,002-0,22 0,22-10,9 > 21,8
5	Согласно [214], средние значения коэффициента проницаемости для пород и материалов: - песок чистый - песок крупнозернистый - песок мелкозернистый - глина - галечник с песком - гранит - известняк - сланец песчанистый - песчаник и сланцевая глина - песчаник сланцевый - песчаник	16258,7 976,7 97,7 16,3 1881,8 0,01 38859,1 749,0 58,0 27,7 81,1

Под руководством Е.И. Глузберга выполнены исследования значений коэффициентов проницаемости и макрошероховатости для условий пластов k_1 ($m_b = 1,8$ - $2,2$ м, ш. им. Горбачева), k_{13} и k_{14} ($m_b = 1,70$ м и $1,75$ м, соответственно, шахта «Карагандинская») Карагандинского бассейна. Измерения проведены для условий двух режимов фильтрации – ламинарного и турбулентного [80]. Для условий ламинарной фильтрации получено, что при расстоянии от забоя 30 м обрушенная среда имеет проницаемость $k_{пр.Д} = 640$ - 874 Д, а при 305 м – $k_{пр.Д} = 16$ Д (рисунок 2.13).

Для условий турбулентной фильтрации получены следующие значения аэродинамических параметров [80]:

- коэффициент проницаемости – $k_{пр.Д} = 313$ - 878 Д;
- коэффициент макрошероховатости – $l_{ш} = 6,35 \cdot 10^{-5}$ - $1,42 \cdot 10^{-4}$ м.



Пунктирная линия – линия тренда

Рисунок 2.13 – Динамика значений коэффициента проницаемости в зависимости от расстояния вглубь ВП

Л.А. Пучковым выполнены исследования по изучению процессов фильтрации через зоны обрушения для горно-геологических и горнотехнических условий шахт Донецкого бассейна, отрабатывающих пологие угольные пласты (рисунок 2.14) [41, 156, 252-254]. Им были получены следующие значения коэффициентов проницаемости:

- Владимирский пласт – $k_{пр.д}$ = от 8,4 Д до 162,1 Д;
- Лисий пласт – $k_{пр.д}$ = от 21,9 Д до 2786,5 Д;
- Суходольский пласт – $k_{пр.д}$ = от 9,5 Д до 364,8 Д;
- Степановский пласт – $k_{пр.д}$ = от 21,8 Д до 1114,6 Д;
- пласт К – $k_{пр.д}$ = от 0,7 Д до 2310,3 Д.

В зарубежной практике также выполнялись исследования процессов формирования зон обрушения с целью получения данных по значениям коэффициентов проницаемости $k_{пр.д}$. На рисунке 2.15 приведены выделенные зоны с усреднёнными значениями проницаемостей, согласно результатам исследований (пласт Питсбург, Аппалачский бассейн) [336, 338, 340-342, 346, 347].

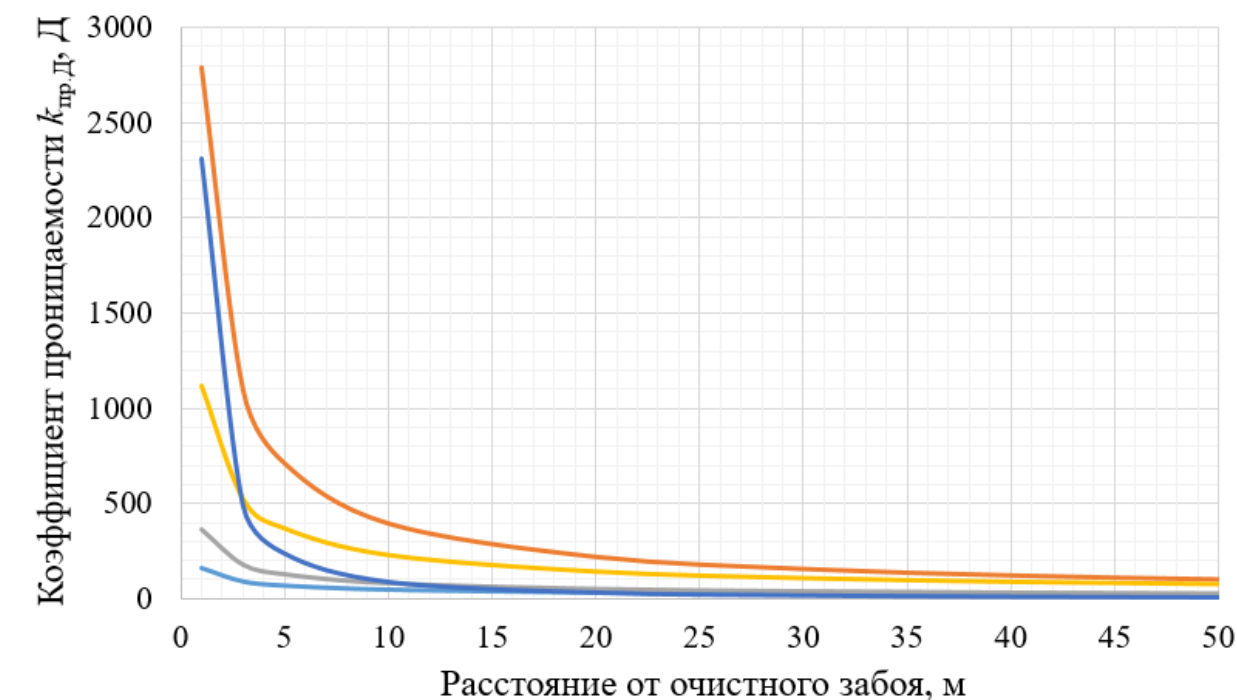


Рисунок 2.14 – Графики зависимостей изменения $k_{пр,Д}$ от горнотехнических параметров (пологие пласты Донецкого бассейна)

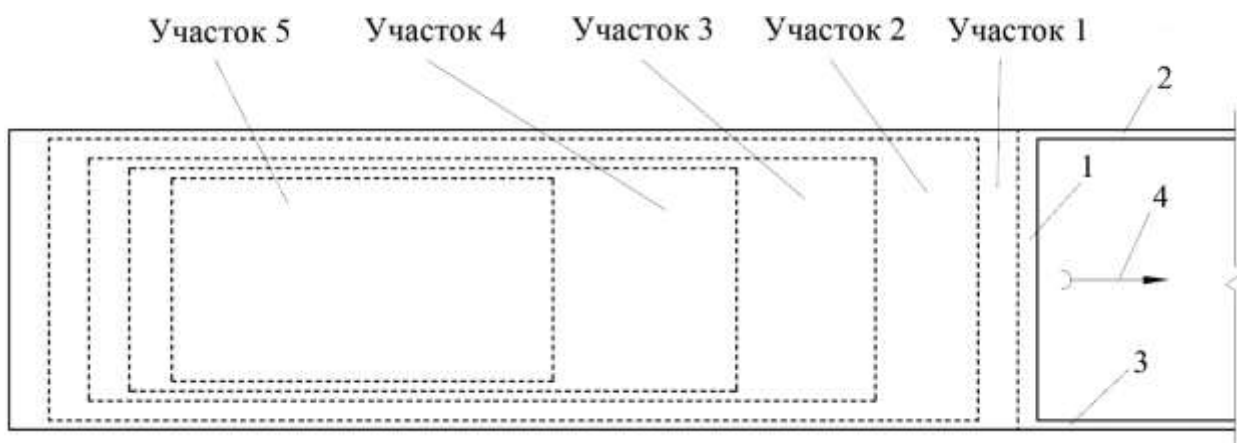


Рисунок 2.15 – Расположение зон с различными значениями коэффициентов проницаемости $k_{пр,Д}$, Д, в пределах ВП [347]

Установлено, что максимальный коэффициент проницаемости составляет $k_{пр,Д} = 850-1000$ Д (при $m_b = 1,8$ м), а на расстоянии от почвы разрабатываемого пласта 6-9 м он снижается до значений, равных $k_{пр,Д} = 0,1$ Д.

При уплотнении пород в результате сдвижения массива коэффициент проницаемости по краям ВП остаётся равным $k_{пр.д} = 1000 \text{ Д}$, а в центральной части уменьшается до значений $k_{пр.д} = 5-100 \text{ Д}$ [335, 338, 346, 347].

Значения аэродинамических параметров зоны обрушения ($k_{пр}$ и $l_{ш}$), полученные по результатам как отечественных, так и зарубежных исследований, позволяют выполнить настройку и верификацию математической модели оценки аэродинамических параметров зон обрушения при развитии геомеханических процессов для условий пологих пластов.

2.1.5 Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии

Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, в виде замеров скорости потока воздуха в горных выработках шахты «Есаульская» (Кузнецкий бассейн). Замеры проводились с использованием анемометра АПР-2м (рисунок 2.16) [17, 118, 120, 286]. В каждом сечении замер скоростей потока воздуха выполнен в трёх плоскостях: у почвы (1), в середине выработки (2) и у кровли (3).

а

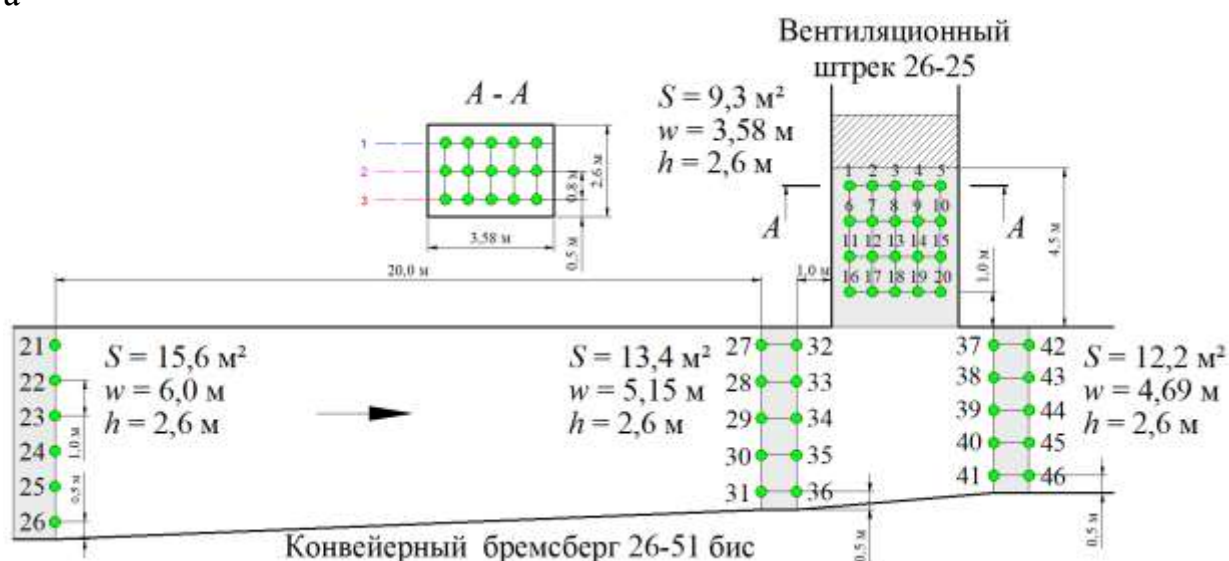
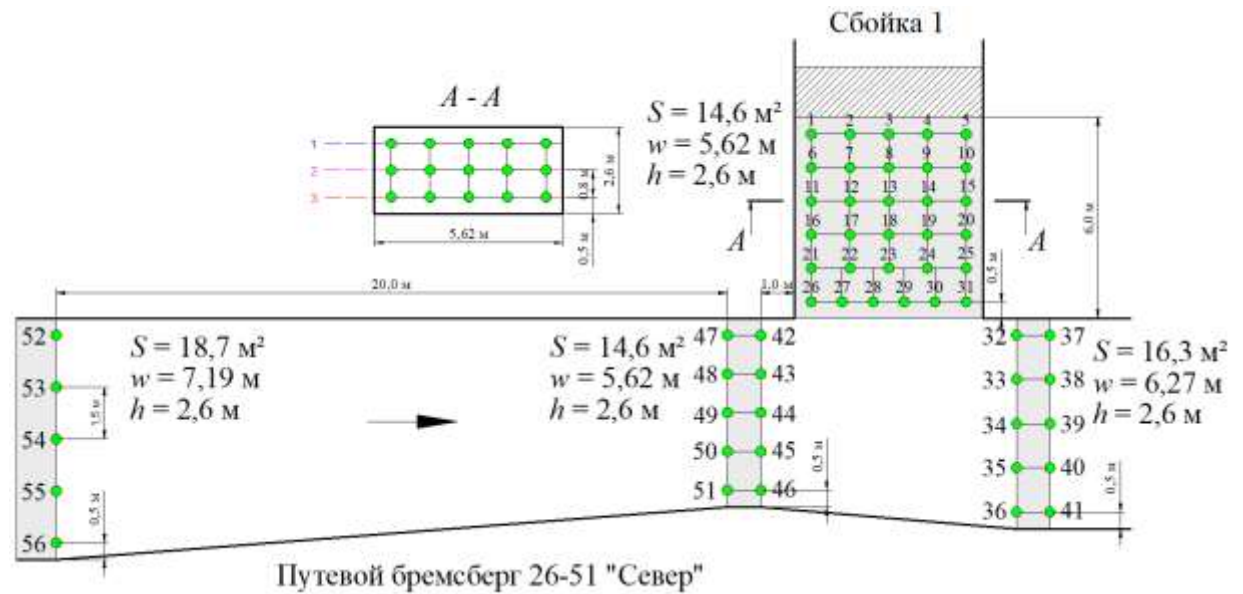


Рисунок 2.16 – Схема размещения стангов и точек замеров в выработках (начало)



В

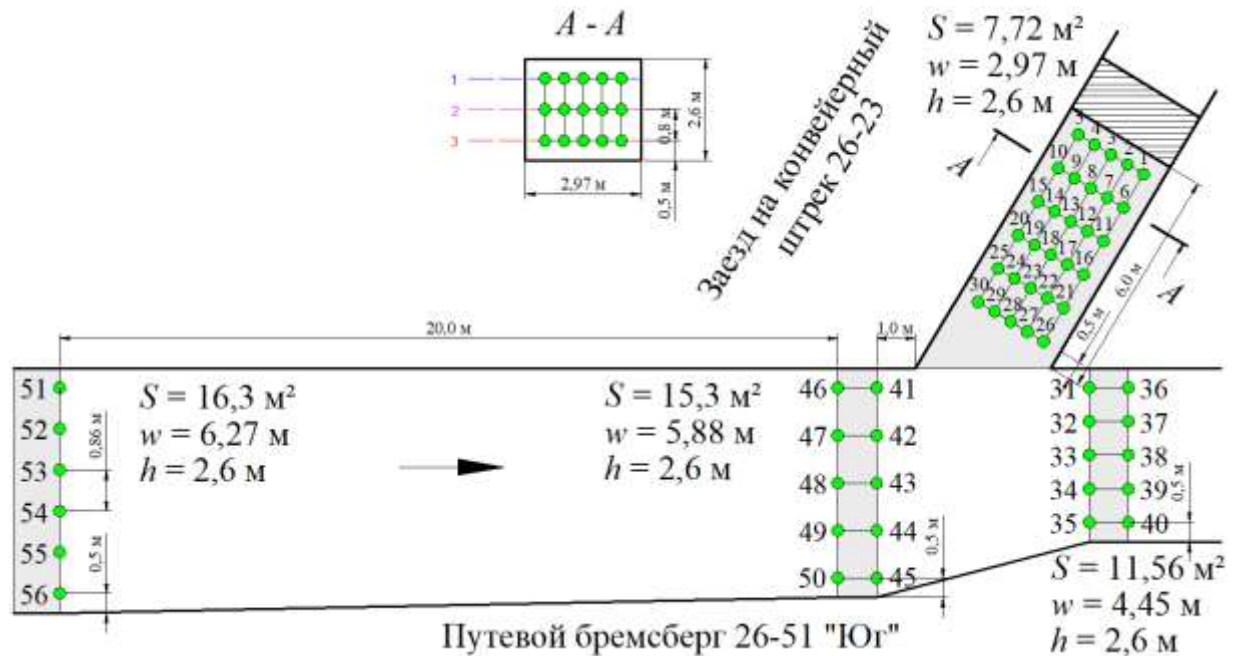
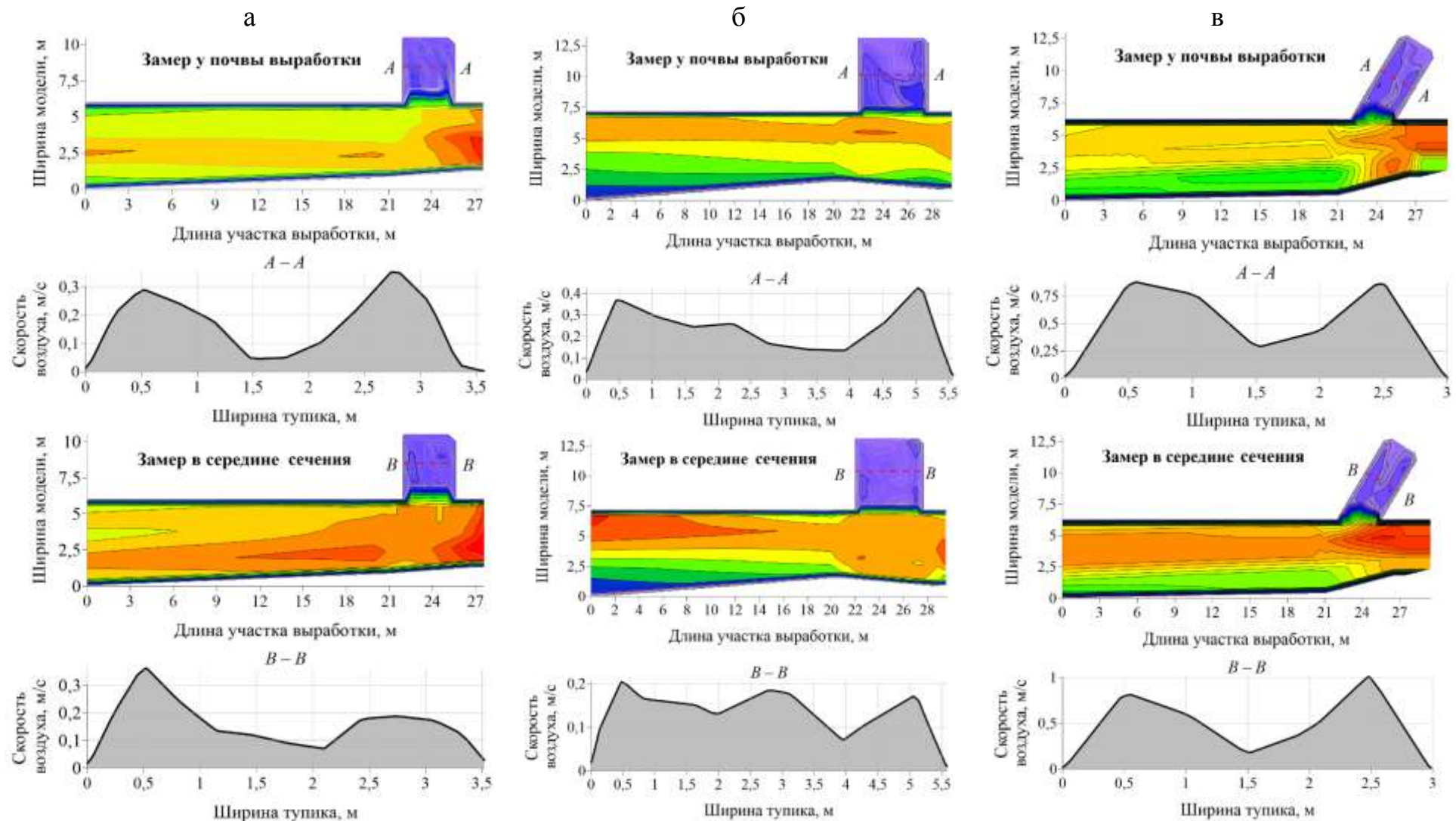
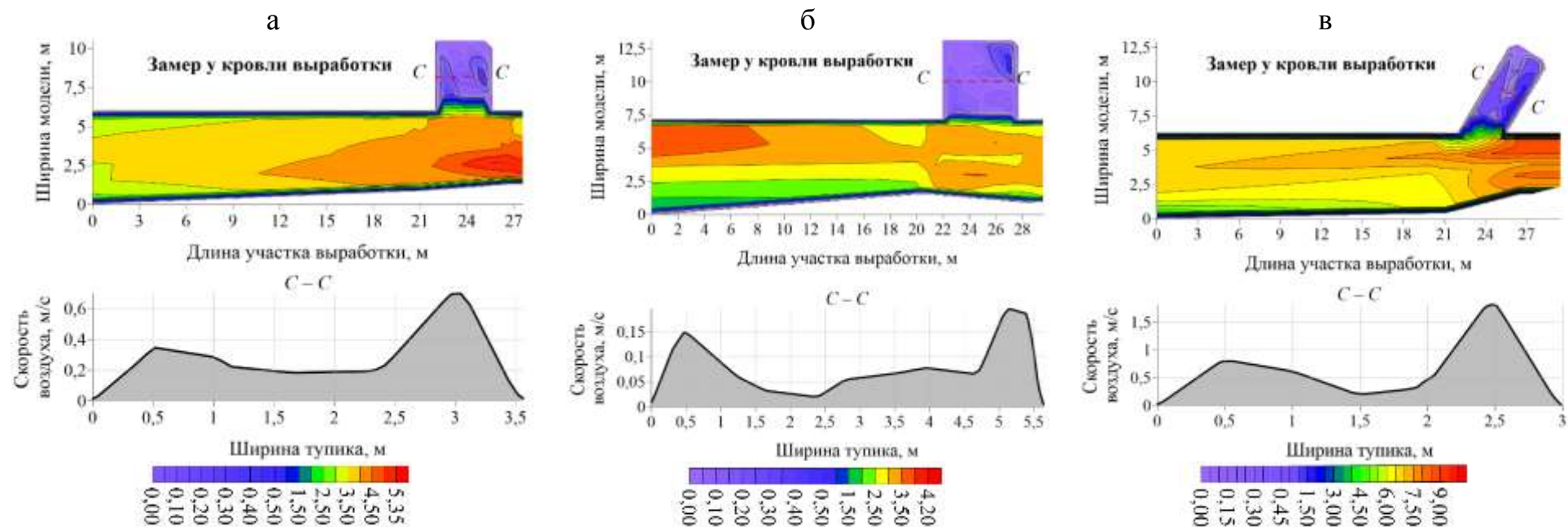


Рисунок 2.16 – Схема размещения станов и точек замеров в выработках (окончание)

По результатам обработки экспериментальных данных получены распределения скоростей воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, для трёх вариантов топологии выработок. Из рисунков 2.17 и 2.18 видно, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают влияние геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего мимо тупика.

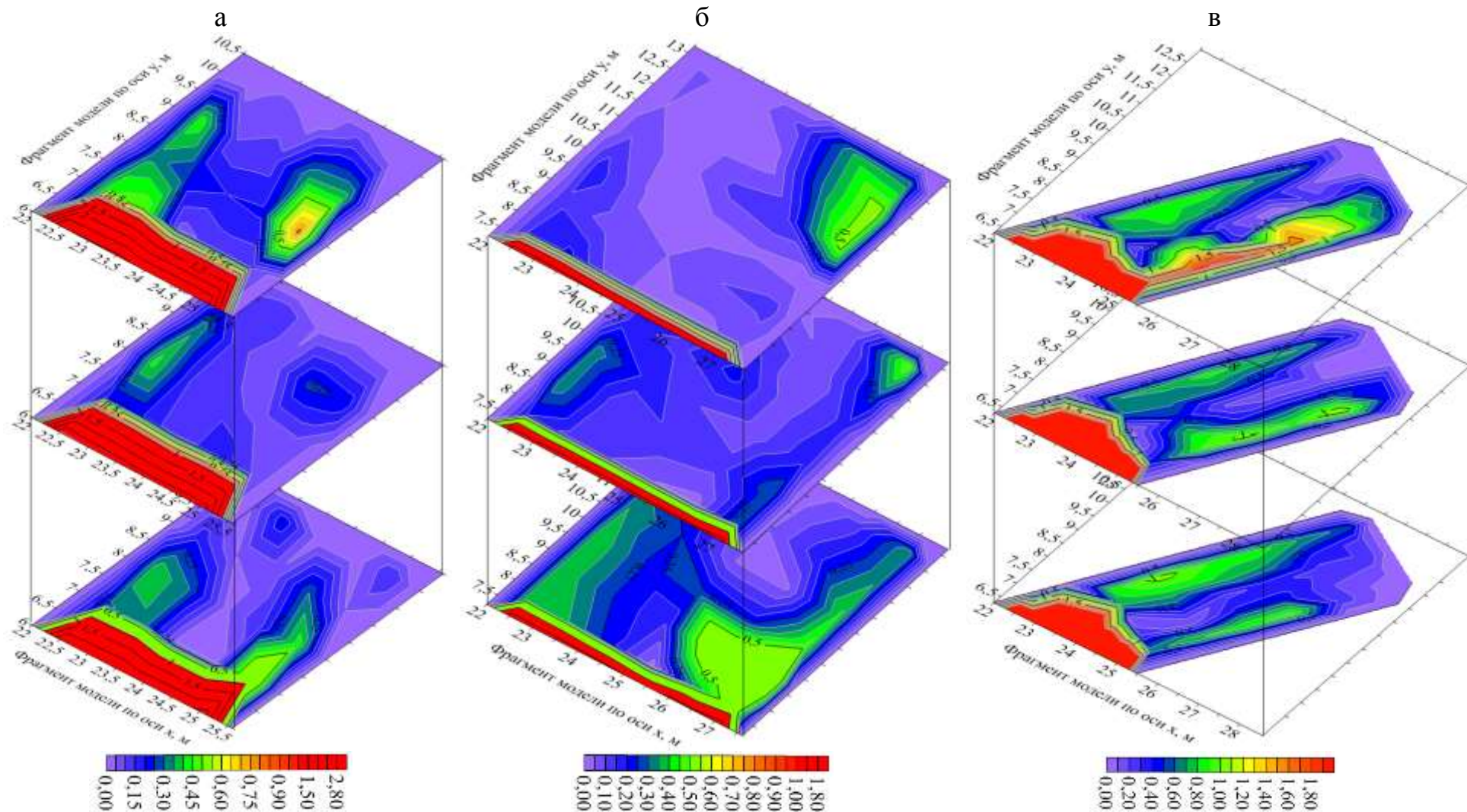


а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)
 Рисунок 2.17 – Результаты обработки данных по замерам в сквозной и примыкающей тупиковой выработке, проветриваемой за счёт турбулентной диффузии (начало)



а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)

Рисунок 2.17 – Результаты обработки данных по замерам в сквозной и примыкающей тупиковой выработке, проветриваемой за счёт турбулентной диффузии (окончание)



а – для тупика 1 (рисунок 2.16 а); б – для тупика 2 (рисунок 2.16 б); в – для тупика 3 (рисунок 2.16 в)
 Рисунок 2.18 – Исоповерхности распределения скоростей движения воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии

2.1.6 Методика и результаты обработки данных воздушно-депресссионных съёмов шахтных вентиляционных сетей

Суммарное количество ветвей, отражающих топологию сети горных выработок 54 шахт, для анализа составило свыше 157 тысяч шт. Разработан алгоритм процесса обработки указанных данных, включающий в себя две стадии, для первой из которых создан стек специальных критериев-фильтров для последовательного отсеивания ветвей (рисунок 2.19) [93].

Наименование критерия-фильтра		Пояснение
1	Ветви, относящиеся к горным выработкам со специфическим назначением и не относящиеся к ним	Водоотлив, Водосборник, Вентиляционный канал, Кроссинг, Поверхностный объект, Гезенк, Выработанное пространство, Вентиляционная труба, Скважина, Вертикальный ствол и т. п.
2	Ветви, для которых не установлены значения контрольного аэродинамического сопротивления R_k	R_k соответствует сопротивлению геометрически идеальной подземной горной выработки
3	Ветви, для которых $R_B - R_k \leq 0$, где R_B – аэродинамическое сопротивление рассматриваемой выработки	Фактическое сопротивление выработки не может быть меньше некоторой контрольной величины
4	Ветви с площадью поперечного сечения S менее 4 м ² , шириной w или высотой h менее 1,8 м	Принятая минимальная площадь сечения выработки
5	Ветви по признаку «способ крепления выработки»	Отсеяны ветви, которые не соответствуют выработкам с принятыми в исследовании способами их крепления (согласно перечню в программе «Вентиляция»)

Рисунок 2.19 – Критерии-фильтры для первой стадии отсеивания ветвей

Как указано в таблице 2.7, по результатам фильтрации данных в первой стадии выделено 33526 ветвей, что составляет 21,3 % от исходного их числа.

На второй стадии выполнена фильтрация ветвей с завышенными значениями сопротивлений (интегрированы значения лобовых, местных сопротивлений, захламлённая выработка, интегрированы в значения сопротивлений отрицательные регуляторы и т. п.). Для этой цели определены минимальные значения коэффициентов α для разных площадей поперечного сечения выработок в каждом из рассматриваемых способов крепления. Принято допустимое отклонение составляет не более 10 %. Определённые таким образом значения коэффициентов α соответствуют чистым (незахламлённым) участкам горных

выработок для условий указанных видов крепи. По завершению второй стадии фильтрации данных получено 7754 ветви, что составило 4,93 % от их исходного количества.

Таблица 2.7 – Стадии обработки данных и полученные результаты [93]

№ п/п	Способ крепления выработки	Всего ветвей	I стадия	II стадия
1	Выработки, закреплённые анкерной крепью (незакреплённые)	157240	19490 (58,1 %)	3275 (42,2 %)
2	Выработки, закреплённые анкерной крепью (незакреплённые), с конвейерной установкой		4555 (13,6 %)	955 (12,3 %)
3	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 1 м)		2979 (8,9 %)	1126 (14,5 %)
4	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 1 м), с конвейерной установкой		1678 (5,0 %)	429 (5,6 %)
5	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 0,5 м)		3053 (9,1 %)	1534 (19,8 %)
6	Выработки, закреплённые рамной металлической (арочной) крепью (шаг установки элементов крепи 0,5 м), с конвейерной установкой		1771 (5,3 %)	435 (5,6 %)
Итого:			13982 (100 %)	7754 (100 %)

С целью оперативного и автоматизированного выполнения процессов обработки данных согласно приведённым критериям разработана специализированная программа-утилита. Для её написания использован компилируемый язык программирования C++ (компилятор gcc/g++). Полученные по результатам обработки данных регрессионные кривые, как функции $\alpha(S)$, представлены на рисунках 2.20-2.25. На данных рисунках также обозначены аппроксимирующие зависимости, определённые на основе гипотезы об их полиномиальном виде. С целью минимизации накопленной погрешности и повышения значения коэффициента детерминации выполнено разбиение графиков функций на диапазоны, для каждого из которых определены указанные аппроксимирующие зависимости.

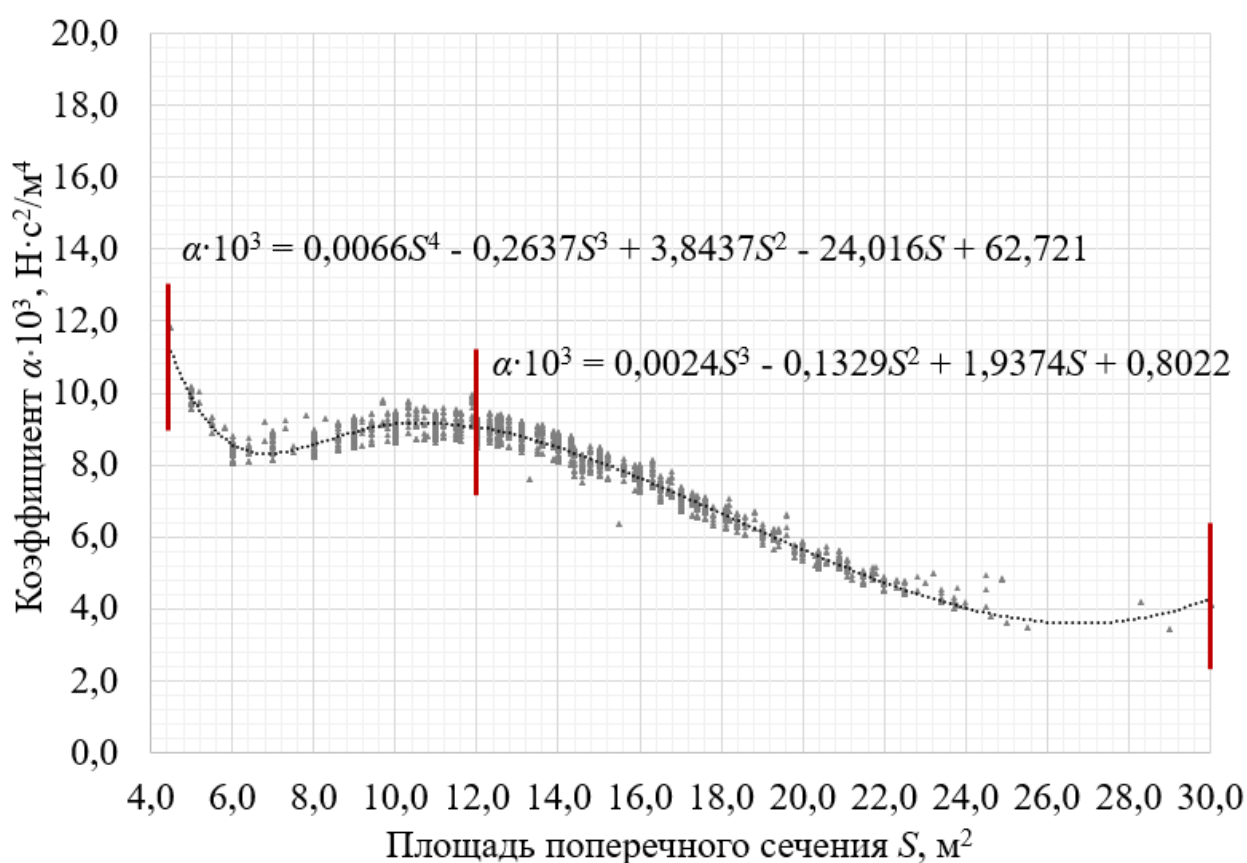


Рисунок 2.20 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (анкерный способ крепления)

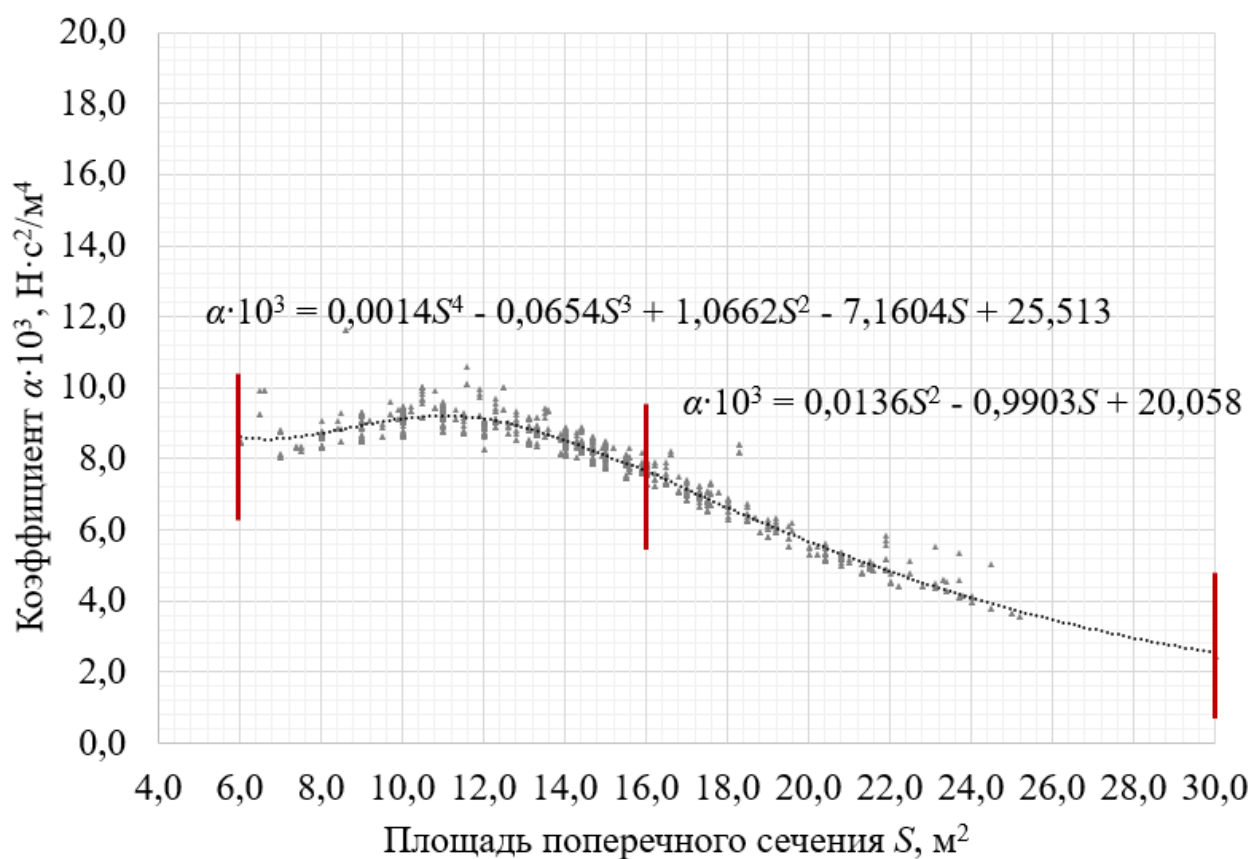


Рисунок 2.21 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (анкерный способ крепления и наличие конвейера)

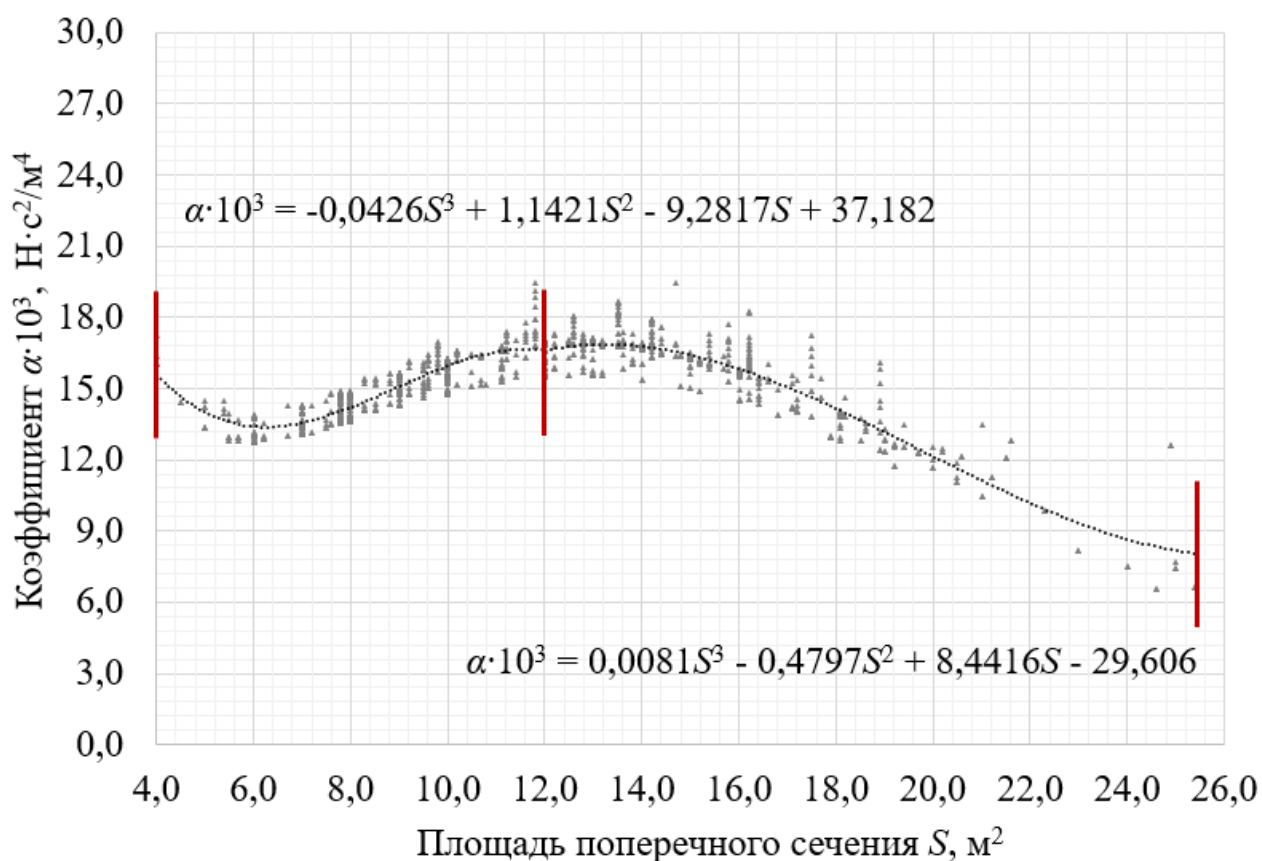


Рисунок 2.22 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (рамная крепь, шаг 0,5 м)

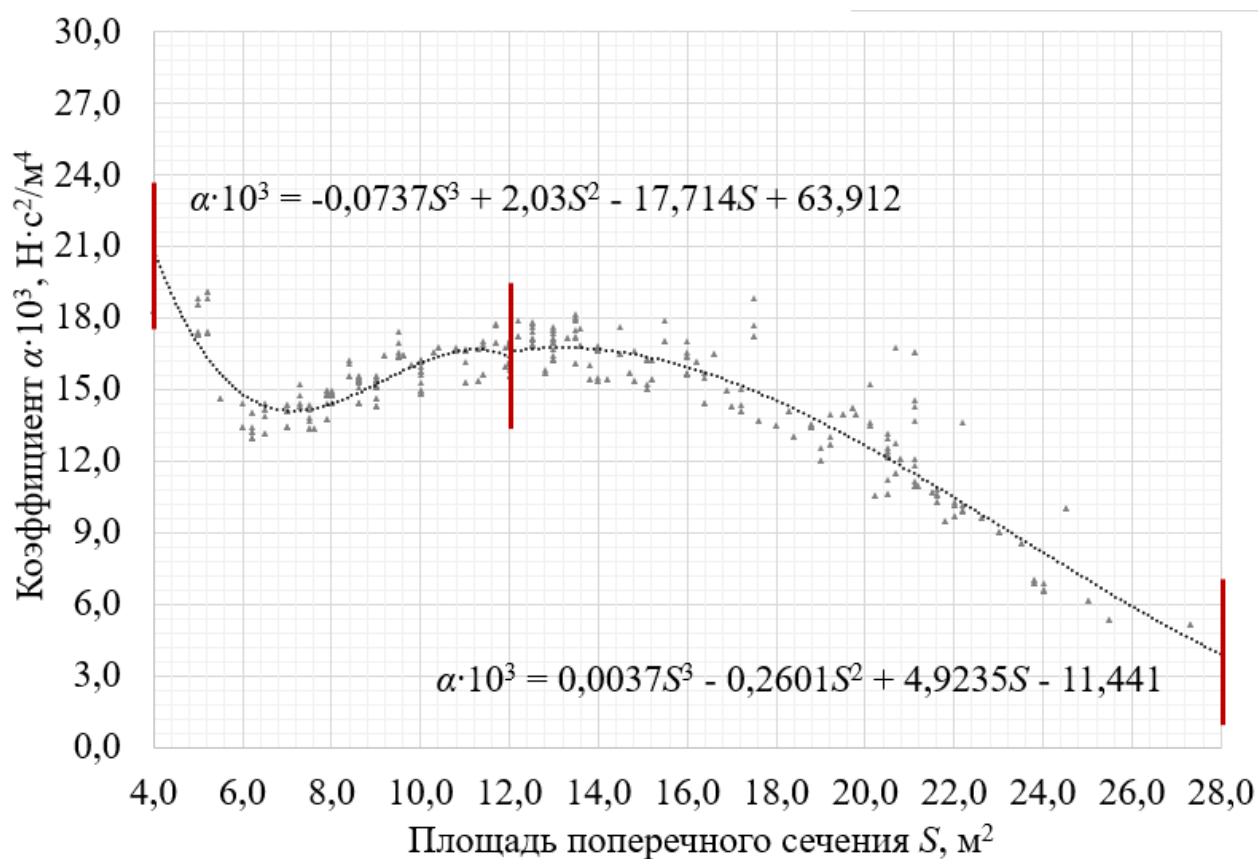


Рисунок 2.23 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (рамная крепь, шаг 0,5 м, наличие конвейера)

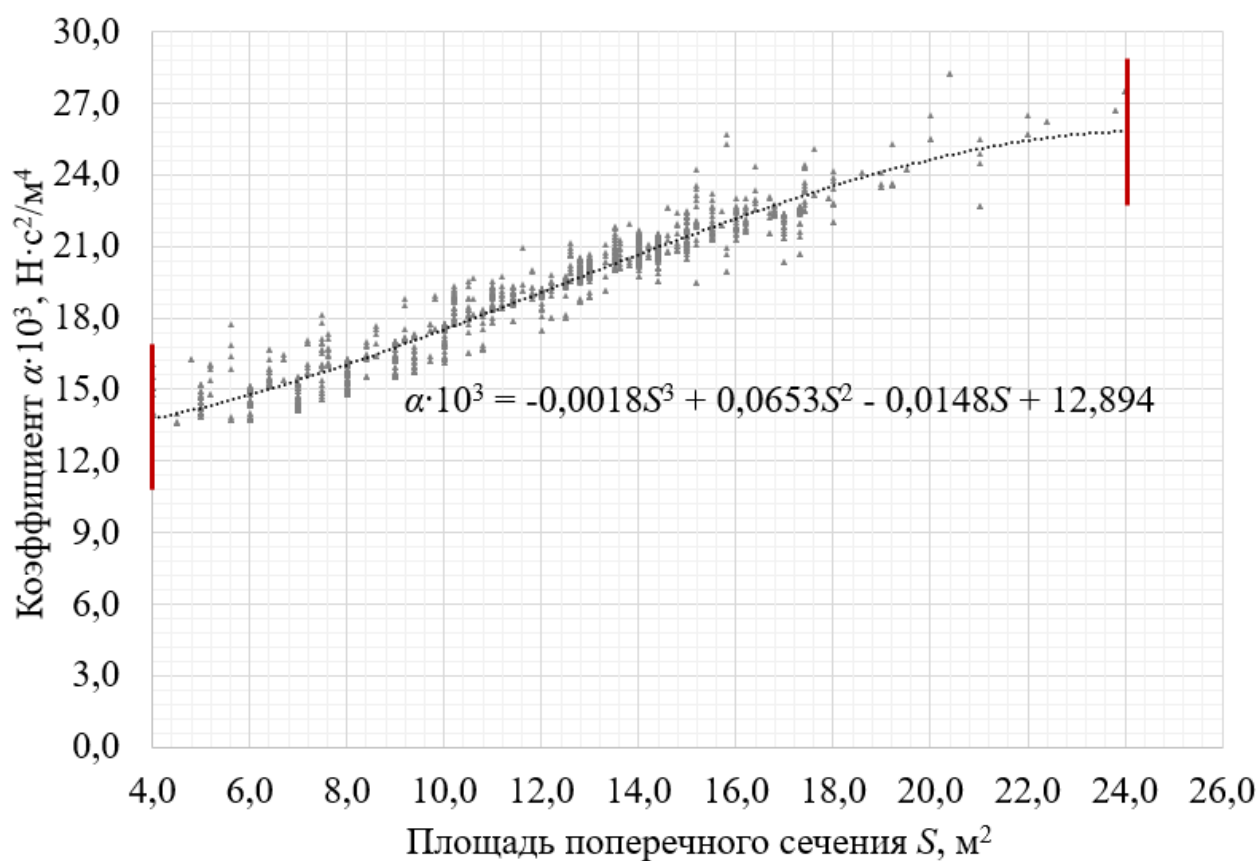


Рисунок 2.24 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (рамная крепь, шаг 1,0 м)

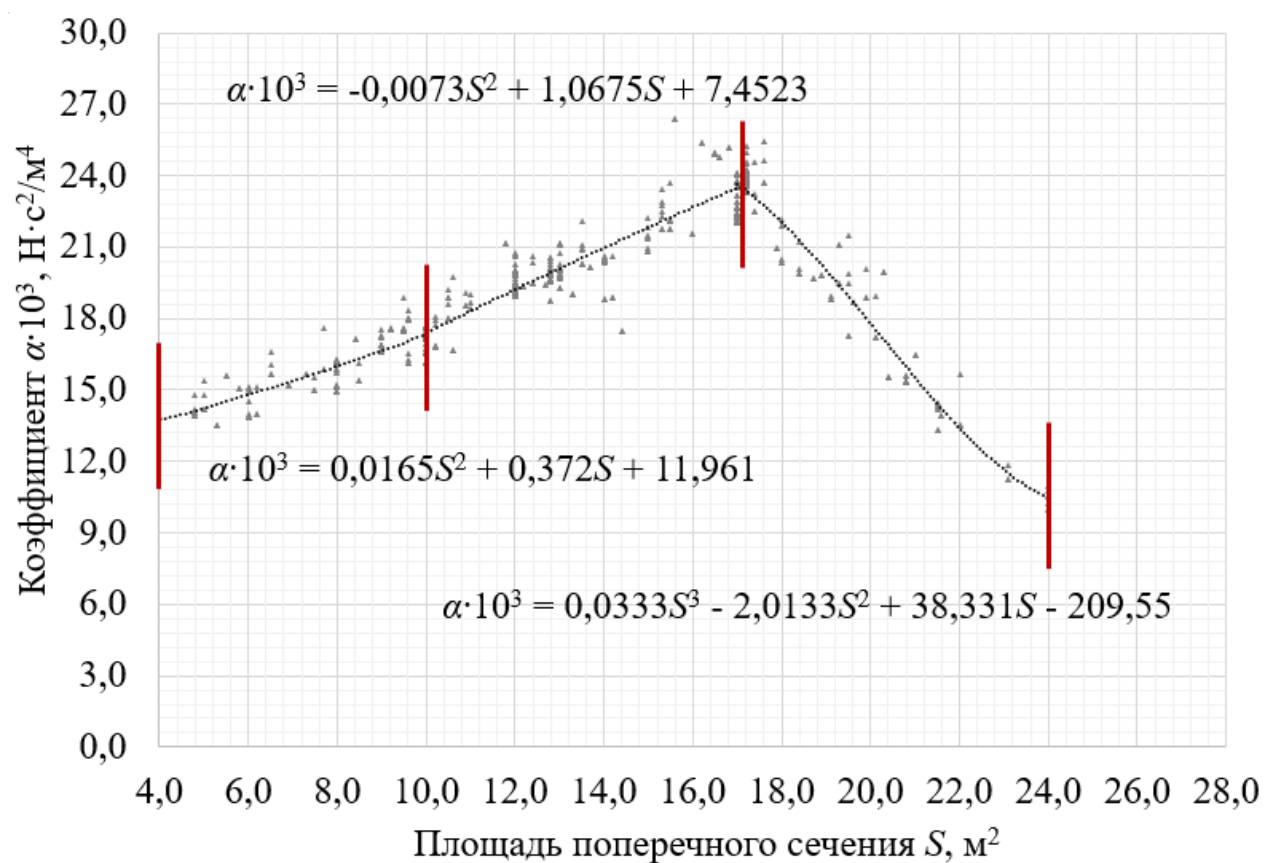


Рисунок 2.25 – Значения коэффициента α при разных площадях сечений (рамная крепь, шаг 1,0 м, наличие конвейера)

Приведённые на рисунках 2.20-2.25 аппроксимирующие уравнения сведены в таблицу 2.8, а на рисунке 2.26 представлен общий график изменения коэффициентов α от площади сечения для рассматриваемых способов крепления горных выработок. В виду того, что в настоящее время на действующих шахтах выработки с сечением менее, чем $S = 6,0 \text{ м}^2$ не проводятся, а также по объективным причинам существует дефицит практических данных по замерам для выработок с сечением более $20,0\text{-}24,0 \text{ м}^2$, а для некоторых выработок до $17,0 \text{ м}^2$, поэтому для целей исследования диапазон рассматриваемых площадей сечений сужен до указанных значений.

Таблица 2.8 – Аппроксимирующие уравнения для рассматриваемых условий [93]

Способ крепления выработки	Зависимость $\alpha(S)$
Анкерная крепь	
Без конвейера: - для $S = 6\text{-}12 \text{ м}^2$ - для $S = 12\text{-}24 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0066S^4 - 0,2637S^3 + 3,8437S^2 - 24,016S + 62,721$ $\alpha = 0,0024S^3 - 0,1329S^2 + 1,9374S + 0,8022$
С конвейером: - для $S = 6\text{-}16 \text{ м}^2$ - для $S = 16\text{-}24 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0014S^4 - 0,0654S^3 + 1,0662S^2 - 7,1604S + 25,513$ $\alpha = 0,0136S^2 - 0,9903S + 20,058$
Рамная металлическая (арочная) крепь (шаг установки элементов – $l_{кр} = 0,5 \text{ м}$)	
Без конвейера: - для $S = 6\text{-}12 \text{ м}^2$ - для $S = 12\text{-}24 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0426S^3 + 1,1421S^2 - 9,2817S + 37,182$ $\alpha \cdot 10^3 = 0,0081S^3 - 0,4797S^2 + 8,4416S - 29,606$
С конвейером: - для $S = 6\text{-}12 \text{ м}^2$ - для $S = 12\text{-}24 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0737S^3 + 2,03S^2 - 17,714S + 63,912$ $\alpha \cdot 10^3 = 0,0037S^3 - 0,2601S^2 + 4,9235S - 11,441$
Рамная металлическая (арочная) крепь (шаг установки элементов – $l_{кр} = 1,0 \text{ м}$)	
Без конвейера: для $S = 6\text{-}17 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0018S^3 + 0,0653S^2 - 0,0148S + 12,894$
С конвейером: - для $S = 6\text{-}10 \text{ м}^2$ - для $S = 10\text{-}17 \text{ м}^2$ - для $S = 17\text{-}24 \text{ м}^2$	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0165S^2 + 0,372S + 11,961$ $\alpha \cdot 10^3 = -0,0073S^2 + 1,0675S + 7,4523$ $\alpha \cdot 10^3 = 0,0333S^3 - 2,0133S^2 + 38,331S - 209,55$

По результатам анализа данных практических замеров получено распределение ветвей по сечениям (таблица 2.9).

Таблица 2.9 – Данные по распределению ветвей в соответствии с площадью сечения выработок

$S, \text{ м}^2$	10-16	16-21	более 21
Количество, шт. (доля в % от общего числа)	45641 (67,4 %)	16865 (24,9 %)	5213 (7,7 %)
Общее число, шт.	67719		

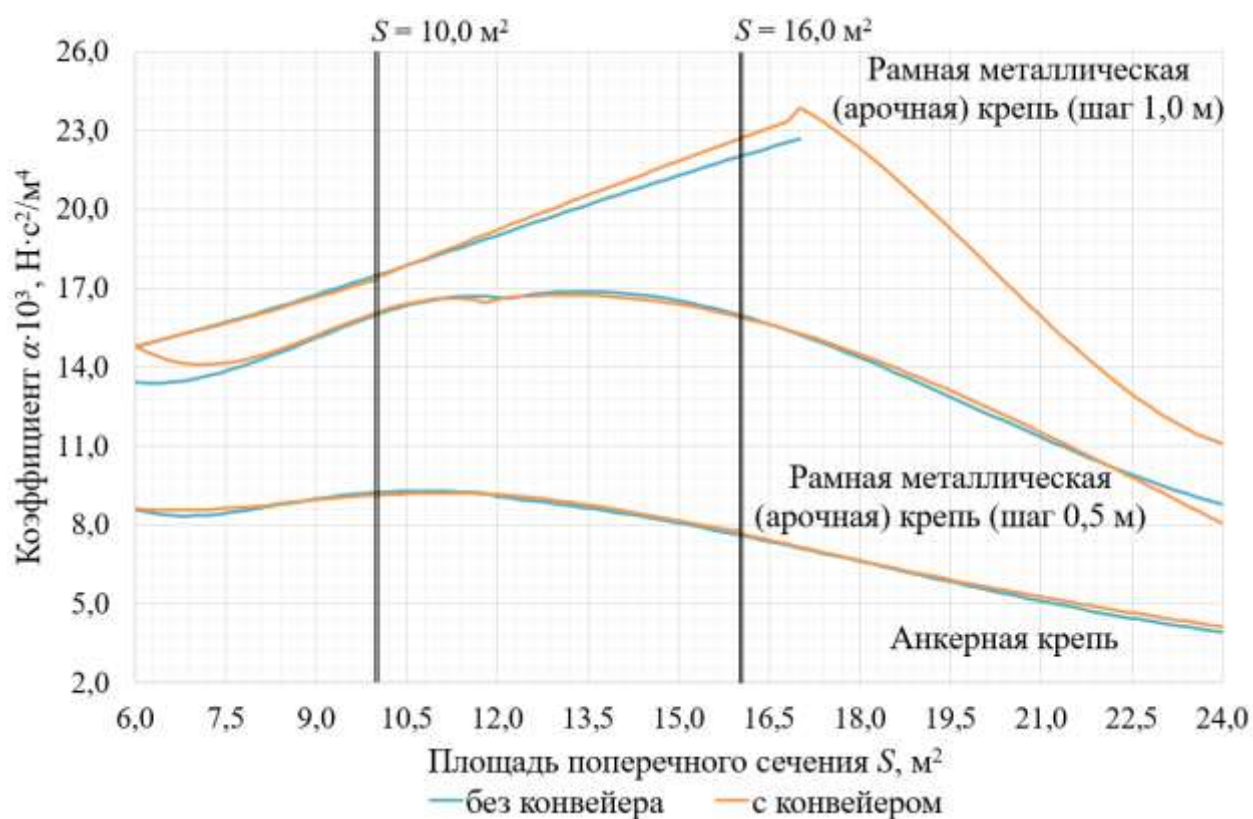


Рисунок 2.26 – Сводный график зависимостей $\alpha(S)$ для разных способов крепления горных выработок

В целом по значениям аэродинамических параметров современных выработок, как видно в том числе и из рисунка 2.26, для сечений свыше 16 м^2 , существует недостаток данных. Указанное ограничение (выработки с площадью $S > 16 \text{ м}^2$) связано с тем, что для обвода сечения широкое распространение получили крыльчатые анемометры (например, АПР-2м). При их применении (обвод сечения) возникают сложности при высоте выработки более $2,5 \text{ м}$ (используются специальные шесты). С целью определения перепадов давления (депрессии) в ходе ВДС выработка разделяется на станы длиной $100\text{--}200 \text{ м}$, что соответствует допустимой длине присоединяемого к микробарометру (измерителю абсолютного и дифференциального давления) шланга. При больших сечениях перепад давления на таких участках незначителен и часто выходит за диапазон возможностей прибора. Таким образом, выполнить замеры для выработок с сечением свыше 16 м^2 достаточно проблематично. При площади сечения менее 10 м^2 также существуют определённые затруднения,

но только с точки зрения замеров скорости воздуха, так как сам замерщик вызывает возмущения потока. Для элиминации этого влияния в конечном результате применяются специальные корректирующие коэффициенты. Таким образом, обосновывается оптимальный диапазон сечений для данных практических замеров, полученных в ходе ВДС, – от 10 до 16 м².

2.2 Адаптация геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива

В качестве примера дискретизации на трёхузловые КЭ в программе «Геомеханика» выполнено построение моделируемого участка геомассива по горно-геологическим условиям одного из объектов исследования (рисунок 2.27) [20-23, 290]. Использованы следующие обозначения:

- Q – вес породы в объёме элемента единичной толщины;
- q – часть веса пород, приходящегося на один узел в элементе;
- V , U – соответственно, смещения пород по вертикали и горизонтали.

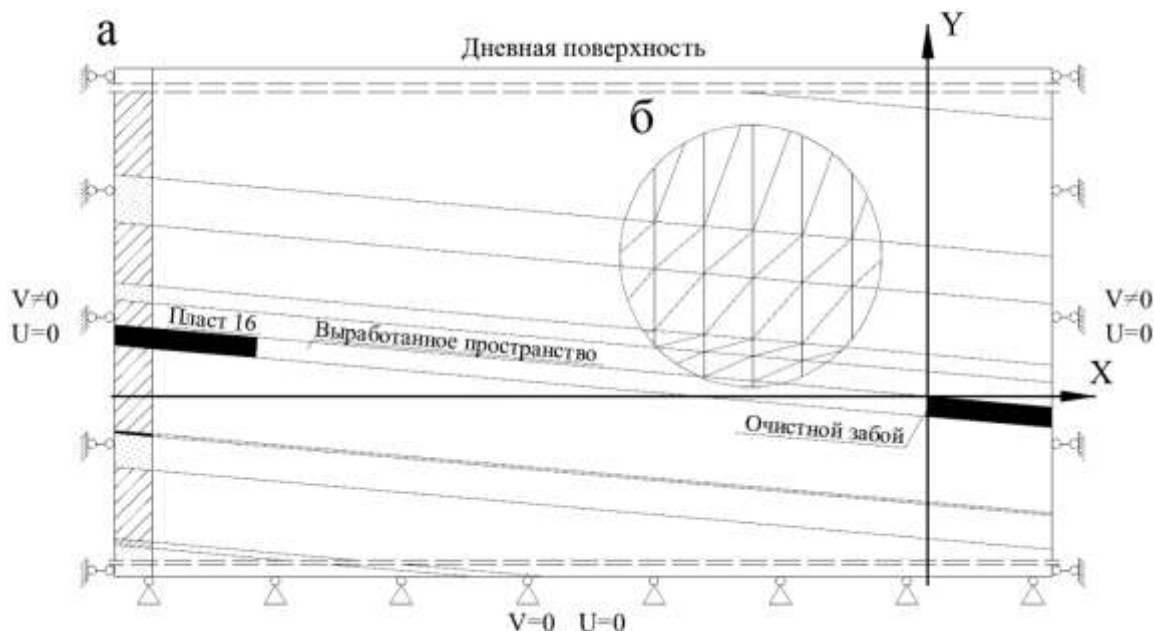


Рисунок 2.27 – Пример разбиения модели на КЭ для расчёта параметров геомеханических процессов [50, 144, 232] (начало)

На рисунке 2.27: а – рассматриваемый участок геомассива и граничные условия; б, в – дискретизация на КЭ и принцип нумерации вершин; г – схема соотнесения гравитационных параметров в пределах КЭ.

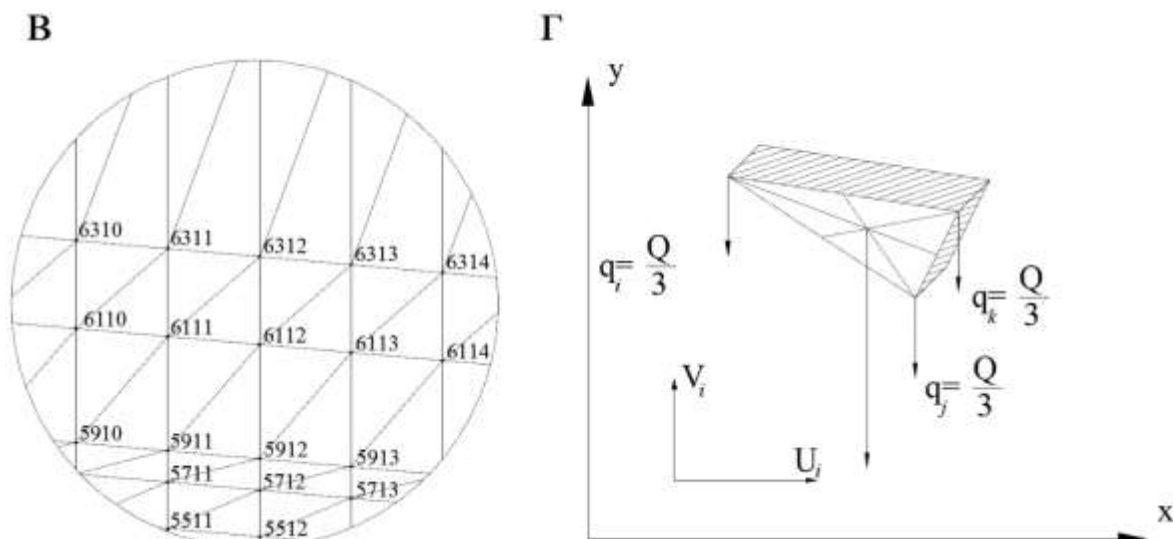


Рисунок 2.27 – Пример разбиения модели на КЭ для расчёта параметров геомеханических процессов [50, 144, 232] (окончание)

Высота вычислительной области в программе «Геомеханика» задаётся количеством слоёв (подслоёв) рассматриваемого участка геомассива и указанием мощности каждого из них (возможные значения находятся в диапазоне 0,05-100 м). Данные слои определяют деление домена на части горизонтальными плоскостями (или с заданным углом падения). Расположение вертикальных плоскостей вводится числовыми значениями их положения в исходных данных по оси абсцисс (всего их 200 шт.). Получившиеся прямоугольники (плоская модель) разбиваются по диагонали на треугольные трёхузловые элементы (всего 39800 КЭ, рисунок 2.27).

Задаваемые граничные условия для решения численной задачи приведены на рисунке 2.27 а. Начальные условия определяются посредством описания слоёв, слагающих участок геомассива: тип пород, их физико-механические свойства (крепость по шкале проф. М.М. Протодьяконова, пределы прочности при сжатии и растяжении, коэффициент Пуассона и прочие), мощность слоёв и т. д. Физико-механические свойства пород однородны в пределах отдельного КЭ, но могут отличаться в смежных.

В целях адаптации программы «Геомеханика» к модели геомассива для расчёта геомеханических параметров зоны обрушения использованы горно-геологические условия, приведённые в пп.2.1.1 и 2.1.2. При решении

численной задачи размеры домена определены в пределах 1500-2000 м по оси абсцисс (OX) и 300-800 м по оси ординат (OY).

Моделирование выполнено в двухмерной постановке. С целью получения более детальной картины динамики напряжённо-деформированного состояния горных пород рассмотрены два главных вертикальных сечения зоны сдвижения (приведены на рисунке 2.28, здесь $L_{\text{оп}}$ – ширина зоны опорного давления) [81]:

- по простиранию пласта. Задана по центру выемочного участка вдоль линии подвигания забоя (далее – сечение I);

- вкрест простирания пласта. Задана перпендикулярно линии подвигания забоя по центру ВП текущей длины (далее – сечение II).

На рисунках 2.29 приведены контуры зоны сдвижения построенные для двух сечений по координатам, определённым по [14, 15].

Система дифференциальных уравнений в трёхмерной постановке задачи в декартовой системе координат (далее – ДСК) для решения геомеханической задачи записывается в виде [53, 147, 165, 251]:

$$\sum_{i=1}^{i=3} \frac{\partial}{\partial x_i} \sigma_{ki} + \rho X_k = 0 \left(\rho_{\text{п}} \frac{\partial^2 u_k}{\partial t^2} \right) (i, k = 1, 2, 3), \quad (2.1)$$

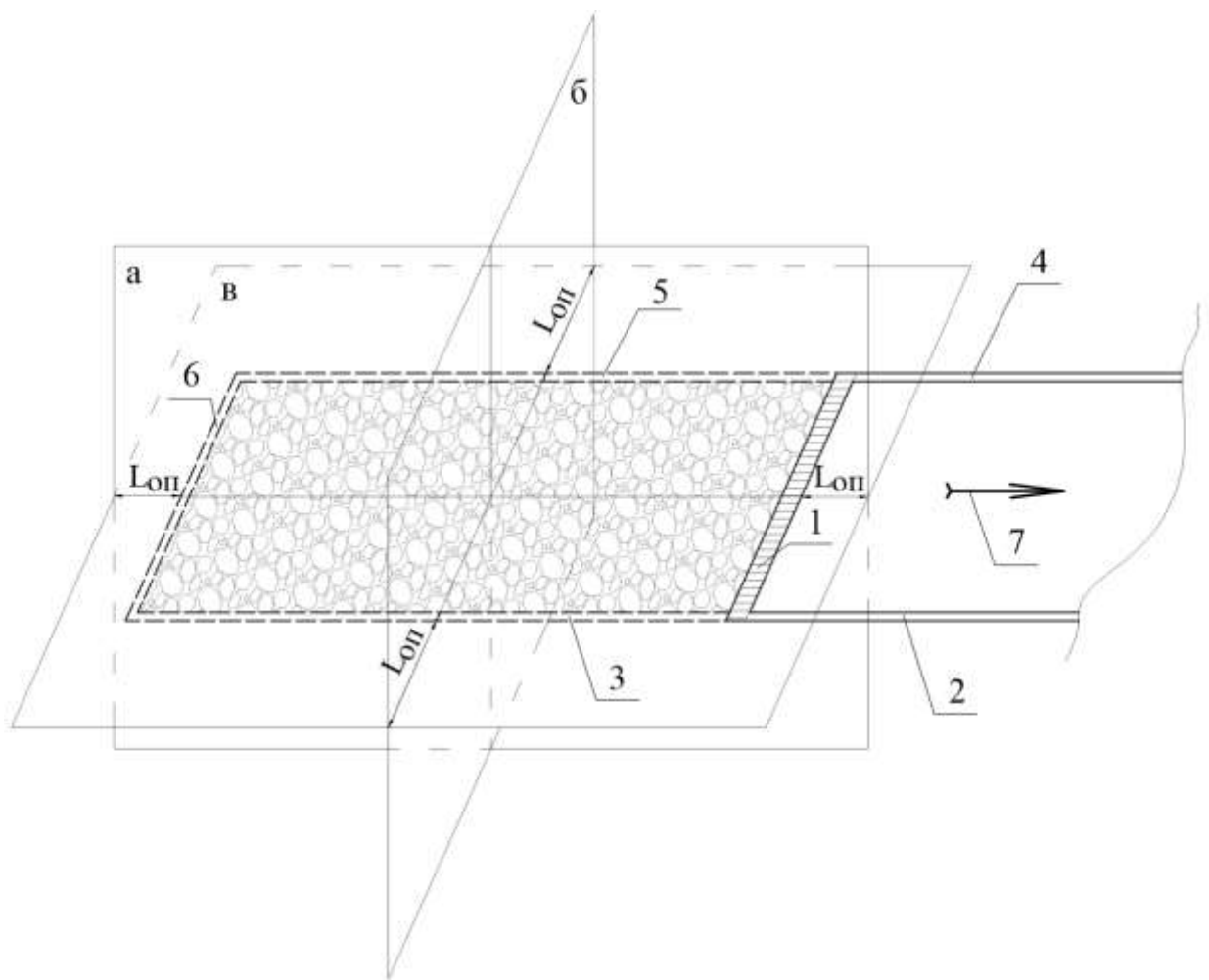
$$\varepsilon_{ik} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_k} + \frac{\partial u_k}{\partial x_i} \right) (i, k = 1, 2, 3), \quad (2.2)$$

$$\begin{cases} \varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu_{\text{п}}(\sigma_y + \sigma_z)]; \gamma_{xy} = \tau_{xy}/G \\ \varepsilon_y = \frac{1}{E} [\sigma_y - \mu_{\text{п}}(\sigma_z + \sigma_x)]; \gamma_{yz} = \tau_{yz}/G, \\ \varepsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma_z - \mu_{\text{п}}(\sigma_x + \sigma_y)]; \gamma_{zx} = \tau_{zx}/G \end{cases} \quad (2.3)$$

$$G = \frac{E}{2(1 + \mu_{\text{п}})}, \quad (2.4)$$

где X_k – компоненты объёмной силы; $\rho_{\text{п}}$ – плотность слоёв пород; t – время; σ_x , σ_y , σ_z – нормальные напряжения, параллельные координатным осям x , y , z на трёх взаимно перпендикулярных площадках, проведённых через данную

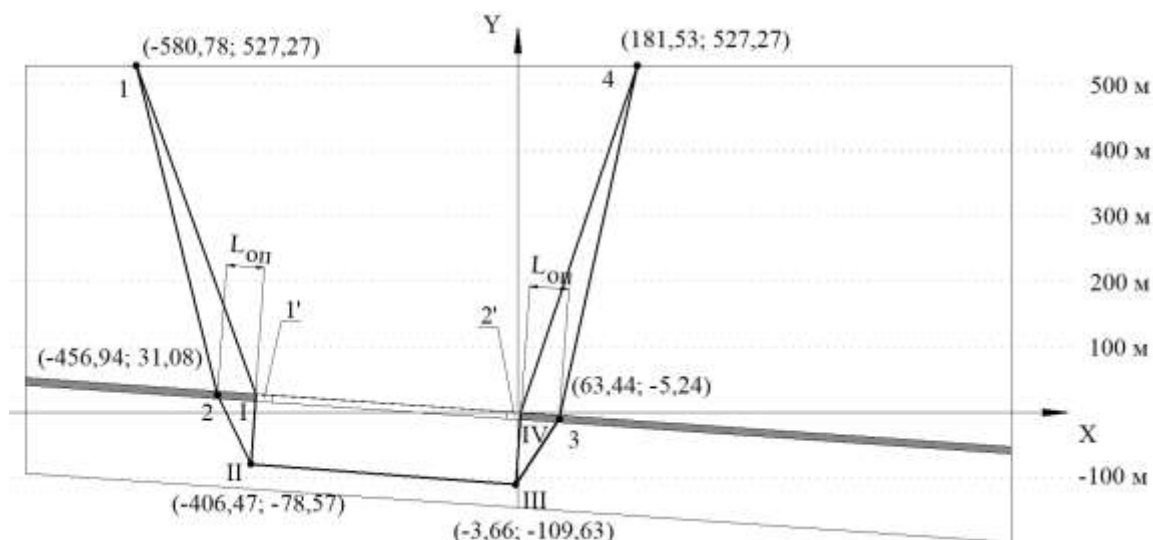
точку, для которых внешние нормали соответственно параллельны осям x , y , z ; τ_{xy} , τ_{xz} – касательные напряжения, параллельные оси x , на площадках с нормальными, соответственно параллельным осям y и z ; τ_{yx} , τ_{yz} – то же, параллельные оси y , на площадках с нормальными, соответственно параллельным осям x и z ; τ_{zx} , τ_{zy} – то же, параллельные оси z , на площадках с нормальными, соответственно параллельным осям x и y ; u , v , w – проекции на неподвижные координатные оси (x , y , z) действительного смещения рассматриваемой точки тела; E и G – модули упругости первого и второго рода; μ_p – коэффициент Пуассона.



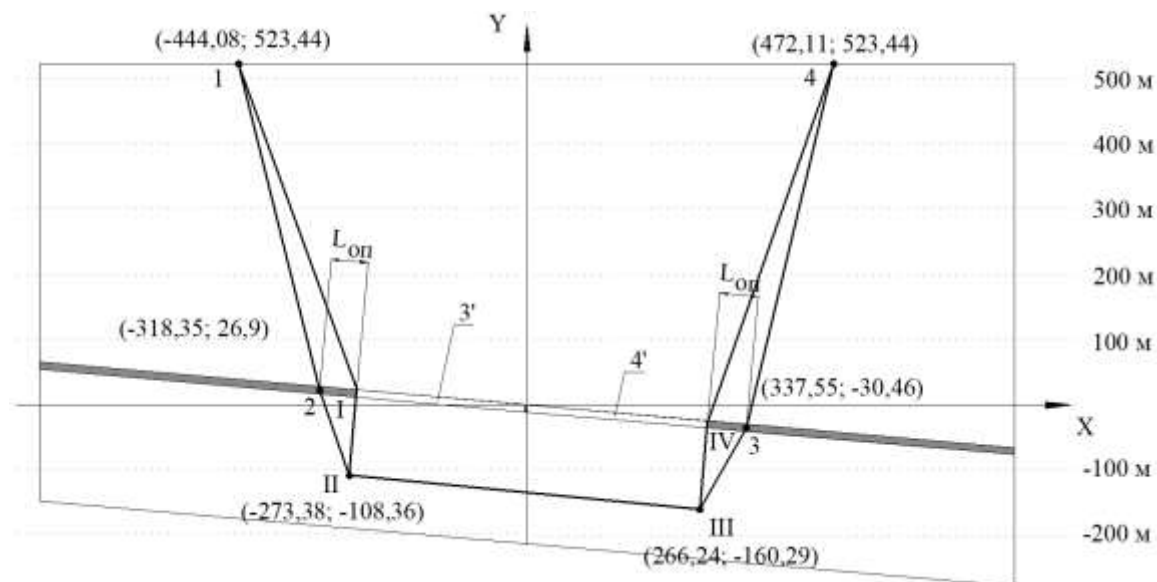
а – сечение I ; б – сечение II ; в – плоскость пласта;
 1 – призабойное пространство; 2-5 оконтуривающие штреки с погашаемой и сохраняемой частями; 6 – погашенная монтажная камера; 7 – направление отработки выемочного столба

Рисунок 2.28 – Главные сечения мульды сдвижения [81]

а



б



а – сечение I; б – сечение II

1' – погашенная монтажная камера; 2' – призабойное пространство;

3' – в/у 16-15 (длина забоя – 250 м); 4' – в/у 16-17 (длина забоя – 267 м)

Рисунок 2.29 – Построенные контуры зоны сдвижения для сечения I (а) и сечения II (б)

2.3 Разработка и адаптация математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения

2.3.1 Разработка физической модели процессов формирования зоны обрушения в процессе отработки выемочного столба

Выполнено описание физической модели геомеханических процессов, протекающих в зоне обрушения и связанных с обрушением, разрыхлением и уплотнением горных пород [54, 57-63, 68, 69, 77, 84, 85, 237, 238, 248, 251,

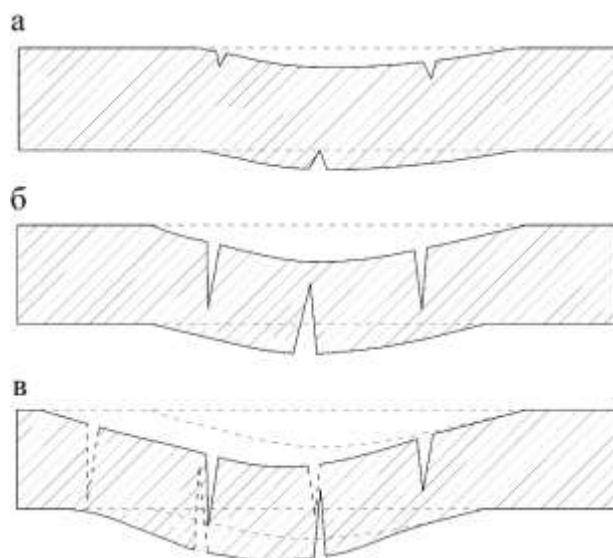
304, 335]. Данное описание опубликовано автором исследования в журнале «Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности» [110]. В процессе формирования проницаемой среды зоны обрушения выделено 10 этапов:

1. Выемка пласта и создание пустоты после задвигания секций механизированной крепи вызывает изменение напряжённо-деформированного состояния участка геомассива посредством постепенного смещения слоёв непосредственной кровли. Как показано на рисунке 2.30, при увеличении длины ВП смещению подвергаются всё большие участки вмещающего массива, увеличивается прогиб слоёв кровли, получают интенсивное развитие системы трещин. В подобной квазисплошной среде нижние слои, смежные с пустотой, расслаиваются, отделяясь от вышележащих, дезинтегрируются и фрагментируются по системам трещин на блоки, размер которых соотносится с шагом между системами трещин естественного и технологического генезиса $l_{тр}$ (рисунок 1.14). Данные блоки, находясь в гравитационном поле, пакетами падают на почву ВП, а последующие на уже обрушенные. Выделяют первичные и последующие шаги посадок основной и непосредственной кровли.

2. В процессе падения на блоки действует момент силы, который при достаточной продолжительности влияния вызывает вращательное движение на данное материальное тело. В связи с этим блоки поворачиваются и при достижении почвы укладываются закономерно, образуя «гребни» как по простиранию, так и по падению. Это происходит из-за наложения кусков породы друг на друга, как показано на рисунке 1.16.

3. В местах данных гребней коэффициент разрыхления приобретает максимальные значения (до $k_p = 2,0-2,1$). Над обрушенными пакетами блоков дезинтегрированных пород образовывается пространство между уложенными фрагментами и сводом обрушения, которое именуется как свободная мощность $h_{св}$, м. Если $h_{св} > (2,0-2,5)m_{обр.сл}$, где $m_{обр.сл}$ – мощность следующего обрушающегося слоя, распадающегося на блоки, м, то блоки этого слоя укладываются беспорядочно и со значениями k_p имеющими максимальные значения

$k_{p.max}$. В исследовании приняты следующие значения $k_{p.max}$ в зависимости от вынимаемой мощности m_b , м (соответствующей исходной высоте обрушения): при $m_b \in [1,2; 2,0]$ $k_{p.max} = 1,8$; при $m_b \in (2,0; 3,5]$ $k_{p.max} = 2,0$; при $m_b > 3,5$ $k_{p.max} = 2,1$ [84, 85].



а – первоначальный этап деформирования слоя, возникновение трещин;
 б – развитие процесса трещинообразования; в – увеличение деформаций,
 фрагментирование слоя по системам трещин на блоки,
 разрушение и обрушение

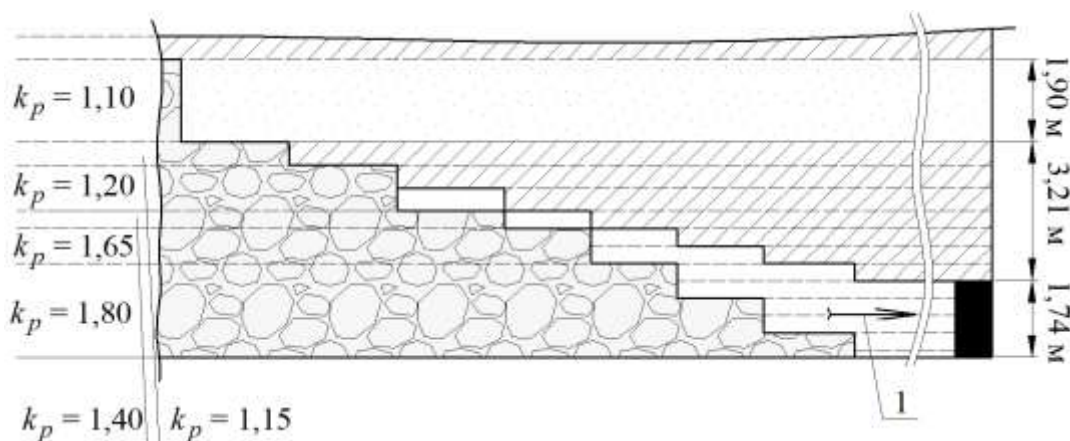
Рисунок 2.30 – Процесс деформирования, фрагментирования и обрушения слоя породы [248]

4. После отслоения, фрагментации на блоки и их обрушения первого слоя пород в движение приходит второй слой, и при достижении максимальных деформаций происходит и его обрушение. Размеры блоков, на которые фрагментируется второй слой, также определяются интенсивностью трещиноватости. Вследствие того, что породы предыдущего слоя при падении разрыхлились на величину k_p , то высота падения блоков последующего слоя окажется меньшей и, соответственно, величина разрыхления также будет снижаться.

5. Далее обрушение последующих слоёв будет происходить аналогично с постепенным уменьшением свободной мощности $h_{св}$ и снижением величины коэффициента разрыхления k_p . Указанная закономерность будет сохраняться до тех пор пока величина $h_{св}$ между гребнями обрушившейся породы

n и не обрушенным слоем $n+1$ не снизится до величины меньшей мощности последнего слоя $m_{\text{обр.сл.}}$.

6. В пределах рассматриваемой зоны обрушения при прочих равных условиях в процессе обрушения устанавливается градиент изменения величины k_p , направленный снизу вверх. Данный градиент обусловлен постепенным снижением высоты обрушения для последующих слоёв и, соответственно, уменьшением величины k_p при элиминации момента силы, приводящей падающие блоки во вращение. Как показано на рисунке 2.31, коэффициент разрыхления пород в куполах зоны обрушения снижается до значений, находящихся в диапазоне 1,10-1,15.



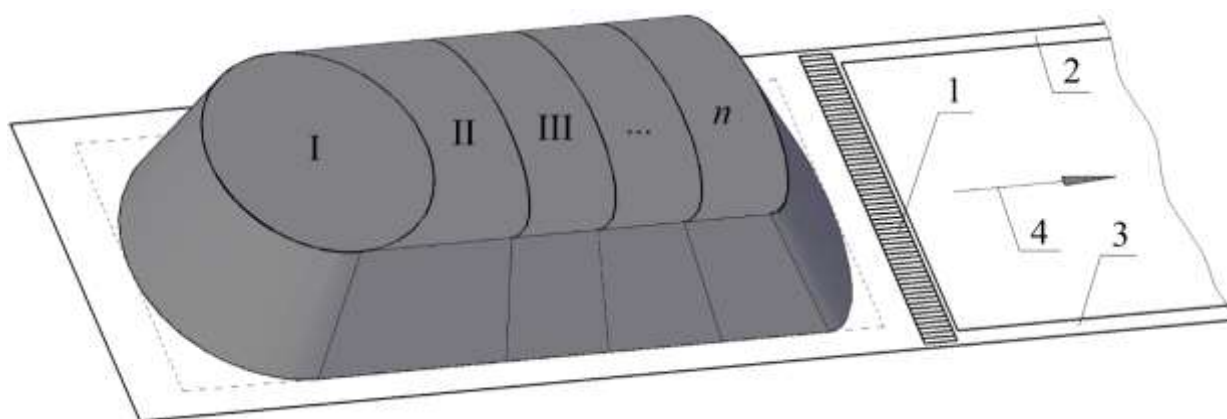
1 – направление движения забоя

Рисунок 2.31 – Распределение значений величины k_p по высоте обрушенных пород

7. Последующее развитие процесса сдвижения над зоной обрушения протекает без значимого увеличения объёма смещающихся участков геомассива (до 1-5 %). Фрагментированные на блоки слои вследствие продолжающегося смещения и техногенного трещинообразования сохраняют некоторое сцепление между собой. Коэффициенты разрыхления в этих условиях находятся в диапазоне величин до 1,01-1,05.

8. При смещении пород в более верхних слоях зоны трещин и разломов изменение объёма пород весьма незначительно и соответствует 0,3-0,5 % или коэффициентам разрыхления k_p , равным 1,003-1,005.

9. Процесс, описанный в пп.1-8, периодически повторяется на интервалах, кратных шагам обрушения пород непосредственной и основной кровли, как показано на рисунке 2.32 (здесь I, II, ..., n – шаги посадки пород). При этом формирующаяся зона сдвижения соответствует увеличивающемуся со временем эллипсоиду, поверхности которого по простиранию, падению и восстанию отрабатываемого пласта расположены под углами ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 , являющимися внутренними углами полных сдвижений.



1 – очистная выработка; 2,3 – конвейерная и вентиляционная выработки;
4 – направление отработки выемочного столба

Рисунок 2.32 – Концепт формирования зоны обрушения геомассива при отработке выемочного столба

10. Подвигание очистного забоя и связанное с этим развитие процессов сдвижения детерминирует уплотнение пород, фрагментированных на блоки и уложенных в описанную выше систему с градиентом разрыхления. Данный процесс после инициирования при отработке пласта постепенно развивается от нижележащих слоёв пород кровли и вовлекает в сдвижение всё большее количество слоёв. В исследовании принято, что уплотнение начинается после обрушения пород основной кровли и максимальные значения коэффициента уплотнения по окончании активной стадии сдвижения принимаются равными 10 % от исходного k_p для данного пакета дезинтегрированных на блоки пород.

2.3.2 Экспериментальные зависимости по оценке высоты зоны обрушения участка геомассива

Высота зоны обрушения пород кровли $h_{обр}$, м, для пологих пластов при их отработке механизированными комплексами длиной 150 и более метров и управлением кровлей полным обрушением не превышает $(3-6)m_B$, где m_B – вынимаемая мощность пласта, м [39, 135, 136, 218, 251, 269]. Её высоту можно оценить с использованием экспериментальных зависимостей по данным ВНИМИ [135] (таблица 2.10), а также по формуле, полученной зарубежными исследователями [343, 344]

$$h_{3.обр} = \frac{100m_B}{c_1 m_B + c_2}, \quad (2.5)$$

где c_1, c_2 – коэффициенты, определяемые в зависимости от прочностных характеристик пород (таблица 2.11).

Таблица 2.10 – Экспериментальные зависимости, полученные ВНИМИ

Угол падения пласта α , град	Слабые породы кровли	Прочные породы кровли
$\alpha = 0^\circ$	$h_{обр} = -0,5746m_B^2 + 5,3541m_B + 0,3385$	$h_{обр} = -0,3986m_B^2 + 4,1093m_B + 0,5014$
$\alpha = 20^\circ$	$h_{обр} = -0,5224m_B^2 + 5,0074m_B + 0,1243$	$h_{обр} = -0,3833m_B^2 + 3,9469m_B + 0,2543$

Примечание. $h_{обр}$ – высота зоны обрушения, м; m_B – вынимаемая мощность пласта, м

Таблица 2.11 – Значения коэффициентов c_1, c_2 [343, 344]

Горные породы кровли	Прочность при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	Коэффициенты	
		c_1	c_2
Прочные и крепкие	> 40	2,1	16
Средней крепости	20-40	4,7	19
Мягкие и слабые	< 20	6,2	32

Фактическая высота зоны обрушения может быть определена по формуле А.А. Борисова [57, 58, 63, 304]

$$h_{обр} = \frac{m_B - h_{св}}{k_{p.ср} - 1}, \quad (2.6)$$

где m_B – вынимаемая мощность, м;

$h_{св}$ – предел свободного опускания основной кровли, м;

$k_{p.ср}$ – средняя величина коэффициента разрыхления.

Над зоной обрушения формируется зона трещин и разломов, в которой развиваются почти вертикальные секущие трещины и трещины по напластованию, образующие на участке геомассива породные блоки. Её высота находится в диапазоне значений $h_{тр} = (28-42)m_B$ [54].

2.3.3 Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов

Для увязывания геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочном участке на основе построенной и описанной выше физической модели разработана соответствующая математическая модель [8, 14, 41, 44, 46, 57-61, 76, 80, 84, 85, 87, 92, 94, 112, 115, 122, 125, 129, 135, 172, 180, 181, 188, 214, 226, 240-243, 252, 254, 260, 266, 279, 280, 282, 290, 314, 332, 335-338, 340, 344-347]. Она отличается от ранее предлагаемых учётом комплексного влияния следующих параметров [314]: m_B , м; $h_{обр}$, м; коэффициенты $k_{пр}$, м², $l_{ш}$, м; коэффициенты k_p , доли ед., $k_{упл}$, доли ед., $k_{пс}$, доли ед.; $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, сут; $l_{тр}$, м; $m_{обр.сл}$, м; шаги $l_{о.к}$, м, и $l_{н.к}$, м. Расшифровка данных параметров приведена в таблице 2.11. Составленная система уравнений имеет вид [94]:

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{пс.i} = \frac{\partial}{\partial x_i} \left(k_1 \frac{h_{св.i}}{m_{обр.сл.i}} + k_2 \right), \quad (2.7)$$

$$k_{пс.i} = k_{p.i} - 1, \quad (2.8)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} h_{св.i} = \frac{\partial}{\partial x_i} (h_{св.пред.i} - m_{обр.сл.i} k_{пс.i}), \quad (2.9)$$

$$\frac{\partial}{\partial t} k_{p.i.t} = k_{p.i} \frac{\partial}{\partial t} k_{упл.i}, \quad (2.10)$$

$$l_{н.к} = 1,3 \frac{m_{н.к}}{m_B} + 1,2 f_{н.к} - 4,8, \quad (2.11)$$

$$l_{о.к} = 1,7 \frac{m_{н.к}}{m_B} + 0,6 f_{о.к}^2 + 0,1 m_{о.к} - 7,5, \quad (2.12)$$

$$\frac{(y - y_{ц})^2}{l_{обр}^2} - \frac{(x - x_{ц})^2}{\left(\frac{l_{о3} - l_{к.н} - l_{к.в}}{2} \right)^2} = 1, \quad (2.13)$$

$$V_{\Gamma.K(3.\Pi)} = \sum_{i=1}^n V_{\text{эл.}i} \begin{cases} V_{\Gamma.K} \text{ при } V_{\text{эл.}i} : x \in l_{\Gamma.K}, y \in l_{0.3}, z \in m_{\text{сл}}, \\ V_{3.\Pi} \text{ при } V_{\text{эл.}i} : x \in l_{\Gamma.K}, y \in l_{0.3}, z \in m_{\text{в}}, \end{cases} \quad (2.14)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.Д0.}i} = 0,62 \cdot 10^4 \cdot d_{\text{ЭК}}^2 \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п.0.}i} \right)^3, \quad (2.15)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.Д.}i} = 2,08 \cdot d_{\text{ЭК}}^2 \cdot 10^4 \cdot \frac{\left(\frac{\partial}{\partial x_i} \left(\frac{2}{3} m_{\text{п.0.}i} + 2k_{\text{пс.ит}} \right) \right)^3}{\left(1 + \frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пс.ит}} \right)^4}, \quad (2.16)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} l_{\text{ш.}i} = \left(\frac{\partial}{\partial x_i} k_{\text{пр.}i} \right)^{\frac{1}{2}} \cdot \left(\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п.}i} \right)^{-\frac{1}{2}}, \quad (2.17)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} m_{\text{п.}i} = \frac{\partial}{\partial x_i} (m_{\text{п.0.}i} + (k_{\text{п.ит}} + 1)/k_{\text{п.ит}}), \quad (2.18)$$

$$\begin{cases} l_{\text{к.н}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_1}, \quad l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_2} & \text{при } \alpha > 0 \\ l_{\text{к.н}} = l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_3} & \text{при } \alpha = 0 \\ l_{\text{к.н}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_2}, \quad l_{\text{к.в}} = \frac{h_{\text{обр.сл}}}{\text{tg}\Psi_1} & \text{при } \alpha < 0 \end{cases}, \quad (2.19)$$

$$\begin{cases} T_{\text{пр}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\Gamma.\text{п}}}{v_{0.3}} \cdot (\text{ctg}\delta_0 + \text{ctg}\Psi_3) \\ T_{\text{пад}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\Gamma.\text{п}}}{v_{0.3}} \cdot \left(\frac{\cos(\Psi_1 + \alpha)}{\sin\Psi_1} + \frac{\cos\beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)} \right), \\ T_{\text{вос}} = k_{\text{т}} \cdot \frac{H_{\Gamma.\text{п}}}{v_{0.3}} \cdot \left(\frac{\cos\gamma_0}{\sin(\gamma_0 - \alpha)} + \frac{\cos(\Psi_2 - \alpha)}{\sin\Psi_2} \right) \end{cases} \quad (2.20)$$

$$\nabla p = - \left[\frac{\mu}{k_{\text{пр.}i}} + \frac{\rho}{l_{\text{ш.}i}} |U| \right] \cdot u_i, \quad (2.21)$$

$$\begin{cases} k_1 = 0,3015, k_2 = 0,0546 & \text{при } k_{\text{п.макс}} = 1,8 \\ k_1 = 0,3812, k_2 = 0,0590 & \text{при } k_{\text{п.макс}} = 2,0, \\ k_1 = 0,4220, k_2 = 0,0566 & \text{при } k_{\text{п.макс}} = 2,1 \end{cases} \quad (2.22)$$

Параметры, используемые в приведённой системе уравнений, их описание и диапазон принимаемых ими значений сведены в таблицу 2.12.

Таблица 2.12 – Параметры, используемые в математической модели оценки аэродинамических параметров обрушенной среды

№ п/п	Обозначение	Описание	Ед. изм.	Диапазон значений
1	$d_{эк}$	параметр, характеризующий размеры породообразующего зерна (размеры фракций сцементированных обломочных пород)	мм	0,002-1,0
2	$f_{о.к}, f_{н.к}$	коэффициенты крепости пород непосредственной и основной кровли, соответственно	-	2,0-6,0
3	$H_{г.р}$	глубина ведения горных работ	м	100-1500
4	$h_{обр}$	высота зоны обрушения	м	0,1-40,0
5	$h_{обр.сл}$	расстояние от кровли разрабатываемого пласта до почвы обрушающегося слоя пород	м	0,1-40,0
6	$h_{св.i}, h_{св.пред.i}$	осреднённые значения свободного пространства после обрушения очередного и предыдущего слоя пород кровли, соответственно, по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$) (для первого слоя $h_{св} = m_b$)	м	до 6,0 м
7	k_1, k_2	числовые константы разработанной модели обрушения, разрыхления и уплотнения дезинтегрированных пород, динамики их проницаемости и формирования пустот в зоне обрушения	доли ед.	значения приведены в формуле (2.22)
8	$k_{пр.Д0.i}, k_{пр.Д.i}$	осреднённые значения коэффициента проницаемости при отсутствии деформации (нетронутый массив) и в деформированной среде, соответственно, по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$)	Д	0,01-2500
9	$k_{пр.i}$	осреднённые значения коэффициента проницаемости в деформированной среде	м ²	$9,87 \cdot 10^{-15}$ - $2,47 \cdot 10^{-9}$
10	$k_{пс.i}$	осреднённые значения коэффициента пустотности по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$)	доли ед.	0,0-1,1
11	$k_{р.i}$	осреднённые значения коэффициента разрыхления по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$)	доли ед.	1,0-2,1
12	$k_{р.i.t}$	осреднённые значения коэффициента разрыхления уплотнённых пород в результате дальнейшего сдвижения геомассива	доли ед.	1,0-2,1
13	$k_{р.max}$	максимальное значение коэффициента разрыхления при обрушении горных пород кровли	доли ед.	значения приведены в формуле (2.22)
14	k_t	коэффициент, учитывающий влияние скорости подвигания забоя и глубины ведения работ (таблица 2.13, рисунок 2.33)	доли ед.	1,1-2,0
15	$k_{упл.i}$	осреднённые значения коэффициента уплотнения по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$)	доли ед.	0,0-0,9
16	$l_{к.н}, l_{к.в}$	длины зависших консолей со стороны нижнего и верхнего боков выемочного столба, соответственно	м	0,1-14,5
17	$l_{н.к}, l_{о.к}$	шаги обрушения пород подслоёв непосредственной и основной кровли, соответственно	м	0,5-15,0
18	$l_{обр}$	шаг обрушения очередного подслоя пород кровли	м	0,5-15,0

Окончание таблицы 2.12

19	$l_{оз}$	длина очистного забоя	м	100-500
20	$l_{тр}$	трещиноватость слоёв кровли пласта (расстояние между системами трещин)	м	0,1-1,5
21	$l_{ш.i}$	осреднённые значения коэффициента макрошероховатости по осям ДСК x, y, z (для $i, j = 1, 2, 3$)	м	$9,93 \cdot 10^{-7} - 4,97 \cdot 10^{-4}$
22	$m_{в}$	вынимаемая мощность пласта	м	1,4-6,0
23	$m_{н.к}, m_{о.к}$	мощности пород непосредственной и основной кровли, соответственно	м	0,1-40,0
24	$m_{обр.сл.i}$	мощность обрушающегося слоя пород	м	0,1-40,0
25	$m_{п.0.i}, m_{п.i}$	осреднённые значения пористости нетронутого слоя геомассива и дезинтегрированной, разрыхленной, уплотнённой среды, соответственно, по осям ДСК	доли ед.	0,01-0,53
26	$m_{сл}$	суммарная мощность обрушенных слоёв кровли	м	0,1-40,0
27	t	время отработки выемочного столба	сут	1-720
28	$T_{пр}, T_{пад}, T_{вос}$	продолжительность активной стадии процесса сдвижения геомассива при работе очистного забоя по простиранию, по падению и по восстанию, соответственно	мес	1-24
29	$V_{г.к}, V_{з.п}, V_{эл.i}$	объёмы, соответственно, газового коллектора, закрепного пространства, i -го элемента незаполненного породами пространства	м ³	определяются расчётом
30	$v_{о.з}$	средняя скорость подвигания очистного забоя	м/мес	20-150
31	$x, x_{ц}, y, y_{ц}$	координаты дуги и центра эллипса, соответственно	м	определяются расчётом
32	$\beta_0, \gamma_0, \delta_0$	внешние граничные углы сдвижения у нижней границы ВП, у верхней границы и по простиранию, соответственно	град	75-0,9 α , 70, 70
33	ψ_1, ψ_2, ψ_3	внутренние углы полных сдвижений у нижней границы ВП, у верхней границы и по простиранию, соответственно	град	50-0,25 α , 50+0,38 α , 50
34	α	угол падения пласта	град	0-18

Применение дифференциальных уравнений для дезинтегрированной среды обусловлено допущением, что породы геомассива при обрушении меняют свои физические свойства и также образуют сплошную среду. Уравнения позволяют выполнить расчёт динамики проницаемости пород в зоне обрушения, а также формирования в ней пустот.

В физической и математической моделях принято, что величина k_p определяется высотой свободного пространства $h_{св.i}$, м, к мощности обрушающегося слоя $m_{обр.сл.i}$. Если это отношение составляет более 2,3, то k_p имеет максимальное значение, т. е. $k_p = k_{p.max}$. Если обрушается первый слой, то $h_{св.i} = m_{в}$,

где m_b – вынимаемая мощность пласта. Снижение величины k_p при уменьшении отношения $h_{св.i}/m_{обр.сл.i}$ происходит по линейной зависимости. Значения приведены в таблице 2.14, а график изменения – на рисунке 2.34.

Таблица 2.13 – Величина коэффициента k_T в зависимости от $v_{о.з}$ и $H_{г.р}$ [14]

Средняя скорость подвигания забоя $v_{о.з}$, м/мес	Глубина ведения горных работ $H_{г.р}$, м		
	до 100	до 300	≥ 500
20	1,5	1,2	1,1
60	1,8	1,5	1,3
до 150	2,0	1,5	1,5

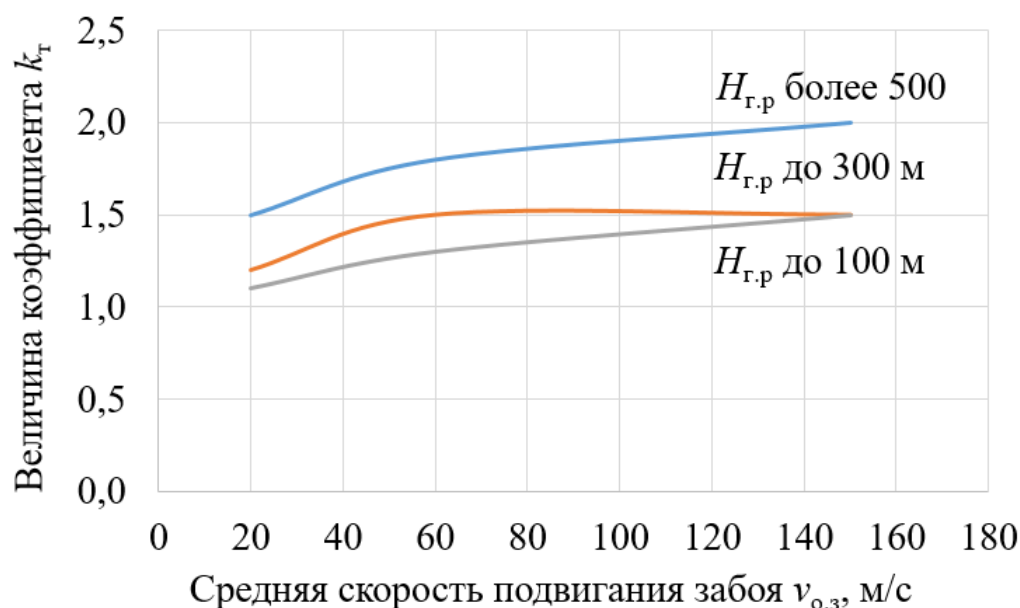
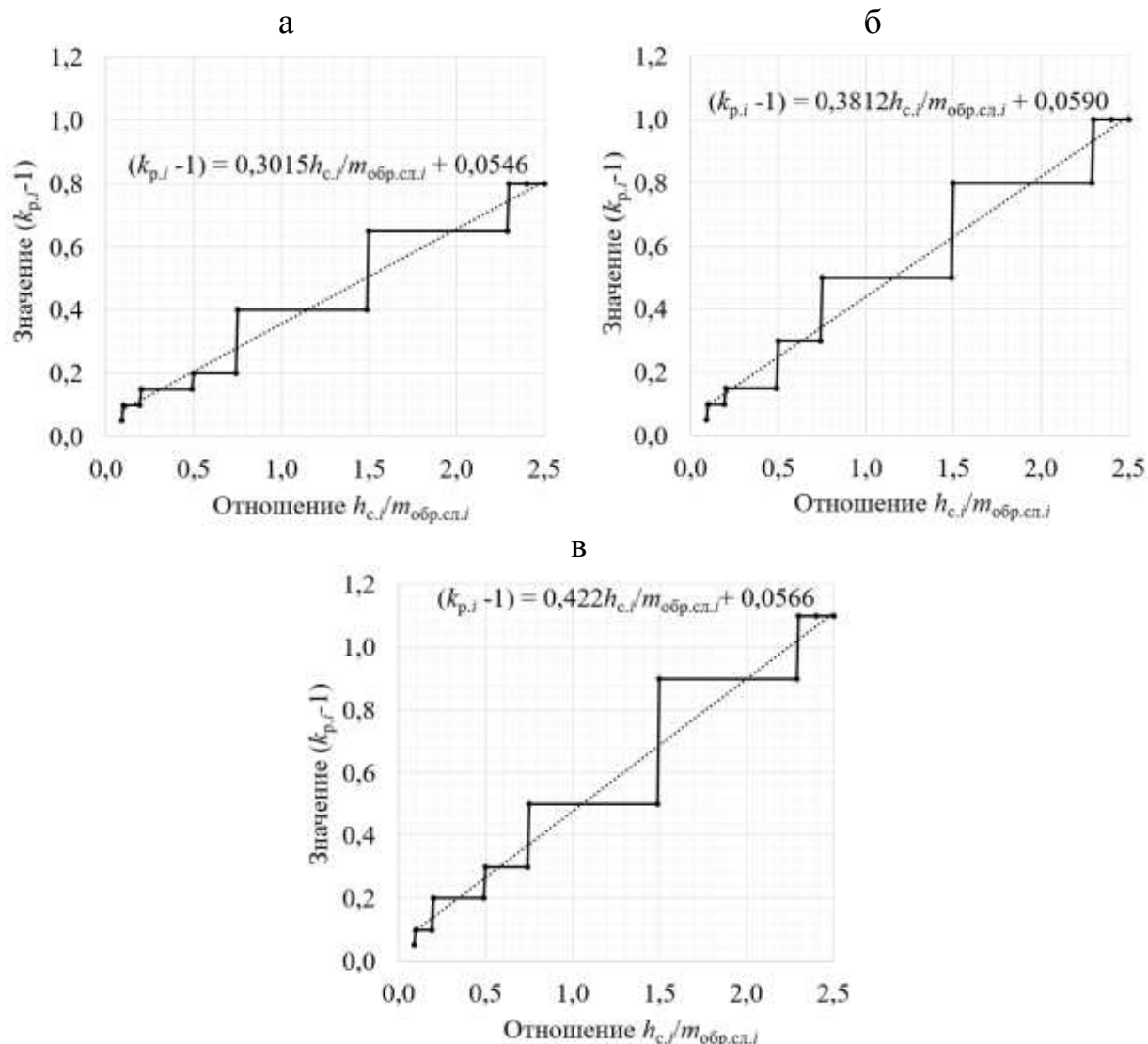


Рисунок 2.33 – Графики изменения значений коэффициента k_T

Таблица 2.14 – Значения величин k_p при их изменении по высоте зоны обрушения [84, 85, 87, 94, 337]

Отношение свободного пространства к мощности обрушившегося слоя, $h_{св.i}/m_{обр.сл}$	Значения коэффициента разрыхления k_p		
	$k_{p.max} = 1,80$	$k_{p.max} = 2,00$	$k_{p.max} = 2,10$
2,30 и более	1,80	2,00	2,10
от 1,50 до 2,29	1,65	1,80	1,90
то 0,75 до 1,49	1,40	1,50	1,50
от 0,50 до 0,74	1,20	1,30	1,30
от 0,20 до 0,49	1,15	1,15	1,20
от 0,1 до 0,19	1,10	1,10	1,10
до 0,09	1,05	1,05	1,05

Примечание. $h_{св.i}$ – свободное пространство после обрушения очередного i -го слоя кровли, м; $m_{обр.сл}$ – мощность обрушившегося слоя кровли, м.



а – при $k_{p,max} = 1,8$; б – при $k_{p,max} = 2,0$; в – при $k_{p,max} = 2,1$
 Рисунок 2.34 – Зависимость коэффициента пустотности $k_{пс.i}$ от отношения свободного пространства $h_{св.i}$ к мощности обрушившегося слоя $m_{обр.сл.i}$

2.4 Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках

Предложена математическая модель, позволяющая проводить исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках угольных шахт. Подход реализован на основе фундаментальных уравнений гидрогазодинамики, постулирующих универсальные законы сохранения массы и количества движения [35, 74, 75, 88, 106, 108, 117, 120, 138, 145, 146, 157, 160, 167, 170, 173, 180, 188, 205, 215, 217, 231, 236, 264, 273, 282, 286, 287, 295, 321, 322, 326-328, 329]. Среда характеризуется как несжимаемая ($\rho = \text{const}$) и ньютоновская ($\mu = \text{const}$), что обусловлено низкой скоростью потока в выработках ($M < 0,3$).

Параметры потока считаются постоянными во времени, что соответствует стационарной постановке задачи. Среда является вязкой, что подразумевает наличие значительных сдвиговых напряжений. Режим движения определяется как турбулентный ($Re \gg Re_{кр}$). Система трёхмерных осреднённых уравнений в ДСК имеет следующий вид:

$$\frac{\partial}{\partial x_i} \bar{u}_i = 0, \quad (2.23)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_i} (\rho \bar{u}_j \bar{u}_i + \rho \overline{u'_j u'_i} + \delta_{ij} \bar{p} - \bar{\tau}_{ji}) = 0, \quad (2.24)$$

$$\bar{\tau}_{ji} = \mu \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right) - \frac{2}{3} \delta_{ij} \mu \frac{\partial u_m}{\partial x_m}, \quad (2.25)$$

$$\bar{\tau}_{t,ij} \equiv -\rho \overline{u'_j u'_i} = \mu_t \left(\frac{\partial \bar{u}_i}{\partial x_j} + \frac{\partial \bar{u}_j}{\partial x_i} \right) - \frac{2}{3} \delta_{ij} \rho K, \quad K = \frac{1}{2} \overline{u'_i u'_i}, \quad (2.26)$$

$$\frac{\partial (\rho u_j Y_n)}{\partial x_j} = -\frac{\partial J_{j,n}}{\partial x_j}, \quad (2.27)$$

$$\vec{J}_n = -\rho D_{n,T} \nabla Y_n, \quad (2.28)$$

$$\rho = \sum_{n=1}^{N_{к.с}} \rho_n, \quad (2.29)$$

$$\rho \vec{u} = \sum_{n=1}^{N_{к.с}} \rho_n \vec{u}_n, \quad (2.30)$$

$$Y_n = \frac{\rho_n}{\rho}, \quad (2.31)$$

$$\sum_{n=1}^{N_{к.с}} Y_n = 1, \quad (2.32)$$

где $D_{n,T}$ – коэффициенты молекулярной и турбулентной диффузии n -го компонента смеси, $\text{м}^2/\text{с}$; $\vec{J}$ – вектор диффузионного потока, выражающийся через парциальные векторы компонентов $\vec{J}_n = \{J_{1,n}, J_{2,n}, J_{3,n}\}$; $\bar{p}$ – осреднённое давление, Па; δ_{ij} – символ Кронекера; K – кинетическая энергия турбулентности, $\text{м}^2/\text{с}^2$; $N_{к.с}$ – количество компонентов смеси; $\bar{u}_i$, u'_i – соответственно,

осреднённые и пульсационные составляющие компонент вектора скорости по соответствующим осям ДСК, м/с (для $i, j, k, m = 1, 2, 3$); Y_n – массовая доля n -го компонента смеси, доли ед.; μ – молекулярная вязкость воздуха, Па·с; μ_t – турбулентная вязкость МВС, Па·с; ρ – плотность МВС, кг/м³; $\bar{\tau}_{ij}$ – осреднённый тензор вязких напряжений, Па; $\bar{\tau}_{t,ij}$ – тензор турбулентных напряжений трения.

Для замыкания системы уравнений (2.23)-(2.32) выбраны следующие полуэмпирические модели турбулентности [167, 217, 273, 323-326]:

- K - ε -модель (модель У.П. Джонсона – Б.Е. Лаундера). Она нетребовательна к вычислительным ресурсам. Использует два уравнения переноса для расчёта кинетической энергии турбулентности K и её диссипации ε . Для разрешения потока в пограничном слое применяются пристеночные функции. Система уравнений имеет следующий вид:

$$\mu_t = C_\mu \rho \frac{K^2}{\varepsilon}, P_k = -\rho \overline{u'_j u'_i} \frac{\partial u_i}{\partial x_j}, \quad (2.33)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_j} (\rho \bar{u}_j K) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\frac{\mu_t}{\sigma_K} + \mu \right) \frac{\partial K}{\partial x_j} \right] + P_K - \rho \varepsilon, \quad (2.34)$$

$$\frac{\partial}{\partial x_j} (\rho \bar{u}_j \varepsilon) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\frac{\mu_t}{\sigma_\varepsilon} + \mu \right) \frac{\partial \varepsilon}{\partial x_j} \right] + \frac{\varepsilon}{K} (C_{\varepsilon 1} P_K - C_{\varepsilon 2} \rho \varepsilon), \quad (2.35)$$

где $C_\mu = 0,09$, $\sigma_K = 1$, $\sigma_\varepsilon = 1,3$, $C_{\varepsilon 1} = 1,44$, $C_{\varepsilon 2} = 1,92$ – значения постоянных K - ε -модели; ε – скорость диссипации турбулентной кинетической энергии вследствие вязкого трения, м²/с³; P_K – генерация турбулентной кинетической энергии.

- SST-модель (модель Ф. Ментера). Она основана на линейной комбинации K - ω -модели (модель Д. Уилкокса – П. Сэффмэна) в приповерхностных областях и K - ε -модели в ядре потока. Данная модель даёт более точные решения для отрывных течений, учитывает перенос касательных напряжений. Система уравнений имеет следующий вид:

$$\frac{\partial}{\partial x_j}(\rho \bar{u}_j K) = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_\tau}{\sigma_{K3}} \right) \frac{\partial K}{\partial x_j} \right] + P_K - \beta_0^* \rho K \omega, \quad (2.36)$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x_j}(\rho \bar{u}_j \omega) &= \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\left(\mu + \frac{\mu_\tau}{\sigma_{\omega 3}} \right) \frac{\partial \omega}{\partial x_j} \right] + \alpha_3 \frac{\omega}{K} P_K - \beta_3 \rho \omega^2 \\ &+ (1 - F_1) \frac{2\rho}{\sigma_{\omega 2} \omega} \frac{\partial K}{\partial x_j} \frac{\partial \omega}{\partial x_j}, \end{aligned} \quad (2.37)$$

$$\alpha_3 = F_1 \alpha_1 + \alpha_2 (1 - F_1), \quad \beta_3 = F_1 \beta_1 + \beta_2 (1 - F_1), \quad (2.38)$$

$$\frac{1}{\sigma_{K3}} = F_1 \frac{1}{\sigma_{K1}} + (1 - F_1) \frac{1}{\sigma_{K2}}, \quad \frac{1}{\sigma_{\omega 3}} = F_1 \frac{1}{\sigma_{\omega 1}} + (1 - F_1) \frac{1}{\sigma_{\omega 2}}, \quad (2.39)$$

$$\mu_T = \rho \frac{\alpha K}{\max(\alpha \omega, |\bar{S}| F_2)} = \rho \frac{K}{\max\left(\omega, \frac{|\bar{S}| F_2}{\alpha}\right)}, \quad (2.40)$$

$$P_k = \frac{1}{\rho} \min(\mu_t |\bar{S}|^2, 10 C_\mu \rho k \omega), \quad (2.41)$$

$$S = \sqrt{2 S_{ij} S_{ij}}, \quad S_{ij} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right), \quad (2.42)$$

$$F_1 = \text{th}(\arg_1^4), \arg_1 = \min \left[\max \left(\frac{\sqrt{K}}{\beta_0^* \omega y}, \frac{500 \mu}{\rho y^2 \omega} \right), \frac{4 \rho K}{C D_{K\omega} \sigma_{\omega 2} y^2} \right], \quad (2.43)$$

$$F_2 = \text{th}(\arg_2^2), \quad \arg_2 = \max \left(\frac{2 \sqrt{K}}{\beta_0^* \omega y}, \frac{500 \nu}{y^2 \omega} \right), \quad (2.44)$$

$$C D_{K\omega} = \max \left(\frac{2\rho}{\sigma_{\omega 2} \omega} \frac{\partial K}{\partial x_j} \frac{\partial \omega}{\partial x_j}, 1 \cdot 10^{-10} \right), \quad (2.45)$$

$$y = -|\nabla \phi| + \sqrt{|\nabla \phi|^2 + 2\phi}, \quad \nabla^2 \phi = -1, \quad (2.46)$$

где $\beta_0^* = C_\mu = 0,09$, $\beta_1 = 0,075$, $\beta_2 = 0,0828$, $\alpha = 0,31$, $\alpha_1 = 5/9$, $\alpha_2 = 0,44$, $\sigma_{K1} = 2$, $\sigma_{K2} = 1$, $\sigma_{\omega 1} = 2$, $\sigma_{\omega 2} = 1/0,0856$ – числовые константы SST-модели; ω – частота турбулентных пульсаций, 1/с; F_1 , F_2 – стыковочные функции (функции-переключатели); S – инвариант тензора скоростей деформации; y – расстояние до ближайшей стенки, м; ϕ – функция для нахождения расстояния до стенки.

В следствие высокой сложности аэрогазодинамических процессов, протекающих в условиях горных выработок, а также важности учёта турбулентности и потерь энергии, связанных с шероховатостью стенок, использованы

данные системы дифференциальных уравнений. Их решение основано на применении МКО. Корректная связь между уравнениями, описывающими скорость и давление, обеспечена использованием алгоритма SIMPLE, предложенного Патанкармом [247].

При турбулентном режиме длина начального участка трубы круглого сечения $L_{\text{нач}}$, м, определяется по формуле Солодкина и Гиневского [146]

$$\frac{L_{\text{нач}}}{D_{\Gamma}} = 7,88 \lg Re - 4,35, \quad (2.47)$$

где D_{Γ} – гидравлический диаметр горной выработки, м.

Начальные значения для параметров K , ε , ω и μ_t оцениваются по следующим формулам [273, 315, 321, 326-329]:

$$K = \frac{1}{2} (U_x'^2 + U_y'^2 + U_z'^2), \quad (2.48)$$

$$\varepsilon = 0,09^{3/4} \frac{K^{3/2}}{0,07 D_{\Gamma}}, \quad (2.49)$$

$$\omega = \frac{\varepsilon}{K}, \quad (2.50)$$

$$\mu_t = \frac{K}{\omega}, \quad (2.51)$$

где U_x' , U_y' , U_z' – пульсационные составляющие вектора скорости по соответствующим осям ДСК, м/с.

При известных геометрических и аэродинамических параметрах выработки коэффициент β определяется по известной формуле

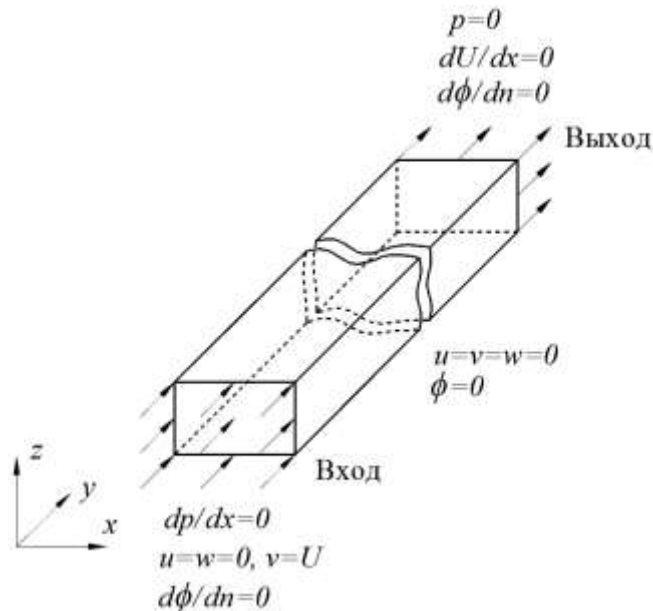
$$\beta \cdot Re = 8 \cdot \left(\frac{\Delta p}{\rho} \right) \cdot \left(\frac{S}{P} \right)^2 \cdot \frac{1}{\nu L}, \quad (2.52)$$

где Re – число Рейнольдса;

Δp – перепад давления, Па, на участке длиной L , м;

ν – кинематический коэффициент вязкости воздуха, м²/с.

Граничные условия ставятся в зависимости от геометрических параметров выработок и их взаимного расположения. Общая схема граничных условий для математических моделей при проведении численных исследований приведена на рисунке 2.35. Используются граничные условия Дирихле (1 рода) и фон Неймана (2 рода).



p – избыточное давление; U – вектор скорости потока;
 ϕ – функция расстояния от стенки

Рисунок 2.35 – Граничные условия для создаваемых моделей

Относительная погрешность P , %, при сравнении фактических данных, определённых по замерам в натурных условиях, с данными, полученными по результатам численного моделирования, рассчитывается по формуле

$$|P| = \frac{u_{\phi.i} - u_{\chi.i}}{u_{\phi.i}} \cdot 100, \quad (2.53)$$

где $u_{\phi.i}, u_{\chi.i}$ – значения параметров, определённых по результатам замеров и численного моделирования, соответственно.

2.5 Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках

Современные подходы к управлению газовыделением средствами вентиляции и дегазации на выемочных участках основываются на: выборе рациональных схем проветривания; регулировании утечек воздуха через зоны обрушения; применении изолированного отвода МВС по газодренажным выработкам и скважинам; снижении дебитов метана из основных источников. При этом основным критерием, определяющим эффективность принятых решений, являются допустимые концентрации метана по объёму в сети действующих подземных горных выработок. Допустимая концентрация метана по объёму регламентируется действующими нормативными документами [5]. При этом для изолированных горных выработок и ВП концентрация метана не регламентируется. Это связано в том числе с определёнными объективными трудностями контроля параметров атмосферы в данных пространствах.

В проводимом исследовании для управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке угольных пластов с учётом процессов формирования газового коллектора предлагается использовать критерий, основанный на снижении концентрации метана в зоне обрушения до взрывобезопасных величин. Его значение соответствует концентрации метана менее 3,5 % аналогично требованиям [5] к изолированному отводу метана по трубопроводам и газодренажным выработкам.

Выводы

В данной главе сформированы план и методика проведения исследования, выполнены экспериментальные исследования, а также разработка и развитие математических моделей геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения. По результатам исследований обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Определён общий методологический подход к выполнению исследования – использование методов прикладной математики (численные методы –

МКЭ и МКО). В рамках распараллеливания вычислительных задач и повышения скорости расчётов собран кластер типа Beowulf, работающий под управлением операционной системы GNU/Linux.

2. Предложено использование следующих комплектов материалов горнодобывающих предприятий для целей компоновки моделей изучаемых процессов и адекватного представления объекта-оригинала: горно-геологические и горнотехнические параметры реальных выемочных участков угольных шахт; расходы воздуха на объектах проветривания и дебиты метана из основных источников, составляющих газовый баланс выемочных участков; проницаемость обрушенных, дезинтегрированных и уплотнённых пород в зоне обрушения выемочных участков; скорости и направления потока воздуха в тупиках, оставляемых при возведении перемычек в сбойках парных выработок и проветриваемых за счёт турбулентной диффузии, а также на примыкающих участках сквозных выработок; коэффициенты α подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью.

3. Выполнено планирование эксперимента и осуществлён выбор способов и средств его проведения. Определены объекты исследования, в качестве которых выбраны пять выемочных участков угольных шахт, отрабатывающих пласты различных месторождений Кузнецкого бассейна. Приведено их детальное описание в части горно-геологических и горнотехнических параметров, необходимых для исследования. С использованием данных системы АГК проведено изучение аэрогазодинамических характеристик выемочных участков. Построены детальные стратиграфические разрезы участков геомассива. Кроме того, с использованием базы данных ИАС ВГСЧ, отобрано 54 угледобывающих предприятия России, обслуживаемых подразделениями ВГСЧ МЧС России, для проведения сбора, анализа и обобщения данных практических замеров, полученных в ходе ВДС.

4. По результатам анализа фактических данных по метанообильности ВП, их сравнения с расчётными значениями, а также фактической нагрузкой на очистные забои установлено значительное влияние газового коллектора,

формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочных участках. Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что снижение нагрузки не приводит сразу же к снижению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактом и расчётом, которые в среднем достигают 150-300 % и более. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 м³/мин.

5. Разработана программа «Вентиляция выемочных участков», позволяющая выполнять автоматизированный расчёт фактических дебитов метана на выемочном участке и фактической газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796). С её помощью определены фактические дебиты метана и фактическая газоносность объектов исследования.

6. Выполнено сопоставление изменения давления в секциях механизированной крепи, ассоциированных в группы, с динамикой дебитов метана на исходящей струе из очистного забоя в условиях выемочного участка 16-17. По результатам обосновано значительное влияние техногенного газового коллектора, образующегося в зоне обрушения, на метанобезопасность работ и необходимость учёта взаимного влияния геомеханических и аэрогазодинамических процессов на уровень промышленной безопасности и ритмичность работы технологического оборудования.

7. Выполнены сбор, анализ и обобщение массивов данных ранее полученных в ходе отечественных и зарубежных исследований, которые были направлены на выявление и получение аэродинамических параметров ВП. Полученные сведения позволяют выполнить настройку и верификацию математической модели оценки аэродинамических параметров зон обрушения при развитии геомеханических процессов для условий пологих пластов.

8. Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиковых выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии в условиях горных выработок шахты «Есаульская» (Кузнецкий бассейн). Получены распределения скоростей воздуха в указанных тупиках для трёх вариантов топологии сети выработок. Установлено, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего мимо тупика.

9. По результатам обработки фактических данных получены зависимости $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепями, отличающиеся широким диапазоном применения (6,0–24,0 м²), суженный для рамной крепи с шагом установки $l_{кр} = 0,5$ м до 17 м². Установлено, что для современных выработок с площадью поперечного сечения свыше 16 м² существует недостаток данных по аэродинамическим параметрам. С учётом изложенного представляется целесообразным проведение исследования с использованием методов численного моделирования.

10. Выполнена адаптация к задачам исследования геомеханической модели оценки напряжённо-деформированного состояния геомассива, реализованной в авторском программном комплексе «Геомеханика». Для этой цели использованы натурные данные по горно-геологическому строению геомассива объектов исследования.

11. Построена физическая модель, описывающая последовательность геомеханических процессов, происходящих при формировании ВП и зоны обрушения: посадка кровли, дезинтегрирование и фрагментирование пород на блоки; разрыхление и уплотнение при дальнейшей активной стадии процессов сдвижения.

12. Для увязывания геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочном участке разработана соответствующая математическая модель. Она отличается от ранее предлагаемых учётом комплексного влияния

следующих параметров: m_v , м; $h_{обр}$, м; коэффициенты $k_{пр}$, м², $l_{ш}$, м; коэффициенты k_p , $k_{упл}$ и $k_{пс}$, доли ед.; $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, сут; $l_{тр}$, м; $m_{обр.сл}$, м; шаги $l_{о.к}$, м, и $l_{н.к}$, м. Составлена соответствующая система уравнений, включающая в том числе и дифференциальные уравнения. Их применение для дезинтегрированной среды обусловлено допущением, что породы геомассива при обрушении меняют свои физические свойства и также образуют сплошную среду. Уравнения позволяют выполнить расчёт динамики проницаемости пород в зоне обрушения, а также формирования в ней пустот.

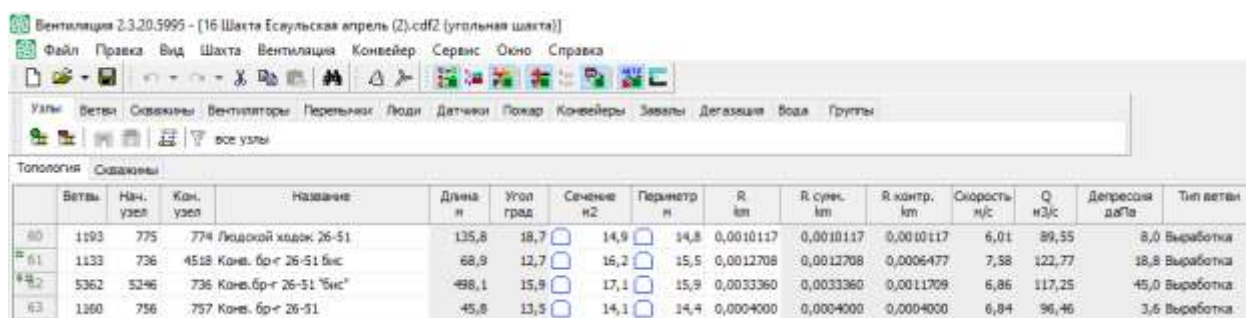
13. Предложена математическая модель, позволяющая проводить исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках угольных шахт. Реализован подход, основанный на фундаментальных уравнениях гидрогазодинамики, постулирующих универсальные законы сохранения массы и количества движения. Для замыкания системы уравнений предложено использовать модели турбулентности K - ϵ и SST.

14. Предложен критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках с целью разработки наиболее эффективных систем управления газовыделением с учётом процессов формирования техногенного резервуара метана – газового коллектора в куполах зоны обрушения.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ И НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЗНАЧЕНИЙ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ СОПРОТИВЛЕНИЙ ТРЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров

Проветривание выемочных участков осуществляется посредством создания воздушного потока в сети горных выработок. В ШВС участков входят горные выработки, по которым движется воздух, вентиляционные, изолирующие сооружения и ВП, через которые воздух просачивается в таком количестве, которое оказывает влияние на процесс проветривания. Вентиляция выемочных участков характеризуется значительной динамикой параметров в пространстве и во времени, которую определяют такие факторы как: изменение длин выработок при отработке столба; открывание/закрывание вентиляционных дверей; движение техники; конвергенция кровли и почвы (уменьшение площади сечения); загромождение выработок. Следовательно, важен систематический контроль расходов воздуха и депрессий в ШВС. Для этой цели в том числе используется специализированное программное обеспечение «Вентиляция» (рисунки 3.1 и 3.2), реализующее компьютерные модели, важными исходными данными для которых являются аэродинамические сопротивления воздухопроводов (коэффициенты α).



Вентиляция 2.3.20.5995 - [16 Шахта Есаульская апрель (2).cdf2 (угловая шахта)]

Файл Правка Вид Шахта Вентиляция Конвейер Сервис Окно Справка

Узлы Ветви Сооружения Вентиляторы Перепуски Люди Датчики Пожар Конвейеры Завалы Делания Вола Группы

Топология Свойства

Ветви	Нач. узел	Кон. узел	Название	Длина м	Угол град	Сечение м2	Периметр м	R км	R сумм. км	R контр. км	Скорость м/с	Q м3/с	Депрессия дПа	Тип ветви
60	1193	775	774 Людой ходок 26-51	135,8	18,7	14,9	14,8	0,0010117	0,0010117	0,0010117	6,01	89,55	8,0	Выработка
61	1133	736	4518 Конв. бр-г 26-51 бис	68,9	12,7	15,2	15,5	0,0012708	0,0012708	0,0006477	7,58	122,77	18,8	Выработка
62	5362	5246	736 Конв. бр-г 26-51 "бис"	498,1	15,9	17,1	15,9	0,0033360	0,0033360	0,0011709	6,86	117,25	45,0	Выработка
63	1260	756	757 Конв. бр-г 26-51	45,8	13,3	14,1	14,4	0,0004000	0,0004000	0,0004000	6,84	96,46	3,6	Выработка

Рисунок 3.1 – Таблица с параметрами ветвей
в программе «Вентиляция (версия 2.3)

В сложных системах, к которым относятся объекты математического моделирования, любая модель лишь частично отражает реальный процесс.

Модель компонуется таким образом, чтобы отобразить характеристики изучаемого объекта (свойства, взаимосвязи, параметры), существенные для исследования. Модель считается хорошей, если, несмотря на свою неполноту, может с достаточной точностью прогнозировать влияние изменений в системе на общую эффективность функционирования этой системы.

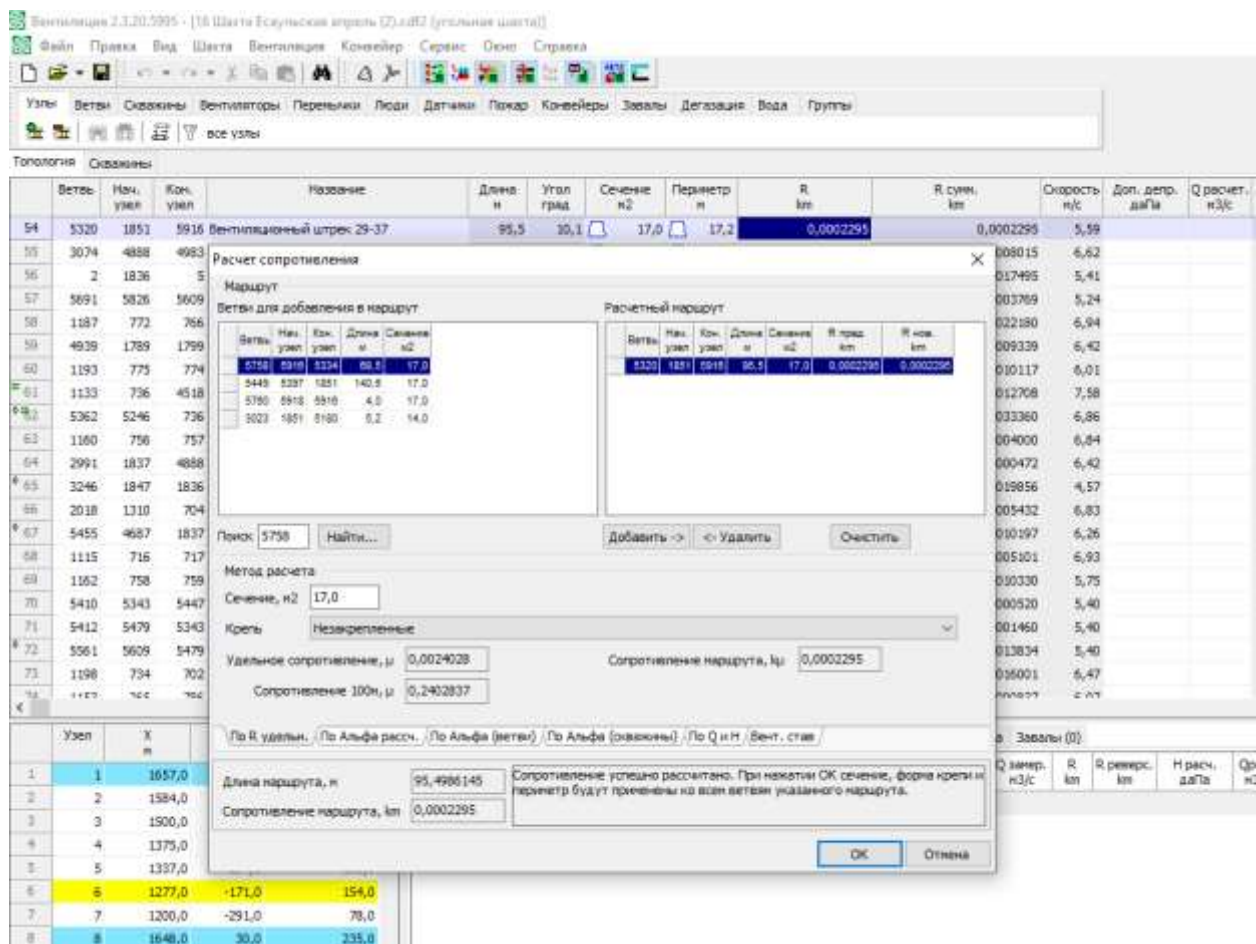


Рисунок 3.2 – Диалоговое окно для расчёта сопротивления выработки в программе «Вентиляция» (версия 2.3)

Модели позволяют имитировать поведение системы, аэрогазодинамические процессы и явления. Их (модели) можно синтезировать и проводить декомпозицию. Это предоставляет возможность исследовать характеристики отдельных элементов и их взаимодействие между собой. При использовании моделей топологии ШВС необходимо проводить их верификацию, т. е. проверку соответствия (достоверности, адекватности) модели реальному объекту. Достоверность означает, что результаты моделирования не противоречат выводам теории и подтверждаются экспериментом с реальным объектом. Оценка

достоверности производится сравнением результатов с экспериментальными данными. В отношении ШВС под такими данными понимаются показания датчиков контроля физических параметров рудничной атмосферы (давление, скорость потока, концентрация газа), а также результаты замеров, полученных в ходе ВДС и плановых проверок реверсивных режимов. В связи с этим одним из критериев оценки достоверности компьютерной модели топологии ШВС можно принять как соответствие указанных в модели значений аэродинамических сопротивлений фактическим, определённым по результатам замеров в горных выработках шахты.

На действующих шахтах величина фактического аэродинамического сопротивления R , $k\mu$, определяется по результатам замеров депрессии h_d , даПа, средней скорости воздуха u , м/с, и площади поперечного сечения S , m^2 . На рисунке 3.3 приведена функциональная зависимость $Q(R)$, построенная для депрессий 5, 10, 20, 50 и 100 даПа.

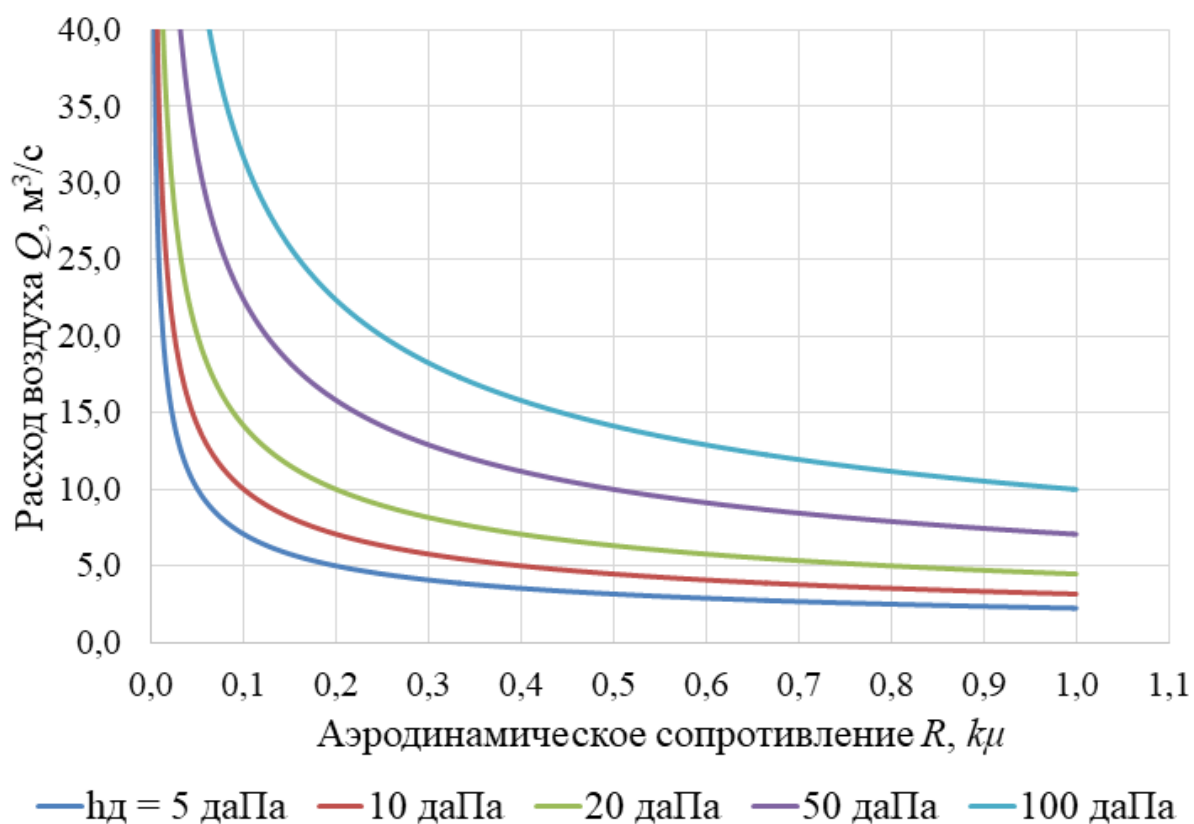
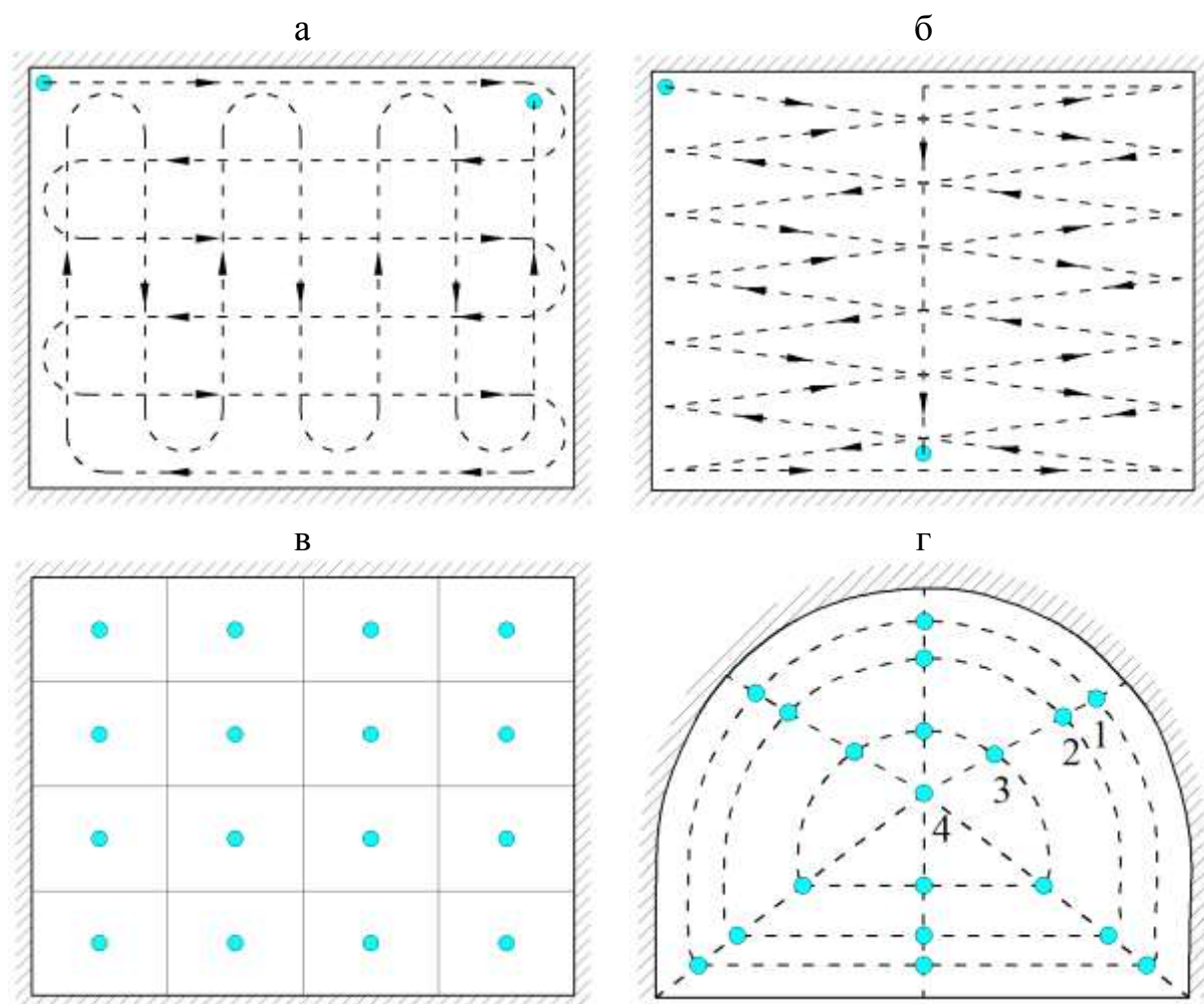


Рисунок 3.3 – Функциональная зависимость $Q(R)$

Из рисунка 3.3 видно, что кривые $Q(R)$ обладают вертикальными и горизонтальными асимптотами, вследствие чего точность расчёта R , к μ , напрямую зависит от корректности замеров указанных параметров. Погрешности могут приводить к существенному завышению, либо занижению R .

Стоит также отметить, что замеры скорости воздуха могут осуществляться посредством равномерного обвода сечения выработки анемометром по горизонтальным и вертикальным линиям (рисунок 3.4 а и 3.4 б), точечным (рисунок 3.4 в) и полярным (рисунок 3.4 г) методами с последующим усреднением полученных значений. Согласно [17] точечный и полярный методы используются при скорости воздуха менее 0,3 м/с, иначе применяется метод обвода сечения. При высоте выработки h до 2,0 м замерщик держит анемометр в руке, свыше 2,0 м – на шесте.



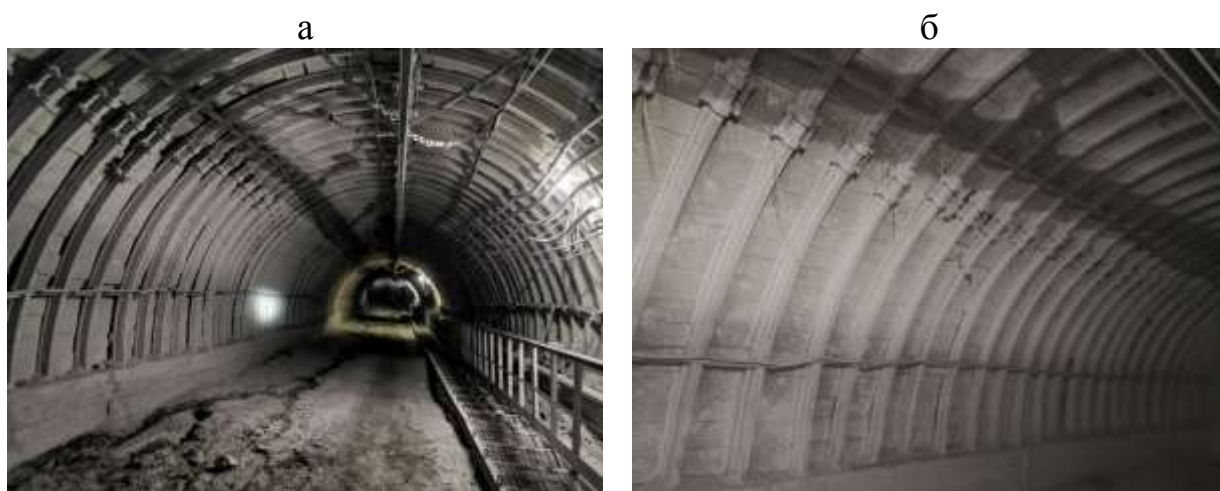
а, б – схемы обвода выработки при замере «в сечении» и «перед собой», соответственно; в, г – точечный и полярный методы, соответственно
Рисунок 3.4 – Схемы замеров скорости воздуха при различных методах

Как уже отмечалось ранее, при больших площадях поперечного сечения горных выработок (более 16 м^2) вследствие большой их высоты h (как показано на рисунке 3.5) существуют определённые сложности замера скорости потока воздуха анемометром. Также в таких выработках на 100-метровых участках между станами, на которых пробрасывают шланг для замера дифференциального давления, депрессия принимает всё меньшее значение и появляются существенные погрешности при её замерах. На рисунках 3.6 и 3.7 приведены фотографии подземных горных выработок шахт Кузнецкого бассейна, закреплённых получившими наибольшее распространение рамной металлической (арочной) и анкерной крепями.



а – первая и б – вторая горные выработки

Рисунок 3.5 – Замер скорости воздуха в подземных горных выработках работниками ВГСЧ МЧС России



а – вид вдоль оси горной выработки; б – вид на бок горной выработки

Рисунок 3.6 – Горная выработка шахты «Полосухинская», закреплённая рамной металлической (арочной) крепью КМП-А3



а – первая и б – вторая горные выработки
 Рисунок 3.7 – Горные выработки шахты «Увальная»,
 закреплённые анкерной крепью

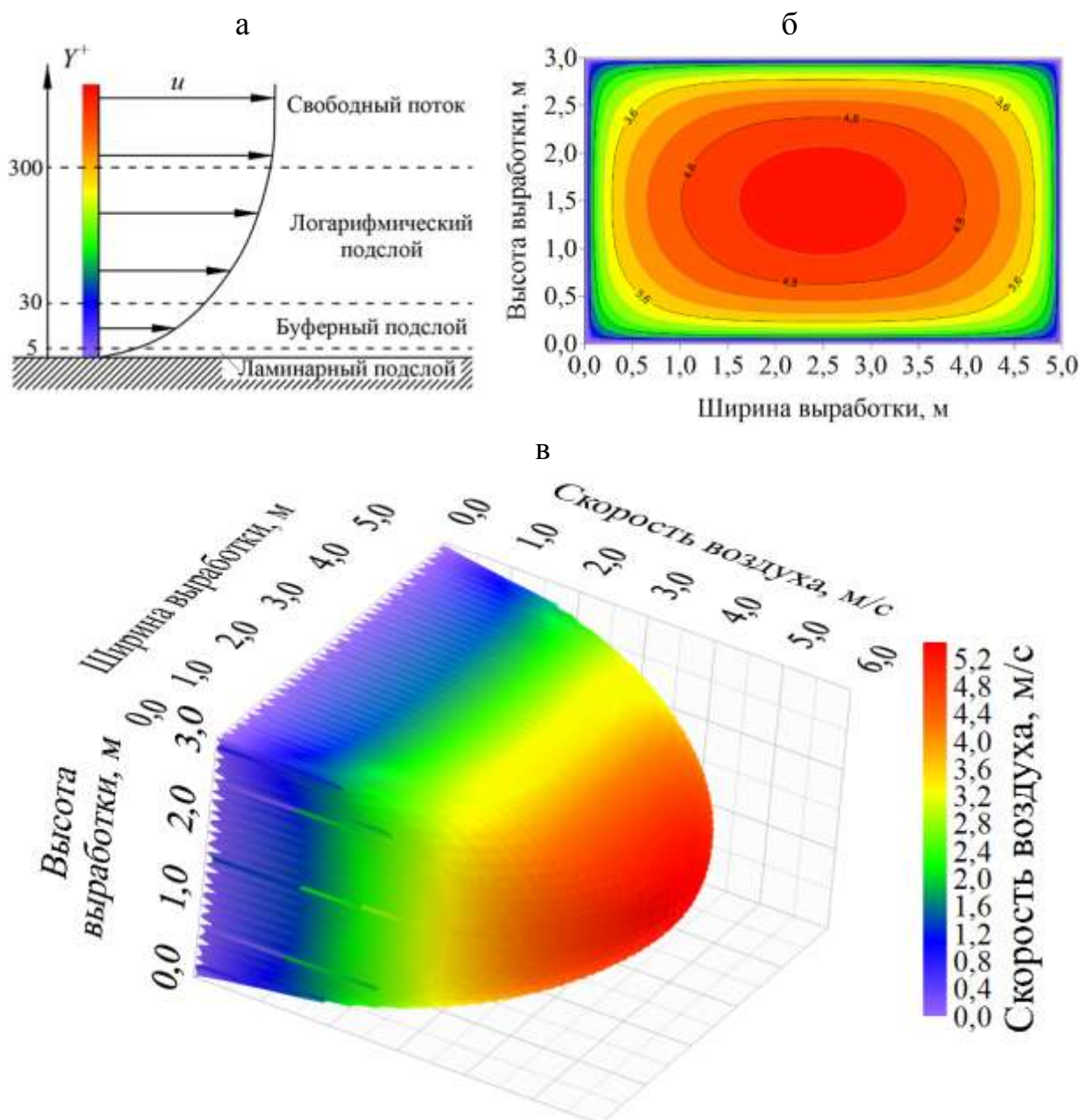
3.2 Описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках

В воздухе, движущемся по горной выработке, действуют силы межмолекулярного сцепления и силы давления, обуславливающие его молекулярную вязкость, нормальные и касательные напряжения.

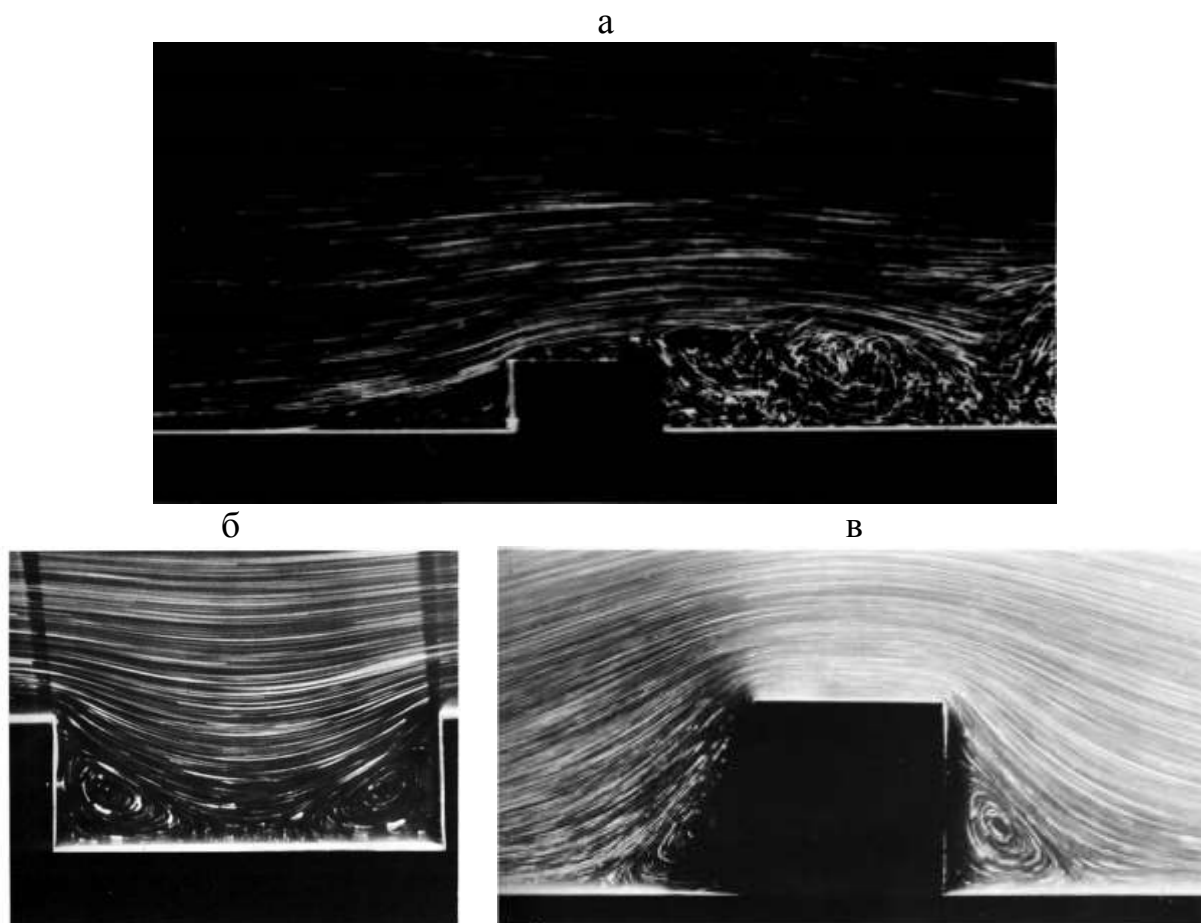
За счёт вязкости воздуха происходит его прилипание к твёрдой поверхности выработки, т. е. непосредственно на ней скорость течения равна нулю. Появляется ламинарный вязкий подслой, т. е. слой, в котором скорость линейно зависит от расстояния до твёрдой стенки (рисунок 3.8). Далее следует буферный подслой, в котором начинается переход к турбулентности, а после следует область развитой турбулентности – логарифмический подслой, где средняя скорость течения u определяется логарифмической зависимостью от расстояния до стенки. После расположена область свободного течения. При этом смежные слои, находящиеся в относительном движении, тормозятся друг об друга при своём перемещении. На границах потоков и внутри них между слоями появляется сила трения, на преодоление которой тратится энергия потока.

Отдельные объёмы воздуха при турбулентном режиме движения набегают на элементы крепи, а также на выступающие из ламинарного вязкого

подслоя «бугры» шероховатости (рисунки 3.9 и 3.10). Поток воздуха, подходя к элементу крепи, оказывает на его лобовую часть динамическое давление и поджимается. За элементом крепи вследствие срыва потока образуются свободная струя и мёртвая зона, заполненная воздухом, находящимся в вихревом движении.

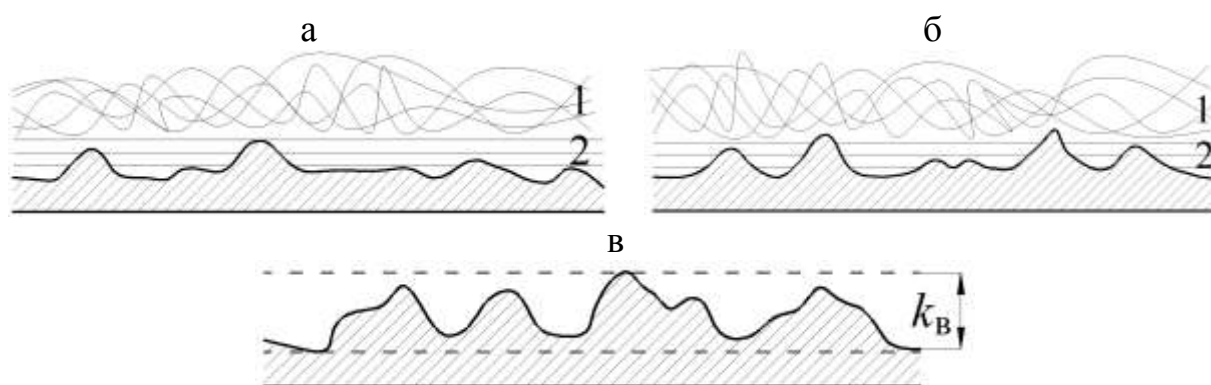


Y^+ – безразмерное расстояние от стенки до ближайшего узла сетки
Рисунок 3.8 – Характерные области потока (а) и профиль скорости воздуха в сечении (б) и объёме (в) подземной горной выработки



а – турбулентный отрыв при обтекании прямоугольного выступа на пластинке; б, в – ползучее течение при обтекании прямоугольной каверны и квадратного выступа на пластинке, соответственно

Рисунок 3.9 – Теневые фотографии обтекания выступов и каверны [43]



а, б – пограничный слой при малом и большом числах Re , соответственно; в – схема, поясняющая физический смысл величины k_B – высота выступов «бугров» шероховатости

1 – турбулентное ядро потока; 2 – ламинарный пограничный слой
Рисунок 3.10 – Выступы шероховатости и ламинарный пограничный слой на стенках подземных горных выработок

При сплошном расположении элементов крепи объём застойных зон минимальный, а по мере увеличения расстояния между ними увеличиваются объём вихревых зон и потери энергии в них. С появлением участка ограниченного потока вихревые зоны получают наибольшее развитие и потери энергии в них, а также силы давления на крепь достигают максимума. При дальнейшем увеличении расстояния между элементами крепи их число и число полностью развитых вихревых зон на единицу выработки уменьшается, а величина сопротивления каждого элемента остаётся постоянной.

Возникающие силы трения и давления на практике учитываются совместно и оцениваются по суммарному эффекту, который условно называется силой трения, а вызываемое ею сопротивление – сопротивлением трения. Для оценки величины сопротивления трения используется коэффициент α .

3.3 Исследование и обоснование значений коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью

В п.2.1.7 «Методика и результаты обработки данных воздушно-депрессионных съёмок шахтных вентиляционных сетей» приведены полученные фактические значения коэффициентов α для широкого диапазона площадей поперечных сечений горных выработок. Для результатов практических замеров выделены значения коэффициентов α в диапазоне сечений S от 10 до 16 м², как наиболее достоверных по условиям, приведённым в подразделе 3.1 «Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях. Замеры аэродинамических параметров». Для данных значений площади сечений в условиях применения анкерной крепи с использованием полученных данных ВДС оценена средняя высота выступов шероховатости k_v (формула Колбрука-Уайта (1.3) и рисунок 1.10). Её значение составило 107 мм.

Значение этого параметра использовано для выполнения расчётов и определения коэффициентов α , соответствующих условиям современных выработок с анкерной крепью и площадью поперечного сечения $S = 10,0-36,0$ м² (при этом высота горной выработки – $h = 2,0-6,0$ м, а её ширина –

$w = 5,0-6,0$ м). Данные конфигурации соответствуют наиболее распространённым вариантам геометрических параметров подземных горных выработок, закреплённых анкерной крепью. Основные размеры и аэродинамические параметры рассматриваемых конфигураций выработок приведены в таблице 3.1. Всего составлен 81 вариант моделей.

Таблица 3.1 – Геометрические и аэродинамические параметры моделей выработок, закреплённых анкерной крепью

№ п/п	h , м	w , м	S , м ²	P , м	u , м/с	D_r , м	$\lg Re$
1	2,0	5,0	10,0	14,0	2,0	2,86	5,58
2		5,5	11,0	15,0		2,93	5,59
3		6,0	12,0	16,0		3,00	5,60
4	2,5	5,0	12,5	15,0	2,0	3,33	5,64
5		5,5	13,8	16,0		3,44	5,66
6		6,0	15,0	17,0		3,53	5,67
7	3,0	5,0	15,0	16,0	2,0	3,75	5,70
8		5,5	16,5	17,0		3,88	5,71
9		6,0	18,0	18,0		4,00	5,72
10	3,5	5,0	17,5	17,0	2,0	4,12	5,74
11		5,5	19,3	18,0		4,28	5,75
12		6,0	21,0	19,0		4,42	5,77
13	4,0	5,0	20,0	18,0	2,0	4,44	5,77
14		5,5	22,0	19,0		4,63	5,79
15		6,0	24,0	20,0		4,80	5,80
16	4,5	5,0	22,5	19,0	2,0	4,74	5,80
17		5,5	24,8	20,0		4,95	5,82
18		6,0	27,0	21,0		5,14	5,83
19	5,0	5,0	25,0	20,0	2,0	5,00	5,82
20		5,5	27,5	21,0		5,24	5,84
21		6,0	30,0	22,0		5,45	5,86
22	5,5	5,0	27,5	21,0	2,0	5,24	5,84
23		5,5	30,3	22,0		5,50	5,86
24		6,0	33,0	23,0		5,74	5,88
25	6,0	5,0	30,0	22,0	2,0	5,45	5,86
26		5,5	33,0	23,0		5,74	5,88
27		6,0	36,0	24,0		6,00	5,90

На рисунке 3.11 приведены графики изменения значений коэффициента α , полученных по данным расчёта (пунктирная линия) и по результатам ВДС. Кроме того, на рисунке 3.11 указаны области вариации ранее известных табличных значений коэффициентов α для выработок с равномерной шерохо-

ватостью по результатам исследований предшественников. Приведены области значений как чистых выработок, так и при сильном загромождении. Здесь следует обратить внимание, что в табличных значениях отсутствует дифференциация по площади сечения выработок, а сами величины коэффициентов α детерминированы, как указано в п.1.2.3 «Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок», для условий, соответствующих $S = 4,0-10,0 \text{ м}^2$. Однако, как видно из данных практических замеров и расчётов, при увеличении S значения коэффициентов α уменьшаются.

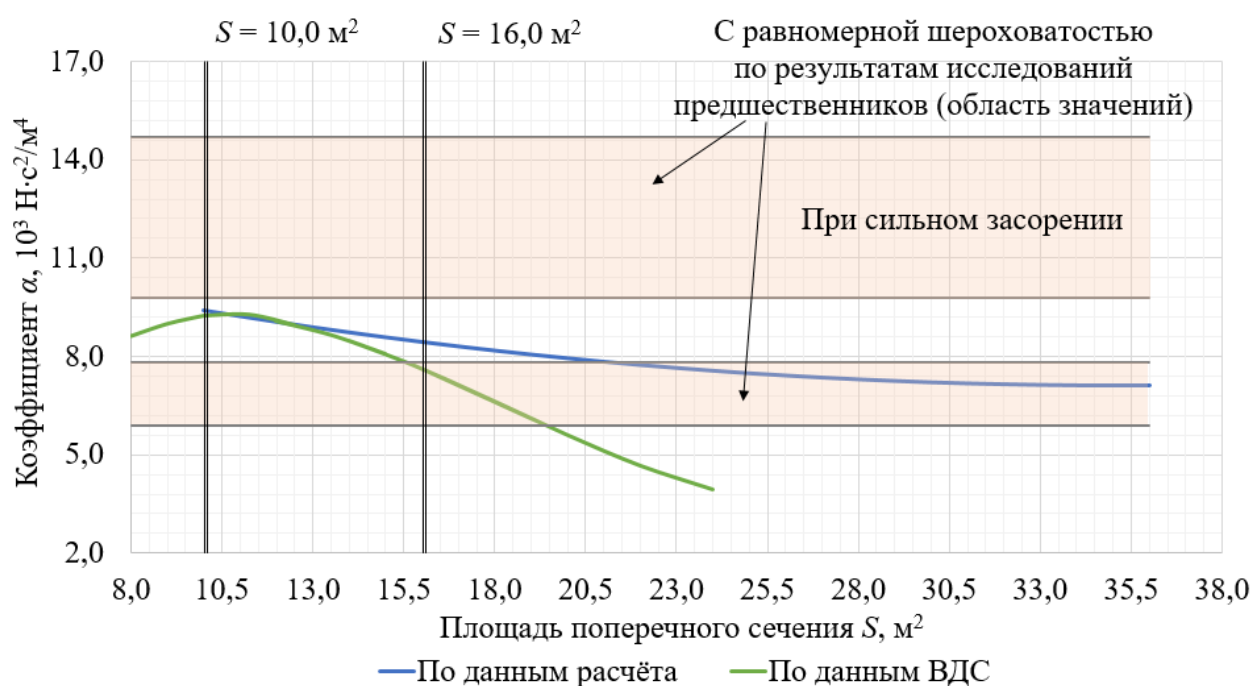


Рисунок 3.11 – Значения коэффициентов α в зависимости от площади поперечного сечения выработок S

На интервале сечений $S = 10,0-36,0 \text{ м}^2$ для рассматриваемых условий получена аппроксимирующая зависимость коэффициента $\alpha(S)$ следующего вида

$$\alpha \cdot 10^3 = 0,00363 \cdot S^2 - 0,2549 \cdot S + 11,58. \quad (3.1)$$

Процент отклонения рассчитанных значений коэффициентов α от значений, полученных в ходе ВДС, на интервале S от 10,0 до 16,0 м^2 (рисунок 3.11) составило до 10,0 % (рисунок 3.12). Рост относительной погрешности с увеличением $S, \text{м}^2$, связан, как отмечалось ранее в п.2.1.6, с появлением трудностей

выполнения замеров аэродинамических параметров горных выработок (рисунок 3.5).

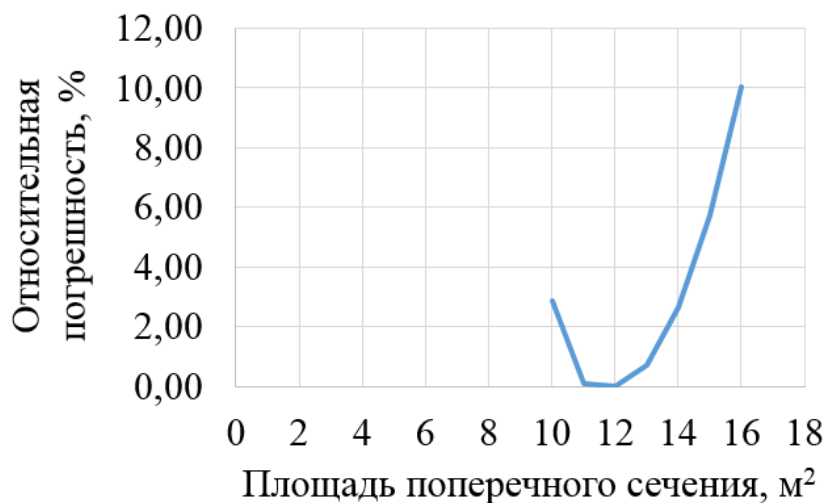


Рисунок 3.12 – Изменение относительной погрешности рассчитанных значений коэффициентов α горных выработок, закреплённых анкерной крепью, в зависимости от площади сечения S

3.4 Исследование и обоснование значений коэффициентов α в условиях применения рамной крепи из спецпрофиля

Изучение и определение значений коэффициентов α выработок в условиях их крепления арками из спецпрофиля выполнено посредством использования численных методов. Созданы соответствующие модели горных выработок. Исследование проведено путём их продувания воздушным потоком. Исходя из действующих государственных стандартов и типового выпускаемого ряда арочных крепей, представленных в источниках [9, 11, 306], рассмотрены и исследованы такие крепи, как КМП-А3, КМП-А4 и КМП-А5 с сечением в свету 8,2-37,7 м². Интервал установки «кругов» крепи принят равным от 0,3 до 1,2 м. В качестве допущения при моделировании принято, что спецпрофиль из которого изготовлена крепь обладает такой шероховатостью, которая полностью покрывается ламинарным пограничным слоем (гидравлически гладкая поверхность), а для межрамного пространства и почвы аналогична стенкам выработки в условиях применения анкерной крепи. Последнее связано с тем, что при креплении выработок выполняется монтаж «кругов» из спецпрофиля, а в проёмы (межрамное пространство) устанавливаются

стяжки, выполненные из сетки, арматуры, фиброволокна и т. п. Граничные условия и применённый математический аппарат приведены в подразделе 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках». Используются модели турбулентности: *K-ε*-модель (модель У.П. Джонсона – Б.Е. Лаундера), SST-модель (модель Ф. Ментера).

3.4.1 Базовая модель выработки, геометрические параметры. Матрица начальных условий

С целью создания и исследования моделей горных выработок, в которых для их поддержания в рабочем состоянии используется арочная крепь, разработана базовая модель (рисунок 3.13).

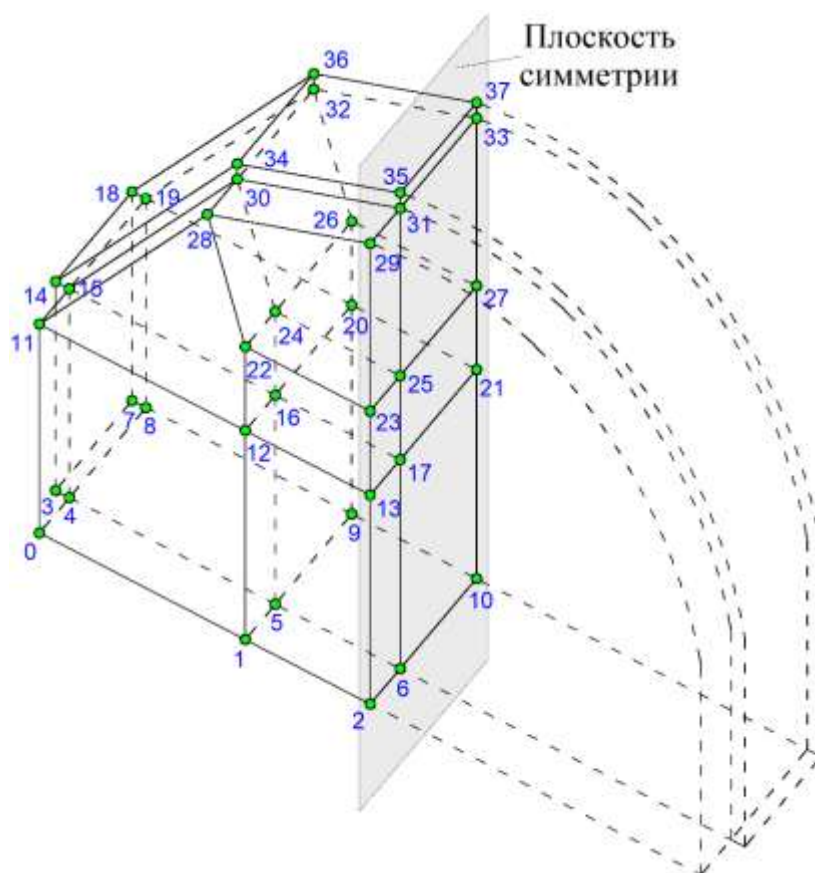


Рисунок 3.13 – Базовая модель для исследования процессов движения воздуха по выработкам [108]

Формирование модели выполнено с использованием суперэлементов, вершины которых пронумерованы числами синего цвета. Всего данных блоков использовано 13 штук. Все они в последствии разбиваются на восьмиузло-

вые элементы – гексаэдры. Длина, ширина и высота суперэлементов определяются на основе горнотехнических данных по конкретной подземной горной выработке с арочной крепью: площадь сечения S , тип СВП, расстояние между «кругами» рам и пр.

С целью сокращения времени, необходимого для выполнения расчётов, посредством повышения качества сетки выполнены некоторые приёмы оптимизации геометрии модели:

- использована особенность модели, заключающаяся в её инвариантности при отражении относительно плоскости, построенной вертикально вдоль центральной оси горной выработки и разбивающей вычислительную область на две зеркально симметричные конгруэнтные половины;
- преобразована форма поперечного сечения профиля (рисунок 3.14) с целью построения регулярной сеточной структуры.

Использованные методы оптимизации не снижают адекватности результатов, т. к. они не имеют значимого влияния на те свойства движущегося потока воздуха, которые исследуются. На рисунке 3.14 приведено поперечное сечение спецпрофиля с вынесенными обозначениями характерных размеров, использованных при составлении моделей (таблица 3.2).

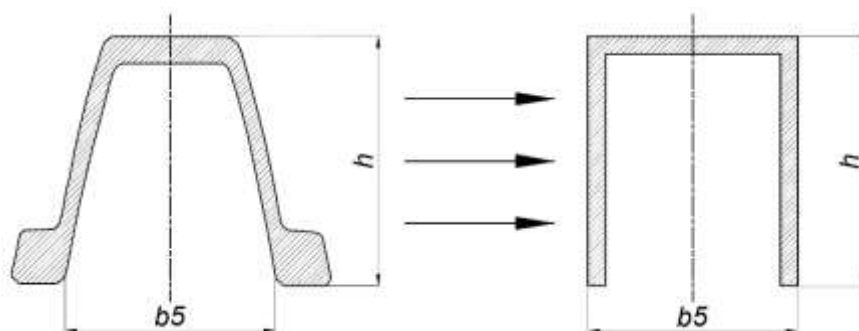


Рисунок 3.14 – Поперечное сечение профиля СВП [9, 11]

Таблица 3.2 – Характеристика балок спецпрофиля [11]

Номер профиля	b , мм	b_1 , мм	b_2 , мм	b_5 , мм	h , мм	d_1 , мм	d_2 , мм
СВП-14	121,0	55,0	46,5	84,4	88,0	5,4	18,0
СВП-17	131,5	60,0	51,0	91,5	94,0	5,7	19,7
СВП-19	136,0	60,0	51,0	94,0	102,0	6,0	20,6
СВП-22	145,5	60,0	51,5	99,5	110,0	6,2	22,5
СВП-27	149,5	59,5	50,6	99,5	123,0	7,1	24,5
СВП-33	166,0	66,0	56,0	110,0	137,0	7,9	27,5

В таблице 3.3 указаны значения некоторых из использованных параметров при построении стека моделей подземных горных выработок для исследования и задания начальных условий.

Таблица 3.3 – Значения некоторых из параметров, использованных при создании моделей выработок с арочной крепью

№ п/п	Тип крепи	Профиль	h , мм	w , мм	S , м ²	P , м	u , м/с	D_r , м	$lgRe$
1	КМП-А3	СВП-17	2800	3270	8,20	10,89	1,0	3,01	5,30
2			3040	3570	9,70	11,81		3,29	5,34
3		СВП-22	3130	4180	11,20	12,80		3,50	5,37
4		СВП-27	3540	4750	14,40	14,53		3,96	5,42
5		СВП-33	3620	5190	16,00	15,44		4,15	5,44
6		СВП-33	4250	5430	19,80	16,98		4,66	5,49
7		СВП-27	4740	5050	21,00	17,33		4,85	5,51
8		СВП-33							
9		СВП-27	5000	5550	24,50	18,75		5,23	5,54
10		СВП-33							
11		СВП-27	5000	6000	26,90	19,71		5,46	5,56
12		СВП-33							
13		СВП-27	5300	6470	29,90	20,79		5,75	5,58
14		СВП-33							
15	КМП-А4	СВП-22	3160	4200	11,50	12,96	1,0	3,55	5,37
16		СВП-27	3230	4470	12,30	13,47		3,65	5,38
17		СВП-27	3360	4700	13,40	14,08		3,81	5,40
18		СВП-27	3540	4810	14,60	14,66		3,98	5,42
19		СВП-33	3680	5170	16,10	14,48		4,45	5,44
20		СВП-33	3950	5680	18,90	16,80		4,50	5,48
21		СВП-27	4430	5110	20,50	17,22		4,76	5,50
22		СВП-33							
23		СВП-27	4710	5440	23,20	18,28		5,08	5,53
24		СВП-33							
25		СВП-27	5180	5980	28,10	20,13		5,58	5,57
26		СВП-33							
27		СВП-27	5630	6500	33,10	21,84		6,06	5,60
28		СВП-33							
29		СВП-27	6000	6930	37,70	23,30		6,47	5,63
30		СВП-33							
31	КМП-А5	СВП-22	3690	4180	13,20	13,81	1,0	3,82	5,42
32		СВП-22	3830	4180	13,90	14,13		3,94	5,43
33		СВП-22	4130	4180	15,50	14,13		4,39	5,45
34		СВП-27	3990	4750	16,00	15,25		4,20	5,47
35		СВП-27	4190	4750	17,00	15,67		4,34	5,48
36		СВП-27	4490	4750	18,70	16,38		4,57	5,49
37		СВП-33	4020	5190	17,30	15,94		4,34	5,49
38		СВП-33	4220	5190	18,50	16,40		4,51	5,50
39		СВП-33	4520	5190	20,20	17,06		4,74	5,51

Окончание таблицы 3.3

40		СВП-27	4800	4900	20,80	17,24		4,83	5,51
41		СВП-33							
42		СВП-27	5250	5420	25,30	19,02		5,32	5,56
43		СВП-33							
44		СВП-27	5360	5550	25,70	19,18		5,36	5,56
45		СВП-33							
46		СВП-27	5500	6000	28,80	20,32		5,67	5,59
47		СВП-33							

Примечание. h , w – высота и ширина выработки в свету, мм; S , P – площадь сечения и периметр выработки, соответственно, м^2 и м; u – средняя скорость потока воздуха, м/с; D_r – гидравлический диаметр выработки, м; $\lg Re$ – десятичный логарифм числа Рейнольдса

Отклонение мгновенной скорости течения от её средней величины ($u = 1$ м/с) принято равным 5 % (пульсационная составляющая). Рассматриваемый диапазон чисел Рейнольдса $\lg Re - 5,30-5,63$. Таким образом, моделируется полностью развитый турбулентный поток.

3.4.2 Обоснование протяжённости моделируемой выработки

При движении потока воздуха в прямолинейных воздуховодах различают начальный участок течения и участок стабилизированного течения [146]. Вязкий пограничный слой постепенно нарастает от входного участка. В конечном итоге он вырастает настолько, что полностью заполняет воздуховод (при условии, что он достаточно протяжённый). Когда это происходит, поток воздуха полностью стабилизируется и профиль скорости в осевом направлении перестаёт изменяться (рисунок 3.15). Для фундаментальных уравнений аэрогазодинамики на стабилизированном участке потока воздуха существуют аналитические решения.

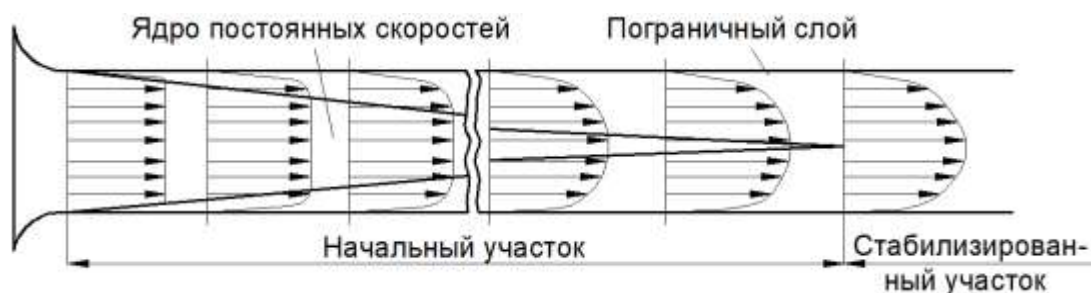
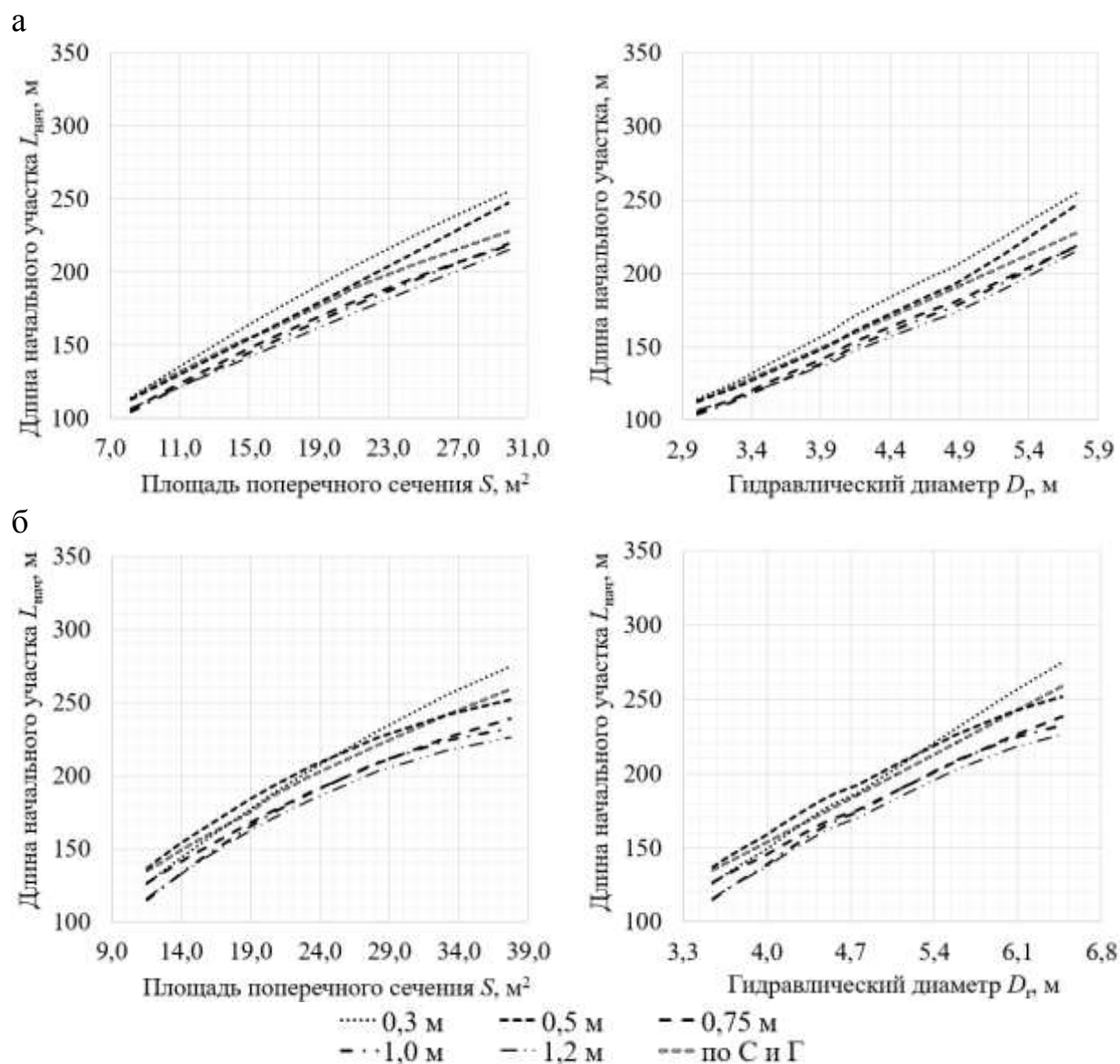


Рисунок 3.15 – Схема распределения скоростей по сечению выработки при нарастании ламинарного пограничного слоя [146]

С целью оценки протяжённости начального участка $L_{\text{нач}}$, м, для рассматриваемых типов крепей выполнена серия тестовых расчётов (рисунок 3.16). Выполнено сравнение полученных результатов с протяжённостью $L_{\text{нач}}$, определённой по аналитической формуле Солодкина и Гиневского (2.38).

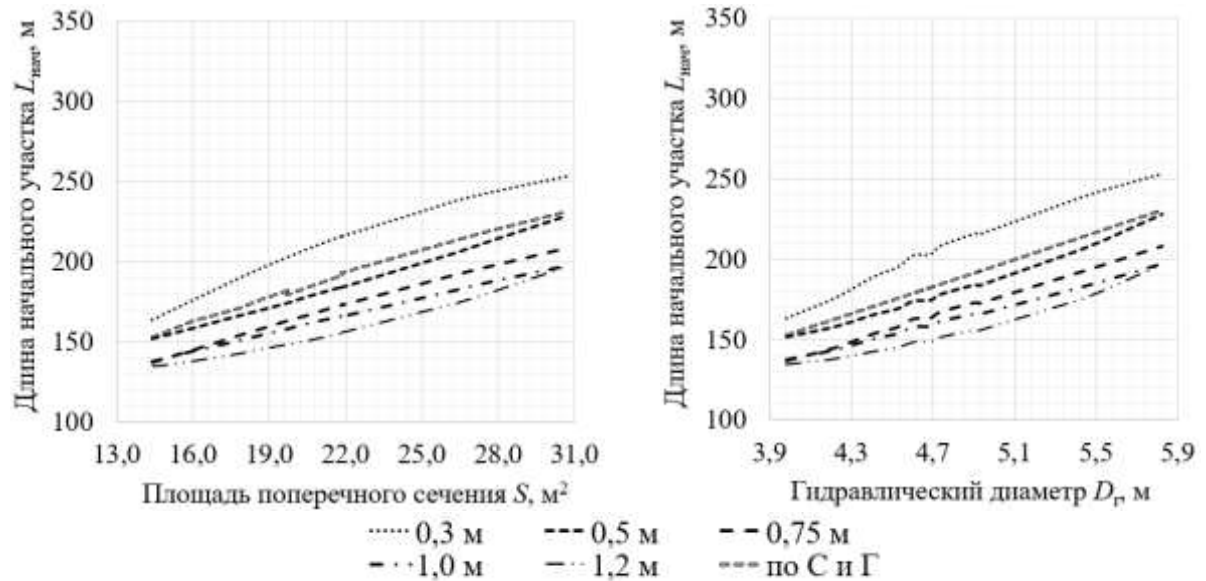


а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.16 – Зависимость длины начального участка $L_{\text{нач}}$ от сечения, гидравлического диаметра и шага установки элементов крепи (начало)

Как видно из графиков, приведённых на рисунке 3.16, рассчитанные значения $L_{\text{нач}}$ сопоставимы с аналитическим решением по формуле Солодкина и Гиневского. Небольшие различия обусловлены наличием межрамных полостей и сжатием/расширением потока на этих участках.

В



а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5

Рисунок 3.16 – Зависимость длины начального участка $L_{нач}$ от сечения, гидравлического диаметра и шага установки элементов крепи (окончание)

Исходя из анализа приведённых графиков, установлен диапазон значений длин начальных участков моделей выработок, на протяжении которых происходит нарастание вязкого пограничного слоя. Для крепей КМП-А3 он составляет 104-255 м, КМП-А4 – 115-275 м, КМП-А5 – 137-253 м. Исходя из этого, для исследования принята протяжённость моделей горных выработок, равная 300 м.

3.4.3 Программное обеспечение для автоматизированного формирования моделей выработок. Создание стека моделей

Рамная крепь обладает характерной конструктивной особенностью, заключающейся в повторяемости её элементов (так называемых «кругов»). На основании этого предложен подход автоматизированного построения сеточной области посредством применения итерационных алгоритмов. В рамках данной концепции разработано программное обеспечение «СВП-профиль», для чего использованы следующие инструментальные средства: C++ (gcc/g++), Vim (notepadqq). Данная программа обеспечивает автоматизированный процесс формирования моделей для выполнения численного расчёта с возможностью задания произвольной протяжённости выработок и вариации

начальных и граничных условий. На рисунке 3.17 приведена функциональная схема созданного программного обеспечения. В редактируемых файлах вводятся следующие данные:

- файл 1 (blocks.dat) – указание схем компоновки суперэлементов и глубины их декомпозиции для первого «круга» установки элементов крепи и межрамного пространства до второго;
- файл 2 (initials.dat) – ввод данных по геометрическим параметрам выработки (длина, ширина, высота, площадь сечения и т. д.), номера спецпрофиля, шага установки элементов крепи, опорной точки (начало отсчёта);
- файл 3 (splines.dat) – ввод данных по координатам сплайнов для формирования арочного свода;
- файлы 4-6 (boundaries.dat, profile.dat, banner.dat) – служебные данные с возможностью редактирования, связанные с граничными условиями, характеристиками спецпрофиля и информационной частью формируемого файла для построения сеточной модели.

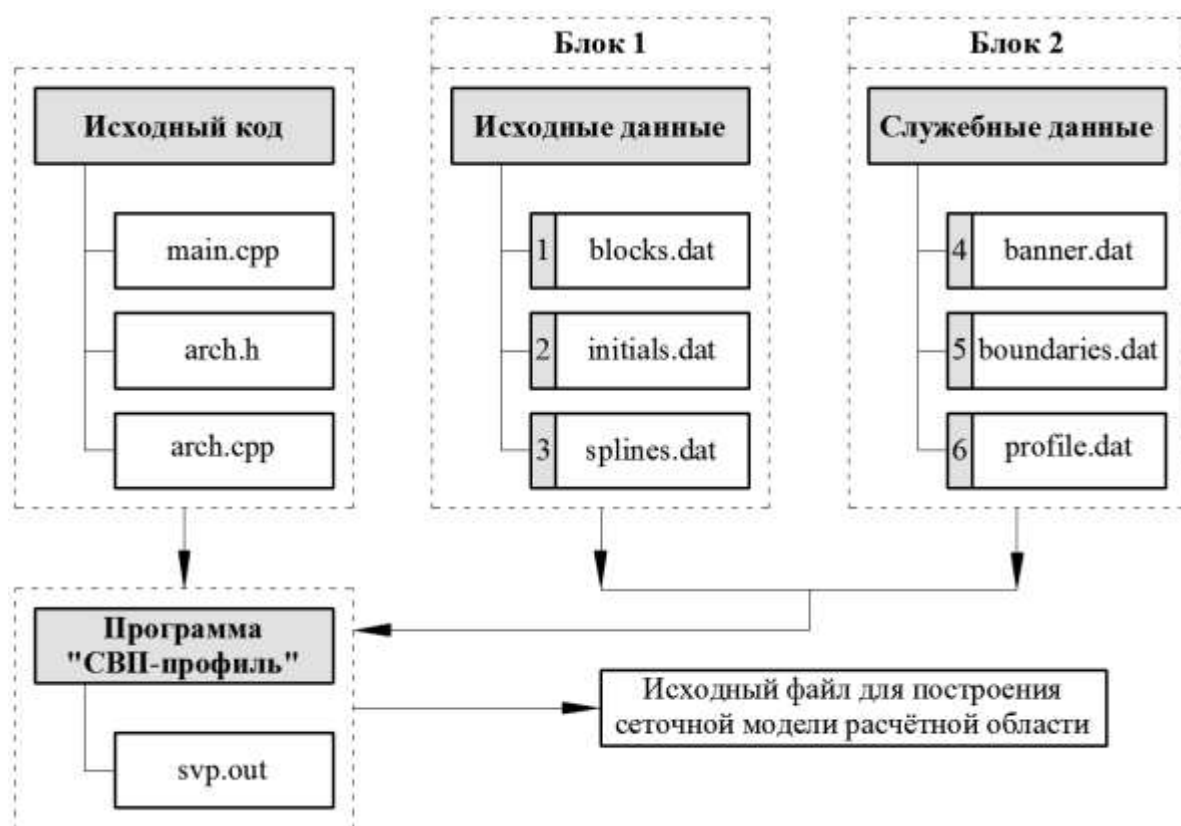
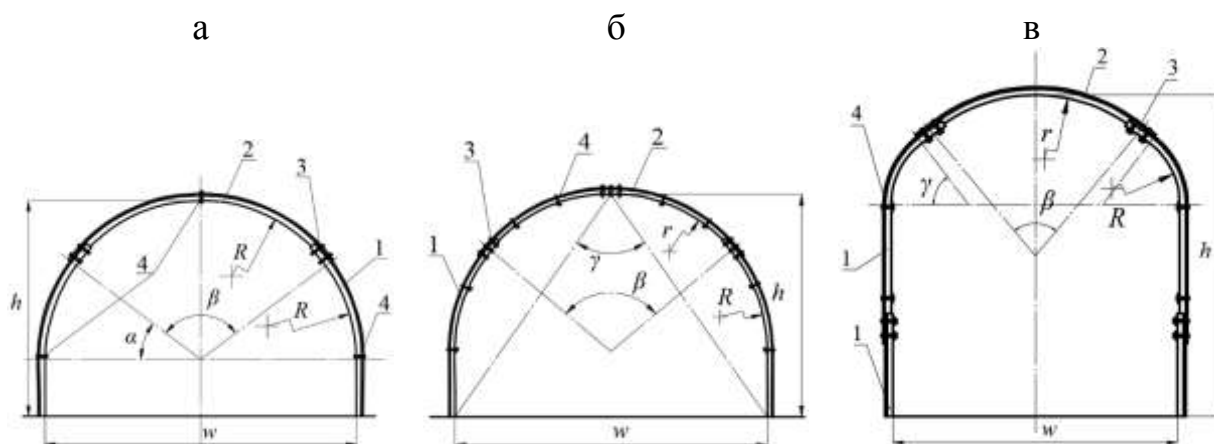


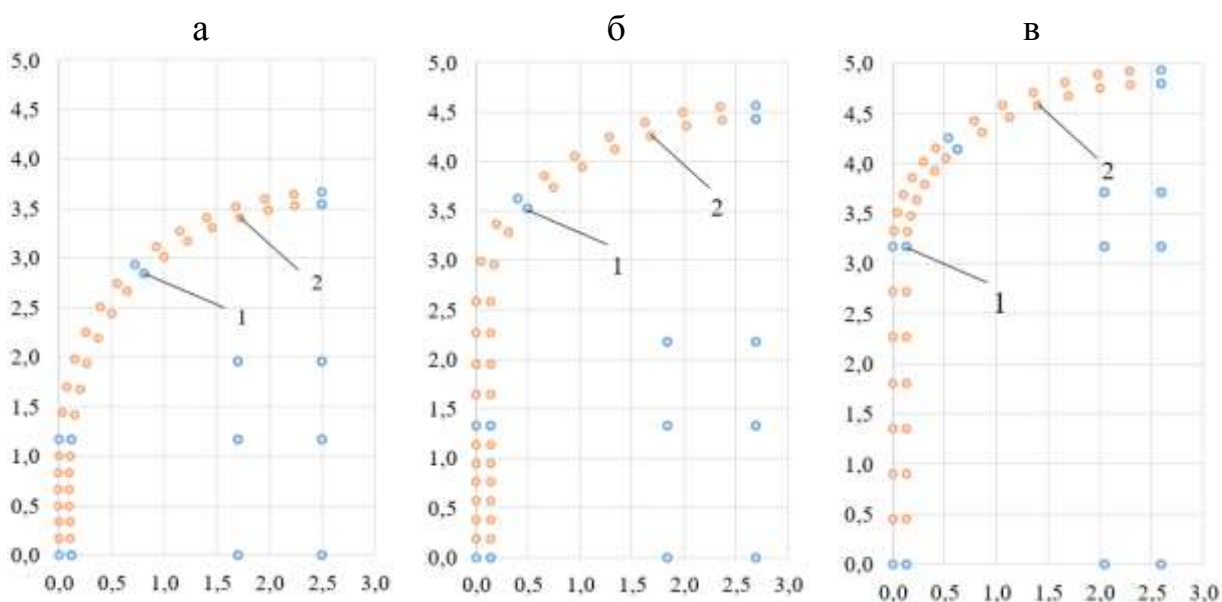
Рисунок 3.17 – Программа «СВП-профиль»
для автоматизации процесса формирования моделей

Пакет «СВП-профиль» позволил построить модели подземных горных выработок в условиях поддержания их горными крепями типа КМП-А в трёх-, четырёх- и пятизвенном исполнении (рисунки 3.18 и 3.19). Последняя основана на трёхзвенной крепи КМП-А3 и имеет дополнительные прямолинейные звенья, удлиняющие стойки, по одной на каждую сторону. Шаг установки элементов крепи $l_{кр}$ принят равным 0,30; 0,50; 0,75; 1,00 и 1,20 м (рисунок 3.20).



а – КМП-А3; б – КМП-А4; в – КМП-А5; 1 – стойки; 2 – верхние сегменты; 3 – замок; 4 – стяжки; h , w – высота и ширина выработки в свету, мм; R , r – радиусы кривизны; α , β , γ – углы, размещения элементов

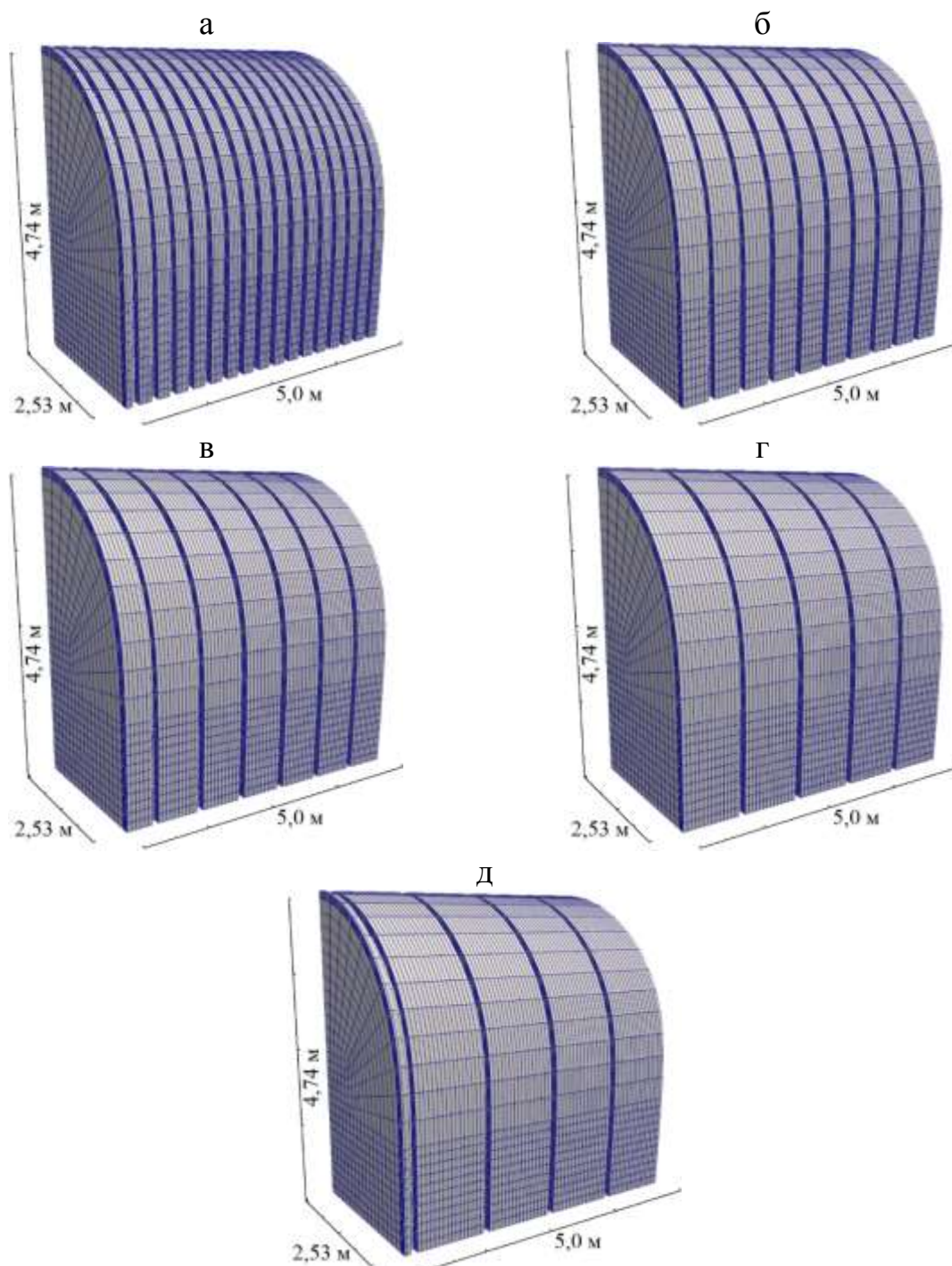
Рисунок 3.18 – Варианты изготавливаемых крепей [306]



Ось абсцисс (x) – ширина выработки, м; ось аппликат (z) – высота выработки
1 – узлы базовых блочных суперэлементов (синий цвет); 2 – дополнительные узлы для сплайнов (оранжевый цвет)

а – КМП-А3 (СВП-27, $S = 14,4 \text{ м}^2$); б – КМП-А4 (СВП-33, $S = 20,5 \text{ м}^2$);
в – КМП-А5 (СВП-33, $S = 21,8 \text{ м}^2$)

Рисунок 3.19 – Пример расположения узлов в плоскости x - z при построении моделей (длина выработки – вдоль оси y)



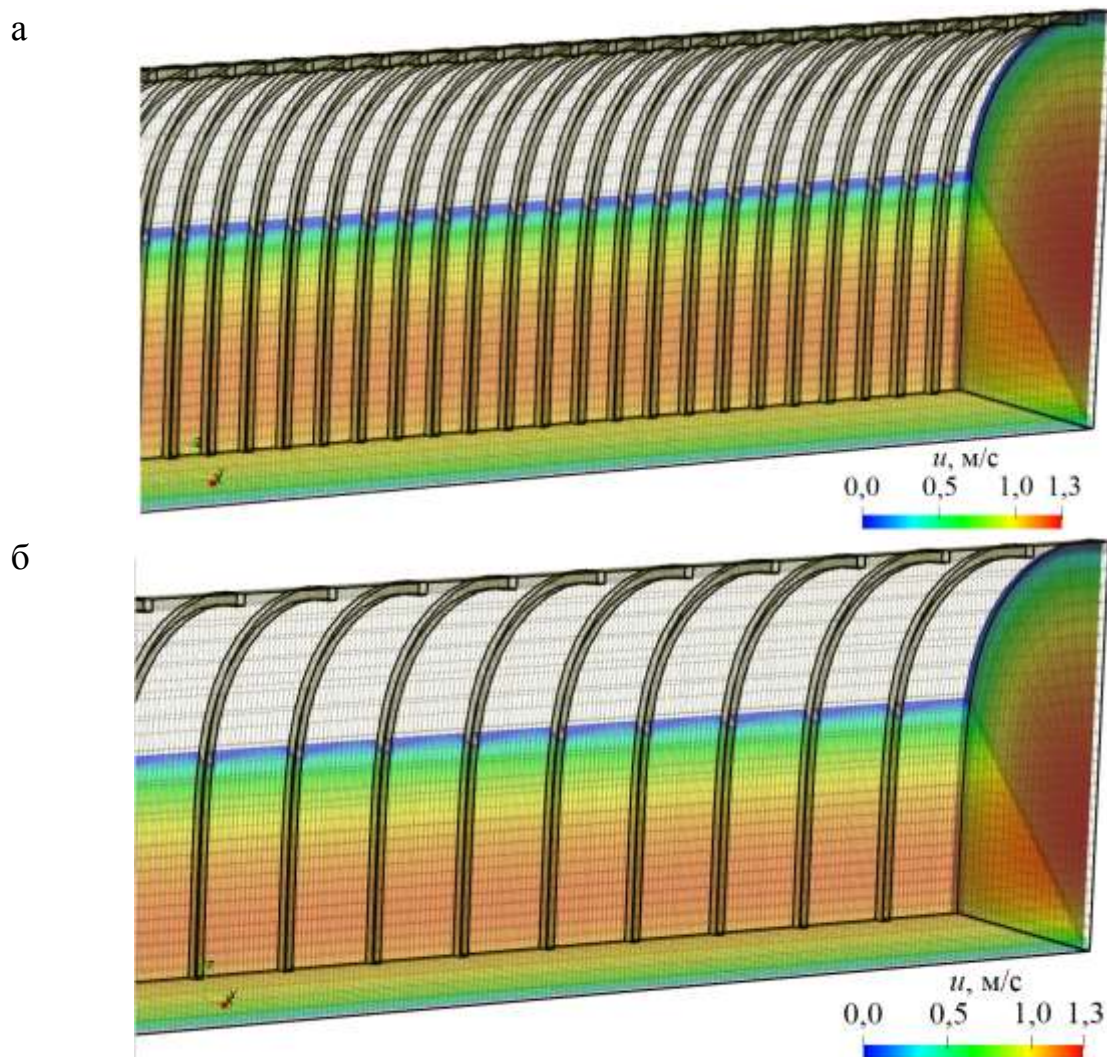
Шаг $l_{кр}$: а – 0,3 м; б – 0,5 м; в – 0,75 м; г – 1,0 м; д – 1,2 м

Рисунок 3.20 – Фрагмент расчётной области для условий горных выработок: трёхзвенная КМП-А, площадь сечения $S = 21,0 \text{ м}^2$, профиль СВП-27

С использованием данных, приведённых в таблице 3.3, и пакета «СВП-профиль» построено 235 моделей. В условиях принятой протяжённости модели (длина выработки), равной 300 м, число восьмиузловых элементов (гексаэдров), на которые разбивались суперэлементы, варьировалось в интервале значений от 1,0 до 5,3 млн. шт. Реализована автоматизация консольных операций с использованием bash-скриптов.

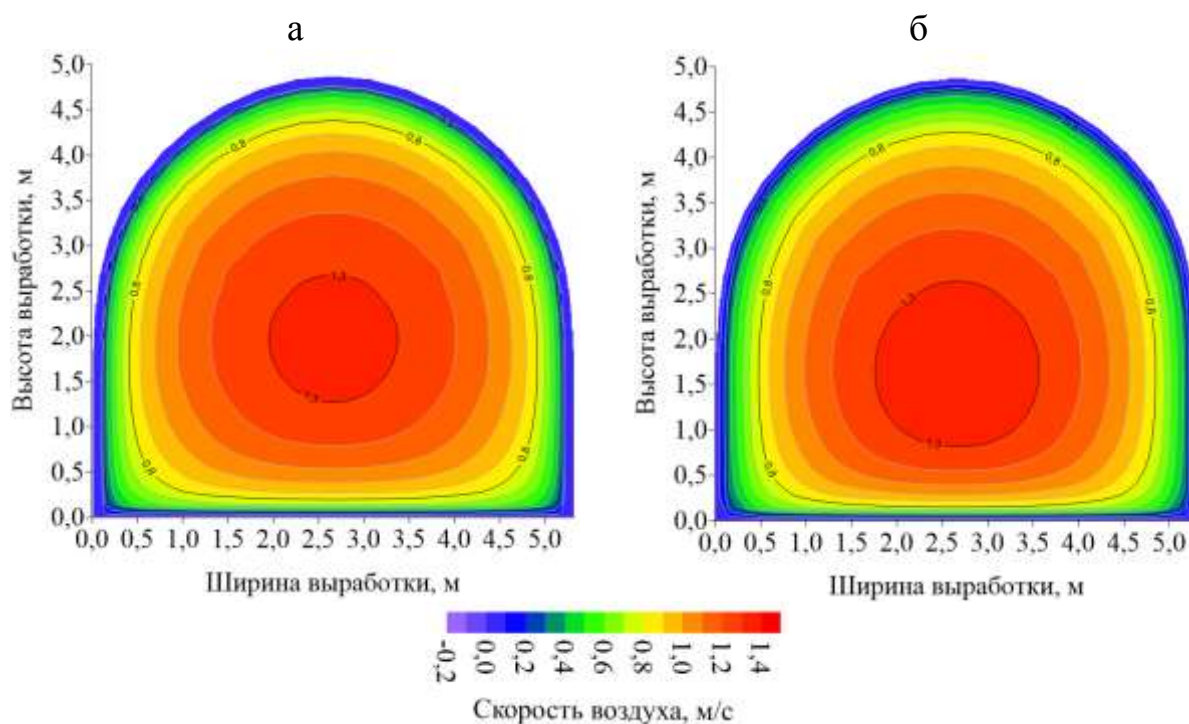
3.4.4 Обработка и обобщение полученных результатов моделирования

Проведено численное моделирование аэродинамических процессов в выработках с оборудованной в ней рамной крепью. Принято, что температура и плотность воздуха являются постоянными и равны, соответственно, $T = 293$ К и $\rho = 1,20$ кг/м³. Сегменты расчётной области с визуализацией векторного поля скоростей потока в выработках с $S = 21,0$ м² и шагами между рамами 0,5 м и 1,2 м приведены на рисунке 3.21. На рисунке 3.22 изображён полученный профиль скорости потока в сечении на стабилизированном участке в условиях сформировавшегося вязкого пограничного слоя (рисунок 3.23). Как видно из рисунка 3.22, изолинии абсолютных значений скорости потока воздуха вытягиваются в сторону почвы выработки.



Шаг $l_{кр}$: а – 0,5 м; б – 1,2 м

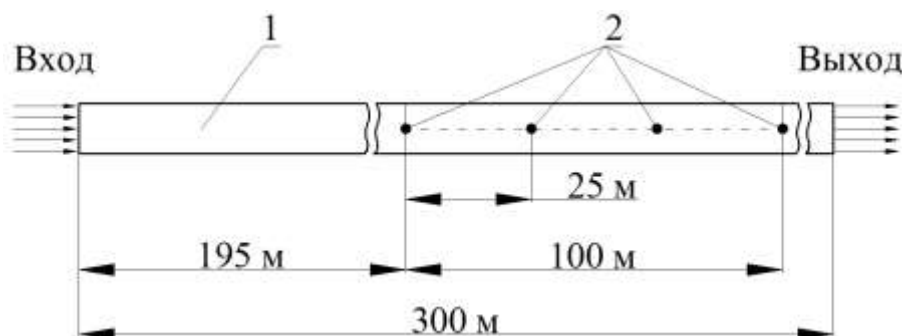
Рисунок 3.21 – Изолинии скорости потока в выработке для условий: трёхзвенная КМП-А, площадь сечения $S = 21,0$ м², профиль СВП-33



Шаг $l_{кр}$: а – 0,5 м; б – 1,2 м

Рисунок 3.22 – Профиль скорости потока воздуха в сечении выработки для условий: трёхзвенная КМП-А, площадь $S = 21,0 \text{ м}^2$, профиль СВП-33

Выполнено определение значений давления p , Па, из полученных результатов моделирования. Рассмотрен участок модели протяжённостью 100 м (рисунок 3.23) в зоне сформировавшегося ламинарного пограничного слоя (195-295 м). Расчёт значений коэффициентов α произведён с применением математических формул (1.1) пункта 1.2.3 «Анализ результатов исследований аэродинамических сопротивлений трения горных выработок» и (2.43) подраздела 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках».



1 – участок формирования пограничного слоя; 2 – участки получения данных

Рисунок 3.23 – Схема размещения участка для получения аэродинамических параметров потока воздуха

Определённые значения коэффициентов α для подземных горных выработок с арочной крепью с учётом их ранжирования по номеру спецпрофиля приведены в таблице 3.4, а на рисунке 3.24 и в таблице 3.5 приведены соответствующие аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$, полученные исходя из гипотезы об их полиномиальном виде. Приведённые значения соотносятся со следующими условиями:

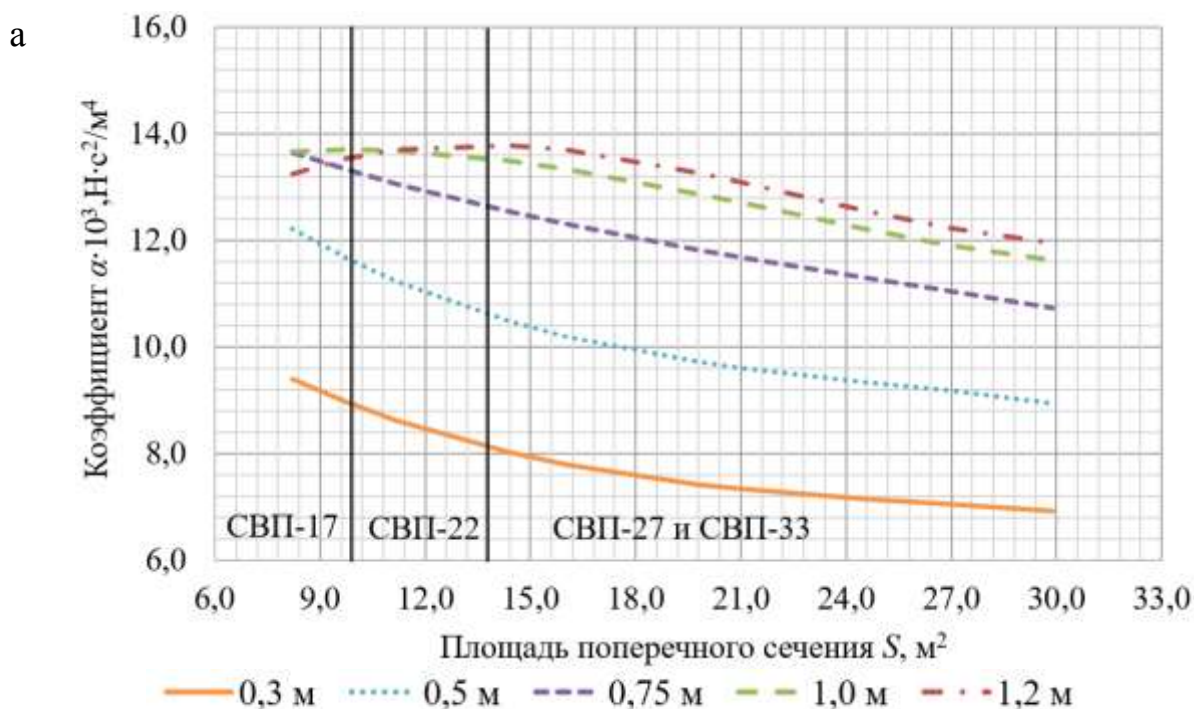
- прямолинейный участок горной выработки с арочной крепью;
- выработка чистая (не захламлена оборудованием, материалами и пр.);
- смещение рам относительно центральной оси выработки отсутствует;
- площадь поперечного сечения S от 8,2 до 37,7 м²;
- рамы крепи установлены равномерно с шагом $l_{кр} = 0,3-1,2$ м.

Таблица 3.4 – Значения коэффициентов α выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью

№ п/п	Тип профиля	Площадь сечения S , м ²	Значения коэффициента $\alpha \cdot 10^3$, Н·с ² /м ⁴ , при шаге установке элементов крепи $l_{кр}$, м				
			0,30	0,50	0,75	1,00	1,20
КМП-А3							
1	СВП-17	8,20	9,22	12,08	13,58	13,74	13,45
2		9,70	9,24	11,92	13,40	13,51	13,21
3	СВП-22	11,20	8,62	11,17	13,11	13,78	13,75
4	СВП-27	14,40	8,13	10,54	12,60	13,58	13,77
5	СВП-33	16,00	7,58	10,02	12,18	13,32	13,87
6		19,80	7,26	9,61	11,70	12,77	13,29
7	СВП-27	21,00	7,59	9,82	11,79	12,66	12,82
8	СВП-33	21,00	7,21	9,56	11,76	12,80	13,30
9	СВП-27	24,50	7,35	9,47	11,33	12,16	12,32
10	СВП-33	24,50	6,99	9,22	11,30	12,29	12,78
11	СВП-27	26,90	7,21	9,27	11,04	11,85	12,02
12	СВП-33	26,90	6,87	9,02	11,01	11,98	12,46
13	СВП-27	29,90	7,06	9,06	10,75	11,56	11,74
14	СВП-33	29,90	6,72	8,82	10,73	11,69	12,18
КМП-А4							
15	СВП-22	11,50	8,63	11,16	13,09	13,72	13,69
16	СВП-27	12,30	8,47	10,99	13,13	14,10	14,28
17	СВП-27	13,40	8,25	10,71	12,78	13,78	13,97
18	СВП-27	14,60	8,13	10,52	12,57	13,51	13,70
19	СВП-33	16,10	7,53	9,98	12,14	13,28	13,84
20	СВП-33	18,90	7,34	9,69	11,73	12,83	13,37
21	СВП-27	20,50	7,64	9,84	11,82	12,67	12,84
22	СВП-33	20,50	7,26	9,58	11,79	12,80	13,30
23	СВП-27	23,20	7,45	9,60	11,50	12,34	12,52

Окончание таблицы 3.4

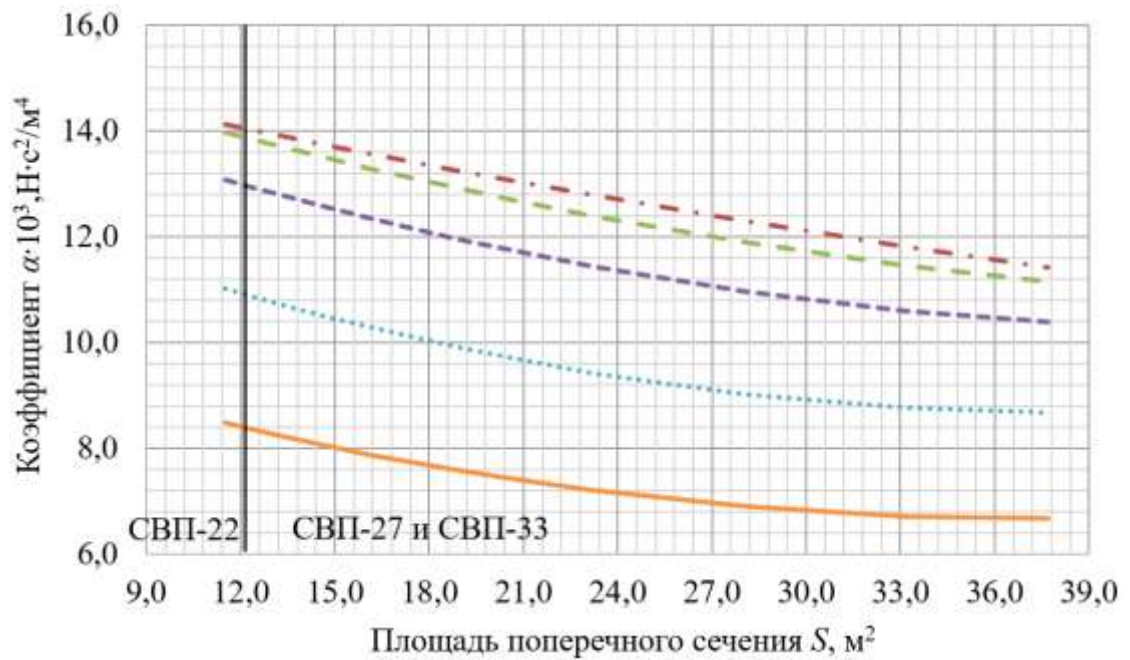
24	СВП-33	23,20	7,09	9,35	11,46	12,47	12,97
25	СВП-27	28,10	7,21	9,23	11,04	11,84	12,01
26	СВП-33	28,10	6,86	9,00	11,01	11,96	12,43
27	СВП-27	33,10	7,00	8,92	10,66	11,43	11,59
28	СВП-33	33,10	6,65	8,72	10,63	11,54	11,99
29	СВП-27	37,70	6,83	8,70	10,39	11,13	11,30
30	СВП-33	37,70	6,50	8,50	10,36	11,24	11,69
КМП-А5							
31	СВП-22	14,40	7,92	10,35	12,43	13,19	13,19
32	СВП-22	14,90	7,84	10,28	12,33	13,09	13,10
33	СВП-22	16,00	7,76	10,19	12,19	12,92	12,93
34	СВП-27	17,80	7,54	9,87	12,09	13,17	13,38
35	СВП-27	18,60	7,46	9,79	11,97	13,06	13,26
36	СВП-27	19,80	7,35	9,68	11,82	12,91	13,13
37	СВП-33	19,70	6,98	9,28	11,67	13,02	13,56
38	СВП-33	20,60	6,92	9,21	11,57	12,92	13,48
39	СВП-33	21,90	6,86	9,16	11,44	12,71	13,28
40	СВП-27	21,80	7,25	9,53	11,62	12,67	12,89
41	СВП-33	21,80	6,87	9,30	11,54	12,82	13,41
42	СВП-27	26,40	6,96	9,12	11,11	12,13	12,35
43	СВП-33	26,40	6,61	8,87	11,05	12,31	12,88
44	СВП-27	27,60	6,93	9,06	11,02	12,02	12,24
45	СВП-33	27,60	6,58	8,82	10,94	12,17	12,73
46	СВП-27	30,70	6,81	8,85	10,74	11,71	11,91
47	СВП-33	30,70	6,46	8,60	10,67	11,85	12,38



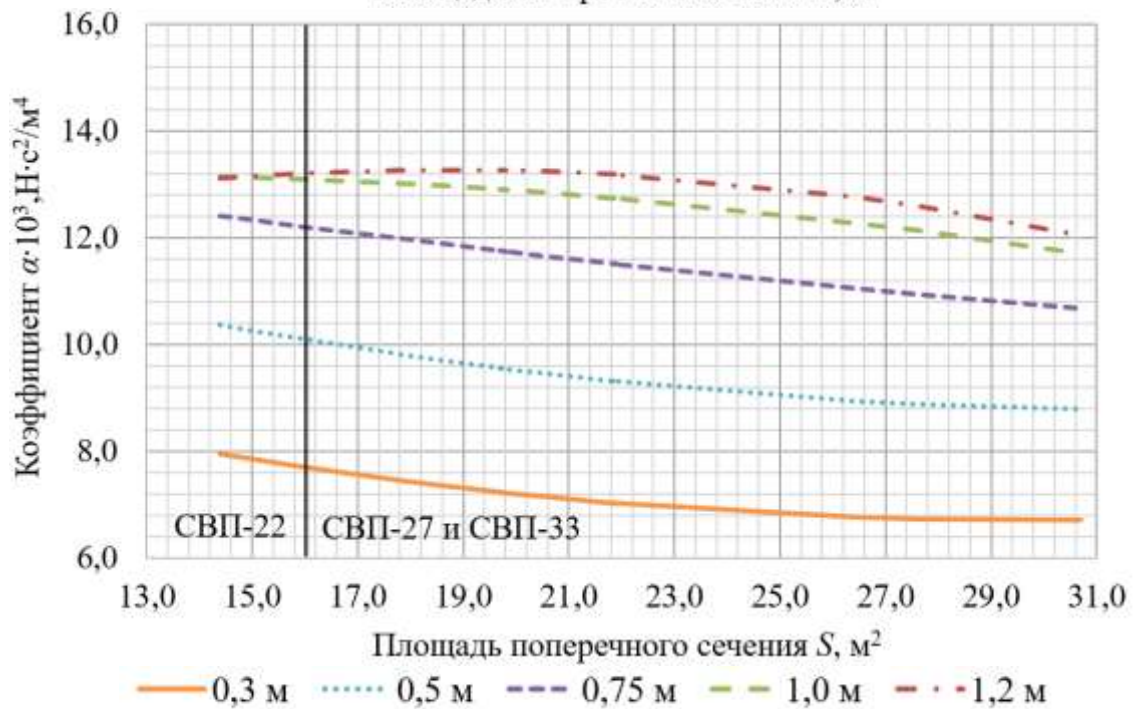
Крепь КПА-А: а – трёх-; б – четырёх-; в – пятизвенная

Рисунок 3.24 – Взаимосвязь коэффициента α и площади сечения S для горных выработок в условия применения арочной крепи (начало)

б



в



Крепёж КПМ-А: а – трёх-; б – четырёх-; в – пятизвенная

Рисунок 3.24 – Взаимосвязь коэффициента α и площади сечения S для горных выработок в условия применения арочной крепи (окончание)

Таблица 3.5 – Полученные аппроксимирующие уравнения для оценки значений коэффициента α

№ п/п	Тип крепи	Расстояние между рамами, м	Зависимость $\alpha(S)$
1	КМП-А3	0,30	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0054 \cdot S^2 - 0,3147 \cdot S + 11,515$
		0,50	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0062 \cdot S^2 - 0,3775 \cdot S + 14,752$
		0,75	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0021 \cdot S^2 - 0,2127 \cdot S + 15,202$
		1,00	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0023 \cdot S^2 - 0,0148 \cdot S + 14,075$
		1,20	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0058 \cdot S^2 + 0,1425 \cdot S + 12,712$

Окончание таблицы 3.5

2	КМП-А4	0,30	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0028 \cdot S^2 - 0,2063 \cdot S + 10,478$
		0,50	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0032 \cdot S^2 - 0,2471 \cdot S + 13,436$
		0,75	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0026 \cdot S^2 - 0,2304 \cdot S + 15,387$
		1,00	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0019 \cdot S^2 - 0,2013 \cdot S + 16,045$
		1,20	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0008 \cdot S^2 - 0,1424 \cdot S + 15,66$
3	КМП-А5	0,30	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0055 \cdot S^2 - 0,3242 \cdot S + 11,485$
		0,50	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0051 \cdot S^2 - 0,3273 \cdot S + 14,028$
		0,75	$\alpha \cdot 10^3 = 0,0016 \cdot S^2 - 0,1787 \cdot S + 14,659$
		1,00	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0039 \cdot S^2 + 0,0868 \cdot S + 12,714$
		1,20	$\alpha \cdot 10^3 = -0,0085 \cdot S^2 + 0,3171 \cdot S + 10,319$

На рисунках 3.25-3.27 приведены полученные графики зависимости коэффициента α от шага установки элементов крепи для разных сечений и типов спецпрофиля, соответственно, для КМП-А3, КМП-А4, КМП-А5 (по данным, приведённым в таблице 3.3).

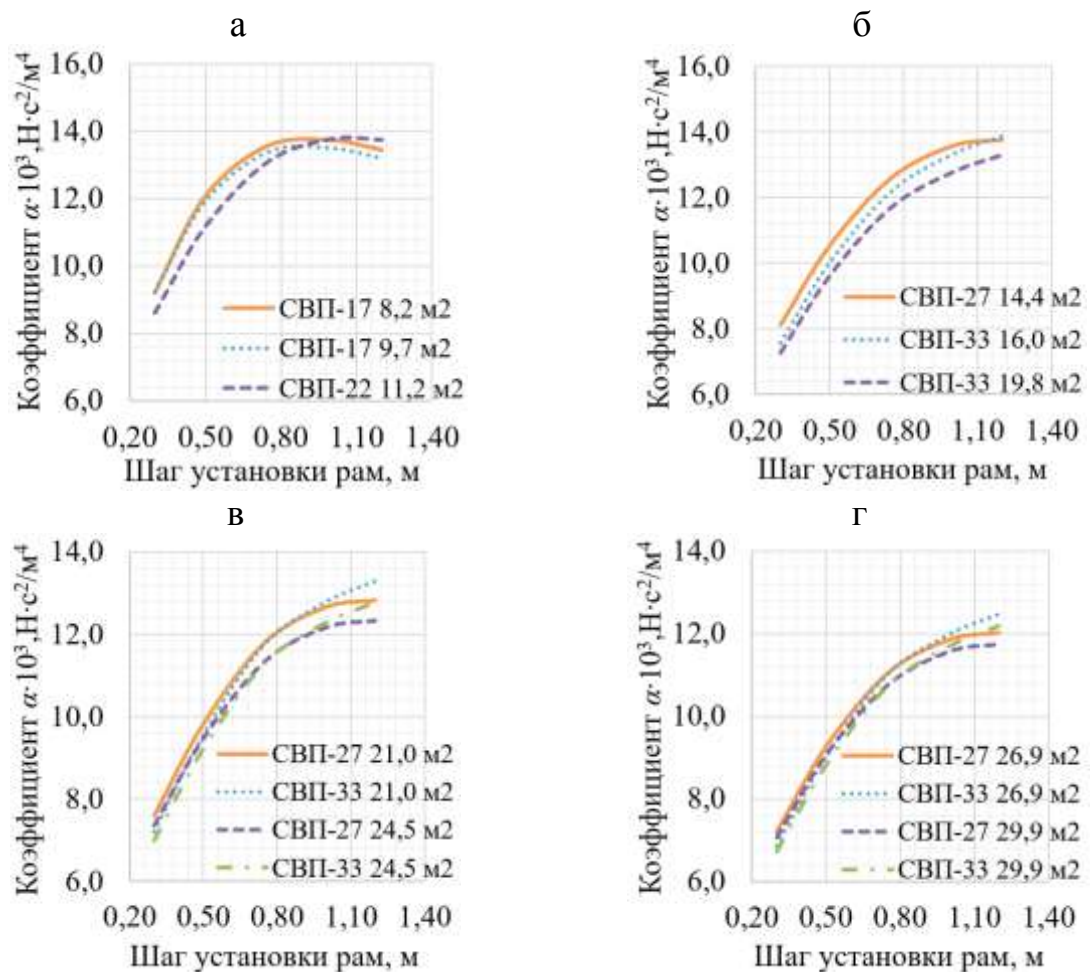


Рисунок 3.25 – Зависимость $\alpha(l_{\text{кр}})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А3

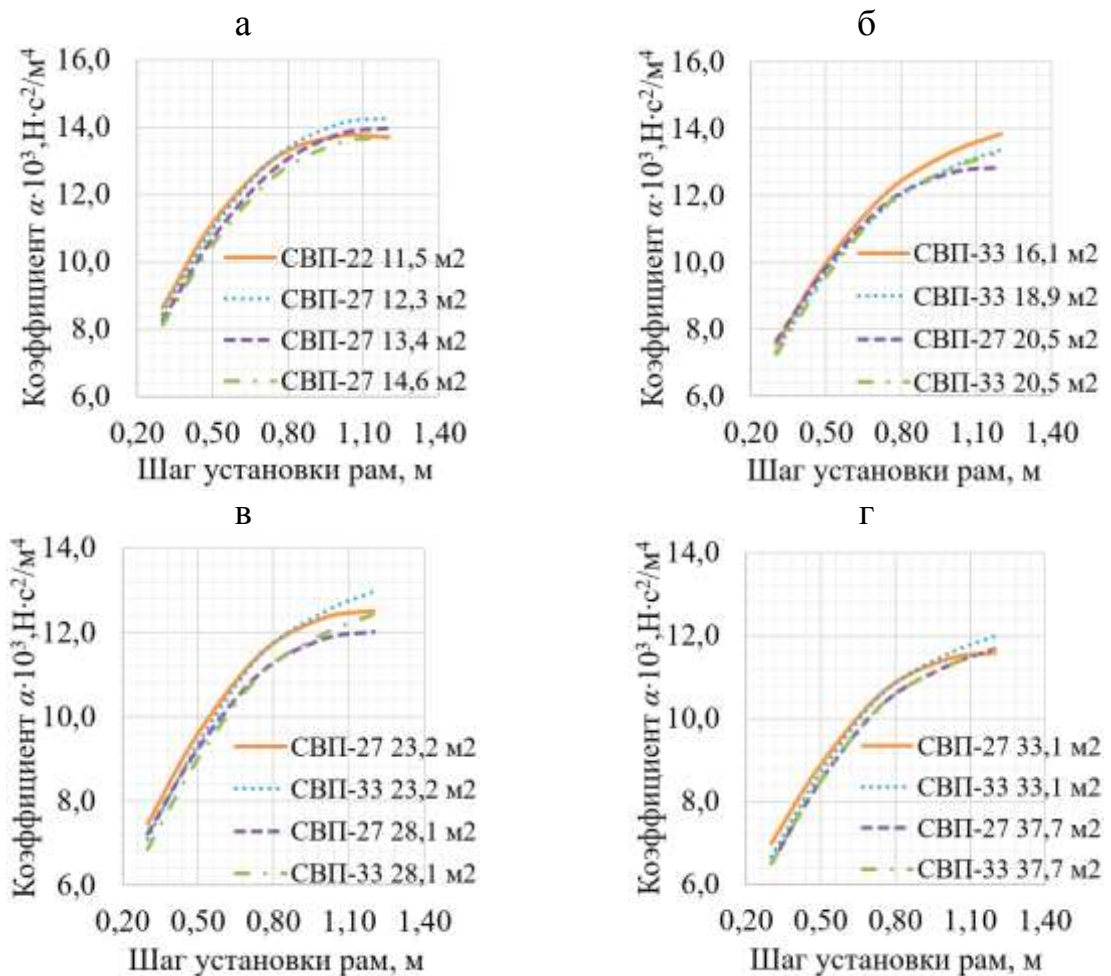


Рисунок 3.26 – Зависимость $\alpha(l_{\text{кр}})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А4

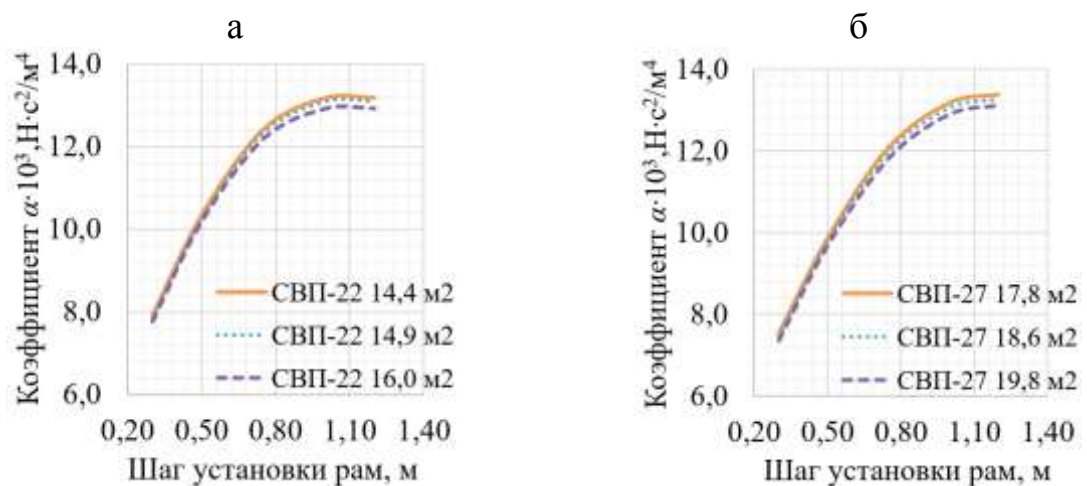


Рисунок 3.27 – Зависимость $\alpha(l_{\text{кр}})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А5 (начало)

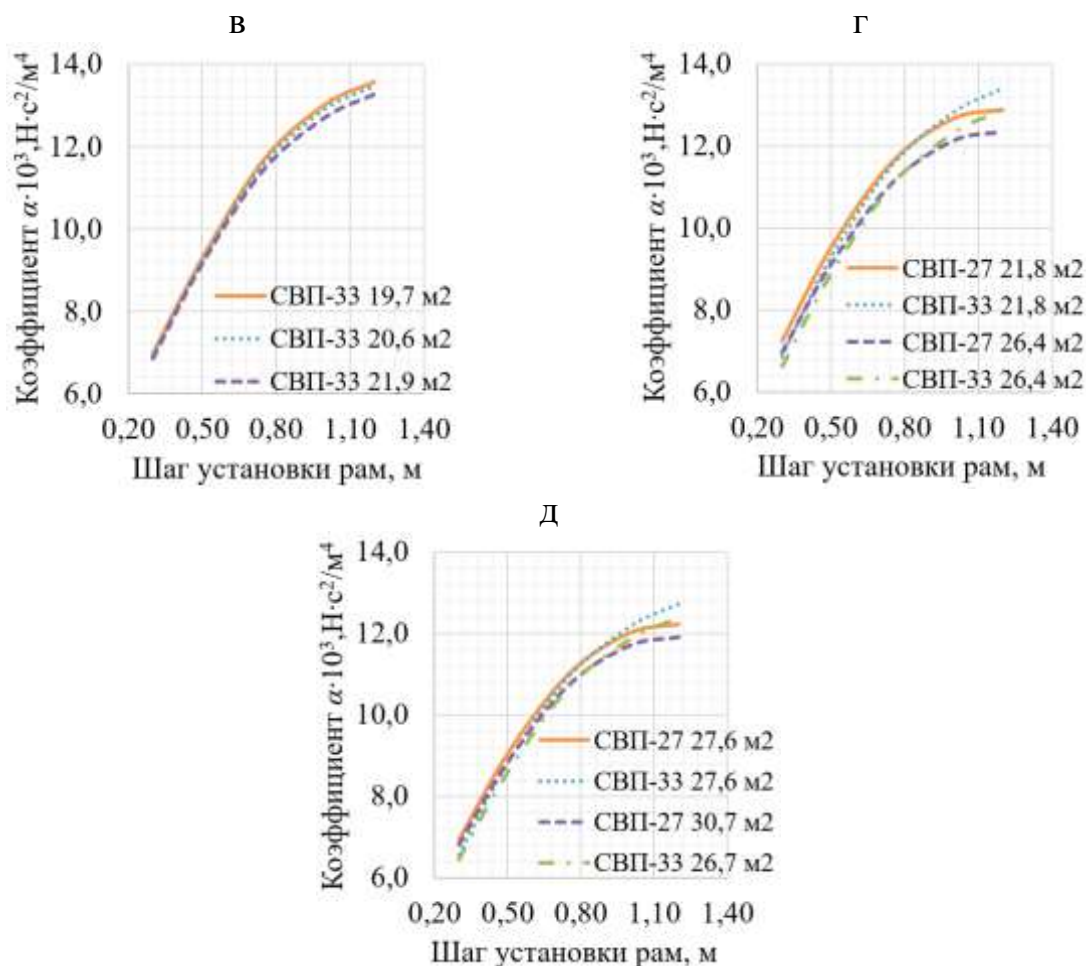
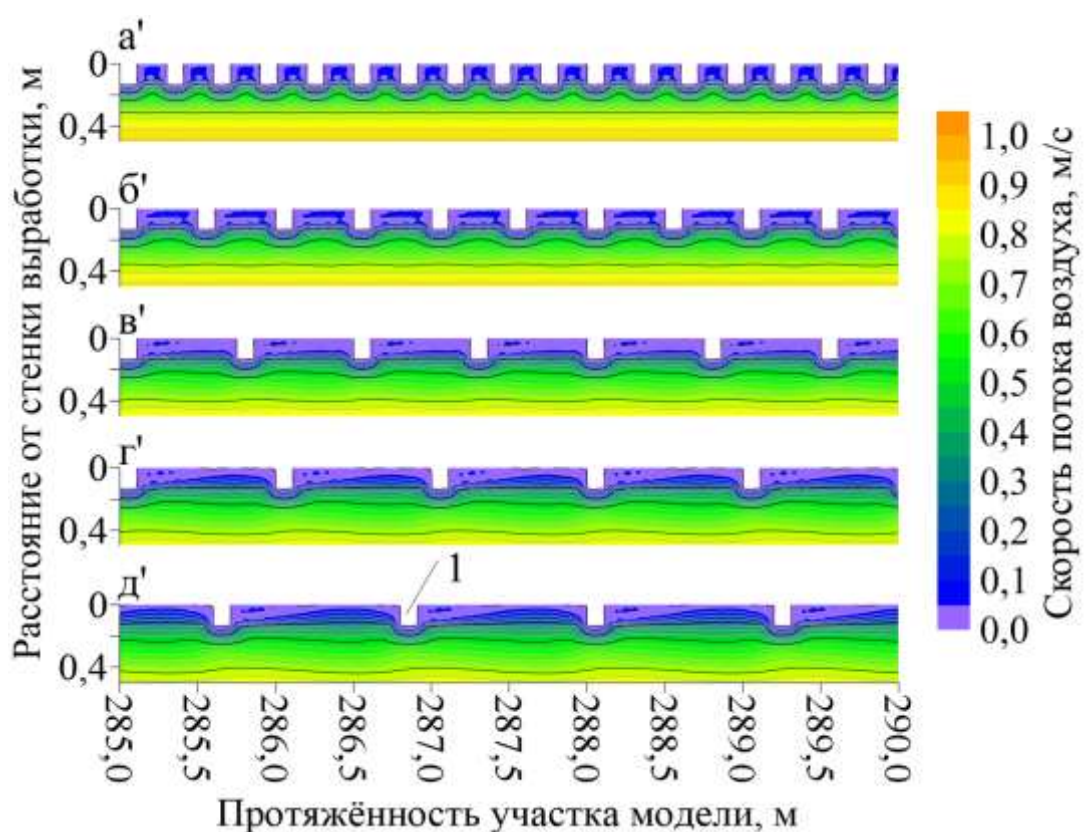


Рисунок 3.27 – Зависимость $\alpha(l_{\text{кр}})$ для разных площадей сечений S и типов спецпрофиля для крепи КМП-А5 (окончание)

Как видно из графиков (рисунки 3.25-3.27), зависимости являются параболическими. Значения коэффициента α возрастают с увеличением шага установки элементов крепи $l_{\text{кр}}$, достигая максимума при $l_{\text{кр}} = 1,0-1,2$ м. Это связано с тем, что для таких шагов установки рам поток воздуха, поджимаясь у рам крепи, далее при его срыве образует свободную струю и расширяется на большей длине участка выработки. Максимальное сопротивление получается, если свободная струя достигает стенок выработки перед повторным сжатием у следующей рамы (рисунок 3.28). В этом случае потоку необходимо потратить больше энергии, чем при неполном расширении, как, например, при установке рам через 0,75 м.

Таким образом, по результатам численного моделирования получены коэффициенты аэродинамического сопротивления трения α , которые могут использоваться при расчётах воздухораспределения на выемочных участках.



1 – стойки из спецпрофиля арочной крепи

Рисунок 3.28 – Изолинии скорости воздушного потока у стенок выработки с арочной крепью

3.4.5 Достоверность результатов исследования

С течением времени в процессе эксплуатации горных выработок, воздействия на них горного давления и других факторов происходит деформирование их контура сечения (процессы конвергенции). Уменьшается площадь сечения S , а также им приобретает неправильная форма. Кроме того, возможно смещение рам крепи, «захламление» выработки материалами, оборудованием и пр. Эти процессы приводят к изменению относительной шероховатости в сторону возрастания и, соответственно, росту аэродинамического сопротивления подземных горных выработок. Также в процессе их проведения существуют отклонения сечений для каждой рамы от некоторой средней величины и часто невыдержанность расстояний между «кругами» крепи. Данные изменения характеризуются параметром, называемым коэффициентом аэродинамического старения выработки C_a . Он определяется как отношение фактического коэффициента α_f к расчётному α_p . По данным ДонУГИ (исследования,

выполненные в 1950-1980 гг.) $C_\alpha = 1,38$ [120, 286]. Современные же данные, полученные в ходе проведения ВДС Новокузнецким ВГСО за 1990-2010 годы, характеризуют коэффициент C_α , равным 1,15 для новых типов крепи по сравнению с табличными значениями.

Исходя из того, что полученные данные соответствуют минимально возможным (идеальные условия), выполнен сравнительный расчёт с целью оценки коэффициента C_α , при котором расхождение будет наименьшим. Отмечено, что наибольшая сходимость с практическими значениями, полученными по результатам ВДС, наблюдается при коэффициенте 1,44. Сравнение выполнено относительно наиболее распространённого вида крепи КМП-А3 для диапазона площадей сечений от 10,0 до 16,0 м² (рисунки 3.29 и 3.30).

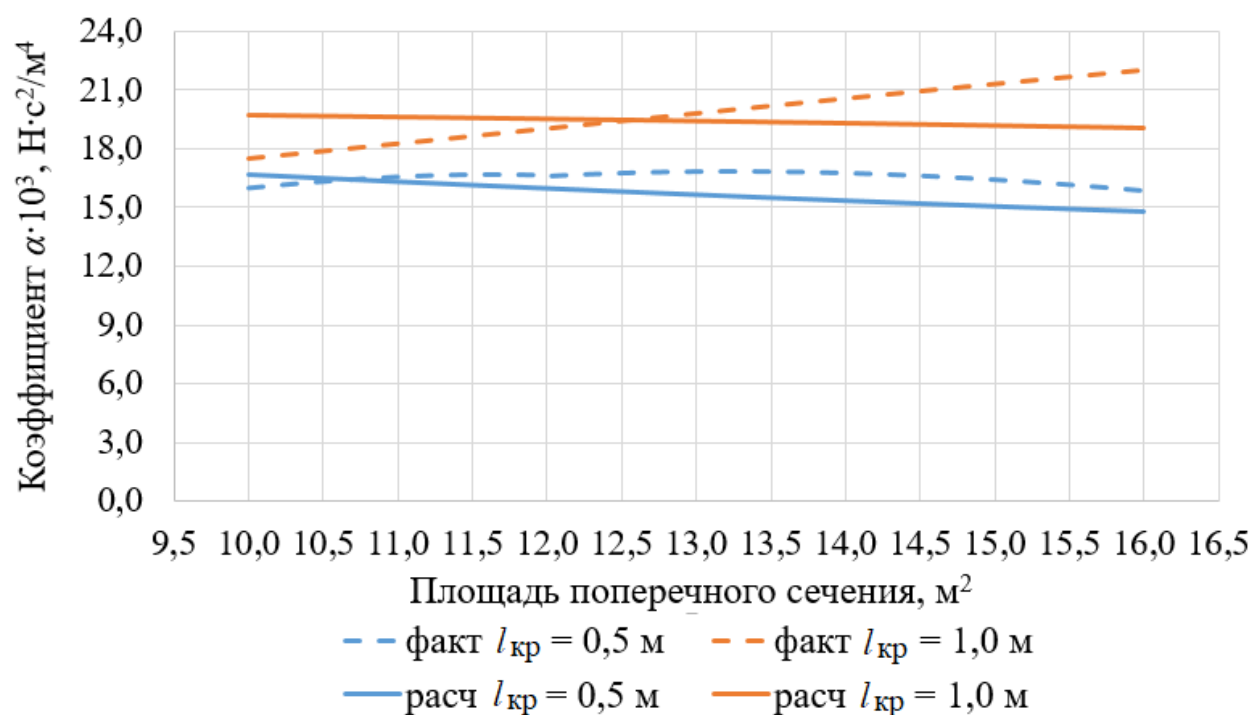


Рисунок 3.29 – Сравнение полученных значений коэффициентов α с результатами практических замеров

Расхождение (относительная погрешность) полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10,0 до 16,0 м² (рисунок 3.30) составило при шаге $l_{кр} = 0,5$ м – до 8,4 %, а при $l_{кр} = 1,0$ м – до 13,3 %.

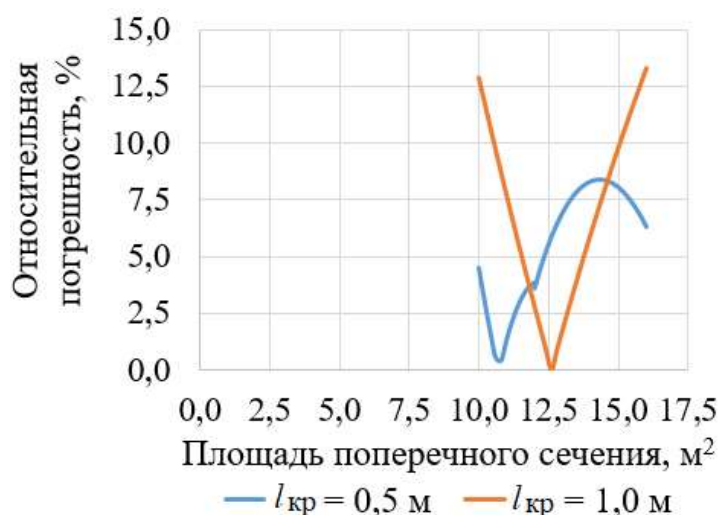


Рисунок 3.30 – Относительная погрешность рассчитанных значений коэффициентов α (арочная крепь) в зависимости от площади поперечного сечения

Выводы

В данной главе выполнено исследование и научное обоснование значений аэродинамических сопротивлений трения подземных выработок, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Определён критерий оценки достоверности математической модели топологии ШВС – соответствие указанных в модели значений аэродинамических сопротивлений фактическим, установленным по результатам замеров в шахте при проведении ВДС.

2. Выполнено описание физического процесса действия аэродинамического сопротивления трения при движении воздуха в горных выработках.

3. Обоснованы значения коэффициентов α для выработок в условиях применения анкерной крепи. Установлено, что высота выступов шероховатости в современных технологических условиях проведения выработок составляет $k_v = 107$ мм. Получены коэффициенты α для выработок с площадью сечения S от 10,0 до 36,0 м² (высота – $h = 2,0$ -6,0 м; ширина – $w = 5,0$ -6,0 м). Расхождение полученных значений коэффициентов α от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10 до 16 м² составило до 10,0 %.

4. Обоснованы значения коэффициентов α для подземных горных выработок в условиях поддержания кровли в них с применением рамной крепи.

Для этой цели разработана методология и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей с широким спектром сечений горных выработок.

5. Обоснован подход автоматизированного (программного) построения моделей выработок, закреплённых арочной крепью. Он основан на том свойстве, что данный вид крепи характеризуется установкой конструктивно повторяющихся «кругов» из спецпрофиля через определённый горнотехнической документацией шаг $l_{кр}$. Исходя из этого, разработана специализированная программа «СВП-профиль», в которой посредством применения итеративных алгоритмов обеспечивается оперативное создание моделей горных выработок любой протяжённости и адаптивная процедура настройки начальных и граничных условий.

6. Получены значения коэффициентов α для данных выработок с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля. Построены аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$, исходя из гипотезы об их полиномиальном виде.

7. Определены значения коэффициентов α для подземных горных выработок с арочной крепью с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля. Приведены соответствующие аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$. Полученные значения соотносятся со следующими условиями: прямолинейный участок горной выработки с арочной крепью; выработка чистая (не захламлена оборудованием, материалами и пр.); смещение рам относительно центральной оси выработки отсутствует; площадь поперечного сечения S от 8,2 до 37,7 м²; рамы крепи установлены равномерно с шагом $l_{кр} = 0,3-1,2$ м.

8. Для указанных идеальных условий по коэффициенту α определён коэффициент аэродинамического старения подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, равный $C_\alpha = 1,44$.

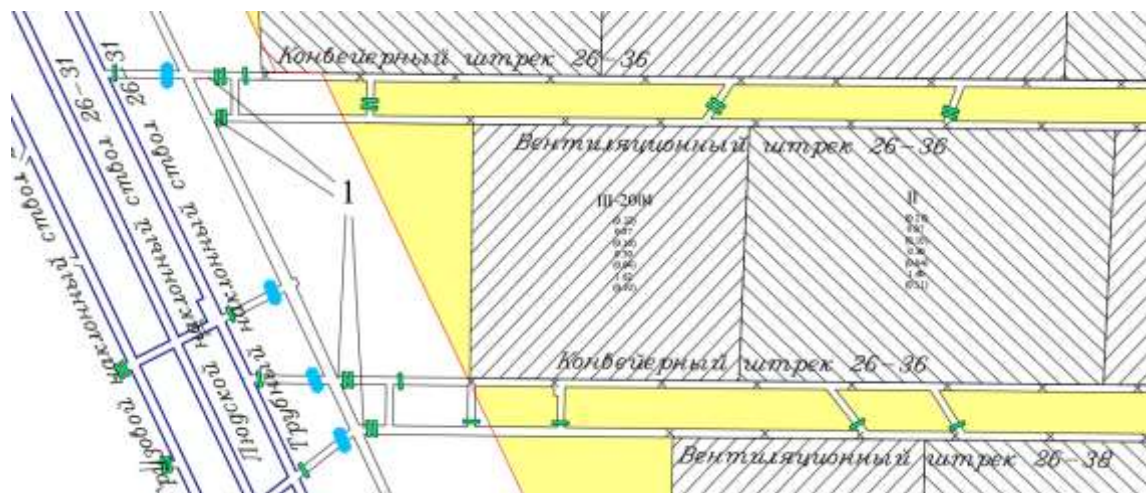
9. Расхождение полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10,0 до 16,0 м² составило при шаге установки рам $l_{кр} = 0,5$ м до 8,4 %, а при шаге $l_{кр} = 1,0$ м – до 13,3 %.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ТУПИКОВ, ПРОВЕТРИВАЕМЫХ ЗА СЧЁТ ТУРБУЛЕНТНОЙ ДИФФУЗИИ

4.1 Тупики, проветриваемые за счёт турбулентной диффузии, в вентиляционной сети выемочных участков

С целью обеспечения безопасности ведения подземных горных работ по газовому фактору на ОПО разработаны и применяются различные технологические схемы многоштрековой подготовки выемочных столбов (рисунок 4.1). Преимуществом данных схем является то, что:

- увеличивается количество воздухоподающих и вентиляционных выработок. Это приводит к возрастанию эквивалентного отверстия вентиляционной сети выемочного участка и, соответственно, расхода воздуха, поступающего на участок, снижению суммарного сопротивления сети и депрессии;
- обеспечивается обособленное разбавление вредностей по источникам их выделения (рудничный газ, пыль и пр.);
- повышается концентрация горных работ.



1 – пространство между перемычкой и действующей выработкой
Рисунок 4.1 – Фрагмент плана горных выработок шахты «Полосухинская» с изолированным участком отработанного выемочного столба при многоштрековой подготовке

Однако в результате реализации данных схем увеличивается количество сопряжений оконтуривающих отработываемый выемочный столб выработок с подготовительными и, соответственно, количество перемычек, которые в последствии необходимо возвести при изоляции отработанного участка. Вместе

с тем на склонных и весьма склонных к самовозгоранию пластах данные пере-
мычки также должны быть взрывоустойчивыми [4, 5]. Образующиеся про-
странства между перемычками и действующими сквозными горными выра-
ботками (далее также – тупики) проветриваются за счёт турбулентной диффу-
зии. На рисунке 4.2 приведены фотографии таких тупиков на угольных шахтах
Кузнецкого бассейна.



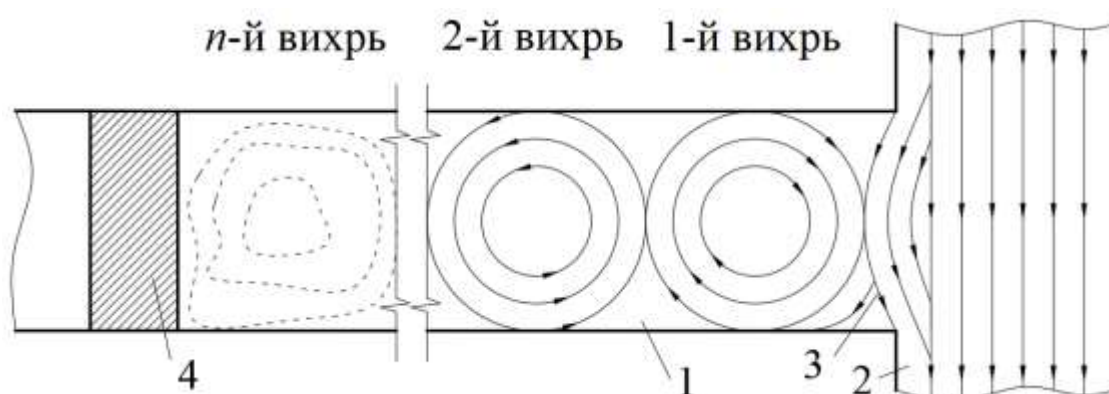
а – шахта «Полосухинская»; б – шахта «Увальная»
Рисунок 4.2 – Тупики, образованные в горных выработках
после возведения в них изолирующих перемычек

В случае выделения метана в образовавшиеся тупики (со стенок вырабо-
ток, из-за перемычек) и недостаточной эффективности их проветривания мо-
жет происходить загазование тупиков. В связи с этим выполнено исследование
их аэродинамических особенностей с целью выявления характерных размеров
возникающих вихрей в зависимости от ширины и высоты выработки.

4.2 Описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии

Подходящий к тупику ограниченный стенками подготовительной гор-
ной выработки воздушный поток претерпевает срыв с одной из своих твёрдых
границ. Возникает частично ограниченная струя воздуха, которая расширя-
ется, и к ней подмешивается окружающий её ранее неподвижный воздух, за-
полняющий пространство между перемычкой и сквозной выработкой.

Далее расширившаяся часть частично ограниченной струи воздуха, обладающая кинетической энергией потока в подготовительной выработке, «наталкивается» на противоположную стенку тупика и возникает плоская свободная струя (по В.Н. Воронину), которая в форме системы пространственных вихрей проветривает пространство тупика (рисунки 4.3 и 4.4) [74, 285, 286]. Наиболее крупные из них имеют размер порядка ширины выработки, а пространство между ними заполняется более мелкими вихрями. Воздух находится в упорядоченном циркуляционном движении.



1 – тупик, проветриваемый за счёт турбулентной диффузии;
2 – подготовительная горная выработка; 3 – расширяющаяся часть частично ограниченной струи; 4 – перегородка

Рисунок 4.3 – Схема пространственных вихрей, возникающих при проветривании тупика за счёт турбулентной диффузии

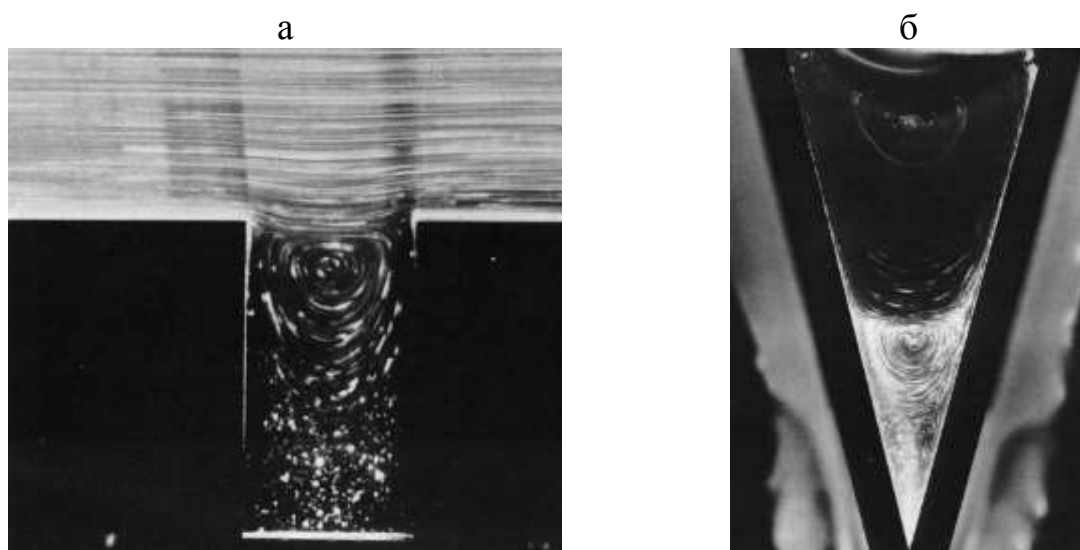


Рисунок 4.4 – Теневые фотографии ползучего течения при обтекании прямоугольной каверны (а) и отношении её ширины к глубине, равном 0,5, и клина (б) [43]

В направлении к перемычке затем возникает следующая система пространственных вихрей, которой передаётся часть кинетической энергии за счёт массообменных процессов и трения между слоями воздуха от предыдущих вихрей. При этом по мере удаления от источника энергии происходит уменьшение энергии следующих вихрей в направлении к перемычке. Вследствие этого энергия последнего вихря может оказаться весьма незначительной, и пространство между предпоследним вихрем и перемычкой окажется заполненным практически неподвижным воздухом.

Согласно К.З. Ушакову энергию n -го вихря E_n можно определить по формуле [285]

$$E_n = E_0 \prod_{i=1}^n k_i, \quad (4.1)$$

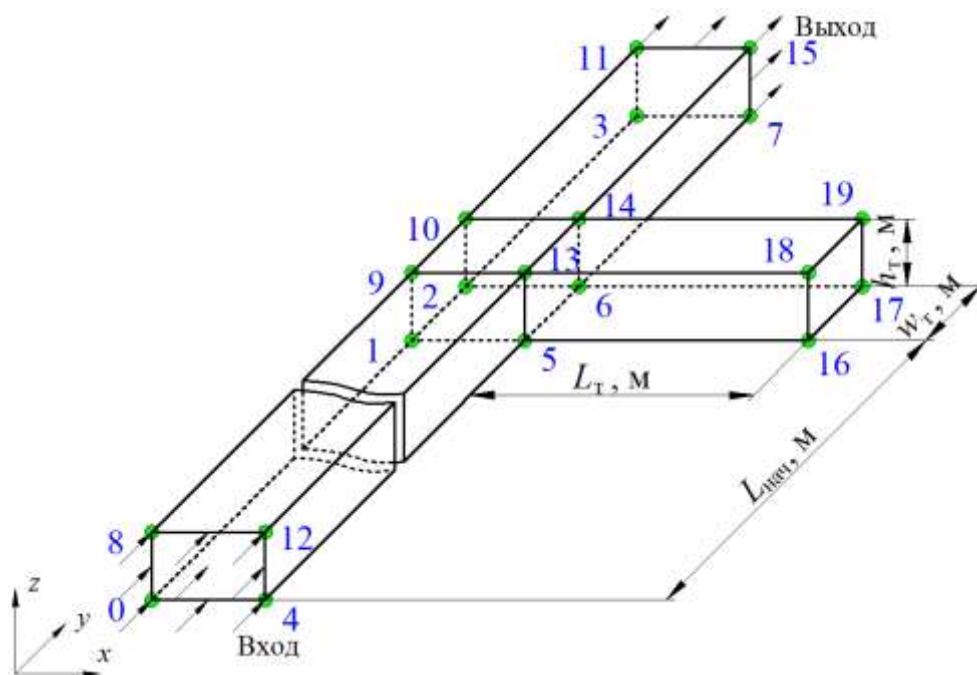
где E_0 — кинетическая энергия частично ограниченной струи;
 k_i — коэффициент передачи энергии, равный отношению кинетической энергии $i+1$ -го вихря к кинетической энергии i -го вихря (при нумерации вихрей к перемычке).

4.3 Исследование аэродинамических параметров пространств между перемычкой и действующей выработкой

С целью обоснования аэродинамических параметров тупиков выполнено численное моделирование процессов движения воздуха по ним и примыкающим участкам сквозных выработок. Граничные условия и применённый математический аппарат приведены в подразделе 2.4 «Адаптация математических моделей аэрогазодинамических процессов в горных выработках». Использована модель турбулентности SST-модель (модель Ф. Ментера).

4.3.1 Схема построения моделей тупиков, геометрические параметры расчётной области и начальные условия

Базовая модель для исследования аэродинамических особенностей тупиков с боковым примыканием к сквозной выработке приведена на рисунке 4.5.



$L_{\text{нач}}$ – длина начального участка, м; $L_{\text{т}}$ – длина тупика, м;
 $h_{\text{т}}, w_{\text{т}}$ – высота и ширина тупиковой выработки, м

Рисунок 4.5 – Базовая модель для исследования процессов проветривания

Построение модели выполнено посредством создания 4-х блочных супер-элементов, которые в свою очередь разделяются на восьмиузловые элементы (гексаэдры) заданных размеров. Вершины блоков пронумерованы числами, выделенными синим цветом. Длина, ширина и высота каждого из указанных блоков выбираются в зависимости от требуемых параметров сквозной выработки с прилегающим к ней тупиком. Численное моделирование выполнено для условий, приведённых в таблице 4.1. Всего создано и исследовано 90 моделей, для которых длина тупика $L_{\text{т}}$ принята равной 20 м. Для каждой модели длина начального участка определена с использованием формулы Солодкина и Гиневского (2.38).

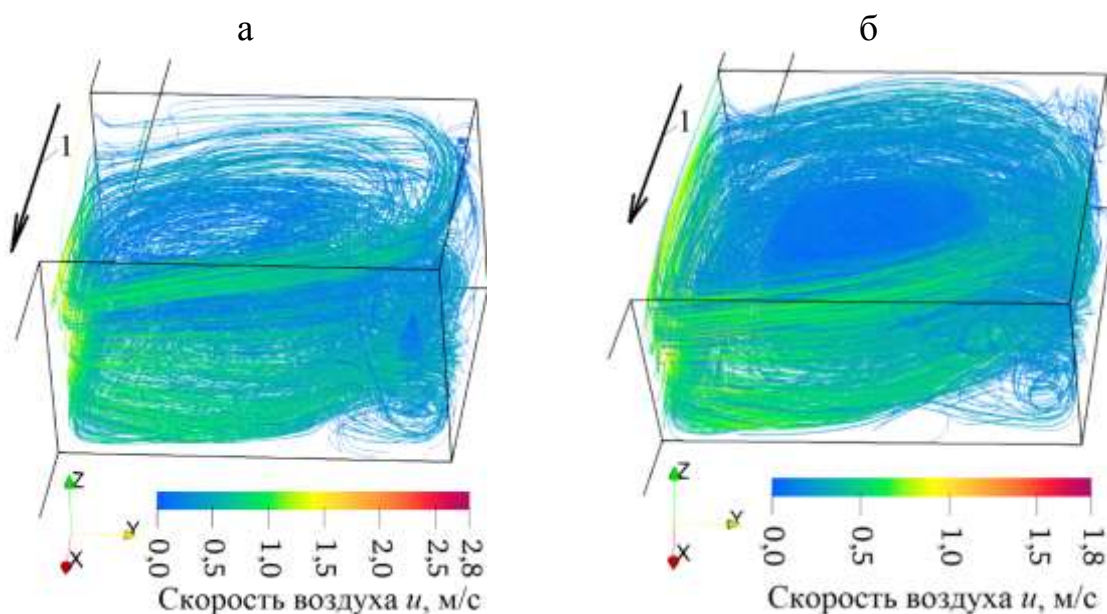
Таблица 4.1 – Матрица начальных условий, для которых выполнено моделирование [102]

Высота тупика, м	Ширина тупика, м	Скорость воздуха в подготовительной выработке u , м/с									
2,0	3,0	0,15	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0	6,0
	4,8										
	6,0										
2,5	3,0										
	4,8										
	6,0										
3,0	3,0										
	4,8										
	6,0										

Интенсивность турбулентности принята равной 5 %. Ширина подготовительной выработки – 6 м, а её высота равна высоте тупика. Модель составлена таким образом, чтобы расчётная область была заполнена конформной сеткой, а перекося её элементов сведён к минимуму для улучшения сходимости и обеспечения стабильности решения.

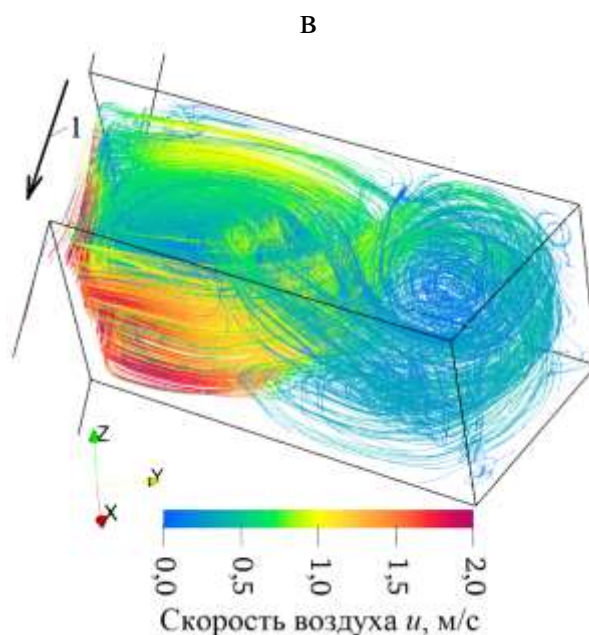
4.3.2 Обоснование достоверности результатов численного моделирования

С использованием разработанной математической модели, приведённой в п.2.3.3 «Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов», выполнено численное моделирование процессов проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии. Геометрические размеры моделей определены в соответствии с размерами тупиков, для которых были выполнены экспериментальные замеры (п.2.1.5 «Методика и результаты обработки данных замеров скорости воздуха в выработках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии»). На рисунке 4.6 приведены линии тока пространственных вихревых структур в реальных тупиках, полученные по результатам численного моделирования (1 – направление движения воздуха в сквозной выработке).



а – тупик 1; б – тупик 2; в – тупик 3

Рисунок 4.6 – Линии тока вихревых структур в тупиках (начало)



а – тупик 1; б – тупик 2; в – тупик 3

Рисунок 4.6 – Линии тока вихревых структур в тупиках (окончание)

Как видно из рисунка 4.6, в соответствии со сформулированным физическим описанием процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии, в тупиках формируются пространственные вихри.

При физическом и численном исследовании аэродинамических особенностей тупиков определены значения скорости воздуха в отмеченных на рисунке 2.16 станах (позициях, в которых выполнены замеры). Сравнение полученных значений при численном моделировании и эксперименте для тупиков 1, 2 и 3 представлено в таблицах 4.2-4.4, а также на графиках, приведённых на рисунках 4.7-4.9. Относительная погрешность данных, полученных при численном моделировании, определена с использованием формулы (2.44).

Таблица 4.2 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемышкой и действующей выработкой, для условий тупика 1) (рисунок 2.16 а)

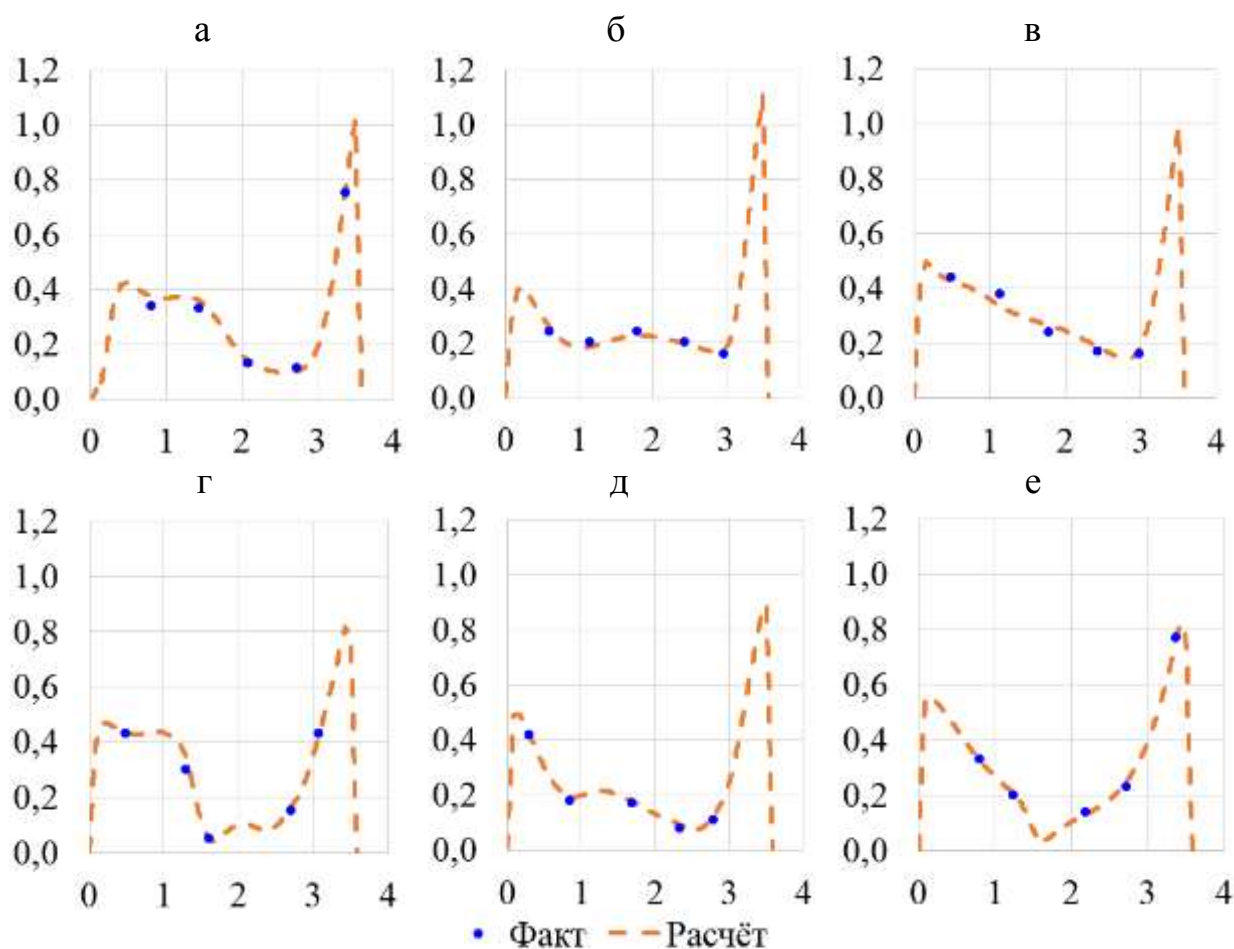
Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
	Стан 16-20 (рисунок 4.7 а, б, в)				
Позиция	16	17	18	19	20
Модель	0,37/0,26/0,43	0,36/0,19/0,34	0,14/0,23/0,27	0,10/0,20/0,19	0,78/0,18/0,18
Замер	0,34/0,24/0,44	0,33/0,20/0,38	0,13/0,24/0,24	0,11/0,20/0,17	0,75/0,16/0,16
Стан 11-15 (рисунок 4.7 г, д, е)					
Позиция	11	12	13	14	15
Модель	0,44/0,42/0,30	0,34/0,20/0,21	0,05/0,18/0,13	0,16/0,09/0,25	0,43/0,12/0,77
Замер	0,43/0,42/0,33	0,30/0,18/0,20	0,05/0,17/0,14	0,15/0,08/0,23	0,43/0,11/0,77

Таблица 4.3 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемычкой и действующей выработкой, для условий тупика 2) (рисунок 2.16 б)

Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
	Стан 11-15 (рисунок 4.8)				
Позиция	11	12	13	14	15
Модель	0,33/0,18/0,11	0,21/0,15/0,20	0,05/0,14/0,11	0,05/0,08/0,16	0,41/0,18/0,53
Замер	0,35/0,16/0,10	0,24/0,14/0,20	0,05/0,16/0,12	0,05/0,07/0,15	0,41/0,17/0,53

Таблица 4.4 – Скорости воздуха в пространстве, ограниченном перемычкой и действующей выработкой, для условий тупика 3) (рисунок 2.16 в)

Источник данных	Значение скорости воздуха, м/с (у почвы / в середине сечения / у кровли)				
	Стан 26-30 (рисунок 4.9)				
Позиция	30	29	28	27	26
Модель	0,89/0,72/0,74	0,74/0,63/0,70	0,16/0,10/0,51	0,30/0,49/0,43	0,61/0,44/1,24
Замер	0,86/0,70/0,80	0,70/0,59/0,66	0,15/0,11/0,45	0,30/0,50/0,40	0,65/0,45/1,35

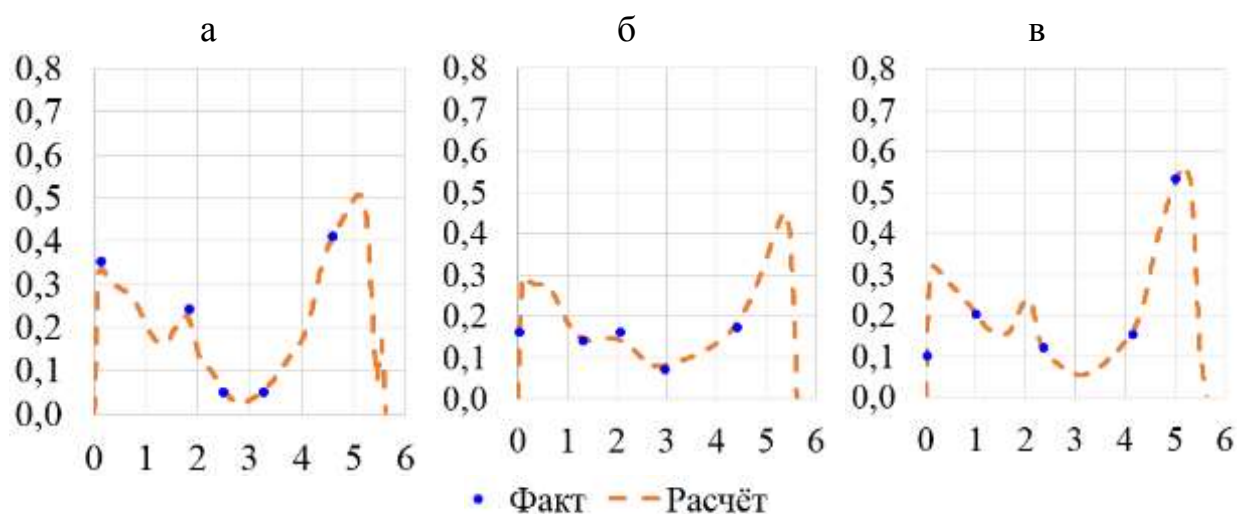


Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с

а и г – у почвы; б и д – в середине сечения; в и е – у кровли

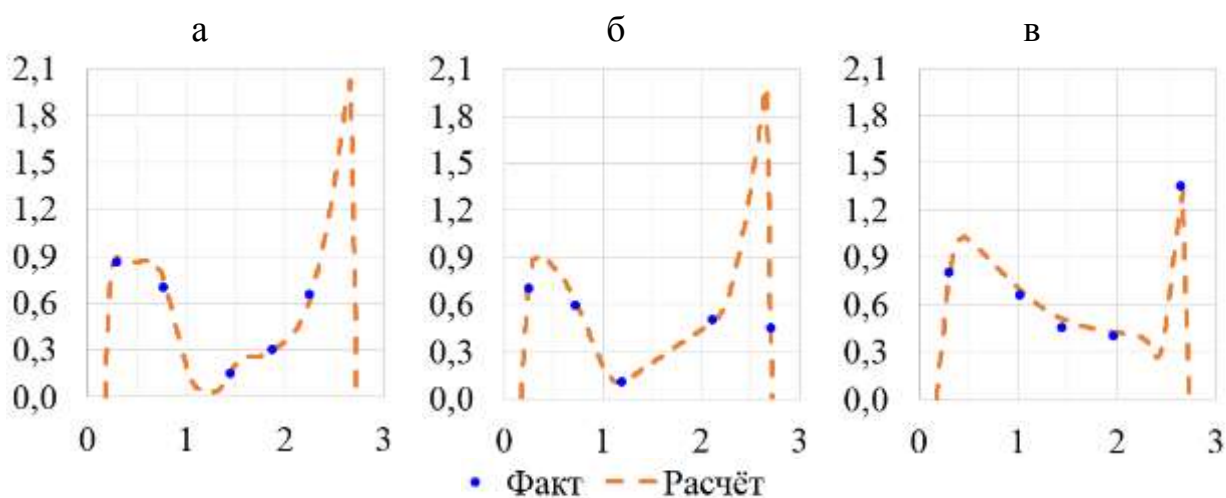
Рисунок 4.7 – Изменение скорости воздуха в станях 16-20 (а, б, в) и 11-15 (г, д, е) для условий тупика 1

С целью определения достоверности полученных по результатам численного моделирования данных вычислена их относительная погрешность. В каждой обозначенной позиции замера в станах определена скорость движения воздуха. После этого вычислялась разница между фактическим значением скорости и значением, полученным в результате моделирования. Относительная погрешность оценена как отношение указанной разницы к фактическому значению скорости.



Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с
а – у почвы; б – в середине сечения; в – у кровли

Рисунок 4.8 – Изменение скорости воздуха в стане 11-15
для условий тупика 2



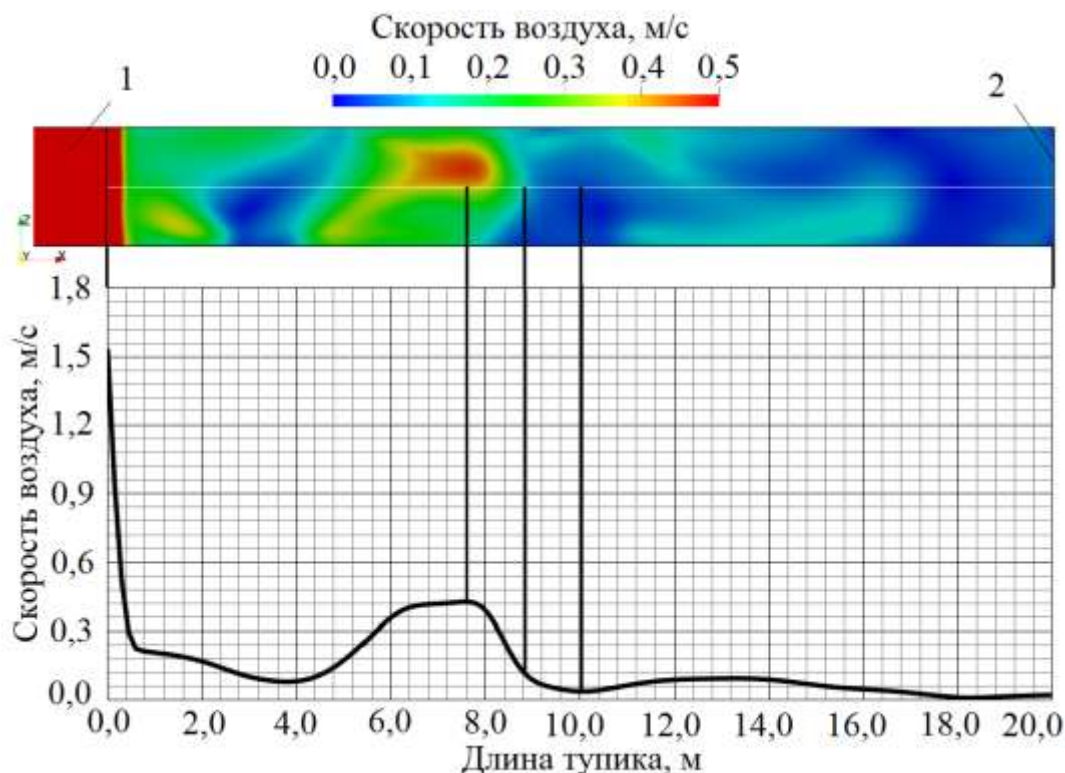
Ось абсцисс (x) – ширина тупика, м; ось ординат (y) – скорость воздуха, м/с
а – у почвы; б – в середине сечения; в – у кровли

Рисунок 4.9 – Изменение скорости воздушного потока в станах 26-30
для условий тупика 3

Сопоставление данных, полученных в ходе численного моделирования и шахтного эксперимента (рисунки 2.17, 4.6 и 4.7-4.9, а также таблицы 4.2-4.4), показывает достаточную степень соответствия полученных численных результатов и фактических замеров. Расхождение между расчётными значениями и данными шахтных замеров не превысило 13,3 %, что подтверждает достоверность выполненных исследований.

4.3.3 Обработка результатов численного моделирования

Моделирование процессов проветривания реализовано для условий несжимаемой среды, т. е. $\rho = 1,20 \text{ кг/м}^3$. Выполнена оценка размеров первого пространственного вихря, проветривающего тупик, и скорости воздуха в нём (рисунок 4.10) в зависимости от скорости потока в подготовительной выработке. Данная оценка произведена по оси выработки. Рассматриваемый диапазон чисел Рейнольдса $lgRe$ для скоростей потока в подготовительной выработке 0,15-6,0 м/с – 4,49-6,21, что соответствует полностью развитому турбулентному потоку.

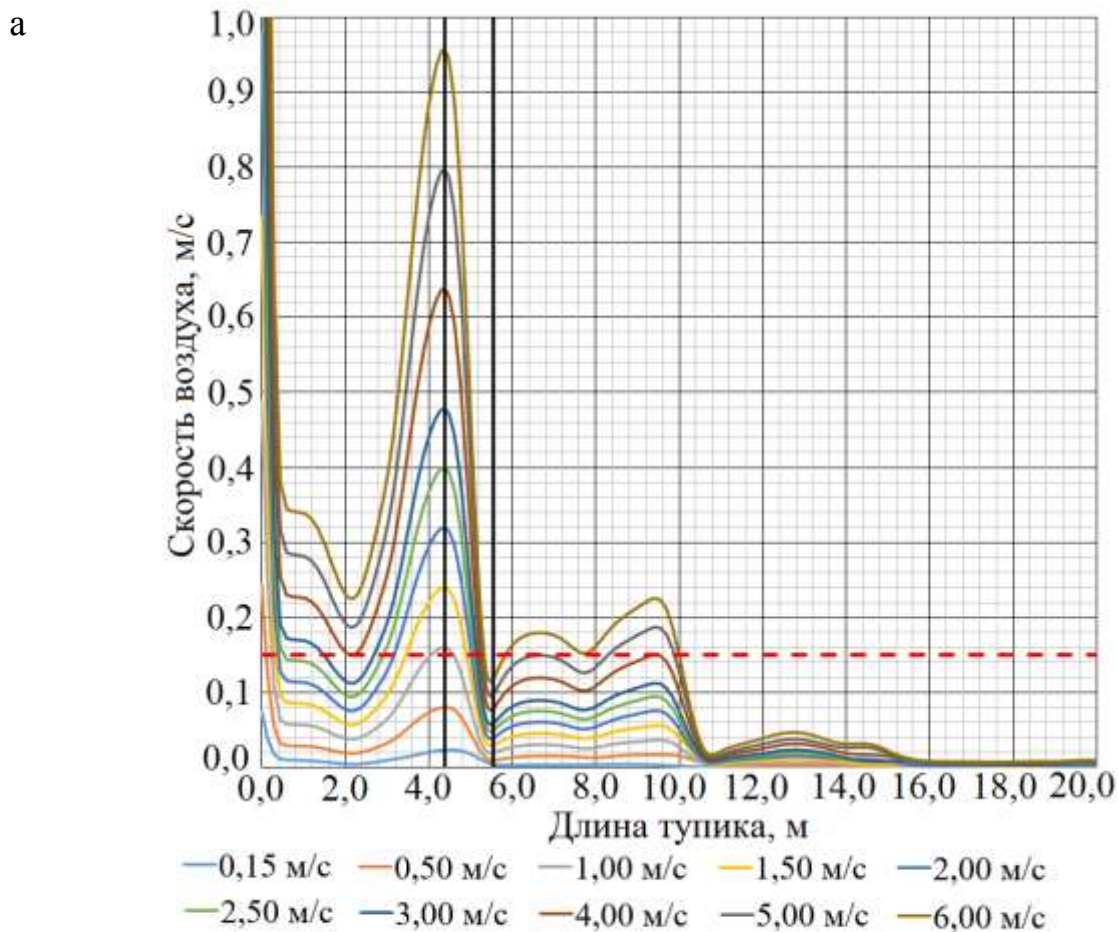


1 – сквозная выработка; 2 – место установки изолирующей перемычки
Рисунок 4.10 – Схема, поясняющая принцип определения размеров первого пространственного вихря в тупике

Далее на диаграммах распределения скоростей вихревых течений в тупике в зависимости от скорости потока в подготовительной (сквозной) выработке использованы следующие обозначения (рисунки 4.11, 4.13 и 4.15):

- сплошная вертикальная линия чёрного цвета (слева) – положение 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха;
- сплошная вертикальная линия чёрного цвета (справа) – положение точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница первого от сопряжения пространственного вихря);
- пунктирная горизонтальная линия красного цвета – минимальная скорость воздуха, регламентируемая федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности [5] (0,15 м/с).

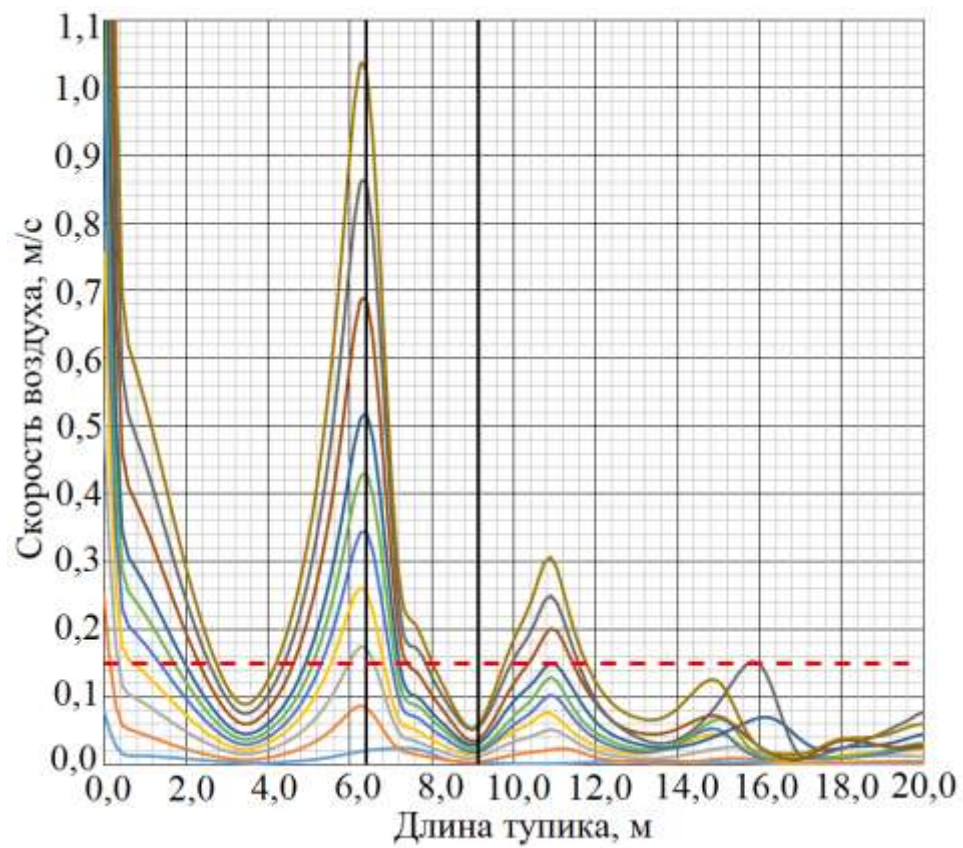
а) Высота тупика $h_T = 2,0$ м



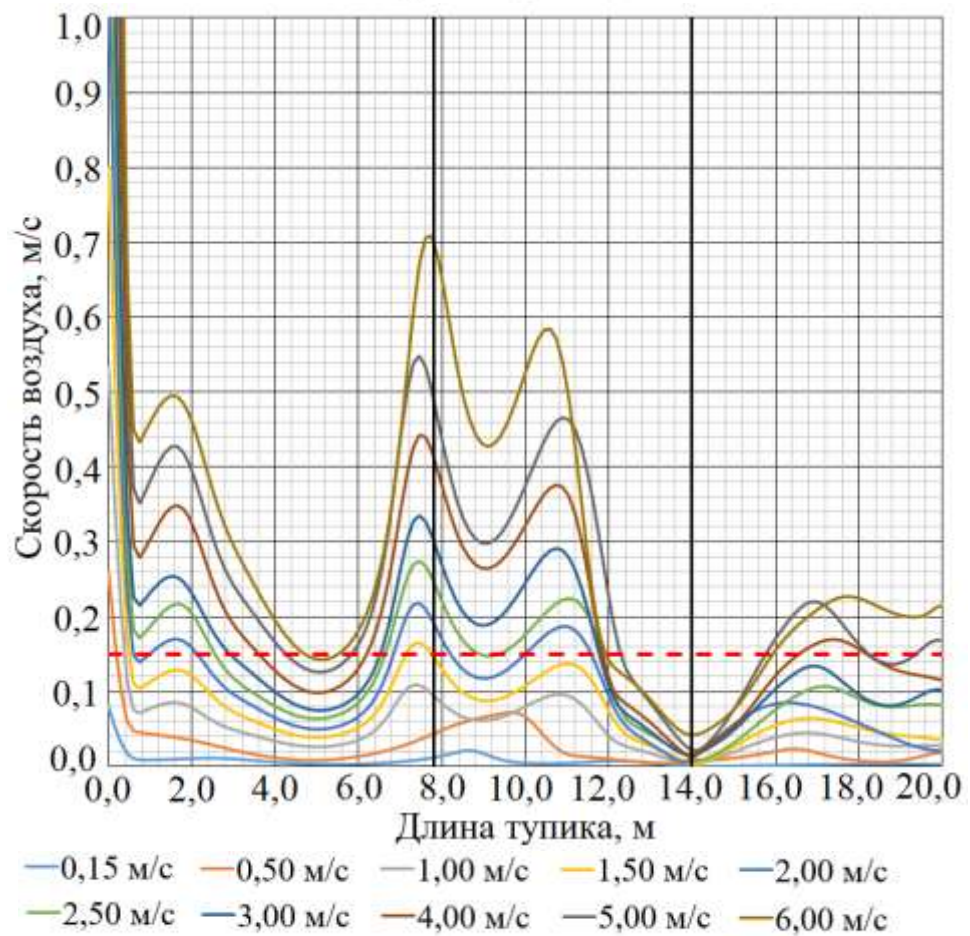
а – $S = 6,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м/с}$; б – $S = 9,6 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м/с}$; в – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м/с}$

Рисунок 4.11 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 2,0$ м (начало)

б



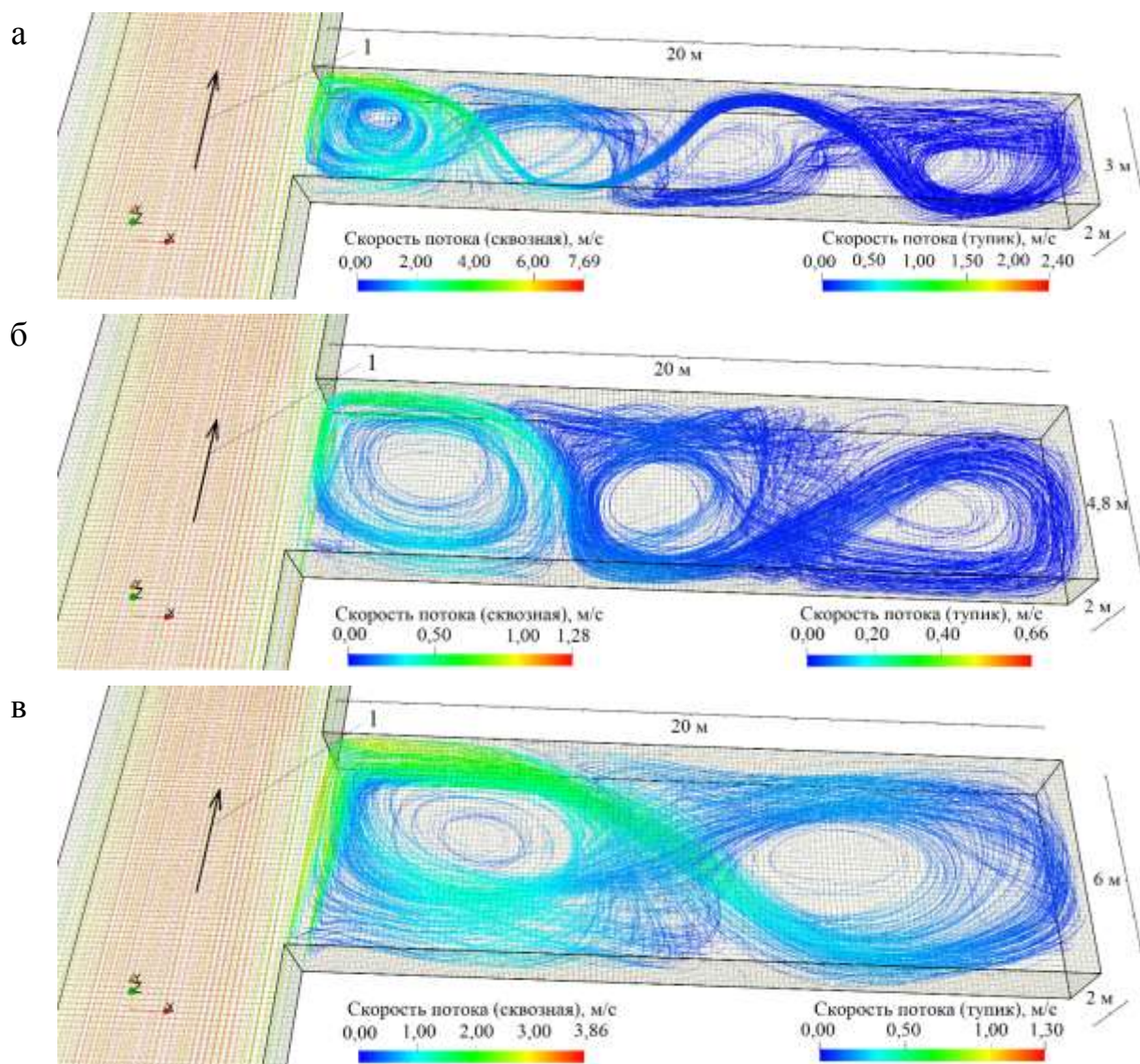
в



а – $S = 6,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$; б – $S = 9,6 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$; в – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$

Рисунок 4.11 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 2,0 \text{ м}$ (окончание)

На рисунке 4.12 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_T = 2,0$ м для некоторых моделей при разных средних скоростях u , м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.



а – $S = 6,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$, $u = 6,00 \text{ м/с}$; б – $S = 9,6 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$, $u = 1,0 \text{ м/с}$;
в – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$, $u = 3,0 \text{ м/с}$

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.12 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_T = 2,0$ м

В таблице 4.5 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_T = 2,0$ м. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 11,4 %.

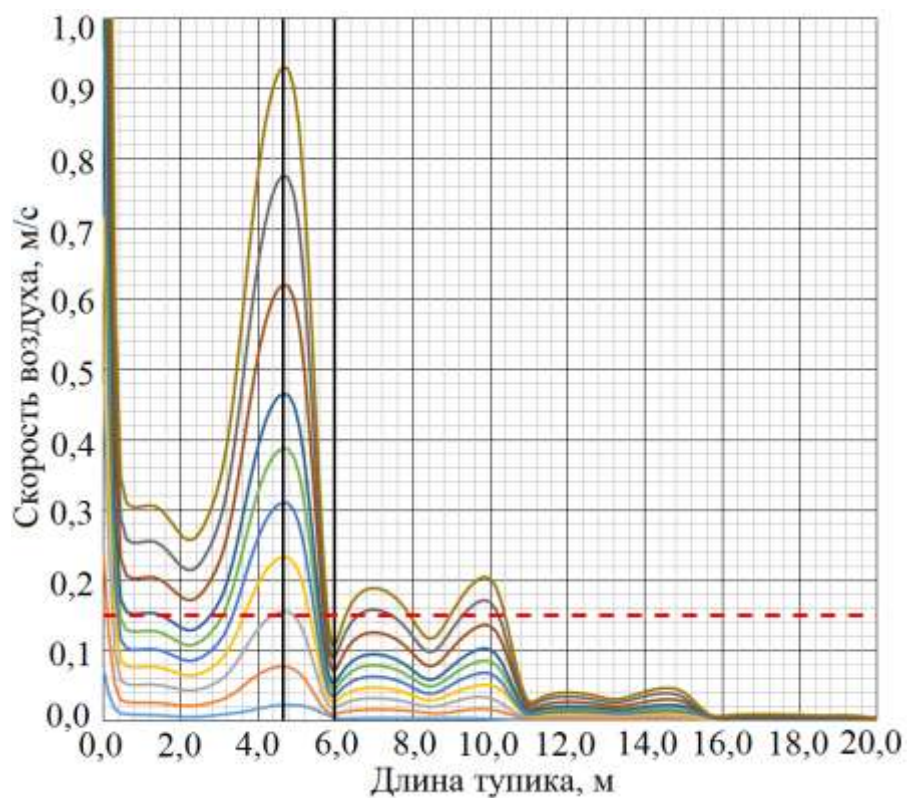
Таблица 4.5 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_T = 2,0$ м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной (сквозной) выработке u , м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0440	0,0426	0,0423	0,0421	0,0421	0,0420	0,0420	0,0420	0,0420	0,0419
$S = 6,0 \text{ м}^2, w_T = 3,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0391	0,0435	0,0433	0,0432	0,0432	0,0431	0,0431	0,0431	0,0430	0,0430
Относительная погрешность, %	11,1	2,1	2,4	2,6	2,6	2,6	2,6	2,6	2,4	2,6
$L_{u \text{ max}}$, М	4,50	4,45	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35	4,35
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	4,38									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,023	0,080	0,160	0,24	0,32	0,40	0,48	0,64	0,80	0,96
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	5,85	5,55	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	5,54									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0027	0,0094	0,0199	0,028	0,038	0,047	0,057	0,0758	0,09	0,11
L_{cp} , М	4,96									
$S = 9,6 \text{ м}^2, w_T = 4,8 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0391	0,0434	0,0432	0,0431	0,0431	0,0431	0,0430	0,0430	0,0430	0,0430
Относительная погрешность, %	11,1	1,9	2,1	2,4	2,4	2,6	2,4	2,4	2,4	2,6
$L_{u \text{ max}}$, М	7,30	6,25	6,30	6,25	6,30	6,40	6,40	6,30	6,30	6,30
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	6,41									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,024	0,087	0,173	0,26	0,34	0,43	0,52	0,69	0,86	1,04
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	10,60	8,90	8,90	8,90	9,00	9,05	9,00	9,00	9,00	8,95
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	9,13									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0013	0,0035	0,0086	0,015	0,019	0,024	0,029	0,035	0,05	0,05
L_{cp} , М	7,77									
$S = 12,0 \text{ м}^2, w_T = 6,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0390	0,0434	0,0432	0,0431	0,0430	0,0430	0,0430	0,0430	0,0429	0,0429
Относительная погрешность, %	11,4	1,9	2,1	2,4	2,1	2,4	2,4	2,4	2,1	2,4
$L_{u \text{ max}}$, М	8,65	9,70	7,35	7,45	7,45	7,45	7,45	7,50	7,45	7,65
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	7,81									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,022	0,072	0,108	0,17	0,22	0,27	0,34	0,44	0,55	0,71
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	14,45	13,35	13,95	14,10	13,80	14,15	13,95	14,00	14,10	14,00
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	13,99									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0005	0,0040	0,0038	0,001	0,006	0,009	0,016	0,014	0,02	0,04
L_{cp} , М	10,90									

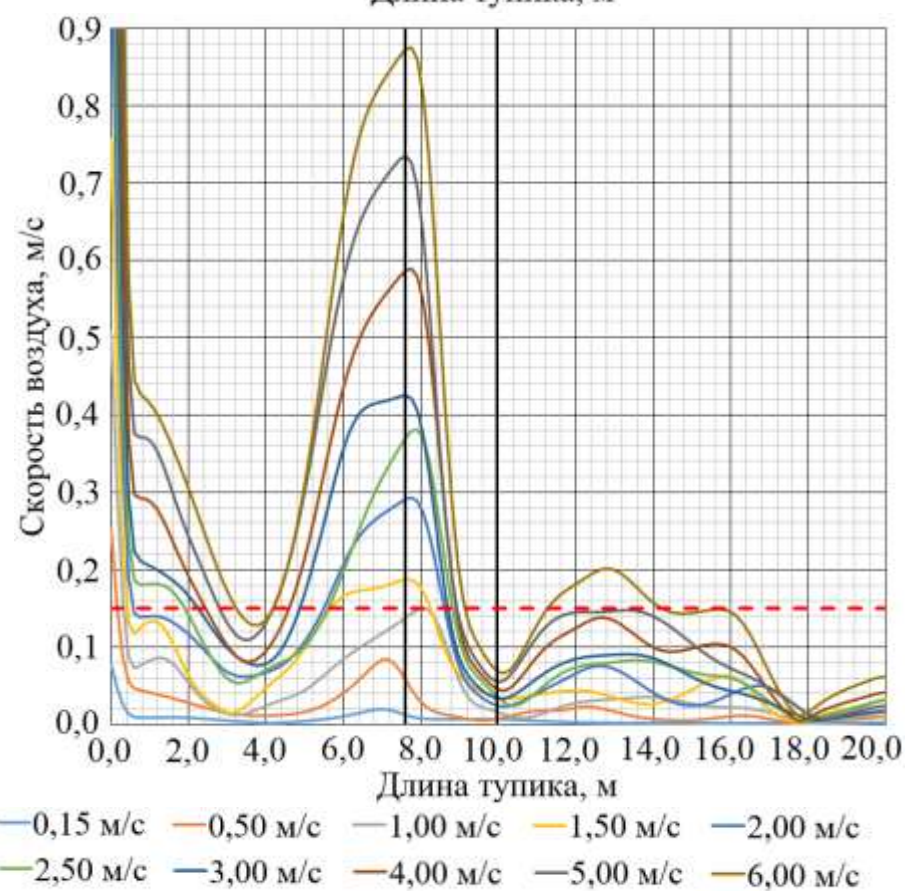
Примечание. $L_{u \text{ max}}$ – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; $L_{u \text{ min}}$ – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; L_{cp} – средняя длина пространственного вихря, м.

б) Высота тупика $h_T = 2,5$ м

а



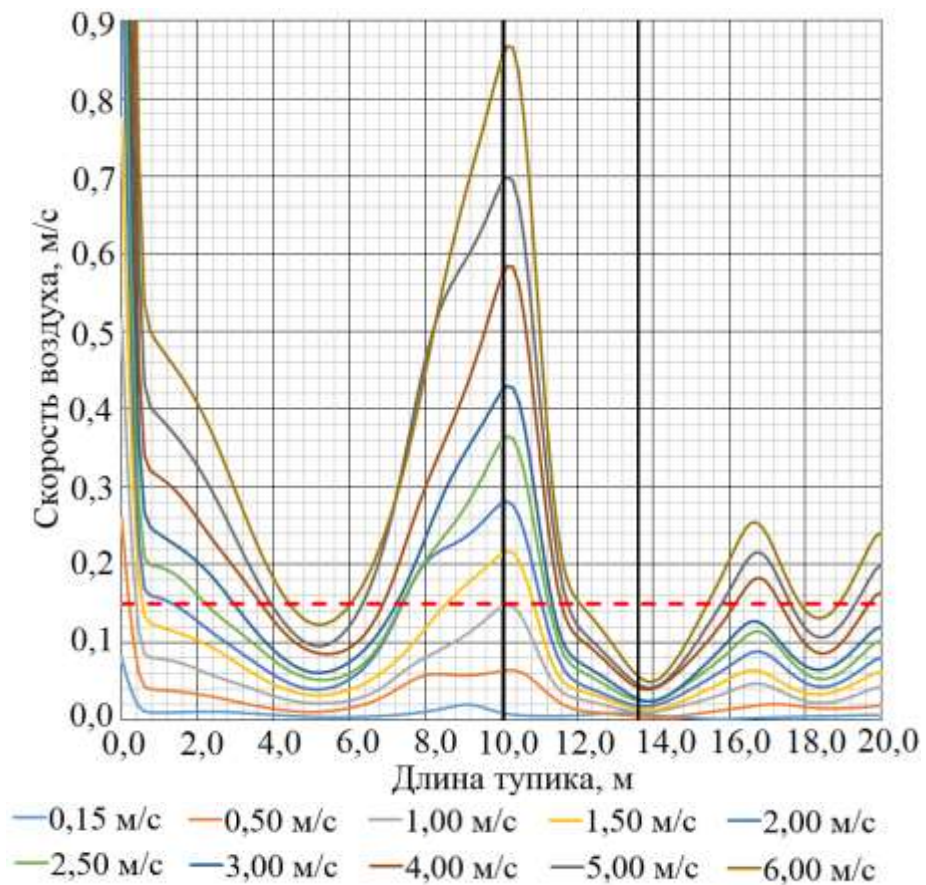
б



а – $S = 7,5 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0$ м; б – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8$ м; в – $S = 15,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0$ м

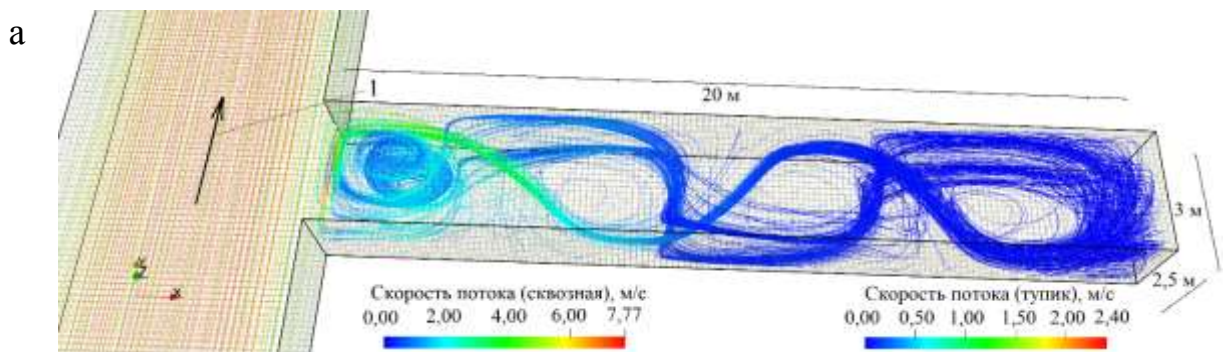
Рисунок 4.13 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 2,5$ м (начало)

В



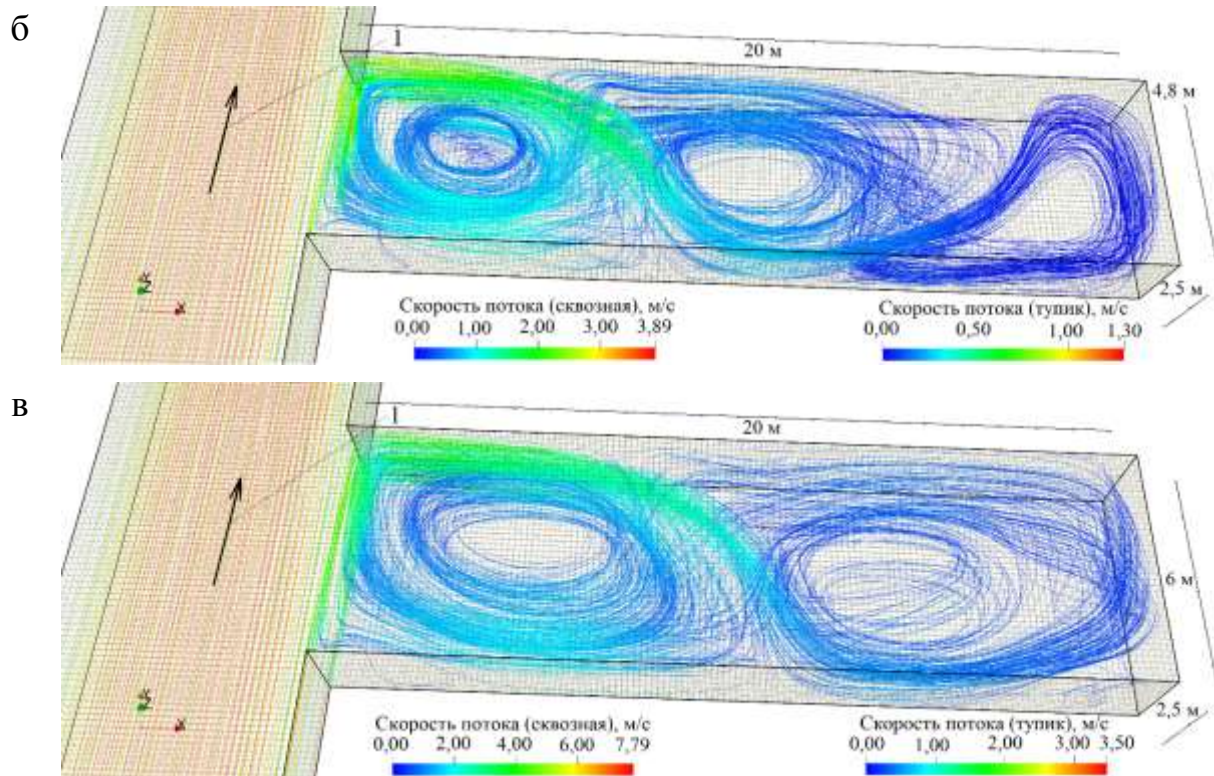
а – $S = 7,5 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$; б – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$; в – $S = 15,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$
Рисунок 4.13 – Диаграмма распределения скорости течений
в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 2,5 \text{ м}$ (окончание)

На рисунке 4.14 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_T = 2,5 \text{ м}$ для некоторых моделей при разных средних скоростях u , м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.



а – $S = 7,5 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$, $u = 6,00 \text{ м/с}$; б – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$, $u = 3,0 \text{ м/с}$;
в – $S = 15,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$, $u = 6,0 \text{ м/с}$

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке
Рисунок 4.14 – Линии тока вихревых пространственных структур
в тупике высотой $h_T = 2,5 \text{ м}$ (начало)



а – $S = 7,5 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$, $u = 6,00 \text{ м/с}$; б – $S = 12,0 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$, $u = 3,0 \text{ м/с}$;
в – $S = 15,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$, $u = 6,0 \text{ м/с}$

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.14 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_T = 2,5 \text{ м}$ (окончание)

В таблице 4.6 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_T = 2,5 \text{ м}$. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 10,8 %.

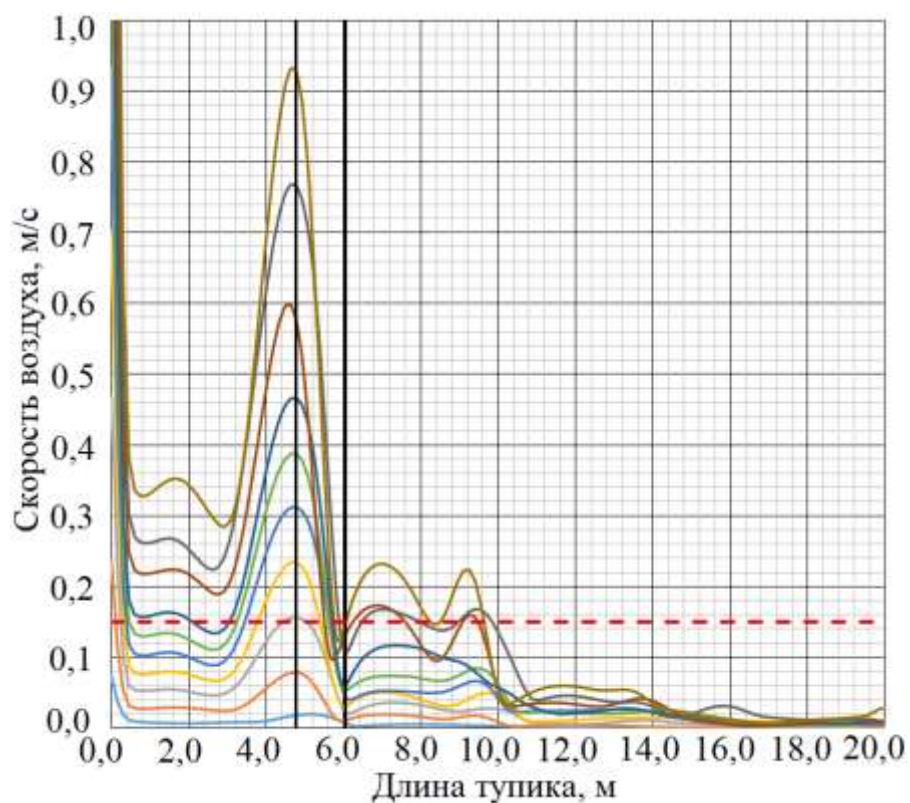
Таблица 4.6 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_T = 2,5$ м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной (сквозной) выработке u , м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0415	0,0402	0,0399	0,0398	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0396	0,0396
$S = 7,5 \text{ м}^2, w_r = 3,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0371	0,0412	0,0410	0,0410	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409	0,0409
Относительная погрешность, %	10,6	2,5	2,8	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,3	3,3
$L_{u \text{ max}}$, М	4,80	4,60	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65	4,65
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	4,66									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,022	0,077	0,155	0,23	0,31	0,39	0,47	0,62	0,78	0,93
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	6,20	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95	5,95
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	5,98									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0026	0,0096	0,018	0,027	0,036	0,044	0,053	0,071	0,09	0,11
L_{cp} , М	5,32									
$S = 12,0 \text{ м}^2, w_r = 4,8 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0370	0,0411	0,0409	0,0409	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408
Относительная погрешность, %	10,8	2,2	2,5	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	3,0	3,0
$L_{u \text{ max}}$, М	7,00	7,05	8,05	7,60	7,75	7,90	7,60	7,75	7,60	7,75
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	7,61									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,020	0,084	0,150	0,19	0,29	0,38	0,43	0,59	0,73	0,87
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	8,55	9,60	10,60	10,30	10,10	10,40	10,05	10,10	10,00	10,10
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	9,98									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0069	0,0049	0,0085	0,033	0,024	0,024	0,033	0,044	0,05	0,07
L_{cp} , М	8,80									
$S = 15,0 \text{ м}^2, w_r = 6,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0370	0,0410	0,0409	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0408	0,0407
Относительная погрешность, %	10,8	2,0	2,5	2,5	2,8	2,8	2,8	2,8	3,0	2,8
$L_{u \text{ max}}$, М	9,10	10,30	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15	10,15
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	10,06									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,019	0,064	0,148	0,22	0,28	0,37	0,43	0,58	0,70	0,87
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	11,30	14,10	13,75	13,85	13,80	13,80	13,90	13,85	13,90	13,90
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	13,62									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0044	0,0031	0,0096	0,012	0,017	0,024	0,024	0,038	0,04	0,05
L_{cp} , М	11,84									

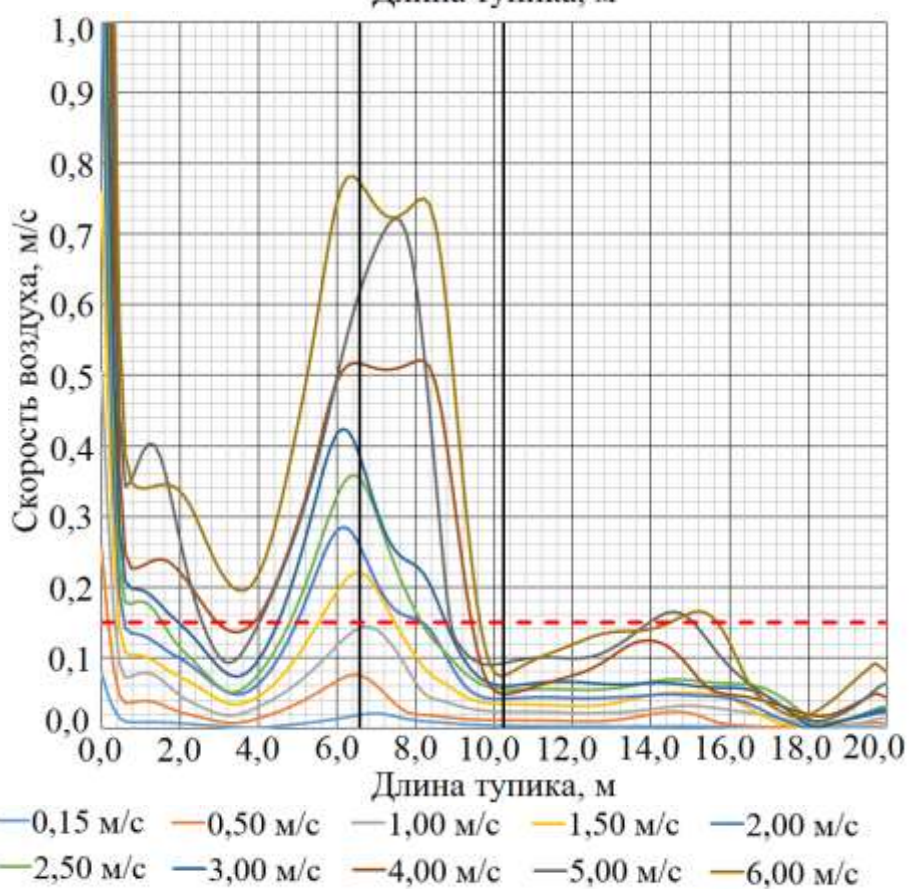
Примечание. $L_{u \text{ max}}$ – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; $L_{u \text{ min}}$ – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; L_{cp} – средняя длина пространственного вихря, м.

в) Высота тупика $h_T = 3,0$ м

а



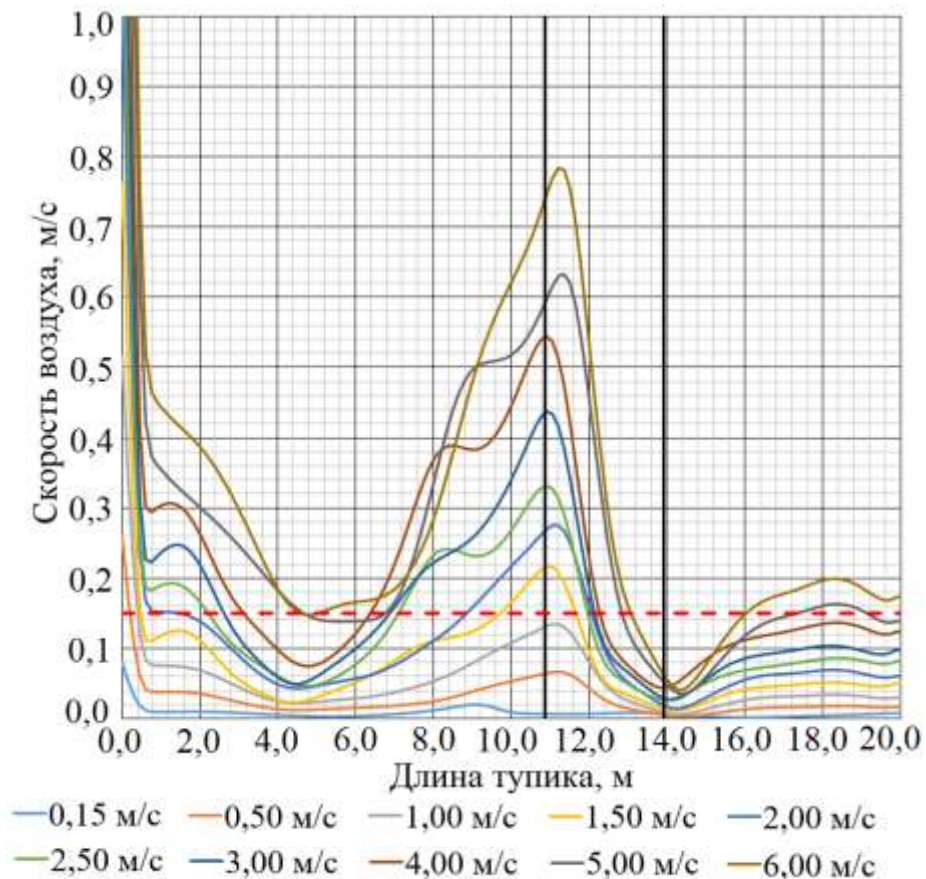
б



а – $S = 9,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0$ м; б – $S = 14,4 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8$ м; в – $S = 18,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0$ м

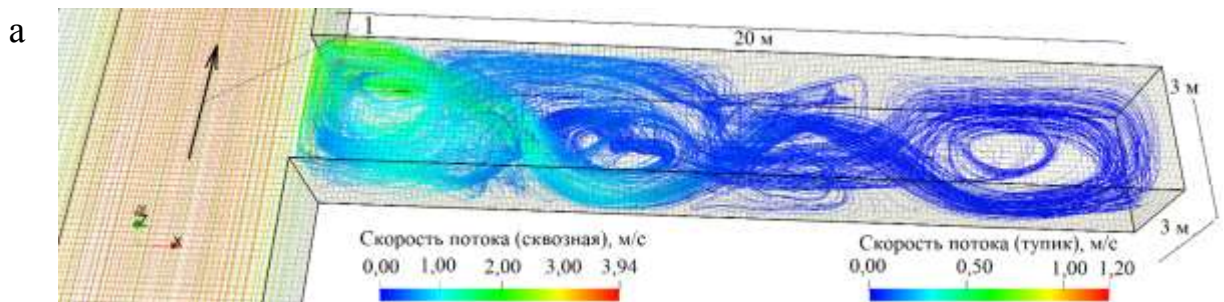
Рисунок 4.15 – Диаграмма распределения скорости течений в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 3,0$ м (начало)

В



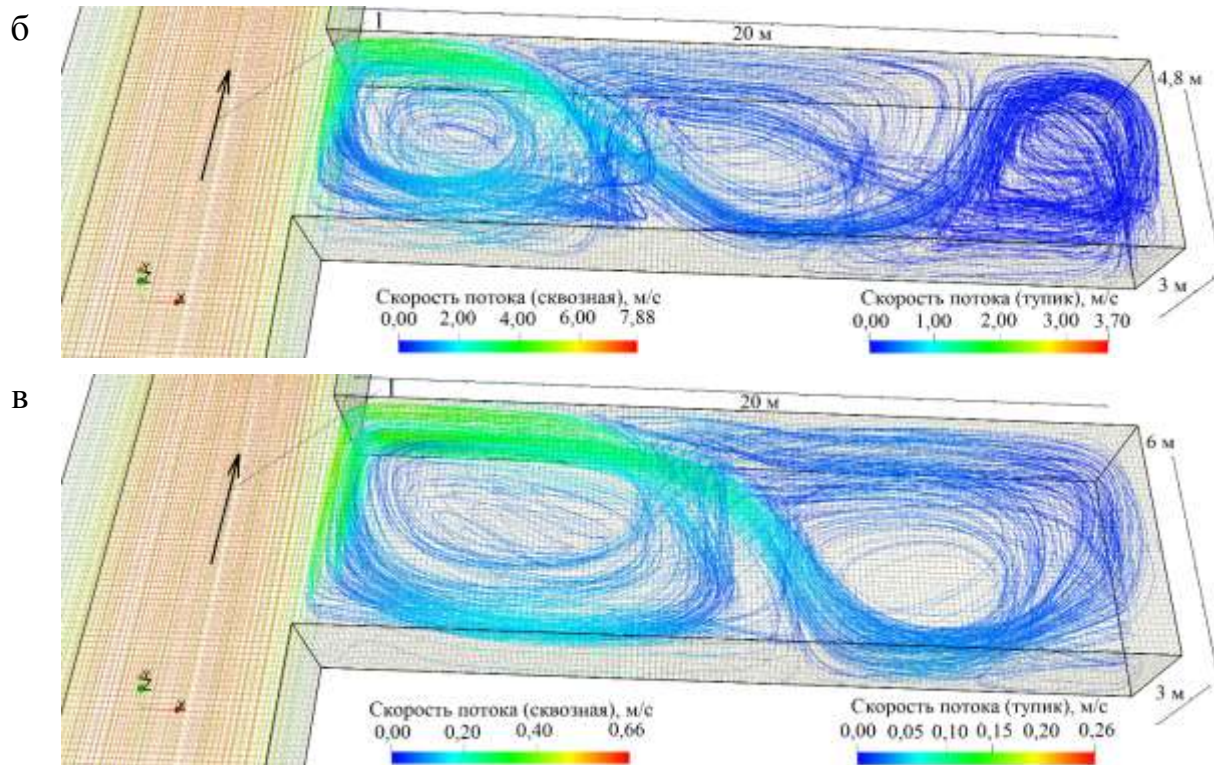
а – $S = 9,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$; б – $S = 14,4 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$; в – $S = 18,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$
 Рисунок 4.15 – Диаграмма распределения скорости течений
 в пространственных вихрях, проветривающих тупик с $h_T = 3,0 \text{ м}$ (окончание)

На рисунке 4.16 приведены линии тока вихревых пространственных структур в тупике при его высоте $h_T = 3,0 \text{ м}$ для некоторых моделей при разных средних скоростях u , м/с, в подготовительной (сквозной) выработке.



а – $S = 9,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$, $u = 3,00 \text{ м/с}$; б – $S = 14,4 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$, $u = 6,0 \text{ м/с}$;
 в – $S = 18,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$, $u = 0,5 \text{ м/с}$

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке
 Рисунок 4.16 – Линии тока вихревых пространственных структур
 в тупике высотой $h_T = 3,0 \text{ м}$ (начало)



а – $S = 9,0 \text{ м}^2$, $w_T = 3,0 \text{ м}$, $u = 3,00 \text{ м/с}$; б – $S = 14,4 \text{ м}^2$, $w_T = 4,8 \text{ м}$, $u = 6,0 \text{ м/с}$;
в – $S = 18,0 \text{ м}^2$, $w_T = 6,0 \text{ м}$, $u = 0,5 \text{ м/с}$

1 – направление движение воздуха в подготовительной выработке

Рисунок 4.16 – Линии тока вихревых пространственных структур в тупике высотой $h_T = 3,0 \text{ м}$ (окончание)

В таблице 4.7 приведены результаты численного моделирования для условий высоты тупика $h_T = 3,0 \text{ м}$. Относительная погрешность численного расчёта оценена посредством сравнения коэффициента β подготовительной выработки с аналитическим решением по формуле (1.3). Максимальная её величина для данных условий не превысила 9,3 %.

Таблица 4.7 – Результаты моделирования для условий высоты тупика $h_T = 3,0$ м

Параметр	Значения параметров при средней скорости потока воздуха в подготовительной (сквозной) выработке u , м/с									
	0,15	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00	4,00	5,00	6,00
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0397	0,0385	0,0382	0,0381	0,0381	0,0380	0,0380	0,0380	0,0380	0,0380
$S = 9,0 \text{ м}^2, w_r = 3,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0361	0,0400	0,0399	0,0399	0,0399	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398
Относительная погрешность, %	9,1	3,9	4,5	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7
$L_{u \text{ max}}$, М	5,20	4,75	4,75	4,75	4,75	4,75	4,75	4,75	4,6	4,65
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	4,76									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,019	0,079	0,156	0,23	0,31	0,39	0,47	0,60	0,77	0,93
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	6,40	5,95	6,15	6,05	6,15	6,05	6,00	5,70	6,05	5,90
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	6,04									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0023	0,0101	0,0200	0,031	0,040	0,054	0,059	0,097	0,11	0,12
L_{cp} , М	5,40									
$S = 14,4 \text{ м}^2, w_r = 4,8 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0360	0,0400	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0398	0,0397
Относительная погрешность, %	9,3	3,9	4,2	4,5	4,5	4,7	4,7	4,7	4,7	4,5
$L_{u \text{ max}}$, М	7,00	6,45	6,70	6,55	6,15	6,40	6,35	6,45	7,45	6,40
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	6,59									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,021	0,076	0,144	0,22	0,28	0,36	0,42	0,52	0,72	0,78
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	10,40	9,95	10,25	10,50	10,10	10,50	10,35	10,25	9,90	10,20
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	10,24									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0039	0,0101	0,0215	0,034	0,042	0,055	0,061	0,048	0,09	0,07
L_{cp} , М	8,42									
$S = 18,0 \text{ м}^2, w_r = 6,0 \text{ м}$										
Коэффициент β по модели	0,0360	0,0399	0,0398	0,0398	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397
Относительная погрешность, %	9,3	3,6	4,2	4,5	4,2	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
$L_{u \text{ max}}$, М	9,10	11,20	11,15	10,90	11,15	10,90	10,90	10,90	11,35	11,20
Среднее значение $L_{u \text{ max}}$, М	10,88									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ max}}$, м/с	0,020	0,067	0,135	0,22	0,27	0,33	0,44	0,54	0,63	0,78
$L_{u \text{ min}}$ (граница вихря), м	11,45	14,40	14,25	14,20	14,25	13,95	14,10	13,90	14,40	14,35
Среднее значение $L_{u \text{ min}}$, М	13,93									
Скорость воздуха при $L_{u \text{ min}}$, м/с	0,0060	0,0030	0,0063	0,012	0,014	0,027	0,026	0,044	0,04	0,04
L_{cp} , М	12,41									

Примечание. $L_{u \text{ max}}$ – расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью воздуха, м; $L_{u \text{ min}}$ – расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью воздуха (граница вихря), м; L_{cp} – средняя длина пространственного вихря, м.

4.3.4 Обобщение результатов исследования

На рисунках 4.17 и 4.18 приведены полученные зависимости протяжённости проветриваемой за счёт турбулентной диффузии зоны тупиковой выработки от её ширины и высоты. На данных рисунках: а – среднее расстояние до 1-ой точки экстремума с максимальной скоростью течения, м; б – среднее расстояние до точки экстремума с минимальной скоростью течения (граница вихря), м; в – средняя протяжённость первого пространственного вихря, м.

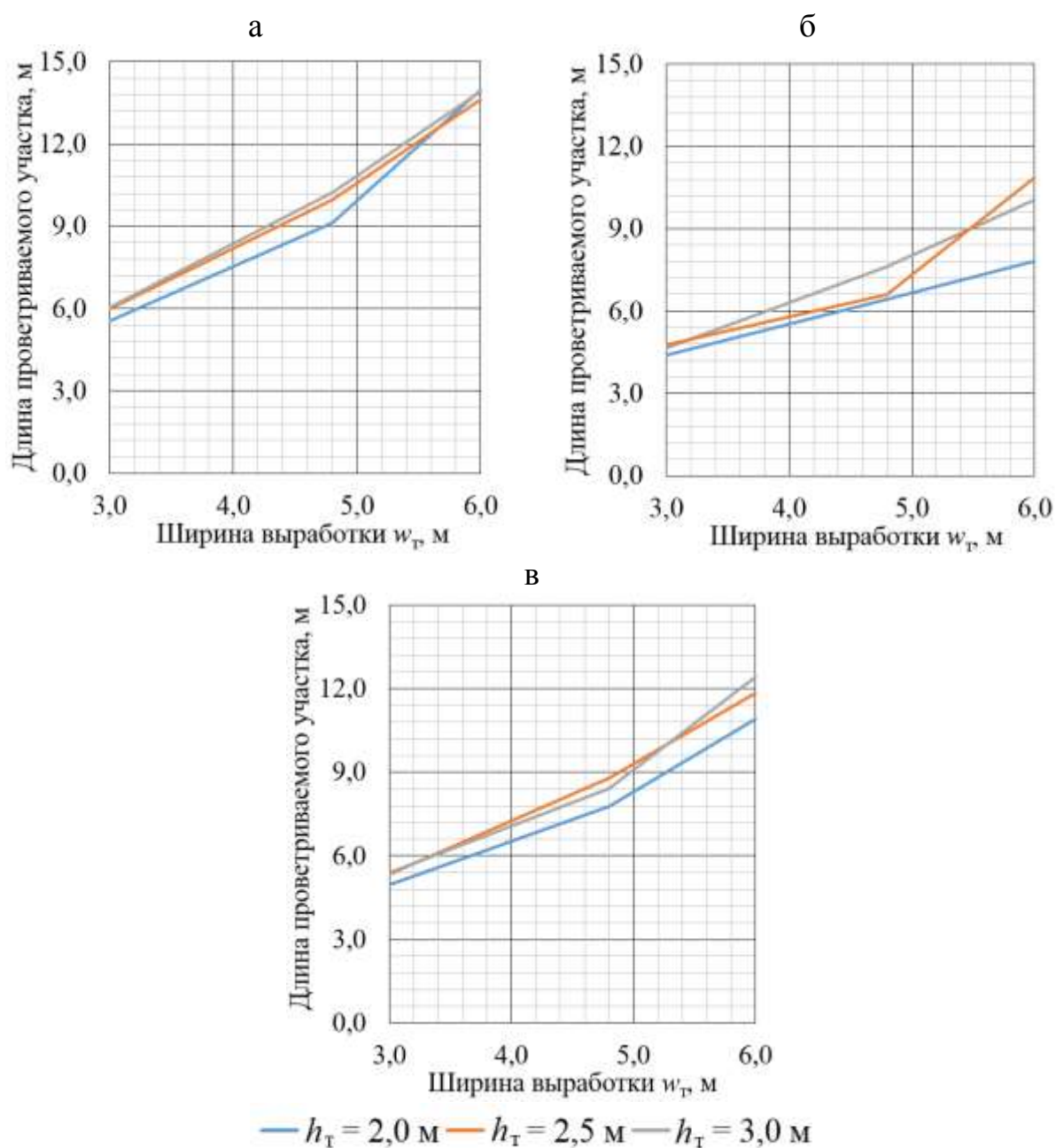


Рисунок 4.17 – Зависимость протяжённости проветриваемого за счёт турбулентной диффузии участка тупика от его ширины w_T , м

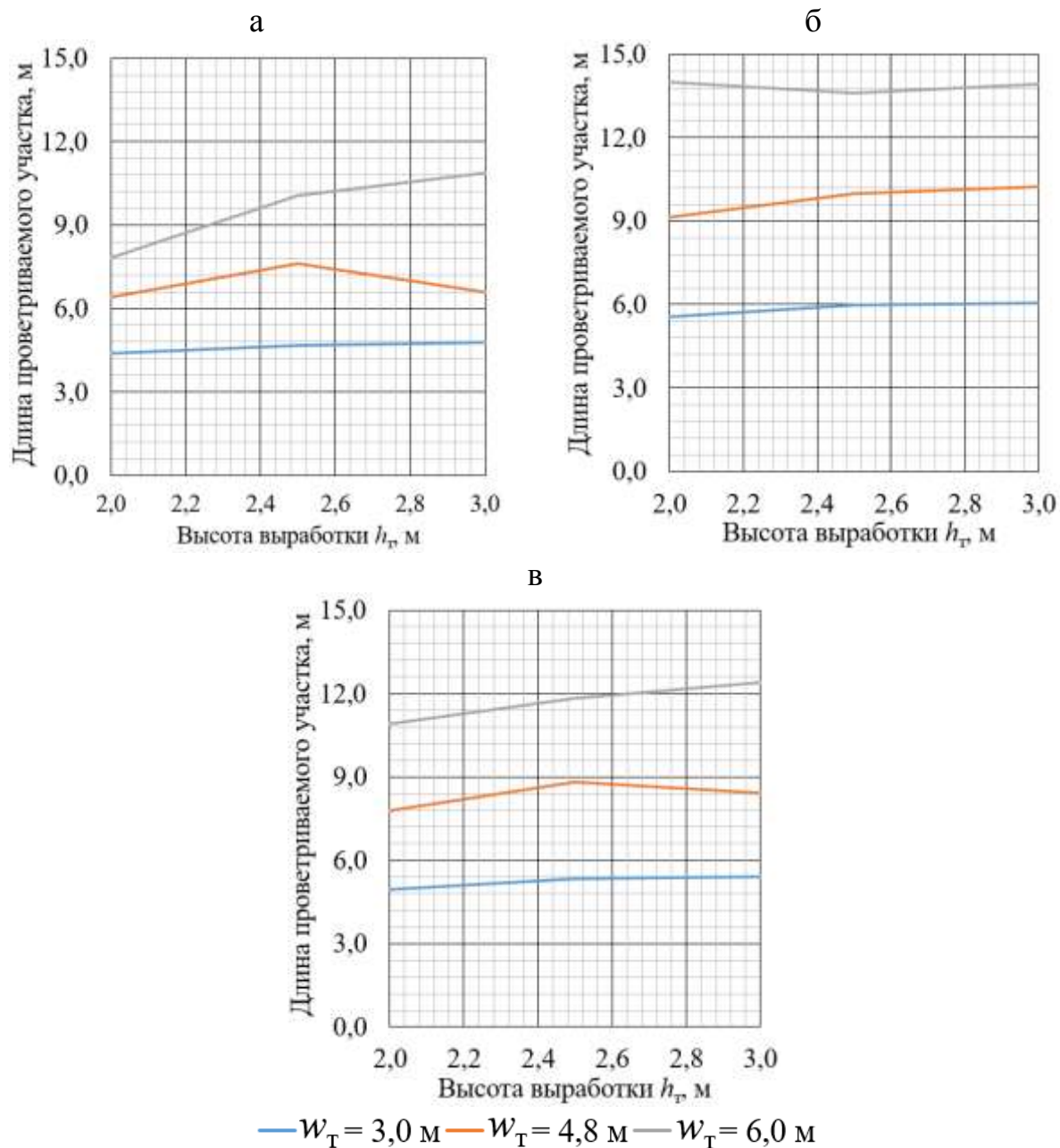


Рисунок 4.18 – Зависимость протяжённости проветриваемого за счёт турбулентной диффузии участка тупика от его высоты h_T , м

Как видно из графиков 4.17 и 4.18, зависимости являются близкими к линейному виду. Длина проветриваемого участка тупиковой выработки возрастает с увеличением её высоты и ширины. Это связано с тем, что поток воздуха, проходящего мимо тупика, расширяется на большей длине подготовительной (сквозной) горной выработки, и в тупик в итоге заходит плоская свободная струя большего объёма с большей кинетической энергией (рисунки 4.12, 4.14 и 4.16).

Длина участка проветриваемой за счёт турбулентной диффузии тупиковой горной выработки определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м (таблицы 4.5-4.7). Из диаграмм, приведённых на рисунках 4.11, 4.13 и 4.15, видно, что для обеспечения в первом пространственном вихре скорости воздуха, соответствующей минимально допустимой по действующим нормативным документам, регламентирующим параметры рудничной атмосферы в выработках угольной шахты, равной 0,15 м/с, скорость течения воздушной струи в сквозной выработке должна быть не менее 1 м/с.

Выводы

В данной главе проведено исследование и научное обоснование параметров проветривания тупиков, оставляемых при изоляции отработанных выемочных участков и примыкающих к действующим подготовительным горным выработкам. Получены следующие результаты:

1. Выполнено описание физического процесса проветривания тупиков за счёт турбулентной диффузии, сущность которого заключается в расширении и отрыве части проходящего по сквозной выработке потока, возникновении плоской свободной струи и системы пространственных вихрей. При этом энергия, значительно уменьшаясь, передаётся от вихря к вихрю за счёт массообменных процессов и сил трения.

2. Выполнены натурные исследования по оценке скоростей воздуха в тупиках в условиях шахты «Есаульская» и численное моделирование данного процесса для аналогичных условий с использованием разработанной математической модели. Полученные результаты сопоставимы между собой, относительная погрешность не превысила 13,3 %.

3. Разработана методология и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей тупиков с возможностью использования широкого спектра площадей поперечных сечений горных выработок.

4. Выполнено исследование и обоснование размеров проветриваемой зоны тупика для условий ширины выработки w_T от 5,0 до 6,0 м и её высоты h_T от 2,0 м до 3,0 м, что соответствует площади поперечного сечения S от 6,0 м² до 18,0 м². Установлено, что длина проветриваемого участка определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 м до 12,4 м.

5. Зависимости длин проветриваемых зон от высоты и ширины тупика являются близкими к линейным. Длины участков возрастают при увеличении площади поперечного сечения тупика.

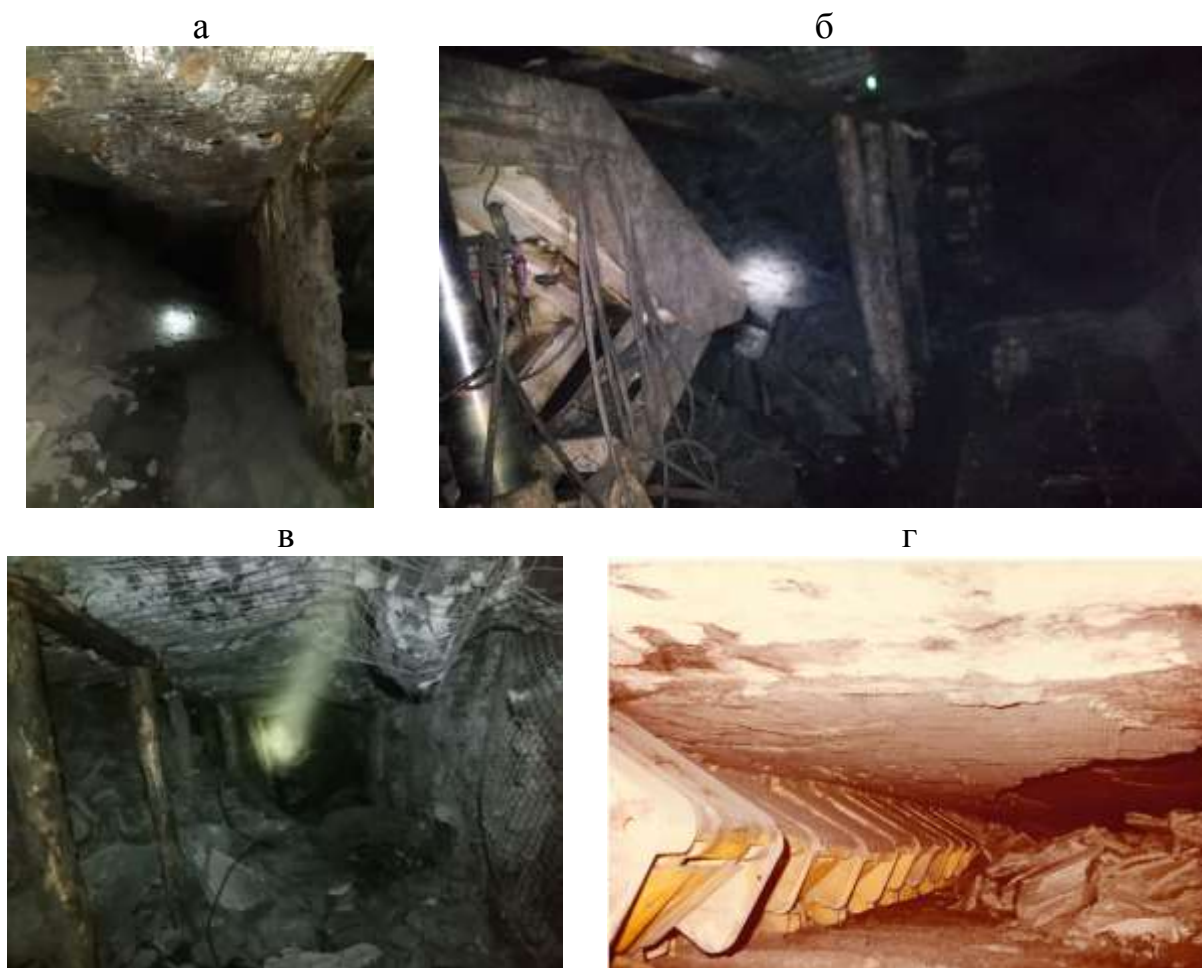
6. Установлено, что для обеспечения в первом пространственном вихре скорости воздуха, соответствующей минимально допустимой по действующим нормативным документам, регламентирующим параметры рудничной атмосферы в выработках угольной шахты, равной 0,15 м/с, скорость течения воздушной струи в сквозной выработке должна быть не менее 1 м/с.

7. Выполнена оценка относительной погрешности полученных численных значений коэффициентов β сквозных выработок с аналитическим решением. Расхождение значений по всему стеку моделей не превысило 11,4 %.

5 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ОБРУШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫСОКОНАГРУЖЕННЫМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

5.1 Моделирование воздухораспределения в шахтных вентиляционных сетях с учётом выработанных пространств

Как уже отмечалось, ВП и зоны обрушения в целом (рисунок 5.1) являются активной частью ШВС и оказывают существенное влияние на аэрогазодинамические процессы, протекающие в действующих подземных горных выработках, особенно примыкающих к ВП (оконтуривающие выемочный столб штреки, очистные забои).



а, б, в – шахта «Есаульская»; г – зарубежная шахта [311]
Рисунок 5.1 – Вид на нижнюю часть зоны обрушения из-за секций механизированной крепи со стороны сопряжения

С целью учёта данного влияния при моделировании процессов воздухо-распределения в пределах выемочных участков в программе «Вентиляция» ча-

сто применяют подход, основанный на представлении ВП сетью каналов (рисунок 5.2) [92], либо единственной интегральной ветвью. При этом делается допущение о том, что процессы фильтрации происходят в турбулентном режиме и значения аэродинамических сопротивлений вводятся в соответствии с рекомендациями [7, 13].

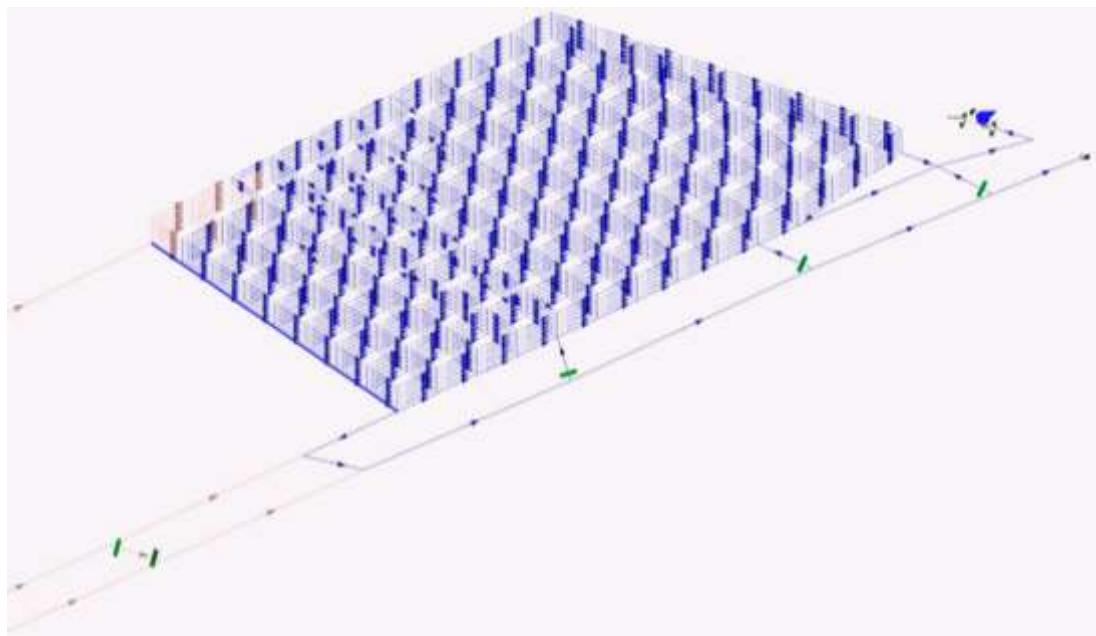


Рисунок 5.2 – Модель ВП, разбитого на множество аэродинамически связанных каналов, выполненная в программе «Вентиляция» [92]

При управлении кровлей полным обрушением ВП состоит из дезинтегрированных на блоки горных пород, а также пустот в «куполах», локализованных на участках, примыкающих к задней стенке монтажной камеры, бокам выемочного столба, закрепного пространства. Находясь под воздействием перепадов давления в данной среде, воздух может двигаться в режимах как ламинарном (пористая среда обрушенных пород, рисунок 5.3), так и в турбулентном (пустоты). Согласно результатам научных работ, выполненных Л.А. Пучковым и Н.О. Калединой [41, 252, 254], распределение режимов фильтрации газовоздушных потоков в ВП имеет вид: 58 % приходится на переходные режимы, 24 % составляют потоки с линейной фильтрацией, а 18 % относятся к турбулентному режиму движения воздуха. В связи с этим подход, основанный на представлении ВП одной интегральной ветвью, является некоррект-

ным и даёт неверную качественную и количественную картину о направлениях и объёмах движущегося в зонах обрушения воздуха, а также не учитывает процессы формирования газового коллектора. Метод же, основанный на гипотезе о повсеместном турбулентном режиме фильтрации и представлении ВП сетью аэродинамически связанных каналов, обосновывается тем, что в обрушенной среде пакеты фрагментированных блоков при посадках консолей кровли образуют хаотично связанные между собой пустоты и течения в этой среде определяются стохастическими движениями объёмов флюидов. Однако, данный подход предоставляет неполную информацию о формировании газового коллектора как пустоты в куполах зоны обрушения в виду отсутствия учёта динамики параметров геомеханических процессов.

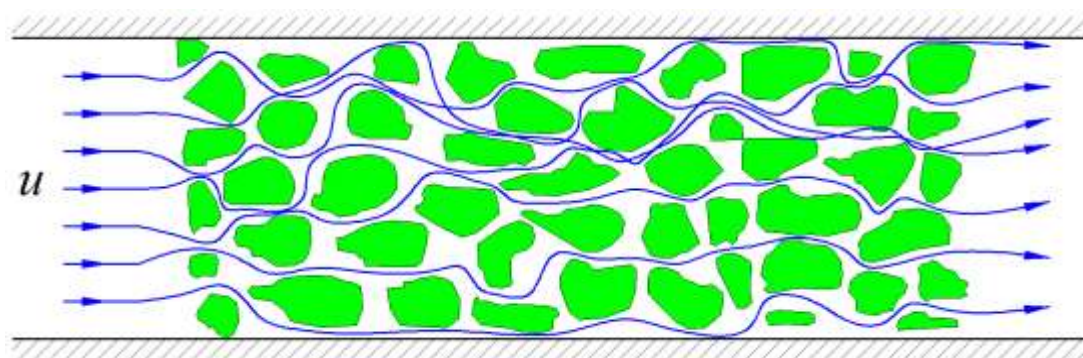


Рисунок 5.3 – Схема фильтрационного движения в пористой среде

Указанные положения обуславливают потребность в создании математической модели, позволяющей изучать процессы, протекающие в ВП, и в целом зоне обрушения, с точки зрения аэрогазодинамики. Для этой цели необходимо сформировать описание физических процессов (модели) дезинтеграции на блоки слоёв горных пород, их обрушения пакетами в созданную при ведении очистных работ пустоту, разрыхления и последующего уплотнения, формирования пустот в приконтурных частях, а также изменения проницаемости этой среды. Такая модель обеспечит выполнение исследования единого газодинамического комплекса выемочного участка и по результатам разработку предложений по созданию высокоэффективных систем управления газовыделением. Она составлена и приведена в разделе 2.3 «Разработка и адаптация

математической модели геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения». С её использованием проведено исследование процессов в программе «Геомеханика» [20-23, 113, 114, 290].

5.2 Моделирование и исследование геомеханических процессов в области зоны сдвижения

5.2.1 Выявление системных особенностей процессов при обрушении слоёв пород кровли

Для целей моделирования принято допущение об упругопластическом разрушении горных пород при достижении ими предела прочности. Это позволяет использовать алгоритм оценки устойчивости породных плит при их смещении в зависимости от образовавшегося свободного пролёта на основе данных по распределению коэффициента остаточной прочности $k_{\text{ост}}$ (рисунки 5.4 и 5.5). Для реализации этого допущения использован дополнительный программный модуль (разработчики – специалисты кафедры Геотехнологии СибГИУ). Вычисление $k_{\text{ост}}$ реализовано по максимальным тангенциальным напряжениям согласно формуле

$$k_{\text{ост}} = \tau_{\text{пред}} / \tau_{\text{МКЭ}}, \quad (5.1)$$

где $\tau_{\text{пред}}$ – предельное касательное напряжение, определяемое по паспорту прочности пород, МПа;

$\tau_{\text{МКЭ}}$ – касательное напряжение, полученное по результатам численного расчёта методом МКЭ, МПа.

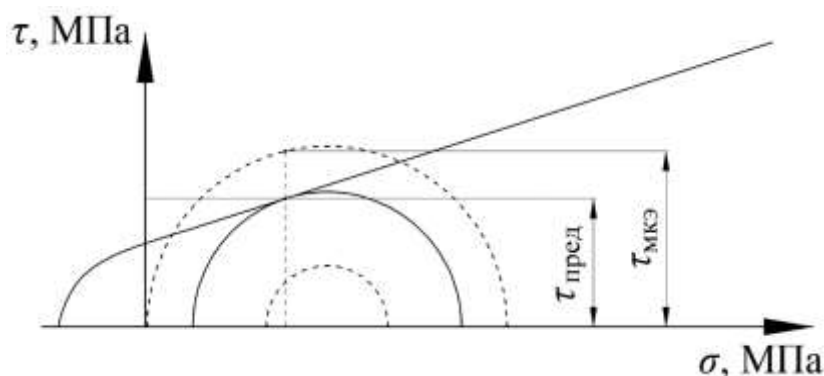
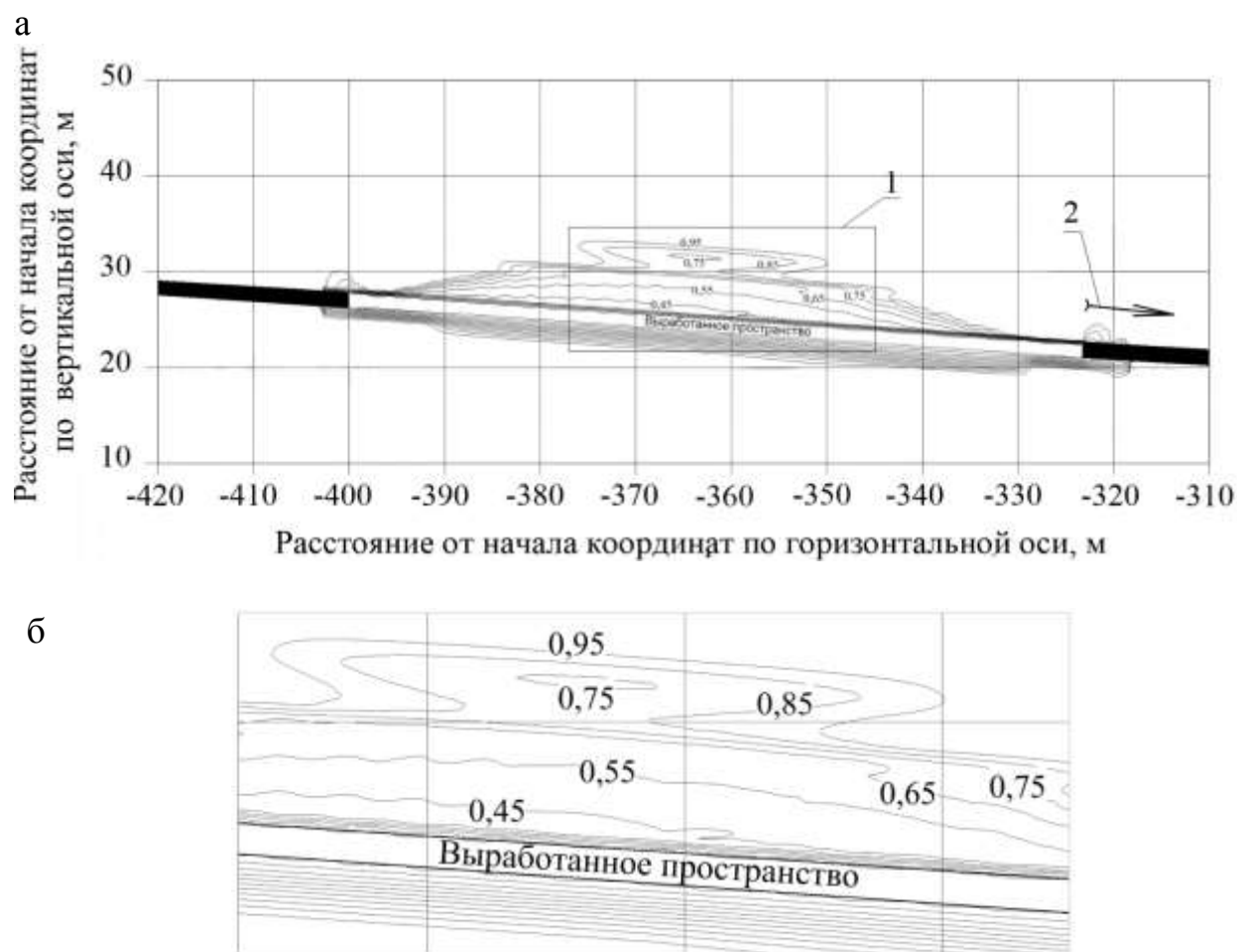


Рисунок 5.4 – Модель вычисления коэффициента остаточной прочности

Полученные по результатам моделирования выходные данные применены для определения шагов обрушения пород непосредственной и основной кровли угле вмещающего массива горных пород. Используются следующие модули пакета «Геомеханика» (рисунок 1.21): 1 – «Ввод исходных данных...»; 2 – «Решение упругой статической задачи». В качестве комплекса начальных горно-геологических и горнотехнических условий применены параметры в/у 16-17 [85, 113].



а – вид участка модели геомассива, вмещающего ВП;

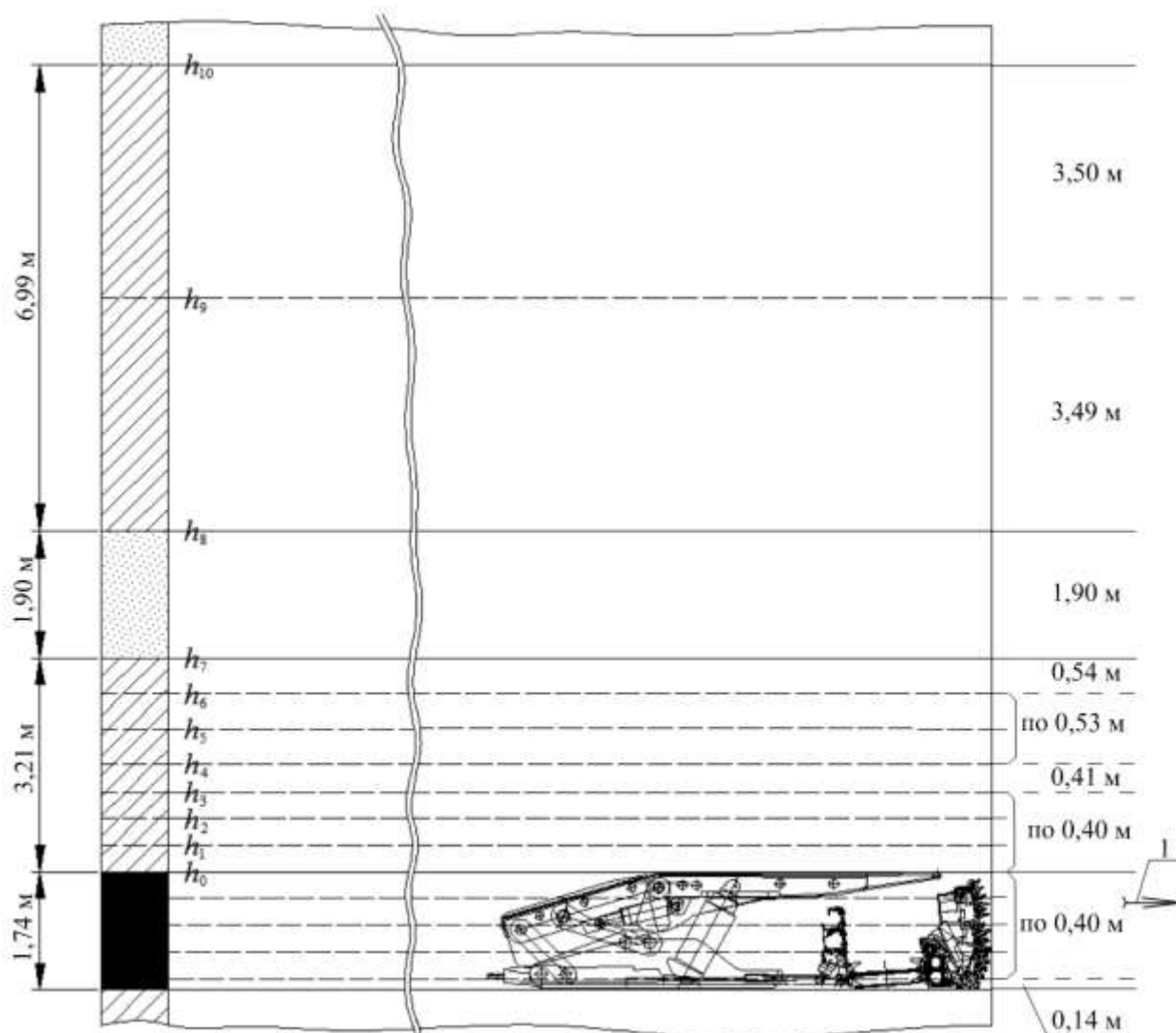
б – детальный вид по центру зоны сдвижения (1);

2 – направление отработки пласта

Рисунок 5.5 – Изменение значений $k_{ост}$ в части зоны сдвижения, смежной к ВП, для условий сечения I

При исследовании процессов обрушения и разрыхления обрушающихся пород выполнено дифференцирование слоёв кровли на подслои. Так слой мелкозернистого алевролита мощностью 3,21 м разделён на 7 подслоёв, а вынимаемый пласт мощностью 1,74 м, в свою очередь, – на 5 подслоёв различной

мощности. Программно-аппаратные ограничения, связанные со скоростью вычислительных процессов, исключают возможность проведения более тонкого разделения, т. к. значительно замедляется процесс вычислений.



1 – направление отработки столба; $h_0...h_{10}$ – высотные отметки относительно кровли пласта

Рисунок 5.6 – Детальный стратиграфический разрез и деление слоёв кровли на подслои для условий сечения I (в/у 16-17, шахта «Абашевская»)

Процесс деформирования и обрушения пород кровли при отработке выемочного столба исследован начиная с длины ВП, равной 16,9 м, включая ширину монтажной камеры. Принятый интервал времени при моделировании равен 1 сут, прирост длины ВП – суточный отход очистного забоя. При длине ВП 16,9 м породы кровли сохраняют свою устойчивость и обрушения не про-

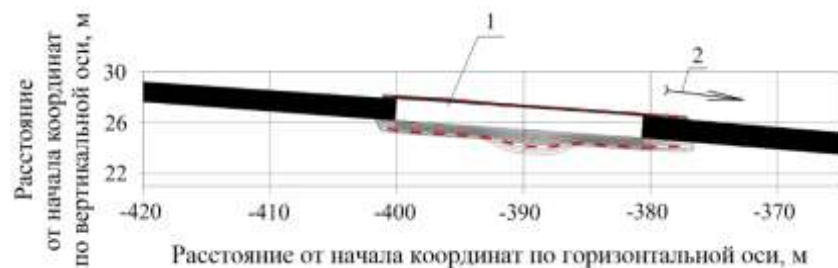
исходит. Однако, увеличение длины ВП до 19,5 м приводит к частичной потере прочности первого подслоя мелкозернистого алевролита без разрушения (рисунки 5.7 а, б). На данном и последующих рисунках пунктирной линией красного цвета обозначены изолинии коэффициента остаточной прочности со значением, равным $k_{\text{ост}} = 0,8$, а положение монтажной камеры по оси абсцисс соответствует -400 м. Серым цветом выделена область изменения коэффициента $k_{\text{ост}}$. Для длины ВП, равной 19,5 м, положение очистного забоя соответствует -380,5 м.

При увеличении длины ВП до 21,7 м при дальнейшем отходе очистного забоя, как изображено на рисунках 5.7 а', б', в', происходит снижение прочностных характеристик первого слоя мелкозернистого алевролита на длине участка 13,6 м до значений меньших выбранного предела устойчивости. Положение очистного забоя соответствует -378,3 м.

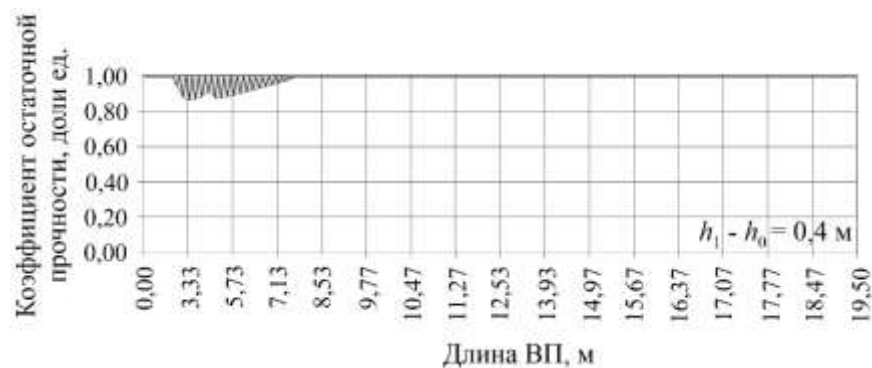
Результаты моделирования, приведённые на рисунке 5.7, характеризуются наличием эксцентриситета прогиба породных плит от центра свободного пролёта (несимметричность). Данный результат согласовывается с экспериментальными данными, полученными А.А. Борисовым и изложенными в работах [57, 58].

В ходе дальнейшего исследования получено, что при протяжённости ВП, соответствующей 23,8 м, процесс упругого деформирования массива не приводит к дополнительным потерям прочности, т. е. не происходит отслаивания и падения новых фрагментов пород. При увеличении длины ВП до 26,5 м обрушается второй подслоя мелкозернистого алевролита, а при 29,3 м также и участок третьего подслоя. Изолинии коэффициента остаточной прочности $k_{\text{ост}}$ для последнего обозначенного положения забоя приведены на рисунке 5.8. В соответствии с координатой по оси абсцисс поверхность забоя расположена на отметке -370,7 м.

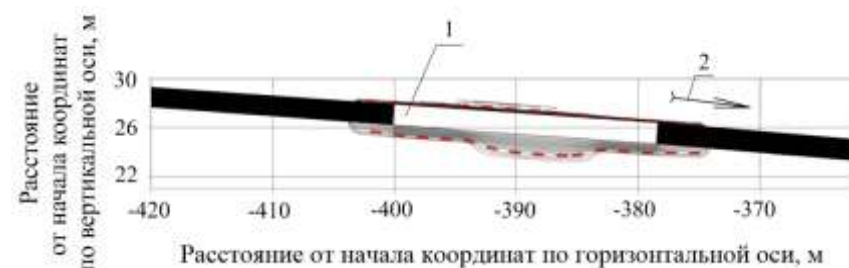
а



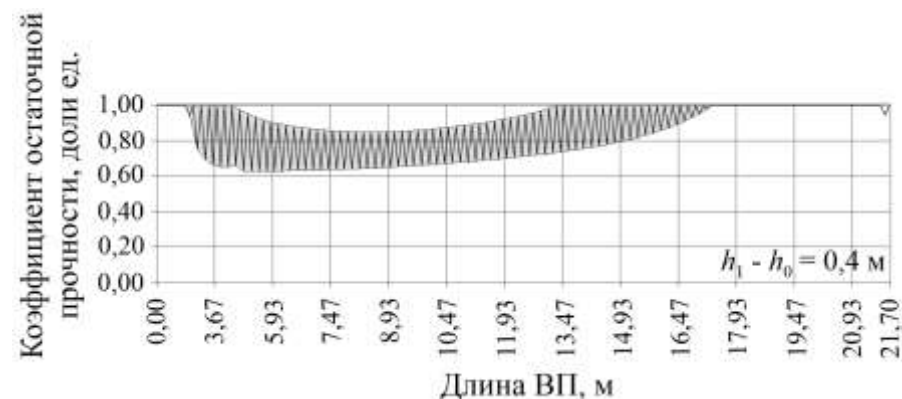
б



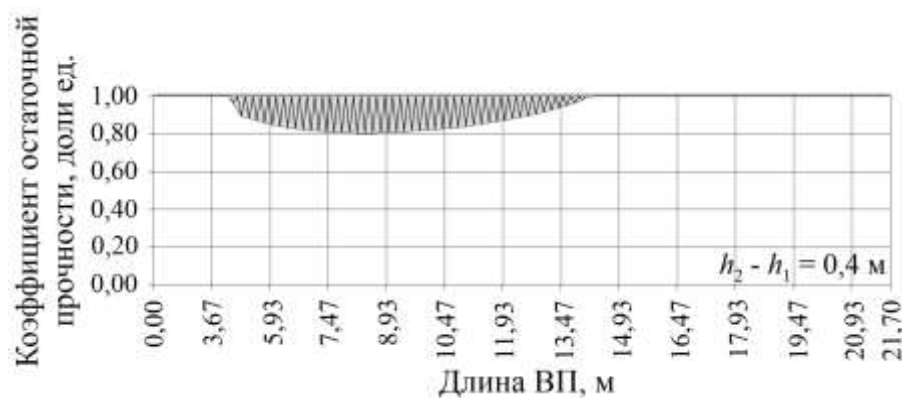
а'



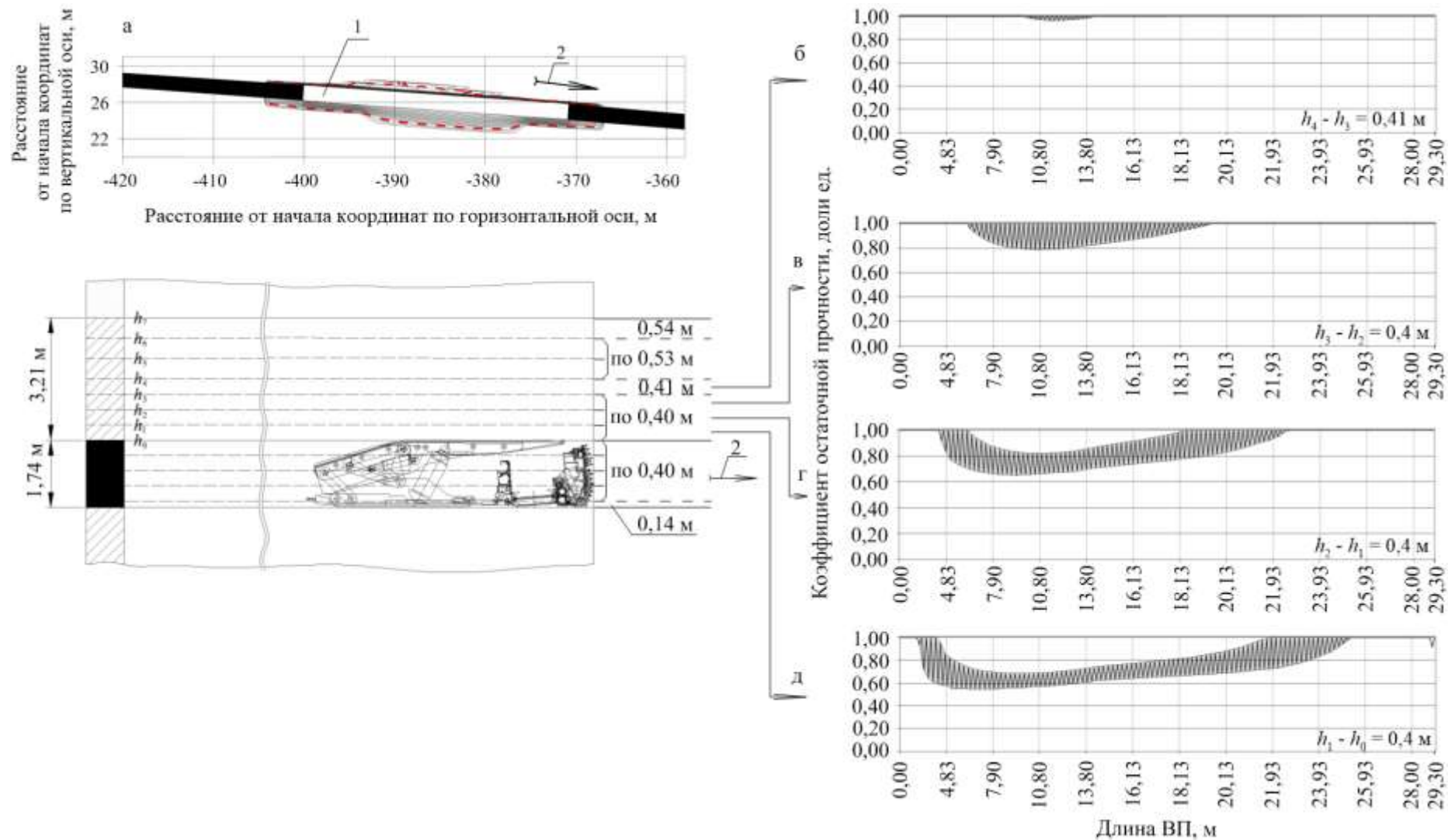
б'



в'



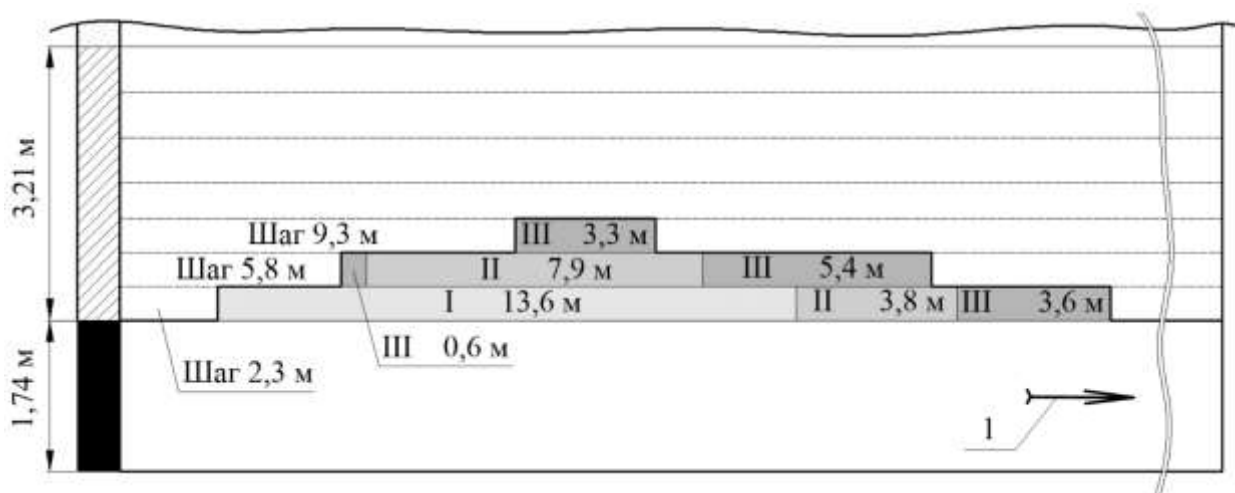
а, а' – в целом по сечению I ; б, б' – для участка геомассива, расположенного между плоскостями с высотными отметками h_1-h_0 (первый подслой);
 в' – тоже для h_2-h_1 (второй подслой);
 1 – созданная пустота; 2 – направление отработки столба
 Рисунок 5.7 – Изолинии и область изменения значений коэффициента $k_{ост}$ при отходе от монтажной камеры:
 а, б – 19,5 м; а', б', в' – 21,7 м



а – в целом по сечению I ; б – для участка геомассива, расположенного между плоскостями с высотными отметками h_1-h_0 (первый подслей); в – тоже для h_2-h_1 (второй подслей); г – тоже для h_3-h_2 (третий подслей); д – тоже для h_4-h_3 (четвёртый подслей); 1 – созданная пустота; 2 – направление отработки столба

Рисунок 5.8 – Изолинии и область изменения значений коэффициента $k_{\text{ост}}$ при отходе от монтажной камеры 29,3 м

Процесс последовательного обрушения пакетов блоков пород мелкозернистого алевролита, полученный по результатам моделирования в программе «Геомеханика» для сечения *I*, изображён на рисунке 5.9. Отход забоя от монтажной камеры составляет 29,3 м.



1 – направление отработки столба; I 13,6 м; II 7,9 м и т. п. – порядок отслаивания блоков и их продольный размер

Рисунок 5.9 – Порядок обрушения пакетов блоков подслоёв кровли при отходе от монтажной камеры на 29,3 м

Последующее моделирование геомеханических процессов выполнено сходным образом с планомерным отходом от монтажной камеры в соответствии с фактической нагрузкой на забой и постепенным аккумулярованием деформаций слоёв кровли. Всего получено 19 положений очистного забоя, для которых оконтурены обрушенные участки слоёв кровли и определены шаги обрушения блоков пород. Результаты моделирования сведены в таблицу 5.1. Обозначения подслоёв пород кровли выполнено в соответствии с рисунком 5.6.

Таблица 5.1 – Шаги посадки участков кровли, полученные по результатам моделирования

№ п/п	Длина ВП, м	h_1-h_0 , м	h_2-h_1 , м	h_3-h_2 , м	h_4-h_3 , м	h_5-h_4 , м	h_6-h_5 , м	h_7-h_6 , м	h_8-h_7 , м
1	16,9	-	-	-	-	-	-	-	-
2	19,5	-	-	-	-	-	-	-	-
3	21,7	13,6	-	-	-	-	-	-	-

Окончание таблицы 5.1

4	23,8	-	-	-	-	-	-	-	-
5	26,5	3,8	7,9	-	-	-	-	-	-
6	29,3	3,6	$\frac{0,6}{5,4}$	3,3	-	-	-	-	-
7	32,4	-	-	-	-	-	-	-	-
8	35,6	8,0	$\frac{0,4}{9,8}$	$\frac{2,6}{14,2}$	14,3	2,1	-	-	-
9	38,2	2,4	2,7	2,7	3,0	$\frac{1,2}{4,8}$	-	-	-
10	41,8	3,3	3,3	3,3	3,7	$\frac{2,1}{4,5}$	-	-	-
11	45,6	3,9	4,0	4,1	$\frac{0,8}{4,8}$	$\frac{1,6}{6,1}$	15,2	-	-
12	49,1	3,2	3,2	3,6	3,6	3,6	3,6	9,6	-
13	52,7	3,2	$\frac{0,5}{3,2}$	$\frac{0,4}{2,8}$	$\frac{0,3}{2,8}$	$\frac{0,8}{3,2}$	$\frac{1,4}{4,3}$	$\frac{2,2}{5,2}$	9,0
14	56,2	3,2	3,0	3,5	3,5	3,5	3,0	$\frac{1,0}{3,5}$	$\frac{1,5}{4,0}$
15	59,7	3,0	3,4	2,5	2,5	3,0	3,0	3,5	3,5
16	63,2	2,6	2,4	3,0	2,9	2,0	2,0	2,0	2,0
17	66,7	$\frac{2,3}{4,1}$	3,9	3,5	3,1	4,0	4,5	4,5	$\frac{0,5}{5,5}$
18	69,3	2,6	2,8	2,5	3,0	3,0	2,5	2,5	2,5
19	73,5	3,1	3,0	3,5	3,5	3,0	3,5	3,5	3,5

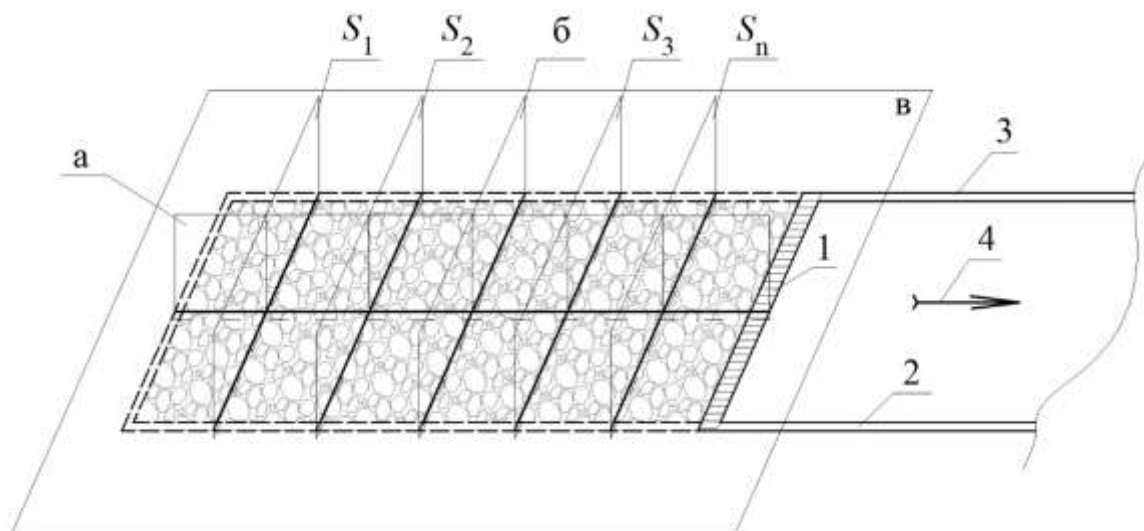
Примечание. В числителе – консоль со стороны монтажной камеры; в знаменателе – со стороны очистного забоя

Выполненное исследование позволило установить, что для принятых горно-геологических и горнотехнических условий процесс посадки кровли протекает в виде постепенного расслоения и сводообразования, что отмечается на рисунке 5.9 и в таблице 5.1. Характерной особенностью является то, что слой кровли обрушается не единой плитой, а пакетами блоков при развитии систем макро- и микротрещин. Строение углевмещающего массива, наличие в нём структурных ослаблений в виде интенсивности систем трещин определяют размеры блоков при фрагментировании пород кровли.

5.2.2 Оценка распределения коэффициентов разрыхления, уплотнения и проницаемости обрушенных и дезинтегрированных пород

С целью получения данных по распределению коэффициентов $k_{ост}$ в некотором принятом объёме рассматриваемой части зоны сдвижения использо-

ван ряд поперечных сечений по длине ВП как показано на рисунке 5.10. Продольное сечение «а» соответствует сечению I , а поперечные сечения S_i – заполняются данными, полученными для сечения II . Последние расположены в зоне ВП на расстоянии шага посадки пород основной кровли.



а-в – сечения I , II и плоскость пласта, соответственно; S_i – поперечные сечения; 1 – призабойное пространство; 2, 3 – горные выработки и их погашенные части; 4 – направление отработки пласта
Рисунок 5.10 – Схема расстановки сечений в пределах домена [85, 114]

При работе с программой «Геомеханика» необходимо корректно определить в исходных данных область домена, относящуюся к ВП. Для этой цели применяются следующие параметры [81, 114]:

- модуль упругости для трёхузловых КЭ, входящих в область ВП (пустое пространство, образованное в результате выемки угля), задаётся значением соответствующим машинному ноллю. Другие физико-механические параметры, участвующие в расчёте для данных областей, не задаются;
- вертикальные линии (плоскости), соответствующие положению задней стенки монтажной камеры и поверхности движущегося очистного забоя. Расстояние между двумя данными плоскостями определяет длину ВП. В случае рассмотрения сечения II задаётся положение вертикальных линий (плоскостей) соответствующих стенкам верхнего и нижнего бока ВП;
- вынимаемая мощность пласта, которая детерминируется через число и номера слоёв или подслоёв модели.

Принято, что модель ВП делится на три основные области:

1. Примыкает к границам ВП со стороны боков и погашенной монтажной камеры. В ней при посадке консолей кровли частично сохраняется пустое пространство в результате образования так называемого «шалаша». Коэффициент проницаемости в этой области напрямую зависит от того, насколько дезинтегрированные и обрушенные породы перекрывают сечение погашенной выработки. Данные положения не относятся к частично сохраняемой горной выработки, в которой устанавливается органнй ряд и выкладывается костровая крепь.

2. Собственно зона дезинтегрированных и обрушенных пород. Проницаемость здесь определяется коэффициентами рахрыхления k_p , пустотности $k_{пс}$ и уплотнения $k_{упл}$ горных пород.

3. Закрепное пространство и купола обрушения (газовый коллектор). Производственный опыт отработки выемочных столбов механизированными комплексами показывает, что за секциями крепи на расстоянии, определяемом горно-геологическими условиями, сохраняется пустое пространство, как в пределах мощности пласта, так и выше его кровли. По данному пространству активно движутся утечки воздуха или формируются застойные непроветриваемые участки. Коэффициент проницаемости здесь оценивается аналогично первой области.

В результате проведённого исследования создан новый программный модуль «Аэродинамика», включённый в структуру пакета «Геомеханика» [75, 84, 85, 114, 188, 220, 316, 330]. В его основе использованы: расчётная сетка, полученная в пакете «Геомеханика», алгоритм трансформации данных по выделенным сечениям в их трёхмерное распределение в пределах рассматриваемого участка геомассива, а также разработанная математическая модель, описывающая процессы дезинтеграции пород на блоки, их обрушение, разрыхление и последующее уплотнение с целью увязывания между собой геомеханических и аэрогазодинамических процессов в обрушенной среде. Разработка модуля выполнена с использованием языка программирования

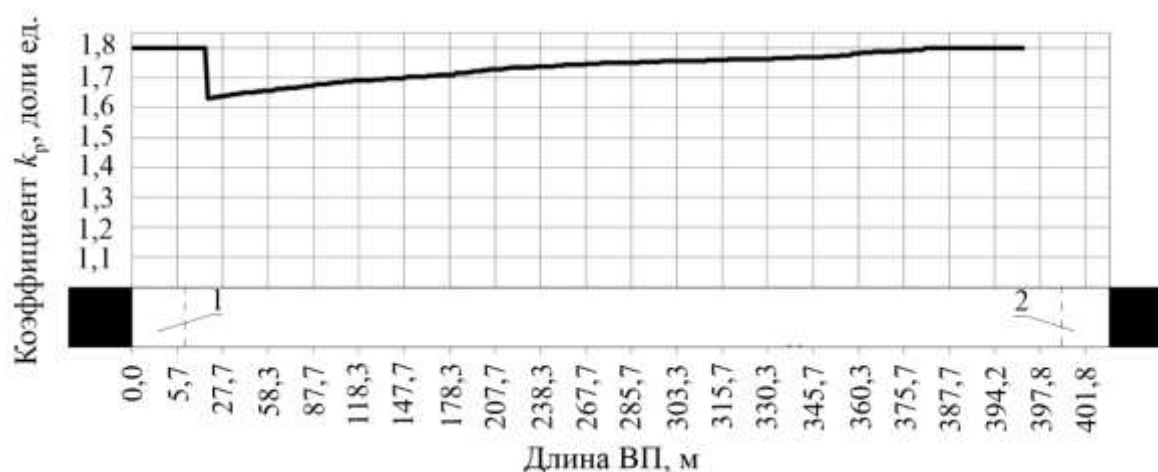
Fortran 90. Алгоритмы, заложенные в основу модуля, позволяют выполнять расчёт параметров $k_{пр}$ и $l_{ш}$ для всех выделенных промежуточных поперечных сечений и двух главных (сечения I и II). Исходными данными также в новом модуле являются результаты расчёта шагов обрушения пакетов блоков пород, полученные в двух программных модулях «Геомеханика» на основе данных о распределении коэффициента $k_{ост}$.

Составлена обобщённая блок-схема программно-алгоритмического комплекса, реализованного для целей выполнения расчётов аэродинамических параметров зоны обрушения на базе геомеханического моделирования. Она приведена на рисунке 5.11.



Рисунок 5.11 – Обобщённая блок-схема работы собранного пакета программ

График на рисунке 5.12 демонстрирует динамику изменения коэффициента разрыхления k_p в нижней части ВП согласно результатам моделирования, полученным с применением комплекса «Геомеханика». Резкое изменение значения величины k_p у монтажной камеры связано с шагам обрушения пород основной кровли и формированием участка обрушенных пород непосредственной кровли, неподверженного воздействию веса вышележащих пород.



1 – погашенная камера; 2 – призобойное пространство

Рисунок 5.12 – Динамика значений коэффициента k_p с учётом процессов уплотнения вдоль линии движения очистного фронта (нижняя часть ВП)

Выполнены расчёты и получены данные по динамике изменения фильтрационных параметров дезинтегрированных пород в зоне обрушения при отработке выемочного столба в условиях в/у 16-17 (п. 2.1.1 «Планирование и обоснование направлений исследования. Описание объектов исследования»). На основе полученных результатов построено распределение линий уровня значений проницаемости $k_{пр,Д}$, Д, дезинтегрированных, обрушенных, разрыхленных и уплотнённых пород (рисунок 5.13).

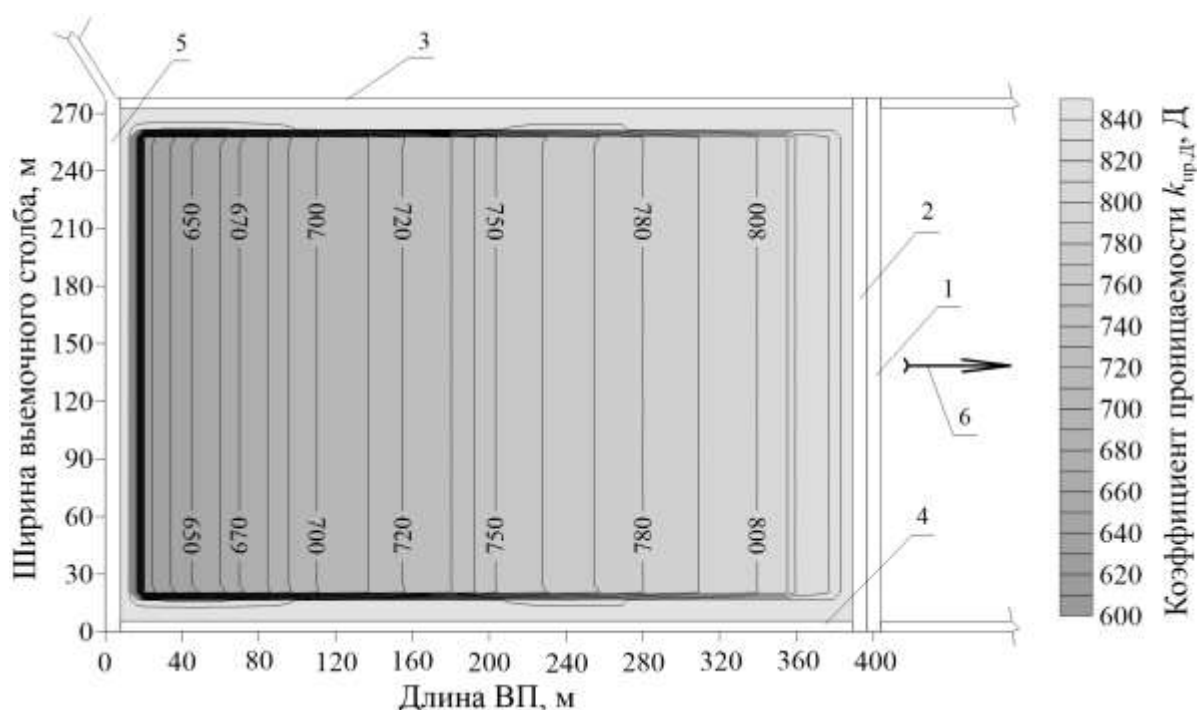


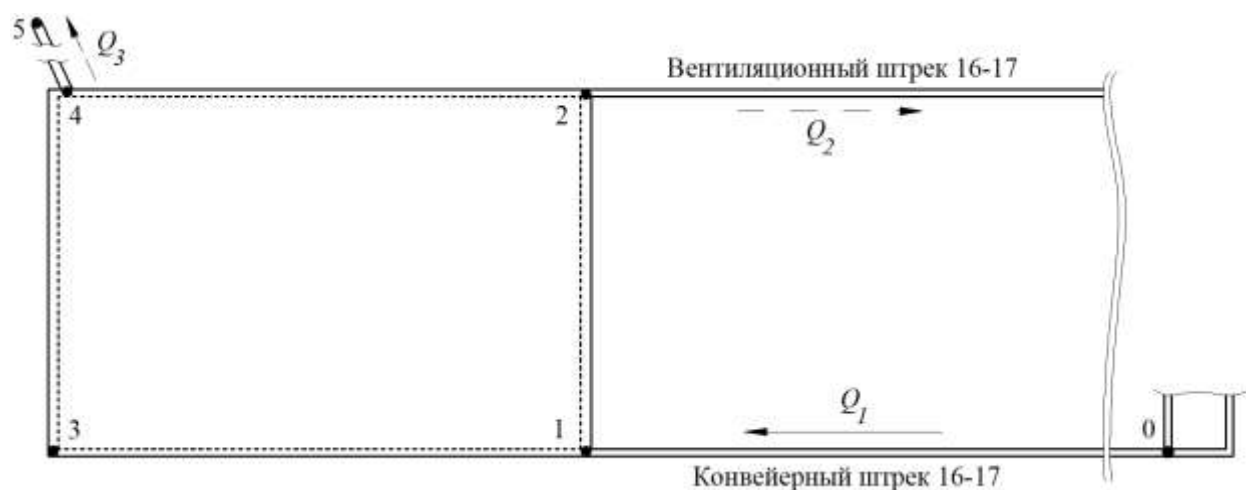
Рисунок 5.13 – Распределение значений линий уровня проницаемости в нижней части ВП в/у 16-17

На рисунке 5.13 использованы следующие обозначения: 1, 2 – призабойное и закрепное пространства, соответственно; 3, 4 – частично сохранённая в ВП и погашенная выработки, соответственно; 5 – погашенная камера для монтажа комплекса; 6 – направлением отработки столба.

Расположение изолиний характеризует пространственно-временную динамику изменения фильтрационных параметров в зависимости от варьирования суточной нагрузки на очистной забой при отработке пласта и технологических простоев горно-шахтного оборудования.

5.2.3 Оценка параметров фильтрационных потоков в пористой среде выработанного пространства

Выполнена оценка возможности использования полученных в модуле «Аэродинамика» данных (условия выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская») для расчёта параметров фильтрационных потоков в зоне обрушения и влияния на них технологических решений по подготовке выемочных столбов. На рисунке 5.14 приведена схема к оценке падения депрессии в ВП. Данные по расходам Q_1 , Q_2 , Q_3 получены с датчиков скорости потока воздуха стационарной системы АГК.



Q_1 , Q_2 , Q_3 – расходы воздуха во входящей и исходящей струях, а также на изолированный отвод МВС через ВП; 0-5– узлы модели ШВС

Рисунок 5.14 – Схема к оценке падения депрессии в ВП

На рисунке 5.15 приведены полученные распределения давления воздуха (а) и скоростей фильтрационных течений (б) в обрушенной, дезинтегрированной и уплотнённой среде ВП. Используются следующие обозначения: 1, 2 – призабойное и закрепное пространства, соответственно; 3, 4 – частично сохранённая в ВП и погашенная выработки, соответственно; 5 – погашенная камера для монтажа комплекса; 6 – направление отработки столба.

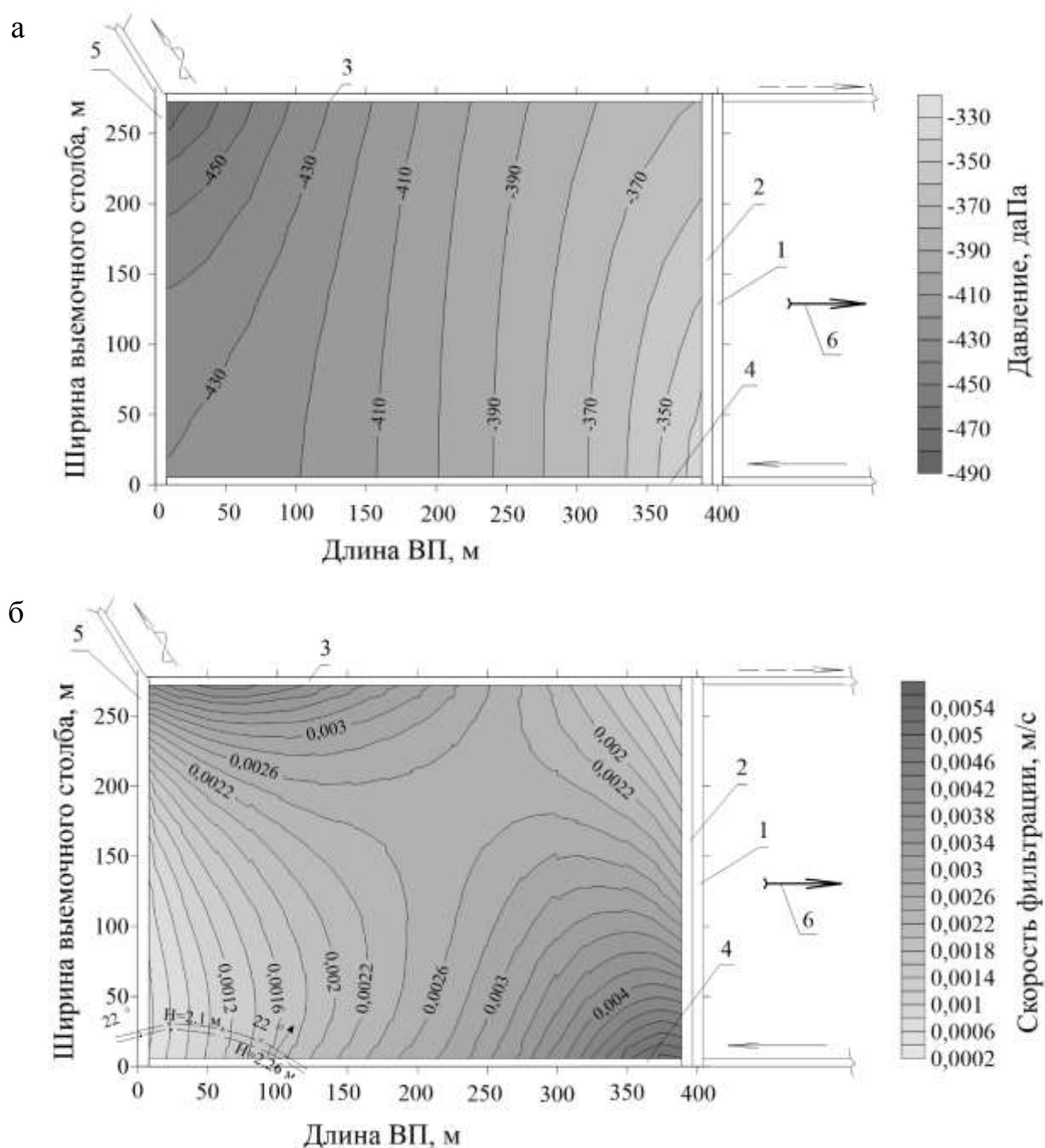


Рисунок 5.15 – Распределение аэродинамических параметров в ВП

Также с использованием условий в/у 16-17 проведено моделирование и получено распределение параметров фильтрационных процессов в ВП при многострековой схеме подготовки выемочного столба. Результаты в виде полей давлений и скоростей фильтраций представлены на рисунке 5.16 а и б. Применены следующие обозначения: 1, 2 – призабойное и закрепное пространства, соответственно; 3 – погашенная камера для монтажа комплекса; 4 – фланговый газодренажный наклонный ствол; 5, 7 – частично сохранённый в ВП и погашенный штрек, соответственно; 6 – дополнительный штрек для подсыхания вентиляционной струи; 8 – направление отработки столба.

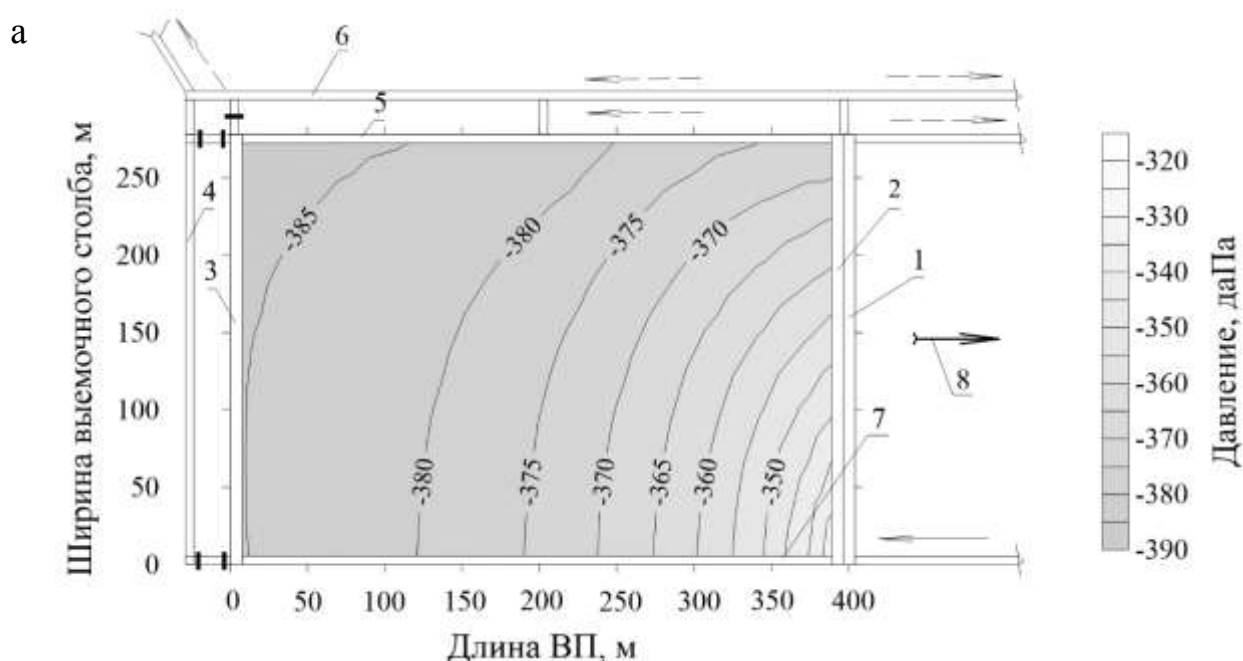


Рисунок 5.16 – Поля фильтрационных параметров аэрогазодинамических процессов в ВП в условиях многострековой подготовки (начало)

Как видно из рисунков 5.15 и 5.16, полученные из программного модуля «Аэродинамика» данные позволяют выполнять расчёты параметров фильтрационных потоков в зонах обрушения. В качестве оценки влияния технологических параметров (многострековая подготовка) рассмотрена область ВП с концентрированными потерями угля, оставленными при переходе комплексом мелкоамплитудного дизъюнктивного нарушения (левый нижний угол на рисунках 5.15 б и 5.16 б). На рисунке 5.17 приведён укрупнённый вид данной области для двух вариантов расчёта.

б

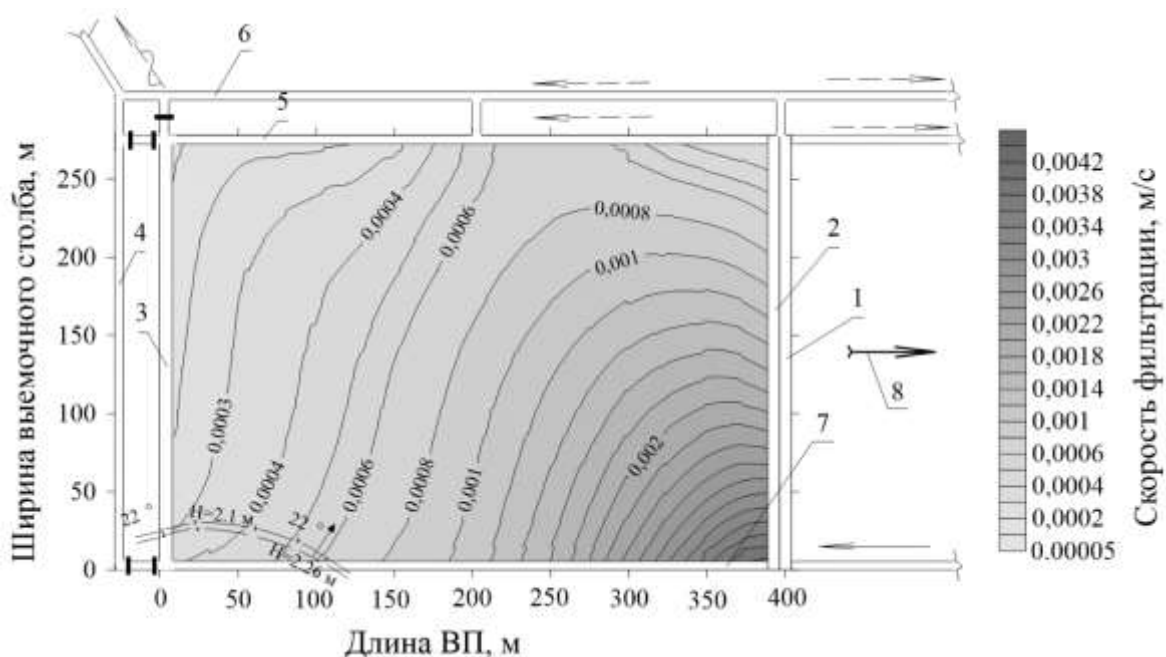
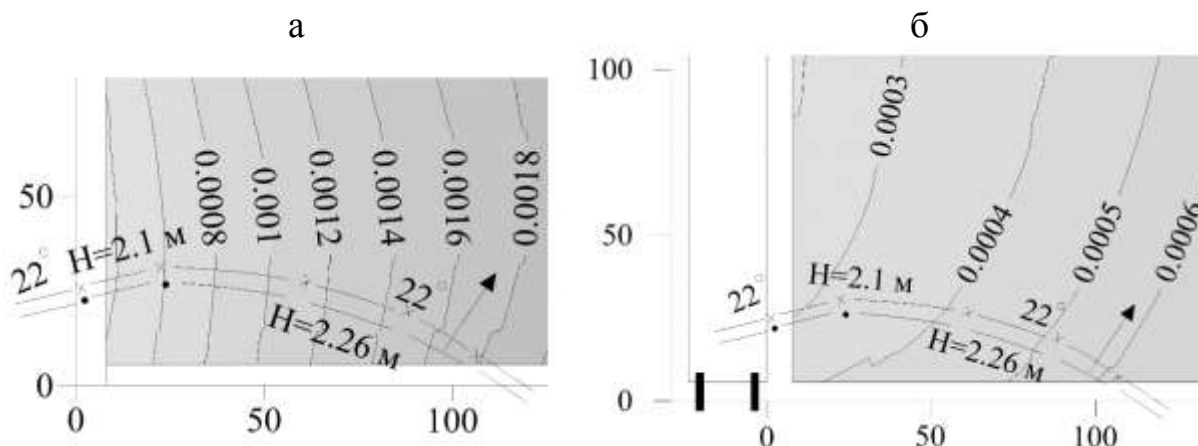


Рисунок 5.16 – Поля фильтрационных параметров аэрогазодинамических процессов в ВП в условиях многострековой подготовки (окончание)



Условия (а) одно- и (б) многострековой схем подготовки выемочного столба
Рисунок 5.17 – Распределение скоростей фильтрации на участках с потерями угля, вызванными переходом комплекса малоамплитудного разрывного нарушения

Согласно представленным данным на рисунке 5.17, управление направлением фильтрационных течений в ВП с помощью различных горнотехнических решений способствует снижению скоростей фильтрации в местах с сосредоточенными потерями угля.

5.3 Разработка и адаптация программы для моделирования аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения

С целью усовершенствования модуля «Аэродинамика», как части комплекса «Геомеханика», для решения задач исследования проведена работа по созданию самостоятельного программного пакета, позволяющего выполнять трёхмерное моделирование динамики геомеханических и аэродинамических параметров в процессе отработки выемочного столба. Разработка выполнена с использованием языка программирования C++. В данном пакете «Аэродинамика» реализован математический аппарат, приведённый в п. 2.3.3 «Разработка математической модели оценки аэродинамических параметров зоны обрушения при развитии геомеханических процессов» и описывающий физическую интерпретацию процессов обрушения, дезинтегрирования и уплотнения пород (п. 2.3.1). Реализация программы обладает функционалом, позволяющим выполнять расчёты параметров обрушения пород кровли (площади обрушения, интенсивность разрыхления пород), определение коэффициента уплотнения, оценку динамики проницаемости среды и её макрошероховатости, вычисление объёмов свободного пространства в куполах обрушения.

В процессе разработки программного обеспечения задействован следующий набор инструментов: операционная система GNU/Linux; командная оболочка `bash` – автоматизированное выполнение различных операций; текстовый редактор Vim (`notepadqq`) – работа с исходным кодом; компилятор `gcc/g++` – компиляция кода в исполняемый файл; табличный процессор LibreOffice Calc – работа с данными. Функциональная схема созданного программного пакета отражена на рисунке 5.18.

В рамках программного обеспечения «Аэродинамика» расчёт длины ВП производится с использованием массива данных исходных параметров – показателей суточной производительности очистного забоя. Вместе с тем программа предусматривает несколько способов формирования данного массива [91, 133, 310]: реальные показатели суточной угледобычи; расчёт суточной нагрузки с применением датчика псевдослучайных чисел в пределах

заданного диапазона (от минимальной до максимальной производственной мощности) с учётом вероятных технологических простоев горношахтного оборудования в течение суток; значение среднего показателя суточной нагрузки на очистной забой.

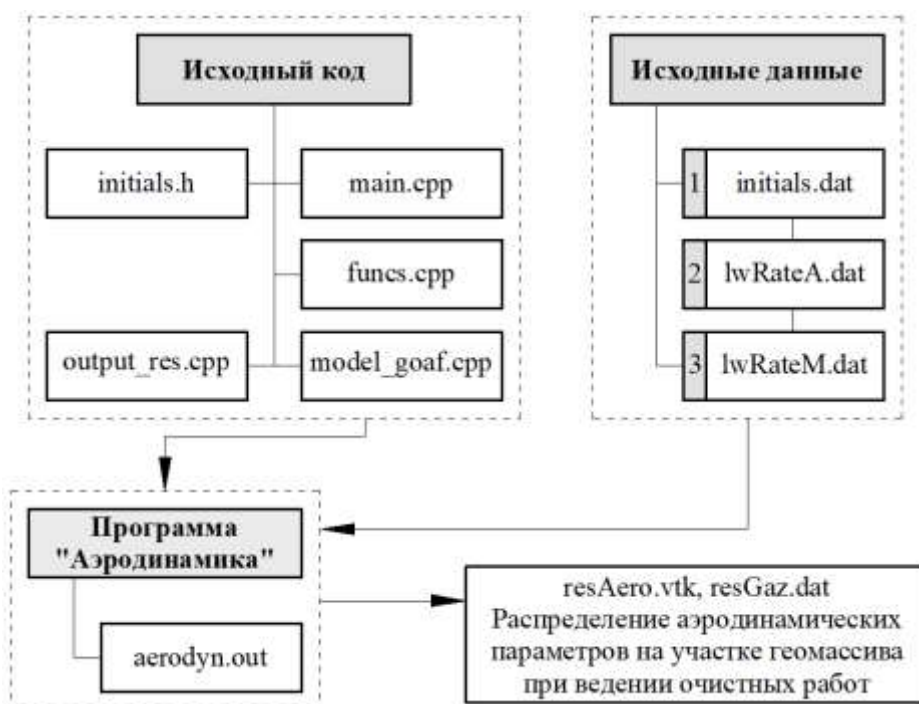


Рисунок 5.18 – Программный пакет для выполнения расчётов аэродинамических параметров

В редактируемых файлах 1-3 вводятся следующие наборы исходных данных (рисунок 5.18):

- файл 1 (initials.dat) – ввод данных по геометрическим, горно-геологическим параметрам моделируемого объекта (координаты базового узла, длина очистного забоя, вынимаемая мощность, глубина ведения горных работ, ширина призабойного пространства и др.), по работе очистного забоя (средняя суточная нагрузка, минимальное и максимальное значения нагрузки на очистной забой, вероятность суточного простоя оборудования и др.), а также глубине дискретизации расчётной области;

- файл 2 (lwRateA.dat) – этот файл задействуется при расчёте параметров зоны обрушения с применением реальных показателей суточной нагрузки –

используются ежедневные данные фактического отхода забоя на интересующем интервале времени работы по добыче угля;

- файл 3 (lwRateM.dat) – файл создаётся автоматически в процессе численного моделирования. С помощью генератора псевдослучайных чисел с нормальным распределением в диапазоне минимальных и максимальных значений формируется массив, который заполняется данными по суточной нагрузке на забой и выполняется его сохранение в указанный файл. В учёт входит также возможность простоя оборудования.

На рисунке 5.19 приведена схема, отображающая принцип построения моделей выемочных участков и используемые граничные условия. Эта модель позволяет выполнять комплексный анализ протекающих геомеханических процессов при отработке подготовленного выемочного столба с целью определения значений параметров, необходимых для исследования аэрогазодинамических процессов зоны обрушения.

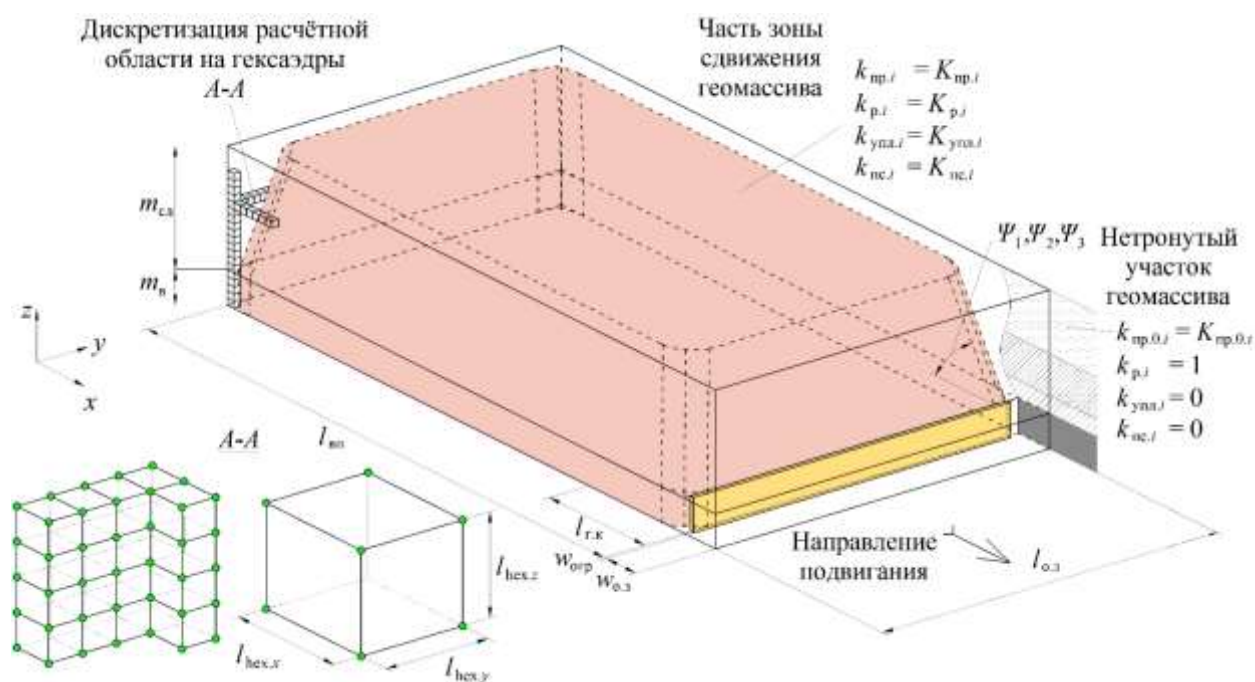


Рисунок 5.19 – Схема построения моделей участка массива и разбиения их на гексаэдры. Граничные условия

Дискретизация вычислительной области производится на восьмиузловые элементы (гексаэдры) для создания регулярной сеточной структуры. Количество гексаэдров определяется произведением

$$n_{\text{гекс}} = \frac{l_{\text{ВП}} + w_{\text{огр}} + w_{0.3}}{l_{\text{hex.x}}} \times \frac{l_{0.3}}{l_{\text{hex.y}}} \times \frac{m_{\text{в}} + m_{\text{сл}}}{l_{\text{hex.z}}},$$

где каждый множитель отражает количество элементов по соответствующим осям ДСК.

На рисунке 5.19 применены следующие обозначения параметров: $k_{\text{пр.0}}$, $k_{\text{пр}}$ – коэффициенты проницаемости при фильтрации нетронутого массива и деформированной среды, соответственно, м^2 ; $k_{\text{пс}}$ – коэффициент пустотности, доли ед.; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления обрушенной породы, доли ед.; $k_{\text{упл}}$ – коэффициент уплотнения, доли ед.; $l_{\text{ВП}}$ – длина ВП от погашенной монтажной камеры до очистного забоя, м; $l_{\text{г.к}}$ – протяжённость участка ВП, используемая для оценки объёма газового коллектора, м; $l_{0.3}$ – длина очистного забоя, м; $l_{\text{hex.x}}$, $l_{\text{hex.y}}$, $l_{\text{hex.z}}$ – линейные размеры элемента по осям ДСК, м; $m_{\text{в}}$ – мощность пласта принятая к выемке, м; $m_{\text{сл}}$ – мощность пород кровли в исследуемом участке массива, м; $w_{\text{огр}}$ – принятая ширина секций механизированной крепи, м; $w_{0.3}$ – длина участка пространства от забоя до ограждения крепи, м; ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 – значения внутренних углов полных сдвижений, град.

5.4 Моделирование процессов формирования зоны обрушения и обобщение результатов

В программе «Аэродинамика» составлены модели выемочных участков рассматриваемых шахт и выполнено исследование геомеханических процессов. Настройка моделей в том числе реализована на основе экспериментальных данных, полученных ранее другими исследователями, сбор, анализ и обработка которых выполнена в п.2.1.4 «Проницаемость обрушенных пород в выработанном пространстве. Методика обработки данных и полученные результаты». Изучение моделей позволило получить коэффициенты проницаемости для широкого диапазона исходных условий: минимальные и максимальные значения коэффициента разрыхления $k_{\text{р}}$, доли ед.; пористость исходного массива $m_{\text{п.0}}$, %, в интервале от 1,0 до 10,0 %. Результаты расчётов систематизированы в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Интервалы количественных показателей проницаемости среды зоны обрушения, сложенной из обрушенных пород кровли [314]

Значение максимального коэффициента разрыхления $k_{p,max}$, доли ед.	Проницаемость обрушенных и дезинтегрированных пород $k_{пр,Д}$, Д	
	без уплотнения (после обрушения)	с уплотнением (после завершения активной стадии сдвижения геомассива)
1,8	1023-1142	8,8-22,2
2,0	1308-1429	15,6-33,5
2,1	1431-1551	19,9-40,2

Численные значения проницаемости в верхней части зоны обрушения находятся в интервале от 2,15 до 8,19 Д. По завершении активной фазы сдвижения массива пород – уменьшаются до 0,05-1,62 Д. В зоне трещин и разломов за счёт интенсивного развития систем трещин при сдвижении пород участка массива проницаемость составляет диапазон значений 0,39-3,38 Д со снижением после уплотнения до 0,01-1,14 Д [314].

Результаты моделирования геомеханических процессов для условий рассматриваемых выемочных участков позволили получить данные о трёхмерном распределении коэффициентов разрыхления и проницаемости в пределах зоны обрушения с учётом продолжающегося процесса сдвижения вмещающей толщи (рисунок 5.20, соответственно, для выемочных участков: а – 16-17; б – 1-1-5-6 бис; в – 3-1-9; г – 823; д – 29-30). Пространственный вид образующейся при ведении горных работ зоны обрушения для условий двух выемочных участков, полученный по результатам расчёта с использованием пакета «Аэродинамика», представлен на рисунке 5.21. Изображение выполнено в виде разреза зоны обрушения, построенного путём рассечения участка вертикальной плоскостью по центру очистного забоя.

Данные для построения графиков, представленных на рисунке 5.20, получены для нормали, восстановленной от почвы пласта к верхней границе расчётной области. Её положение нормали принято по центру ширины ВП на расстоянии шага первичной посадки основной кровли от монтажной камеры. В таблице 5.3 приведены условия, для которых получены указанные значения коэффициентов разрыхления k_p и проницаемости $k_{пр,Д}$.

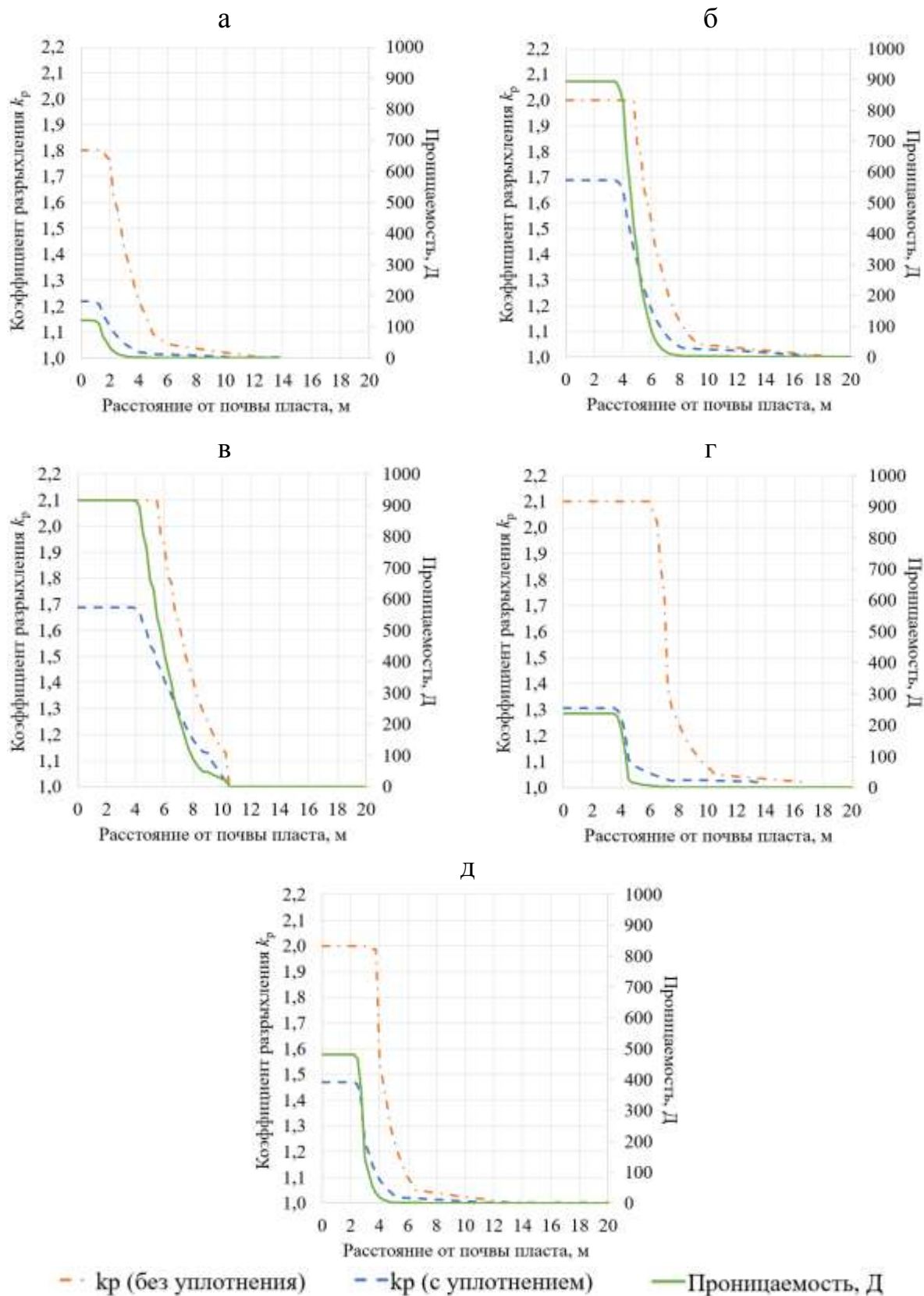
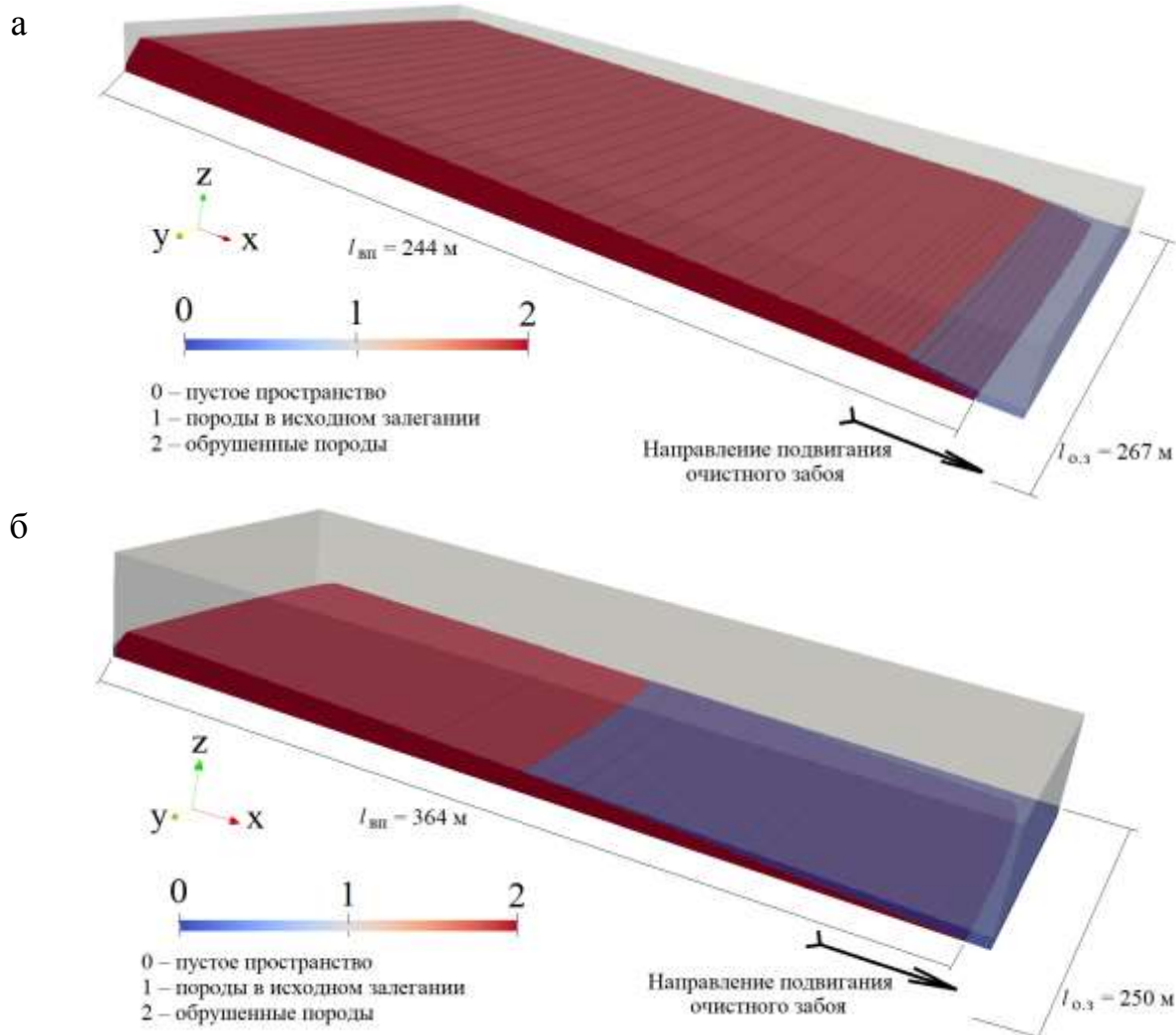


Рисунок 5.20 – Графики распределение значений коэффициентов разрыхления k_p , доли ед., и проницаемости дезинтегрированных пород $k_{пр,Д}$, Д, в зоне обрушения в зависимости от расстояния до почвы пласта



Выемочные участки: а – 16-17; б – 3-1-9

Рисунок 5.21 – Пространственный вид полученной зоны обрушения

Таблица 5.3 – Значения параметров формирующейся зоны обрушения, с использованием которых рассчитаны её аэродинамические параметры

№ п/п	Наименование выемочного участка	Длина ВП, м	Время с начала отработки, сут
1	в/у 16-17	975	200
2	в/у 1-1-5-6 бис	536	167
3	в/у 3-1-9	364	150
4	в/у 823	653	60
5	в/у 29-30	617	100

Перечисленные расчёты реализованы на основе данных о фактическом суточном подвигании очистных забоев в течение интервалов времени, приведённых в таблице 5.3. Это позволило в том числе принять во внимание неравномерность работы оборудования и возникающие технологические простои.

Также по результатам моделирования построены изоповерхности распределения проницаемости $k_{пр.Д}$ и разрыхления k_p обрушенных пород (рисунки 5.22-5.26), выполненные в соответствии с развивающимся процессом сдвижения подрабатываемого участка геомассива и постепенного уплотнения пород в зоне обрушения. Указанные изоповерхности соответствуют сечению, построенному вблизи почвы отрабатываемого пласта и параллельного ей. На рисунках 5.22-5.26 выделены призабойное пространство (1) и направление отработки столба (2). Горизонтальная ось x – длина отработанного участка выемочного столба (ВП), м. Для визуального представления числовых данных, нанесённых на указанные изоповерхности, использована цветовая палитра вида «радуга», приведённая на рисунке 5.27.

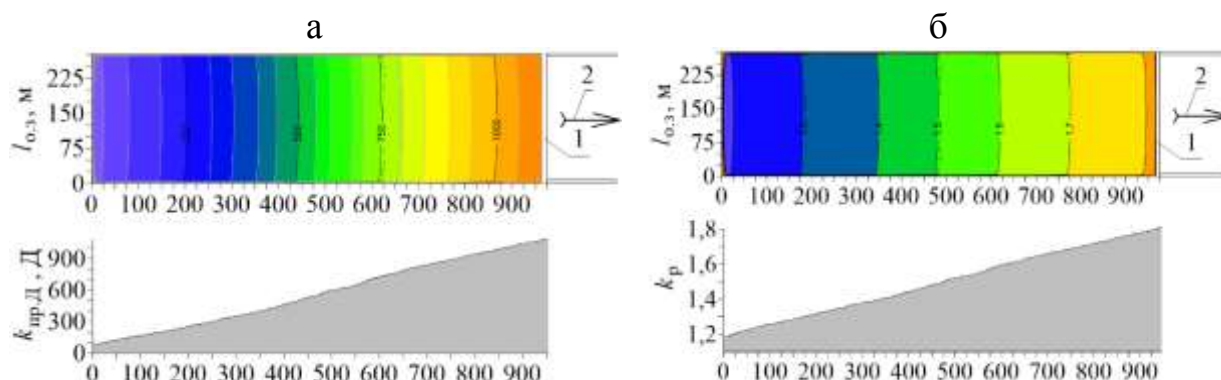


Рисунок 5.22 – Условия выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская»

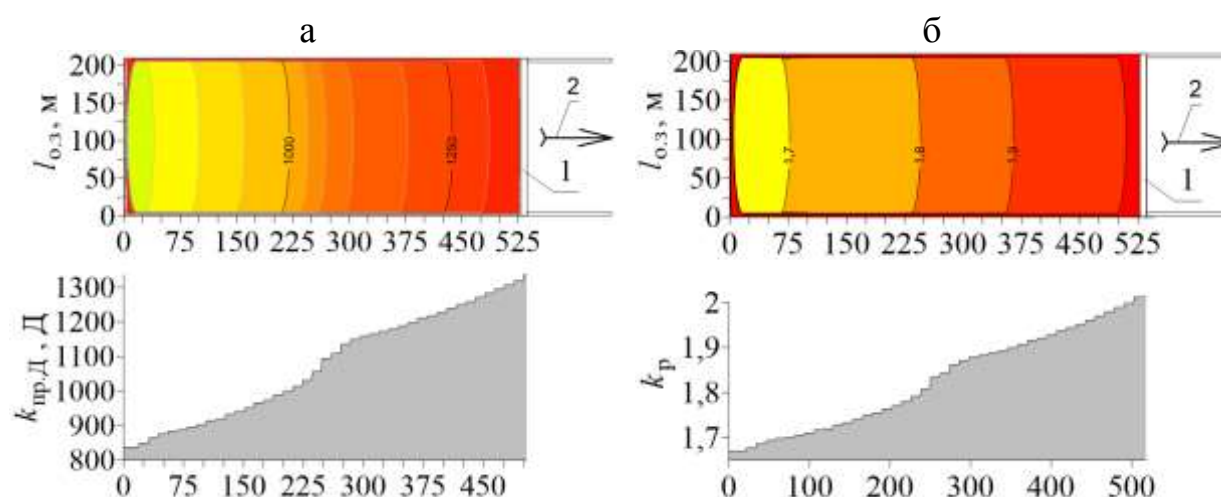


Рисунок 5.23 – Условия выемочного участка 1-1-5-6 бис шахты «Осинниковская»

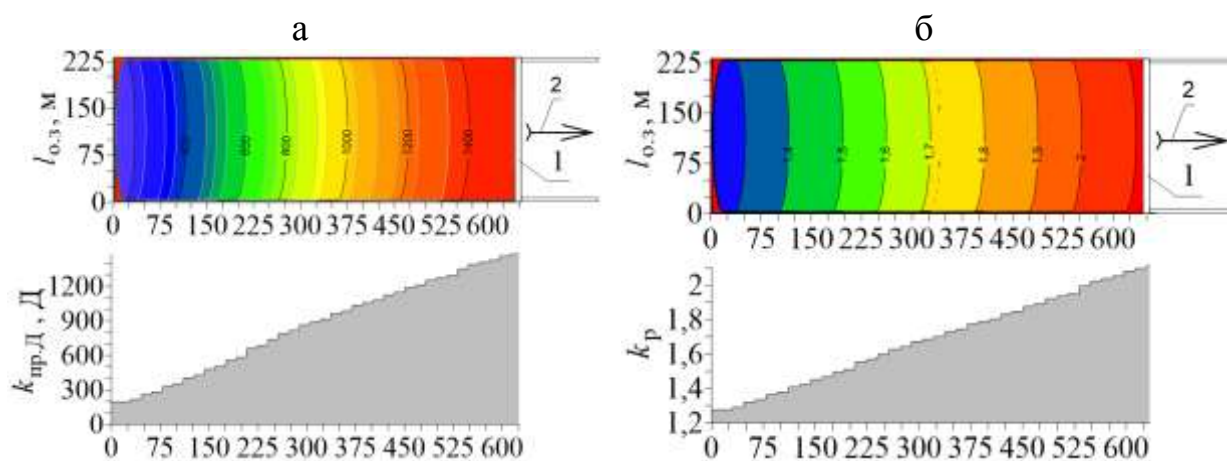


Рисунок 5.24 – Условия выемочного участка 823 шахты «Листвяжная»

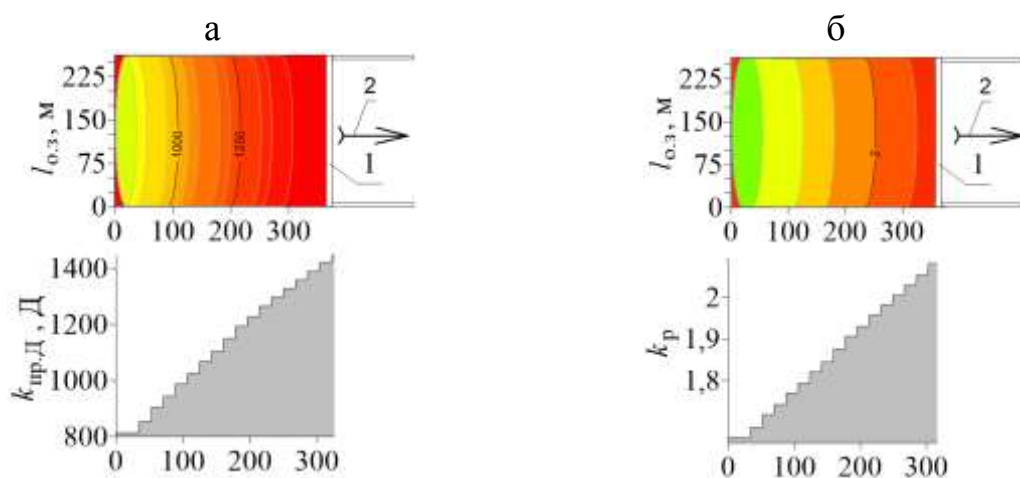


Рисунок 5.25 – Условия выемочного участка 3-1-9 шахтоучастка «Сибиргинский»

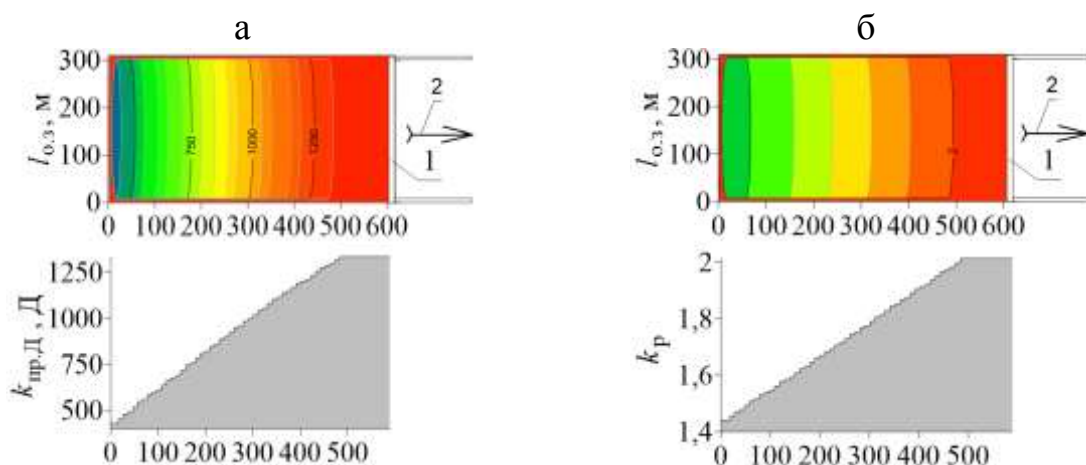


Рисунок 5.26 – Условия выемочного участка 29-30 шахты «Есаульская»



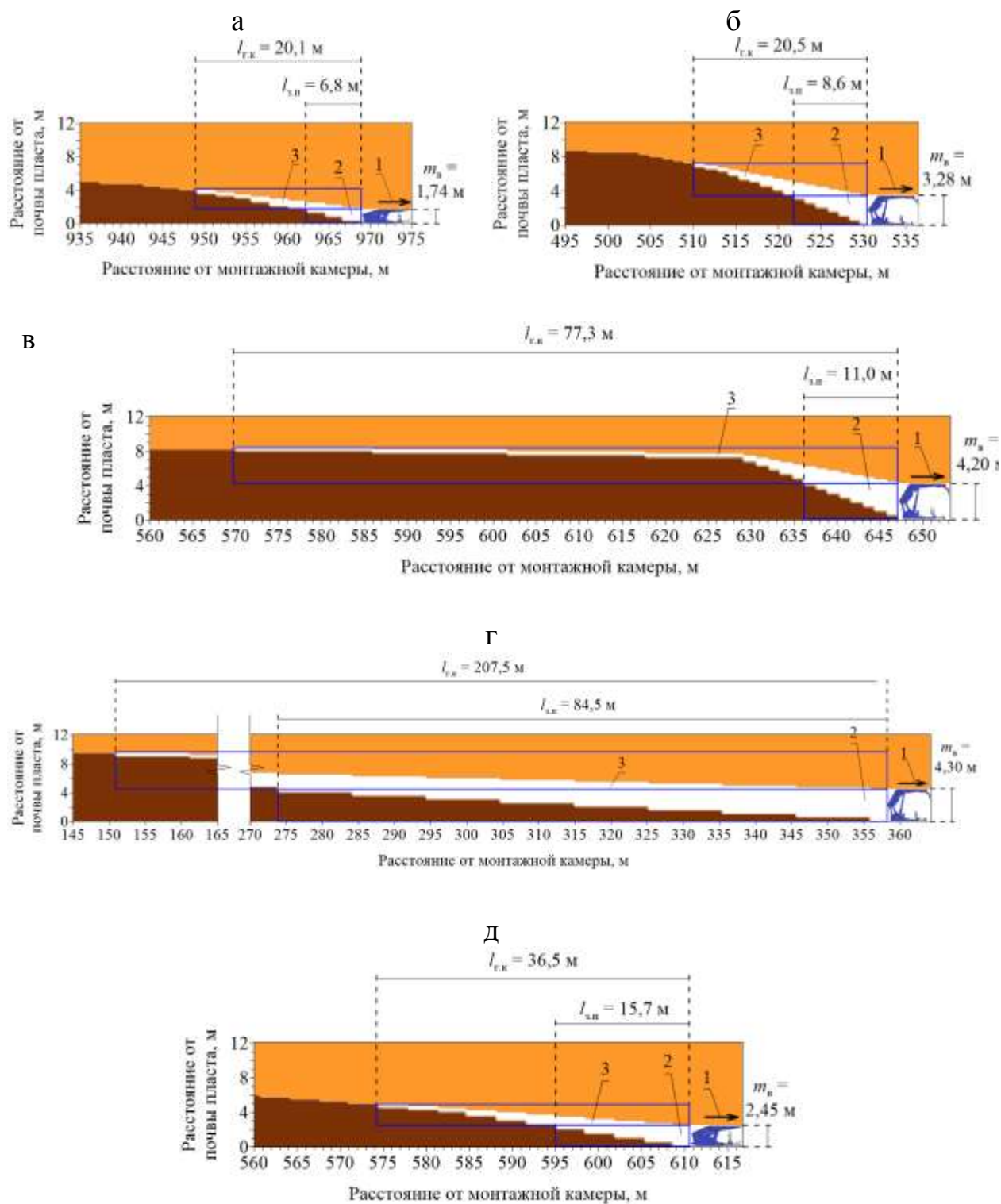
Рисунок 5.27 – Цветовая схема к рисункам 5.22-5.26

По результатам математического моделирования на основе данных по состоянию элементарных элементов (обрушен или нет) выполнено построение геометрической формы образующихся пустот за пределами призабойного пространства при работе очистного оборудования по выемке пласта (рисунок 5.28). Для условий рассматриваемых шахт созданы графики осциллирования значений объёмов закрепного пространства и газового коллектора (колебание значений свободной мощности) при циклических процессах посадки кровли в ВП (рисунок 5.29) для условий действующих угольных шахт. В таблице 5.4 приведены соответствующие описания параметров, использованных на рисунках 5.28 и 5.29.

Таблица 5.4 – Описание параметров, использованных на рисунках 5.28 и 5.29

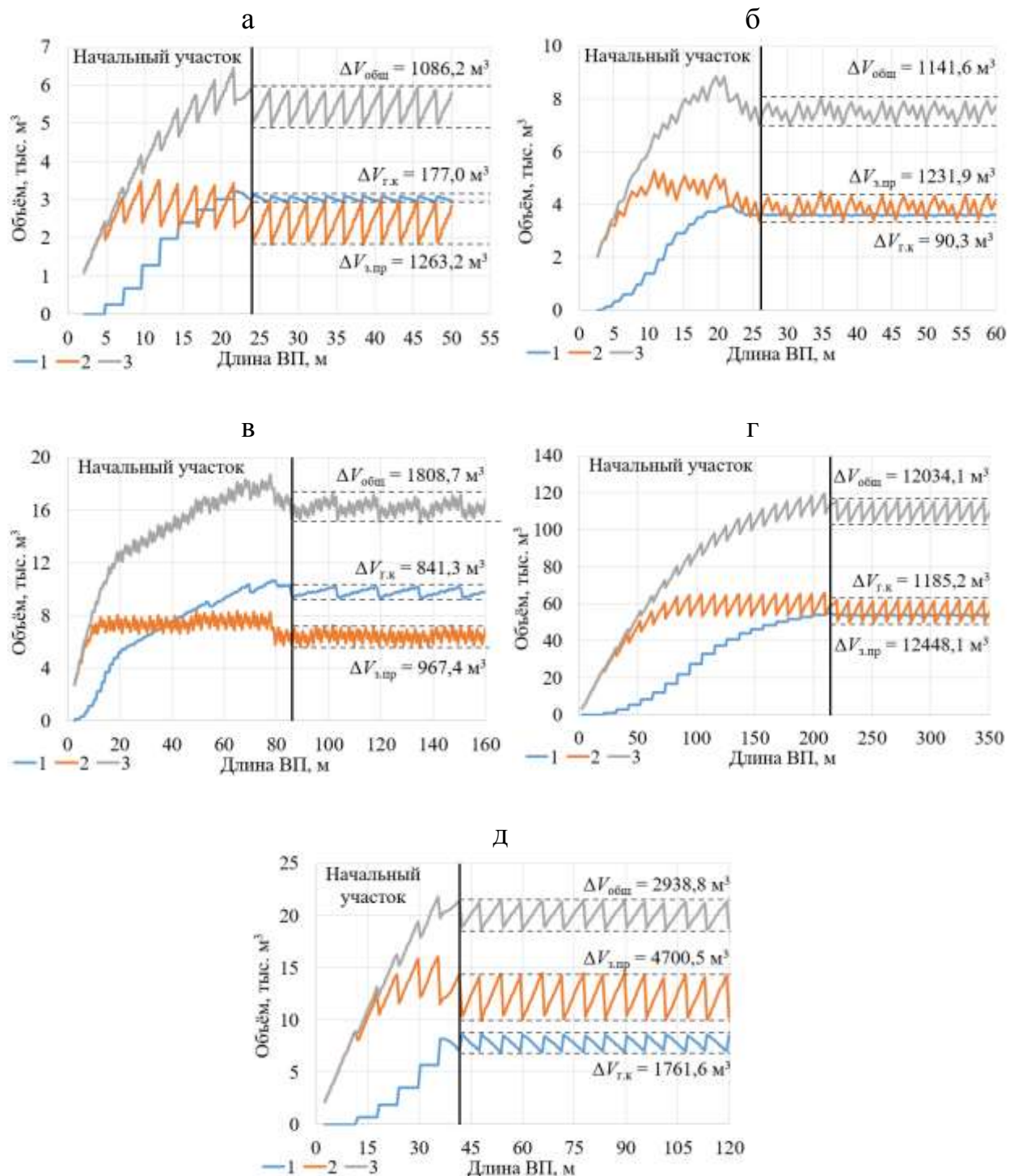
№ п/п	Обозначение	Ед. изм.	Описание	Комментарий
1	$l_{г.к}$	м	Протяжённость газового коллектора вглубь ВП	Определяются в зависимости от физико-механических свойств горных пород, слагающих кровлю
2	$l_{з.п}$	м	Протяжённость закрепного пространства вглубь ВП	
3	$\Delta V_{г.к}$	м ³	Амплитуда изменения значений объёма газового коллектора в куполе зону обрушения, происходящая при циклических процессах посадки кровли	Результаты численного моделирования с использованием пакета «Аэродинамика»
4	$\Delta V_{з.пр}$	м ³	Амплитуда изменения значений объёма пустоты в закрепном пространстве	
5	$\Delta V_{общ}$	м ³	Амплитуда изменения значений общего объёма пустоты в зоне обрушения	
6	$V_{о.з}$	м ³	Объём призабойного пространства, ограниченного забоем и секциями механизированной крепи	Определяется по данным горнотехнической документации

Параметр $\Delta V_{г.к}$ определяет величину вариаций (амплитуда) значений объёма газового коллектора, как показано на рисунке 5.29. В условиях наличия застойных зон и дебитов метана данный параметр определяет дополнительный объём метана, который при периодических посадках кровли может быть вытеснен в пространство действующих горных выработок.



а – выемочный участок 16-17; б – выемочный участок 1-1-5-6 бис;
 в – выемочный участок 823; г – выемочный участок 3-1-9;
 д – выемочный участок 29-30

Рисунок 5.28 – Формы и размеры закрепного пространства и газового коллектора в зоне обрушения



В/у: а – 16-17; б – 1-1-5-6 бис; в – 823; г – 3-1-9; д – 29-30

Рисунок 5.29 – Ритмичность изменения объёмов пустого пространства (газовый коллектор $\Delta V_{\text{г.к}}$ – 1; закрепное пространство $\Delta V_{\text{з.пр}}$ – 2; общий $\Delta V_{\text{общ}}$ – 3) на участках зоны обрушения, примыкающих к призабойному пространству

Получено, что в зависимости от горно-геологических условий отработки пласта и принятых горнотехнических решений подготовки выемоч-

ного столба зона обрушения в каждом наборе исходных данных обладает характерными формой и размерами как закрепного пространства, так и газового коллектора. Детерминировано, что определяющими параметрами являются: вынимаемая мощность пласта m_b ; длина очистного забоя $l_{o.з}$; среднесуточное подвигание забоя $A_{сут}$; физико-механические свойства пород кровли (крепость слоёв, мощность, структурные особенности, интенсивность трещиноватости).

В механизме процессов посадок непосредственной и основной кровли идентифицируются два последовательных режима (рисунок 5.29):

1. Начальный режим. Он характеризуется переходным состоянием, при котором параметры процессов посадки кровли находятся в стадии конфигурирования.

2. Установившийся режим. Отличается стабилизацией периодичности протекающих процессов. В данном режиме объёмы газового коллектора и закрепного пространства изменяются взаимосвязано и ступенеобразно. При этом данные изменения являются противоположно направленными, т. е.:

- при увеличении объёма $\Delta V_{г.к}$ (за счёт отделения блоков зависшей консоли и их падения) происходит уменьшение объёма $\Delta V_{з.пр}$ (обрушающиеся фрагменты пород кровли заполняют этот объём);

- при дальнейшем подвигании забоя объём $\Delta V_{г.к}$ постепенно уменьшается (предыдущее пустое пространство закладывается при обрушении блоками вышележащих пород кровли, а новое – начинает формироваться), а объём $\Delta V_{з.пр}$ увеличивается (за счёт создания нового пустого пространства после выемки и задвижке секций механизированной крепи).

Таким образом, между параметрами $\Delta V_{г.к}$ и $\Delta V_{з.пр}$ фиксируется обратная корреляция, т. е. максимальному значению объёма $\Delta V_{г.к}$ соответствует минимальный объём $\Delta V_{з.пр}$ и наоборот.

В рамках рассматриваемых объектов исследования полученные значения величин амплитуды изменения значений объёмов $\Delta V_{г.к}$, $\Delta V_{з.пр}$, $\Delta V_{общ}$, а также соотношения $\Delta V_{г.к}$ к $V_{o.з}$ и $\Delta V_{з.пр}$ к $V_{o.з}$ сведены в таблицу 5.5.

Таблица 5.5 – Динамика значений объёмов в зоне обрушения в условиях рассматриваемых шахт

№ п/п	Наименование в/у	$\Delta V_{г.к}, \text{ м}^3$	$\Delta V_{з.пр}, \text{ м}^3$	$\Delta V_{общ}, \text{ м}^3$	$V_{о.з}, \text{ м}^3$	$\Delta V_{г.к}/V_{о.з},$ доли ед.	$\Delta V_{з.пр}/V_{о.з},$ доли ед.
1	в/у 16-17	177,0	1263,2	1086,2	2322,9	0,08	0,54
2	в/у 1-1-5-6 бис	90,3	1231,9	1141,6	3280,0	0,03	0,38
3	в/у 823	841,3	967,4	1808,7	4620,0	0,18	0,21
4	в/у 3-1-9	1185,2	12448,1	12034,1	5375,0	0,22	2,32
5	в/у 29-30	1761,6	4700,5	2938,8	3675,0	0,48	1,28

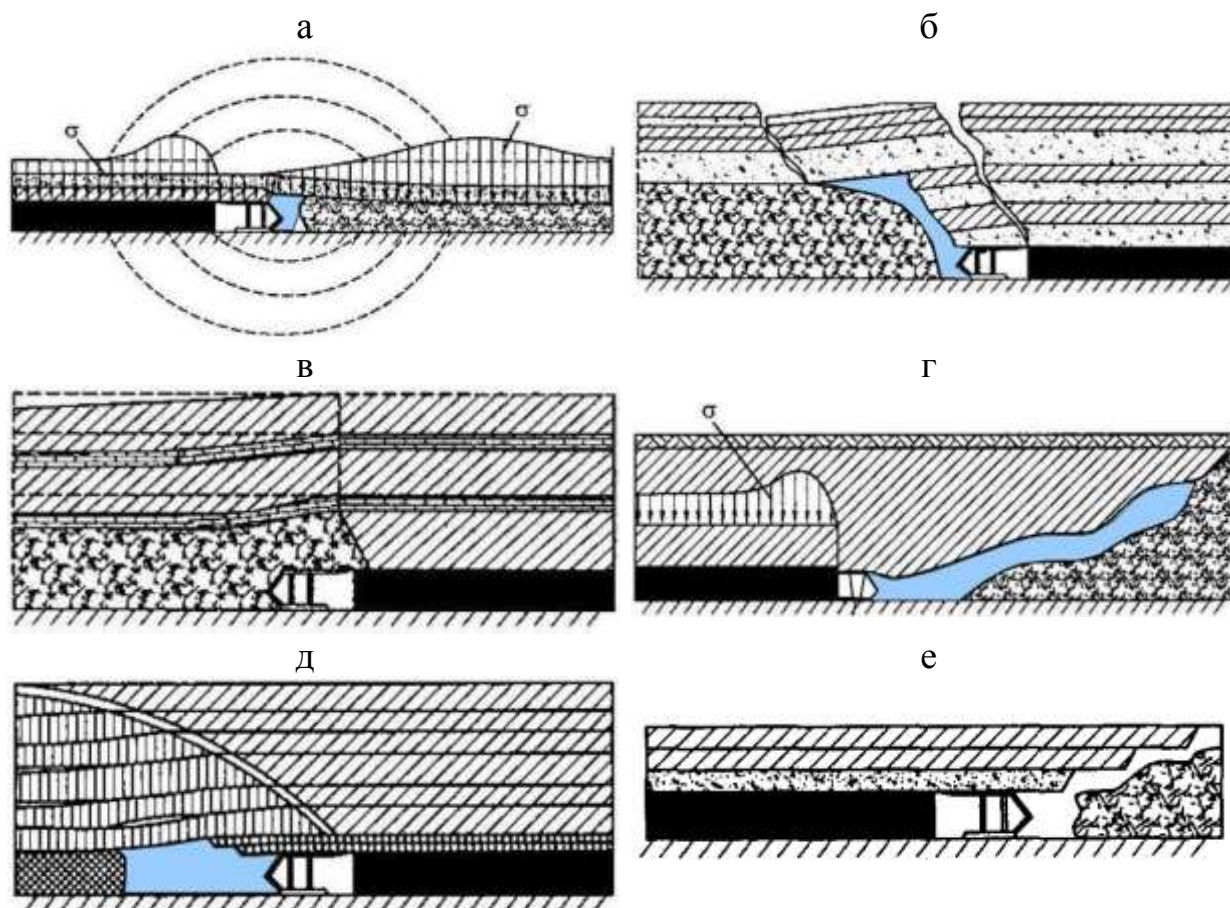
Из данных, приведённых в таблице 5.3, видно, что соотношение объёмов газового коллектора к пространству очистной выработки для рассматриваемых выемочных участков варьируется в диапазоне от 3 до 48 %, что определяет потенциальный уровень её загазирования при вытеснении метана из зоны обрушения.

В результате исследования разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора с учётом их динамики, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

Полученные по результатам моделирования в программе «Аэродинамика» данные о распределении аэродинамических параметров зоны обрушения возможно использовать как входные параметры для исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках, обрушенных средах и пространствах выемочного участка. При этом появляется возможность изучения комплексной системы в целом, включающей такие взаимосвязанные элементы как горные выработки, зона обрушения, дезинтегрированные породы и источники метанообильности газового баланса. Реализация данного подхода создаст методологическую основу для разработки высокоэффективных систем управления газовойделением и обеспечит нормативный уровень промышленной безопасности и ритмичности работы забоев при применении интенсивных технологий добычи угля.

5.5 Достоверность полученных результатов

Выполнено сравнение полученных по итогам численного моделирования схем сдвижения и обрушения горных пород кровли при отработке пластов угля (рисунок 5.28) со схемами, разработанных в рамках предшествующих научно-исследовательских работ (рисунок 5.30). Получено, что результаты наиболее соответствуют рекомендациями Г.Н. Кузнецова (гипотеза шарнирных блоков). Выполнено сопоставление расчётных (пакет «Аэродинамика») и экспериментальных (исследования ВНИМИ) значений высоты зоны обрушения (таблица 5.6). Установлено, что максимальное расхождение не превышает 8,1 %.



а – гипотеза свода В. Риттера и М.М. Протодоьяконова; б – гипотеза балок и плит В.Д. Слесарева и А.А. Борисова; в – гипотеза вращения и призм ПНИУИ; г – гипотеза радиальных сдвижений К.В. Руппенейта; д – гипотеза предварительного растрескивания А. Лабасса; е – гипотеза шарнирных блоков Г.Н. Кузнецова;

синий цвет – пустое пространство в зоне обрушения; σ – напряжения

Рисунок 5.30 – Схемы сдвижения и обрушения пород кровли [290]

Таблица 5.6 – Достоверность полученных результатов исследования

Наименование выемочного участка	Высота зоны обрушения, м		Расхождение δ , %
	Программа «Аэродинамика»	Методика ВНИМИ	
в/у 16-17 шахта «Абашевская»	6,45 (3,71 m_b)	6,44	0,2
в/у 1-1-5-6 бис шахта «Осинниковская»	9,25 (2,82 m_b)	9,69	4,8
в/у 3-1-9 шахтоучасток «Сибиргинский»	11,75 (2,73 m_b)	10,80	8,1
в/у 823 шахта «Листвяжная»	10,50 (2,50 m_b)	10,73	2,2
в/у 29-30 шахта «Есаульская»	7,75 (3,16 m_b)	8,18	5,5

Выводы

В данной главе выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке высоконагруженными очистными забоями пологих пластов, по результатам которого обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Установлено, что существующий подход, основанный на представлении ВП одной интегральной ветвью, является некорректным и даёт неверную качественную и количественную картину о направлениях и объёмах движущегося в зонах обрушения воздуха, а также не учитывает процессы формирования газового коллектора. Методологический подход, в основе которого применено допущение о турбулентном режиме фильтрации и представлении ВП в виде сети каналов обосновывается стохастической природой распределения аэродинамически связанных пустот в обрушенной среде, а также нерегулярности в этом случае траекторий фильтрационных течений. Однако, он даёт неполную информацию о формировании газового коллектора, как пустоты в куполах зоны обрушения, в виду отсутствия учёта динамики параметров геомеханических процессов. Согласно результатам исследований, проведённых Л. А. Пучковым и Н. О. Калединой, распределение режимов фильтрации воздушных потоков в ВП характеризуется следующими количественными показателями: переходные режимы фильтрации наблюдаются в 58% случаев, линейная фильтрация – в 24 %, турбулентная фильтрация – в 18%.

2. Выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения при отработке пологих пластов с использованием программы «Геомеханика» (кафедра Геотехнологии, СибГИУ). Определены периодичность и величина шагов обрушения слоёв кровли в ВП. Получены подтверждения гипотезы о сводообразном механизме обрушения пород кровли. В таком случае происходит не единовременное обрушение зависшей консольной плиты на всю её мощность, а поэтапное расслоение с формированием и развитием сети макро- и микротрещин. Геометрические параметры обрушающихся блоков находятся в зависимости от структурно-текстурных особенностей подрабатываемого горного массива, пространственного распределения участков с структурными ослаблениями, такими как системы трещин и плоскости напластования пород.

3. Выполнена разработка программного модуля «Аэродинамика» для решения специализированных задач, согласно направлению исследования. В рамках данного модуля реализована математическая модель геомеханических процессов, включающих обрушение, фрагментирование, разрыхление и уплотнение обломков пород в зоне обрушения. Данный модуль интегрирован в структуру программных модулей пакета «Геомеханика». Выполнена оценка возможности использования полученных в модуле «Аэродинамика» данных (на примере условий выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская») в качестве исходных для моделирования аэрогазодинамических процессов в условиях обрушенной среды ВП согласно задачам исследования.

4. В рамках научного исследования и совершенствования программного обеспечения (модуль «Аэродинамика») для решения сформулированных задач выполнена разработка и адаптация самостоятельной специализированной программы, предназначенной для моделирования трёхмерного пространственно-временного распределения геомеханических и аэродинамических параметров в зоне обрушения при отработке выемочного столба. Реализованный программный инструмент обеспечивает возможность выполнения расчётов, включающих определение величины шагов обрушения пород кровли, оценку

величины коэффициентов разрыхления и уплотнения фрагментов пород, их проницаемости и макрошероховатости, объёмов пустого (незаполненного фрагментами пород) пространства в зоне обрушения выемочного участка.

5. Выполнено исследование процессов формирования зоны обрушения. Разработана методическая основа оценки аэродинамических параметров закрепного пространства и газового коллектора с учётом их динамики, отличающаяся учётом таких параметров, как неравномерность нагрузки на очистной забой, вынимаемая мощность пласта, длина очистного забоя, структурные особенности кровли.

6. Установлено, что проницаемость $k_{\text{пр.д}}$ техногенно сформированного участка дезинтегрированного геомассива при исходной пористости пород от 1,0 до 10,0 % в зоне обрушения составляет: при $k_{\text{р.мах}} = 1,8$ – $k_{\text{пр.д}}$ от 8,8-22,2 Д до 1020-1140 Д; при $k_{\text{р.мах}} = 2,0$ – $k_{\text{пр.д}}$ от 15,6-33,5 Д до 1310-1430 Д; при $k_{\text{р.мах}} = 2,1$ – $k_{\text{пр.д}}$ от 19,9-40,2 Д до 1430-1550 Д. Значения проницаемости $k_{\text{пр.д}}$ в куполах зоны обрушения составляют от 0,05-1,62 Д до 2,15-8,19 Д, а на участке зоны трещин и разломов, примыкающем к зоне обрушения, от 0,01-1,14 Д до 0,39-3,38 Д.

7. Результаты численного моделирования для условий рассмотренных шахт позволили получить данные о трёхмерном распределении коэффициентов разрыхления и проницаемости в пределах зоны обрушения с учётом продолжающегося процесса сдвижения вмещающей толщи. Разработан подход по оценке геометрических форм и размеров пустот, возникающих в зоне обрушения. Построены графики осциллирования значений объёмов закрепного пространства и газового коллектора (колебание значений свободной мощности) при циклических процессах посадки кровли в ВП.

8. Выявлен комплекс параметров, детерминирующих влияние на геометрические параметры как закрепного пространства, так и газового коллектора в зоне обрушения. К ним относятся: вынимаемая мощность $m_{\text{в}}$, м; ширина выемочного столба $l_{\text{о.з}}$, м; крепость пород кровли $f_{\text{сл}}$ и их структурные особен-

сти пород кровли; мощность обрушающихся пород кровли $m_{\text{сл}}$, м; интенсивность естественных и техногенных трещин слоёв кровли. Идентифицированы два последовательных режима работы кровли: начальный, характеризующийся переходным состоянием, при котором параметры процессов посадки кровли находятся в стадии конфигурирования; установившийся, отличающийся стабилизацией периодичности протекающих процессов.

9. В установившемся режиме объёмы газового коллектора и закрепного пространства изменяются взаимосвязано и ступенеобразно. При этом данные изменения являются противоположно направленными. Например, при увеличении объёма $\Delta V_{\text{г.к}}$ (за счёт отделения блоков зависшей консоли и их падения) происходит уменьшение объёма $\Delta V_{\text{з.пр}}$ (обрушающиеся фрагменты пород кровли заполняют этот объём).

10. Установлено, что значения объёмов газового коллектора находятся в зависимости от процессов обрушения пород кровли. Амплитуда изменения объёма газового коллектора определяет дополнительные объёмы метана, вытесняемого в действующие выработки выемочного участка. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических параметров данный объём может составлять от 3 до 48 % объёма призабойного пространства (очистной выработки).

11. Полученные данные о распределении аэродинамических параметров зоны обрушения по результатам моделирования в программе «Аэродинамика» возможно использовать как входные параметры для исследования аэрогазодинамических процессов в горных выработках и пространствах выемочного участка. При этом появляется возможность изучения комплексной системы в целом, включающей такие взаимосвязанные элементы, как горные выработки, зона обрушения, дезинтегрированные породы и источники метанобильности газового баланса.

12. Выполнено сравнение полученных по итогам численного моделирования схем сдвижения и обрушения горных пород кровли при отработке пла-

стов угля со схемами, разработанных в рамках предшествующих научно-исследовательских работ. Получено, что результаты наиболее коррелируют рекомендациями Г.Н. Кузнецова (гипотеза шарнирных блоков). Проведено сопоставление расчётных (пакет «Аэродинамика») и экспериментальных (исследования ВНИМИ) значений высоты зоны обрушения. Установлено, что максимальное расхождение не превышает 8,1 %.

6.1 Управление газовыделением средствами вентиляции и дегазации

Основным мероприятием по предотвращению опасных скоплений метана является вентиляция, которая считается эффективной, если по всей сети действующих выработок шахты поддерживаются допустимые концентрации метана по объёму. Но её возможности на большинстве действующих шахт ограничены. Одной из причин этого является наличие значительного количества поддерживаемых горных выработок в ШВС. В них фактический расход воздуха значительно может превышать проектные значения из-за состояния отрицательных регуляторов (перемычек) и приконтурного участка геомассива. В результате от общего расхода воздуха, подаваемого в горные выработки, на объекты проветривания, в том числе выемочные участки, часто поступает не более 30 %. С учётом возможностей вентиляции, как было отмечено в п.1.2.1 «Анализ комплекса мероприятий по управлению газовыделением при отработке пологих пластов», высокая производительность очистных забоев достижима только при газоносности угольных пластов не более 6-8 м³/т. При больших нагрузках на очистной забой и высокой природной газоносности пластов поддерживать содержание метана в выработках одними средствами вентиляции становится невозможно [286]. В данном случае эффективность управления газовыделением в угольных шахтах зависит от выбора рациональных схем и способов дегазации.

Федеральные нормы и правилам, распространяющие на ОПО, регламентируют расположение датчиков контроля концентрации метана и его допустимые концентрации по сети горных выработок [4, 5]. В целях обеспечения заданных параметров и поддержания надлежащего уровня промышленной безопасности при определённых проектом ведения горных работ нагрузках на забои необходимо выполнение работ по дегазации. Конечной целью дегазации

является снижение газоносности пласта и, соответственно, дебитов метана с основных его источников поступления в рудничных воздух.

Разработано и используется большое количество способов и технологических схем искусственной дегазации. Они классифицируются в зависимости от источника метановыделения (рисунок 6.1), а также стадии разработки месторождения (рисунок 6.2). При этом в зависимости от прогнозных значений интенсивности метановыделения могут применяться различные способы и схемы дегазации, в том числе и их комбинации в рамках единого технологического решения (комплексная дегазация). Комплексная дегазация применяется в тех случаях, когда с помощью одного способа не удаётся снизить содержание метана в рудничном воздухе до нормативных значений. При этом применяются дегазационные скважины, пробуренные из подземных горных выработок или с дневной поверхности.

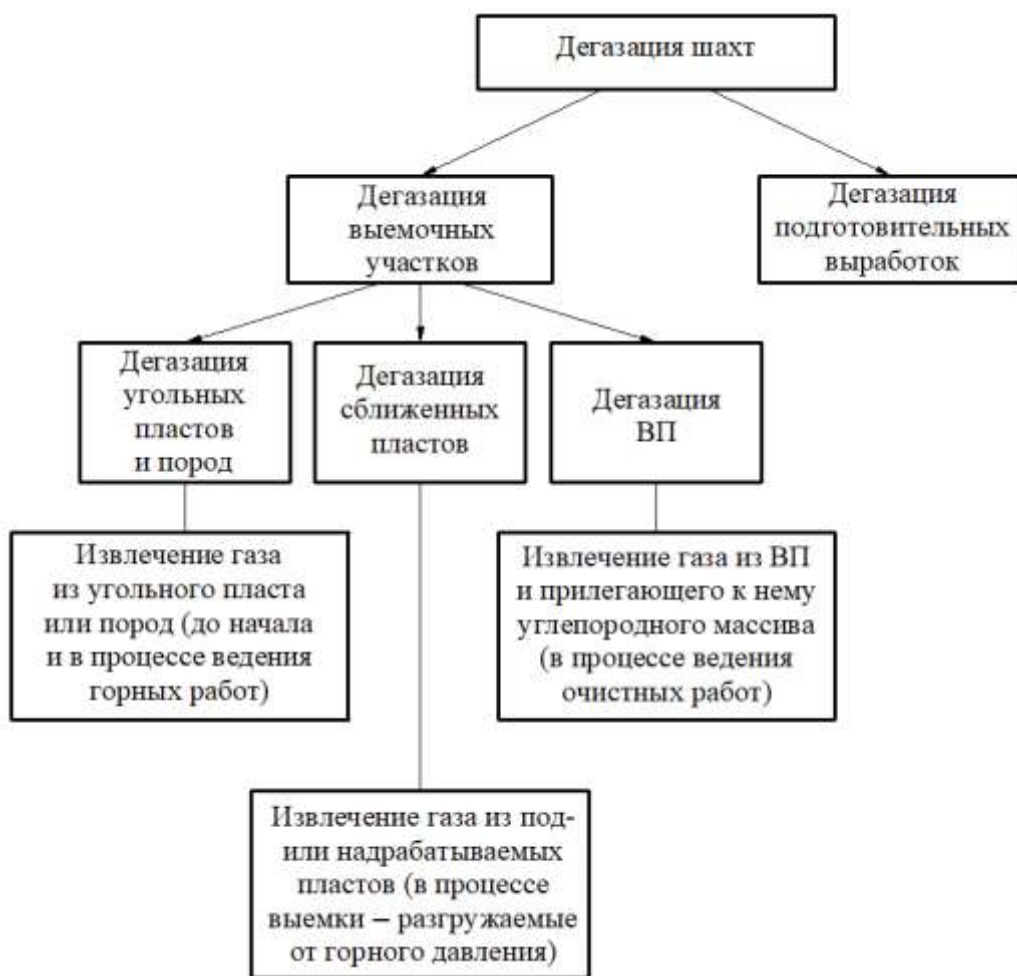


Рисунок 6.1 – Виды дегазации в зависимости от источника дебита метана [4, 5, 286]



Рисунок 6.2 – Виды дегазации в зависимости от стадии разработки месторождений полезных ископаемых [4, 5, 286]

При реализации мероприятий по комплексной дегазации решения могут быть направлены на воздействие на различные источники поступления метана в пределах выемочного участка (разрабатываемый пласт, сближенные пласты, газосодержащие пустые вмещающие породы).

Заблаговременная дегазация в настоящее время не получила широкого применения в виду её низкой фактической эффективности. При этом наибольшее распространение приобрела предварительная дегазация выемочных столбов, но её эффективность также остаётся сравнительно низкой. Рассмотрено её применение в горно-геологических и горнотехнических условиях выемочного участка 16-17 шахты «Абашевская» (п. 2.1.1 «Планирование и обоснование направлений исследования. Описание объектов исследования»). Дегазация разрабатываемого пласта осуществлялась одиночными скважинами, параллельными очистному забою, пробуренными из ниш конвейерного штрека. Длина скважин – 252 м. Расстояние между скважинами – 10 м. Диаметр скважин – 100 мм.

Для обеспечения плановой нагрузки на очистной забой, согласно проектной горнотехнической документации горнодобывающего предприятия, необходимо каптировать из пласта угля $5,73 \text{ м}^3/\text{мин}$ метана. Соответственно, в постоянной эксплуатации должно находиться не менее 39 скважин. Дебит МВС на конвейерном штреке с учётом нормативных подсосов должен состав-

лять 7,67 м³/мин. Концентрация метана в смеси газов в скважине и в дегазационном трубопроводе – 74,7 %. Фактическая длина скважин показана на фрагменте плана горных выработок, приведённом на рисунке 6.3.

Фактические данные по ряду скважин приведены в таблице 6.1. Как видно из результатов замеров, концентрация и дебит метана по всем скважинам значительно ниже проектных значений. При проектной суточной нагрузке на очистной забой 6500 т средняя фактическая нагрузка составила 2600 т/сут.

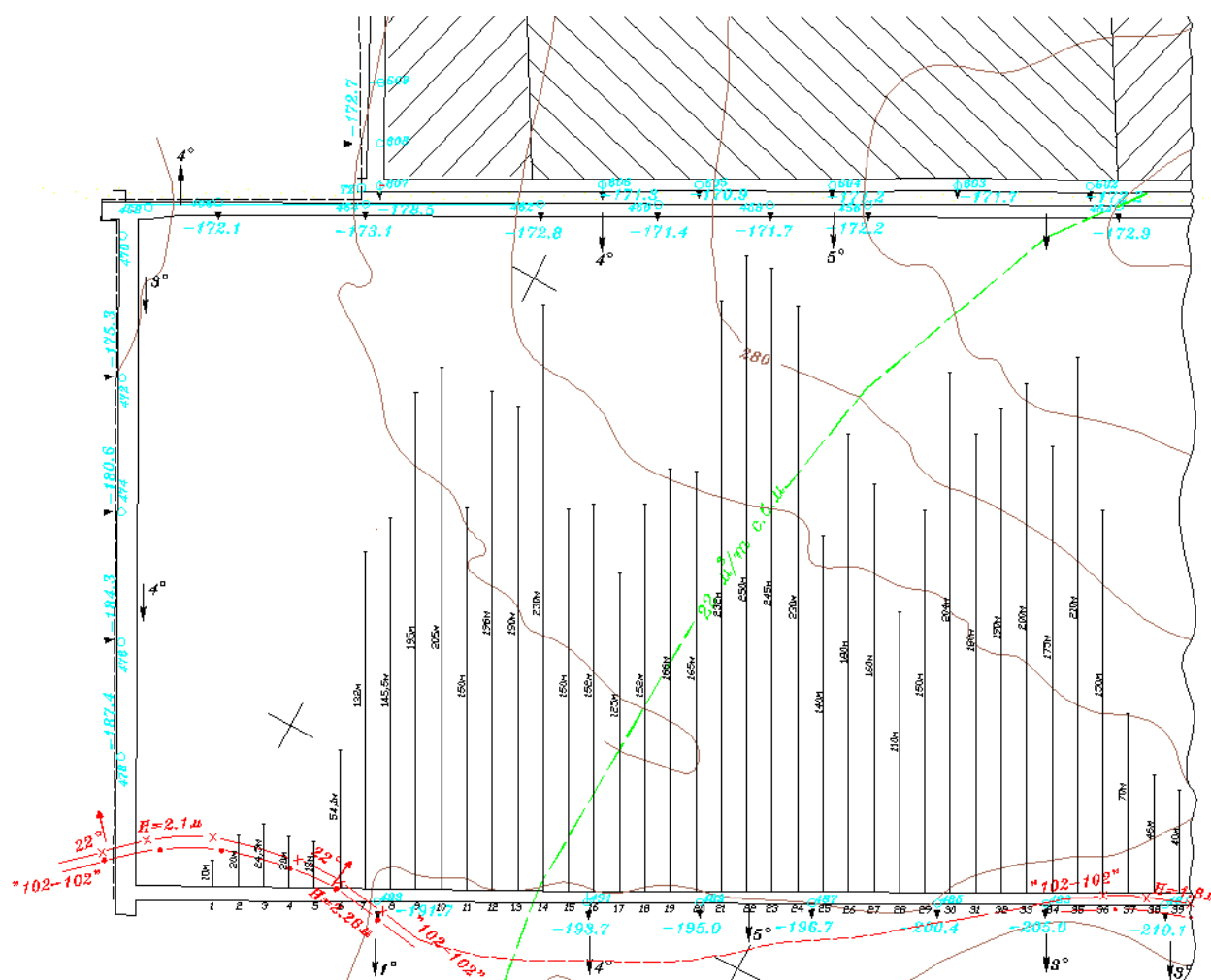


Рисунок 6.3 – Фактическая длина 39 скважин на выемочном участке, находящихся в одновременной эксплуатации

Таблица 6.1 – Фактические данные по скважинам

Номер скважины	Разрежение или давление в газопроводе у скважины, мм вод. ст.	Концентрация метана, %	Дебит МВС, м ³ /мин	Дебит метана, м ³ /мин
22	948-905	11-4	0,09-0,025	0,009-0,001
24	958-933	15-9	0,13-0,07	0,019-0,0063

Окончание таблицы 6.1

35	877-473	63-18	0,42-0,16	0,264-0,028
36	880-475	61-23	0,41-0,21	0,26-0,048
37	882-478	62-17	0,42-0,15	0,26-0,025
38	885-480	52-15	0,35-0,14	0,182-0,019
39	889-483	60-17	0,40-0,15	0,24-0,025

Для обеспечения требуемого федеральными нормами и правилами уровня промышленной безопасности при ведении работ по добыче угля, поддержания ритмичности функционирования очистных забоев и обеспечения высоких нагрузок на них эффективность дегазации на выемочных участках должна составлять не менее 50-60 % от их газового баланса. Одним из перспективных направлений повышения эффективности дегазации является дегазация зон обрушения (ВП). Реализация данного подхода предполагает:

- проведение комплексного моделирования геомеханических и газодинамических процессов в пределах выемочного участка;
- учёт специфических горно-геологических и горнотехнических условий конкретного участка пласта;
- интегрирование в создаваемую модель выемочного участка параметров дебита метана, варьируемых в зависимости от величины нагрузки на очистной забой. Дебиты метана при этом предлагается оценивать с использованием разработанной программы «Вентиляция выемочных участков» (2.1.3 «Методика и результаты обработки данных систем аэрогазового контроля. Влияние газового коллектора на аэрогазодинамику участка»). Способ интегрирования модели зоны обрушения в модель ШВС с учётом разработанного в исследовании подхода приведён на рисунке 6.4.

6.2 Исследование воздухораспределения на выемочных участках при различных схемах проветривания с изолированным отводом

С использованием C++-библиотеки OpenFOAM выполнено численное исследование процессов воздухораспределения на выемочных участках с учётом зоны обрушения, как части ШВС. Используются три схемы проветривания, приведённые в Рекомендациях [7] и входящие в разные группы по реализации способа изолированного отвода МВС. Детальное описание сущности указанных схем и принципа их группирования приведено в п.1.2.1 «Анализ комплекса меро-

приятий по управлению газовойделением при обработке пологих пластов». В качестве исходных горно-геологических и горнотехнических параметров приняты типовые условия шахт Кузнецкого бассейна. Распределение аэродинамических параметров (проницаемость $k_{пр}$, m^2 , и макрошероховатость $l_{ш}$, м) получены с использованием программы «Аэродинамика».

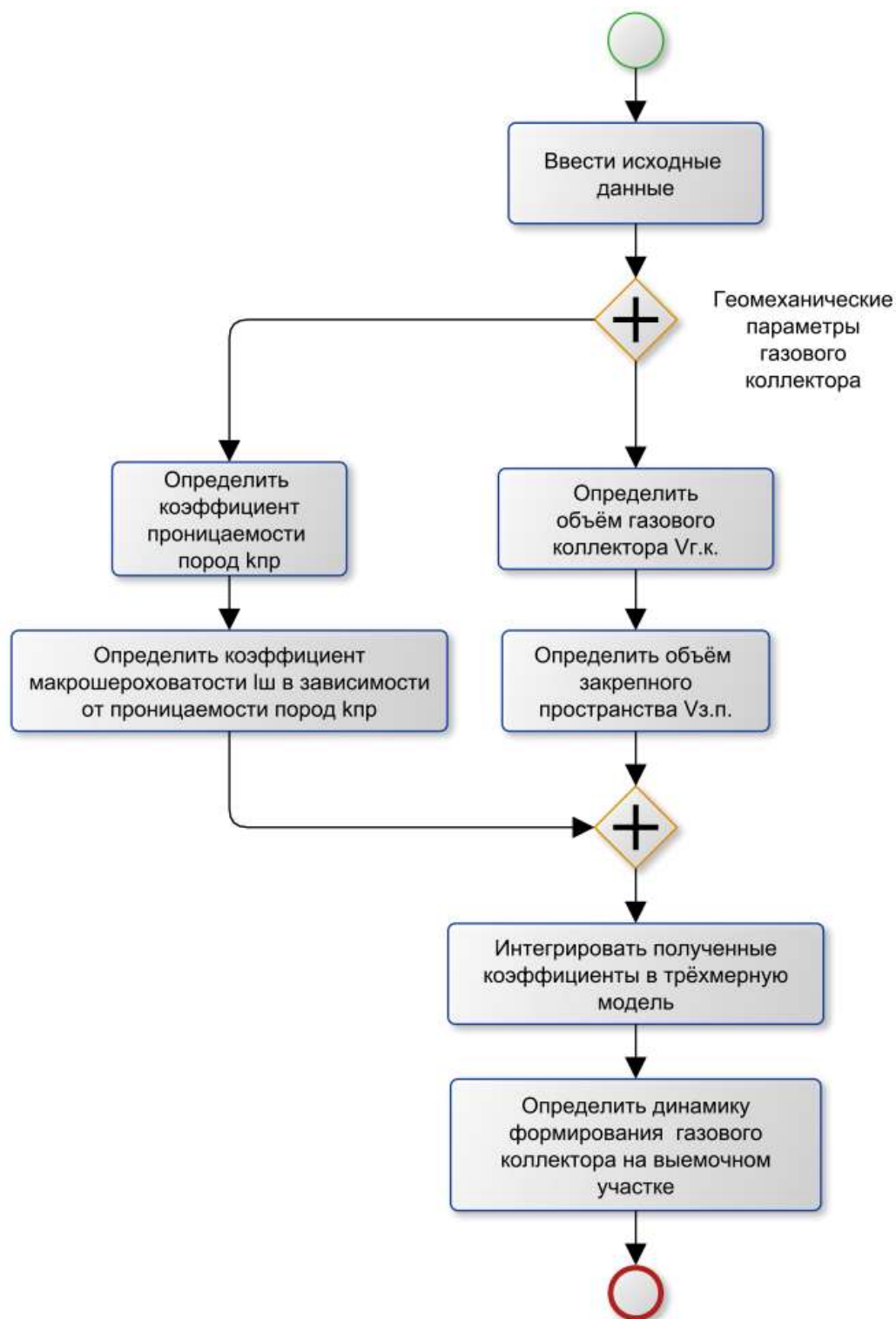


Рисунок 6.4 – Способ интегрирования модели зоны обрушения в модель ШВС

При создании 3D-моделей выемочных участков в OpenFOAM использованы следующие геометрические размеры и параметры дискретизации:

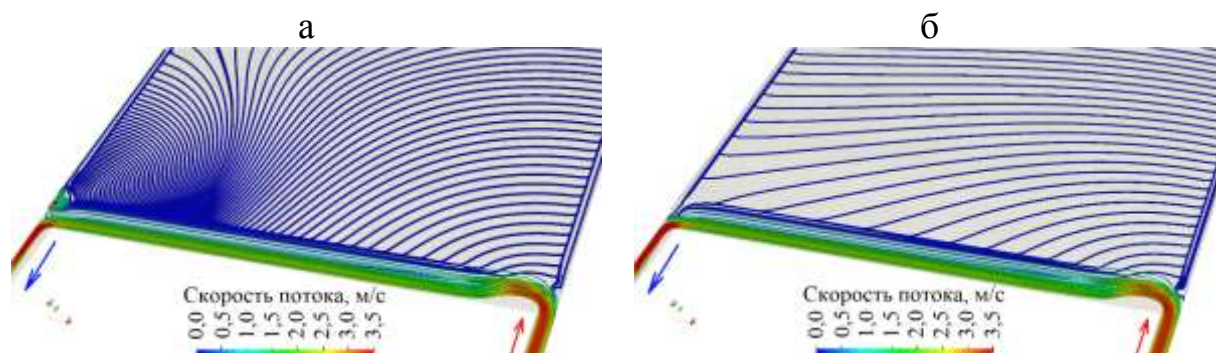
- длина, соответственно, конвейерного и вентиляционного штреков $l_{ш}$ принята равной 350 м;
- длина погашенной части штреков (протяжённость ВП) – $l_{ВП} = 750$ м;
- длина призабойного пространства – $l_{о.з} = 200$ м;
- высота зоны обрушения, принятая для моделирования – $h_{з.о} = 4,5$ м;
- глубина декомпозиции расчётной области на контрольные объёмы (гексаэдры) – 0,5 м.

6.2.1 Схемы проветривания с изолированным отводом по примыкающему к очистному забою участку выработанного пространства

Для данной схемы количество гексаэдров составило 5719936 шт.

Численное исследование выполнено для условий нормального и аварийного воздухораспределения в ШВС, приведённых в таблице 6.2. В таблице 6.3 приведена относительная погрешность результатов моделирования, оценённая посредством сравнения полученных коэффициентов β с аналитическим решением по формуле (1.3).

На рисунках 6.5 и 6.6 приведены полученные линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП при включенной и отключенной ГОУ. Как видно из данных рисунков, работающая ГОУ создаёт максимальный перепад давлений в пределах призабойного пространства и прилегающей части зоны обрушения (на 100-130 м).



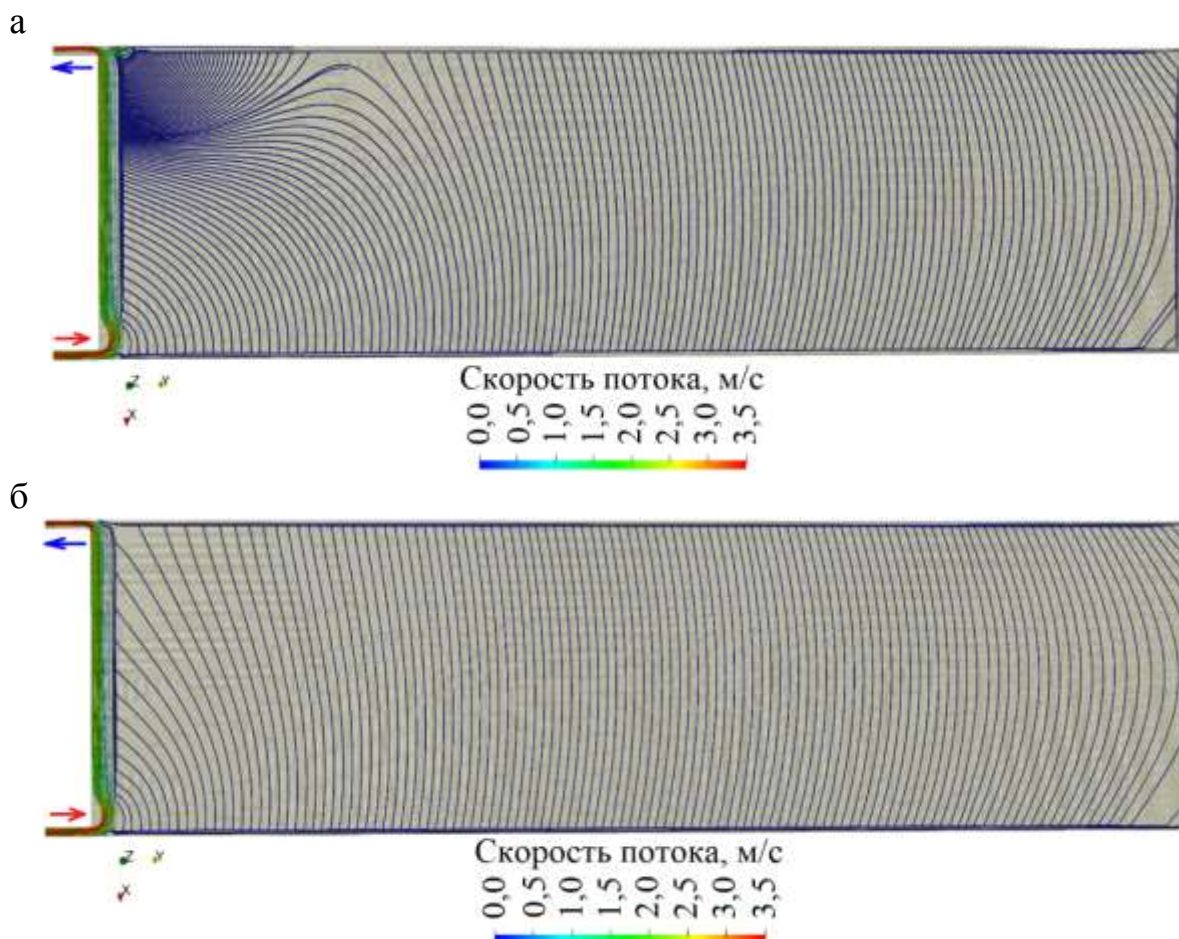
а – при работающей ГОУ ($Q_{из} = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$); б – при отключенной ГОУ
Рисунок 6.5 – Линии тока воздуха в очистном забое и примыкающему к нему участку ВП при расходе воздуха $Q_{вх} = 45,0 \text{ м}^3/\text{с}$

Таблица 6.2 – Начальные условия для серии экспериментов с применяемой схемой проветривания с изолированным отводом МВС по примыкающему к очистному забою участку ВП

Параметр	Расход воздуха во входящей струе $Q_{\text{вх}}$, м ³ /с						
	45,0	45,0	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{\text{из}}$, м ³ /с	11,6	газоотсос отключен					
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}}$, м ³ /с	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
$\lg Re_{\text{вх}}$ во входящем потоке	5,86	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08
$\lg Re_{\text{исх}}$ в исходящем потоке	5,73						

Таблица 6.3 – Относительная погрешность результатов численного моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}}$, м ³ /с						
	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0398	0,0399	0,0402
Коэффициент β по модели	0,0415	0,0421	0,0421	0,0422	0,0424	0,0427	0,0432
Относительная погрешность, %	4,5	6,0	6,0	6,3	6,5	7,0	7,5



а – при работающей ГОУ ($Q_{\text{из}} = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$); б – при отключенной ГОУ
 Рисунок 6.6 – Линии тока воздуха в очистном забое и в ВП
 при входящем расходе воздуха $Q_{\text{вх}} = 45,0 \text{ м}^3/\text{с}$

При неработающей ГОУ изолинии скорости фильтрации равномерно распределены в пределах ВП. В этом случае интенсифицируется вынос метана утечками воздуха из обрушенной среды в действующие выработки. Возможно формирование газового коллектора в куполе зоны обрушения и опасных местных скоплений на сопряжении с вентиляционной выработкой.

На рисунке 6.7 приведено изменение скорости потока вдоль очистного забоя на расстоянии 4 м от его поверхности (по линии А-А), 1 м от почвы выработки. За 0 м принят бок воздухоподающей выработки (конвейерный штрек) на сопряжении, 212 м – бок выработки с исходящей струей на сопряжении.

На рисунке 6.8 приведено изменение скорости потока в закрепном пространстве на расстоянии 10,5 м от поверхности забоя (по линии Б-Б), 2 м от почвы пласта. На рисунке 6.9 приведено изменение скорости потока в зоне обрушения на расстоянии 16,5 м от очистного забоя (по линии В-В) и 4,25 м от почвы пласта.

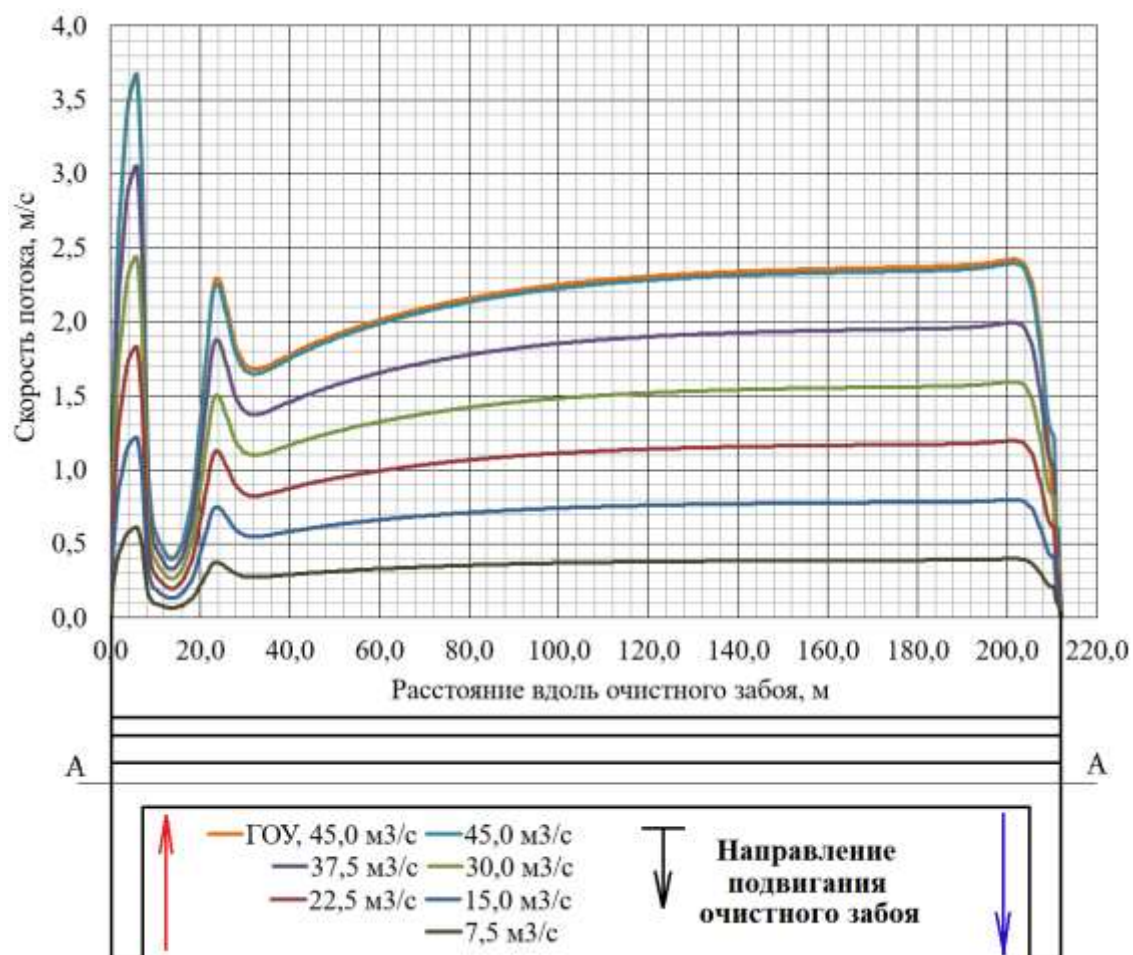


Рисунок 6.7 – Изменение скорости потока вдоль очистного забоя

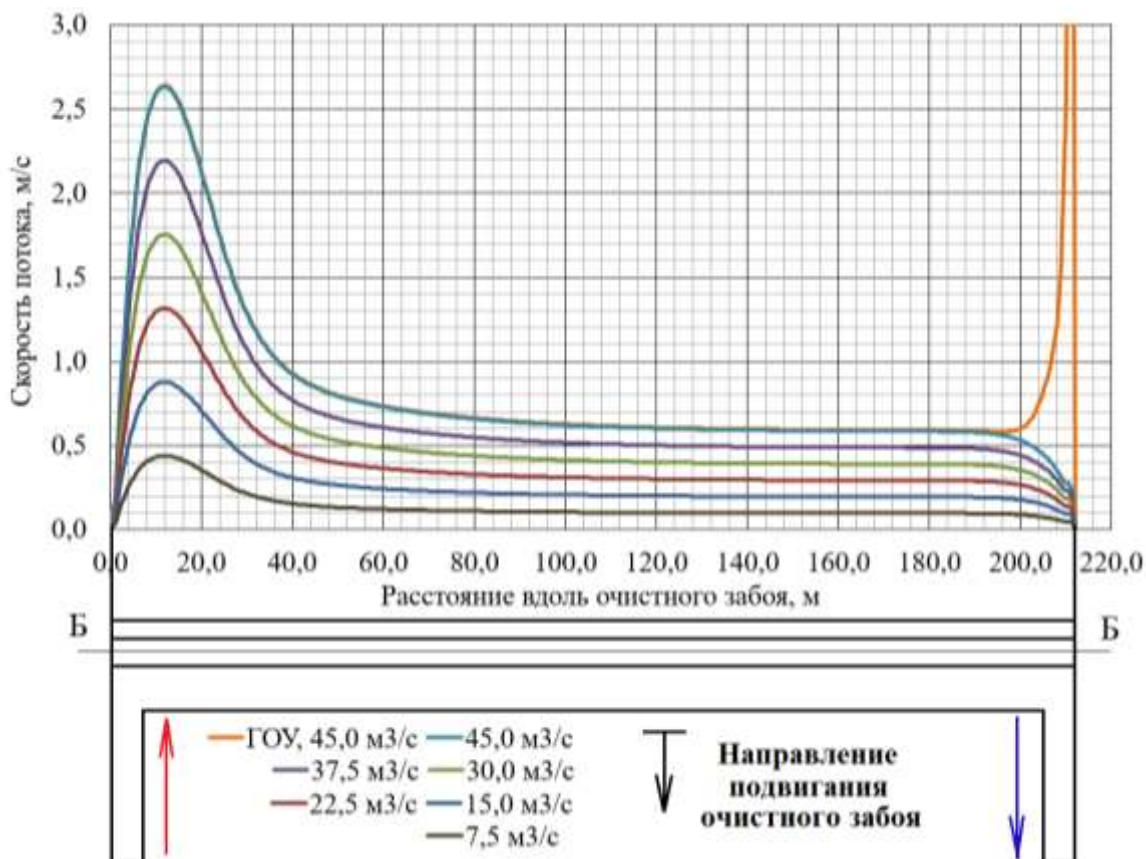


Рисунок 6.8 – Изменение скорости потока в закрепном пространстве

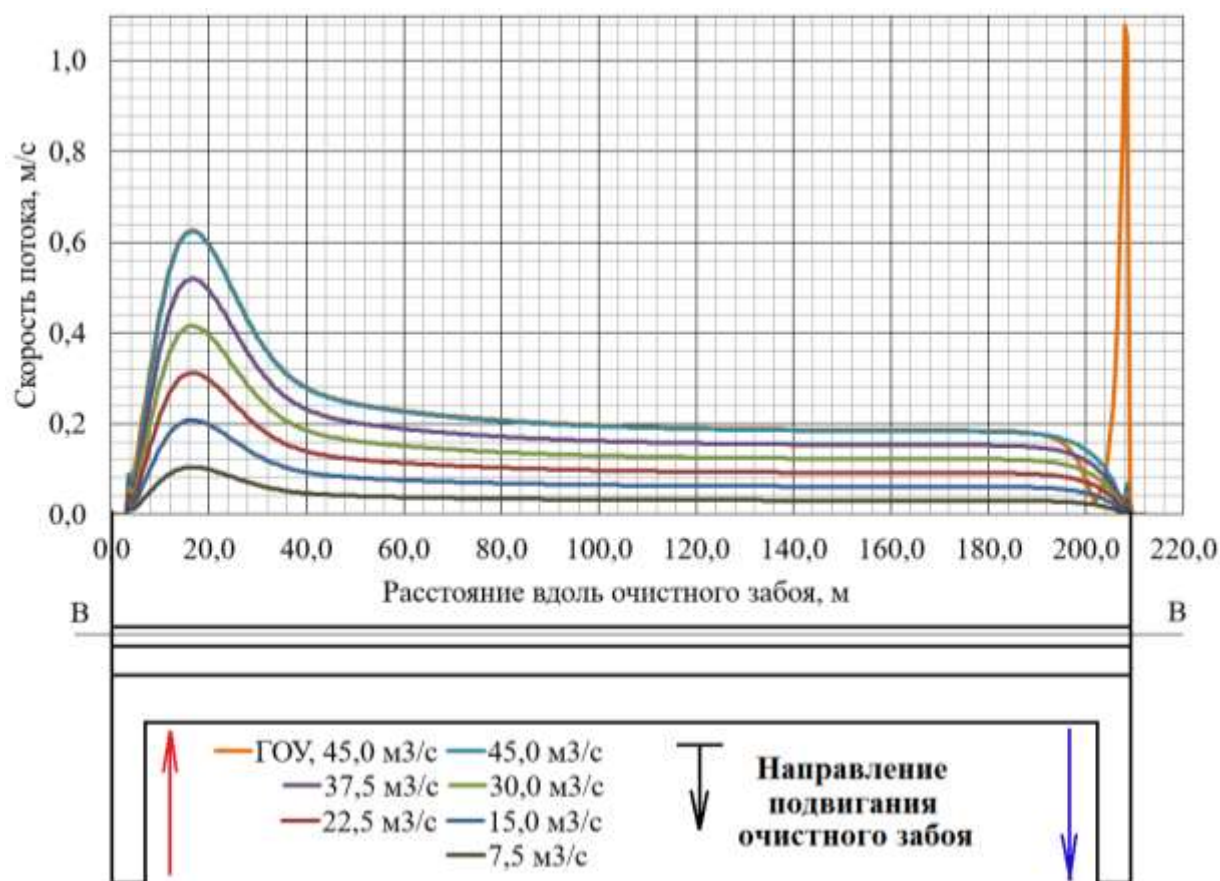


Рисунок 6.9 – Изменение скорости потока в куполе обрушения непосредственной кровли

На рисунках 6.10 и 6.11 приведены изменения скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства по линии Г-Г, показанной на рисунке 6.10. На рисунке 6.11 – в 25 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек). На рисунке 6.12 – в 180 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек).



Рисунок 6.10 – Линия, вдоль которой приводится изменение скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства

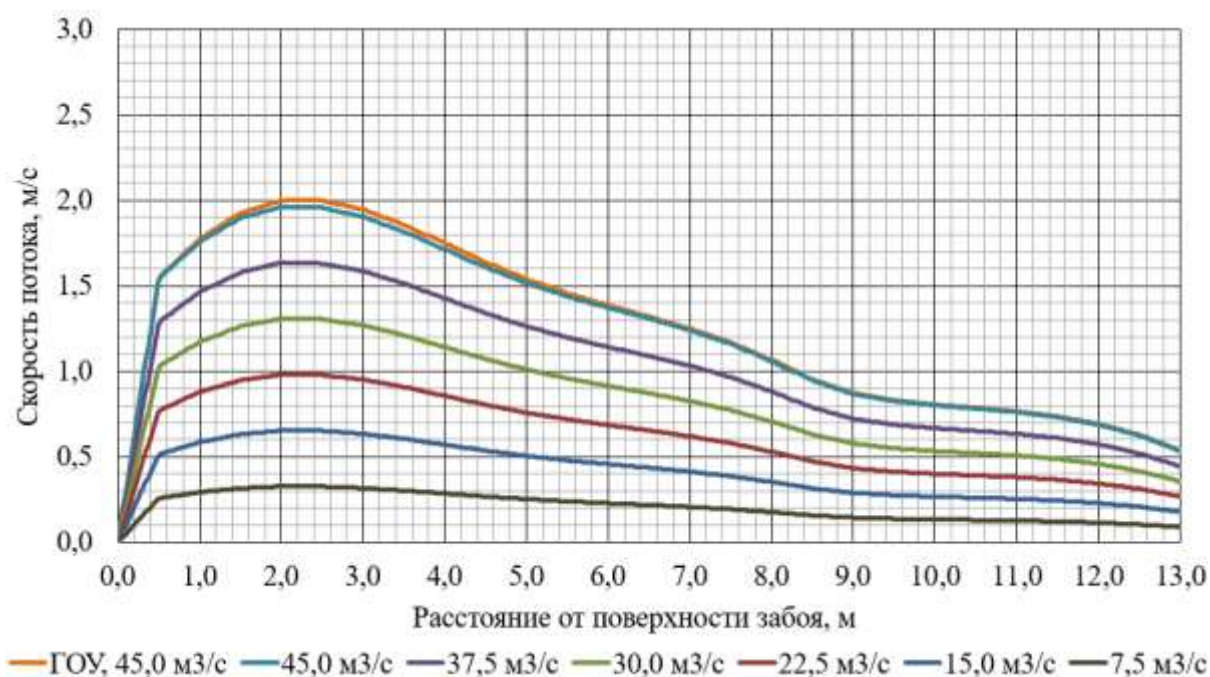


Рисунок 6.11 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 25 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

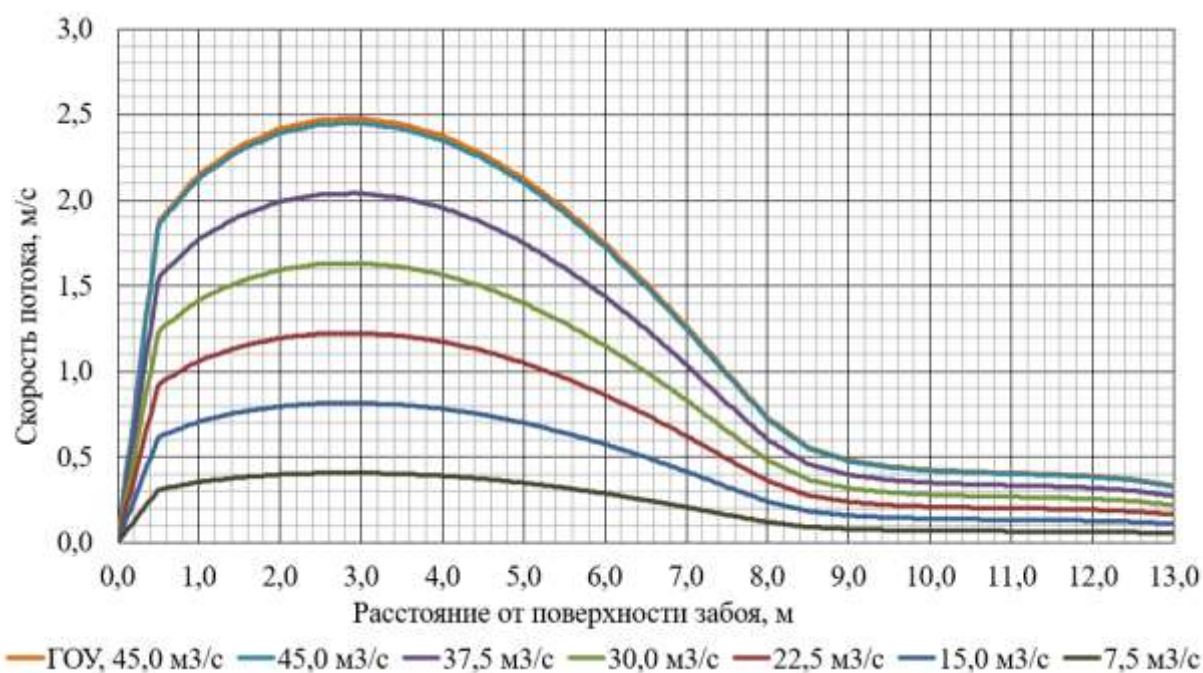
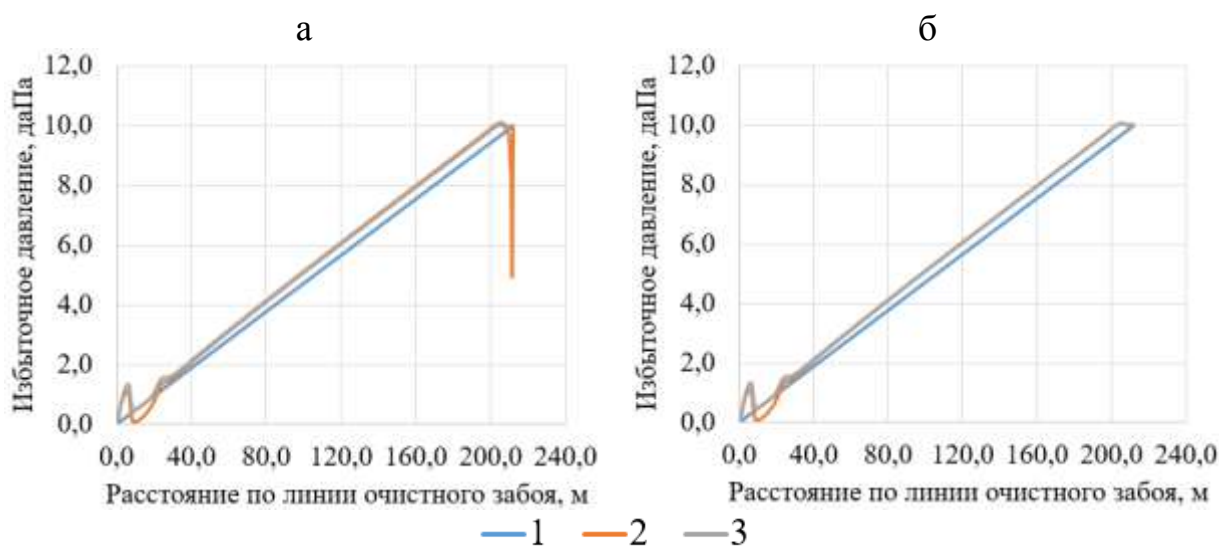


Рисунок 6.12 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 180 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

Выполнена оценка кривизны линий тока как меры, характеризующей направление фильтрационных потоков в зоне обрушения, для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.5. Для рисунка 6.5 а: участок ВП со стороны входящей струи – диапазон значений радиуса кривизны составляет 2,7-558,8 м, участок у всасывающей трубы – 5,6-286,2 м. Для рисунка 5 г: диапазон значений – 6,6-3011,4 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют

траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

На рисунке 6.13 приведён график изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.5. Как видно, в зоне обрушения формируются застойные участки, непрветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, следовательно, они активно проветриваются утечками воздуха.



а – при работающей ГОУ; б – при отключенной ГОУ;

Рисунок 6.13 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.2.2 Схемы проветривания с изолированным отводом по ограниченному участку выработанного пространства

Для данной схемы количество гексаэдров составило 5923616 шт.

Численное исследование выполнено для условий нормального воздухо-распределения в ШВС, обозначенных в таблице 6.4. В таблице 6.5 приведена относительная погрешность результатов моделирования, определённая аналогично предыдущей схеме проветривания. На рисунке 6.14 приведены линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП.

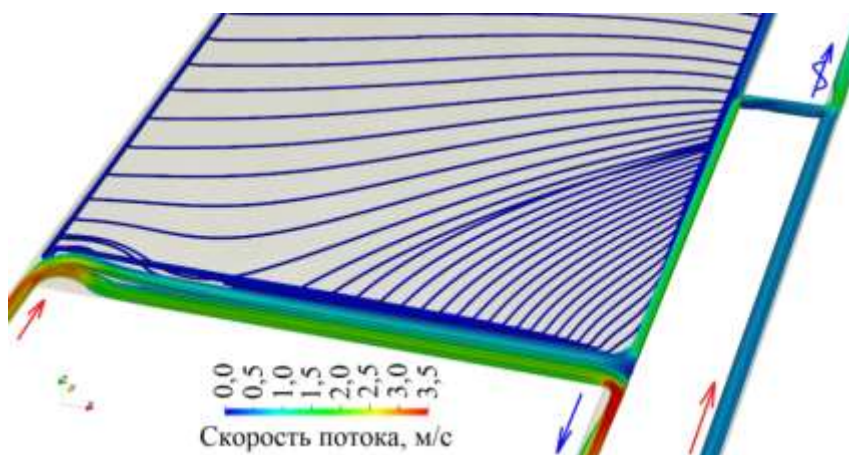
Таблица 6.4 – Начальные условия для моделирования процессов воздухораспределения при схеме проветривания с изолированным отводом МВС по ограниченному участку ВП

Параметр	Расход воздуха, входящий в расчётную область $Q_{\text{вх}} = 45 \text{ м}^3/\text{с}$, в т. ч. на подсвечение $Q_{\text{под}} = 7,5 \text{ м}^3/\text{с}$
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{\text{из}}, \text{ м}^3/\text{с}$	11,6
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}}, \text{ м}^3/\text{с}$	40,9
$\lg Re_{\text{вх}}$ во входящем потоке	5,86
$\lg Re_{\text{исх}}$ в исходящем потоке	5,82

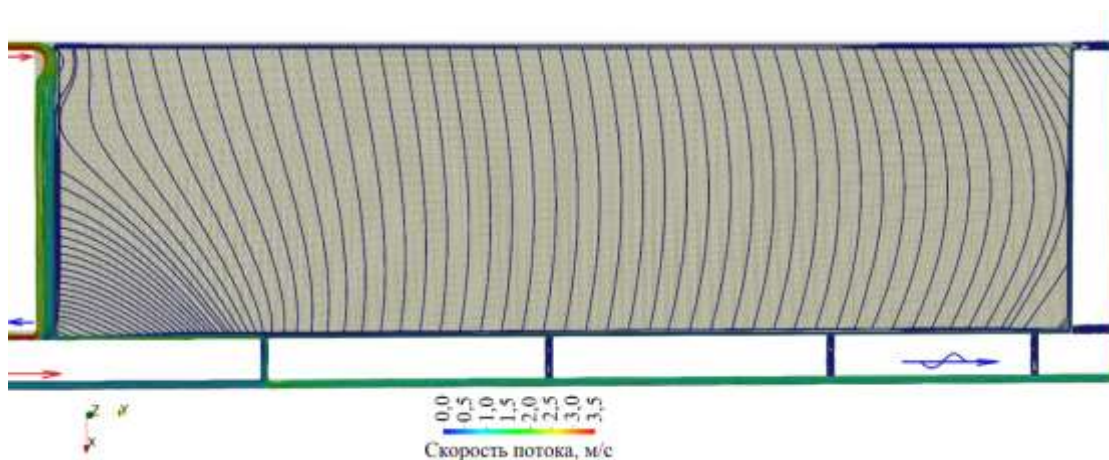
Таблица 6.5 – Относительная погрешность результатов моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}} = 40,9 \text{ м}^3/\text{с}$
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0397
Коэффициент β по модели	0,0420
Относительная погрешность, %	7,3

а



б



а – в окрестности очистного забоя; б – в целом по ВП

Рисунок 6.14 – Линии тока воздуха в очистном забое и ВП при изолированном отводе МВС ($Q_{\text{из}} = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$), входящем расходе воздуха $Q_{\text{вх}} = 45,0 \text{ м}^3/\text{с}$ и расходе воздуха на подсвечение $Q_{\text{вх}} = 7,5 \text{ м}^3/\text{с}$

Как видно из рисунка 6.14, через отстающую сбойку отводится значительная часть утечек воздуха, фильтрующего через ВП, а также часть воздушной струи из зоны сопряжения забоя с вентиляционным штреком через его частично сохранённую часть.

Выполнена оценка кривизны линий тока для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.14: участок со стороны входящей струи – 57,3-732,5 м, участок у остающей сбойки – 239,2-2661,3 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

На рисунке 6.15 приведён график изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.14. Как видно, в зоне обрушения также формируются застойные участки, непрветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, соответственно, они активно проветриваются утечками воздуха.

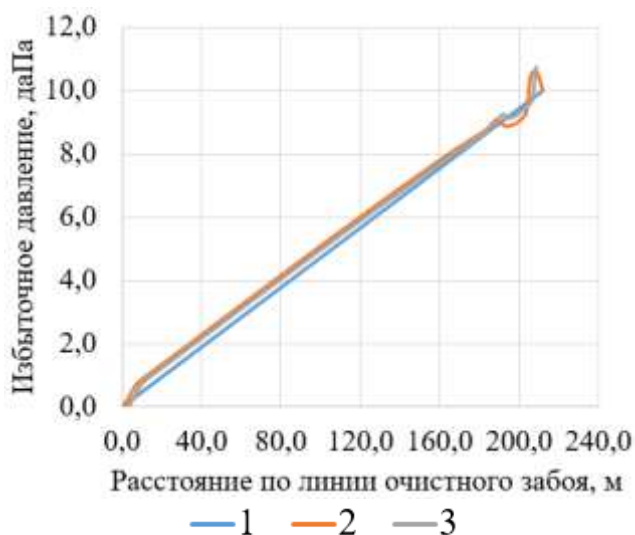


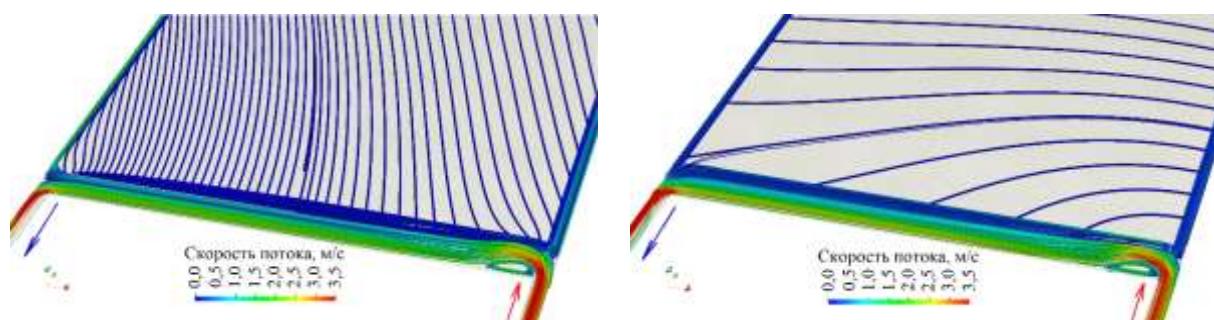
Рисунок 6.15 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.2.3 Схемы проветривания с изолированным отводом по неограниченному участку выработанного пространства

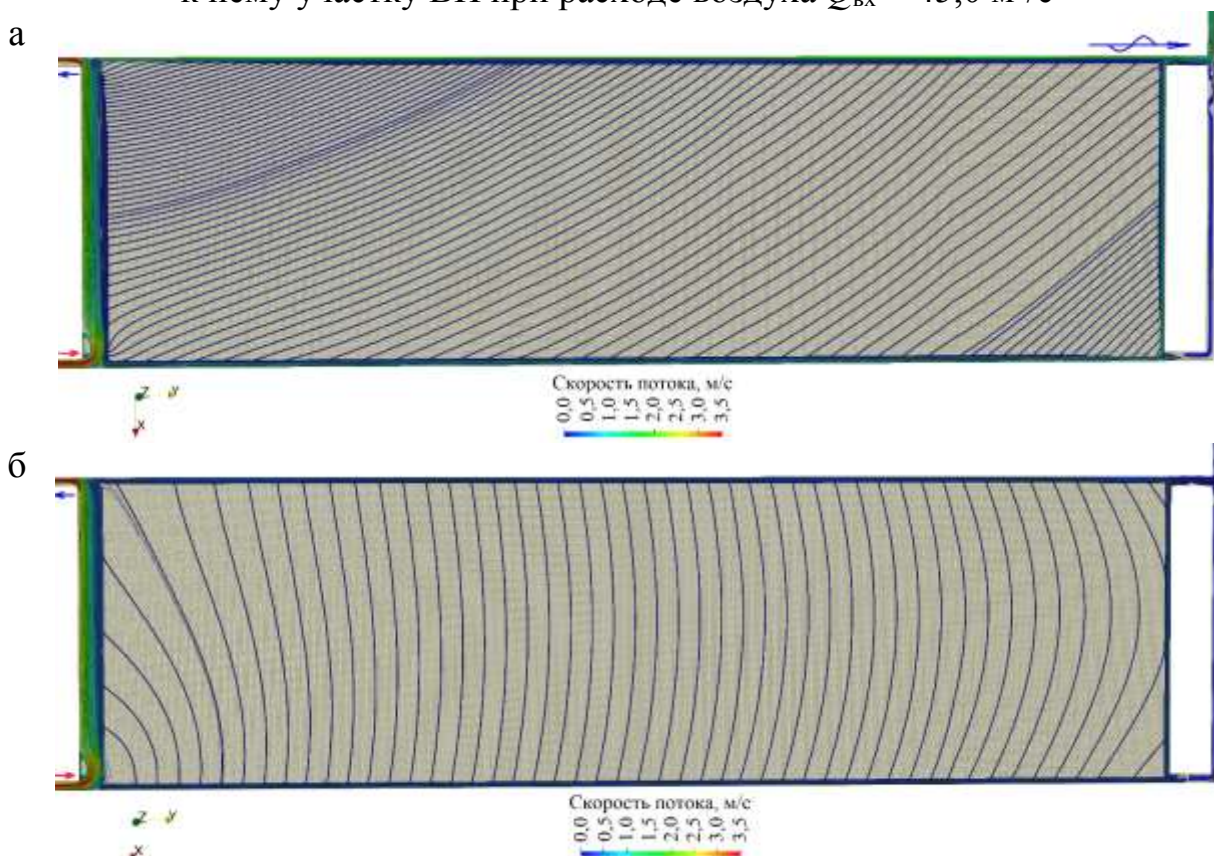
Для данной схемы количество гексаэдров составило 5766416 шт.

Численное исследование выполнено для условий нормального и аварийного воздухораспределения в ШВС (таблица 6.6). В таблице 6.7 приведена относительная погрешность результатов моделирования, определённая аналогично предыдущим схемам проветривания.

На рисунках 6.16 и 6.17 приведены линии тока движения воздуха в окрестности очистного забоя и в целом в ВП при включенной и отключенной ГОУ. Как видно из приведённых рисунков, работающая ГОУ создаёт падение депрессии в обрушенной среде, что обеспечивает изолированный отвод МВС на фланг.



а – при работающей ГОУ ($Q_{из} = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$); б – при отключенной ГОУ
Рисунок 6.16 – Линии тока воздуха в очистном забое и примыкающем к нему участку ВП при расходе воздуха $Q_{вх} = 45,0 \text{ м}^3/\text{с}$



а – при работающей ГОУ ($Q_{из} = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$); б – при отключенной ГОУ
Рисунок 6.17 – Линии тока воздуха в очистном забое и в ВП при входящем расходе воздуха $Q_{вх} = 45,0 \text{ м}^3/\text{с}$

Таблица 6.6 – Начальные условия для серии экспериментов с применяемой схемой проветривания с изолированным отводом МВС по неограниченному участку ВП

Параметр	Расход воздуха во входящей струе $Q_{\text{вх}}$, м ³ /с						
	45,0	45,0	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Расход воздуха на изолированный отвод $Q_{\text{из}}$, м ³ /с	11,6	газоотсос отключен					
Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}}$, м ³ /с	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
$\lg Re_{\text{вх}}$ во входящем потоке	5,86	5,86	5,78	5,68	5,56	5,38	5,08
$\lg Re_{\text{исх}}$ в исходящем потоке	5,73						

Таблица 6.7 – Относительная погрешность результатов численного моделирования

Параметр	Расход воздуха в исходящей струе $Q_{\text{исх}}$, м ³ /с						
	33,4	45	37,5	30,0	22,5	15,0	7,5
Коэффициент β по формуле (1.3)	0,0397	0,0397	0,0397	0,0397	0,0398	0,0399	0,0402
Коэффициент β по модели	0,0372	0,0379	0,0378	0,0378	0,0377	0,0375	0,0370
Относительная погрешность, %	6,3	4,5	4,8	4,8	5,3	6,0	8,0

При неработающей ГОУ реализуются недостатки возвратноточных схем проветривания в части выноса утечками воздуха МВС из ВП на сопряжение с вентиляционной выработкой, что обуславливает возможность появления местных скоплений.

На рисунке 6.18 приведено изменение скорости потока вдоль очистного забоя на расстоянии 4 м от его поверхности (по линии А-А), 1 м от почвы выработки. За 0 м принят бок воздухоподающей выработки (конвейерный штрек) на сопряжении, 212 м – бок выработки с исходящей струей на сопряжении. На рисунке 6.19 приведено изменение скорости потока в закрепном пространстве на расстоянии 10,5 м от поверхности забоя (по линии Б-Б), 2 м от почвы пласта.

На рисунке 6.20 приведено изменение скорости потока в зоне обрушения на расстоянии 16,5 м от очистного забоя (по линии В-В) и 4,25 м от почвы.

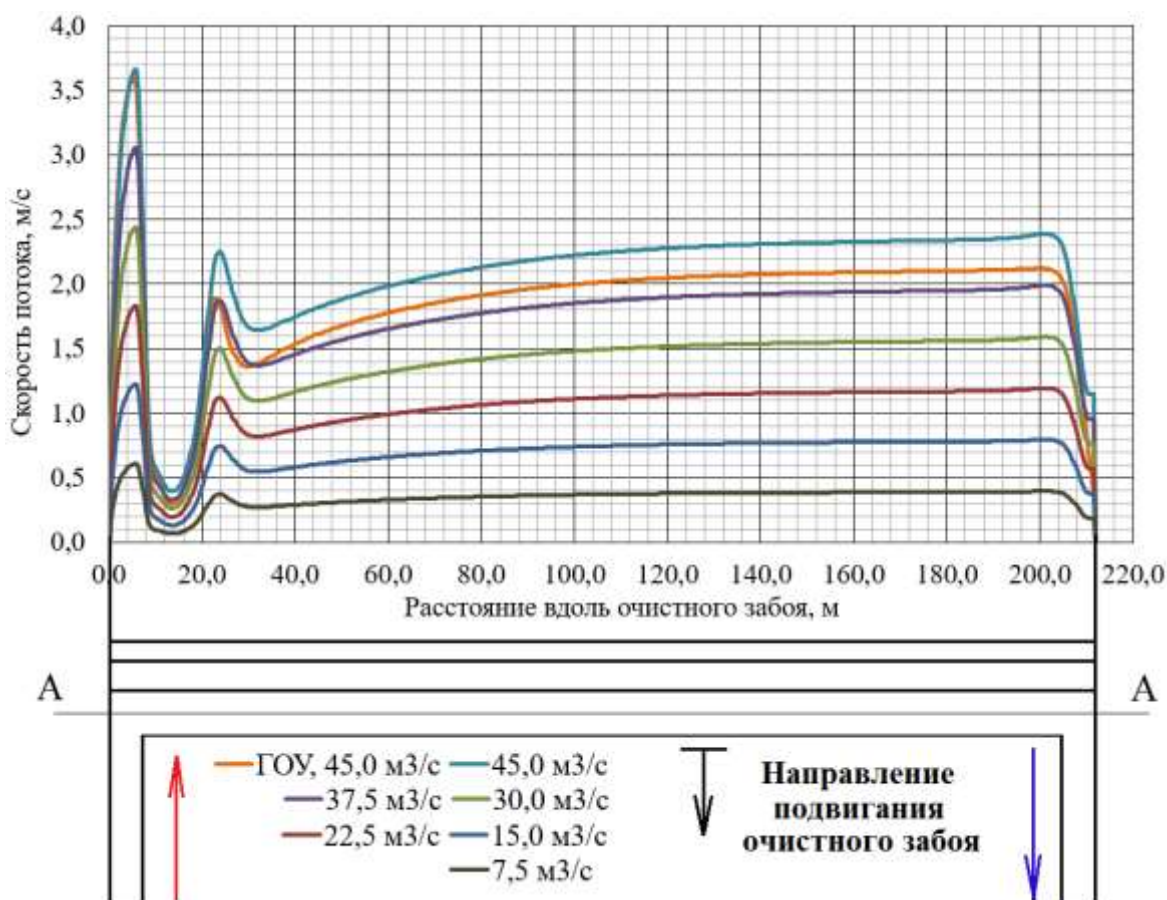


Рисунок 6.18 – Изменение скорости потока вдоль очистного забоя

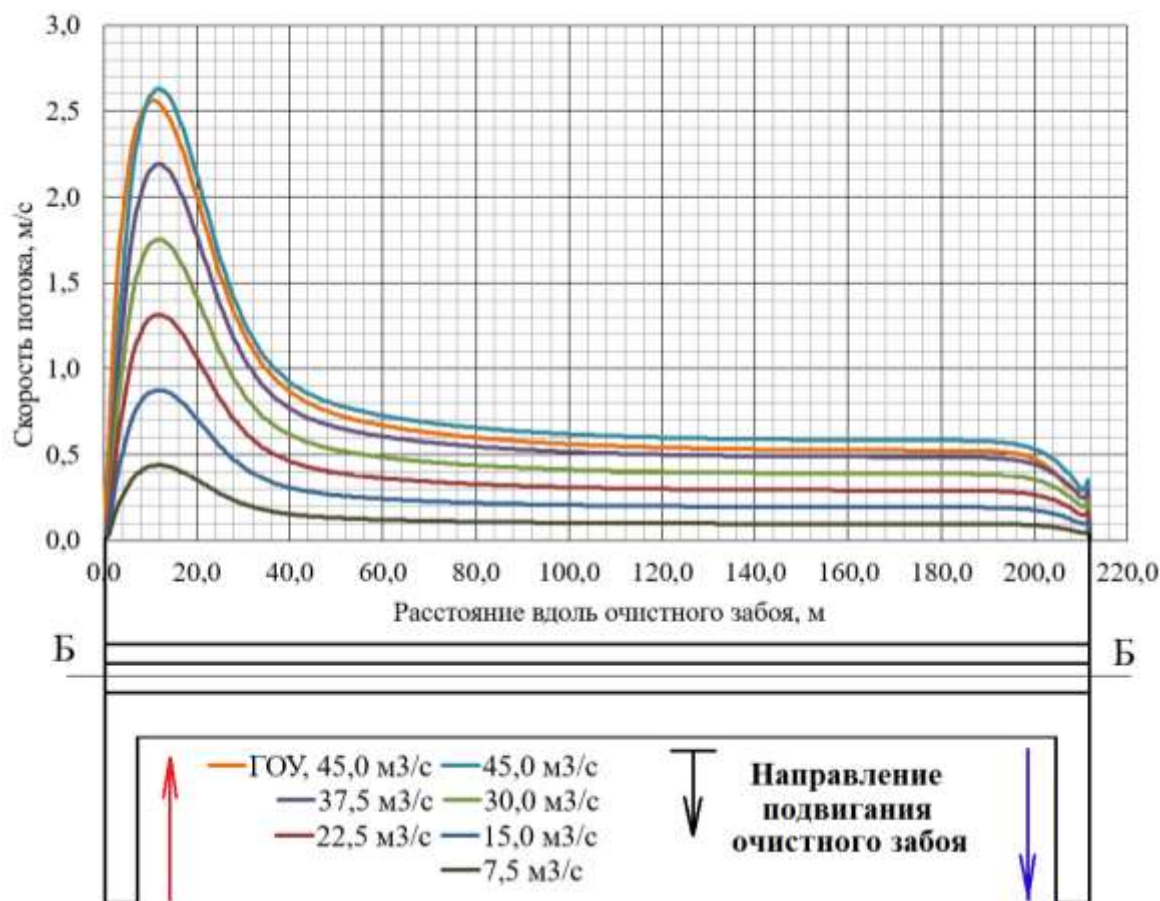


Рисунок 6.19 – Изменение скорости потока в закрепном пространстве

На рисунках 6.21 и 6.22 приведены изменения скорости потока воздуха поперёк очистного забоя и закрепного пространства по линии Г-Г, показанной на рисунке 6.10. На рисунке 6.21 – в 25 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек). На рисунке 6.22 – в 180 м от сопряжения с воздухоподающей выработкой (конвейерный штрек).

Выполнена оценка кривизны линий тока в соответствии с рисунком 6.16. Для рисунка 6.16 а: диапазон значений 523,0-2115,3 м. Для рисунка 6.16 б: диапазон значений – 6,6-3011,4 м. Небольшие значения величин радиуса кривизны характеризуют траектории линий тока как сильно изогнутые. В связи с этим при формировании газового коллектора может происходить концентрированный вынос метана утечками воздуха из ВП.

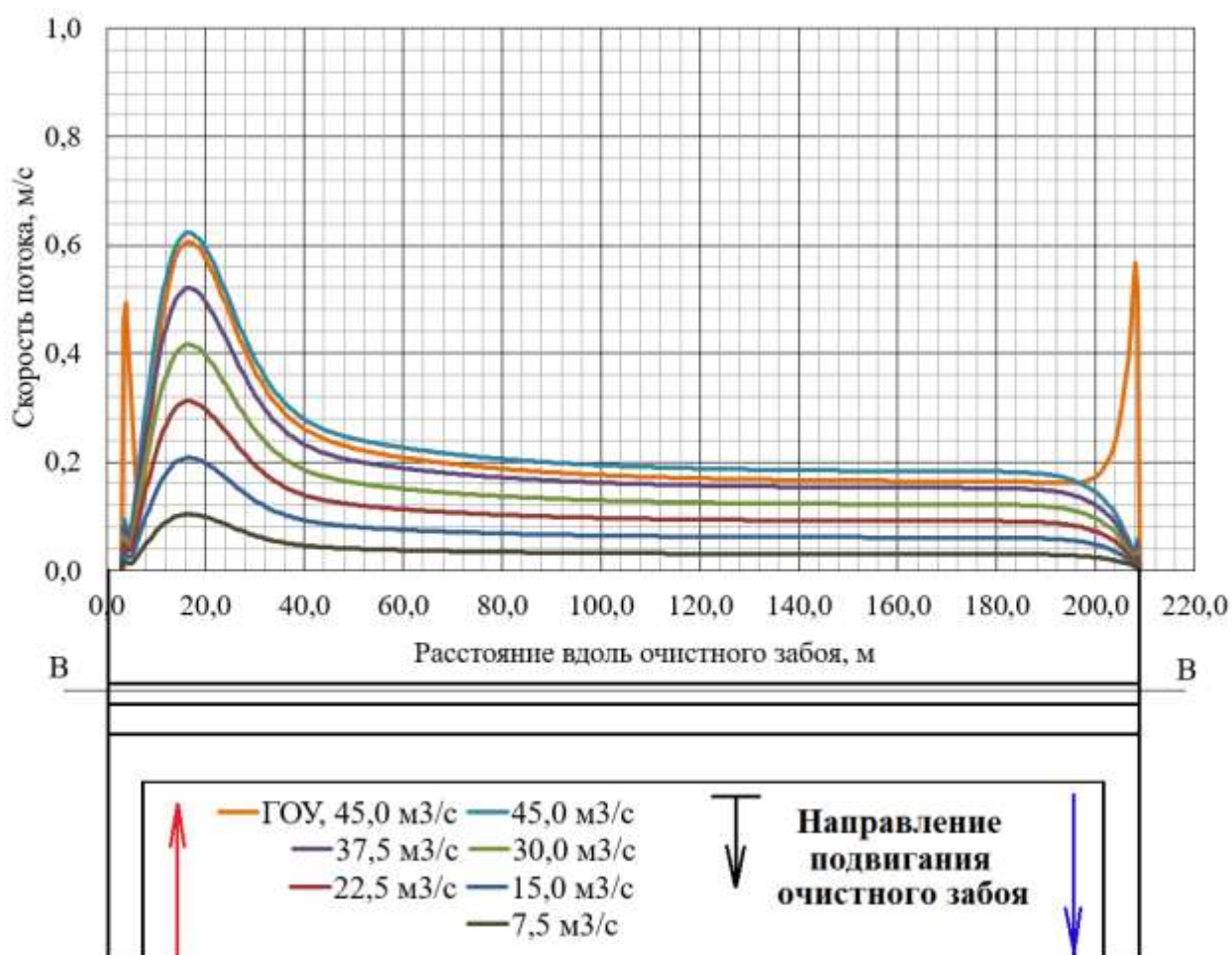


Рисунок 6.20 – Изменение скорости потока в куполе обрушения нижней пачки пород непосредственной кровли

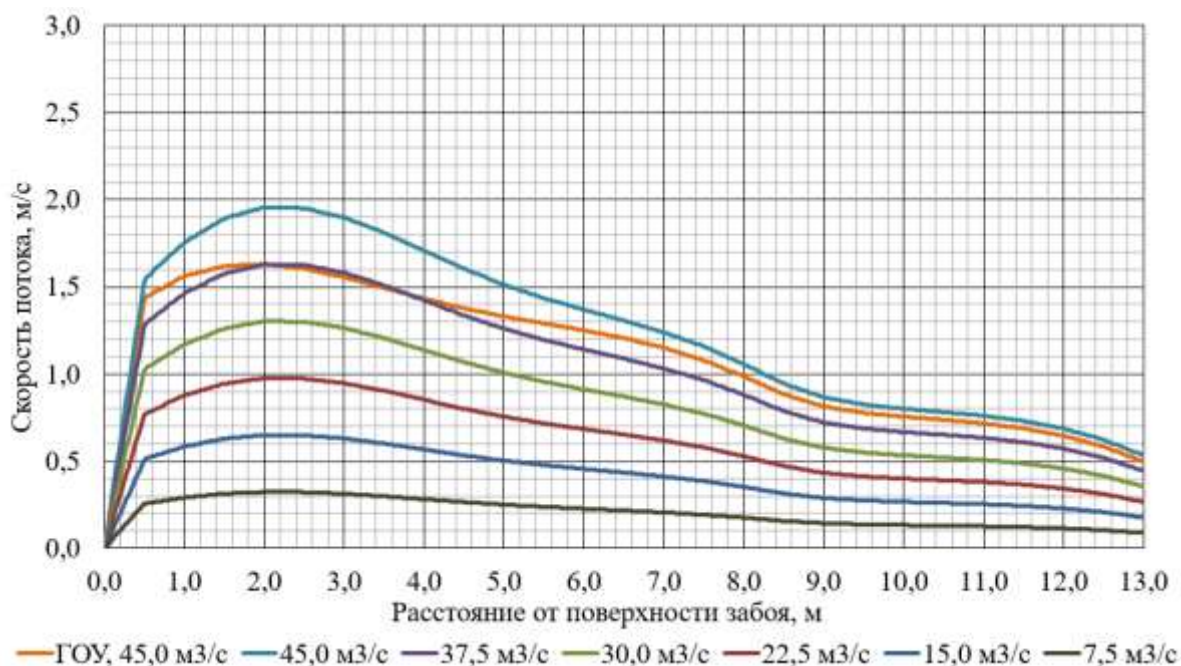


Рисунок 6.21 – Изменение скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 25 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

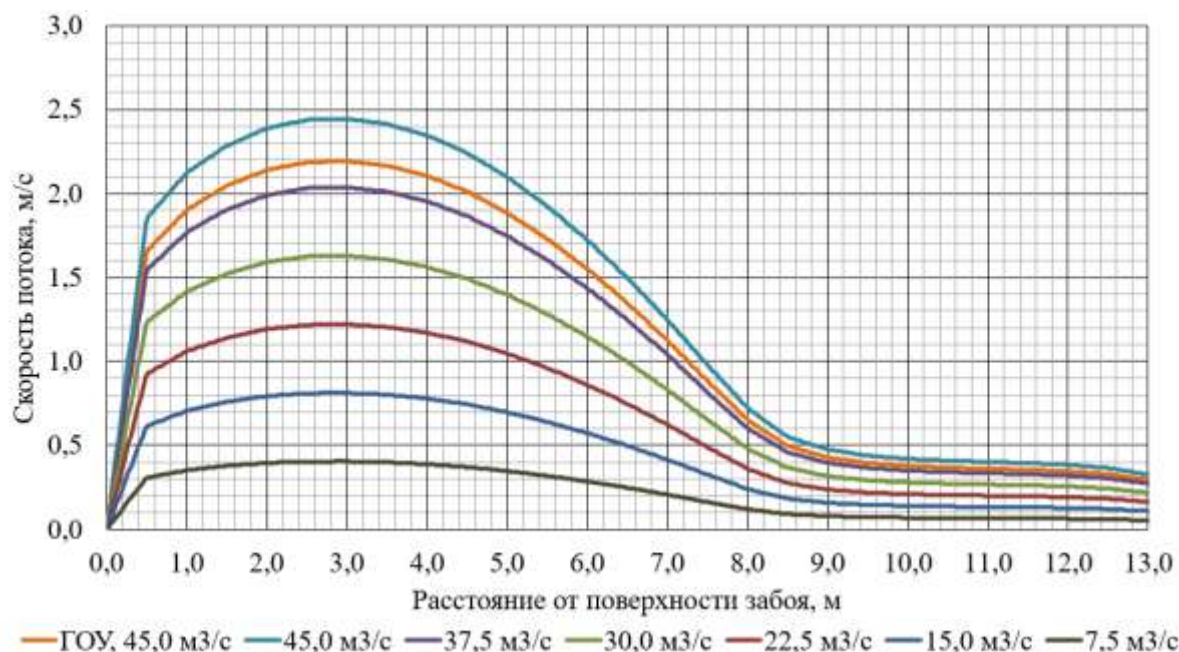
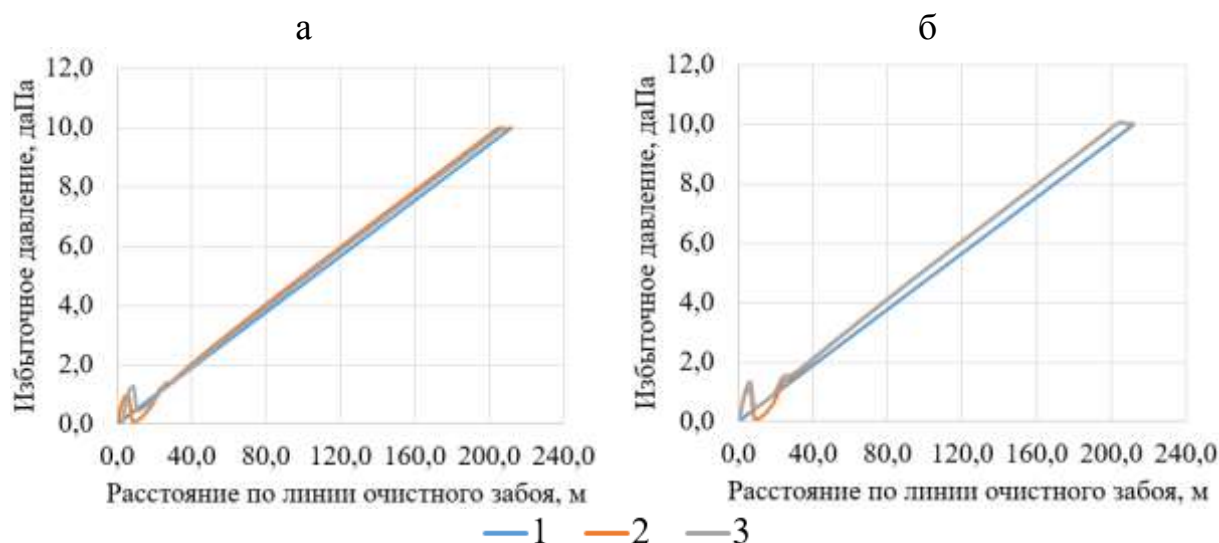


Рисунок 6.22 – График изменения скорости потока поперёк очистного забоя и закрепного пространства (в 180 м от сопряжения, 1 м от почвы выработки)

На рисунке 6.23 приведены графики изменения величины избыточного давления в очистном забое, закрепном пространстве и в куполе зоны обрушения для схемы проветривания в соответствии с рисунком 6.16. Как видно, в зоне обрушения формируются застойные участки, непрветриваемые утечками воздуха, в которых возможно накопление метана. На некоторых участках куполов зоны обрушения избыточное давление воздуха падает и, соответственно, они активно проветриваются утечками воздуха.



а – при работающей ГОУ; б – при отключенной ГОУ;

Рисунок 6.23 – Изменение избыточного давления по длине очистного забоя (1), закрепного пространства (2) и в куполе зоны обрушения (3)

6.3 Исследование закономерностей протекания аэрогазодинамических процессов в области зон обрушения выемочных участков

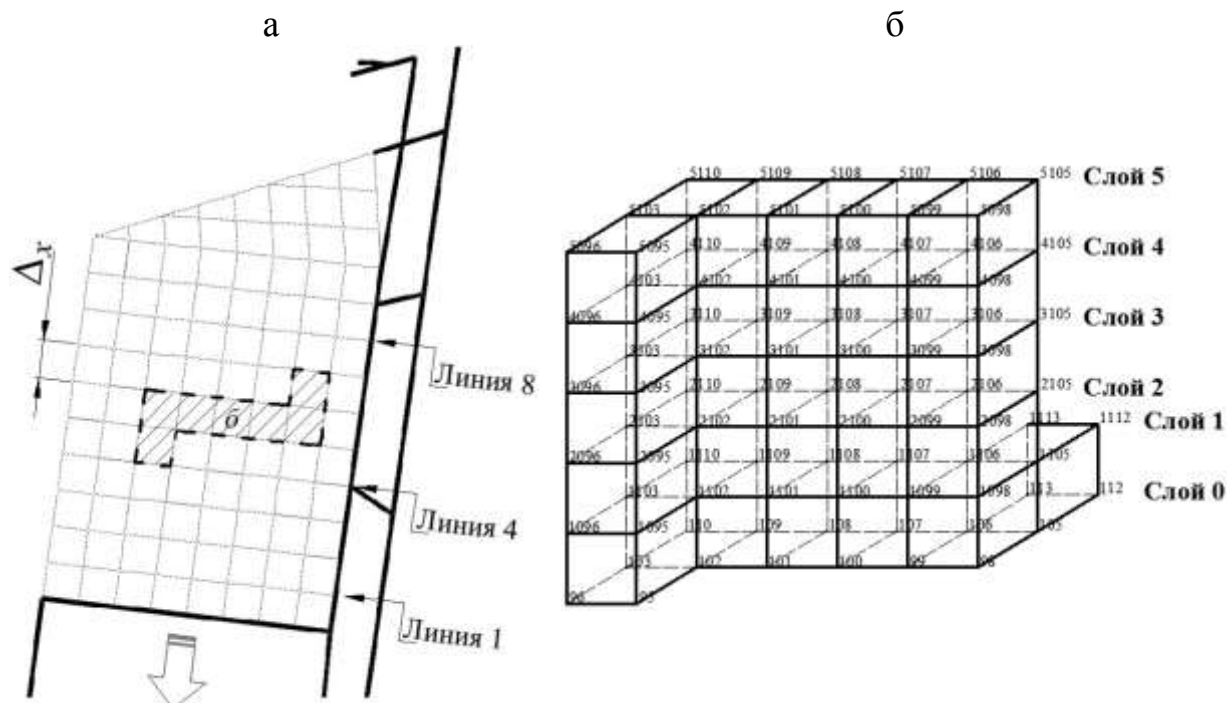
С целью проведения исследования в качестве инструмента использована программа «Вентиляция». В ней для выполнения расчётов воздухораспределения в ШВС создана пространственная компьютерная модель топологии сети горных выработок. Описание аэродинамических параметров ветвей в части их сопротивлений выполнено с использованием следующих верифицированных по результатам предыдущих исследований параметрам:

- частично-сохраняемые и погашенные выработки – использованы рекомендации, приведённые в источниках [7, 13];
- пористая среда зоны обрушения – применены рекомендации согласно [7, 13, 120].

С использованием фактических горно-геологических условий пласта 26а, залегающем в Байдаевской брахисинклинали (Кузнецкий бассейн), и горнотехнических параметров условного выемочного участка построена модель, включающая в себя зону обрушения (ВП) и действующие горные выработки [92]. Основные использованные геометрические параметры определены следующими размерами: длина очистного забоя – $l_{o.з} = 200$ м; погашенная часть выемочного столба (длина ВП) – $l_{вп} = 300$ м. В вычислительной области определена трёхмерная разностная сетка, регулярно структурированная по вертикальному направлению – принято шесть слоёв с шагом $\Delta h = 3$ м. При этом «Слой 0» – детерминирован у почвы ВП, «Слой 5» – локализован на участке зоны трещин и разломов, соответствующем области над сводом куполов обрушения пород (рисунок 6.24).

Начальные условия в части дебитов метана определены для соответствующих частей газового баланса выемочного участка, детально рассмотренных в 1.4.2 «Источники метанообильности на выемочном участке. Структура газового баланса». Численные значения метанообильности основных источников

определены с использованием программы «Вентиляция выемочных участков». Пример результатов расчёта для условий подрабатываемых пластов-спутников представлен в таблице 6.8.



Δx – шаг дискретизации разностной сетки в направлении оси x ДСК
Рисунок 6.24 – Подход к пространственной декомпозиции вычислительной области участка зоны сдвижения

Физические процессы газовой динамики в зоне обрушения обуславливают закономерности притока десорбированного метана из над- и подрабатываемых пластов. Реализуемый подход представления расчётной области по вертикали в виде шести слоёв детерминирует то, что метан из вышележащих пластов поступает в «Слой 5», а из нижележащих – в «Слой 0». Рекомендации К. З. Ушакова [285] определяют пространственное распределение максимальной плотности газового потока при фильтрации – вблизи призабойного пространства на расстоянии шага посадки пород основной кровли. Далее вглубь ВП интенсивность газовыделения монотонно убывает, асимптотически приближаясь к нулевым значениям на расстоянии 150-200 м секций крепи. Выполнен расчёт расстояний до точки экстремума значений величины газового потока x_m , м, для всех пластов в углевмещающем массиве, попадающих в зону

разгрузки при ведении очистных работ. Использована следующая аналитическая формула [285]

$$x_m = 9 + 0,82 \cdot L, \quad (6.1)$$

где L – мощность междупластья, м.

Таблица 6.8 – Относительная метанообильность подрабатываемых пластов-спутников

Наименование пласта	$m_{\text{сп}},$ м	$M_{\text{сп}},$ м	$A_{\text{з.с}},$ %	$W_{\text{с}},$ %	$X_{\text{г}},$ м ³ /т с.б.м.	$X_{\text{о.г}},$ м ³ /т с.б.м.	$X,$ м ³ /т	$X_{\text{о}},$ м ³ /т	$M_{\text{р}},$ м	$q_{\text{сп.п}},$ м ³ /т
Пласт б/н	0,25	40	8,3	3,5	17,0	2,5	14,99	2,20	184,6	1,19
Пласт б/н	0,10	44	7,0	3,4	17,0	2,5	15,23	2,24	184,6	0,47
Пласт б/н	0,50	50	6,9	3,5	16,9	2,5	15,14	2,24	184,6	2,24
Пласт 26в	0,50	70	7,3	3,5	16,5	2,5	14,72	2,23	184,6	1,85
Пласт 27а	0,30	79	8,5	3,4	16,4	2,5	14,45	2,20	184,6	1,00
Пласт 27б	0,40	88	7,0	3,5	16,3	2,5	14,59	2,24	184,6	1,23
Пласт 28	0,60	107	7,5	3,5	15,9	2,5	14,15	2,22	184,6	1,43
Пласт б/н	0,20	123	9,0	3,6	15,7	2,5	13,72	2,18	184,6	0,37
Пласт б/н	0,25	128	8,0	3,6	15,6	2,5	13,79	2,21	184,6	0,42
Пласт 29а	2,60	130	7,6	3,6	15,5	2,5	13,76	2,22	184,6	4,23
Суммарная метанообильность подрабатываемых пластов, м ³ /т										14,43

Примечание. $m_{\text{сп}}$ – суммарная мощность угольных пачек пласта-спутника, м; $M_{\text{сп}}$ – расстояние от разрабатываемого пласта до пласта-спутника, м; $A_{\text{з.с}}$ – зольность сближенного пласта, %; $W_{\text{с}}$ – пластовая влажность сближенного пласта, %; $X_{\text{г}}$ – природная газоносность пласта, м³/т с.б.м.; $X_{\text{о.г}}$ – остаточная газоносность угля, м³/т с.б.м.; X – природная газоносность пласта, м³/т; $X_{\text{о}}$ – остаточная газоносность угля, м³/т; $M_{\text{р}}$ – расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю, м; $q_{\text{сп.п}}$ – относительное метановыделение из отдельного подрабатываемого пласта-спутника, м³/т.

Основываясь на рассмотренных выше закономерностях принято следующее распределение дебитов метана с учётом пространственного расположения относительно призабойного пространства:

- в зоне экстремума кривой притока метана из конкретного пласта-спутника выделяется 80 % от общего дебита метана из него (таблица 6.8);
- оставшиеся 20 % равномерно распределяются по длине ВП в сторону монтажной камеры на расстоянии 150-200 м от зоны максимума.

Данное допущение позволило выполнить расчёт значений дебитов метана по линиям трёхмерной разностной сетки модели, ориентированным параллельно очистному забою. Результаты представлены в таблице 6.9.

Таблица 6.9 – Результаты расчёта параметров зон максимального газовыделения

Подрабатываемые пласты								
Наименование пласта	$M_{\text{сп.п.}}$, м	x_M , м	$x_M/\Delta x$, м	$q_{\text{сп.п.}}$, м ³ /т	$I_{\text{сп.п.}}$, м ³ /с	Линия	$I_{\text{сум.л.}}$, м ³ /с	$0,8 \cdot I_{\text{сум.л.}}$, м ³ /с
Пласт б/н	40	41,8	1,6	1,19	0,0482	2	0,1579	0,12632
Пласт б/н	44	45,1	1,8	0,47	0,0190			
Пласт б/н	50	50,0	2,0	2,24	0,0907			
Пласт 26в	70	66,4	2,6	1,85	0,0749	3	0,1652	0,13216
Пласт 27а	79	73,8	2,9	1,00	0,0405			
Пласт 27б	88	81,2	3,2	1,23	0,0498			
Пласт 28	107	96,7	3,8	1,43	0,0579	4	0,0899	0,07192
Пласт б/н	123	109,9	4,3	0,37	0,0150			
Пласт б/н	128	114,0	4,5	0,42	0,0170			
Пласт 29а	130	115,6	4,6	4,23	0,1714	5	0,1714	0,13712
Надрабатываемые пласты								
Пласт б/н	13	19,6	0,8	2,48	0,1005	1	0,1191	0,09528
Пласт б/н	32	35,0	1,4	0,46	0,0186			

Примечание. $I_{\text{сп.п.}}$ – абсолютная метанообильность пласта-спутника, м³/с; $I_{\text{сум.л.}}$ – суммарный дебит метана по соответствующей линии, м³/с; $0,8 \cdot I_{\text{сум.л.}}$ – дебита метана на участке с максимальным газовыделением, м³/с.

Количественные значения потоков газа по ветвям разностной сетки, интегрально характеризующих дебиты метана в очистную выработку, равномерно заданы в соответствующих ветвях «Слоя 0».

На основе разработанной модели ВП проведён сравнительный анализ эффективности различных схем управления газовыделением. Рассмотрены как различные схемы вентиляции, так и способы дегазации с точки зрения их влияния на объёмы метана, скапливающиеся в куполах зоны обрушения (газовый коллектор). Исследованы следующие варианты:

- вариации возвратноточной схемы проветривания с выдачей исходящей струи через передовую сбойку без дегазации:

1. Изолированный отвод МВС отсутствует. Результаты расчёта приведены на рисунке 6.25.

2. Изолированный отвод МВС применяется, реализован по неограниченному участку ВП с помощью ГОУ, размещённой на устье скважины. Результаты расчёта приведены на рисунке 6.26.

- вариации применения различных способов дегазации скважинами, пробуренными с поверхности, в комбинации с изолированным отводом МВС:

3. Расстояние между скважинами в сети (шаг) – 50 м. Дистанция включения передовых скважин от призабойного пространства – 75 м.

4. Расстояние между скважинами в сети (шаг) – 75 м. Дистанция включения также составляет 75 м.

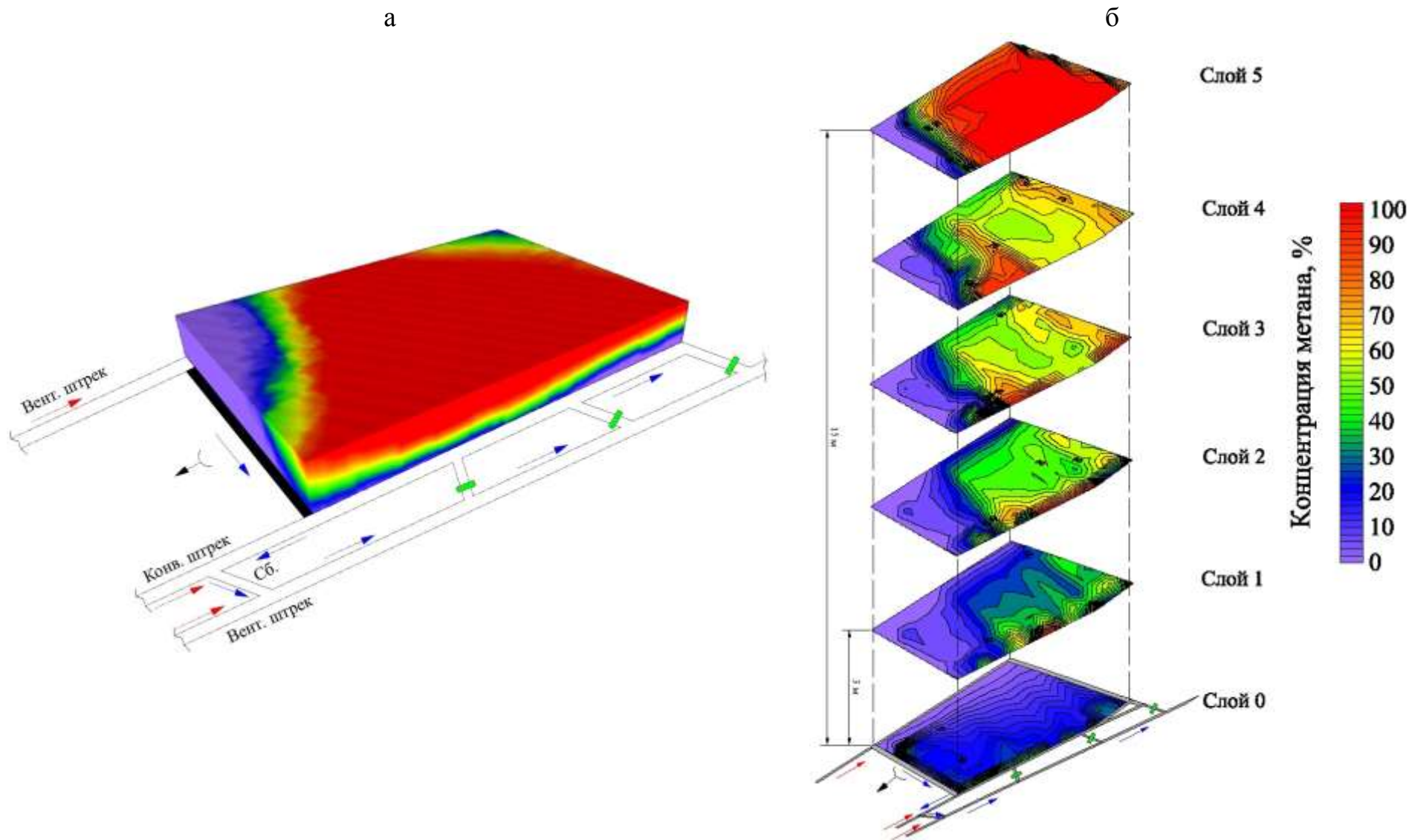
5. Локализацию мест заложения дегазационных скважин предложено определять на основе результатов моделирования по схеме № 2 – на участках с максимальными концентрациями метана. Дистанция включения также составляет 75 м. Результаты расчёта приведены на рисунке 6.27.

Эффективность предложенных схем вентиляции и способов дегазации ВП, интегрированных в единую систему управления газовыделением предложено оценивать согласно критерию, сущность которого заключается в достижении взрывобезопасных концентраций метана в зоне обрушения (подраздел 2.5 «Критерий оценки эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках»). Его значение соответствует концентрации метана менее 3,5 %.

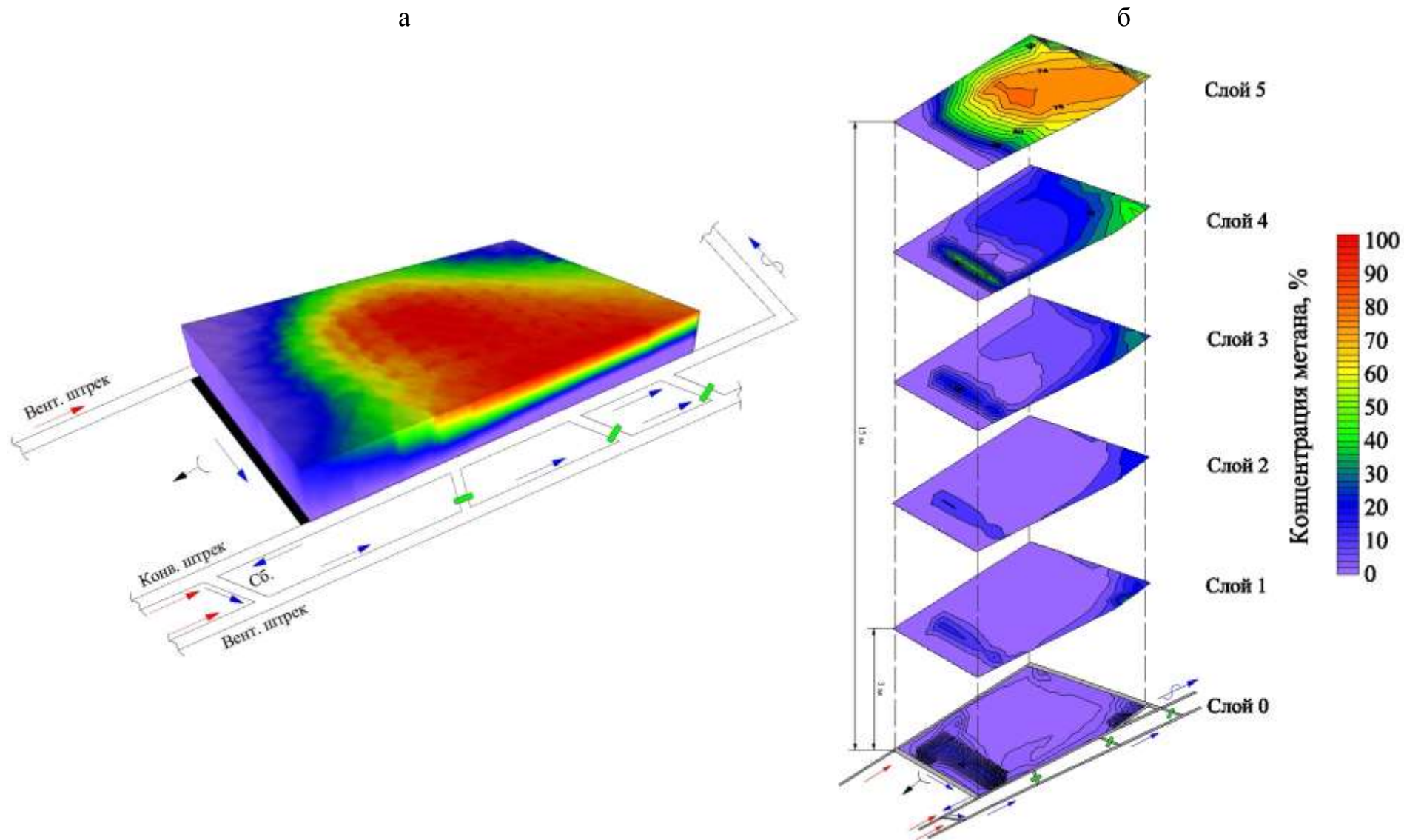
Рисунки 6.25-6.27 отображают закономерности пространственного распределения метана в области зоны обрушения:

- для условий, представленных на рисунке 6.25, почти всё обрушенное пространство характеризуется концентрациями метана в интервалах от 10 до 100 %, что подтверждает необходимость применения эффективных систем управления газовыделением;

- согласно результатам, показанным на рисунке 6.26, в «Слое 0» и «Слое 1» (интервал 0-3 м от почвы пласта) фиксируются 3,5-25 %. В слоях, соответствующих своду обрушения и нижней части зоны трещин и разломов (4-й и 5-й слои), фиксируется участок с аккумуляцией метана до концентраций, равных 100 % (газовый коллектор);



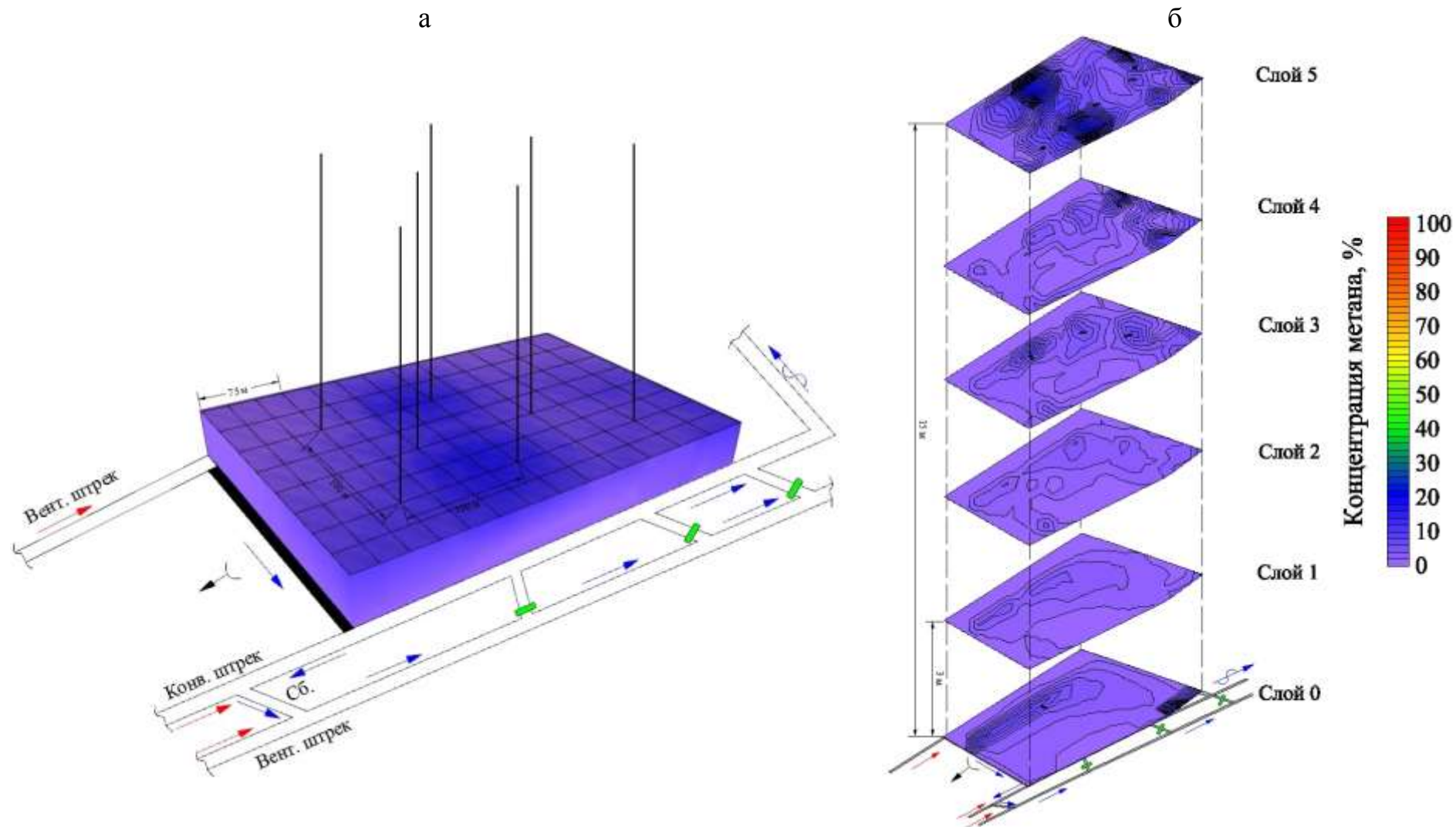
а – поля концентраций метана в трёхмерном пространстве;
 б – изоповерхности концентраций метана согласно принятым слоям
 Рисунок 6.25 – Реализация типовой возвратной схемы проветривания



а – поля концентраций метана в трёхмерном пространстве;

б – изоповерхности концентраций метана согласно принятым слоям

Рисунок 6.26 – Реализация комбинированной схемы проветривания (совместно с газоотсосом)



а – поля концентраций метана в трёхмерном пространстве;

б – изоповерхности концентраций метана согласно принятым слоям

Рисунок 6.27 – Реализация комбинированной схемы проветривания и дегазации (заложение скважин согласно зоне максимальных содержаний в шахматном порядке)

- в условиях комбинации схемы проветривания с различной сеткой заложения скважин (способы 3 и 4) отмечается уменьшение концентрации метана в зоне обрушения до значений в интервале от 3,5 до 25 %. При этом большая часть домена заполнена МВС с концентрацией менее 3,5 %, что соответствует взрывобезопасному уровню. Зоны с высокими концентрациями (до 25 %) локализованы на участках ВП, смежных с очистной выработкой, что коррелирует с пространственным расположением зон максимального притока метана из соответствующих выше- и нижерасположенных пластов.

Результаты моделирования аэрогазодинамических процессов с учётом метановыделения и его накопления позволяют предложить управление газовой выделением с наиболее оптимальными параметрами:

- изолированный отвод МВС с помощью ГОУ;
- локализация заложения скважин для дегазации над участками зоны обрушения с прогнозным максимальным содержанием метана (газовый коллектор).

Такой подход обеспечивает минимизацию объёма буровых работ за счёт рационального пространственного размещения скважин и увеличение полезного дебита метана в них.

Установлено, что применение комбинации газоотсоса с помощью ГОУ и дегазации, основанной на использовании оптимизированной сетки заложения скважин, обеспечивает достижение взрывобезопасных концентраций метана согласно принятому критерию (менее 3,5 %) в доминирующей части расчётной области зоны обрушения (рисунок 6.27 а и б). Исключение составляют локальные экстремумы концентраций метана в «Слое 5», но следует учитывать, что их объёмы и, соответственно, влияние является несущественным.

В рамках предлагаемого подхода место позиционирования перфорированной забойной части скважины соответствует зоне трещин и разломов (по классификации участков зоны сдвижения ВНИМИ) над прогнозируемыми областями сформировавшегося газового коллектора (максимальные содержания метана) в 10-15 м над естественным сводом «куполов». В этом случае метан, мигрирующий

по системам трещин из пластов-спутников, каптируется в скважину и отводится по ней на поверхность. Таким образом, снижается уровень поступления метана в техногенно сформированные пустоты зоны обрушения.

6.4 Методологическая основа адаптации систем управления газовыделением

Полученные данные по коэффициентам α горных выработок, аэродинамическим параметрам тупиков, а также результаты расчётов в пакете «Аэродинамика» (проницаемость обрушенных и уплотнённых пород, объёмы газового коллектора и закрепного пространства) являются начальными условиями для выполнения прогноза метанопереноса и метанокопления на выемочном участке. Данный подход позволяет получать результаты для обширного набора горно-геологических и горнотехнических параметров (рисунок 6.28).

Добавление в моделируемую систему дебитов метана из основных источников в зависимости от нагрузки на очистной забой обеспечит возможность подобного моделирования с учётом процессов формирования газового коллектора в застойных зонах куполов обрушения. В таблице 6.10 приведены рассчитанные на основе замеров фактические дебиты метана в призабойное пространство и зону обрушения (по данным систем АГК). Из неё видно, что доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9. Для обеспечения высокого уровня безопасности ведения подземных горных работ и ритмичности работы очистных забоев коэффициент эффективности дегазации должен иметь близкие значения.

Таблица 6.10 – Фактические аэрогазодинамические параметры в/у угольных шахт, отрабатывающих пологих пласты механизированными комплексами

Выемочный участок	$I_{ф.оз}$, м ³ /мин	$I_{ф.вп}$, м ³ /мин	$I_{ф.уч}$, м ³ /мин	Доля $I_{ф.вп}$, м ³ /мин, в газовом балансе участка, доли ед.
в/у 16-17	8,32	35,67	43,99	0,81
в/у 1-1-5-6 бис	6,92	61,70	68,62	0,90
в/у 3-1-9	16,59	34,87	51,46	0,68
в/у 823	7,50	41,60	49,1	0,85
в/у 29-30	2,41	3,79 (+34,76*)	40,96	0,94

Примечание. $I_{ф.оз}$, $I_{ф.вп}$ – фактические дебиты метана в очистной забой и ВП, соответственно, м³/мин; $I_{ф.уч}$ – фактический дебит метана на участок (газовый баланс), м³/мин; *Дебит метана в дегазационные скважины, пробуренные в ВП

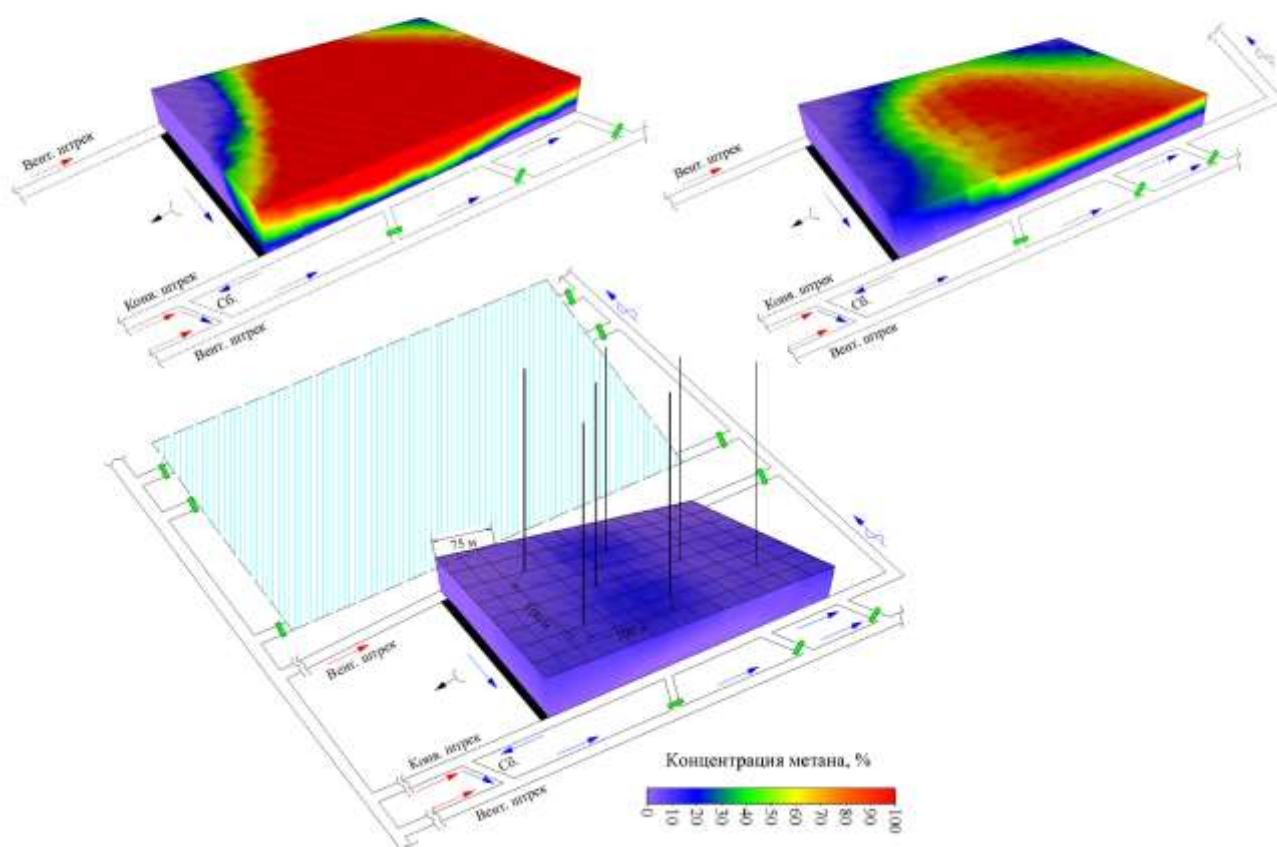
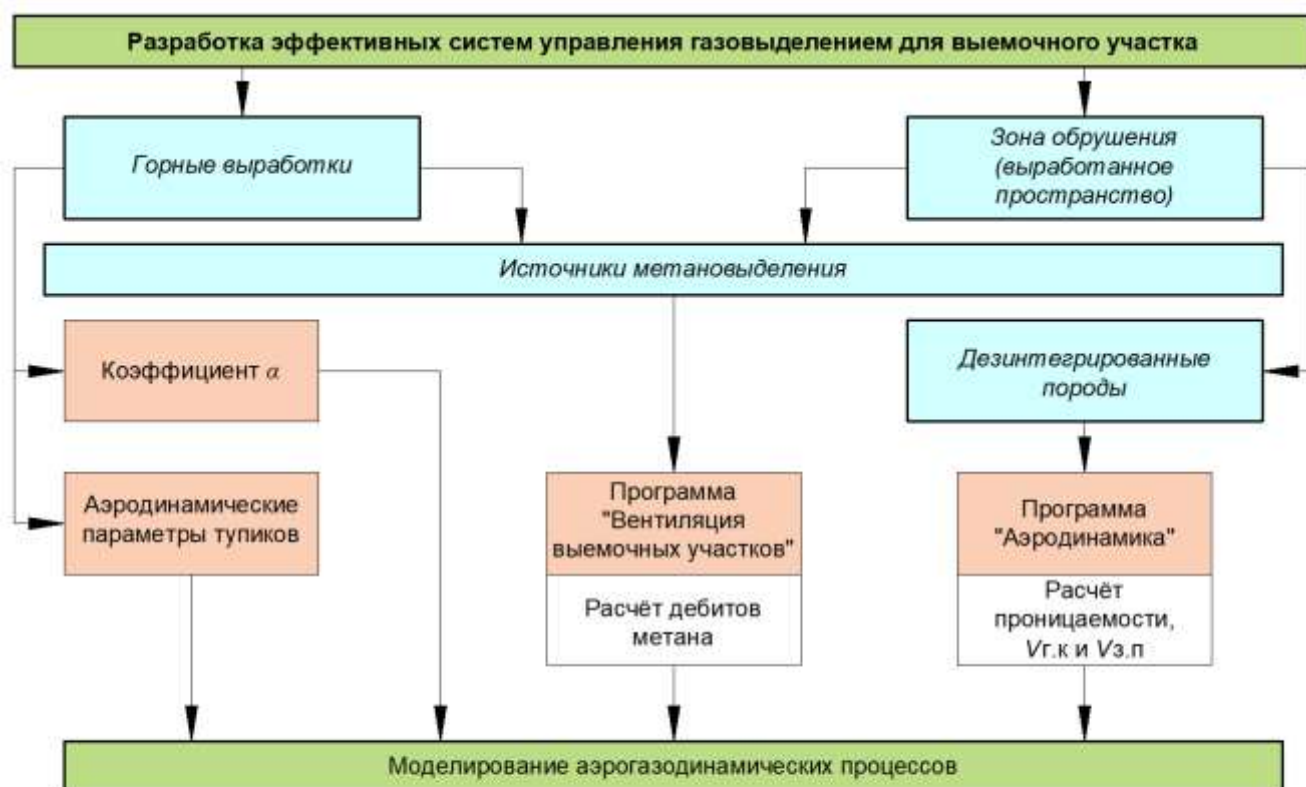


Рисунок 6.28 – Схема реализации подхода, учитывающего взаимодействующие геомеханические и аэрогазодинамические процессы, для адаптации систем управления газовыделением

Результаты моделирования процессов метанопереноса и метанонакопления в контексте аэрогазодинамических процессов позволяют выстраивать систему управления газовыделением по интеллектуальному принципу с возможностью адаптации горнотехнических параметров к изменяющимся горно-геологическим условиям. Это предоставляет возможность отрабатывать пологие угольные пласты с использованием высокоинтенсивных технологий очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами, и обеспечить высокий уровень безопасности горных работ и ритмичность добычи угля.

Выводы

В данной главе выполнено исследование и обоснование возможности применения методологической основы управления газовыделением на выемочном участке с возможностью комплексного учёта единой системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для целей разработки адаптируемых к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям систем управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов. По результатам исследований обоснованы выводы и получены следующие результаты:

1. Показана низкая фактическая эффективность применяемых схем предварительной дегазации. Отмечено, что для обеспечения высоких нагрузок на очистные забои эффективность дегазации должна составлять не менее 50-60 %. При этом возможным направлением повышения эффективности дегазации является дегазация зон обрушения (ВП).

2. Разработаны основы по проектированию эффективных схем вентиляции по обеспечению метанобезопасности систем управления газовыделением с учётом интеграции в единую систему горных выработок и зоны обрушения, вмещающую дезинтегрированные породы. Применение и реализация подхода обеспечит безопасную и ритмичную высокопроизводительную добычу угля.

3. С использованием разработанного специализированного программного пакета «Аэродинамика» выполнено численное моделирование процессов воздухораспределения на выемочном участке с учётом зоны обрушения, как части ШВС. Рассмотрены три группы схем проветривания с изолированным отводом МВС из ВП: по примыкающему участку зоны обрушения к очистному забою, по участку зоны обрушения, ограниченному между очистным забоем и отстающей сбойкой, а также по неограниченному участку зоны обрушения.

4. Выполнена оценка относительной погрешности полученных численных значений коэффициентов β горных выработок с аналитическим решением. Расхождение значений по всему стеку моделей не превысило 8,0 %.

5. В ходе исследования аэрогазодинамических процессов, протекающих в зонах обрушения, проведено изучение механизмов метанопереноса и метанонакопления. По результатам обобщения полученных данных разработана схема управления газовыделением, базирующаяся на следующих технологических решениях:

- изолированный отвод МВС с помощью ГОУ;
- локализация заложения скважин для дегазации над участками зоны обрушения с прогнозным максимальным содержанием метана (газовый коллектор).

Такой подход обеспечивает минимизацию объёма буровых работ за счёт рационального пространственного размещения скважин и увеличение полезного дебита метана в них.

6. Рассмотрен газовый баланс пяти выемочных участков шахт Кузнецкого бассейна. Доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9, соответственно, для обеспечения высоких нагрузок на очистные забои дегазация ВП, в том числе схема расположения скважин, должна обеспечивать коэффициент эффективности не ниже указанных значений.

7. Предложено использовать разработанную методологию совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для моделирования процессов воздухораспределения и накопления метана в куполах зоны обрушения. При этом полученные результаты возможно использовать для выявления участков в зонах обрушения с максимальными концентрациями метана при реализации различных схем проветривания (в том числе с изолированным отводом МВС).

8. Результаты исследований могут быть использованы в качестве предложений по разработке «Рекомендаций по проектированию вентиляции и дегазации выемочных участков» для внесения изменений в федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация на соискание учёной степени доктора наук является законченной научно-квалификационной работой, в которой решена научная проблема управления газовыделением на выемочных участках при высокоинтенсивной отработке пологих пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами.

Основные научные результаты, выводы и рекомендации сводятся к следующему:

1. По результатам анализа фактических данных по метанообильности ВП, их сравнения с расчётными значениями, а также фактической нагрузкой на очистные забои установлено значительное влияние газового коллектора, формирующегося в зонах обрушения, на аэрогазодинамические процессы на выемочных участках. Зона обрушения обладает инерционностью, т. е. максимальные дебиты метана не всегда соответствуют максимальным нагрузкам на очистной забой. При этом данная инерционность сглаживает динамику выделения метана, что выражается в том, что изменение нагрузки не приводит сразу же к аналогичному изменению дебита метана из зоны обрушения. В связи с этим отмечаются расхождения между фактическими и расчётными данными, которые в среднем могут достигать 150-300 %. Максимальные дебиты метана из зоны обрушения могут составлять 80-130 м³/мин, а в действующие горные выработки – 45 м³/мин и более.

2. Разработана программа «Вентиляция выемочных участков», позволяющая выполнять автоматизированный расчёт фактических дебитов метана на выемочном участке и фактической газоносности по замерам расходов воздуха и концентраций метана (свидетельство о государственной регистрации № 2017614796). С её помощью определены фактические дебиты метана и фактическая газоносность объектов исследования.

3. Выполнено сопоставление изменения давления в секциях механизированной крепи, ассоциированных в группы, с динамикой дебитов метана

на исходящей струе из очистного забоя в условиях выемочного участка 16-17. По результатам обосновано значительное влияние газового коллектора на метанобезопасность работ и необходимость совместного учёта элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» при протекании взаимодействующих геомеханических и аэрогазодинамических процессов в зоне обрушения геомассива.

4. Выполнено численное моделирование процессов воздухораспределения на выемочном участке с учётом зоны обрушения как части ШВС. Рассмотрены три группы схем проветривания с изолированным отводом МВС из ВП: по примыкающему участку зоны обрушения к очистному забою, по участку зоны обрушения, ограниченному между очистным забоем и отстающей сбойкой и по неограниченному участку зоны обрушения. Оценены радиусы кривизны линий тока фильтрационных потоков в зоне обрушения и потенциальная возможность концентрированного выноса метана утечками воздуха при формировании газового коллектора. Установлены аэродинамические особенности применяемых схем проветривания в части наличия застойных зон, непрветриваемых утечками воздуха, и в которых возможно накопление метана.

5. По результатам обработки фактических данных получены зависимости $\alpha(S)$ для выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) и анкерной крепью, отличающиеся широким диапазоном применения (6,0-24,0 м²), суженный для рамной крепи с шагом установки $l_{кр} = 0,5$ м до 17 м². Установлено, что для современных подземных горных выработок с площадью поперечного сечения свыше 16 м² существует недостаток данных по их аэродинамическим параметрам.

6. Выполнено исследование и получены значения коэффициентов α для выработок, закреплённых анкерной крепью. Установлено, что высота выступов шероховатости в современных технологических условиях проведения выработок составляет $k_b = 107$ мм. Получены коэффициенты α для вы-

работок с площадью сечения S от 10,0 до 36,0 м² (высота – $h = 2,0-6,0$ м; ширина – $w = 5,0-6,0$ м). Расхождение полученных значений коэффициентов α от данных практических замеров на интервале площадей поперечных сечений S от 10,0 до 16,0 м² составило до 10,0 %.

7. Определены значения коэффициентов α для подземных горных выработок с арочной крепью с учётом ранжирования по номеру спецпрофиля. Приведены соответствующие аппроксимирующие зависимости $\alpha(S)$. Полученные значения соотносятся со следующими условиями: прямолинейный участок горной выработки с арочной крепью; выработка чистая (не захламлена оборудованием, материалами и пр.); смещение рам относительно центральной оси выработки отсутствует; площадь поперечного сечения S от 8,2 до 37,7 м²; рамы крепи установлены равномерно с шагом $l_{кр} = 0,3-1,2$ м.

8. Для указанных идеальных условий по коэффициенту α определён коэффициент аэродинамического старения подземных горных выработок, закреплённых рамной металлической (арочной) крепью, равный $C_\alpha = 1,44$. Расхождение полученных значений от данных практических замеров на интервале площадей сечений S от 10,0 до 16,0 м² составило при шаге установки рам $l_{кр} = 0,5$ м до 8,4 %, а при шаге $l_{кр} = 1,0$ м – до 13,3 %.

9. Выполнены экспериментальные исследования движения воздуха в тупиках, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Получены распределения скоростей воздуха в них для трёх вариантов топологии сети выработок. Установлено, что в тупике создаётся пространственное вихревое движение воздуха, на скорость и размеры которого оказывают влияние геометрические размеры выработки, угол примыкания тупика к сквозной выработке, а также скорость потока воздуха, проходящего по сквозной выработке. Выполнено сравнение полученных фактических данных с результатами численного моделирования. Относительная погрешность не превысила 13,3 %.

10. Выполнено численное исследование аэродинамических особенностей тупиков, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии. Для этой цели

разработана методика и масштабируемая геометрическая основа для формирования моделей тупиков с возможностью использования широкого спектра площадей поперечных сечений S горных выработок. Матрица исходных данных: ширина тупика w_T от 5,0 до 6,0 м, высота h_T – от 2,0 до 3,0 м, площадь поперечного сечения S от 6,0 до 18,0 м², скорость потока в сквозной выработке u – от 0,15 до 6,0 м/с. Установлено, что длина проветриваемого участка определяется размерами первого пространственного вихря, диаметр которого составляет от 4,9 до 12,4 м. Зависимости длины проветриваемых зон от высоты и ширины тупика являются близкими к линейными. Длины этих участков возрастают при увеличении площади поперечного сечения тупика. При этом установлено, что требования действующих нормативных документов, регламентирующих параметры рудничной атмосферы в выработках угольной шахты, являются обоснованными, но только для тех случаев, когда скорость воздуха в сквозной выработке более 1 м/с. В этом случае обеспечивается минимальная скорость воздуха в тупике, равная 0,15 м/с, на расстояниях от устья до 6,0 м (для газовых шахт).

11. Построена физическая модель, описывающая последовательность геомеханических процессов, происходящих при формировании ВП и зоны обрушения: посадка кровли, дезинтегрирование и фрагментирование пород на блоки; разрыхление и уплотнение при дальнейшей активной стадии процессов сдвижения. Для увязывания геомеханических и аэрогазодинамических процессов на выемочном участке разработана соответствующая математическая модель. Она отличается от ранее предлагаемых учётом комплексного влияния следующих параметров: m_b , м; $h_{обр}$, м; коэффициенты $k_{пр}$, м², $l_{ш}$, м; коэффициенты k_p , доли ед., $k_{упл}$, доли ед., $k_{пс}$, доли ед.; $T_{пр}$, $T_{пад}$ и $T_{вос}$, сут; $l_{тр}$, м; $m_{обр.сл}$, м; шаги $l_{о.к}$, м, и $l_{н.к}$, м.

12. Разработана программа «Аэродинамика», в которой реализована математическая модель, связывающая геомеханические и аэрогазодинамические процессы, протекающие в зонах обрушения и нижней части зон трещин и раз-

ломов. С её использованием получены коэффициенты проницаемости и макрошероховатости обрушенных пород. Установлено, что проницаемость $k_{\text{пр.Д}}$ техногенно сформированного участка дезинтегрированного геомассива при исходной пористости пород от 1,0 до 10,0 % в зоне обрушения составляет: при $k_{\text{р.мах}} = 1,8$ – $k_{\text{пр.Д}} = 1020-1140$ Д (8,8-22,2 Д); при $k_{\text{р.мах}} = 2,0$ – $k_{\text{пр.Д}} = 1310-1430$ Д (15,6-33,5 Д); при $k_{\text{р.мах}} = 2,1$ – $k_{\text{пр.Д}} = 1430-1550$ Д (19,9-40,2 Д). Значения проницаемости верхней части зоны обрушения составляют 2,15-8,19 Д (0,05-1,62 Д), а нижней части зоны трещин и разломов – 0,39-3,38 Д (0,01-1,14 Д). В скобках приведена проницаемость уплотнённой среды зоны обрушения.

13. Выявлен комплекс параметров, детерминирующих влияние на геометрические параметры как закрепного пространства, так и газового коллектора в зоне обрушения. К ним относятся: вынимаемая мощность $m_{\text{в}}$, м; ширина выемочного столба $l_{\text{о.з}}$, м; крепость пород кровли $f_{\text{сл}}$ и их структурные особенности пород кровли; мощность обрушающихся пород кровли $m_{\text{сл}}$, м; интенсивность естественных и техногенных трещин слоёв кровли. Идентифицированы два последовательных режима работы кровли: начальный, характеризующийся переходным состоянием, при котором параметры процессов посадки кровли находятся в стадии конфигурирования; установившийся, отличающийся стабилизацией периодичности протекающих процессов. В установившемся режиме объёмы газового коллектора и закрепного пространства изменяются взаимосвязано и ступенеобразно. При этом данные изменения являются противоположно направленными. Например, при увеличении объёма $\Delta V_{\text{г.к}}$ (за счёт отделения блоков зависшей консоли и их падения) происходит уменьшение объёма $\Delta V_{\text{з.пр}}$ (обрушающиеся фрагменты пород кровли заполняют этот объём).

14. Амплитуда изменения объёма газового коллектора определяет дополнительные объёмы метана, вытесняемого в действующие выработки выемочного участка. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических

параметров данный объём может составлять от 3 до 48 % объёма очистного забоя.

15. Установлено, что доля ВП в газовом балансе выемочных участков достигает 0,7-0,9. Для обеспечения нормативного уровня безопасности ведения подземных горных работ и ритмичности работы очистных забоев коэффициент эффективности дегазации должен иметь близкие значения. Предложено использование результатов моделирования геомеханических и аэрогазодинамических процессов с учётом совместного влияния элементов системы «горные выработки – зона обрушения – дезинтегрированные породы – источники метановыделения» для целей разработки адаптируемых к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям систем управления газовыделением при высокоинтенсивной отработке пологих угольных пластов очистными забоями, оборудованными механизированными комплексами.

16. Результаты исследований могут быть использованы в качестве предложений по разработке «Рекомендаций по проектированию вентиляции и дегазации выемочных участков» для внесения изменений в федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. «Трудовой кодекс Российской Федерации» от 30.12.2001 № 197-ФЗ. – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_34683/.
2. Закон Российской Федерации от 21.02.1992 № 2395-1 «О недрах». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_343/.
3. Федеральный закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/.
4. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 № 506 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по аэрологической безопасности угольных шахт» (Зарегистрировано в Минюсте России 29.12.2020, рег. № 61918). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372974/.
5. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 № 507 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (Зарегистрировано в Минюсте России 18.12.2020, рег. № 61587). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372172/.
6. Приказ Ростехнадзора от 11.12.2020 № 520 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектах, на которых ведутся горные работы» (Зарегистрировано в Минюсте России 21.12.2020 № 61628). – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_372027/.
7. Приказ Ростехнадзора от 28.12.2023 № 504 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по аэрологической безопасности угольных шахт». – URL: https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_468158/.
8. ГОСТ 25100-2020. Грунты. Классификация. – Дата введения 2021-01-01. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200174302>.

9. ГОСТ 31560-2012. Крепи металлические податливые рамные. Крепёжная. Общие технические условия. – Дата введения 2014-01-01. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200102754>.

10. ГОСТ Р 55154-2019. Оборудование горно-шахтное. Многофункциональные системы безопасности угольных шахт. Общие технические требования. – Дата введения 2020-08-01. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200170005>.

11. ГОСТ 18662-83. Профили горячекатаные СВП для крепи горных выработок. Сортамент. – Дата введения 1985-01-01. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200009047>.

12. Временное руководство по расчёту первичного и последующего шагов обрушения пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию. – Кемерово: НЦ ВостНИИ, 1973. – 25 с.

13. Временные рекомендации по снижению газообильности выемочных участков шахт Кузбасса поверхностными газоотсасывающими вентиляторами, установленными на устьях вентиляционных скважин. – Кемерово: ВостНИИ, 1987. – 30 с.

14. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях / Кол. авт. – СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой науч. центр ВНИМИ. – 1998. – 291 с.

15. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) Серия 05. Выпуск 2 / Кол. авт. – 2-е изд., испр. – М.: Государственное предприятие Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2001. – 320 с.

16. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Кол. авт. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.

17. Сборник нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Кол. авт. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с.

18. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ № RU 2015616576. Вентиляция: заявл. № 2015613156 от 20.04.2015, опубл. 15.06.2015 / О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев, Н.В. Григорьева, В.В. Ващилов. – 1 с.

19. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ № RU 2017614796. Вентиляция выемочных участков: заявл. № 2017610740 от 24.01.2017, опубл. 27.04.2017 / Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, О.Ю. Лукашов, Д.Ю. Палеев. – 1 с.

20. Свидетельство о регистрации электронного ресурса № 20629. Комплекс программ для прогноза геомеханических и технологических параметров подземных горных выработок и неоднородных угольных целиков с тестированием численной модели по результатам точечного мониторинга: зарег. 09.12.2014 / Д.М. Борзых, С.В. Риб, В.Н. Фрянов; организация-разработчик: ООО «Прокопуголь». – Гос. акад. Наук РАО, ИНИПИ. – 2014.

21. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2000610937. Программа подготовки данных для проведения расчётов геомеханических параметров угольных шахт методом конечных элементов: заявл. № 2000610798 от 24.06.2000, зарег. 21.09.2000 / В.Н. Фрянов, Ю.А. Степанов. – М: Роспатент, 2000.

22. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2001610645. Программа расчёта геомеханических параметров для исследования взаимодействия секции механизированной крепи с углепородным массивом: заявл. № 2001610402 от 02.04.2001, зарег. 31.05.2001. – М: Роспатент, 2001.

23. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2000610940. Имитационное моделирование работы механизированной крепи КМ138И в очистном забое угольной шахты / Ю.А. Степанов, В.В. Дмитриев; заявитель и правообладатель СибГИУ. – М: Роспатент, 2000.

24. Акт расследования аварии с групповым несчастным случаем со смертельным исходом, произошедшей 09.02.2005 в 07 часов 57 минут в филиале «Шахта «Есаульская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

25. Акт технического расследования аварии с групповым несчастным случаем, произошедшим на ОАО «Распадская» ЗАО «Распадская угольная компания» 08.05.2010.

26. Акт технического расследования причин аварии, произошедшей 02.12.1997 на шахте «Зыряновская» АО УК «Кузнецкуголь».

27. Акт технического расследования причин аварии, произошедшей 24.05.2007 на филиале «Шахта «Юбилейная» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

28. Акт технического расследования причин аварии, произошедшей 25 февраля 2016 года в 14 часов 09 минут на выемочном участке Лавы 412-з пласта «Мощный» структурного подразделения АО «Воркутауголь» «Шахта Северная».

29. Заключение по расследованию аварии, произошедшей 19.03.2007 в 14 часов 12 минут в филиале «Шахта «Ульяновская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

30. Заключение экспертной группы по установлению обстоятельств и причин аварии, произошедшей 25.02.2016 в 14 ч. 09 мин. на выемочном участке Лавы 412-з пласта Мощного СП АО «Воркутауголь» «Шахта Северная», выполненное на основании распоряжения № 7 от 25.05.2016 «О проведении экспертизы» Печорского Управления Ростехнадзора.

31. Заключение экспертной комиссии по расследованию аварии и группового несчастного случая, произошедших 10 апреля 2004 года в 06 часов 20 минут в филиале «Шахта «Тайжина» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь».

32. Абрамов Ф.А., Бойко В.А., Гращенков Н.Ф. и др. Справочник по рудничной вентиляции. – Под ред. К. З. Ушакова. – М.: Недра, 1977. – 328 с.

33. Абрамов Ф.А., Грецингер Б.Е., Соболевский В.В. и др. Аэрогазодинамика выемочного участка. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 232 с.

34. Абрамов Ф.А., Фельдман Л.П., Святный В.А. Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии. – Киев: Наук. думка, 1981. – 284 с.
35. Абрамович Г.Н. Прикладная газовая динамика. – М.: Наука, 1976. – 888 с.
36. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй. – Репринтное воспроизведение издания 1960 г. – М.: Эколит, 2011. – 720 с.
37. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах. – М.: Недра, 1981. – 335 с.
38. Айруни А.Т., Клебанов Ф.С., Смирнов О.В. Взрывоопасность угольных шахт. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 264 с.
39. Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений. – М.: Недра. – 1970. – 224 с.
40. Алексеев Е.Р., Злобин Г.Г., Костюк Д.А. и др. Программирование на языке C++ в среде Qt Creator. – М.: ALT Linux, 2015. – 448 с.
41. Алехичев С.П., Пучков Л.А. Аэродинамика зон обрушения и расчёт блоковых утечек воздуха. – Л.: Недра, 1968. – 67 с.
42. Алимжанов М.Т. Устойчивость равновесия тел и задачи механики горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1982. – 272 с.
43. Альбом течений жидкости и газа: пер. с англ. / сост. М. Ван-Дайк. – М.: Мир, 1986. – 184 с.
44. Ананьев В.П., Потапов А.Д. Инженерная геология: учебник для строит. спец. вузов. – 4-е изд., стер. – М.: Высш. шк., 2006. – 575 с.
45. Артемьев В.Б., Коршунов Г.И., Логинов А.К., Шик В.М. Горная геомеханика. – СПб.: Наука, 2011. – 102 с.
46. Баклашов И.В. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.1. Основы геомеханики. – 208 с.
47. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.

48. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. – 271 с.
49. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах: учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. – 272 с.
50. Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н. и др. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.2. Геомеханические процессы. – 249 с.
51. Батугин С.А. Анизотропия массива горных пород. – Новосибирск: Наука. Сиб. Отделение, 1988. – 86 с.
52. Безухов Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. – М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.
53. Безухов Н.И., Лужин О.В. Приложение методов теории упругости и пластичности к решению инженерных задач. – М.: Высшая школа, 1974. – 200 с.
54. Бенявски З. Управление горным давлением: пер. с англ. – М.: Мир, 1990. – 254 с.
55. Блохин Д.И., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. и др. Численные исследования влияния изменений напряжённо-деформированного состояния углелепородного массива на устойчивость дегазационных скважин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2023. – № 11. – С.17-32.
56. Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. – М.: Недра, 1992. – 206 с.
57. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
58. Борисов А.А. Расчёты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964. – 280 с.
59. Борисов А.А., Матанцев В.И., Овчаренко Б.П., Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением. – Под. ред. А.А. Борисова. – М.: Недра, 1983. – 168 с.

60. Борисов А.А., Мельников Э.Ф. Управление состоянием массива горных пород. – Кемерово: КузПИ, 1978. – 120 с.
61. Борисов А.А., Овчаренко Б.П., Павлов А.В. Управление горным давлением. – Л.: ЛГИ, 1977. – 100 с.
62. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. – Изд. 2, перераб. и доп. – М.: Недра, 1976. – 408 с.
63. Бурчаков А.С., Жежелевский Ю.А., Ярунин С.А. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений: учебник для вузов. – М.: Недра, 1989. – 431 с.
64. Бухтияров А.М., Маликова Ю.П., Фролов Г.Д. Практикум по программированию на фортране (ОС ЕС ЭВМ). – М.: Наука. Главная редакция физико-математической литературы. – 1983. – 305 с.
65. Ванжа Ю.П. Прогноз газовыделения и управления газопылевоздушной средой в шахтах. – Томск: Изд-во Томск. ун-та, 1995. – 147 с.
66. Васенин И.М., Костеренко В.Н., Крайнов А.Ю., Лукашов О.Ю., Палеев Д.Ю., Шрагер Э.Р. Газодинамический метод расчёта нестационарных нормальных и аварийных режимов проветривания шахты // Пожарная безопасность. – Балашиха, 2018. – № 1. – С.32-41.
67. Васенин И.М., Крайнов А.Ю. Численное моделирование дегазации угольных пластов // Инженерно-физический журнал. – Институт тепло- и массообмена им. А. В. Лыкова НАН Беларуси, 2017. – Т.90. – № 6. – С.1470-1476.
68. Васильев П.В., Иванов К.И., Карнышев А.Д. Управление кровлей на пологих пластах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 252 с.
69. Васильев П.В., Малинин С.И. Влияние основных геологических факторов на поведение пород в горных выработках. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 96 с.
70. Веригин Н.Н. Методы определения фильтрационных свойств горных пород. – М.: Госстройиздат, 1962. – 180 с.
71. Виттке В. Механика скальных пород: пер. с нем. – М.: Недра, 1990. – 439 с.

72. Вишняков М.А., Мячин В.В. Разработка методики прогноза параметров метановыделения при неравномерном движении очистного забоя угольных шахт Кузбасса // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.379-388.

73. Воеводин А.Ф., Шугрин С.М. Численные методы расчёта одномерных систем. – Новосибирск: Наука, 1981. – 208 с.

74. Воронин В.Н. Основы рудничной аэро-газодинамики; под общ. науч. рук. и ред. А.А. Скочинского. – М.: Углетехиздат, 1951. – 491 с.

75. Выгодский М.Я. Справочник по высшей математике. – М.: АСТ Астрель, 2006. – 991 с.

76. Вылегжанин В.Н. Физические и геомеханические основы оптимизации угольных шахт. – Новосибирск: Наука, 1981. – 209 с.

77. Вылегжанин В.Н., Егоров П.В., Мурашев В.И. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1990. – 295 с.

78. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы: пер. с англ. – М.: Мир, 1984. – 428 с.

79. Гиматулинов Ш.К. Физика нефтяного и газового пласта. – Изд. 2, перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 312 с.

80. Глузберг Е.И., Гращенков Н.Ф., Шалаев В.С. Комплексная профилактика газовой и пожарной опасности в угольных шахтах. – М.: Недра, 1988. – 181 с.

81. Говорухин Ю.М. Методика разработки исходных данных для моделирования геомеханических процессов, происходящих в выработанном пространстве // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2011. – С.112-115.

82. Говорухин Ю.М. О возможности использования вертикальных скважин большого диаметра в схемах вентиляции угольных шахт // Научно-технические

технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2009. – С.291-295.

83. Говорухин Ю.М. О возможности моделирования газодинамических процессов в выработанном пространстве выемочного участка // Проблемы и перспективы добычи и переработки угля в Кузбассе: Труды I региональной научно-практической конференции. – Новокузнецк: СибГИУ, 2010. – С.86-89.

84. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: автореф. дис.... канд. техн. наук; НЦ ВостНИИ. – Кемерово, 2012. – 21 с.

85. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: дис. ... канд. техн. наук: спец. 05.26.03: защищена 10.05.12; утв. 31.08.12. – Кемерово, 2012. – 126 с. – Библиогр.: С.114-126. – 04201267672.

86. Говорухин Ю.М., Бородкин К.Ю., Зенгер Е.Ю. Программный комплекс «Вентиляция. Версия 1.0», как составная часть учебной дисциплины «Геоинформационные системы» // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2008. – Вып. 1. – С.134-137.

87. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Математическое моделирование миграции метана в горные выработки при остановленном очистном забое // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3 – С.424-429.

88. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Моделирование процессов распространения параметров ударной воздушной волны по выработкам и её взаимодействия с инженерными сооружениями //

Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2023. – № 9. – С.322-333.

89. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О методе оценки объемов загазования взрывоопасной метановоздушной смесью горных выработок угольных шахт // Безопасность технологических процессов и производств: Труды III Международной научно-практической конференции. 26 мая 2021 г., г. Екатеринбург / отв. редактор В.А. Елохин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. – С.13-18.

90. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. К вопросу об оценке адекватности модели шахтной вентиляционной сети // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2022. – № 8 – С.349-352.

91. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. Разработка системы имитационного моделирования очистных работ в длинном комплексно-механизированном забое при переходе разрывного нарушения // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2022. – № 8. – С.352-354.

92. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Филатов Ю.М. Об эффективности дегазации выемочных участков для условий пологих пластов юга Кузбасса // Безопасность труда в промышленности: научно-производственный журнал. – М., 2017. – № 12. – С.11-17.

93. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О фактических аэродинамических сопротивлениях горных выработок, полученных в ходе воздушно-депресссионных съёмок на угольных шахтах // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – Тула, 2022. – № 3. – С.251-261.

94. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Геомеханические основы разработки схем проветривания выемочных участков и обеспечения промышленной безопасности при высокоинтенсивной отработке выемочных столбов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2024. – С.17-26.

95. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. К вопросу об управлении газовыделением выемочного участка // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.396-399.

96. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Моделирование процессов взаимодействия ударной воздушной волны с диспергированными средами (вода) // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10. – С.270-277.

97. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Домрачев А.Н., Лукашов О.Ю. Программа расчёта вентиляции выемочных участков // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2016. – № 2. – С.445-448.

98. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Коряга М.Г., Палеев Д.Ю. Моделирование газодинамических процессов при изоляции выработок аварийных участков с использованием гидрозатворов // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2020. – № 6. – С.376-380.

99. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Лукин К.Д., Векслер Ю.А. Направление исследований на кафедре разработки пластовых месторождений по повышению безопасности ведения горных работ // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2010. – С.444-448.

100. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ существующих алгоритмов оценки дебитов метана из разрабатываемых пологих пластов с целью определения структуры газового баланса выемочных участков // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.445-448.

101. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Использование CFD-пакетов при решении задач вентиляции шахт и подготовке горных инженеров // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5 – С.453-458.

102. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Исследование аэродинамических особенностей тупиковых выработок, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2020. – № 1. – С.392-400.

103. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. О способе внесения в модель топологии объёмов загазования в закреплённом пространстве выемочных участков при расчётах взрывобезопасных расстояний // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2020. – № 6. – С.373-375.

104. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Кнышенко А.Н. Сравнительная оценка фактического и проектного метановыделения в выработанное пространство угольных шахт // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2010. – С.27-30.

105. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Подгорных Л.Б. Проблема востребованности идей А.А. Скочинского в области безопасности подземной угольной добычи // Наука и молодёжь: проблемы, поиски, решения; под общей редакцией Л.П. Мышляева. – Новокузнецк, 2008. – С.41-45.

106. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Сенкус Вал.В., Мясников Н.В. Применение многорядной системы перфорированных преград для снижения величины избыточного давления во фронте ударной воздушной волны // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10. – С.278-285.

107. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. Закономерности изменения объёмов пустот на участках зон обрушения, примыкающих к очистному забою при отработке пологих пластов угля // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 2, 2025. – С.5-12.

108. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. О значениях коэффициентов аэродинамических сопротивлений трения горных выработок больших поперечных сечений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2024. – № 2. – С.425-439.

109. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. О перспективном направлении повышения эффективности управления газовыделением на выемочных участках угольных шахт // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2024. – № 10 – С.265-270.

110. Говорухин Ю.М., Кубрин С.С. О проницаемости обрушенных и дезинтегрированных пород в выработанном пространстве выемочных участков при высокоинтенсивной отработке пластов угля // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2025. – С.5-20.

111. Говорухин Ю.М., Лукин М.К. Аэродинамический способ торможения окислительных процессов в выработанных пространствах угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2013. – № 5. – С.251-255.

112. Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. Методика расчёта распределения коэффициента разрыхления в зоне обрушения при отработке пологих пластов

средней мощности Кузбасса // XXIV Международная научно-практическая конференция по проблемам пожарной безопасности, посвящённая 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России: Тезисы докладов. Часть 3. – М., 2012. – С.254-256.

113. Говорухин Ю.М., Риб С.В., Никитина А.М., Фрянов В.Н. Моделирование численными методами процессов обрушения кровли // Горный журнал. – М., 2019. – № 4. – С.23-26.

114. Говорухин Ю.М., Фрянов В.Н., Палеев Д.Ю. Численное моделирование взаимодействующих геомеханических и аэродинамических процессов на выемочном участке // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2019. – № 2. – С.288-299.

115. Говорухин Ю.М., Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю. Методология моделирования фильтрации газоздушных смесей в выработанном пространстве выемочного участка // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2011. – С.72-76.

116. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. и др. Повышение качества и оперативности выполнения инженерных расчётов при ведении горноспасательных работ // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – С.450-453.

117. Годунов С.К., Забродин А.В., Иванов М.Я. и др. Численное решение многомерных задач газовой динамики. – М.: Наука, 1976. – 400 с.

118. Горбатов В.А., Мячин В.В., Шаров С.А. и др. Учебник подземного горноспасателя: в 4 т. – Новокузнецк: ОАО «Новокузнецкий полиграф комбинат, 2004-2005. – Т.1-4.

119. Горное дело: энциклопедический справочник. Т.6 Рудничная атмосфера и вентиляция. Борьба с пылью, газами и пожарами. Горноспасательное дело; под ред. А.А. Скочинского. – М.: Углетехиздат, 1959. – 376 с.

120. Гращенков Н.Ф., Петросян А.Э., Фролов М.А. и др. Рудничная вентиляция: справочник; под ред. К.З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 440 с.

121. Демура В.Н., Артемьев В.Б., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО СУЭК-Кузбасс: альбом. – М.: Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. – 256 с.

122. Дик И.Г., Дьяченко Е.Н., Миньков Л.Л. Моделирование случайной упаковки шаров // Физическая мезомеханика. 2006. – № 4 (9). – С. 63-70.

123. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М. Разработка и внедрение в учебный процесс системы поддержки принятия решений при разработке технологической схемы очистного участка // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2018. – № 1. – С.159-165.

124. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ и прогноз динамики аварий и инцидентов на предприятиях горной промышленности и подземного строительства Российской Федерации // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.448-450.

125. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ методологии оценки риска обрушения подземных горных выработок // Eurasian Physical Technical Journal, 2016. – Vol.13. – No.2 (26). – Pp.24-29.

126. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Об использовании аппарата нечёткой логики для повышения адекватности моделей шахтных вентиляционных сетей при решении задач инженерного обеспечения аварийно-спасательных работ // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2021. – № 4. – С.204-208.

127. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Разработка и реализация алгоритма оценки действий руководителя горноспасательных работ при ликвидации аварий на объектах ведения горных работ //

Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2019. – № 5. – С.436-438.

128. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю., Поздеева И.М. Оценка влияния состояния подготовительных выработок на показатели работы короткого забоя // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2021. – № 4. – С.352-356.

129. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Масленков А.В. Методология анализа и оценки риска при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях: монография. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2013. – 204 с.

130. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. К вопросу о формализации оценки действий руководителя ликвидации аварии при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – № 4. – С.476-479.

131. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. Использование экспертных методов и методов теории игр при принятии решений в ходе аварийно-спасательных работ // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.33-36.

132. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. К вопросу об оценке трудоёмкости ведения аварийно-спасательных работ на горных предприятиях // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.37-39.

133. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. Использование аппарата нейронных сетей и нечёткой логики

при оценке вероятности взрыва пылеметановоздушной смеси // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2014. – С.40-43.

134. Домрачев А.Н., Риб С.В., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г. Алгоритм вероятностной оценки длительности простоев комплексно-механизированного очистного забоя // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С.153-155.

135. Егоров П.В., Штумпф Г.Г., Ренев А.А. и др. Геомеханика. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2001. – 276 с.

136. Еремеев Е.П., Пак В.С., Устинов Н.И. Особенности прогноза газобилительности выработок глубоких шахт // Вентиляция, борьба с газом и пылью в угольных шахтах: научные сообщения. – Выпуск 236. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. – С.31-36.

137. Ермаков А.Ю., Калинин С.И., Мельник В.В., Новосельцев С.А. Технология одностадийной разработки мощных пологих угольных пластов с выпуском угля на завальный конвейер: монография. – Новокузнецк: ООО «Сибниииуглеобогащения», 2013. – 257 с.

138. Ершов Л.В., Либерман Л.К., Нейман И.Б. Механика горных пород. – М.: Недра, 1987. – 192 с.

139. Жайнаков А.Ж., Курбаналиев А.Ы., Калеева А.К. Сравнение различных моделей турбулентности при моделировании течения в трёхмерном диффузоре // Территория науки. Технические науки. – 2017. – № 5. – С.48-55.

140. Захаров В.Н., Забурдяев В.Н., Кубрин С.С. и др. Углепородные массивы: прогноз устойчивости, риски, безопасность: монография – Т.3. Подземные горные работы; кн. 9. – Сер. Библиотека горного инженера. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2013. – 280 с.

141. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н. Определение напряжённо-деформированного состояния горных пород при разработке угольных пластов,

опасных по гео- и газодинамическим явлениям // Уголь. – 2012. – № 10. – С.34-36.

142. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред: пер. с англ. О.П. Троицкого, С.В. Соловьева, под ред. Ю.К. Зарецкого. – М.: Недра, 1974. – 240 с.

143. Златицкая Ю.А. Адаптация алгоритма и программного обеспечения метода конечных элементов для расчёта напряжений и деформаций в естественных и упрочнённых породах // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых. – Новокузнецк, 2002. – С.102-106.

144. Златицкая Ю.А., Фрянов В.Н. Геомеханическое обоснование параметров опасных зон и технологии упрочнения пород в окрестности подземных горных выработок: монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 160 с.

145. Игнатенко К.П., Брайцев А.В., Эйнер Ф.Ф. Вентиляция, подземные пожары и горноспасательное дело. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1975. – 248 с.

146. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – Под ред. М.О. Штейнберга. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1992. – 672 с.

147. Ильштейн А.М. Закономерности проявлений горного давления. – М.: Углетехиздат, 1958. – 272 с.

148. Каледина Н.О. Вентиляция производственных объектов. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 193 с.

149. Каледина Н.О. Проблемы обеспечения метановой безопасности при высокопроизводительной выемке угля // Мир горной книги: Отдельный выпуск: Метан. – М., 2008. – С.22-23.

150. Каледина Н.О. Требования к проектированию систем вентиляции высокопроизводительных угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2005. – С.44-56.

151. Каледина Н.О., Кобылкин А.С., Кобылкин С.С. Моделирование пульсирующего проветривания горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – № S7. – С.449-453.
152. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Моделирование процессов вентиляции шахт для обеспечения метанобезопасности горных работ // Горный журнал. – М., 2011. – № 7. – С. 101-103.
153. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. О выборе способа проветривания типовых горных выработок газообильных угольных шахт // Горный журнал. – М., 2014. – № 12. – С. 99-103.
154. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Обоснование области применения и выбора метода обеспечения метановой безопасности высокопроизводительной очистной выемки угля // Мир горной книги: Отдельный выпуск: Метан. – М., 2008. – С.9-22.
155. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Объёмное моделирование как метод исследования и управления термо- и аэрогазодинамическими процессами на горных предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2013. – № 1. – С.149-156.
156. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Расчёт аэродинамических параметров выработанных пространств. – М.: Изд-во «Горная книга», 2015. – 44 с.
157. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Системное проектирование вентиляции шахт на основе объёмного моделирования аэрогазодинамических систем // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2012. – № S1. – С.282-293.
158. Калинин С.И., Лютенко А.Ф., Егоров П.В. и др. Управление горным давлением при разработке пологих пластов с труднообрушаемой кровлей на шахтах Кузбасса. – Кемерово: Кемер. кн. изд-во, 1991. – 248 с.
159. Канлыбаева Ж.М. Закономерности сдвижения горных пород в массиве. – М.: Наука, 1968. – 218 с.

160. Каплунов Д.Р., Качурин Н.М., Сенкус Вит.В., Ермаков А.Ю., Сенкус Вал.В. Комбинированная технология системной разработки угольных месторождений: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвуиздат», 2017. – 452 с.
161. Каплунов Д.Р., Качурин Н.М., Стась Г.В., Ермаков А.Ю. Аэрологическая безопасность углекислотообильных шахт. – Кемерово: АИ «Кузбассвуиздат», 2018. – 287 с.
162. Карзов Г.П., Марголин Б.З., Швецова В.А. Физико-механическое моделирование процессов разрушения. – СПб.: Политехника, 1993. – 391 с.
163. Карпов Е.Ф., Клебанов Ф.С., Фирганек Б. и др. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения; под ред. Ф.С. Клебанова. – М.: Недра, 1981. – 471 с.
164. Карташов Ю.М., Матвеев Б.В., Михеев Г.В. Прочность и деформируемость горных пород. – М.: Недра, 1979. – 269 с.
165. Кацауров И.Н. Механика горных пород. – М.: Недра, 1981. – 166 с.
166. Качурин Н.М., Воробьев С.А., Левин А.Д., Ботов Ф.М. Моделирование аэрогазодинамических процессов при проветривании выработок большого сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2015. – № 1. – С.56-64.
167. Качурин Н.М., Ермаков А.Ю., Сенкус Вал.В. Аэрогазодинамика очистных и подготовительных участков при отработке мощных пологих пластов: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвуиздат», 2017. – 287 с.
168. Качурин Н.М., Левин А.Д., Ботов Ф.М. Аэрогазодинамические процессы при строительстве тоннелей большого сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2015. – № 1. – С.46-55.
169. Качурин Н.М., Мохначук И.И., Лискова М.Ю., Бутылева С.Д. Теоретическое обоснование закономерностей движения воздуха в горных выработках большого поперечного сечения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – Тула, 2013. – № 1. – С.71-80.

170. Качурин Н.М., Мохначук И.И., Поздеев А.А., Стась Г.В. Аэрогазодинамика очистных участков шахт и рудников // Проблемы безопасности и эффективности освоения георесурсов в современных условиях: сб. трудов конференции. – Пермь, 2014. – С.381-386.
171. Кашибадзе В.В. Аэродинамическое сопротивление горных выработок. – М.: Недра, 1983. – 151 с.
172. Керкис Е.Е. Методы изучения фильтрационных свойств горных пород. – Л.: Недра, 1975. – 231 с.
173. Кирин Б.Ф., Ушаков К.З. Рудничная и промышленная аэрология: учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 256 с.
174. Клебанов Ф.С. Аэродинамическое управление газовым режимом в шахтных вентиляционных сетях. – М.: Наука, 1974. – 136 с.
175. Клебанов Ф.С. Воздух в шахте. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 576 с.
176. Кобылкин А.С. Исследование распределения вредных газов в горных выработках с использованием компьютерного моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2014. – № 10. – С.202-207.
177. Кобылкин А.С., Кобылкин С.С. Исследование движения воздуха через неоднородную пористую среду // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2015. – № 8. – С.224-228.
178. Кобылкин С.С. К вопросу о рациональных схемах проветривания высокопроизводительных выемочных участков газообильных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2009. – № S13. – С.90-97.
179. Кобылкин С.С. Тактические расчёты по горноспасательному делу. – М.: Изд-во «Горная книга», 2016. – 108 с.
180. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах. – М.: Недра, 1981. – 134 с.
181. Колмаков В.А., Брабандер С.П., Беспятов Г.А. Прогноз и управление газопереносом в массивах шахт. – Кемерово: КузПИ, 1992. – 248 с.

182. Комаров В.Б., Килькеев Ш.Х. Рудничная вентиляция. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1969. – 416 с.

183. Копылов К.Н., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. Вопросы управления очистным комплексом при отработке высокогазоносных пластов на примере шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс» // Уголь. – М., 2016. – № 12. – С.32-36.

184. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Вопросы оперативного управления комплексным механизированным забоем высокопроизводительных выемочных участков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2018. – № S48. – С.208-216.

185. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Использование моделирования для управления очистным комбайном в высокопроизводительных лавах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2019. – № 4. – С.30-40.

186. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Резервы повышения эффективности работы выемочных участков угольных шахт // Уголь. – М., 2019. – № 3. – С.46-49.

187. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2017. – № S29. – С.48-55.

188. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике для научных работников и инженеров: пер. с англ. – М.: Наука, 1984. – 832 с.

189. Коровкин Ю.А., Савченко П.Ф. Теория и практика длиннолавных систем. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2012. – 808 с.

190. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев. – М.: Недра, 1990. – 413 с.

191. Крайнов А.Ю., Лукашов О.Ю. Численное исследование эффективности взрывозащитных сооружений в выработках угольных шахт // Тезисы

XVII Всероссийского симпозиума по горению и взрыву. – Черноголовка, 2024. – С.131.

192. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М. Возможность использования шахтного оборудования для прогнозирования газодинамических явлений при неравномерном подвигании очистного забоя // Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. статей, вып. 1. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. – С.128-133.

193. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. Проектная и фактическая эффективность дегазации на высокогазоносных шахтах // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. Вып. 1, 2009. – С.48-53.

194. Криволапов В.Г., Осягина В.А., Говорухин Ю.М. Повышение качества воздушно-депресссионных съёмок // XXIV Международная научно-практическая конференция по проблемам пожарной безопасности, посвящённая 75-летию создания ФГБУ ВНИИПО МЧС России: Тезисы докладов. Часть 3. – М., 2012. – С.371-373.

195. Ксенофонтова А.И. Сборник задач по рудничной вентиляции. – под ред. А.А. Скочинского. – М.-Л.: Углетехиздат, 1948. – 178 с.

196. Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Блохин Д.И. Результаты экспериментальных исследований простоев технологического оборудования, вызванных обрушением кровли при отработке угольных пластов длинными лавами // Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции с участием иностранных специалистов «Прогноз и предупреждение удароопасности при ведении горных работ». – 2022. – С.34-35.

197. Кубрин С.С. Роботизированный очистной комплекс по добыче угля подземным способом. Задачи, требующие решения // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сборник материалов / под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого; составители: докт. техн. наук В.С. Федотенко, канд. техн. наук А.В. Шляпин, канд. техн. наук

А.Г. Красавин, канд. техн. наук Н.А. Милетенко. – М.: ИПКОН РАН, 2024. – С.27-30.

198. Кубрин С.С., Подчуфаров И.Е. Представление коллекторов метана в геоинформационной модели шахтного поля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – № S6. – С.238-248.

199. Кубрин С.С., Решетняк С.Н., Закоршменный И.М., Карпенко С.М. Имитационное моделирование режимов работы оборудования комплексно-механизированного забоя угольной шахты // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – т.14. – № 2. – С.286-294.

200. Кузнецов С.В., Кругман Р.Н. Природная проницаемость угольных пластов и методы её определения. – М.: Наука, 1978. – 122 с.

201. Кулибаба С.Б., Федоров Е.В. Математическое описание типовых кривых оседания в полумульде сдвижения // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сборник материалов / под редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого; составители: докт. техн. наук В.С. Федотенко, канд. техн. наук А.В. Шляпин, канд. техн. наук А.Г. Красавин, канд. техн. наук Н.А. Милетенко. – М.: ИПКОН РАН, 2024. – С.42-45.

202. Курячий Г.В., Маслинский К.А. Операционная система Linux: Курс лекций. – 2-е изд., исправл. – М.: ALT Linux; Изд-во ДМК Пресс, 2010. – 348 с.

203. Левин Л.Ю., Исаевич А.Г., Семин М.А., Газизуллин Р.Р. Исследование динамики пылевоздушной смеси при проветривании тупиковой выработки в процессе работы комбайновых комплексов // Горный журнал. – М., 2015. – № 1. – С.72-75.

204. Ли Х.У., Попов В.Б., Ермолаев А.М., Филатов Ю.М., Павлов А.Ф. Факторы, определяющие формирование метаноопасных зон в угольных шахтах // Уголь. – М., 2016. – № 7. – С.47-51.

205. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа: учебник для вузов. – 7-е изд., испр. – М.: Дрофа, 2003. – 840 с.

206. Лурий В.Г. Исследование деформирования пород массива с целью расчёта основных параметров механизированных крепей поддерживающего

типа (на примере пологих, средней мощности, с неустойчивой непосредственной кровлей, пластов Кузбасса): дис. ... канд. техн. наук: спец. 05.15.02: защищена 1975 / В.Г. Лурий – М., 1975. – 263 с. – Библиогр.: С.193-203.

207. Лыков И.Ф. Кливаж в горном массиве и его влияние на характер обрушаемости подработанных пород // Краткий научный отчёт. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. – 20 с.

208. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров. – М.: Изд-во «Горная книга», 2006. – 391 с.

209. Малышев Ю.Н., Худин Ю.Л., Васильчук М.П. и др. Проблемы разработки метаноносных пластов в Кузнецком угольном бассейне. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 463 с.

210. Мальцев С.В., Казаков Б.П., Исаевич А.Г., Семин М.А. Исследование динамики процесса воздухообмена в системе тупиковых и сквозной выработок большого сечения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2020. – № 2. – С.46-57.

211. Марчук Г.И. Методы вычислительной математики. – М.: Наука, 1977. – 456 с.

212. Мельник В.В., Качурин Н.М., Ермаков Е.А., Ермаков А.Ю., Сенкус Вит.В. Обоснование рациональных геотехнологических параметров выемочных участков для повышения полноты извлечения запасов угля на шахтах Кузбасса: монография. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2016. – 150 с.

213. Мешков Г.Б., Петренко И.Е., Губанов Д.А. Итоги работы угольной промышленности России за 2023 год // Уголь. – М., 2024. – № 3. – С.18-29.

214. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчёт при проветривании шахт. – М.: Недра, 1968. – 146 с.

215. Миньков Л.Л., Оберемок А.А. Течение Куэтта между боковыми стенками закрытого канала и движущегося в нём вытянутого тела // Известия вузов. Физика. Томск, 2024 – № 11. – С.5-12.

216. Мироненко В.А. Динамика подземных вод: учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 357 с.

217. Молчанов А.М. Математическое моделирование задач газодинамики и тепло-массообмена. – М.: Изд-во МАИ, 2013. – 208 с.
218. Морев А.М., Евсеев И.И. Дегазация сближенных пластов. – М.: Недра, 1975. – 168 с.
219. Мохирев Н.Н. Проветривание подземных горнодобывающих предприятий. – Пермь: Перм. гос. техн. ун-т, 2001. – 280 с.
220. Мудров А.Е. Численные методы для ПЭВМ на языках Бейсик, Фортран и Паскаль. – Томск: МП «РАСКО», 1991. – 272 с.
221. Мустель П.И. Рудничная аэрология. – М.: Недра, 1970. – 216 с.
222. Мякенький В.И. Сдвигение и дегазация пород и угольных пластов при очистных работах. – Киев: Наукова думка, 1975. – 100 с.
223. Мясников А.А., Колотовкин Л.Д. Борьба с газом в очистных выработках шахт. – Кемерово: Кемеровское книжное изд-во, 1975. – 108 с.
224. Мясников А.А., Маевская В.М, Белавенцев Л.П. и др. Аэродинамический режим выработанных пространств при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию. – М.: ЦНИЭИ Уголь, 1972. – 18 с.
225. Мясников А.А., Миллер Ю.А., Комаров Н.Е. Вентиляционные сооружения в угольных шахтах. – М.: Недра, 1983. – 270 с.
226. Мясников А.А., Павлов А.Ф., Бонецкий В.А. Повышение эффективности и безопасности горных работ. – М.: Недра, 1979. – 216 с.
227. Мясников А.А., Патрушев М.А. Основы проектирования вентиляции угольных шахт. – М.: Недра, 1971. – 232 с.
228. Мясников А.А., Рябченко А.С., Садчиков В.А. Управление газовыделением при разработке угольных пластов. – М.: Недра, 1987. – 216 с.
229. Мясников А.А., Старков С.П., Чикунов В.И. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах. – М.: Недра, 1985. – 205 с.
230. Мясников А.А., Садохин В.П., Жирнова Т.С. Применение ЭВМ для решения задач управления метановыделением в шахтах. – М.: Недра, 1977. – 248 с.

231. Нигматулин Р.И. Динамика многофазных сред. Ч.1. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1987. – 464 с.
232. Никитина А.М., Фрянов В.Н. Геомеханическое обеспечение устойчивости подземных горных выработок в неоднородном углепородном массиве: монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 199 с.
233. Николаевский В.Н. Геомеханика и флюидомеханика. – М.: Недра, 1996. – 447 с.
234. Ногих С.Р., Павлов А.Н. Влияние скорости подвигания очистного забоя на метановыделение из вмещающих пород и пластов спутников // Уголь. – М., 2001. – № 4. – С.31-34.
235. Норри Д., де Фриз Ж. Введение в метод конечных элементов: пер. с англ. – М.: Мир, 1981. – 304 с.
236. Оберемок А.А., Крайнов А.Ю., Миньков Л.Л. Численное исследование тепловентиляционного состояния припортального тамбура тоннеля в зимнее время года // Вестник Томского государственного университета. Математика и механика. Томск, 2025. – № 93. – С.140-159.
237. Овчаренко Б.П. Механизм трещинообразования в кровле угольных пластов. – Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1983. – 172 с.
238. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: монография. – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2005. – 239 с.
239. Павлова Л.Д., Фрянов В.Н. Влияние геомеханических процессов на параметры газового коллектора в зоне сдвижения пород при отработке свиты угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2011. – №8. – С.70-78.
240. Палеев Д.Ю. Сетевая задача проветривания горных выработок и выработанного пространства шахты // Вестн. Кузбасс. гос. техн. ун-та. – Кемерово, 2006. – № 5. – С.58-62.

241. Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю., Кнышенко А.Н. О численном методе решения стационарной задачи проветривания горных выработок и выработанного пространства шахты // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. Кемерово. Вып. 1, 2010. – С.31-34.

242. Палеев Д.Ю., Балаганский М.Ю., Криволапов В.Г. Математическая модель проветривания горных выработок и выработанного пространства угольной шахты // Тр. конф. с участием иностранных учёных «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды». – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. – С.234-237.

243. Палеев Д.Ю., Брабандер О.П. Математическое моделирование активного воздействия на взрывоопасные области и очаги горения в угольных шахтах. – Томск: Изд. Том. гос. ун-та, 1999. – 202 с.

244. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Васенин И.М., Шрагер Э.Р., Крайнов А.Ю., Костеренко В.Н. Моделирование распространения ударных волн от взрыва и горения газопылевой смеси в угольных шахтах // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С.371-377.

245. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Костеренко В.Н. и др. Компьютерные технологии для решения задач плана ликвидации аварий. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 160 с.

246. Партон В.З., Морозов Е.М. Механика упругопластического разрушения. – М.: Наука, Главная редакция ф.-м. литературы, 1974. – 416 с.

247. Патанкар С.В. Численное решение задач теплопроводности и конвективного теплообмена при течении в каналах. – М.: Изд-во МЭИ, 2003. – 312 с.

248. Певзнер М.Е., Иофис М.А., Попов В.Н. Геомеханика: учебник для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2005. – 438 с.

249. Петросян А.Э. Выделение метана в угольных шахтах. – М.: Наука, 1975. – 188 с.

250. Полевщиков Г.Я., Козырева Е.Н., Киряева Т.А. и др. Снижение газодинамической опасности подземных горных работ // Уголь. – М., 2007. – № 11. – С.13-16.
251. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: учебник для вузов. – М.: Недра, 1991. – 368 с.
252. Пучков Л.А. Аэродинамика подземных выработанных пространств. – М.: Изд-во МГГУ, 1993. – 266 с.
253. Пучков Л.А., Бахвалов Л.А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. – М.: Недра, 1992. – 399 с.
254. Пучков Л.А., Каледина Н.О. Динамика метана в выработанных пространствах шахт. – М.: Изд-во МГГУ, 1995. – 313 с.
255. Пучков Л.А., Сластунов С.В. Метанобезопасность – актуальная задача подземной угледобычи. Реальные пути решения основных проблем угольного метана // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2005. – С.17-29.
256. Пучков Л.А., Сластунов С.В., Коликов К.С. Извлечение метана из угольных пластов. – М.: Изд-во МГГУ, 2002. – 383 с.
257. Рашевский В.В., Артемьев В.Б., Руденко Ю.Ф. и др. Проблемы и перспективы обеспечения безопасности на угольных предприятиях. – Томск: Изд-во Том. ун-та, 2006. – 100 с.
258. Риб С.В., Говорухин Ю.М. Разработка комплексного метода исследования геомеханических процессов при интеграции физического и численного моделирования // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. Тула, 2018. – № 2. – С.363-378.
259. Риб С.В., Фрянов В.Н. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для численного моделирования напряжённо-деформированного состояния неоднородных угольных целиков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2015. – № 3. – С.367-371.

260. Рогов Е.И., Грицко Г.И., Вылегжанин В.Н. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 240 с.
261. Ройтер М., Векслер Ю. Автоматизация в лавах: увеличение добычи и контроль опасных проявлений горного давления // Сибирский уголь в XXI веке. – 2008. – №4. – С.68-69.
262. Ройтер М., Курфюрст В., Векслер Ю. Автоматизация технологических процессов в лавах с интегрированным геомеханическим прогнозом опасности // Горная техника. Каталог справочник. – 2008. – С.54-60.
263. Ромм Е.С. Структурные модели порового пространства горных пород. – Л.: Недра, 1985. – 240 с.
264. Роуч П. Вычислительная гидродинамика: пер. с англ. – М.: Мир, 1980. – 618 с.
265. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С. и др. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов / под. общ. ред. А.Д. Рубана, М.И. Щадова. – М.: Изд-во «Горная книга», 2010. – 500 с.
266. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.
267. Салганик Р.Л., Афанасенко Г.В., Иофис И.М. Горное давление: учебник для вузов. – М.: Недра, 1992. – 208 с.
268. Саммерфилд М. Qt. Профессиональное программирование. Разработка кроссплатформенных приложений на C++. – СПб.: Символ-Плюс, 2011. – 560 с.
269. Сдвигание горных пород и земной поверхности в главнейших угольных бассейнах СССР. – ВНИМИ. – М.: Углетехиздат, 1958. – 260 с.
270. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов: пер. с англ. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

271. Сенкус Вал.В., Ермаков А.Ю., Качурин Н.М., Сенкус Вит.В. Комбинированная разработка угольных месторождений с рекультивацией нарушенных земель: монография. – Кемерово: АИ «Кузбассвуиздат», 2017. – 267 с.
272. Скочинский А.А., Комаров В.Б. Рудничная вентиляция. – 3-е изд. – М.: Углетехиздат, 1959. – 632 с.
273. Снегирев А.Ю. Высокопроизводительные вычисления в технической физике. Численное моделирование турбулентных течений. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2009. – 143 с.
274. Соколов Э.М., Качурин Н.М. Углекислый газ в угольных шахтах. – М.: Недра, 1987. – 142 с.
275. Спивак А.И., Попов А.Н. Механика горных пород. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
276. Справочное руководство гидрогеолога: в 2 т.: Т.1 / В.М. Максимов [и др.]; Под ред. В.М. Максимова. – 3-е изд., перераб. и доп. – Л.: Недра, 1979. – 512 с.
277. Стекольников Г.Г., Субботин А.И., Храмцов В.И. Способ комбинированного проветривания выемочных участков и полей с применением газоотсасывающих вентиляторов // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – № 2. – С.2-5.
278. Страуструп Б. Программирование: принципы и практика использования C++: пер. с англ. – М.: ООО «И.Д. Вильямс», 2011. – 1248 с.
279. Тарасов Б.Г. Прогноз газообильности выработок и дегазация шахт. – М.: Недра, 1973. – 208 с.
280. Тарасов Б.Г., Колмаков В.А. Газовый барьер угольных шахт. – М.: Недра, 1978. – 200 с.
281. Трофимов В.А., Кубрин С.С., Филлипов Ю.А., Харитонов И.Л. Численное моделирование напряжённо-деформированного состояния вмещаю-

щего массива и пологого мощного угольного пласта при завершении отработки выемочного столба // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., 2019. – № 8. – С.42-56.

282. Трофимова Т.И. Курс физики. – 7-е изд., стер. – М.: Высш. шк., 2001. – 542 с.

283. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.

284. Уокенбах Д. Excel 2016. Библия пользователя: пер с англ. – СПб.: ООО «Альфа-книга», 2017. – 1040 с.

285. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 481 с.

286. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А. и др. Аэрология горных предприятий: учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

287. Ушаков К.З., Малашкина В.А. Гидравлика. – М.: Изд-во «Мир горной книги», Изд-во МГГУ, 2009. – 414 с.

288. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 с.

289. Фрянов В.Н., Криволапов В.Г., Фрянова О.В., Говорухин Ю.М., Петрова О.А. Исследование влияния дизъюнктивных нарушений на эффективность дегазации угольных пластов // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: труды международной научно-практической конференции. – Кемерово, 2011. – С.64-69.

290. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи. – Мин-во образования и науки РФ, Федер. агентство по образованию, Сиб. гос. индустриальный ун-т. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. – 238 с.

291. Ханин А.А. Породы-коллекторы нефти и газа нефтегазоносных провинций СССР. – М.: Недра, 1973. – 304 с.

292. Хахаев И., Машков В., Губкина Г. и др. OpenOffice.org: Теория и практика. – М.: ALT Linux; БИНОМ. Лаборатория знаний, 2008. – 319 с.
293. Хемминг Р.В. Численные методы для научных работников и инженеров: пер. с англ. – 2-е изд., испр. – М.: Наука (гл. ред. физико-математической литературы), 1972. – 399 с.
294. Ходот В.В., Яновская М.Ф., Премыслер Ю.С. и др. Физико-химия газодинамических явлений в шахтах: монография. – М.: Наука, 1973. – 140 с.
295. Черный Г.Г. Газовая динамика. – М.: Наука, 1988. – 424 с.
296. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
297. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография. – Днепропетровск: НГУ, 2008. – 224 с.
298. Шкундин С.З., Стучилин В.В. Методология построения современных информационно-измерительных систем обеспечения безопасности на угольных шахтах РФ // Горная техника. Каталог справочник. – 2009. – С.24-32.
299. Шлее М. Qt 5.10. Профессиональное программирование на C++. – СПб.: БХВ-Петербург, 2018. – 1072 с.
300. Штумпф Г.Г., Рыжков Ю.А., Шаламанов В.А. и др. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: справочник. – М.: Недра, 1994. – 447 с.
301. Щелкачев В.Н., Лапук Б.Б. Подземная гидравлика. – Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика», 2001. – 736 с.
302. Ягунов А.С. Закономерности сдвижения горных пород в Кузбассе. – СПб: Межотраслевой науч. Центр ВНИМИ, 2000. – 304 с.
303. Якоби О. Практика управления горным давлением. – Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 567 с.
304. Ярунин С.А., Черняк И.Л. Управление состоянием массива пород. – М.: МГИ, 1988. – 94 с.

305. Краткое руководство по LibreOffice. – URL: <https://libreoffice.readthedocs.io/ru/latest/>.
306. ММЗ Прокопьевск. Производство и реализация горно-шахтного оборудования и металлоконструкций. Арочные крепи. – URL: <https://www.krepy.ru/catalog/arochnye-krepi/>.
307. Ayachit U. The ParaView Guide: Community Edition. – Updated for ParaView version 5.6. – 2019. – 274 p.
308. Britton S.G., Gentry D.W., Karmis M. et al. SME Mining Engineering Handbook. – 2nd edition. – Littleton, Colorado: Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc., 1992. – 1230 p.
309. Chatfield C., Johnson T. Microsoft Project 2016 Step by Step. – Seattle: Microsoft Press, 2016. – 515 p.
310. Domrachev A.N., Rib S.V., Govorukhin Yu.M., Krivopalov V.G. Algorithm of probabilistic assessment of fully-mechanized longwall downtime // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources. – 2017. – Vol. 84: KTDMUR 2017, Novokuznetsk, Russia, 6-9 June 2017. – P.012006.
311. Galvin J.M. Ground Engineering: Principles and Practices for Underground Coal Mining. – Cham: Springer International Publishing, 2016. – 693 p.
312. Gharehdash G., Barzegar M. Numerical models currently being developed for use in mining industry // Mine planning and equipment selection. Proceedings of the 22nd MPES Conference. – Drezden (Germany): Springer, 2013. – Pp.481-490.
313. Govorukhin Yu., Krivolapov V., Paleev D., Portola V. Numerical studies of the aerodynamic features of dead-end entries with side junction // E3S Web of Conferences. 5. Сер. «5th International Innovative Mining Symposium, IIMS 2020», 2020. – P.01057.
314. Govorukhin Yu., Kubrin S. (2024) An integrated approach to the development of effective gas emission control systems at coal mines excavation sites

In Abstracts of the International Conference, dedicated to the 70th anniversary of the Geophysical Center of the RAS and the 300th anniversary of the Russian Academy of Sciences «Data Science, Geoinformatics and Systems Analysis in Geosciences» 25–27 September 2024, Suzdal, Russian Federation, 12(1), BS1002, p.87.

315. Haddadi B., Jordan C., Harasek M. OpenFOAM. Basic Training. – Engineering Fluid Dynamics, TU. Wien, Vienna, Austria. – 6th Edition, April 2023. – 188 pp.

316. Hahn Brian D. Fortran 90 for Scientists and Engineers. Department of Applied Mathematics. University of Cape Town, 1994. – 351 p.

317. Hartman H.L., Mutmanský M., Ramani R.V. et al. Mine ventilation and air conditioning. – 3rd edition. – West Virginia University, 1997. – 724 p.

318. Jasac H. Error Analysis and Estimation for the Finite Volume Method with Application to Fluid Flows. – Thesis for the Degree of Doctor of Philosophy of the University of London and Diploma of Imperial College. – June 1996. – 396 p.

319. Kaminski C. Stress Analysis & Pressure Vessels. – University of Cambridge. Lent Term 2005. – 74 p.

320. Levin L.Yu., Semin M.A., Klyukin Yu.A. Estimation of wall roughness functions acceptability in CFD simulation of mine ventilation networks // Proceedings of XLII International Summer Scholl-Conference APM, 2014. – Pp.25-32.

321. Maric T., Hopken J., Mooney K.G. The OpenFOAM Technology Primer: version OpenFOAM-v2012. – 2021. – 423 p.

322. McPherson M.J. Subsurface Ventilation and Environmental Engineering. – Springer Science & Business Media, 2012. – 905 p.

323. Menter F.R. Two-equation eddy-viscosity turbulence models for engineering applications // AIAA Journal, 1994. – Vol.32. – № 8. – Pp.1598-1605.

324. Menter F.R., Kuntz M., Langtry R. Ten Years of Experience with the SST Turbulence Model // Turbulence, Heat and Mass Transfer. – 2003. – № 4. – Pp.625-632.

325. Mohammadi B., Pironneau O. Analysis of the k-epsilon turbulence model. – New York: Wiley, 1994. – 205 p.
326. Moukalled F., Mangani L., Darwish M. The Finite Volume Method in Computational Fluid Dynamics: An Advanced Introduction with OpenFOAM and Matlab. – Springer, 2016. – 817 p.
327. Munson B.R., Okiishi T.H., Huebsch W.W., Rothmayer A.P. Fundamentals of fluid mechanics. – 7th edition. – Wiley, 2012. – 792 p.
328. OpenFOAM. The OpenFOAM Foundation: User Guide. Version 11. – 2023. – 241 p.
329. OpenFOAM. The OpenFOAM Foundation: User Guide. Version 12. – 2024. – 246 p.
330. Press W.H., Teukolsky S.A., Vetterling W.T. and others. Numerical Recipes In Fortran 90: The Art of Parallel Scientific Computing. Volume 2 of Fortran Numerical Recipes. – 2nd Edition. – Cambridge University Press, 1996. – 578 p.
331. Prosser B.S., Wallace K.G. Practical Values of Friction Factors // Proc. 8th US Mine Ventilation. – Mine Ventilation Service Inc., California, USA, 1999. – Pp.691-696.
332. Salamon M.D.G. Mechanizm of caving in longwall mining // Rock Mechanics Contributions and Challenges: Proceedings of the 31st US Symposium, Golden, 1990. – Pp.161-168.
333. Tanasheva N.K., Bakhtybekova A.R., Minkov L.L. [et al.] Influence of a rough surface on the aerodynamic characteristics of a rotating cylinder // Bulletin of the Karaganda University. Physics Series. – 2021. – No. 3(103). – P.52-59.
334. Ying W., Feng S. The performance of OpenFOAM in Beowulf clusters // Proceeding of the 2nd International Conference on Computer Science and Electronics Engineering (ICCSEE), 2013. – Pp.1683-1686.
335. Esterhuizen G.S., Karacan C.O. A methodology for determining gob permeability distribution and its application to reservoir modeling of coal mine longwalls. – 2007. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

336. Esterhuizen G.S., Karacan C.O. Development of numerical models to investigate permeability changes and gas emissions around longwall mining panel. – 2005. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

337. Govorukhin Yu.M., Paleev D.Yu., Domrachev A.N., Krivopalov V.G. Mathematical modeling of methane migration into the mine workings during the face downtime // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources, KTDMUR 2017. – 2017. – C.012041. – URL: <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012041>.

338. Guidelines for the prediction and control of methane emissions on longwalls. National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburgh Research Laboratory. – 2008. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

339. Guo H., Yuan L. An integrated approach to study of strata behaviour and gas flow dynamics and its application // International Journal of Coal Science & Technology. – 2015. – URL: <https://link.springer.com>.

340. Karacan C.O., Esterhuizen G.S., Schatzel S.J., Diamond W.P. Reservoir simulation-based modeling for characterizing longwall methane emissions and gas venthole production. – 2007b. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

341. Karacan C.O. A new method to calculate permeability of gob for air leakage calculations and for improvements in methane control. – 2009. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

342. Karacan C.O., Diamond W.P., Schatzel S.J., Garcia F. Development and application of reservoir models for the evaluation and optimization of longwall methane control system. – 2006. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

343. Vakili A., Albrecht J., Gibson W. Mine-scale numerical modelling of longwall operations // Coal operators' conference. Mining Engineering – University of Wollongong. – 2010. – URL: <https://ro.uow.edu.au/coal/>.

344. Whittles D.N., Lowndes I.S., Kingman S.W., Yates C., Jobling S. Influence of geotechnical factors on gas flow experienced in a UK longwall coal mine panel // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2005. – URL: <https://www.sciencedirect.com>.

345. Yavuz H. An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2004. – URL: <https://www.sciencedirect.com>.

346. Yuan L., Smith A.C. Effects of ventilation and gob characteristics on spontaneous heating in longwall gob areas. – 2008. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.

347. Yuan L., Smith A.C., Brune J.F. Computational fluid dynamics study on the ventilation flow paths in longwall gobs. – 2006. – URL: <https://www.cdc.gov/niosh/>.



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2017614796

«ВЕНТИЛЯЦИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ»

Правообладатели: *Говорухин Юрий Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU), Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Лукашов Олег Юрьевич (RU), Палеев Дмитрий Юрьевич (RU)*

Авторы: *Говорухин Юрий Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU), Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Лукашов Олег Юрьевич (RU), Палеев Дмитрий Юрьевич (RU)*



Заявка № 2017610740

Дата поступления 24 января 2017 г.

Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ 27 апреля 2017 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Г.П. Излиев Г.П. Излиев



КУЗБАССКАЯ ЯРМАРКА



Всемирная ассоциация выставочной индустрии



Российский союз выставок ярмарок



Кузбасская торгово-промышленная палата

ДИПЛОМ СЕРЕБРЯНАЯ МЕДАЛЬ

НАГРАЖДАЕТСЯ

**ФГБОУ ВО «Сибирский государственный
индустриальный университет»
(г. Новокузнецк),**

**ФГКУ «Национальный горноспасательный
центр» (г. Новокузнецк),**

ООО «Шахтэксперт-Системы» (г. Кемерово)

за программу для ЭВМ «Вентиляция выемочных участков»

(авторы: Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев,
В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев, О.Ю. Лукашов)

представленную на конкурс «Лучший экспонат»,
проводимый в рамках

Международной специализированной выставки

«УГОЛЬ РОССИИ И МАЙНИНГ»,
«ОХРАНА, БЕЗОПАСНОСТЬ ТРУДА
И ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ», «НЕДРА РОССИИ»

(6-9 июня 2017 г.)

Генеральный директор
ВК «Кузбасская ярмарка»

В.В. Табачников

г. Новокузнецк
2017 г.

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации базы данных

№ 2021620511

Информационная система по учёту аварий на объектах ведения горных работ

Правообладатель: *Министерство Российской Федерации по делам
гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и
ликвидации последствий стихийных бедствий (МЧС России)*
(RU)

Авторы: *Палеев Дмитрий Юрьевич (RU), Говорухин Юрий
Михайлович (RU), Домрачев Алексей Николаевич (RU),
Криволапов Виктор Григорьевич (RU), Поздеева Ирина
Михайловна (RU)*



Заявка № 2021620303

Дата поступления 01 марта 2021 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре баз данных 17 марта 2021 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат 062485C1BC10E1ACF09A0A2F06B92E9A118
Злодеев Илья Григорьевич
Действителен с 18.01.2021 по 15.01.2035

Г.П. Излиев

Министерство Российской Федерации
по делам гражданской обороны,
чрезвычайным ситуациям и ликвидации
последствий стихийных бедствий

**ВСЕРОССИЙСКИЙ ФЕСТИВАЛЬ
ПО ТЕМАТИКЕ БЕЗОПАСНОСТИ И СПАСЕНИЯ ЛЮДЕЙ
«СОЗВЕЗДИЕ МУЖЕСТВА»**

ДИПЛОМ



ПОБЕДИТЕЛЬ В НОМИНАЦИИ

**«ЛАУРЕАТ ПРЕМИИ МЧС РОССИИ
ЗА НАУЧНЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ»**

НАГРАЖДАЕТСЯ

авторский коллектив работы федерального
государственного козенного учреждения
дополнительного профессионального образования
«Национальный аэромобильный спасательный
учебно-тренировочный центр подготовки
горноспасателей и шахтеров»

за разработку многорядной системы перфорированных
прокладок для снижения избыточного давления во фронте
ударной воздушной волны



Министр

2024 г.



А.В. Куренков

Федеральная служба по интеллектуальной собственности
Федеральное государственное бюджетное учреждение



**«Федеральный институт промышленной собственности»
(ФИПС)**

Бережковская наб., д. 30, корп. 1, Москва, Г-59, ГСП - 3, 125993

Телефон (8-499) 240-60-15 Факс (8-495) 531-63-18

УВЕДОМЛЕНИЕ О ПРИЕМЕ И РЕГИСТРАЦИИ ЗАЯВКИ

16.06.2025	W25038385	2025116356
<i>Дата поступления (дата регистрации)</i>	<i>Входящий №</i>	<i>Регистрационный №</i>

ДАТА ПОСТУПЛЕНИЯ Дата приема заявки		(11) РЕГИСТРАЦИОННЫЙ №	ИССЛЕДНИК №
		(12) ДАТА ПЕРЕВОДА исходный текст на иностранном языке	
☐ (86) редактированный текст изобретения: заявки и текста изобретения: заявки, описания: изобретения ☐ (87) заявка и текст изобретения: заявки, описания: изобретения ☐ (88) заявка: описания: заявки и текста изобретения ☐ (89) заявка и текст изобретения: описания: заявки		АДРЕС ДЛЯ ПЕРЕПИСКИ (почтовый адрес, факс или электронный адрес) 654000, Россия, Кемеровская область - Кузбасс, г. Новокузнецк, ул. Токмаков 12 - 9, Голубев Юрий Михайлович (654000, Russia, Kemerovskaya oblast - Kuzbass, g. Novokuznetsk, ul. Tokmakov 12 - 9, Golubev Yuri Mikhailovich) Телефон: +74236 507799 Факс: Адрес электронной почты: golubev@yurifips.ru АДРЕС ДЛЯ СЕКРЕТНОЙ ПЕРЕПИСКИ (указывается при подаче заявки на секретный изобретение)	
ЗАЯВЛЕНИЕ и подача заявки на изобретение		В Федеральную службу по интеллектуальной собственности Бережковская наб., д. 30, корп. 1, г. Москва, Г-59, ГСП-3, 125993, Российская Федерация	
(14) НАИМЕНОВАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ Способ определения параметров габаритов и калусов, формирующихся в зоне обработки при обработке листовых заготовок из высокопрочных металлов с использованием кондуктата с образующим кромку			
(71) ЗАЯВИТЕЛЬ (фамилия, имя, отчество полностью — при подаче заявки физическим лицом или наименование юридического лица (полное наименование юридического лица (полное наименование юридического лица) и наименование юридического лица (полное наименование юридического лица)) Голубев Юрий Михайлович (Golubev Yuri Mikhailovich) 654000, Россия, Кемеровская область - Кузбасс, г. Новокузнецк, ул. Токмаков 12 - 9 (654000, Russia, Kemerovskaya oblast - Kuzbass, g. Novokuznetsk, ul. Tokmakov 12 - 9)		ИДЕНТИФИКАТОРЫ ЗАЯВИТЕЛЯ ОГРН ИНН ИНН 4221056887 12 СНИЛС 118-028-41380 ДОКУМЕНТ (код страны, номер) ПАСПОРТ 2204 093006 КОД СТРАНЫ (код из Республики ИЛ)	
☐ изобретение создано за счет средств федерального бюджета Заявлено в качестве: ☐ государственного изобретения ☐ негосударственного изобретения изобретение работ (укажите наименование): ☐ изобретение работ по: ☐ государственному контракту ☐ негосударственному контракту ☐ от заказчика и предоставлению субсидии ☐ гранту ☐ государственному заданию ☐ негосударственному заданию задание работ (укажите наименование):			

Общее количество документов в листах	24	Лицо, зарегистрировавшее документы
Из них: - количество листов комплекта изображений изделия (для промышленного образца)		Автоматизированная система
Количество платежных документов		
Сведения о состоянии делопроизводства по заявкам размещаются в Открытых реестрах на сайте ФИПС по адресу: www.fips.ru/registers-web		



ШахтЭксперт
Системы

Общество с ограниченной ответственностью
«ШАХТЭКСПЕРТ-Системы»

650065, Кемерово, Россия, Комсомольский пр-т, д. 13, оф. 4
Тел.: +79235194748

<http://www.minesoft.ru>, e-mail: mail@minesoft.ru

ОГРН 1144205006758

ИНН/КПП 4205286580/420501001

АКТ

об использовании Программы расчёта трёхмерного распределения
фильтрационных параметров высокопроницаемой среды зоны обрушения
(программа «Аэродинамика»)

Настоящим Актом удостоверяю, что программа «Аэродинамика», переданная для опытной эксплуатации автором – Говорухиным Юрием Михайловичем в ООО «Шахтэксперт-Системы», используется для решения задач по определению шага обрушения пород кровли в выработанное пространство, их разрыхления, проницаемости и макрошероховатости, объёмов формирующегося свободного пространства в куполах обрушения при выполнении прикладных научно-исследовательских работ и разработке рекомендаций по повышению эффективности систем управления газовыделением на выемочных участках угольных шахт.

Директор
ООО «Шахтэксперт-Системы»



О.Ю. Лукашов