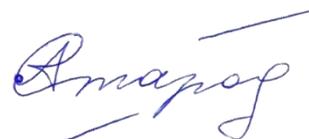


ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
НАУЧНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР УГЛЯ И УГЛЕХИМИИ
СИБИРСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»

На правах рукописи



Стародубов Алексей Николаевич

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ВЫЕМКИ МОЩ-
НЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ С УПРАВЛЯЕМЫМ ВЫПУСКОМ УГЛЯ
СРЕДСТВАМИ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Специальность 2.8.8 «Геотехнология, горные машины»

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук

Кемерово - 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1 СОСТОЯНИЕ, СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ, ПЕРСПЕКТИВЫ И ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	15
1.1 Современное состояние подземной разработки мощных пологих угольных пластов.....	15
1.2 Основные технологии выемки мощных угольных пластов.....	20
1.3 Существующие конструктивные решения секций крепи для реализации технологии с выпуском угля	22
1.4 Выбор схемы реализации и оборудования для технологии с выпуском...	29
1.5 Проблема описания процесса выпуска истечения сыпучих материалов ..	38
1.6 Формирование научных представлений о процессах, протекающих при ведении горных работ на мощных угольных пластах.....	44
1.7 Использование компьютерного моделирования при исследовании процесса выпуска угля.....	54
2 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПОВЫШЕНИЯ СКОРОСТИ И ДОСТОВЕРНОСТИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИИ.....	63
2.1 Алгоритм поиска рациональных параметров геотехнологии	63
2.2 Общие сведения об используемых инструментах моделирования.....	66
2.3 Содержание этапов алгоритма поиска рациональных параметров геотехнологии.....	79
3 ОБОСНОВАНИЕ ОБЛАСТИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ.....	95
3.1 Реализация численных моделей	95
3.2 Настройка параметров модели в среде имитационного моделирования Rocky DEM.....	99
3.3 Обоснование параметров и характеристик частиц.....	110
3.4 Оценка адекватности моделей	124

3.5 Исследование влияния ширины выпускного окна на величину массового расхода угля	127
3.6 Форма фигуры выпуска и связь её параметров с показателями эффективности геотехнологии.....	131
3.7 Определение рационального количества передвижек	136
3.8 Влияние мощности предварительно разупрочненного массива породы кровли на процесс выпуска угля.....	143
3.9 Исследование влияния мощности выпускаемого угольного слоя	167
3.10 Исследование влияния типов кровли на выпуск угля.....	177
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ «ПИТАТЕЛЬ-ЗАСЛОН»	181
4.1 Проблема износа питателя секции механизированной крепи.....	181
4.2 Явление разделения потока горной массы в системе «питатель-заслон»	187
4.3 Влияние угла наклона питателя на величину массового расхода.....	199
4.4 Проблема пылеподавления при организации технологии с выпуском угля подкровельной толщи	201
5 ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ,.....	213
5.1 Выбор рационального режима выпуска.....	213
5.2 Уточнение параметров волнового режима выпуска.....	218
6 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ ОБЕСПЕЧИТЬ НАИБОЛЬШУЮ ЕЁ ЭФФЕКТИВНОСТЬ.....	230
6.1 Определение исходных данных и создание численной модели	230
6.2 Оценка полноты выпуска, разубоживания и потерь угля.....	233
6.3 Проблема сводообразования	237
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	250
Список литературы	260

Приложение А Системы и программное обеспечение для проектирования горнотехнических систем.....	292
Приложение Б Оценка адекватности моделей через определение угла естественного откоса	298
Приложение В Программная документация на программную систему «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи»	308
Приложение Г Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ	327
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ.....	328

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы.

Подземный способ разработки продолжает сохранять стабильные позиции в общем объеме добычи угля на протяжении последних 10 лет. Наиболее ценные и поставляемые на экспорт марки каменного угля залегают в мощных пластах и добываются преимущественно подземным способом. Только на примере Кузбасса балансовые запасы угля, подсчитанные до глубины 600 м от поверхности по сумме категорий А+В+С1, составляют 52,45 млрд. т. Из них в пологих пластах мощностью более 5 м сосредоточено около 9 млрд. т, 30 % из которых могут быть отработаны подземным способом.

Исследования подземной разработки мощных пологих угольных пластов, на долю которой приходится 12% всей мировой добычи, проводятся в России, Китае, Австралии, Казахстане, Польше, Индии, Турции, Словении, Вьетнаме. В СССР и во Франции были предложены технологии, получившие широкое распространение, предусматривающие разрушение угля подкровельной толщью энергией горного давления с последующим выпуском его на забойный или завальный конвейер. В настоящее время крепи такого типа в Китае (уже более 40 лет) и Австралии широко применяются на угольных пластах мощностью до 12 м и обеспечивают более высокую производительность по сравнению со слоевой отработкой. Благодаря внедрению данных технологий снижается удельный объем проведения подготовительных выработок, а также затраты на оборудование очистных забоев. При этом, механизированные комплексы получили расширенные возможности, связанные с более эффективным управлением выпуска вышележащего слоя угля, что требует дополнительного изучения и обоснования.

Однако геотехнология имеет ряд недостатков. При ее реализации основными определяющими критериями являются требования к объему выпуска и автоматизации работ, а также к обеспечению безопасности и повышению эффективности работы очистного забоя. При увеличении потерь угля повышается риск его самовозгорания в обрушенном пространстве лавы. Также

возможно снижение качества рядового угля за счет его смешивания при выпуске с обрушаемыми породами кровли. Решение проблемы напрямую зависит от обоснования специальных типов механизированных крепей и оптимизации режимов работы очистного комплекса с учетом результатов исследований процессов движения выпускаемого угля.

Обоснование параметров и внедрение специализированных очистных механизированных комплексов с контролируемым выпуском угля подкровельной тощи на забойный конвейер может стать решением сложившейся нерешенной проблемы эффективного управления процессом выпуска угля подкровельной толщи механизированным очистным комплексом длинностолбовой системы отработки. Оценка эффективности данной технологии также требует определения рациональных режимов работы питателей секций крепи, обеспечивающих равномерную и максимально допустимую загрузку лавного конвейера.

Развитие этого направления зависит от обоснования и разработки технических и технологических решений реализации геотехнологии, обуславливая актуальность данной работы. Высокая динамичность, нестабильность и стохастичность процесса выпуска угля затрудняет использование аналитических моделей, поэтому наиболее подходящим инструментом для исследований является использование компьютерного моделирования с применением современных программных средств. Благодаря цифровым моделям процессов выпуска представляется возможным обоснование рациональных вариантов технологий разработки мощного угольного пласта и конструктивных решений оборудования для их реализации с учетом специфических горно-геологических условий (ГГУ).

Цель диссертационной работы заключается в обосновании технологических и технических решений, обеспечивающих эффективность и безопасность выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной толщи.

Идея работы заключается в итеративном использовании комплекса методов компьютерного моделирования для предиктивного анализа геотехнологий, исследования и программируемого управления движением горной массы при выпуске угля на забойный конвейер с использованием специализированных очистных механизированных комплексов в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Диссертационная работа выполнена в рамках государственного задания ФГБНУ «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук» проект FWEZ-2021-0002 «Разработка эффективных технологий добычи угля роботизированными горнодобывающими комплексами без постоянного присутствия людей в зонах ведения горных работ, систем управления и методов оценки технического состояния и диагностики их ресурса и обоснование обеспечения воспроизводства минерально-сырьевой базы 2021-2023 гг.» (рег. № АААА-А21-121012290021-1); проект FWEZ-2024-0024 «Разработка эффективных технологий добычи угля роботизированными горнодобывающими комплексами без постоянного присутствия людей в зонах ведения горных работ, систем управления и методов оценки технического состояния и диагностики их ресурса и обоснование обеспечения воспроизводства минерально-сырьевой базы 2024-2025 гг.» (рег. № 1022041500010-0-1.5.1;2.7.5); Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение 14.604.21.0173 от 26.09.2017 г., рег.№: АААА-А17-117122560002-9); гранта (постановление Правительства Кемеровской области – Кузбасса от 19.09.2022 г. № 632) по прикладному научному исследованию «Разработка программно-методического обеспечения для цифровизации процессов проектирования горнотехнических систем для открытых и подземных горных работ»,

соглашение от 22.11.2022 г. № 1 и соответствует целям долгосрочной программы развития угольной промышленности России до 2030 года.

Объект исследований: технологический процесс выпуска угля подкровельной толщи при подземной разработке мощных пологих пластов специализированным очистным механизированным комплексом длинностолбовой системы отработки.

Предмет исследований: параметры технологического процесса выпуска угля подкровельной толщи с использованием специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса, обеспечивающие полноту извлечения, снижение потерь и разубоживания.

Для реализации идеи и достижения указанной цели решались следующие **задачи:**

1. Обосновать и разработать комплекс компьютерных моделей процесса выпуска угля, позволяющих проводить предиктивный анализ геотехнологии и исследовать во времени основные процессы и элементы технологии.

2. Исследовать и обосновать область горно-геологических и горнотехнических условий, при которых целесообразно и наиболее эффективно с точки зрения производительности и полноты выемки применение технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля на забойный конвейер с использованием специальной механизированной крепи.

3. Исследовать процессы движения горной массы в системе «питатель-заслон» специальной механизированной крепи и обосновать сочетания параметров, обеспечивающих эффективное и безопасное управление выпуском угля специализированным очистным механизированным комплексом.

4. Обосновать режимные параметры технологии выпуска угля подкровельной толщи, обеспечивающие наиболее стабильное, равномерное и полное заполнение лавного конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса.

5. Выявить особенности движения горной массы над выпускным окном в зависимости от продолжительности единичного выпуска между передвижками крепи и установить интервалы продолжительности единичного выпуска с наименьшей вероятностью сводообразований при наибольшей эффективности работы специализированных очистных механизированных комплексов в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Методы исследований.

- специализированные языки компьютерной имитации GPSS и анимации Proof Animation для построения и отладки моделей взаимодействия элементов геотехнологии;

- проведение имитационных экспериментов и оценка эффективности вариантов геотехнологии на динамических моделях по интегрированному сочетанию показателей: выпущенной горной массы, процента разубоживания, потерь угля за крепью и частоты образования завесаний;

- методы теории вероятности и математической статистики для обработки результатов моделирования, а также язык программирования C#, для выбора рациональных вариантов сочетания параметров работы элементов конструкции секции крепи;

- метод дискретных элементов, для моделирования процесса управляемого выпуска раздробленной горной массы с использованием специальной механизированной крепи.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. Скорость и достоверность предиктивного анализа геотехнологий, исследования и программируемого управления движением горной массы достигается при использовании разработанного комплекса компьютерных моделей в соответствии с созданным алгоритмом применения разных видов моделирования.

2. Высокая производительность и полнота выемки мощных угольных пластов с выпуском угля подкровельной толщи с использованием специальной механизированной крепи на забойный конвейер обеспечивается за счёт

формирования разворота потока угля, образуемого рядом передвижек комплекса на величину, близкую к удвоенному значению малой полуоси эллипсоида выпуска, при постоянном площадном подпоре породой не менее 3 т/м^2 при выпускаемой мощности угля более 2,5 м и в отношении по массе не менее 1:1 при меньшей мощности.

3. Массовый расход угля управляется сочетанием параметров системы «питатель-заслон» специальной механизированной крепи, в которой формируются три зоны потока с различной крупностью и линейной скоростью кусков: зона ускоренного истечения преимущественно большей крупности в верхнем слое, поддерживаемая и ускоряемая возвратно-поступательным движением питателя; зона нижнего слоя с высокой концентрацией мелких кусков, сдвигаемых ступенями питателя, и средний слой, движущийся медленнее, чем нижний и верхний слои в 1,3 и 2,8 раза соответственно.

4. Управляемым волновым режимом выпуска подкровельной толщи одновременно из нескольких секций специализированного очистного механизированного комплекса, с убывающим по длине очистного забоя значением массового расхода угля, обеспечивается регулируемое равномерное и максимальное заполнение забойного конвейера.

5. Объем выпущенной горной массы имеет вид кусочно-заданной функции от длительности выпуска - прямая пропорциональность с выходом на постоянную величину, при дальнейшем квадратичном росте процента разубоживания выпускаемого угля, но снижении его потерь, описываемом полиномиальной зависимостью второй степени, сопровождающимся экспоненциальным ростом вероятности образования статических сводообразований над выпускным окном секции специальной механизированной крепи. При этом существует интервал продолжительности выпуска, на котором обеспечиваются лучшие показатели эффективности специализированных очистных механизированных комплексов.

Достоверность научных положений обеспечивается использованием фундаментальных физических законов в качестве исходных предпосылок для

теоретического анализа, надежностью входных данных, полученных из разных источников, использованием корректно разработанных математических моделей и современных специализированных компьютерных программ, а также сходимостью полученных при моделировании результатов с основными положениями теории выпуска сыпучих материалов, в том числе удовлетворительным согласованием расчетных и экспериментальных данных, полученных в лабораторных условиях.

Научная новизна работы заключается в:

- разработке алгоритма использования комплекса методов математического и компьютерного моделирования: метода дискретных элементов, дискретно-событийного моделирования и алгоритмов выбора рациональных вариантов сочетания параметров, – отличающегося их комбинацией, позволяющей повысить скорость и достоверность принятия решения при предиктивном анализе геотехнологии с выпуском угля подкровельной толщи;
- обосновании области эффективного применения технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля на забойный конвейер, учитывающей соотношения мощностей угля подкровельной толщи и пород кровли, участвующей в выпуске, а также величину подвигания специализированного очистного механизированного комплекса перед выпуском;
- выявлении областей с разными скоростями движения горной массы различной крупности в системе «питатель-заслон» специальной механизированной крепи и её параметров, отличающихся эффективным и безопасным управлением процесса выпуска угля специализированным очистным механизированным комплексом;
- обосновании режимных параметров технологии выпуска угля подкровельной толщи, обеспечивающих наиболее стабильное, равномерное и полное заполнение конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса;

- установлении параметров программируемого управления процессами выпуска угля подкровельной толщи, характеризующегося низкой вероятностью образования статических сводообразований над выпускным окном и наибольшей эффективностью геотехнологии по интегрированному сочетанию показателей: объем выпущенной горной массы, процент разубоживания и потери угля за крепью.

Научная значимость работы заключается в создании соответствующих современным условиям научных основ определения параметров технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной и межслоевой толщи на забойный конвейер с использованием секций специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса; разработке на основе разных методов математического моделирования моделей движения горной массы во время выпуска с учётом взаимодействия во времени и пространстве горных машин и оборудования; решении, с использованием разработанных моделей, ряда практических научных задач.

Практическая значимость работы заключается в том, что результаты исследований позволяют:

- сократить время сопоставления множества вариантов при проектировании технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной и межслоевой толщи с использованием секций специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса, с возможностью отображения динамики взаимодействия оборудования в виртуальном пространстве и прогнозирования эффективности геотехнологии;

- обосновать рациональные размеры и расположение выпускных окон, заслонов и питателей в секциях специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса;

- способствовать внедрению механизированных комплексов с выпуском угля подкровельной толщи с использованием специальной механизированной

крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса для разработки мощных угольных пластов.

Реализация работы. Разработанное программное обеспечение «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» (свидетельство о регистрации 2024683561) в рамках реализации проекта по прикладному научному исследованию «Разработка программно-методического обеспечения для цифровизации процессов проектирования горнотехнических систем для открытых и подземных горных работ» передано по лицензионному договору для внедрения индустриальному партнеру ЗАО «Углеметан Сервис».

Личный вклад автора состоит в выборе, постановке задач исследования и методов их решения; решении задач, формулировании всех положений диссертации; разработке компьютерных моделей для реализации разных методов математического моделирования; в обработке и анализе результатов численных и имитационных исследований по установлению закономерностей движения и управления потоком горной массы; в обосновании технологических и технических решений, обеспечивающих эффективность и безопасность выемки мощных пологих пластов.

Апробация работы. Основные результаты работы докладывались на 12 международных, всероссийских и региональных конференциях: Международная конференция в рамках международной специализированной выставки «Уголь России и майнинг» «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» (г. Новокузнецк 2019, 2022, 2023 гг.); Всероссийская научно-практическая конференция (с международным участием) «Системы автоматизации (в образовании, науке и производстве) AS'2024» (г. Новокузнецк 2015, 2024 гг.); III Международная научно-практическая конференция «Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (ТЭК-2022)» (г. Кемерово, 2022 г.); Всероссийская научно-практическая конференция по имитационному моделированию и его применению в науке и промышленности «Имитационное моделирование. Теория и практика (ИММОД)» (г. Казань, 2013 и 2023 гг., г. Екатеринбург, 2019 г., г. Москва, 2015 г.);

Всероссийская научно-техническая конференция «Цифровые технологии в горном деле» (г. Апатиты, 2023 г.); Международная научно-практическая конференция «Развитие производительных сил Кузбасса: история, современный опыт, стратегия будущего» (г. Кемерово, 2023 г.).

На Техническом совещании Ассоциации «Горнопромышленники России» «Практика применения горно-геологических информационных систем на горнодобывающих предприятиях России и за рубежом» (г. Москва, 2022 г.).

На ученых советах ИУ ФИЦ УУХ СО РАН, г. Кемерово, 2020-2024 гг.

На Научно-технических советах при Губернаторе Кемеровской области – Кузбасса (г. Кемерово, 2023-2024 гг.).

На IV Конгрессе молодых ученых, Университет «Сириус» (г. Сочи, 2024 г.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 34 печатные работы, в том числе 10 в научных изданиях, рекомендованных Высшей аттестационной комиссией при Министерстве науки и высшего образования РФ; 6 работ в научных изданиях, индексируемых в базах Web of Science и Scopus, 4 – свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ, 1 – патент на изобретение.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, шести глав, заключения, списка литературы (287 источников), приложений (4), 172 иллюстрации, 68 таблиц, общий объем 330 страниц.

Автор выражает благодарность чл.-корр. РАН, д.т.н., проф. Клишину В.И. за научное консультирование и постоянное внимание в процессе подготовки настоящей диссертационной работы. К.т.н., доц. Зиновьеву В.В., д.т.н., проф. РАН Майорову А.Е. за многолетнее сотрудничество и всестороннюю поддержку. За содействие в организации и проведении экспериментальных исследований автор благодарит д.т.н. Ордина А.А., Кадочигову А.Н., Каплун А.В.

1 СОСТОЯНИЕ, СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ, ПЕРСПЕКТИВЫ И ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

1.1 Современное состояние подземной разработки мощных пологих угольных пластов

Подземный способ разработки продолжает сохранять стабильные позиции в общем объеме добычи угля на протяжении последних 10 лет. Наиболее ценные и поставляемые на экспорт марки каменного угля залегают в мощных пластах и добываются преимущественно подземным способом. Изучение подземной разработки мощных пологих угольных пластов, на долю которой приходится 300-350 млн. т, что составляет 12-14% уровня годовой мировой добычи [1], проводятся в России, Китае, Австралии, Казахстане, Польше, Индии, Турции, Словении, Вьетнаме. Точные данные о процентном соотношении мировых запасов угля, находящихся в мощных угольных пластах, найти сложно. Эта информация обычно не собирается и не публикуется в конкретном виде. В разных странах и регионах «мощный» угольный пласт определяется по-разному (таблица 1.1).

Таблица 1.1 - Минимальное значение мощности угольного пласта, считающегося «мощным» по странам мира и их ориентировочные запасы

Страна	Минимальная мощность мощного пласта, м	Всего запасов, млн т
Россия	3,5	9 000
Австралия	4,0	18 128
Китай	3,5	98 883
Канада	4,0	8 708
Франция	4,0	427
Венгрия	3,5	225
Индия	4,8	35 345
Япония	2,3	1000
Турция	3,5	6 056
США	3,0	113 230
Польша	3,3	20 800
Югославия	3,5	8 465

Информация о запасах угля часто является коммерческой тайной компаний, владеющих лицензиями на добычу. Не все угольные бассейны в мире разведаны с одинаковой степенью детализации.

По данным открытых источников можно выделить следующие страны с крупнейшими запасами и/или активной добычей из мощных угольных пластов (рисунок 1.1):

- Россия обладает значительными запасами мощных угольных пластов, особенно в Кузбассе, Донбассе, Печорском, Челябинском, Улуг-Хемском и Канско-Ачинском бассейнах. Активно разрабатываются как открытым, так и подземным способами.
- Китай – крупнейший производитель и потребитель угля в мире. Имеет значительные запасы мощных угольных пластов, особенно в провинциях Шаньси, Шэньси и Внутренней Монголии, шахте «Вэйнцияди».
- Австралия обладает значительными запасами высококачественного угля, в том числе в мощных пластах. Добыча ведется преимущественно открытым способом, а также подземными методами (особенно longwall mining).
- Казахстан имеет значительные запасы угля, в том числе мощные пласты в Экибастузском бассейне. Карагандинском угольном бассейне.
- США имеют большие запасы угля, в том числе и в мощных пластах, особенно в штатах Вайоминг и Монтана. Добыча в основном открытым способом.
- Индия – уголь является важным источником энергии. Имеет месторождения мощных пластов, разработка которых осуществляется как открытым, так и подземным способами.
- Польша – исторически важная угледобывающая страна, хотя добыча снижается. Имеются месторождения с мощными пластами, разрабатываемыми подземным способом.
- Франция: на шахте «Дарси» бассейна «Бланэи».
- В Словении: месторождений Веленье, Постецком, Требовле.
- Венгрия.

- Германия.

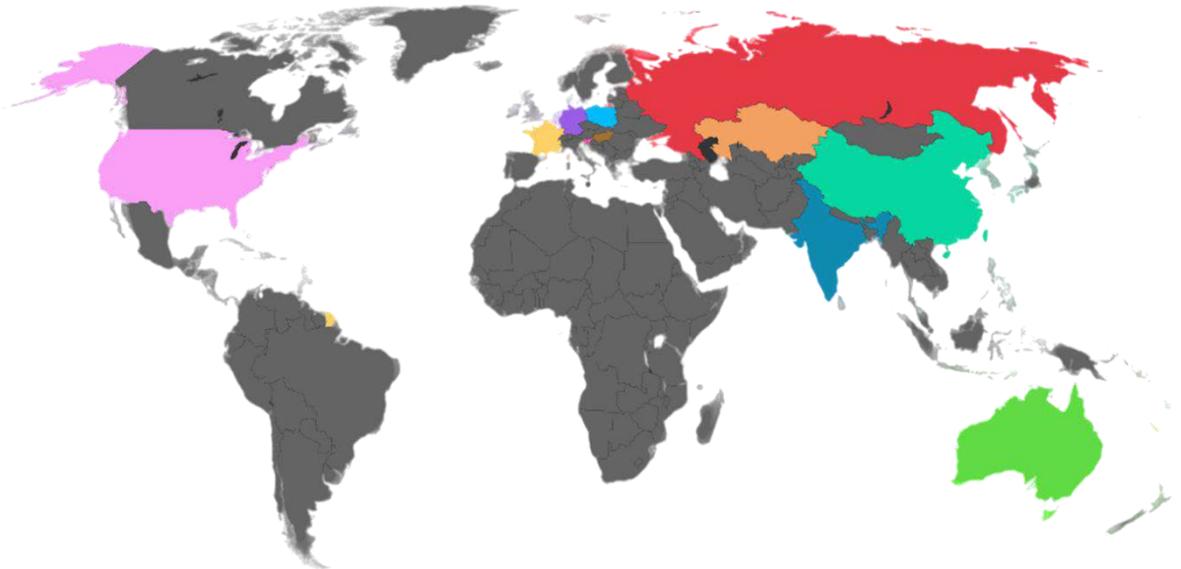


Рисунок 1.1 – Страны с крупнейшими запасами и/или активной добычей из мощных угольных пластов

В России мощными являются пласты мощностью более 3,5 метров (рисунок 1.2).

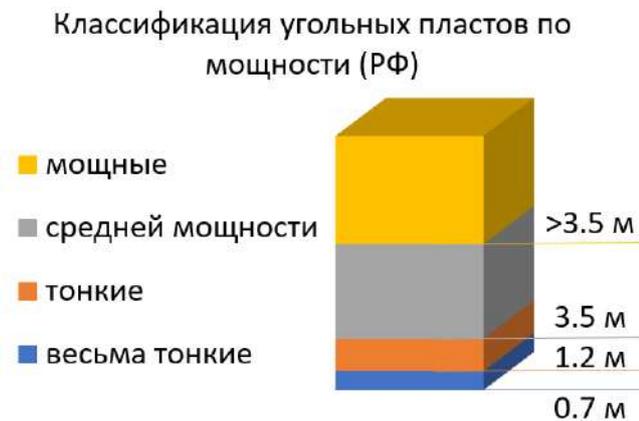


Рисунок 1.2 – Классификация угольных пластов по мощности (РФ)

Балансовые запасы угля в Кузбассе (рисунок 1.3), подсчитанные до глубины 600 м от поверхности по сумме категорий А+В+С1, составляют 52,45 млрд. т. Из них в пологих пластах мощностью более 5 м сосредоточено около 9 млрд. т, 30 % из которых могут быть отработаны подземным способом,

поэтому изыскание способов их эффективной механизированной разработки является актуальной задачей [1].



Рисунок 1.3 – Распределение балансовых запасов углей Кузбасса по углам падения и мощности пластов [2]

Такие запасы находятся в Бачатском, Ерунаковском, Кондомском, Ленинском, Мрасском, Прокопьевско-Киселевском и Томь-Усинском геолого-экономических районах. Более того, перспективными для отработки по данной технологии являются запасы, сосредоточенные на действующих шахтах «Алардинская», «Им. В.И. Ленина», «Ольжерасская-Новая», «Распадская Коксовая», «Сибиргинская».

По данным электронной базы данных д.г.-м.н. А.З. Юзвического [3] по районам Кузбасса сосредоточено большое количество мощных угольных пластов (рисунок 1.4)

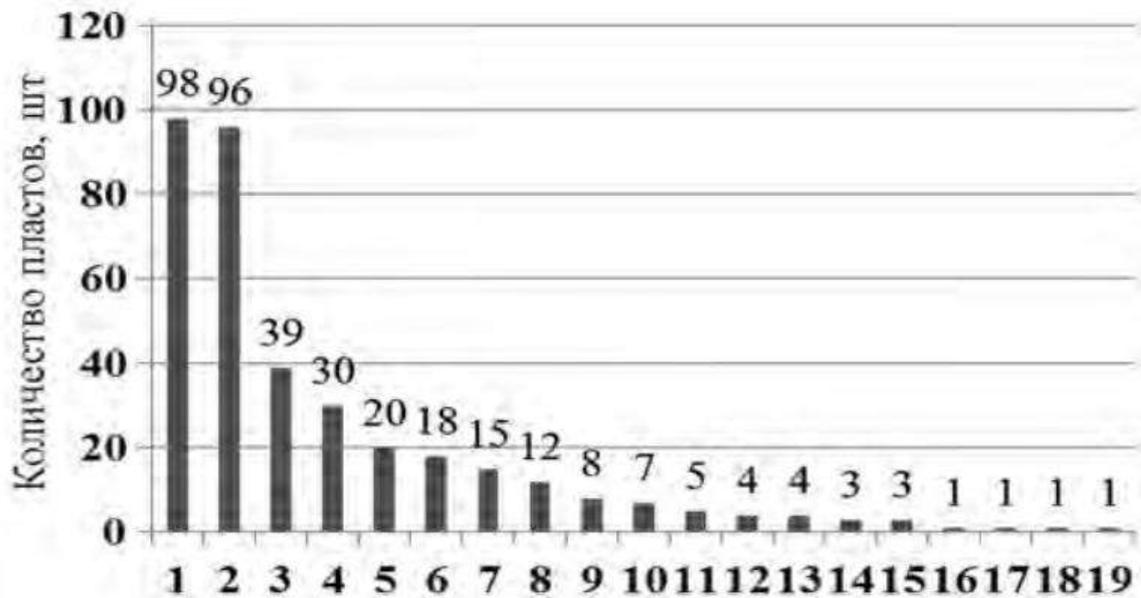


Рисунок 1.4 - Распределение мощных пластов по районам Кузбасса: 1 – Ленинский; 2 – Ерунаковский; 3 – Прокопьевско-Киселевский; 4 – Томь-Усинский; 5 – Бунгуро-Чумышский; 6 – Кондомский; 7 – Терсинский; 8 – Центральный; 9 – Мрасский; 10 – Бачатский; 11 – Кемеровский; 12 – Салтымаковский; 13 – Араличевский; 14 – Плотниковский; 15 – Байдаевский; 16 – Завьяловский; 17 – Крапивинский; 18 – Беловский; 19 – Ускатский

Таблица 1.2 - Распределение запасов на действующих шахтах Кузбасса [4]

№	Шахта, пласт	Марка угля	Угол падения, град.	Средняя мощность, м.
1	«Алардинская», б	ТС	14	8,73
2	«Им. В.И. Ленина», IV-V	КО	8-15	9,94
3	«Ольжерасская-Новая», 21	ГЖО	6-10	7,5
4	«Распадская Коксовая», III	К	11-15	10,44
5	«Сибиргинская», IV-V	ОС	11-15	10,05

Потенциальными потребителями в Российской Федерации являются:

- горнорудные компании по разработке месторождений благородных металлов, такие как: ПАО «Норильский Никель» (г. Норильск), ПАО «Полюс» и др.;

- горнорудные компании по разработке алмазосодержащих месторождений полезных ископаемых – АК «АЛРОСА» в районе Накынского поля (трубки Ботубинская и Нюрбинская);

- угольные компании, ведущие подземные горные работы по добыче угля из мощных крутых пластов, такие как АО «Южуралзолото Группа Компаний» (ш. им. Дзержинского, г. Прокопьевск), АО «Евраз Холдинг» (ш. Есаульская, ш. Распадская, г. Новокузнецк), АО «Южный Кузбасс» (ш. им. В.И. Ленина, г. Междуреченск).

Возможность импортозамещения может быть реализована при разработке мощных крутых угольных пластов перспективного Апсатского каменноугольного месторождение (Читинская обл.). Где горно-геологические условия залегания части пластов являются благоприятными для применения разрабатываемого роботизированного агрегата.

1.2 Основные технологии выемки мощных угольных пластов

1. Сплошная система разработки на полную мощность угольного пласта:

Пласт отрабатывается на полную мощность в один прием. Использование лав с механизированными крепями, комбайнами и конвейерами. Это наиболее производительный и безопасный способ, но требует значительных капиталовложений.

- **Преимущества:** Высокая концентрация горных работ, относительно высокая производительность.

- **Недостатки:** Большой объем разубоживания угля породой, повышенный риск обрушений и горных ударов, сложность управления кровлей.

2. Слоевая система разработки:

Пласт делится на горизонтальные/наклонные слои, каждый из которых обрабатывается отдельно, обычно сверху вниз или снизу вверх специализированными комплексами для слоевой выемки.

- Преимущества: Лучший контроль кровли, снижение риска самовозгорания угля, снижение разубоживания угля породой.

- Недостатки: Меньшая концентрация горных работ, более низкая производительность, необходимость поддержания междуслоевого пространства.

3. Система разработки с обрушением кровли:

Выемка угля производится короткими забоями, с последующим обрушением кровли в выработанное пространство.

- Преимущества: Относительно простая технология, низкие затраты на крепление.

- Недостатки: Высокий риск завалов, большая потеря угля в целиках, загрязнение атмосферы шахты пылью.

4. Камерная система разработки (столбовая система):

С использованием проходческих комбайнов и погрузочно-доставочных машин создаются камеры, разделенные целиками угля.

- Преимущества: Гибкость, возможность избирательной выемки угля.

- Недостатки: Большая потеря угля в целиках, сложность управления кровлей в камерах большого размера

5. Выпуск угля подкровельной толщи:

Технологии, предусматривающие разрушение угля подкровельной толщи энергией горного давления с последующим выпуском его на забойный или завальный конвейер.

В СССР и во Франции были предложены технологии, получившие широкое распространение, предусматривающие разрушение угля подкровельной толщи энергией горного давления с последующим выпуском его на забойный или завальный конвейер. В настоящее время крепи второго типа Китае (уже более 40 лет) и Австралии широко применяются в угольных пластах мощностью до 12 м и обеспечивают более высокую производительность по

сравнению со слоевой отработкой. Благодаря внедрению данных технологий снижается удельный объем проведения подготовительных выработок, а также затраты на оборудование очистных забоев. Вместе с этим механизированные комплексы получили дополнительные, требующие изучения возможности, связанные с управлением и выпуском вышележащего угля.

Вместе с тем данная технология имеет ряд недостатков. При ее реализации основными определяющими критериями являются требования к объему выпуска и автоматизации работ, а также обеспечение безопасности и повышение эффективности работы очистного забоя. В обрушенном пространстве лавы при потерях угля повышается риск его самовозгорания. Возможно увеличение зольности за счет смешивания угля с обрушенными породами кровли. Успешное развитие этого перспективного направления геотехнологии напрямую зависит от обоснования специальных типов механизированных крепей, что основано на изучении механизма движения выпускаемого угля через крепь.

По сравнению с другими методами данная технология позволяет извлекать до 80% пласта в диапазоне мощности 5 и более метров, при этом затраты на разработку в расчете на тонну значительно снижаются [5]. Обеспечивается улучшенный контроль, меньший размер и меньшая стоимость оборудования, а также улучшенная защита от самовозгорания угля [6,7] Однако этот метод применим не для всех мощных угольных пластов.

1.3 Существующие конструктивные решения секций крепи для реализации технологии с выпуском угля

Анализ литературных источников показал, что в период с 2012 года по 2017 года у исследователей разных стран возрос интерес к вопросам совершенствования оборудования для отработки полого-наклонных пластов. Рост количества полученных патентов наблюдается в России, США, Украине, Китае. При этом наиболее активное патентование происходит в Китае.

Из числа ведущих зарубежных компаний, производящих аналогичное оборудование найдены патенты Caterpillar Global Mining Europe GmbH, JOY MM DELAWARE, Bucyrus International, Shandong Xingyuan Mining Equipment Group Co, Handan Mining Group, Eriez Magnetics, General Kinematics, Marco Systemanalyse ENTW и др.

Большой пласт исследований проведен российскими научными и коммерческими организациями, такими как: Институт горного дела Сибирского отделения Российской академии наук, ННЦГП ИГД им. А.А. Скочинского, КузНИУИ, МГГУ, ВНИИгидроуголь и др.

Технология с выпуском угля подкровельной толщи в лаве была первоначально разработана в Советском Союзе и Франции в 1950-х и 1960-х годах. В отечественной практике накоплен большой опыт применения подобных комплексов. Начало развития технологии с выпуском угля подкровельной толщи в Карагандинском бассейне приходится на момент создания комплекса КТУ в 1957 г. [8] (рисунок 1.5 а) для добычи мощных угольных пластов с углом наклона 5° – 18° и мощностью 9–12 м. Сначала на участке был отработан верхний слой и уложена металлическая сетка, затем отрабатывался нижний слой, а средний выпущен через окно на верхней части секции. Это был самый ранний факт использования технологии в мире, и данный метод в Советском Союзе применялся до конца двадцатого века. На АО «Востсибуголь» шахта «Букакача» при отработке целика угля по пласту 1-11 мощностью 10-12м, углом падения 10 - 12° для выемки мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи был создан комплекс КМ81В, основанный на базе серийной крепи 2М81Э [9].

Затем развитие технологии и её применение продолжилось в Югославии, Венгрии, Румынии, Чехословакии и Турции [10–12]. В 1954 году Великобритания создала первый в мире полностью механизированный забой, что значительно повысило производительность и безопасность. Метод «Soutirage», который был разработан во Франции в 1960-х годах [13], считается оригинальной формой технологии с выпуском угля подкровельной толщи. В 1964 году

она была успешно применена в угольном районе Бранч. Система включает в себя обычный очистной забой, работающий в основании мощного угольного пласта, а верхняя часть пласта извлекается путем выпуска (рисунок 1.5 б). Мощность пласта угля составила 6–8,5 м, средняя ежемесячная добыча составила 49 600 т, коэффициент извлечения на участке составил 90%, а эффективность труда составила 33,6 т/работника, что было лучшим техническим и экономическим показателем, достигнутым на раннем этапе развития технологии. В начале 1980-х годов в Венгрии была разработана щитовая крепь VHP с одним забойным конвейером.



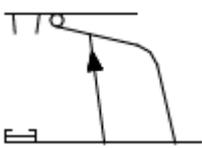
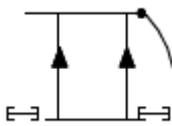
Рисунок 1.5 – Крепь КТУ а) и технология «Soutirage» [13] б)

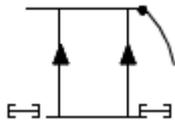
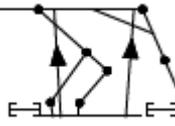
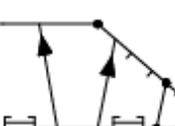
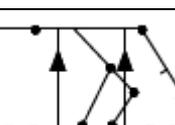
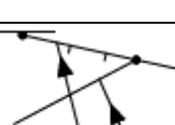
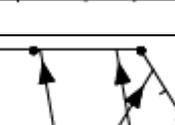
В дальнейшем в Польше, Югославии и Индии применялась разработка лавы с выпуском угля подкровельной толщи. Длина комплекса обычно составляла около 500 м, а в некоторых случаях достигала 25 м. Среднемесячный объем производства одного комплекса составлял от 10 000 до 30 000 тонн. В целом, в то время результаты выпуска угля подкровельной толщи были ниже предполагаемых, поскольку они в основном использовались для добычи угловых блоков угля. В связи с изменениями в развитии международной энергетики, в 1980-х годах применение горных выработок с выпуском угля подкровельной толщи стало сокращаться. В 1990-х годах только на нескольких

угольных шахтах применялся этот метод. В Китае в 1980-х годах началась разработка лавы с выпуском угля подкровельной толщи. Крепи китайского производства FY4000/14/28 для горных работ были установлены в ходе испытаний на шахте Пухэ в Шэньяне в июне 1984 года. Из-за низкой прочности соединений крепи были серьезно повреждены. Кроме того, крепь не удалось продвинуть вперед. В конечном итоге выработка загорелась, и пробная версия крепи была заброшена. В 1987 году угольная шахта №1 горного управления Пиндиншань импортировала из Венгрии крепь VHP-732 с высоким выпускным окном. Их применение было довольно успешным: среднемесячная добыча составила 44 206 тонны, коэффициент извлечения угля - 79,6%, а средняя производительность - 25,5 т/час. В 1988 году в Янцюаньском горном управлении и в 1989 году в Луаньском горном управления были успешно проведены испытания горнодобывающей установки для разработки лавы с выпуском угля подкровельной толщи.

Известен ряд других вариантов крепей, обеспечивающих выпуск угля подкровельной толщи. Среди них крепи Венгрии, Франции, Германии, Великобритании, Испании и других стран. Основные типы известных типов секций крепей приведены в таблице 1.3

Таблица 1.3 - Список основных типов зарубежных секций крепей, реализующих технологию с выпуском угля подкровельной толщи [14]

Страна	Тип	Принципиальная схема	Год
Советский Союз	КТУ		1957
Франция	BANANA		1963

США			1977
Франция	MB170		1978
Франция	FBS-4-340		1980
Германия	1000 KN-19/28		1982
Венгрия	VHP730		1982
Великобритания	4Л-4000 КН-19/28		1983

Помимо Китая, технология применяется в Австралии и Вьетнаме [7,15], предпринимаются усилия по внедрению в Индии [16]. Успешное применение технологии в Китае с точки зрения производительности, стоимости и безопасности способствовало его применению в мировом масштабе. Разнообразие условий ведения горных работ в разных странах требует разработки инженерного инструмента, который может оценить применимость технологии на различных шахтах. Эмпирические методы широко применяются для оценки ЛТСС в китайской практике [11]. Для изучения механизмов выпуска использовались различные методы математического моделирования [12,17–22]. Физические модели были разработаны для понимания влияния пород на добычу [23] или для изучения кровли [21,24]. Аналитические решения также использовались для анализа выпуска [11,25] или стабильности кровли [26,27]. В литературе разработан ряд методов оценки выпуска [11,15,20,25,28]. Однако не

существует единого подхода, который можно было бы применять повсеместно. Существует потребность в усовершенствованном и надежном инструменте оценки для различных ГГУ. В большинстве исследования обычно разрабатываются на основе понимания параметров, которые, как считается, оказывают существенное влияние на эффективность выпуска.

В Австралии более 50% измеренных и прогнозируемых запасов мощных пластов, пригодных для подземной разработки. Считается [29], что максимальная высота однопроходного лавового забоя ограничена 6 метрами, и в настоящее время он эксплуатируется только на высоте ниже 5 метров. Улучшение извлечения ресурсов также приводит к повышению финансовых показателей "срока службы шахты" за счет возможности покрывать основные затраты на инфраструктуру проекта и финансирования за счет увеличения извлекаемых запасов, что, следовательно, продлевает срок службы шахты. Меньшая высота забоя (по сравнению с однопроходным забоем большой протяженности) обеспечивает улучшенный контроль забоя, использование меньшего по размеру и менее дорогостоящего оборудования и улучшенную защиту от самовозгорания в мощных пластах за счет удаления большей части кровли угля из выработки [29].

Развитие технологии столкнулось с серьезными проблемами, включая повышенное пылевыведение и значительное разрушение забоя из-за выпуска угля подкровельной толщи [30]. С середины 1980-х годов технология в Европе была заброшена. Основная причина заключалась в том, что в то время производительность забоев с данной технологией была ниже, чем у других технологий. С конца 1980-х годов технология внедрялась, развивалась и совершенствовалась в Китае. В настоящее время широко применяется для добычи мощных пластов в Китае благодаря значительным инновациям в оборудовании [31–33].

В последние годы серьезные достижения Китая в угольной промышленности мотивировали отдельные страны Европы, например Турцию, начать исследования и применение технологий с выпуском угля. На сегодняшний день

выпуск угля подкровельной толщи является основным методом добычи угля в мощных пластах в Китае. В угольном районе Датун годовая добыча составляет 1,5 миллиона тонн в год. В угольных шахтах с благоприятными условиями добычи угля в лавах с выпуском достигнуты выдающиеся результаты [34].

Значительный опыт отработки мощных пологих пластов накоплен в Карагандинском угольном бассейне (Казахстан). Там всего обрабатывалось около 40 шахтопластов. Породы пластов относятся к труднообрушаемым (до 30 %). Совершенствование технологии отработки мощных пластов с выпуском угля в Карагандинском бассейне шло с применением средств комплексной механизации очистных работ [35,36]. Впервые был использован комплекс КМ81Э. Экспериментальная проверка технологии проводилась в условиях шахты им. В.И. Ленина при отработке пласта Дб. В подсечном слое для выемки угля применялся комбайн, а также была попытка применения струговой установки УСТ-2. Затем был испытан в условиях шахты им. Кузембаева комплекс ОКПВ-70. Выпуск угля подкровельной пачки производился на завальный конвейер, в подсечном слое применялся комбайн КШ-3М [37,38].

В Словении для отработки мощных пологих пластов широко применялась слоевая система разработки механизированными комплексами с выпуском межслоевых и подкровельных пачек, например, в условиях месторождений Веленье, Постецком, Требовле [39]. Выпуск угля осуществлялся, как на забойный, так и на завальный конвейеры. Для выпуска угля применялись крепи поддерживающего и оградительно-поддерживающего типа. Например, на шахте «Требовле» применяется механизированный комплекс с крепью поддерживающе-оградительного типа RNBS-26/29. Предельная вынимаемая мощность пласта 2-2,6 м, крепь двухстоечная однорядная, сопротивление одной стойки составляет 1590 кН, сопротивление секции 2900 кН, начальный распор стойки 1200 кН. Выпуск угля производился на забойный конвейер при помощи специального откидного лотка. Выпускные окна расположены на поддерживающем перекрытии. Удаление передней кромки выпускного окна от

забоя составляет около 2900 мм. Крепь использовалась для отработки пласта с выпуском подкровельной пачки.

1.4 Выбор схемы реализации и оборудования для технологии с выпуском

Для реализации технологии с выпуском при современном уровне развития техники могут применяться различные варианты схем. ВНИМИ выделяет 11 возможных вариантов, представленных на рисунке 1.6 [40].

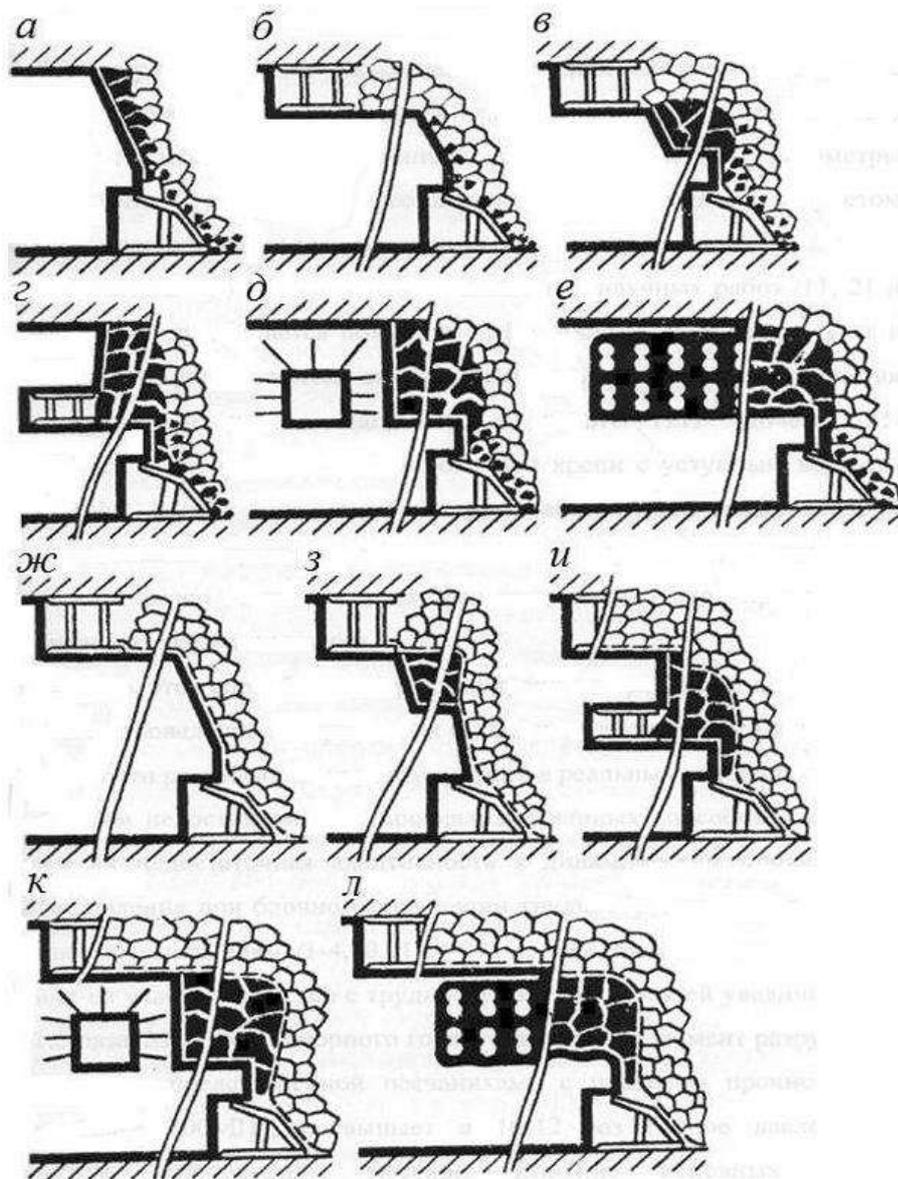


Рисунок 1.6 – Схемы разрушения угля подкровельной толщи с использованием энергии взрыва или горного давления

Процесс разрушения угля в подрабатываемой подсечным слоем подкровельной толще является неуправляемым и зависит от совокупного влияния нескольких случайных факторов: горного давления, начального распора гидростоек механизированной крепи, интенсивности и трещиноватости угольного пласта и пород кровли, энергии горного давления и взрыва [41].

На основе опытных данных [42–45] установлено, что удовлетворительное разрушение угля в подрабатываемой подкровельной толще возможно только после предварительного ослабления угольного массива. Ослабление угольной толщи можно осуществлять принудительным обрушением с помощью БВР (рисунок 1.6, в, и), нагнетанием жидкости в пласт или бурением скважин большого диаметра (рисунок 1.6, е, л) с последующим разрушением межскважинных целиков под влиянием горного давления.

Так как при отработке газоносных пожароопасных пластов при взрывании повышается опасность появления открытого огня и, как следствие, взрыва метана, то возможность применения БВР как способа разрыхления угля на границе с обрушенным пространством следует полностью исключить.

Использование скважин большого диаметра заслуживает внимания (рисунок 1.6, е, л), однако для определения параметров схемы расположения скважин требуется установить зависимости этих параметров от основных горно-геологических условий.

Дальнейшее развитие технологии отработки мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи осуществлялось путем адаптации современных типов крепей к технологии выпуска разрыхленного угля и поиска и внедрения эффективных и безопасных способов и средств разрушения угля в подкровельной толще.

В качестве перспективного и безопасного направления развития способов разрушения угля подкровельной толщи следует выделить ее предварительную подработку (рисунок 1.6, г, и). Однако и для этих случаев отсутствуют научно обоснованные рекомендации, а параметры устанавливаются на

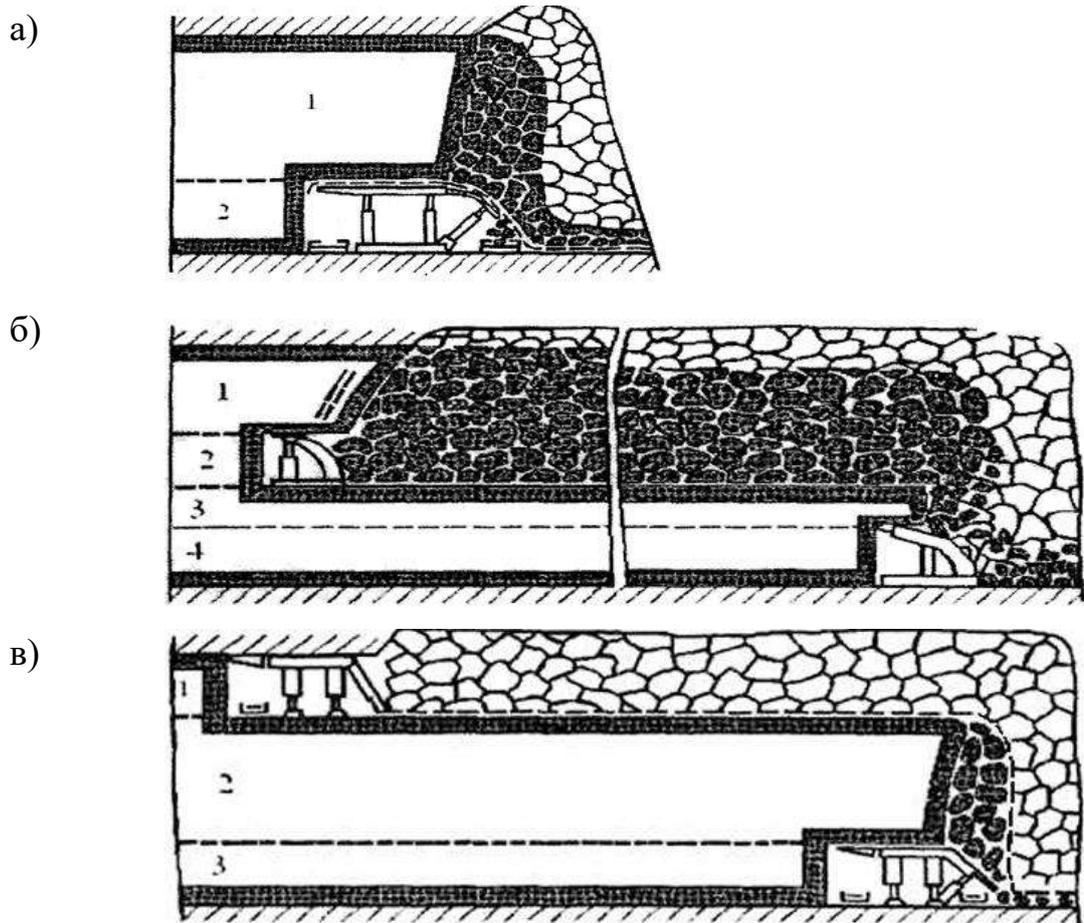
основе геометрических построений с учетом мощности пласта, слоев и коэффициентов разрыхления угля.

Наиболее перспективными из возможных 11 вариантов являются три, представленные на рисунке 1.7. Схему раскройке пласта на два слоя: подсечной слой и подкровельную угольную пачку (рисунок 1.7, а) – целесообразно применять, когда общая мощность пласта составляет 6-8 м. В зонах геологических нарушений общая мощность может составлять 9-10 м. Мощность подсечного слоя принимается 3,5-4 м. При труднообрушаемых породах кровли возможны осложнения при отработке пласта, связанные с проявлением горного давления.

С увеличением мощности пласта характер проявления горного давления обостряется, возможен отжим угля в подсечном слое. Зависание труднообрушаемой кровли и обрушение пород с шагом 30-40 м ухудшают процессы разрушения угля и обрушения угольной пачки.

В схеме, представленной на рисунке 1.7, б предусматриваются меры по предварительному разрушению и дроблению угля подкровельной пачки путем ее подработки магазилирующим слоем и магазинирования. При отработке подсечного слоя замагазинированный уголь выпускается вместе с защитной пачкой на конвейер подсечного слоя. Данную схему рекомендуется применять при общей мощности пласта 8-10 м при легко- и среднеобрушаемых породах кровли. При мощности пласта 9,5-10 м раскройку пласта на слои целесообразно осуществлять следующим образом: мощность подсечного слоя – 3,0-3,5 м; толщина защитной пачки – 1,5-2 м; мощность магазилирующего слоя – 2,2-2,5 м; толщина подкровельной пачки – 2-2,5 м.

Схема, представленная на рисунке 1.7, в, предназначена для отработки пластов мощностью 8-10 м с труднообрушаемой кровлей. Пласт по мощности разделяется на три слоя: подсечной, как и в других схемах, оборудуется механизированным комплексом, крепь которого позволяет производить выпуск угля; межслоевая пачка угля; верхний (монтажный) слой.



а – без предварительной отработки верхнего слоя: 1– подкровельная пачка, 2 – подсечной слой;

б – с подработкой верхнего слоя и магазинированием угля: 1– подкровельная пачка, 2 – магазинируемый слой; 3 – защитная пачка, 4 – подсечной слой;

в – с выпуском угля из межслоевой пачки: 1– монтажный (верхний слой), 2 – межслоевая пачка, 3 – подсечной слой

Рисунок 1.7 – Схемы выпуска угля из подкровельной и межслоевой пачек

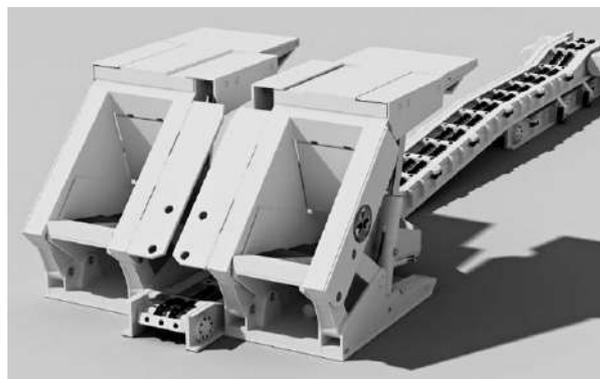
Монтажный слой в данном случае является необходимым и отрабатывается с опережением других слоев. Отработкой монтажного слоя решается ряд важных проблем: управление кровлей, дегазация пласта. Угольная пачка подвержена предварительному разупрочнению двумя технологическими процессами: наработкой пачки монтажным слоем и подработкой ее подсечным

слоем. При разделении пласта на слои мощность слоев принимается в следующих пределах: монтажного слоя 3-3,5 м, подсечного – 3-3,5 м, межслоевой пачки – 3-4 м.

Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН разрабатывает технологии разработки мощных угольных пластов, в том числе пологих по системе «Длинные столбы с полным обрушением кровли» (ДСО) с выемкой угля в подсечном слое пласта и роботизированным выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер. В ее основе лежит использование механизированных секций крепи поддерживающе-оградительного типа (КУВ), в ограждениях которых выполнено выпускное окно, связанное с погрузочным желобом и питателем (рис. 1.8, а) [46,47]. Эту же крепь предусматривается использовать в комплексе оборудования при разработке крутых и крутонаклонных пластов по системе «Подэтажная штрековая выемка с обрушением кровли (ПШО)» (рис. 1.8, б).



а



б

Рисунок 1.8 – Секция механизированной крепи КУВ: а – для разработки пологих пластов длинным очистным забоем; б – для разработки крутых пластов с подэтажным обрушением кровли

Выпускное окно секции крепи имеет площадь в два раза больше, чем у существующих аналогов, что позволит увеличить поток горной массы, уменьшить потери и снизить простои очистного забоя из-за негабаритов. Небольшая масса секций (17 т) позволяет обрабатывать пласты со слабой почвой. Для

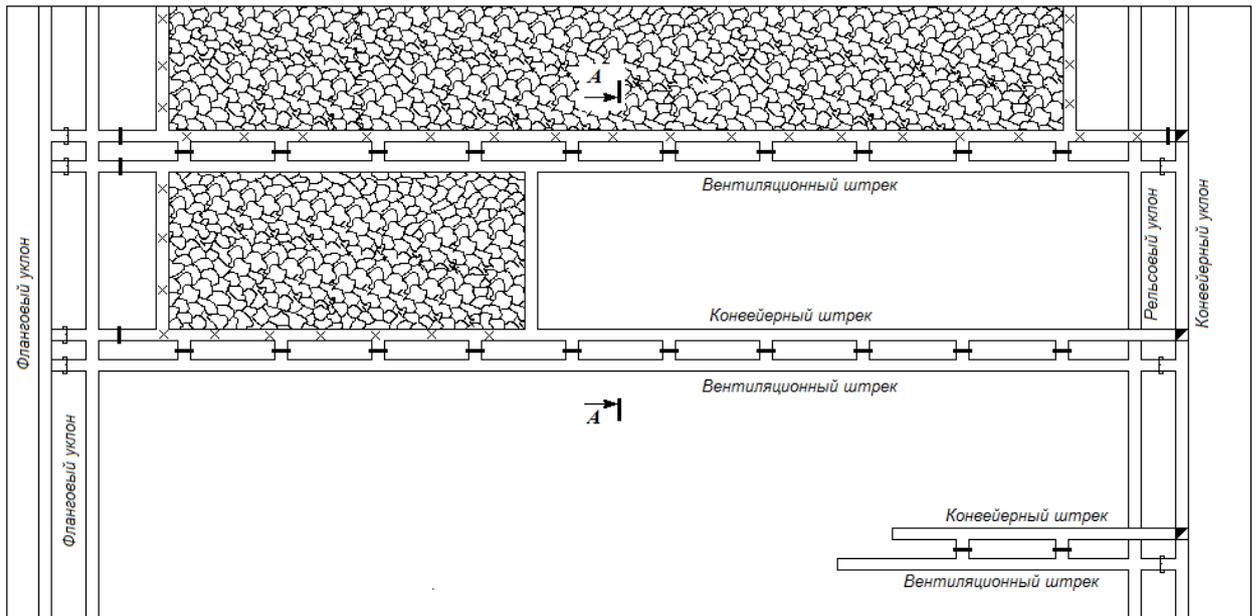
сравнения, масса секции ZF 8000-22/35 («CODCO») – 26 т; площадь основания секции в полтора-два раза меньше площади перекрытия, что при слабых глинистых почвах ведет к увязанию крепи в почве пласта и снижению эффективности работы. Площадь основания КУВ не меньше площади перекрытия, что позволяет вести добычу из мощных залежей со слабой, глинистой почвой без снижения нагрузки на очистной забой.

Технология заключается в следующем. Отработка выемочных столбов ведется от фланговых наклонных стволов к центральным наклонным стволам. Подготовка выемочных участков – панельная спаренными выработками и оставлением не извлекаемых ленточных целиков. Типовая технологическая схема представлена на рисунках 1.9 и 1.10.

На момент начала очистных работ выемочный участок полностью оконтуривают подготовительными выработками. Вентиляционный штрек предназначен для выдачи исходящей вентиляционной струи воздуха из очистного забоя, доставки материалов и оборудования, перевозки людей, а также служит запасным выходом для людей, работающих в очистном забое.

Конвейерный штрек служит для транспортировки горной массы, подачи свежей струи воздуха в очистной забой, размещения электроаппаратуры и выхода людей из лавы.

У фланговой границы столба нарезают монтажную камеру от конвейерного штрека до вентиляционного. В ней монтируют очистной механизированный комплекс в составе: очистной комбайн, секции крепи КУВ, забойный скребковый конвейер. На сопряжении монтажной камеры с конвейерным штреком устанавливают перегружатель и крепи сопряжения. В конвейерном штреке монтируют ленточный конвейер.



Условные обозначения

⊞ — дверь вентиляционная с регулирующим окном; ⊞ — перемычка вентиляционная изолирующая; ⊞ — бункер

Рисунок 1.9 – Типовая схема вскрытия, подготовки и отработки пологих угольных пластов по системе разработки ДСО с выпуском подкровельной угольной пачки

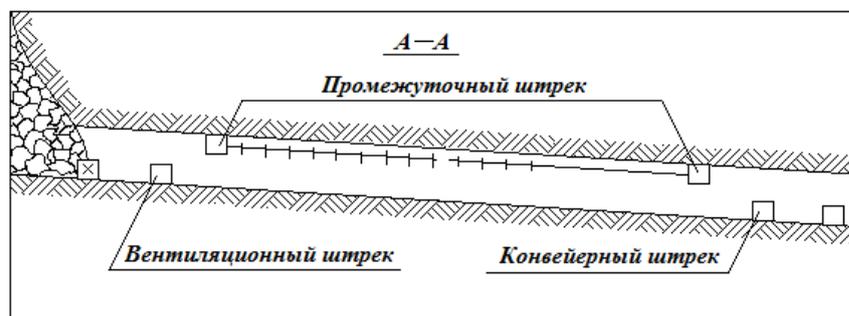


Рисунок 1.10 – Схема подготовки массива подкровельной толщи к выпуску (поперечный разрез выемочного столба)

Очистной забой подвигается от фланга выемочного участка к центру, при этом струя воздуха подается от конвейерного штрека в очистной забой, далее поступает на вентиляционный штрек.

Очистным комбайном вынимается подсечной слой у почвы пласта мощностью 3,5 м. Оставшаяся угольная пачка принудительно разрушается и выпускается на забойный конвейер. Подкровельная пачка подготавливается

двумя вспомогательными штреками для проведения работ по разупрочнению массива подкровельной толщи.

Данная технология по сравнению со слоевой отработкой и выпуском подкровельной пачки угля на завальный конвейер позволит:

- снизить эксплуатационные потери и зольность угля за счет управляемого выпуска;

- обеспечить нагрузку на очистной забой до 15,0 тыс. т/сут. (4,5 млн. т/год);

- уменьшить затраты на монтаж-демонтаж: комплексов, средств транспортирования, электрооборудования, трубопроводов, профилактические мероприятия и др.;

- снизить энергозатраты на добычу на 25-30%;

- сократить расходы на дорогостоящее и металлоемкое оборудование очистных забоев и средства транспортирования горной массы в пределах выемочного поля.

Одной из особенностей конструкции КУВ является применение питателей при выпуске угля подкровельной (межслоевой) толщи, что является новым направлением в создании высокопроизводительных технологий в угольной отрасли. Питатель должен равномерно выпускать уголь по всей площади проема, выполненного в ограждении секции механизированной крепи. Кроме того, производительность питателя должна регулироваться в широком диапазоне, что обуславливает возможность одновременной работы группы питателей на один забойный конвейер. Количество питателей (секций), работающих в группе, определяется технической возможностью забойного скребкового конвейера.

В предлагаемой конструкции крепи конфигурация питателя и его параметры определяют эффективность технологий отработки мощных пологих пластов. Численные исследования влияния конфигураций питателей в секции механизированной крепи на усилия, возникающие на питателе и массовый расход угля выполнены с использованием метода дискретных элементов

(МДЭ) с применением программного обеспечения [48]. Установлено, что при использовании ступенчатых питателей, рифления которых ориентированы параллельно горизонтальной плоскости, пиковые значения сил и напряжений, действующих со стороны горной массы, более чем в два раза превышают аналогичные показатели в случае использования гладкого питателя. При этом производительность системы с выпуском выше в случае гладкого питателя.

В рамках исследования проведены лабораторные эксперименты процесса выпуска угля питателем на специально разработанной стендовой установке Института угля ФИЦ УУХ СО РАН, выполненной в масштабе 1:4, обеспечивающей управляемый выпуск (рис. 1.11). Стендовая установка состоит из основания 1, корпуса с ребрами жесткости 2, также выполняющего функцию направляющего лотка, загрузочного бункера 3, подвижного питателя 4, заслона 5, гидроцилиндра 6 [49].

Выпускаемая масса поступает на питатель 4 через загрузочный бункер 3. Питатель 4 совершает возвратно поступательные движения за счет гидроцилиндра 6. Движение питателя обеспечивает перемещение выпускаемой массы по направляющему лотку 2. Заслон 5 служит подпором выпускаемой массы для обеспечения разворота потока на питателе.

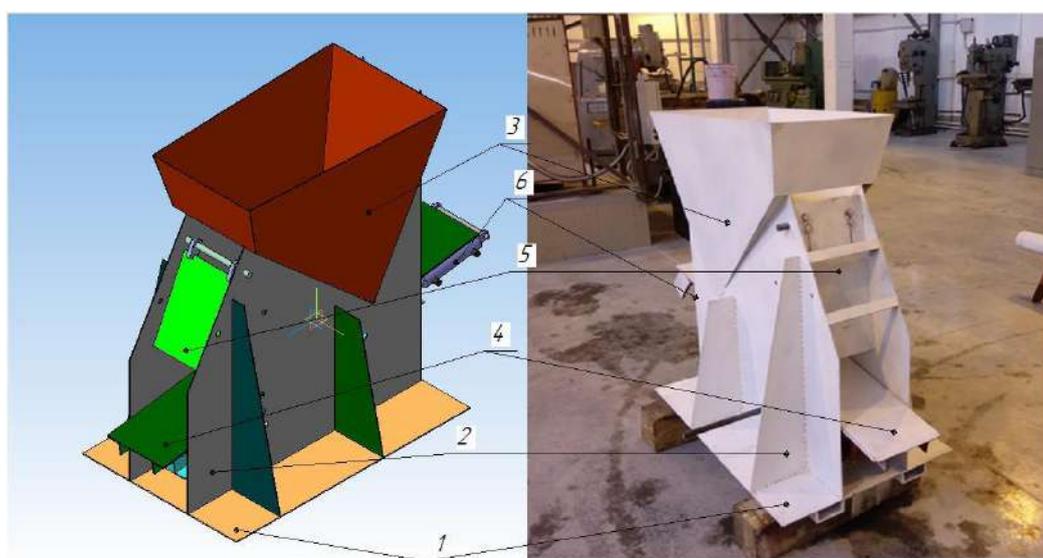


Рисунок 1.11 – Стендовая установка исследования питателя

Теоретические расчеты и экспериментальные данные позволили установить характеристики питателя, обладающего наибольшей производительностью.

Постановлением президиума РАН «Горные науки в развитии минерально-сырьевой базы Российской Федерации» № 64 от 22 апреля 2025 г. признается необходимость продолжения и углубления исследований по созданию современных технологий, машин и оборудования для добычи и переработки минерального сырья; разработке и совершенствованию эффективных методов, технических и программных средств геомеханического мониторинга для обеспечения безопасности горных работ в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах [50]. Развитие технологии добычи угля из мощных угольных пластов является возможным решением поставленной задачи. Хотя на сегодняшний день разработано достаточно большое количество вариантов крепей, позволяющих реализовать технологию, необходимость обоснования и создания новых горных машин всё ещё высока ввиду наличия явных их недостатков. Кроме того, несмотря на преимущества технологии: низкая стоимость, низкое потребление энергии, высокая эффективность и низкие инвестиции, – в процессе разработки технологий необходимо исследовать и разработать методы высокоэффективной подземной полной выемки и снижения доли пустой породы.

1.5 Проблема описания процесса выпуска истечения сыпучих материалов

Выпуск угля является частным случаем процесса истечения сыпучих материалов, который имеет место в горнодобывающей, горно-перерабатывающей, строительной, пищевой, химической промышленности. Сыпучие материалы подлежат накоплению, хранению, транспортировке и извлечению, при этом используются емкости различного вида.

Одной из классических в механике сыпучих сред является задача определения давления материала на дно и стенки цилиндрической емкости. Первое решение этой задачи для вертикальных стенок получено Янсенем [51] и базируется на двух гипотезах. Считается, что коэффициент бокового распора сыпучей среды известен, постоянен и не зависит от характера распределения напряжений по горизонтальному сечению (аналог закона Паскаля в гидростатике). Кроме того, предполагается, что касательные напряжения на стенках емкости полностью развиты и пропорциональны нормальным напряжениям [52].

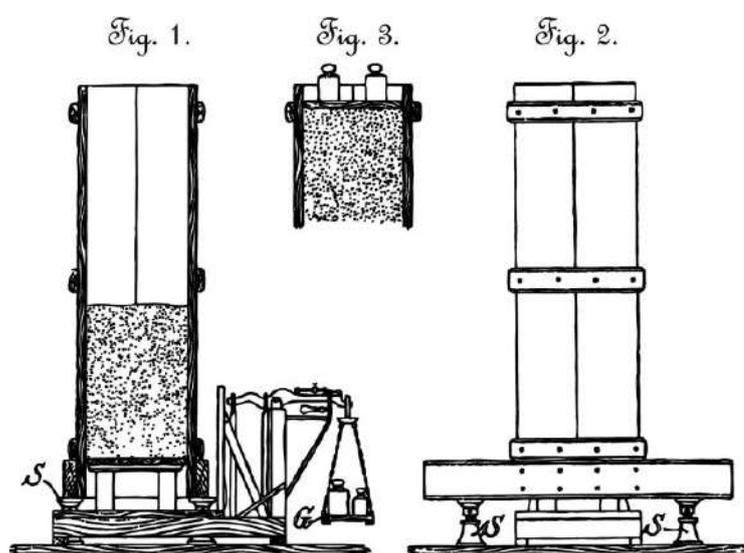


Рисунок 1.12 - Иллюстрация к задаче Янсена

Поставленная задача Янсена на основе метода дискретных элементов численно исследована авторами С. В. Клишиным, А. Ф. Ревуженко в трехмерной постановке при изучении давления сыпучего материала на дно и стенки цилиндрической емкости [53]. Использовалась сферическая форма частиц с заданным распределением по радиусам.

Возникновение динамического горизонтального распора при выпуске сыпучих тел из отверстий впоследствии исследовалось Пранте, Плейснером и др. [54,55] Они показали, что в окружающей зону потока слое возникают усилия, направленные нормально к вертикально образующей зоны потока. Так

как эти усилия имеют горизонтальное и близкое к нему направление, то его называют горизонтальным распором. Этот распор представляет собой превышение величины бокового давления, имеющего место в сыпучих телах в статическом состоянии. В 1938-1939 гг. опыты по исследованию горизонтального распора были проведены С.Г. Тахтамышевым (ЦНИИПС) на элеваторе в Баку на трех зерновых силосах, имеющих высоту 28 м при диаметре двух из них 7 м и третьего – 4,8 м. В 1939-1940 гг. им были продолжены аналогичные эксперименты с фосфоритной мукой в Воскресенске. В результате установлено, выпуск зерна в большинстве случаев приводит к значительному (в 2 – 2,5 раза) повышению давления на стенку в средней трети высоты. В 1941 г. подобные исследования провел М.С. Бернштейн на моделях с мелким песком и зерном (рожью) [56]. По его расчетам, при выпуске песка горизонтальный распор увеличивается в 4,1 раза, при выпуске зерна – в 2,15 раза. Указанные явления, присущие сыпучим средам, требуют изучения и для процессов выпуска угля подкровельной толщи.

Схожим по своей природе является процесс выпуска руды из блоков в системах разработки с обрушением, значительный пласт исследований которого проведен в работах М.И. Агошкова, В.Н. Аминова, Х.А. Балхавдарова, Л.И. Барона, Ю.В. Демидова, Н.Г. Дубынина, А.А. Еременко, И.А. Ермаковой, В.Р. Именитова, С.Л. Иофина, В.В. Куликова, В.В. Лаптева, С.В. Лукичева, Г.М. Малахова, С.И. Минаева, С.А. Неверова, Р.Г. Пепелева, М.М. Протодяконова, И.Н. Савича, С.Б. Стажевского, В.В. Шкарпетина, P.W. Cleary, R. Kvaril, D.H. Laubscher и мн. др..

Исследователи сходятся в том, что при выпуске руды наибольшее влияние на ширину зоны потока и параметры эллипсоида выпуска оказывает крупность руды. Увеличение коэффициента разрыхления улучшает истечение руды и приводит к увеличению ширины потока [57–59].

В работе А.А. Крамаджяна, С.Б. Стажевского, Г.Н. Хана [60] приводятся результаты экспериментов по выпуску сыпучего материала с пористостью 0,33 и 0,4 в начальной стадии выпуска и указывается на более существенное

различие между параметрами зон потоков этих материалов. Кроме того, в работах показано, что влажность играет значительную роль на скорость и условия истечения, приводя к уменьшению ширины зоны потока [61].

Многими исследователями установлено прямое влияние размера выпускного отверстия на размер потока и объем выпущенной руды.

Выпуск также может осуществляться поочередно или в определенном порядке [62–65]. Так, например, для условий высокого горного давления предложен более рациональный, по сравнению с равномерно последовательным, режим выпуска [66]. Он заключается в предварительном выпуске 10-15% руды из всех дучек, с последующем выпуском из дучек, расположенных через одну, а затем из остальных в любом порядке. Наибольшие потери и разубоживание, по сравнению с равномерно последовательным выпуском, возникают при беспорядочном выпуске руды из дучек, при котором, по оценке Г.М. Малахова [67], их величина увеличивается соответственно в 22,2 и 1,52 раза. По мнению Н.Г. Дубынина при хаотичном выпуске объем выпускаемой чистой руды уменьшается на 36%, потери увеличиваются на 50%, а разубоживание в 4 раза [65].

Таким образом, можно считать, что факторы, влияющие на ширину зоны потока и параметры эллипсоидов выпуска, являются известными. Однако исследователи не пришли к единому мнению о количественном влиянии каждого фактора на указанные параметры. Поэтому, зная характеристики отбитой руды, практически невозможно рассчитать ширину зоны потока в производственных условиях.

Теория выпуска, разработанная под руководством В.В. Куликова [68], аналитически описывает процесс истечения сыпучих материалов. Согласно данной теории, закономерности истечения одинаковы при выпуске руды в различных условиях, в частности, при площадном и торцевом выпуске. Разработанная модель истечения применяется при расчете потерь, разубоживания, величины извлечения чистой руды до начала разубоживания. Эти показатели рассчитываются на основании определения объемов фигур выпуска –

эллипсоидов: объем фигуры выпуска прямо пропорционален крупности и коэффициенту разрыхления руды.

В основе теории выпуска руды (М.И. Агошков, В.Р. Именитов, С.Л. Иофин, Г.М. Малахов, В.В. Куликов и мн. др.) положено представление о том, что при выпуске руды через отдельно взятое выпускное отверстие истечение частиц происходит из объемов, имеющих форму близкую к форме эллипсоидов вращения. При выпуске образуются эллипсоид разрыхления и воронка выпуска (рисунок 1.13) [68–71].

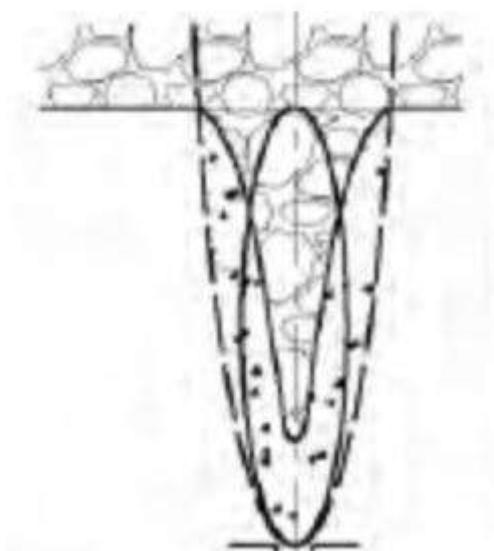


Рисунок 1.13 - Классическое представление эллипсоида разрыхления и воронки выпуска в теории выпуска руды

Андреем Андреевичем Еременко проведен анализ геомеханической и геодинамической обстановки при отработке слепых рудных тел по различным системам разработки до и после образования провала на земной поверхности. При оценке напряженно-деформированного состояния горных пород методами математического моделирования и геофизическими методами выявлены зоны концентраций высоких напряжений. По результатам экспериментальных исследований определены зоны возможных провалов [72]. Большой цикл работ посвящен проявлениям горного давления в динамической форме при выпуске руды из технологических блоков. Установлена связь процесса выпуска

руды из блоков и проявлений горного давления [73]. Проведен анализ схем вскрытия и отработки запасов руды Таштагольского месторождения и предложены оптимальные технологические схемы [74]. Для снижения негативного влияния массовых взрывов на геодинамическую обстановку при разработке удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири обоснованы параметры система разработки этажного слоевого обрушения и область ее применения [75].

Сергей Вячеславович Лукичев и Владимир Викторович Лаптев провели исследование механизма формирования потерь и разубоживания руды для условий подэтажной отбойки и торцевого выпуска на основе применения метода дискретных элементов для изучения закономерностей движения кусков раздробленной горной массы к выпускному отверстию на моделях очистных блоков. Установлены механизмы формирования количественных потерь при торцевом выпуске, сформулированы рекомендации для достижения оптимальных показателей извлечения за счёт управления режимом выпуска и параметрами конструктивных элементов. Авторами уточнены углы, образующие фигуру выпуска, описаны механизмы перетекания руды с одного подэтажа на другой, определено влияние режима выпуска на показатели извлечения в моделируемых условиях. Также авторами была выявлена зависимость между объёмами извлечения горной массы из смежных секций отбойки, что даёт предпосылки для управления качеством выпускаемой рудной массы за счёт преднамеренного оставления в очистном пространстве запасов, временно отнесённых к потерям [76–79].

Вопросы определения потерь и разубоживания руды расчетными методами для типичного варианта подэтажного обрушения с послышной отбойкой освещены в работах Сергея Алексеевича Неверова. Изложены результаты аналитического моделирования выпуска руды для наиболее представительной высоты подэтажа в практике подземной выемки месторождений. Приводится расчетный метод определения потерь и разубоживания в зависимости от параметров подэтажа, отбойки и режима выпуска руды [80,81].

Изучению управления формированием потоков и установления параметров при выпуске руды из блоков в системах разработки с обрушением посвящен цикл исследований Инны Алексеевны Ермаковой. Она приводит результаты исследования выпуска руды в системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород и показывает, что при гравитационном выпуске руда истекает в доставочную выработку через воронку с дучкой, при этом поток изменяет направление движения. Установлено, что при выпуске руды с изменением направления движения ширина потока не зависит от размера выпускного отверстия. Получены закономерности, позволяющие рассчитать ширину потока при прямоточном истечении и при изменении им направления движения [82,83].

1.6 Формирование научных представлений о процессах, протекающих при ведении горных работ на мощных угольных пластах

Значительный вклад в формирование научных представлений о процессах, протекающих при ведении горных работ на мощных угольных пластах с выпуском подкровельной толщи, механизме взаимодействия механизированных крепей с вмещающими породами, в том числе на лабораторных стендах и средствами компьютерного моделирования, управлении горным давлением, а также в разработку и внедрение прогрессивных технико-технологических решений внесли В.Е. Брагин, Г.И. Грицко, Л.Н. Гапанович, Н.К. Гринько, Ю.В. Громов, П.В. Егоров, В.Е. Зайденварг, С.И. Калинин, В.И. Клишин, С.В. Клишин, М.В. Курленя, И.С. Крашкин, Ю.Н. Малышев, В.В. Мельник, Б.К. Мышляев, В.В. Некрасов, Л.Д. Павлова, В.А. Потапенко, А.М. Рыжов, А.Г. Саламатин, П.Ф. Савченко, А.В. Стариков, И.А. Шундулиди, В.А. Федорин, К. А. Филимонов, В.Н. Фрянов, В.Д. Ялевский и др. Учитывая колоссальный объём добычи угля из мощных угольных пластов в Китае многие коллективы и специалисты занимаются такими исследованиями – это Yang SL, Zhang JW, Chen Y, Song ZY, Wang JC, Yang SL, Huang GJ, Liu HH, Zheng LY, Sun H, Gao YT, Elmo

D, Jin AB, Wu SC, Dorador L. В Индии – Khanal M, Adhikary D, Balusu R. В Австралии – Castro RL, Fuenzalida MA, Lund F. В США – Jamnikar S, Lazar J, Shi JQ, Durucan S, Korre A, Zaviak S. В Казахстане – А.С. Сагинов, С.С. Жетесов. В Словении – Jeromel G, Medved M, Likar J, Lenart M, Mayer J. В Чили – Melo F, Vivanco F, Fuentes C, Apablaza V.

Значительный объем исследований проведен в Институте горного дела имени А.А. Скочинского, Институте горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Сибирском филиале Акционерного Общества «Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела, Институте горного дела имени Н. А. Чинакала СО РАН, Институте физики прочности и материаловедения СО РАН, Научным центре ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, Институте угля СО РАН, Сибирском государственном индустриальном университете.

Виктор Евгеньевич Брагин в своих работах применил многовариантные расчеты и анализ технологических схем разработки пологих и наклонных угольных пластов в разнообразных горно-геологических ситуациях, осуществляемые с применением ПЭВМ, и обеспечивающие новый уровень развития подземной добычи угля в Кузбассе [84].

Большой вклад в исследование опорного давления при разработке мощных крутых пластов внёс Геннадий Игнатьевич Грицко. В его работах проведено экспериментально-аналитическое определение напряженно-деформированного состояния массива вокруг подготовительных выработок в мощных пластах [85]. Изучено влияние мощности угольных пластов на интенсивность и частоту внезапных выбросов угля и газа на угледобывающих предприятиях [86], на моделях исследовано опорное давление при разработке мощных крутых пластов [87].

Леонид Николаевич Гапанович провел обобщение отечественного и иностранного опыта разработки мощных пологих и наклонных пластов, а также занимался вопросами разработки мощных пологих пластов угля, склонного к самовозгоранию [88,89].

Под научным руководством и при непосредственном участии Гринько Николая Константиновича проводились работы по комплексной оценке направлений развития науки и техники добычи угля, работы по созданию автоматизированной шахты глубокого заложения [90].

Значительный вклад в вопросы совершенствования управления горным давлением при разработке мощных пологих пластов угля внесли работы Юрия Викторовича Громова [91,92].

Под непосредственным руководством Валерия Евгеньевича Зайденварга научными коллективами были разработаны технические схемы вскрытия, подготовки и отработки запасов для всех горно-геологических условий страны, технические условия для машиностроительных заводов, выпускающих горношахтное оборудование. Начался выпуск оборудования нового технического уровня на заводах.

Работы Степана Илларионовича Калинина, Константина Александровича Филимонова направлены на формирование основных технологических решений и принципов технологических схем разработки мощных пластов. Разработаны технологические схемы отработки мощных пологих пластов камерностолбовой системой на полную мощность с использованием проходческого оборудования компании «JOY» [93]. Сформулированы особенности расчета параметров проветривания горных работ при отработке мощного пологого пласта 21 на шахте «Ольжерасская-Новая» [94], которые определяются выделением газа в очистной забой, возникающим при выемке угля, выполняемой комбайном в пограничном уровне и при выпуске угля из подземного ствола. Установлено, что в таких случаях для обеспечения надежного проветривания при ведении горных работ необходимо применять комбинированную схему проветривания с удалением метановоздушной смеси [37].

Авторами рассматриваются схемы взаимодействия подкровельной пачки угля с породами активной кровли и секциями механизированной крепи ZF-8000/22/35 при отработке пласта 21-го в условиях шахты «Ольжерасская-

Новая» с выпуском подкровельной пачки угля. По результатам шахтных наблюдений установлены схемы взаимодействия подкровельной пачки, ее геомеханическое состояние на разных этапах пребывания до выпуска на завальный конвейер. Выявлены условия, при которых обеспечивается надежное разрушение угля подкровельной пачки и максимальный его выпуск на завальный конвейер, что способствует повышению безопасности ведения очистных работ [95].

Обоснованием параметров камерностолбовой геотехнологии подземной разработки мощных угольных пластов в сложных горно-геологических условиях при освоении угольных месторождений на примере применения технологии в Томь-Усинском районе Кузбасса (шахта им. В.И.Ленина) представлено в работах Валерия Александровича Федорина [96].

Научная деятельность Клишина Владимира Ивановича направлена в том числе на создание принципиально нового подхода к технологии отработки мощных пологих и крутых угольных пластов с управляемым выпуском угля, что в настоящее время открывает новые направления развития роботизированных механизированных комплексов. Для реализации технологии подземной отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи им предложена новая механизированная крепь с регулируемым управляемым выпуском включающая достоинства известных и исключая их недостатки. В основу конструкции положено использование регулируемых по производительности питателей в секциях крепи, что обеспечивает управляемый площадной выпуск по длине лавы и позволяет получить повышенные технико-экономических показателей очистных работ [38,39,46,47,97–106].

Исследования напряженно-деформированного состояния образцов сыпучих материалов с использованием численного моделирования широко представлены работами Сергея Владимировича Клишина. Учитываются основные этапы подготовки и проведения экспериментов по определению механических свойств образцов - создание начальной упаковки, задание

краевых и начальных условий, осуществление нагружения, обработка результатов, упругие свойства самих частиц, а также параметры вязкости и сухого внешнего трения. С использованием оригинального программного обеспечения [107–109] теоретическими исследованиями методом дискретных элементов и лабораторными испытаниями показано влияние конфигурации питателей, установленных в механизированной крепи, на производительность выпуска угля подкровельной толщи на забойный конвейер. Рассчитаны силы, действующие на питатель и массовый расход угля в процессе выпуска горной массы [110].

Виткалов В. Г., Фам Чунг Нгуен, Нгуен Ань Туан занимались перспективными технологиями отработки мощных наклонных угольных пластов. Например, ими предложены две технологические схемы отработки мощных наклонных угольных пластов горизонтальными слоями с использованием индивидуальных средств выемки и крепления лавы. Разработана технология отработки мощного (>10м) угольного пласта [111]. Рассмотрены вопросы по расчёту параметров предохранительного целика при слоевой отработке мощных угольных пластов с разделением на слои. Установлены параметры предохранительного целика в зависимости от вынимаемой мощности верхнего слоя при различных коэффициентах запаса прочности. Изложен вариант технологической схемы отработки мощного наклонного угольного пласта сложного строения наклонными слоями [112].

Торро Виктор Оскарович, Ремезов Анатолий Владимирович внесли вклад в определение тенденции развития технологий отработки мощных пологих пластов, проведя анализ ряда технологий отработки, и на базе результатов анализа разработали «Классификацию технологий отработки мощных пологих угольных пластов длинными очистными механизированными забоями столбовыми системами [113]. По результатам наблюдений за геомеханическим состоянием углепородного массива по исследованию проявлений горного давления при испытании экспериментальной технологической схемы отработки пологих пластов

мощностью 6-10 м были выявлены закономерности изменения геомеханического состояния углепородного массива и проявления горного давления [114].

Обоснование параметров системы отработки длинными очистными механизированными забоями мощных пологих угольных пластов слоями последовательно по их почве потребовало проведения исследований процессов разрушения и обрушения подрабатываемого массива в лабораторных условиях, где исследования проводились на моделях из эквивалентных материалов. Результаты исследований дали возможность внедрить технологию в производство [115].

Были разработаны схемы проветривания выемочных полей на мощных пологих пластах с целью изучения аэродинамики выемочных полей для установления влияния схем, способов и параметров проветривания выемочных полей на распределение утечек воздуха в выработанном пространстве [116].

Сделан цикл работ по определению мощности подсечного слоя и подкровельной угольной пачки при проектировании очистных работ по мощному пласту на примере пласта XXI в условиях шахты «Ольжерасская-Новая» [117].

Исследования Мельника Владимира Васильевича и групп исследователей под его руководством позволяют провести анализ способов и средств разрушения угля в подрабатываемой подсечным слоем подкровельной толщи, выделить прогрессивные способы, средства и технологические процессы для последующего синтеза альтернативных вариантов технологических схем эффективной разработки мощных пластов с управляемым выпуском подкровельной толщи [118]. Дано научное обоснование параметров явления фрустурации и дезинтеграции угольного массива подкровельного слоя при отработке мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи с учетом закономерностей нелинейной геомеханики [119]. Дано научное обоснование выбора способа

скважинной разгрузки для дезинтеграции угольного массива подкровельного слоя при отработке мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи с учетом закономерностей геомеханики [119]. Разработаны варианты гидромеханизированной технологии отработки запасов крутых мощных угольных пластов: разновидности технологических схем разработки антиклинальных складок крутых угольных пластов механогидравлическими комбайнами с блочно-подэтажной подготовкой и варианты выемки угля подвижными гидромониторными комбайнами крутых и наклонных пластов. Сформулированы основные технологические требования к технике и технологии выемки угля подвижными гидромониторными комбайнами [120].

Существенный вклад в развитие технологий отработки мощных угольных пластов внёс Малышев Юрий Николаевич. Им разработан и запатентован ряд способов и горных машин для осуществления технологий, например, способ подготовки выемочных столбов по простиранию мощных угольных пластов, механизированная крепь для слоевой выемки мощных пластов с применением гибкого межслоевого перекрытия. Малышев Ю.Н. занимался вопросами повышения эффективности разработки за счет ликвидации потерь отбитого угля по площади выработанного пространства, повышения эффективности разработки путем уменьшения объема проведения горных выработок и повышения безопасности работ, уменьшения затрат на проведение и поддержание выработок, улучшения проветривания слоевых выработок и повышения эффективности подачи в забой выработки свежего воздуха [121–125].

Борис Константинович Мышляев в своих работах о послойной выемке пологих мощных пластов показал, что послойная выемка пласта мощностью 8 м более эффективна по сравнению с однослойной, обеспечивая повышение нагрузки на забой в 1,4-1,6 раза при меньшей энерговооруженности комплексов в 1,14 раза и меньшей массы комплексов в 1,4 раза, ожидаемая безопасность очистных работ в 8-10 раз. Послойная выемка пластов свыше 8м более

эффективна и более безопасна по сравнению с выемкой угля с выпуском из подкровельной толщи, обеспечивая возможность перехода на применение комплексов и агрегатов с автоматизированной системой управления со снижением смертельного травматизма [126,127].

Лариса Дмитриевна Павлова и Виктор Николаевич Фрянов на основе численного моделирования провели комплексные исследования напряженно-деформированного состояния подкровельной толщи над секциями механизированной крепи, оснащенной средствами выпуска угля на забойный конвейер. Ими установлено, что пассивное управление предразрушением подкровельной толщи не обеспечивает ее дезинтеграцию и дозирование горной массы на забойный конвейер. Получены зависимости отношения остаточной и начальной прочности угля от распора секций механизированной крепи при различных сочетаниях способов и средств активного управления, обоснованы области их применения и режимы дозированного выпуска [128].

Интенсификации процесса выпуска угля подкровельной толщи на конвейер способствуют не только те или иные устройства, воздействующие на массив, формирующие и направляющие поток выпускаемой массы, обеспечивающие повышение эффективности разработки и др., но и технологические процессы и операции, направленные на разупрочнение угольного массива подкровельной толщи. Методы разупрочнения массива подкровельной толщи рассмотрены в работах [8,129,130]

Изучение закономерностей движения и обрушения угля подкровельной толщи является одним из основных направлений в развитии технологии с выпуском. Его целью является предоставление теоретической основы для разработки точных технологий обрушения, направленных на максимизацию полноты выемки угля и минимизацию смешения его с пустой породой. На начальных стадиях теория обрушения в основном заимствовалась из эллипсоидальной теории обрушения руды [131], которая теоретически предоставляла математические уравнения для вычисления объемов и границ обрушения. Это сыграло важную роль в содействии теоретическим исследованиям законов

выпуска при обрушении угля. В дальнейшем для исследования процесса движения угля стали применяться такие теории, как: теория стохастической среды [132], модель Bergmark-Roos [133] и кинематическая модель [134], поставляя возможность анализа характеристик потока угля с различных точек зрения.

На основе предыдущих и существующих исследований авторы [135] предложили теорию потока гранулярной среды, систему исследований VBR и т.д. В дополнение к изучению процесса извлечения угля внимание уделяется изменению границы зоны выпуска [136,137], влиянию механизированной крепи на обрушение угля [138,139], законам извлечения вдоль направления поддерживающей части секции [140,141], влиянию угла падения пласта и распределения размеров выпускаемого угля [142–144]. Существуют значительные различия между выпуском угля в угольных шахтах и обрушением руды в рудниках. Одной из характерных особенностей является наличие гидравлической механизированной крепи. Кроме того, процесс добычи включает циклический процесс перемещения механизированного комплекса и обрушения угля, что делает модель выпуска угля уникальной. Ван Цзядзун провел углубленное и систематическое исследование 3D уравнения фигуры выпуска угля подкровельной пачки, модели прогнозирования извлечения угля и взаимосвязи между извлечением угля и соотношением примесей, достигнув значимых результатов в теории обрушения [135].

Ряд работ посвящён влиянию передвижки механизированного комплекса на эволюцию фигуры выпуска. Показано, что наличие секции крепи приводит к значительно различным граничным эффектам на обеих сторонах фигуры выпуска. Взаимодействие между рыхлым углем и пустой породой происходит в стороне завала. С другой стороны, взаимодействие между рыхлым углем и крепью происходит со стороны секции. Механизмы контакта и коэффициенты трения между этими двумя системами различны, что приводит к асимметричным характеристикам в развитии формы фигуры выпуска на стороне выработанного пространства и со стороны подкрепления. Основным принципом заключается в том, что сглаженная часть секции увеличивает критический

угол движения гранулированных частиц, что влияет на начальное положение частиц и, таким образом, изменяет форму границы фигуры выпуска. Учитывая влияние крепи на форму фигуры выпуска при обрушении угля, модифицирована модель Бергмарка-Росса [145] в механике гранулированных сред.

Схему развития выпуска сыпучего материала через одиночный выпускной люк и развитие процесса опускания пустой породы к выпускному люку налегающих на уголь обрушенных пород, если крупность кусков пород значительно меньше объема пород, участвующего в движении, исследовал коллектив авторов под руководством В.В. Мельника [146]

Наиболее интересной и важной в практическом плане конечной стадии выпуска из конкретного выпускного люка фигура выпуска строилась как геометрическое место восстановленных начальных положений тех кусков угля, которые в конечной стадии выпуска последними оказались в плоскости выпускного отверстия. Такая фигура ограничивает контур того объема угля, который выпущен через данный выпускной люк за время опускания поверхности контакта угля с обрушенными породами из некоторого начального положения (1 на рисунке 1.14), соответствующего началу выпуска полосы, в конечное положение 2 после выпуска в полосу.

Часть экспериментальных усилий исследователей была сосредоточена на прогнозировании начального местоположения материала, извлекаемого из одного отверстия. Такое местоположение называется «выемочной камерой» или изолированной извлеченной зоной (IEZ) и зависит главным образом от объема извлеченного материала [146]. Однако в прогнозировании IEZ на основе основных принципов достигнут незначительный прогресс. На сегодняшний день математическим уравнением, наилучшим образом описывающим форму корпуса выемочного устройства, является уравнение Бергмарка–Росса [147,148].

Кроме того, из-за отсутствия как аналитических моделей, так и надежных экспериментальных данных, поток, возникающий в результате взаимодействия нескольких выпускных отверстий, совершенно неизвестен.

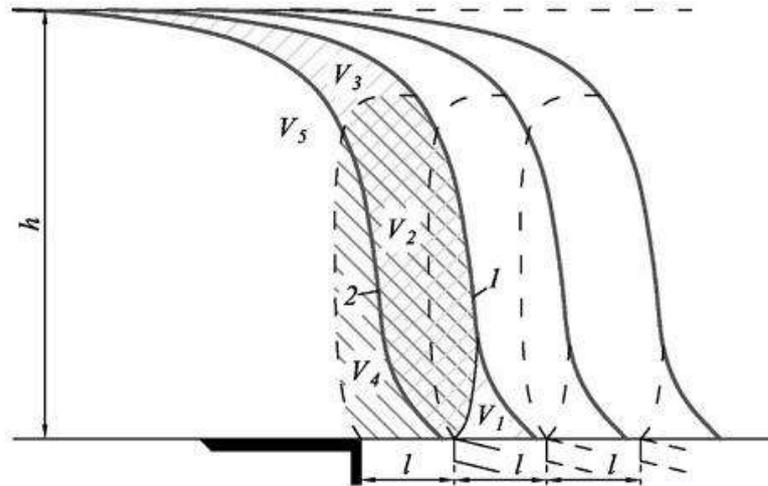


Рисунок 1.14 – Типичная форма поверхности контакта выпускаемой толщи угля с налегающими обрушенными породами при выпуске последовательных полос угля

Таким образом, в этой сложной ситуации местоположение извлеченного материала приблизительно оценивается путем элементарной геометрической суперпозиции зон выемки полезных ископаемых (IEZ), образованных рассматриваемыми выпускными отверстиями. Однако точное знание зоны выемки в сложных сочетаниях выпускных отверстий имеет решающее значение для оптимизации извлечения угля подкровельной толщи.

1.7 Использование компьютерного моделирования при исследовании процесса выпуска угля

Применяя программное обеспечение PFC и принимая стандартное отклонение размера верхней пачки угля в качестве единственной переменной, Wang и др. [143] изучили коэффициент извлечения угля, форму тел выпуска и контактную силу частиц при различных гранулометрических составах, считая, что стандартное отклонение размера выпускаемого угля имеет значительное влияние на механизм выпуска. Wang и др. [149] объединили методы метод конечных элементов с моделированием трещиноватости для изучения механизма выпуска верхних слоев угля, а также роли таких факторов, как исходная

трещина, перераспределение напряжений и направление напряжений в процессе разрушения верхних слоев угля. Благодаря сочетанию теоретического анализа и численного моделирования Ян и др. [140] изучили закон движения выпускаемого угля в наклонных угольных пластах и вывел форму тела выпуска, траекторию движения частиц и коэффициент извлечения верхней угля в методе динамического группового обрушения, с проверкой адекватности на угольной шахте Weixinyao. Song и др. [150] разработали трехмерную модель потока частиц для проведения имитационного моделирования процесса выпуска верхнего угля, а также для анализа формы тела выпуска и характеристик распределения потерь угля. Исследование показало, что траектория движения и скорость частиц угля соответствуют предположениям модели Бергмарка-Роса. Было установлено, что вертикальная сила, действующая на крепь, будет уменьшаться во время выемки угля и продвижения комплекса. Используя угольную шахту Жуйлонг в качестве прототипа, Ван и др. [134] изучили механизм выпуска рыхлого угля в различных распределениях по размерам на основе комбинации теоретического анализа, численного и физического моделирования. Исследование показало, что по мере увеличения средневзвешенного размера частиц угля объем тела выпуска увеличивается линейно, а его максимальная ширина – нелинейно; по мере увеличения средневзвешенного размера частиц угля коэффициент извлечения имеет тенденцию к увеличению до определенного значения, а затем уменьшается; высокие показатели извлечения могут быть достигнуты, если средневзвешенный размер частиц находится в диапазоне 150–250 мм. Liang и др. [151] изучили особенности выпуска угля сложной геологической структуры и установил, что коэффициент раздробленности оказывает существенное влияние на выпуск угля из кровли. На основе программного обеспечения UDEC Dung и др. [152,153] предложили использовать численные методы с оценкой точности модели на практических примерах. Ну и др. [154] изучили взаимосвязь между крепью и окружающей породой, а также законы движения угля и определили параметры выпуска угля, повышающие коэффициент извлечения в длинных очистных забоях круто наклонных

пластов. Zhang и др. [141] изучали особенности выпуска угля при разработке круто наклонных мощных пластов и показал, что тело выпуска явно выступает в сторону забоя, а коэффициент извлечения угля в середине забоя выше, чем на концах. Клишин В.И. и др. [155,156] провели ряд исследований выпуска угля подкровельной толщи численными методами. Wang и др. [157] проведен комплекс исследований взаимодействия граничных тел, основанную на их длительных исследованиях механики вытяжки угля. Yu и др. [158] изучили поле горных напряжений при различной толщине угольного пласта и предложил соответствующие численные методы. Основываясь на теории стохастической среды, Zhu и др. [34] провели теоретические исследования механизма выпуска разупрочненного угля, проанализировал движущуюся границу и характер потерь угля и установил динамический процесс эволюции тела выпуска. На основе параметрического исследования факторов, влияющих на обрушение пластов горных пород и сопротивление гидравлических опор, Singh и др. [159] оценили изменение свойств обрушения горных пород, пролета обрушения и характеристик опоры с этими параметрами на основе численного моделирования. Castro и др. [160,161] использовали метод физического моделирования для проведения испытания на гравитационное обрушение горных пород при условии, что граничные напряжения и размеры частиц различаются; результаты испытаний показали, что приложение вертикального давления и изменение размера частиц оказывают значительное влияние на оседание частиц. На основе процесса аналитической иерархии и метода нечеткой логики Chi и др. [162] выдвинули модель прогноза для основных характеристик обрушения угля и установил их достоверность на угольных шахтах Ташань и Тонгсинь. Wang и др. [152] разработали модель прогнозирования коэффициента извлечения угля с использованием методов физического моделирования и теоретического анализа и проверила его достоверность на четырех длинных очистных забоях. Zhang и др. [163] предложили численный метод автоматического управления выпуском угля на основе временного критерия с использованием непрерывно-прерывистого численного метода, провел исследование

моделирования механизма выпуска угля в очень мощном угольном пласте и оптимизировал принцип переключения окон при выпуске угля. Исследовал технологию выпуска, в которой основное внимание уделяется соотношению пустой породы в выпускаемой горной массе и коэффициенту извлечения.

Процесс выпуска угля сильно отличается на первой стадии и на стадии установившегося режима, и между двумя стадиями можно наблюдать переход. Большинство ученых сосредотачивают свои исследования на второй стадии и игнорируют этот переход. Основываясь на измерениях на месте эквивалентного диаметра вынимаемых угольных блоков на рабочем забое 12309 угольной шахты Ванцзялин, был применен метод связанных конечных разностей (FDM) - метод дискретных элементов (DEM) для создания «непрерывно-прерывистой» численной модели, и процесс на двух стадиях был смоделирован с 17 отдельными подвиганиями забоя [164,165]. При численном моделировании учтено влияние гидропоры на процесс выпуска.

В своих работах Wang и Zhang [166], Wang и др. [18,34,157], Zhang и др. [141] исследовали взаимосвязь между формой выпуска, границей кровли, а также коэффициентами извлечения и разубоживания при различных условиях технологии с выпуском угля на завальный конвейер. Ссылаясь на метод обрушения блоков (Melo и др. [167]; Castro и др. [160,161]), исследователи вывели теоретические уравнения формы выпуска для различных вариантов применения технологии, доказав правильность теоретического анализа с помощью лабораторных экспериментов (Wang et al. [133]; Song et al. [168]; Wei et al. [136]; Zhu et al. [169]). Создавая численные модели, Xie и Zhao [17], а также Song и Konietzky [150] проанализировали процесс выпуска угля и траектории движения под действием силы тяжести и предложили новые методы повышения коэффициента извлечения угля. Yang и др. [170] изучили изменение формы фигуры выпуска и получили схему оптимизации расположения забоя. Le et al. [153,171], Gao и др. [172], Xie et al. [173], Yasitli and Unver [12,174] проанализировали вариацию трещин подкровельной толщи, рассчитали гранулометрический состав угольных блоков и получили механизм формирования трещин

угольных пластов. Song et al. [143] и Sun et al. [175] получили влияние формы частицы на форму фигуры выпуска с помощью теоретического анализа и численного моделирования. Zhang et al. [176,177] исследовали характер формирования верхних угольных сводов в процессе выпуска и сформулировал меры противодействия образованию сводов, а также направления интеллектуальной добычи для повышения коэффициента извлечения из сверхмощных пластов. Кроме того, Zhang et al. [163] предложили трехэтапный метод выпуска угля с неравномерным временем и оптимизировали автоматизированные методы выпуска угля из сверхмощных угольных пластов. Ли и др. [178,179] исследовали нарушения сплошности вышележащих пластов и распределение напряжений в забойной части, они предположили, что технология добычи с выпуском влияет на снижение напряжения, что может снизить вероятность возникновения горных ударов. Посредством полевых наблюдений и численных расчетов величины и направления силы на забой и штреки Basarir et al. [180] и Kumar et al. [181,182] оценили устойчивость крепи и предложил эффективную конструкцию секции для выемки из крутонаклонных сверхмощных пластов. Aksoy et al. [183,184] и Liu et al. [185] оценили величину оседания поверхности и исследовали взаимосвязь между оседанием поверхности и нарушенной структурой вышележащих пластов. Основываясь на принципах геомеханики, Likar et al. [121] и Jeromel et al. [122] проанализировали изменение механических параметров вмещающих пород с интенсивностью отработки.

1.8 Описание объекта исследования

В диссертационной работе рассматривается подход к подземной разработке мощных пологих пластов механизированным очистным комплексом длинностолбовой системы отработки, в основе которого положено использование регулируемых по скорости питателей в секциях крепи, а также специальных выпускных окон, с помощью которых предоставляется возможность

изменять интенсивность выпуска угля на лавный скребковый конвейер (рисунок 1.15).

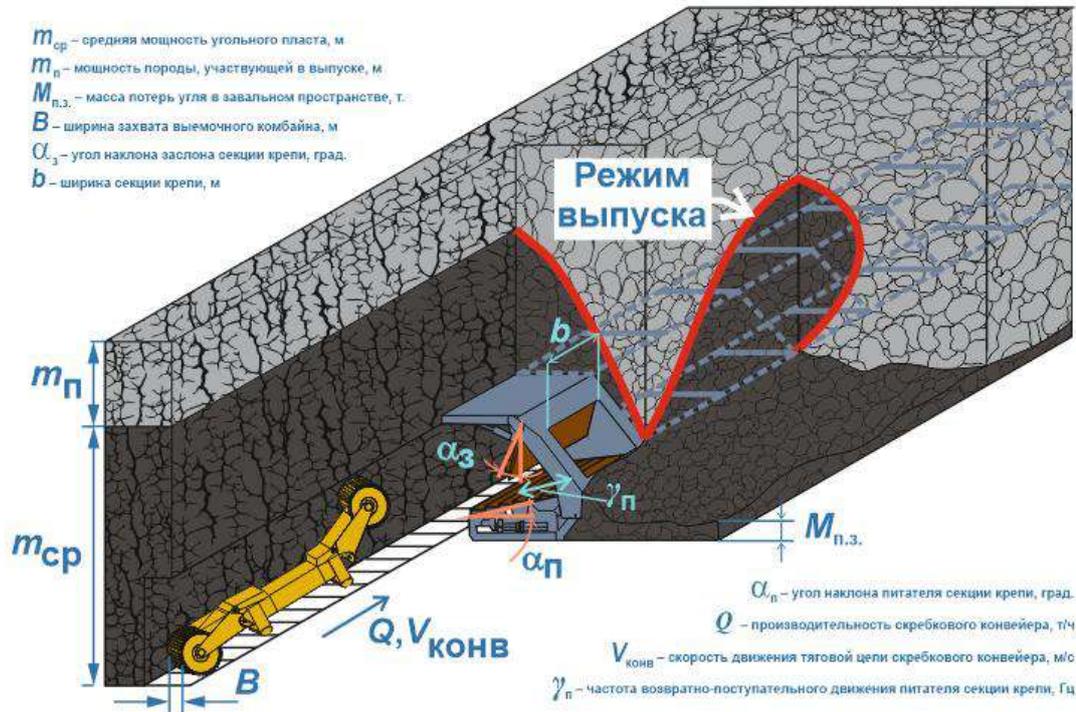


Рисунок 1.15 – Схема объекта исследования

Рабочие процессы осуществляются в следующем порядке. Традиционные операции: выемка угля комбайном, погрузка его на лавный конвейер и транспортирование его до штрекового перегружателя, передвижка забойного конвейера, передвижка секций крепи, концевые операции – повторяются некоторое количество раз, затем запускается процесс выпуска угля через специальные выпускные окна на лавный конвейер. По достижении границы порода-уголь выпуск прекращается и снова начинается выемка угля комбайном и так далее. В целом, более половины объема добываемого угля поступает из обрушения верхней угольной пачки. Таким образом, разумная организация операций между выемкой и выпуском угля во времени и пространстве является актуальной научной задачей.

Несмотря на то, что истечение сыпучих материалов имеет некоторые общие закономерности, выпуск угля имеет свои особенности и подлежит отдельном изучению. Это связано с особенностями конструкции секций

специального типа механизированной крепи, их расположением в ряд и передвижкой вслед за комбайном, а также свойств сыпучего материала – угля подкровельной или межслоевой толщи и пустой породы кровли. Кроме этого, при выпуске невозможно получить точные данные о свойствах сыпучего материала: его гранулометрическом составе, возможной неоднородности состава по объему, форме частиц и других, как это можно сделать при заполнении сыпучим материалом, например, бункера. Различаются также условия заполнения емкостей: при заполнении бункера сыпучий материал поступает в него постепенно, естественным образом пересыпаясь и заполняя пустоты. Указанное обуславливает необходимость решения задачи «Исследовать и обосновать область горно-геологических и горнотехнических условий, при которых целесообразно и наиболее эффективно с точки зрения производительности и полноты выемки применение технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля на забойный конвейер с использованием специальной механизированной крепи».

Выпускаемый уголь поступает на непрерывно движущийся конвейер и при одновременном дозированном выпуске необходимо обеспечить равномерное полное его заполнение без перегрузов и недогрузов. Эта задача осложняется протяженностью выемочного блока, значительно превышающей участок выпуска, в связи с чем нужно обеспечить синхронность отключения секций, завершивших выпуск, и включения следующих секций с определенными, изменяющимися значениями массового расхода, что позволило сформулировать задачу «Обосновать режимные параметры технологии выпуска угля подкровельной толщи, обеспечивающие наиболее стабильное, равномерное и полное заполнение лавного конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций специальной механизированной крепи в составе специализированного очистного механизированного комплекса».

Подача угля на конвейер производится специальным устройством – питателем, осуществляющим возвратно-поступательные движения с различной частотой, и ограничивается поворотным заслоном [186]. Взаимное сочетание

параметров функционирования этих основных элементов конструкции механизированной крепи, представляющих собой систему «питатель-заслон», определяет значение массового расхода проходящего через выпускное окно потока горной массы и, соответственно, управляемость технологического процесса выпуска. По этой причине была поставлена еще одна задача: «Исследовать процессы движения горной массы в системе «питатель-заслон» специальной механизированной крепи и обосновать сочетания параметров, обеспечивающих эффективное и безопасное управление выпуском угля специализированным очистным механизированным комплексом».

Горная масса, находящаяся в зоне выпуска, заполняет ее в результате предварительных мероприятий по дезинтеграции массива, которые в данной работе не рассматриваются. Исходными данными является то, что разупрочнение происходит в стесненных условиях и поэтому имеет небольшой и заранее не известный коэффициент разрыхления. Кроме этого, выпуск сыпучего материала из бункера не подразумевает ситуации, когда требуется провести выпуск определенной части объема без поступления частиц из других областей. Однако, такая ситуация присуща технологии выпуска угля: требуется обоснование и разработка режимных параметров, обеспечивающих максимизацию выемки при минимальном разубоживании угля пустой породой. Отличительной особенностью также является ограничение размеров выпускного отверстия по геомеханическим и технологическим факторам. Организовать управляемый площадный выпуск, соответствующий теории выпуска сыпучих материалов, при размещении окон по площади и на расстоянии, не превышающем размер зоны потока каждого из них [187], не возможно, т.к. единственно возможный вариант размещения – в одну линию. Эти и другие особенности выпуска угля подкровельной тощи мощных угольных пластов обуславливают актуальность и необходимость изучения этого процесса.

Обоснование и внедрение механизированных крепей с контролируемым выпуском угля подкровельной тощи на забойный конвейер может стать решением сложившейся нерешенной проблемы эффективного управления

процессом выпуска угля подкровельной толщи механизированным очистным комплексом длинностолбовой системы отработки. Оценка эффективности данной технологии также требует определения рациональных режимов работы питателей секций крепи, обеспечивающих равномерную и максимально допустимую нагрузку лавного конвейера.

Развитие этого направления зависит от обоснования и разработки технических и технологических решений и является актуальной научно-практической задачей. Высокая динамичность, нестабильность и стохастичность процесса выпуска угля затрудняет использование аналитических моделей, поэтому наиболее подходящим инструментом для исследований является использование компьютерного моделирования с применением современных программных средств. Отсюда возникла задача по «обоснованию и разработке комплекса компьютерных моделей, позволяющих проводить предиктивный анализ геотехнологии и исследовать во времени основные процессы и элементы технологии». Благодаря цифровым моделям представляется возможным обоснование рациональных вариантов технологий разработки мощного угольного пласта и конструктивных решений оборудования для их реализации с учетом специфических горно-геологических условий (ГГУ), что становится возможным после решения задачи «Выявить особенности движения горной массы над выпускным окном в зависимости от продолжительности единичного выпуска между передвижками крепи и установить интервалы продолжительности единичного выпуска с наименьшей вероятностью сводообразования при наибольшей эффективности работы специализированных очистных механизированных комплексов в различных горно-геологических и горнотехнических условиях».

С учетом изложенного была сформулирована цель диссертационной работы и задачи исследований.

2 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПОВЫШЕНИЯ СКОРОСТИ И ДОСТОВЕРНОСТИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

2.1 Алгоритм поиска рациональных параметров геотехнологии

Определение рациональных вариантов реализации технологии для определенных ГТУ является сложной n -мерной многовариантной задачей ввиду большого числа взаимовлияющих факторов (рисунок 2.1).

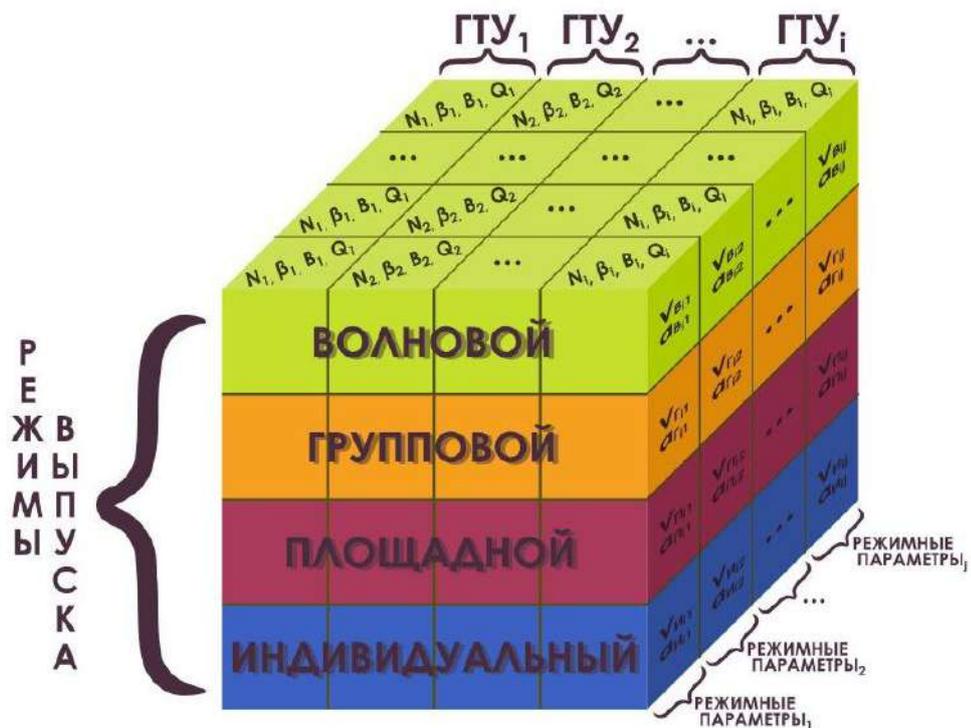


Рисунок 2.1 – Графическое представление массива вариантов реализации технологии. β – угол наклона питателя крепи, B – ширина выпускного окна крепи, Q – производительность конвейера, V – частота работы питателя крепи, α – угол наклона заслона крепи

На рисунке 2.1 используются следующие определения и сокращения:

1. режимы выпуска (графически представлены на рисунке 2.2):

- волновой режим – питатели включаются последовательно на каждой секции с некоторой временной задержкой;
- групповой режим – питатели начинают работу поочередно в группах из нескольких секций;
- площадной режим – предполагает одновременную работу всех питателей с одинаковой скоростью выпуска на всех секциях;
- индивидуальный режим – питатели включаются поочередно на каждой крепи после того, как на предыдущей секции будет достигнута граница порога-уголь;
- возможен любой другой произвольный режим. Алгоритм расчета идентичен вышеуказанным.

2. ГТУ:

- N – количество секций крепи, участвующих в процессе одновременного выпуска. Ограничено возможностью используемой гидравлической системы. Как правило $N \leq 7$.
- β – угол наклона питателя крепи. Теоретически может быть от 0 и ограничен размером поддерживающей части секции. Практически ограничен конструкцией секции: снизу – системой сокращения и передвижки, например четырёхзвенник Чебышева, сверху – максимально возможным размером выпускного окна.
- B – ширина выпускного окна крепи. Ограничена шириной секции крепи за вычетом минимально необходимых размеров поддерживающей части секции, обеспечивающих её требуемые эксплуатационные характеристики.
- Q – производительность конвейера. Зависит от характеристик применяемого забойного конвейера.

3. Режимные параметры:

- V – частота работы питателя крепи. Ограничена возможностью кривошипно-шатунного механизма. На практике встречаются питатели с частотой двойных ходов лотка до 75 мин^{-1} [188,189].

- α – угол наклона заслона крепи. Определяется геометрическими размерами секции крепи. Не имеет смысла делать более значения угла естественного откоса (УЕО) угля.

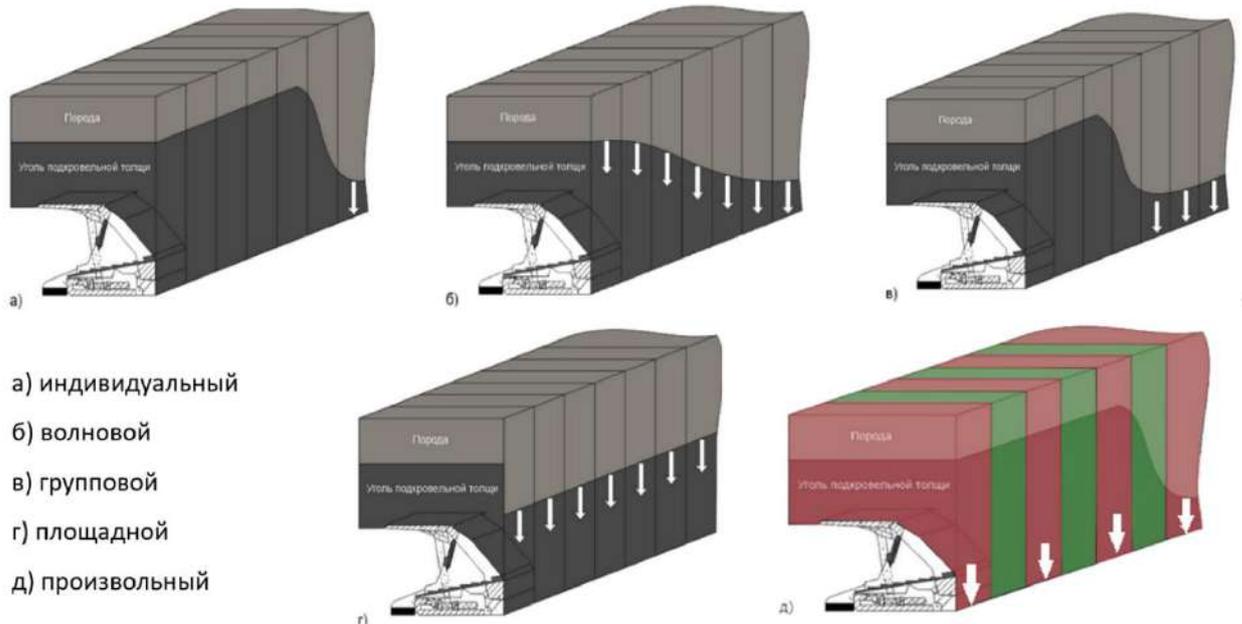


Рисунок 2.2 – Графическое представление возможных режимов выпуска угля подкровельной толщи

Проблема учёта высокой динамичности, нестабильности и стохастичности процесса выпуска угля при исследовании различных режимов выпуска угля и определении рациональных режимов затрудняет использование аналитических моделей, поэтому наиболее подходящим инструментом для исследований является использование имитационного и численного моделирования с применением современных программных средств [190–193]. Благодаря цифровым моделям представляется возможным изучение различных вариантов технологий разработки мощного угольного пласта и конструктивных решений оборудования для их реализации с учётом специфических горно-геологических условий (ГГУ).

2.2 Общие сведения об используемых инструментах моделирования

В настоящее время развитие методов компьютерного моделирования в горном деле является перспективной отраслью, что обуславливается внутренней конкуренцией среди горнодобывающих предприятий, поскольку работы по добыче полезных ископаемых достаточно дорогостоящи, а с помощью правильно спроектированной виртуальной модели предоставляется возможность избежать некоторых издержек производства.

Выбор определенного технико-организационного варианта должен учитывать множество случайных факторов, влияющих на проведение горных работ. Однако на данный момент оборудование механизированного очистного забоя зачастую подбирают исходя из опытных наблюдений, пренебрегая возникновением возможных чрезвычайных ситуаций, например, таких как отказ оборудования, изменения в горно-геологических условиях и др. Данная тенденция связана с недостатком экспериментальной и научной проработки вопросов влияния случайных факторов, на функционирование выбранного технико-организационного варианта. Также стоит заметить, что в последнее десятилетие увеличилась скорость добычи угля благодаря использованию мощных механизированных комплексов. Всё это ведет к необходимости в расширении теоретической базы исследований на этапе подготовительных работ [194].

Наиболее экономически выгодным и оптимальным решением является использование методов имитационного моделирования, благодаря которым предоставляется возможность снизить экспериментальные затраты за счет проведения множества вариантов исследований в численном виде и прогнозирования различных параметров технологических процессов. Данный способ позволяет визуализировать изучаемые объекты и результаты моделирования, выделить основные достоинства и недостатки использования того или иного технико-организационного варианта добычи полезного ископаемого в определенно заданных горно-геологических условиях. Это позволяет сократить

финансовые и временные затраты на проектирование и разработку новых шахт, повысить безопасность ведения очистных работ для персонала, а также минимизировать потери полезного ископаемого и тем самым увеличить рентабельность разрабатываемого участка залежей угольных пластов [195]. Также стоит отметить, что имитационное моделирование как инструмент изучения новой технологии является наиболее подходящим, поскольку в поставленной задаче некоторые элементы модели имеют действующие аналоги, а некоторые лишь находятся на стадии разработки натуральных образцов. Тем самым предоставляется возможность оценить адекватность построенной модели посредством сравнения смоделированных экспериментальных данных с реальной статистикой, полученной на действующих шахтах.

Первые попытки имитационного моделирования подземных горных работ были предприняты еще в 1960-х годах. В этот период начали активно применять компьютерные технологии для моделирования и оптимизации различных процессов, в том числе для горнодобывающей промышленности.

Одним из первых успешных применений имитационного моделирования было создание программного обеспечения для расчета параметров горных выработок. С помощью таких программ можно было определить оптимальные размеры и расположение шахт, тоннелей и коммуникаций, учитывая все геологические, технические и экономические факторы.

Одной из наиболее известных программ является Underground Mining Simulator (UMS), которая была разработана в 1980-х годах. Эта программа использовалась для моделирования процессов подземной добычи руды, включая бурение, взрывание и транспортировку материалов [196].

В настоящее время имитационное моделирование является неотъемлемой частью процесса планирования и управления горнодобывающими предприятиями. Современные программные средства позволяют моделировать не только процессы разработки залежей полезных ископаемых, но и оценивать риски и прогнозировать экономические показатели добычи.

Например, в диссертации к.т.н. Нгуен Кхах Линя [197] проводились исследования, направленные на определение оптимальных конструктивных параметров шнекового исполнительного органа очистного комбайна в длинном очистном забое для погрузки отбитого угля на забойный конвейер. В данной работе благодаря компьютерному моделированию в программе EDEM, основанной на методе дискретных элементов, был проведен анализ процесса погрузки угля на конвейер, а также были найдены оптимальные конструктивные параметры шнекового исполнительного органа, позволяющие устранить такие недостатки, как переизмельчение угля при его транспортировке шнеком на конвейер, повышение удельного расхода энергии и неудовлетворительную зачистку почвы в забое.

Исследования К. Гао и др. [198] также посвящены производительности загрузки угля в зависимости от конструктивных параметров шнекового органа. Используя программное обеспечение PFC3D, основанное на МДЭ, авторы провели серию экспериментов с семью шнековыми барабанами, имеющих различные формы и конструкции ступицы (цилиндрическая, коническая и криволинейная ступица). Эксперименты были направлены на выявление влияния скорости вращения и конструкции ступицы шнека на скорость частиц угля и их количество в барабане, влияние емкости барабана на производительность транспортировки угля и влияние ступицы на скорость загрузки частиц угля при различной глубине нахождения слоя угольного полотна.

Конюх В.Л. посвятил немалое количество работ имитационному моделированию в горнодобывающей отрасли. В его статье [199], написанной вместе с д.т.н. В. В. Окольниковым, описывается применение имитационного моделирования на основе сетей Петри для разработки модели технологий, позволяющих производить выемку полезных ископаемых на больших глубинах и проведения выработок без присутствия человека под землей. В работе сформулированы и проверены имитационным моделированием 5 стратегий подземной добычи полезных ископаемых без постоянного присутствия человека. В статье [200] Конюх В.Л. описывает опыт применения имитационного

моделирования процесса транспортирования горной массы при случайной работе источников грузопотоков дискретно-событийным подходом с использованием временных сетей Петри. Данная работа перекликается с работой [201], где упоминаются похожие имитационные модели для горнодобывающих предприятий, разработанные при помощи специализированного языка GPSS/H, Proof Animation и имитатора сетей Петри NetStar 2.01.

Разработке системы динамического моделирования взаимодействия оборудования механизированного очистного забоя была посвящена диссертация к.т.н. П. В. Гречишкина [202]. В своей работе он описал разработанную им систему, состоящую из модулей, которые отображают работу элементов механизированного очистного комплекса, и основанную на временных сетях Петри. Описанная система позволяет выбирать рациональное сочетание комплекта забойных машин и организации работ в забое при наличии ограничений по горно-геологическим условиям.

В статье [203] предложена концепция применения разработанной имитационной модели шагающей крепи для отладки интегрированных алгоритмов управления, позволяющие визуализировать технологический процесс выемки угля методом обрушения кровли. При помощи описанной имитационной модели решается задача согласованного формирования тестовых сигналов, при помощи которых производится отладка перспективных систем автоматизации комплексов шагающих крепей.

Имитационное моделирование крепи также рассматривается в работах [204,205], посвященных проведению экспериментов как численных, так и лабораторных, направленных на моделирование гравитационного движения раздробленной горной массы, используя МДЭ, и последующие выявления закономерностей взаимодействия материала с составляющими элементами секции механизированной крепи, разрабатываемой в ФИЦ УХХ СО РАН. Так, например, было выявлено, что наличие или отсутствие рельефа на поверхности питателя крепи оказывает существенное влияние на массовый расход угля, в процессе выпуска.

Для системы имитационного моделирования MTSS (Manufacturing and Transportation Simulation System), созданной в Институте вычислительных технологий СО РАН, была разработана специализированная библиотека моделей горных машин, которые используются при добыче угля в длинном очистном забое. Система MTSS представляет собой визуально-интерактивную процессно-ориентированную систему дискретного имитационного моделирования. В работе [206] описывается то, как с помощью системы MTSS и библиотеки угольного забоя можно повысить производительности забоя. С помощью имитационного моделирования крепи, очистного комбайна и забойного конвейера предоставляется возможность просчитать загруженность определенных элементов системы, выявить наиболее выгодные режимы работы с точки зрения скорости передвижения комбайна вдоль пласта угля и его производительности. Помимо технических характеристик горных машин данная комплексная модель позволяет также учитывать размеры лавы и технологические схемы добычи угля в условиях изменяющихся горно-геологических и геомеханических характеристик угольного пласта.

Система MTSS также применялась для разработки цифровой модели очистного забоя, описанной в работе [207]. В статье приведена цифровая модель, содержащая технические параметры забойных машин, параметры угольного пласта, экономические показатели и прочие характеристики, влияющие на работу забоя. Движение и самозарубку очистного комбайна, а также передвижку конвейера и крепей можно пронаблюдать при помощи 2D и 3D-режимов визуализации. С помощью описанной цифровой модели можно решить оптимизационные задачи, связанные с увеличением производительности забоя, а результаты, полученные в ходе моделирования, могут быть использованы для поддержки принятия решений по модернизации и проектированию очистных забоев.

Предметом моделирования в работе [208] стал скребковый конвейер, смоделированный в программе PFC3D. На конвейер подавались сгенерированные сфероидальные куски отбитой руды с производительностью,

рассчитанной по производительности шнека очистного комбайна. Целью анализа было сравнение производительности скребкового конвейера с производительностью очистного комбайна по введенным в модель параметрам, а также распределение скоростей в рудном потоке и характер движения материала по конвейеру. Результаты, приведенные в публикации, доказывают, что метод дискретных элементов, описываемый в работе, может эффективно применяться для проверки и оптимизации конструктивных решений забойных конвейеров, работающих в составе очистного механизированного комплекса, а также для проверки адекватности параметров конвейера в конкретных горно-геологических условиях.

Петр Господарчик, один из авторов предыдущей работы, развил тему дальше, и своей статьей [209] описал модель, имитирующую взаимодействие между комбайном и забойным конвейером, позволяющую совершать эффективный анализ на основе моделирования погрузки и транспортировки вынуженного материала. Расчеты, производимые в ходе моделирования и основанные на МДЭ, осуществлялись с помощью программного обеспечения PFC3D. Подводя итоги, автор акцентирует внимание, что в ходе настройки модели были пропущены необходимые этапы калибровки микропараметров, позволяющие говорить о полном соответствии модели и реального объекта, но тем не менее данная модель позволяет выдавать достаточно значимые результаты для практического анализа и синтеза процессов резанья, погрузки и транспортировки, проводимых в длинных очистных забоях.

Вопросам повышения производительности добычи угля при помощи оперативного управления работой комплексно-механизированного забоя посвящена диссертационная работа [21] Копылова К. Н. Объектом исследования данной работы являлась горнотехническая система, в которую входят массив горных пород и очистное оборудование механизированного комплекса. Автором была выведена математическая модель технологических процессов отбойки и транспортировки угля, на основе которой было разработано

программное обеспечение, позволяющие определять оптимальные режимы работы забойного комбайна, учитывая выделение метана из отбитого угля.

При изучении существующих научных работ в данной сфере моделирования, установлено, что большинство из них не описывают процесс взаимодействия горно-шахтного оборудования с угольным пластом, механику разрушения частиц горной массы под действием внешнего воздействия.

Горно-геологические информационные системы (ГГИС) используются для управления и анализа геологических данных в различных отраслях, связанных с извлечением полезных ископаемых, таких как нефть, газ, уголь, руды и другие. Эти системы помогают специалистам управлять геологической информацией, определять перспективные районы для добычи полезных ископаемых, анализировать геологические структуры и прогнозировать возможные проблемы во время добычи. Они также помогают в управлении горно-геологической инфраструктурой и предоставляют дополнительную информацию для принятия эффективных решений в области горного дела.

Горно-геологические информационные системы можно классифицировать по различным признакам:

1. по функциональности ГГИС выделяют:
 - 1.1. специализированные, предназначенные для решения определенных отраслевых задач;
 - 1.2. для картографического представления горных объектов;
 - 1.3. для управления добычей и обработкой полезных ископаемых;
 - 1.4. для прогнозирования и моделирования геологических процессов, таких как обрушения и оползни;
 - 1.5. для оценки и управления экологическими рисками горнодобывающих предприятий;
 - 1.6. для повышения безопасности горных работ на горнодобывающих объектах посредством систем мониторинга и контроля.
2. по архитектуре построения ГГИС выделяют:

- 2.1. векторные, моделирующие информацию в виде точек, линий и полигонов;
- 2.2. растровые, представляющие информацию в виде пикселей или ячеек сетки;
- 2.3. трехмерные, моделирующие графическое пространство в трех измерениях и позволяющие создавать точные 3D-модели объектов;
- 2.4. основанные на веб-технологиях и позволяющие пользователям получать доступ к информации через Интернет;
- 2.5. мобильные, используемые на мобильных устройствах, таких как смартфоны и планшеты, для сбора и анализа геопространственных данных в режиме реального времени;
3. по предметной области:
 - 3.1. геологические информационные системы – используются для хранения и анализа геологических данных, таких как информация о складчатости, стратиграфии и т.д.;
 - 3.2. горные информационные системы – используются для управления горнодобывающими операциями и ресурсами, такими как данные о залежах полезных ископаемых, данные для бурения, геометрия горных выработок и информация о состоянии оборудования;
 - 3.3. интегрированные горно-геологические информационные системы – объединяют в себе функциональность геологических и горных систем, обеспечивая более полное представление о горнодобывающих процессах и состояниях ресурсов;
 - 3.4. информационные системы поддержки и принятия решений – используются для анализа данных, создания отчетов, моделирования возможных сценариев и помощи в принятии стратегических решений в горном деле.

Таким образом, классификация горно-геологических систем достаточно обширна и зависит от многих факторов. В таблице Приложении 1 приведен обзор существующего на мировом рынке программного обеспечения для проектирования горнотехнических систем.

Приведенные выше программные продукты в большей степени ориентированы на геологоразведочные работы. Для моделирования очистных работ необходим другой функционал: возможность импорта 3D-моделей составляющих механизированного комплекса, имитации поведения гранулированной среды, а также наличие пакетов статистики для анализа полученных модельных данных. В связи с этим проведем обзор программ, обладающих указанными функциональными возможностями:

1) Chute Maven – программное обеспечение для моделирования и оптимизации потока материала. Предоставляет возможность моделировать различные типы транспортировочных желобов, оптимизировать пропускную способность ленты, отслеживать точки перегрузки и износа элементов.

2) Particle Flow Code (PFC) – это универсальная среда моделирования отдельных элементов (DEM), доступная в виде двух- и трехмерных программ (PFC2D и PFC3D-соответственно). PFC является ведущим инструментом для геолого- геофизических исследований, начиная от фундаментальных исследований поведения почвы и горных пород на микроуровне, и заканчивая широким спектром крупномасштабных приложений, в том числе: взаимодействие, разрушение хрупких пород, устойчивость откосов и выемок, резка горных пород, проектирование дорожного покрытия, погрузочно-разгрузочные работы, поток/смешивание сыпучих материалов. PFC2D используется для имитации резания горных пород, чтобы больше узнать о механике бурения. Модели позволяют определить резец (как набор стенок) и перемещать этот резец с заданной скоростью и глубиной резания по синтетической породе, контролируя силы на резце и повреждения в породе.

3) EDEM (DEM Solutions Ltd.) – это высокопроизводительное программное обеспечение для моделирования сыпучих и гранулированных материалов, основанное на DEM – Discrete element method. Программа позволяет моделировать широкий спектр реальных материалов, таких как крупные камни, мелкие порошки, зерна, волокна и таблетки.

4) ELFEN – содержит широкий спектр функций для решения мультифизических, многомасштабных, сильно нелинейных задач. Elfin используется при моделировании глубоких горных пород, взрывов горных пород, сейсмологии, проектировании туннелей и крепей, разработке карьеров и разработке открытых месторождений, добычи нефти и газа.

5) MechSys – это библиотека программирования для реализации инструментов моделирования в механике. Потенциальные области применения включают, например, механику твердого тела и динамику гранулированных материалов с использованием метода дискретных элементов, а также как вычислительную гидродинамику, так и электромагнетизм с использованием метода решетки Больцмана. Основными ее недостатками являются отсутствие процессов разрушения и готовой 3D-визуализации – необходимо интегрировать с другими программами.

6) PyGran – это инструмент с открытым исходным кодом, предназначенный в первую очередь для анализа данных моделирования DEM. В дополнение к выполнению базовой и пользовательской постобработки, PyGran позволяет запускать моделирование DEM с помощью LIGGGHTS на Python.

7) MUSEN – система DEM моделирования с открытым исходным кодом, разработанная для эффективных вычислений на графических процессорах (GPU). Подходит для решения классических задач технологического проектирования твердых тел. Существует множество приложений MUSEN, ориентированных на моделирование поведения при деформации и разрушении различных материалов, таких как биополимерные альгинатные аэрогели, титановые или стеклянные скопления и др.

8) Bulk Flow Analyst использует мощные алгоритмы моделирования дискретных элементов (DEM) для имитации потока любого сыпучего материала через загрузочные и разгрузочные желоба.

Очевидно, что на данный момент представлен широкий спектр программных продуктов, предоставляющих возможность для создания моделей различной сложности и применимых в различных прикладных задачах.

Учитывая сложность и многофакторность разрабатываемой системы, имитационное моделирование представляется единственно возможным инструментом для изучения новой технологии, вследствие трудностей постановки экспериментов и наблюдения явлений в реальных условиях.

В 2014 году бразильской компанией ESSS (Engineering and Scientific Software) была выпущена Rocky DEM [210,211]. Компания разрабатывает различные передовые программные продукты и инструменты автоматизированного проектирования в электромагнетизме, гидродинамике, структурном анализе и мультифизике. Программные решения от ESSS используются в различных отраслях, таких как горнодобывающей, нефтегазовой, автомобильной, аэрокосмической, металлообрабатывающей, энергетической и машиностроительной. Основным преимуществом Rocky DEM по сравнению со своими аналогами (PFC3D, EDEM, ELFEN, ThreeParticle/CAE, MUSEN) [212–216] является возможность моделирования разрушения частиц произвольной формы без потери массы и объема под воздействием внешних факторов, что подходит для описания механики горных пород. Рассматриваемое ПО позволяет задавать точную траекторию движения элементов модели, например, колебания и вращения, или осуществлять свободное перемещение с учетом внешних сил.

Данное программное решение включает в себя интеграцию с системой автоматизированного проектирования Ansys, позволяющей производить многоэлементные расчеты поведения частиц с учетом механики деформируемого твердого тела.

Для реализации имитационной модели было выбрано программное обеспечение Rocky DEM. Данная программа позволяет работать с гранулированной средой благодаря методу дискретных элементов (DEM). Он предназначен для вычисления движения и взаимодействия большого количества частиц (моделирование динамики частиц) [217].

Метод дискретных элементов является обобщением метода конечных элементов. Он был разработан и впервые применен для исследования механики горных пород. Моделирование с помощью данного метода позволяет задавать в качестве входных данных начальные положения и скорости частиц, а также физические законы их взаимодействия. После этого вычисляются силы, действующие на каждую частицу. При этом предоставляется возможность учитывать разнообразные законы взаимодействия, для описания которых существуют разрешимые уравнения. Для каждой частицы вычисляется результирующая сила и также решается задача Коши на выбранном отрезке времени. В результате получаются начальные данные для следующего шага. Вычисления продолжают в течение всего представляющего интерес времени протекания процесса.

Общий алгоритм работы Rocky DEM представлен на рисунке **Ошибка! Источник ссылки не найден..**



Рисунок 2.3 – Схематичный алгоритм работы Rocky DEM

На этапе настройки пользователь импортирует необходимую геометрию, которая будет представлять собой оборудование, настраивает группы частиц, которые будут участвовать в моделировании, и определяет параметры взаимодействия частица-частица и частица-граница.

После того, как пользователь запустил моделирование, начинается этап расчета. Для каждой отдельной частицы программа находит все соседние частицы и геометрии, с которыми она соприкоснется, а также вычисляет сумму всех сил и моментов, действующих на частицу:

$$\sum F_{\text{сумм}} = \sum F_{\text{объем}} + \sum F_{\text{поверх}} = m \frac{dv}{dt}, \quad (1)$$

где $F_{\text{сумм}}$ – суммарная сила;

$F_{\text{объем}}$ – объемная сила;

$F_{\text{поверх}}$ – поверхностная сила;

m – масса;

v – скорость;

t – время.

Когда этап расчетов окончен, начинается этап перемещение, на котором программа DEM использует текущее положение частицы, ее скорость и информацию о временном шаге, для того чтобы переместить частицу в следующее местоположение в симуляции:

$$v_{\text{новая}} = v_{\text{старая}} + \int_t^{t+\Delta t} \frac{\sum F_{\text{сумм}}}{m} dt, \quad (2)$$

где $v_{\text{новая}}$ – новая скорость частицы;

$v_{\text{старая}}$ – текущая скорость частицы;

Δt – временной шаг.

$$x_{\text{новая}} = x_{\text{старая}} + \int_t^{t+\Delta t} v_{\text{новая}} dt, \quad (3)$$

где $x_{\text{новая}}$ – новая точка расположения частицы;

$x_{\text{старая}}$ – текущая точка расположения частицы.

Если модельное время не окончилось, и частица еще находится в домене, то этапы расчета и перемещения повторяются до тех пор, пока частица не выйдет из домена или пока заданное время симуляции не закончится. Если условия выше не выполняются, то расчеты для данной частицы прекращаются, пока она снова не попадет в домен.

В качестве основных возможностей Rocky DEM можно выделить:

- моделирование разрушений частиц под действием различных нагрузок и сил,
- расчет разрушения частиц без потери массы и объема,
- визуализация и анализ столкновений частиц,
- моделирование несферических форм частиц,
- выделение, фильтрация и окраска частиц по интересующим свойствам,
- расчет передачи тепла от окружающей среды к частицам,
- задание точных траекторий движения элементов оборудования или обеспечение их свободного перемещения под воздействием внешних сил,
- использование энергетического спектра для оценки процессов измельчения,
- 3D-визуализация поверхностного износа твердых поверхностей от воздействия частиц.

2.3 Содержание этапов алгоритма поиска рациональных параметров геотехнологии

Перед оценкой эффективности возможных режимов выпуска на этапе 1 необходимо определить предельные значения массового расхода крепи при определённых ГГУ, таких как мощность угольного пласта и физические параметры материалов. Для этого в среде численного моделирования Rocky DEM создаётся тестовая 3D-модель процесса выпуска, учитывающая ГГУ, с

максимально допустимыми параметрами работы крепи для определения значения массового расхода угля, необходимого на следующем этапе моделирования.

Простым перебором вариантов на основе метода дискретных элементов решить её невозможно: каждый вариант требует от нескольких часов до недель машинного времени, либо существенного сокращения точности за счет введения допущений. Существенно сократить временные и машинные ресурсы возможно путем комплексного использования разных методов математического моделирования в следующем сочетании (рисунок 2.4):

1. метод дискретных элементов для первоначального предварительного расчета при определенных ГГУ предельных значений массового расхода при выпуске угля;

2. теория массового обслуживания для разработки моделей оценки эффективности возможных режимов функционирования технологии с последующей программной реализацией специализированными программными средствами дискретно-событийного моделирования для определения рационального режима реализации технологии;

3. метод дискретных элементов для оценки найденного на предыдущем этапе режима и получения массива крайних и ряда промежуточных значений параметров с учётом взаимовлияющих ГГУ и горнотехнических условий (ГТУ) для конкретного месторождения;

4. методы интерполяции для заполнения нерассчитанных значений массива возможных параметров;

5. методы выбора наилучшего варианта;

6. метод дискретных элементов для уточнения времени единичного выпуска с точки зрения комплексного сочетания показателей: выпущенной горной массы, процента разубоживания, потерь угля за крепью и частоты образования зависаний.

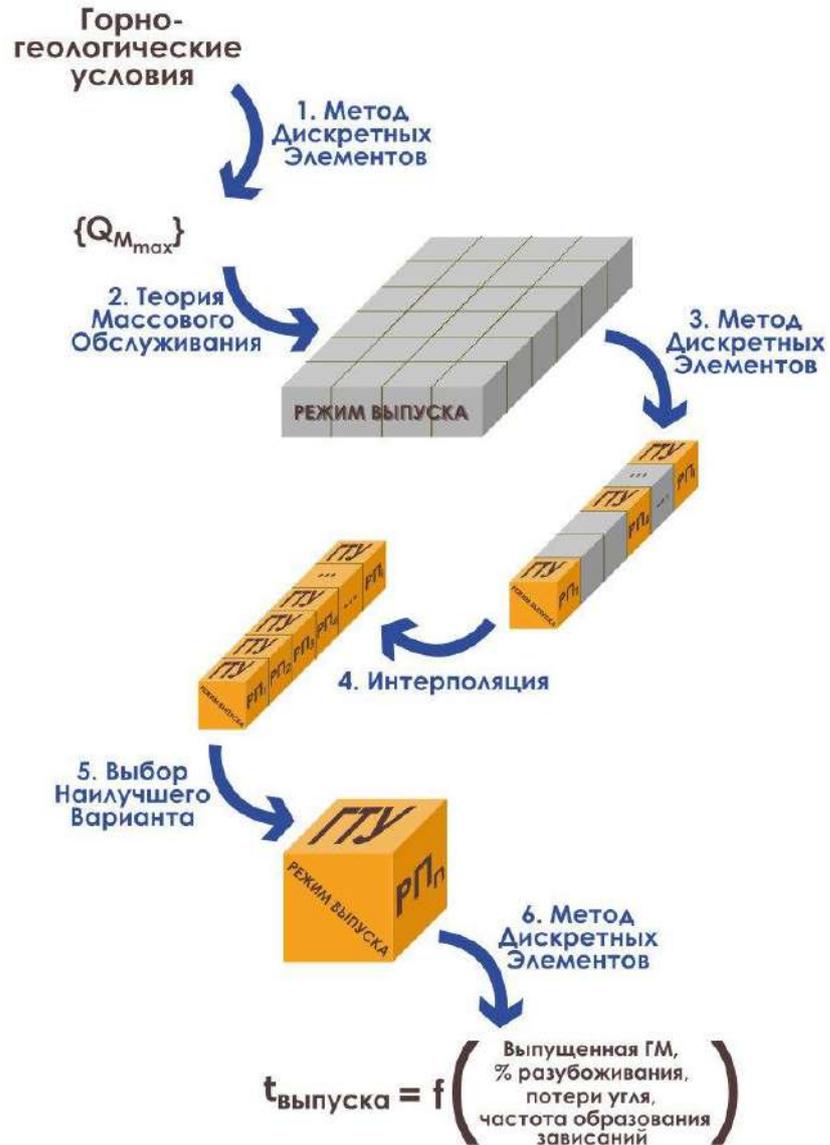


Рисунок 2.4 – Графическое представление алгоритма поиска рациональных параметров геотехнологии

На этапе 2 для имитационного моделирования в качестве средства программной реализации концептуальной модели роботизированного механизированного комплекса применена среда имитационного моделирования GPSS World [218,219], основанная на теории очередей и позволяющая моделировать процессы, случайно изменяющиеся во времени и пространстве. Язык GPSS и его версии является одним из самых эффективных и распространенных программных средств моделирования сложных дискретных систем, успешность

такого применения подтверждается работами В.В. Девяткова и др., в том числе для моделирования горных работ [191,220–222]. Основными объектами в GPSS-модели являются транзакты и блоки. Транзактами в модели представлены дискретные объемы угля. Перемещаясь от блока к блоку, транзакты имитируют выпуск угля и его движение по конвейеру. Блоки, отображающие питатели и участки конвейера, задают логику функционирования модели системы и определяют пути движения транзактов по ней.

Фрагмент программной реализации в среде GPSS-World модели и принцип проведения имитационных экспериментов по определению рационального режима выпуска представлены на рисунке 2.5.

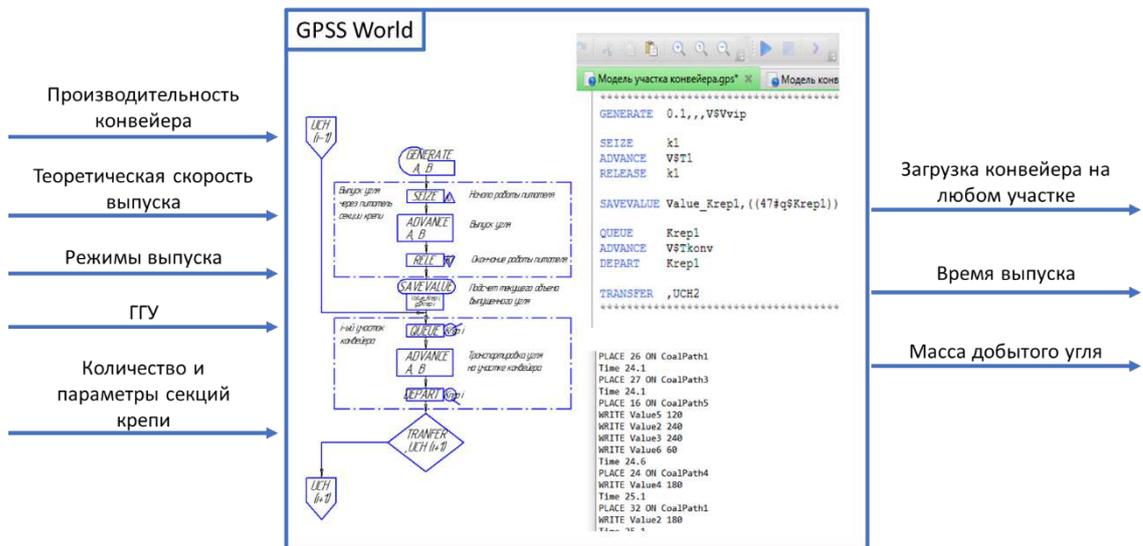


Рисунок 2.5 – Принцип проведения имитационных экспериментов с использованием имитационных моделей

Для обеспечения гибкости и оперативности проведения экспериментов при изменении входных параметров в модели разработан сегмент ввода данных:

Tkonv	VARIABLE	2	; время прохода конвейером участка одной секции крепи (2 м), сек.
T1	VARIABLE	1	; время выпуска порции угля через питатель на первой секции крепи, сек.
T2_2	VARIABLE	1	; поправочный коэффициент для питателя секции 2
T3_2	VARIABLE	1	; поправочный коэффициент для питателя секции 3
T4_2	VARIABLE	1	; поправочный коэффициент для питателя секции 4
T5_2	VARIABLE	1.5	; поправочный коэффициент для питателя секции 5
T6_2	VARIABLE	1.8	; поправочный коэффициент для питателя секции 6
T7_2	VARIABLE	2	; поправочный коэффициент для питателя секции 7
T2	VARIABLE	VST1#VST4_2	; выпуск с 2 крепи, сек.
T3	VARIABLE	VST1#VST3_2	; выпуск с 3 крепи, сек.
T4	VARIABLE	VST1#VST4_2	; выпуск с 4 крепи, сек.
T5	VARIABLE	VST1#VST5_2	; выпуск с 5 крепи, сек.
T6	VARIABLE	VST1#VST6_2	; выпуск с 6 крепи, сек.
T7	VARIABLE	VST1#VST7_2	; выпуск с 7 крепи, сек.
Vvip	VARIABLE	36	; объем выпуска (кол-во порций угля)
Mpu	VARIABLE	60	; масса порции угля, кг.

Синтез сегментов ввода данных, завершения моделирования и моделей всех операций позволяет разработать имитационную модель всего роботизированного комплекса.

Для наглядного отображения динамики выпуска угля через секции крепи и его транспортировки конвейером, а также оценки результатов моделирования в среде Proof Animation создана анимация, работающая под управлением указанной выше имитационной модели (рисунок 2.6).

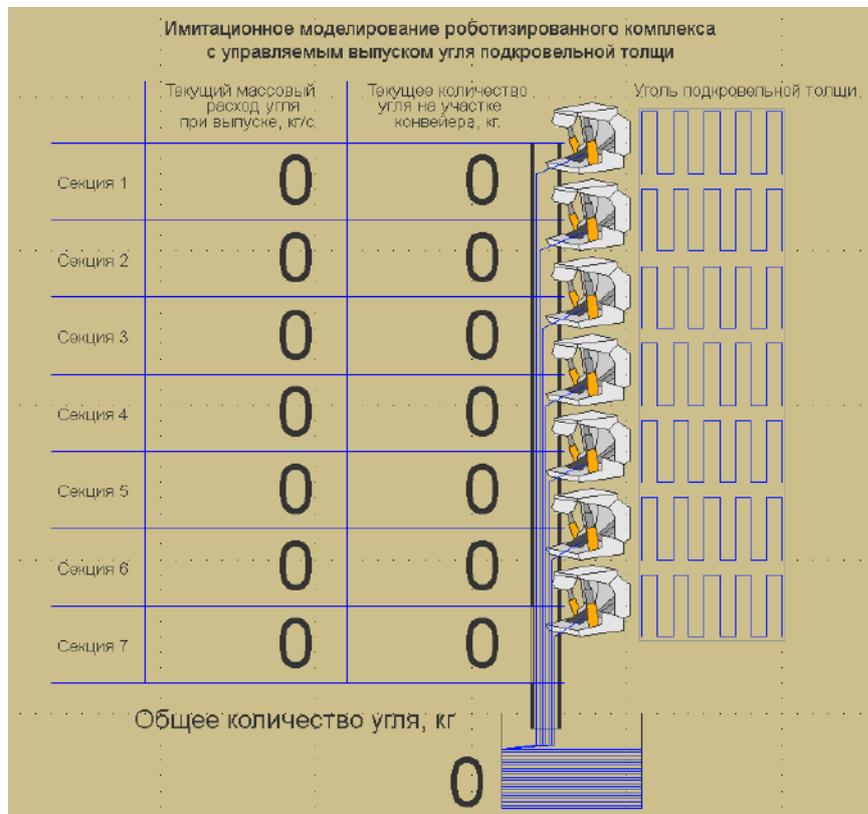


Рисунок 2.6 – Фрагмент анимации выпуска угля

На анимации отображены статические и динамические элементы: уголь подкровельной толщи, секции крепи, конвейер. Для отображения текущих параметров создана таблица, в которую выводятся текущие данные для каждого участка: расход угля при выпуске и суммарная масса угля на конвейере с учётом предшествующих участков. Величина текущего массового расхода угля выводится на анимации в соответствии с заданными входными данными имитационной модели. При запуске анимации, в зависимости от выбранного режима выпуска уголь из подкровельной толщи поступает через питатель работающей (или работающих) секции крепи на конвейер (рисунок 2.7). При этом в столбце «Текущее количество угля на участке конвейера» отображается, число, соответствующее общей массе угля на указанном участке (с учётом всех вышележащих) в данный момент времени. Информация об общей массе угля, поступающего из комплекса, выводится в одноименном сообщении внизу. При изменении параметров системы и/или режимов выпуска данные, выводимые на анимации, будут корректироваться имитационной моделью.

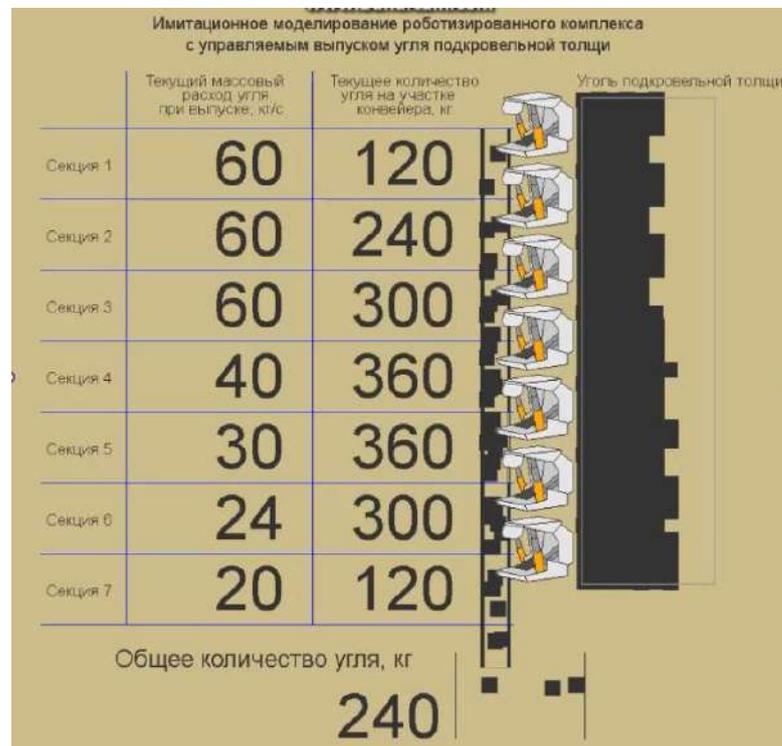


Рисунок 2.7 - Вывод результатов моделирования на анимационную модель

Для управления и вывода данных на анимацию в имитационную модель введены соответствующие сегменты, генерирующие строки файла управления *.atf (рисунок 2.8).

```

*****
generate      0,,,1
OPEN          "Krep.atf",1                               ;открытие файла управления анимацией для ввода данных

write        (polyCatenate("Time ",AC1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep1_1,(Int(47#V$T1))                ; вывод на анимации параметров выпуска
write        (polyCatenate("WRITE Value1_1 ",X$Value_Krep1_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep2_1,(Int(47/V$T2_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value2_1 ",X$Value_Krep2_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep3_1,(Int(47/V$T3_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value3_1 ",X$Value_Krep3_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep4_1,(Int(47/V$T4_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value4_1 ",X$Value_Krep4_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep5_1,(Int(47/V$T5_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value5_1 ",X$Value_Krep5_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep6_1,(Int(47/V$T6_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value6_1 ",X$Value_Krep6_1)),1
SAVEVALUE    Value_Krep7_1,(Int(47/V$T7_2))
write        (polyCatenate("WRITE Value7_1 ",X$Value_Krep7_1)),1

terminate
*****
GENERATE      0.1,,,V$Vvip
write        (polyCatenate("Time ",AC1)),1                ;заполнение углом подкровельной толщи
write        (polyCatenate("CREATE Coal ",XN1)),1
write        (polyCatenate("PLACE ",XN1, " ON Krep1")),1

ADVANCE      20

SEIZE        k1
ADVANCE      V$T1
RELEASE      k1

write        (polyCatenate("Time ",AC1)),1
write        (polyCatenate("PLACE ",XN1," ON CoalPath1")),1 ;анимация выпуска угля на конвейер

SAVEVALUE    Value_Krep1,((47#q$Krep1))
write        (polyCatenate("WRITE Value1 ",X$Value_Krep1)),1;вывод текущего количества угля на участке конвейера

QUEUE        Krep1
ADVANCE      V$Tkonv
DEPART      Krep1
TRANSFER     ,UCH2
*****

```

Рисунок 2.8 – Фрагмент имитационной модели с сегментом файла управления генерации анимации

С использованием разработанной имитационной модели запускается серия экспериментов с возможностью выбора целевых показателей и автоматическим построением плана экспериментов. Происходит обработка результатов моделирования с визуализацией на созданной анимационной модели расчётных значений массового расхода угля и величина заполнения конвейера на каждом участке (рисунок 2.9).

Модели позволяют проводить исследования выпуска угля при любых режимах, различных скоростях выпуска угля из каждого питателя, различной последовательности открывания и количестве одновременно открываемых выпускных окон питателей.

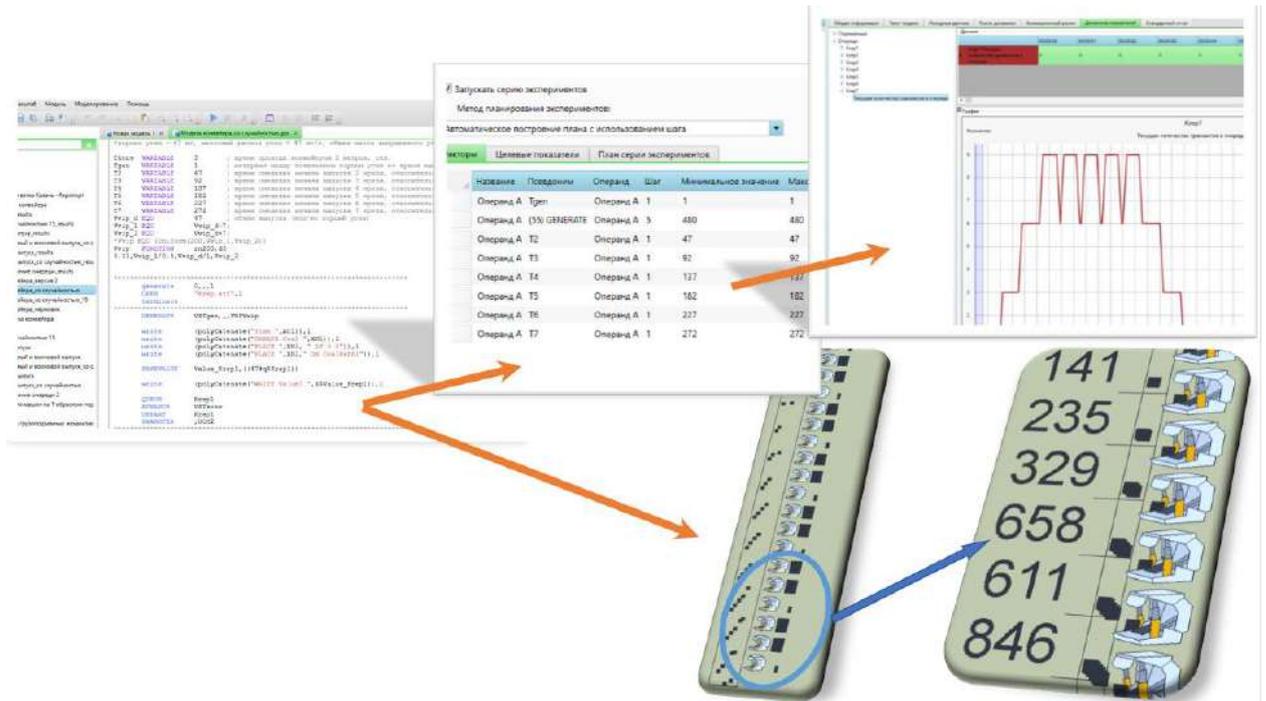


Рисунок 2.9 – Запуск серии экспериментов и получение результатов моделирования

Проведением цикла имитационных экспериментов устанавливается наиболее рациональный для конкретных ГГУ и ГТУ режим выпуска (из куба на рисунке 2.1 выделяется для рассмотрения одна из плоскостей).

На этапе 3 методом дискретных элементов на численных моделях происходит уточнение режимных параметров выпуска (выделяется ряд из плоскости режимов).

С учетом высоких требований к вычислительным ресурсам на этапе выбора наилучшего варианта сочетания параметров системы «питатель-заслон» нецелесообразно производить расчет всего массива данных. В работе предложен и реализован подход, при котором производится расчет крайних и промежуточных значений с последующей интерполяцией недостающих данных.

В ходе проведения имитационных экспериментов с моделями выпуска угля подкровельной толщи замечено, что значения массового расхода для крепей, имеющих разные параметры (частоту работы питателя и угол наклона заслона), отличаются в зависимости от начальных условий. Так например, если

определять массовый расход угля с помощью моделей, где работает только одна крепь, но в одном случае в модели будет находиться только 1 крепь, непосредственно над которой будет располагаться резервуар с выпускаемыми частицами (рисунок 2.10, таблица 2.1), а в другом работающая крепь будет находиться между простаивающими крепями (рисунок 2.11, таблица 2.2), а резервуар с частицами будет больше в 7 раз, то массовый расход остается практически неизменным.

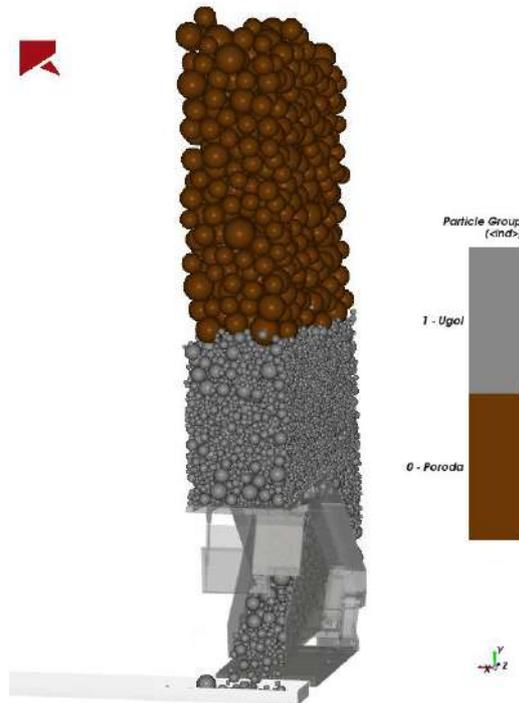


Рисунок 2.10 – 3D-модель крепи в имитационной модели выпуска угля

Таблица 2.1 – Массовый расход угля в модели с 1 крепью, кг/с

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	25	33	44	49	63	83	129	285
15	39	42	47	53	68	89	136	293
22	47	52	53	64	78	96	152	304
30	57	67	75	78	89	115	174	329
35	75	81	80	96	110	136	183	347
40	101	110	114	117	142	157	212	377
45	141	151	150	166	175	200	246	400

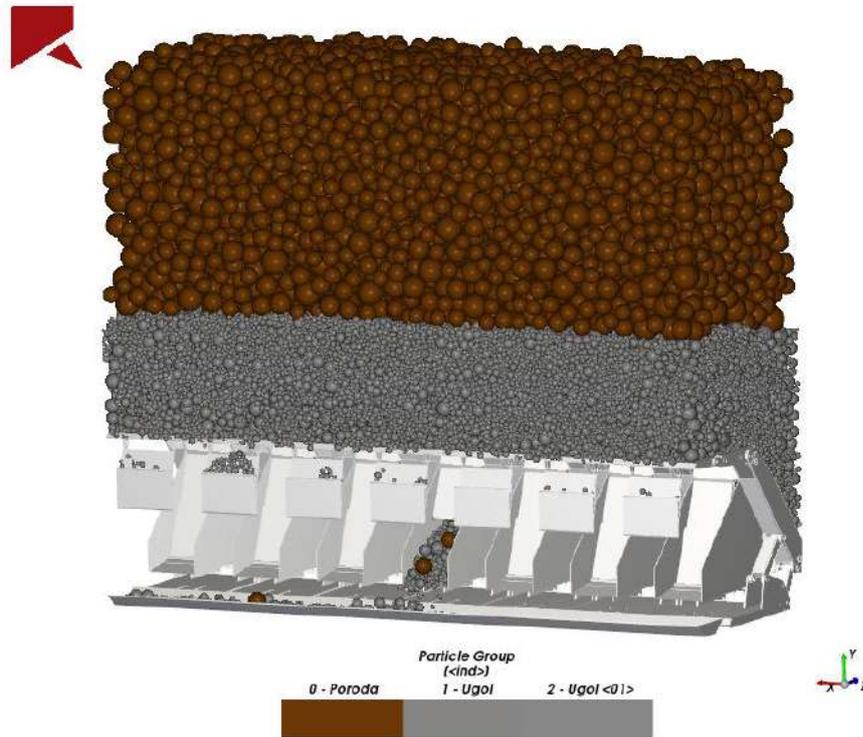


Рисунок 2.11 – 3D-модели нескольких крепей в имитационной модели выпуска угля

Таблица 1.2 – Массовый расход угля для 1 крепи в модели с несколькими крепями, кг/с

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	32	38	41	51	63	86	133	296
15	37	41	47	55	66	90	136	306
22	42	46	52	62	77	102	154	325
30	51	57	70	78	89	108	172	349
35	67	78	82	100	109	138	189	368
40	91	100	107	115	142	163	225	360
45	171	175	166	190	187	207	240	405

Но если в модели будут работать несколько рядом стоящих крепей, при этом имеющих разные параметры работы, то массовый расход каждой конкретной крепи увеличится. Результаты моделирования работы секций крепей,

где задействовано разное кол-во крепей (от 3 до 7) с разными параметрами представлены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Результаты моделирования вариантов волнового режима, сгенерированных программой ($^{\circ}$ - угол наклона заслона крепи; v - частота работы питателя)

№ модели	Крепь I		Крепь II		Крепь III		Крепь IV		Крепь V		Крепь VI		Крепь VII		Результат прогноза, кг	Результат модели, кг	Разность, %
	$^{\circ}$, град	v , Гц															
1	10	0,67	10	0,67	10	0,67	10	0,67	10	0,40	10	0,33	10	0,25	450	591	31↑
2	30	1	30	0,5	30	0,4	30	0,29	15	0,29	-	-	-	-		608	35↑
3	45	0,25	35	0,5	35	0,33	35	0,25	10	0,33	-	-	-	-		649	44↑
4	45	0,29	35	0,67	22	0,40	22	0,29	22	0,25	-	-	-	-		576	28↑
5	35	0,67	15	1	10	1	10	0,40	-	-	-	-	-	-		645	43↑
6	35	2	15	0,25	15	0,25	10	0,25	-	-	-	-	-	-		422	6↓
7	40	0,67	40	0,40	35	0,40	35	0,33	-	-	-	-	-	-		707	57↑
8	45	0,40	45	0,25	22	0,67	15	0,33	-	-	-	-	-	-		574	28↑
9	45	0,5	30	1	15	0,5	10	0,29	-	-	-	-	-	-		568	26↑
10	15	2	15	0,67	15	0,5	-	-	-	-	-	-	-	-		545	21↑
11	45	0,67	45	0,5	35	0,25	-	-	-	-	-	-	-	-		564	25↑

В результате расчета, учитывающего массовый расход, полученный при моделировании одиночной крепи (таблица 2.1), получены такие варианты волнового режима, чтобы среднее значение объема горной массы (ГМ) на последнем участке конвейера составляло 450 кг. Из таблицы 2.3 видно, что результаты, полученные из моделей, в среднем отличаются от ожидаемых на 31%. Сравнение значений массового расхода угля из таблицы 2.2, со значениями в данных моделях, показало, что во втором случае массовый расход выше, чем в одиночных экспериментах.

В таблице 2.4 приведены результаты расчётов некоторых моделей для волнового режима при моделировании одновременной работы нескольких секций крепи. Пустые ячейки означают, что модели с такими параметрами не были рассчитаны.

Таблица 2.4 – Массовый расход угля для 1 крепи в моделях с волновым режимом выпуска

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	40	47	52	64		112	185	343
15	47	50	57		88	123	202	424
22	57	67		82		132		
30		101		110	132		253	
35	123		139	144	170	203		451
40				224		245	309	
45	251	278		263	289	292		612

С учетом высоких требований к вычислительным ресурсам на 4 этапе выбора наилучшего варианта сочетания параметров системы «питатель-заслон» нецелесообразно производить расчёт всего массива данных ряда, полученного на предыдущем этапе. В работе предложен и реализован подход, при котором производится расчёт крайних и промежуточных значений с использованием МДЭ с последующей интерполяцией недостающих данных. Интерполяцию можно проводить либо по углу наклона заслона (пример на рисунке 2.12), либо по частоте работы питателя. Результаты недостающих значений таблицы 2.4 приведены в таблицах 2.5 и 2.6.

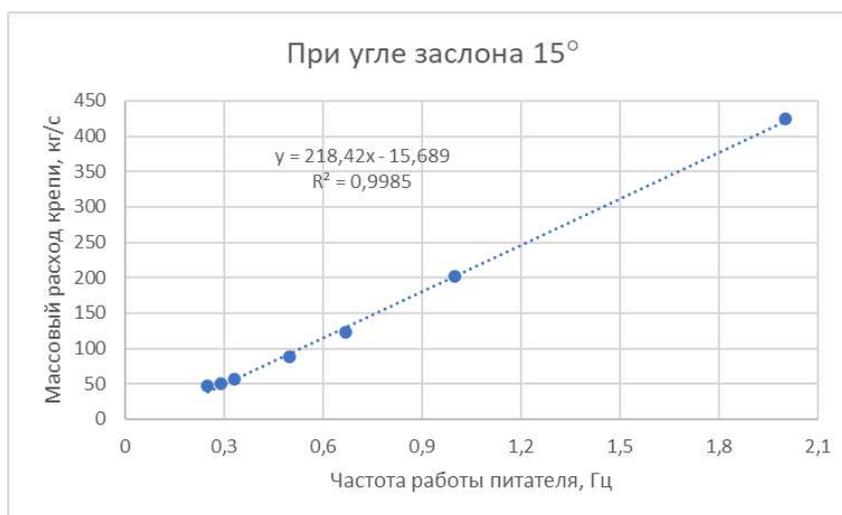


Рисунок 2.12 – Пример построения линии тренда для значений массового расхода угля при угле наклона заслона 15° и различных значениях частоты работы питателя

Таблица 2.5 – Вариант I. Расчёт недостающих значений с помощью уравнений линии тренда по углу наклона заслона

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	40	47	52	64	84	112	185	343
15	47	50	57	72	88	123	202	424
22	57	67	72	82	102	132	189	365
30	82	101	100	110	132	176	253	474
35	123	129	139	144	170	203	263	451
40	196	202	208	224	232	245	309	447
45	251	278	257	263	289	292	396	612

Таблица 2.6 – Вариант II. Расчёт недостающих значений с помощью уравнений линии тренда по частоте возвратно-поступательного движения питателя

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	40	47	52	64	33	112	185	343
15	47	50	57	60	88	123	202	424
22	57	67	90	82	110	132	230	431
30	130	101	119	110	132	195	253	481

35	123	178	139	144	170	203	283	451
40	188	211	156	224	226	245	309	543
45	251	278	174	263	289	292	323	612

Для проверки интерполированных данных в ходе проведения многочисленных имитационных экспериментов были накоплены модельные данные, необходимые для заполнения недостающих значений в таблице 2.4, сведенные в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Массовый расход угля для 1 крепи в моделях с волновым режимом выпуска с учетом недостающих значений

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	40	47	52	64	79	112	185	343
15	47	50	57	72	88	123	202	424
22	57	67	73	82	105	132	176	452
30	67	101	106	110	132	154	253	429
35	123	149	139	144	170	203	275	451
40	214	192	210	224	211	245	309	414
45	251	278	259	263	289	292	361	612

В целях проверки эффективности использования вышеописанного метода нахождения недостающих значений по имеющимся эмпирическим данным были построены две таблицы для вариантов I и II, отражающие процентное расхождение интерполированных и рассчитанных с помощью моделей значений массового расхода угля (таблицы 2.8, 2.9).

Таблица 2.8 – Процентное расхождение значений для I варианта расчета

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	0	0	0	0	7	0	0	0
15	0	0	0	0	0	0	0	0
22	0	0	2	0	3	0	8	19

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
30	23	0	5	0	0	15	0	10
35	0	13	0	0	0	0	4	0
40	8	5	1	0	10	0	0	8
45	0	0	1	0	0	0	10	0

Таблица 2.9 – Процентное расхождение значений для II варианта расчета

Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	0	0	0	0	58	0	0	0
15	0	0	0	17	0	0	0	0
22	0	0	23	0	5	0	31	5
30	94	0	12	0	0	27	0	12
35	0	20	0	0	0	0	3	0
40	12	10	26	0	7	0	0	31
45	0	0	33	0	0	0	11	0

Опытным путём установлено, что расчёт недостающих значений с помощью уравнения линии тренда по углу наклона заслона более предпочтителен ввиду его точности: среднее значение процентного отклонения составило 8%, в то время как расчёт по частоте питателя приведет к 26% погрешности.

На следующем этапе с использованием разработанной программной системы «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» (Свидетельство № 2024683561) (рисунок 2.13) методами математического программирования вычисляются оптимальные и субоптимальные параметры выпуска угля подкровельной толщи во время ведения очистных работ при добыче угля подземным способом с учетом ограничений на частоту работы питателя и угол наклона заслона, что позволяет не перегружать лавный конвейер и осуществлять плавный выпуск. Из полученной матрицы результатов генерируется Excel-файл с параметрами, на основе которых создаётся и настраивается модель выпуска в среде численного 3D-моделирования Rocky DEM, и

проводятся окончательные расчёты, позволяющие оценить время выпуска угля в зависимости от выпущенной ГМ, процента разубоживания, потерь угля и частоты образования зависаний.

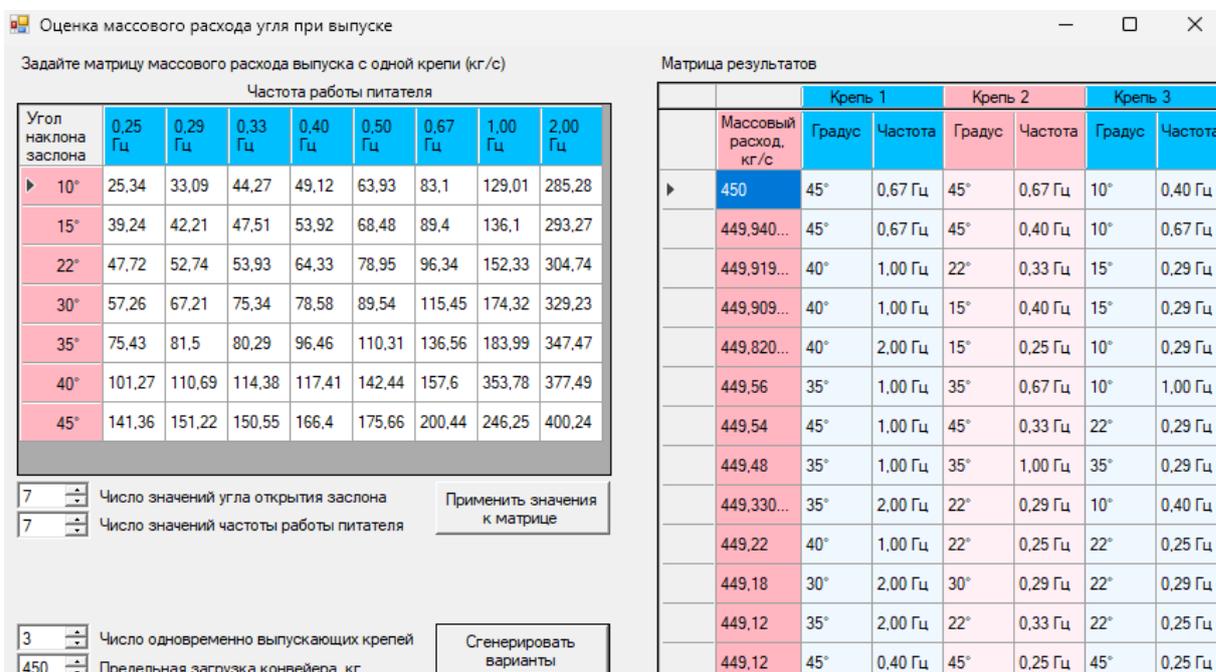


Рисунок 2.13 – Интерфейс программной системы «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи»

Таким образом разработана система компьютерных моделей, позволяющая оценить параметры технологии выемки мощных угольных пластов с выпуском угля подкровельной толщи, проводить предиктивный анализ технологий добычи полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях ведения работ, предсказать эффективность которых традиционными методами проектирования затруднительно ввиду наличия множества случайных факторов и отсутствия действующих прямых аналогов. В основе системы лежит последовательное использование метода дискретных элементов для первоначального единичного расчёта максимального значения массового расхода, дискретно-событийного моделирования для предварительного выбора режима технологии, метода дискретных элементов для моделирования процесса управляемого выпуска раздробленной горной массы и алгоритмов выбора рациональных вариантов сочетания параметров.

3 ОБОСНОВАНИЕ ОБЛАСТИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ

3.1 Реализация численных моделей

Как было показано в главе 1 технология с выпуском угля подкровельной толщи применима не для всех ГТУ, а также не все ГТУ показывают высокую эффективность. Для определения области эффективного использования технологии разработана численная модель и проведен комплекс численных экспериментов.

При разработке численной модели выбраны встроенные математические модели: для нормальной составляющей контактной силы выбрана модель вязкоупругого взаимодействия на основе закона Герца; для тангенциальных сил – модель Миндлина и Дересевича; модель сил сопротивления качения - Туре С: Linear Spring Rolling Limit. На рисунке 3.1 представлена трехмерная численная модель комплекса с семью секциями крепи. Она позволяет изменять конструктивные и режимные параметры комплекса и, как следствие, добиваться максимально возможной производительности выпуска при равномерном и полном заполнении конвейера

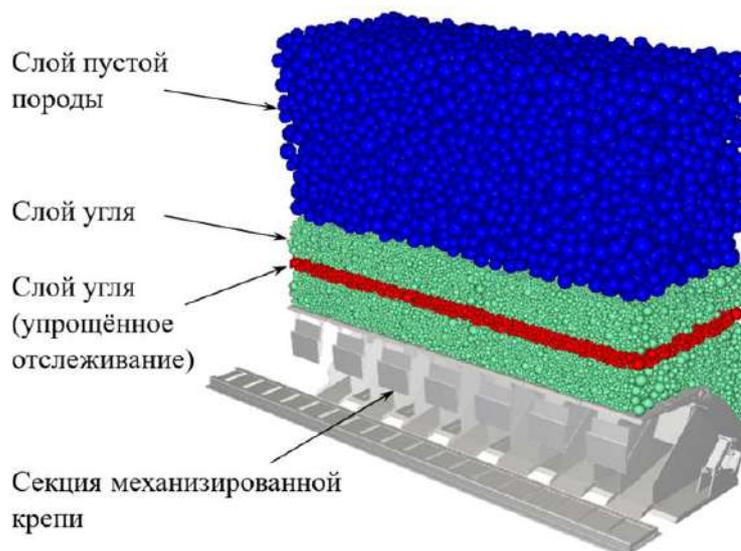


Рисунок 3.1 – 3D-вид численной модели роботизированного комплекса с управляемым выпуском

3D-модель конвейера

При создании 3D-модели скребкового конвейера учитывались технические характеристики забойного скребкового конвейера «Анжера-30» (таблица 3.1), опубликованные в открытом источнике [223], а также фотографии и схематические изображения.

Таблица 3.1 – Технические характеристики скребкового конвейера «Анжера-30»

Наименование	Значение
Длина конвейера, м	до 350
Производительность, т/час	до 1500
Расстояние между скребками, мм	1080
Скорость движения, м/с	0,92÷1,52
Ширина по внутреннему каналу, мм	690; 800
Высота профиля, мм	245

На рисунке 3.2 отображены составные части скребкового конвейера, созданные в САПР T-Flex.

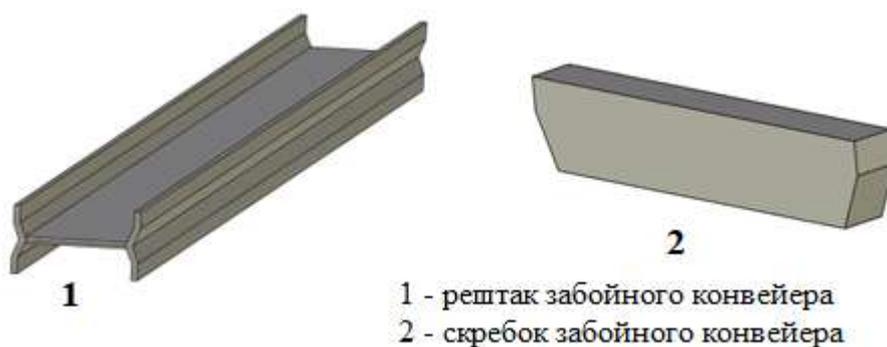


Рисунок 3.2 – 3D-модели рештака и скребка забойного конвейера

Примерный вид скребкового конвейера представлен на рисунке 3.3.

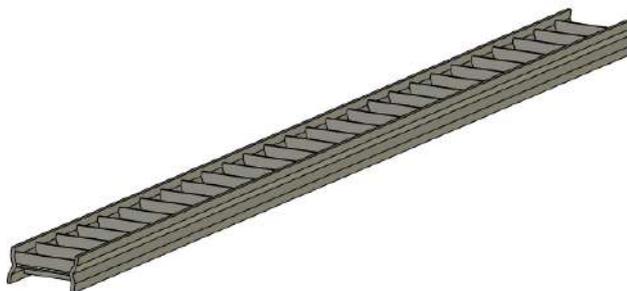


Рисунок 3.3 – Общий вид 3D-модели забойного скребкового конвейера

3D-модель механизированной крепи

3D-модель секции механизированной крепи с выпуском угля подкровельной толщи была получена путем упрощения уже имеющийся 3D-модели, разработанной в ФИЦ УУХ СО РАН (рисунок 3.4). Упрощение производилось для того, чтобы не нагружать дальнейшие расчеты в имитационной модели выпуска угля подкровельной толщи, а также для наглядной визуализации взаимодействия раздробленной горной массы с питателем.

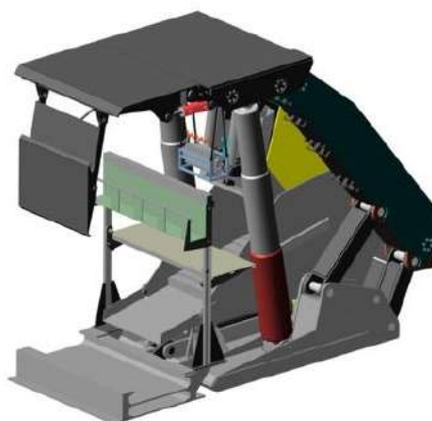


Рисунок 3.4 – 3D-модель секции механизированной крепи с выпуском угля подкровельной толщи

Упрощенная 3D-модель состоит из корпуса крепи, питателя и заслона (рисунок 3.5).

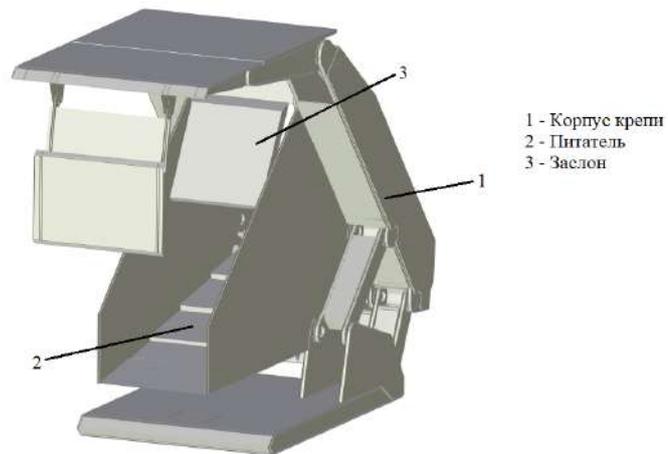


Рисунок 3.5 – Упрощенная 3D-модель секции механизированной крепи

Также для имитационной модели выпуска угля подкровельной толщи была создана вспомогательная конструкция, необходимая для поддержания моделируемого массива подкровельной толщи (рисунок 3.6).



Рисунок 3.6 – 3D-модель расположения вспомогательной конструкции относительно крепи для поддержания горной массы

3.2 Настройка параметров модели в среде имитационного моделирования Rocky DEM

Назначение кадров движения элементам имитационного моделирования

Динамические элементы имитационного моделирования такие как конвейер и питатель секции крепи должны обладать некоторыми движениями, за счет чего будет происходить взаимодействие с частицами и их фрагментами. Для задания движений элементам моделирования в Rocky DEM определен специальный раздел Motion Frames (кадры движения).

Благодаря кадрам движения элементы в модели могут совершать поступательные, вращательные, колебательные и вибрационные движения, а также свободно перемещаться под действием внешних сил. Также существует отдельный тип кадров движения, называемый Cone Crusher Frame (кадр конусной дробилки), предназначенный для дробящего движения.

Rocky DEM позволяет задавать следующие типы движения [224]:

- поступательное движение (Translation): линейное непрерывное движение;
- периодическое поступательное движение (Periodic Translation): линейное колебательное движение, описывающие вибрацию;
- вращение (Rotation): угловое непрерывное движение;
- периодическое вращение (Periodic Rotation): угловое колебательное движение, обычно описывающие движение маятника, где есть частота и амплитуда;
- свободное перемещение тела (Free Body Translation): свободное перемещение в заданном направлении за счет сил гравитации, взаимодействия с частицами и т.д.;
- свободное вращение тела (Free Body Rotation): свободное вращение в заданном направлении вокруг центральной точки тела из-за сил гравитации, взаимодействия с частицами и т.д.;

- дополнительная сила (Additional Force): используется в связки со свободным перемещением тела, определяя дополнительную силу и адаптируя скорость движения к условиям за счет баланса сил;
- дополнительный момент (Additional Moment): используется в связки со свободным вращением тела, определяя дополнительный крутящий момент и адаптируя угловую скорость к условиям за счет баланса моментов;
- сила упругого сопротивления (Spring-Dashpot Force): используется в связки со свободным перемещением тела, обеспечивая комбинацию силы упругости и силы сопротивления (амортизация);
- момент упругого сопротивления (Spring-Dashpot Moment): используется в связки со свободным вращением тела, обеспечивая комбинацию момента упругости и момента сопротивления;
- линейно изменяющаяся во времени сила (Linear Time Variable Force): используется в связки со свободным перемещением тела и отвечает за непрерывное линейное уменьшение/увеличение силы кадры движения в течение времени;
- линейно изменяющийся во времени момент (Linear Time Variable Moment): используется в связки со свободным вращением тела и отвечает за непрерывное линейное уменьшение/увеличение крутящего момента в течение времени.

В Rocky DEM есть возможность комбинировать кадры движения несколькими способами:

- Последовательное выполнение движений. Например, когда геометрия сначала совершает какое-то количество времени поступательное движение, а затем начинает совершать вращательные движения. В данном случае движения и их временные интервалы указываются в одном кадре движения. Может быть зациклено для выполнения периодического движения.
- Параллельное выполнение движений. Когда геометрия совершает и поступательное и вращательное движение одновременно. В таком случае в

основной кадр движения вкладывается дочерний кадр, задающий дополнительное движение, который затем назначается геометрии, т.к. он наследует движение родительского (основного) кадра.

- Совокупность последовательного и параллельного выполнения движений. Здесь, как и в пункте выше, геометрии назначается дочерний кадр движения.

Определение движения забойного скребкового конвейера

Скребковый конвейер был импортирован в проект Rocky DEM в виде геометрии рештака и скребка (рисунок 3.7).

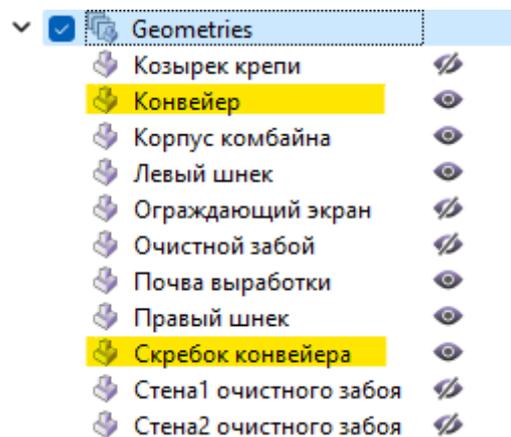


Рисунок 3.7 – Импортированные в Rocky DEM элементы скребкового конвейера

В очистном забое транспортировка отбитой горной массы вдоль забоя осуществляется по неподвижному рештаку конвейера при помощи его скребков, закрепленных на одной или нескольких тяговых цепях, которые и приводят их в движение. Аналогично и в имитационной модели движение отбитой массы по конвейеру осуществляется скребками.

В Rocky DEM существует параметр репликации геометрии, который позволяет размножить одну и ту же геометрию с заданным интервалом вдоль выбранной траектории движения. В сочетании с кадрами движения и периодическим движением данный параметр может быть полезен для

моделирования работы скребкового конвейера в имитационной модели. Так один импортированный скребок может превратиться в полноценную систему скребков.

В Rocky DEM преобразование геометрии одного скребка в систему скребков включает следующие шаги [225]:

- 1) определение набора перемещений скребка вдоль рештака, а также вокруг него для поворота на противоположную сторону конвейера, с помощью одного кадра движения с последовательно заданными движениями;
- 2) выбор периодического движения для данного кадра движения, позволяющего повторять набор движений с определенным интервалом;
- 3) назначение данного кадра движения геометрии скребка конвейера;
- 4) выбор параметра репликации геометрии скребка, указывающий Rocky DEM о необходимости создания определенного количества копий с аналогичными заданными движениями через равные промежутки времени вдоль траектории движения.

Шаги 1 и 2 выполняются в разделе Motion Frame. Комплексное движение скребка вдоль рештака конвейера состоит из следующих отдельных движений:

- 1) поступательное движение скребка вправо вдоль оси X по верхней стороне конвейера;
- 2) вращательное движение скребка по дуге конвейера вокруг оси Z для поворота на нижнюю сторону конвейера;
- 3) поступательное движение перевернутого скребка влево вдоль оси X по нижней стороне конвейера;
- 4) вращательное движение скребка по дуге конвейера вокруг оси Z для поворота на верхнюю сторону конвейера. Данное действие возвращает скребок в исходную позицию.

После завершения действия 4 происходит повтор движений 1-4 благодаря функции периодического движения (Periodic Motions).

Для определения движения и времени его действия необходимо знать следующие данные (рисунок 3.8):

V_c – скорость скребка;

L_k – длина конвейера;

R – радиус изогнутой части конвейера;

Время, необходимое скрепку для прохождения прямых и изогнутых участков конвейера вычисляется по формулам 4 и 5 соответственно.

$$t_{\text{п}} = \frac{L_k}{V_c}, \quad (4)$$

$$t_{\text{и}} = \frac{\pi R}{V_c}, \quad (5)$$

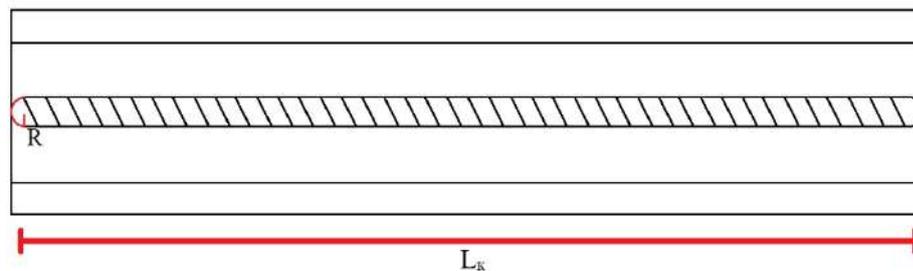


Рисунок 3.8 – Схематичный боковой разрез рештака конвейера с условными обозначениями параметров

Зная время выполнения каждого движения, по формуле 6 можно определить продолжительность времени, за которое скребок совершает полное передвижение по конвейеру до того, как вернется на исходную позицию.

$$t_{\text{общ}} = 2t_{\text{п}} + 2t_{\text{и}}, \quad (6)$$

Данное значение необходимо для настройки периодических перемещений и при настройке репликации геометрии.

На рисунке 3.9 представлены введенные параметры в проект Rocky DEM, задающие начальное положение скребка (Relative Position) и время выполнения периодического движения (Period) равное $t_{\text{общ}}$, поскольку необходимо, чтобы новая итерация движений начиналась сразу после завершения предыдущей итерации.

Name:	FrameConveyor		
Relative Position:	-26,674	0,0012	0,4725 m
Relative Rotation Vector:	1	0	0 m
Rotation Angle:			0 dega
Keep in Place:	<input type="checkbox"/>		
<input checked="" type="checkbox"/> Enable Periodic Motion			
Periodic Start Time:			0 s
Periodic Stop Time:			1000 s
Period:			107,163 s

Рисунок 3.9 – Параметры периодического движения

Далее необходимо задать набор движений перемещения скребка по конвейеру. Параметры каждого движения в кадре движения приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Параметры движений, совершаемых скребком конвейера

№	Движение	Тип	Время начала	Время окончания	Значение скорости
1	Поступательное движение скребка по верхний стороне конвейера	Translation	$t_{1,1} = 0$	$t_{1,2} = t_{\pi}$	V_c
2	Вращательное движение скребка для поворота на нижнюю сторону конвейера	Rotation	$t_{2,1} = t_{1,2}$	$t_{2,2} = t_{2,1} + t_{\pi}$	$-\omega_c$
3	Поступательное движение перевернутого скребка по нижней стороне конвейера	Translation	$t_{3,1} = t_{2,2}$	$t_{3,2} = t_{3,1} + t_{\pi}$	V_c
4	Вращательное движение скребка для поворота на верхнюю сторону конвейера	Rotation	$t_{4,1} = t_{3,2}$	$t_{4,2} = t_{4,1} + t_{\pi} = t_{\text{общ}}$	$-\omega_c$

В данном случае ω_c обозначает угловую скорость, с которой движется скребок по изгибу конвейера. Ее можно определить по формуле 7.

$$\omega_c = \frac{V_c}{R}, \quad (7)$$

Определенный в кадре движения набор действий будет повторяться до тех пор, пока не наступит время остановки периода (Periodic Stop Time). Параметры движений в наборе, определенные в проекте Rocky DEM, представлены на рисунке 3.10.

После завершения шага 2, созданный кадр движения можно назначить геометрии скребка и перейти к настройке репликации (шаг 3 и 4).

Для настройки репликации геометрии необходимо знать количество копий скребков (n_c), которые необходимо создать, а также интервал репликации (Replication Interval).

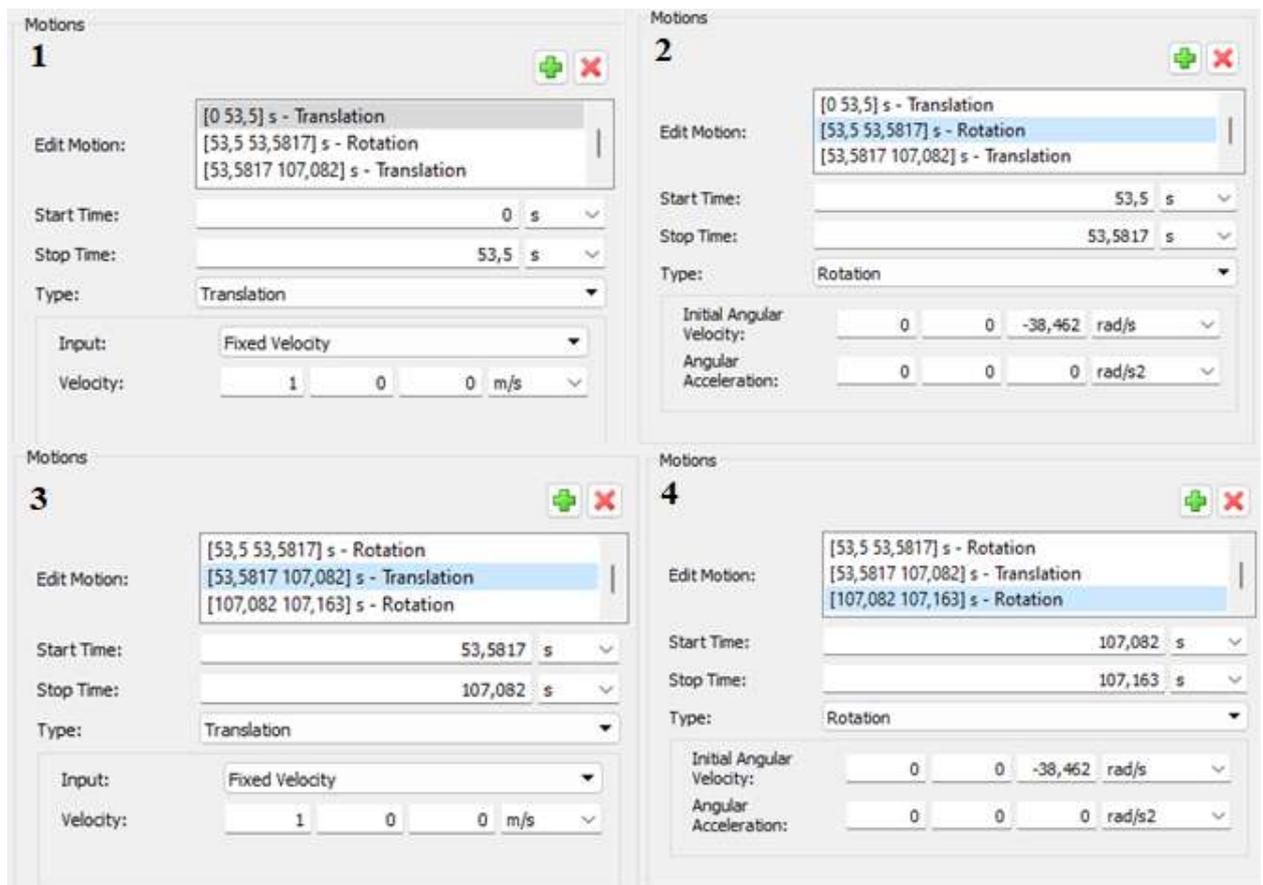


Рисунок 3.10 – Параметры набора движений скребка по конвейеру

Зная расстояние между скребками (l_c) и длину конвейера, можно определить необходимое количество копий скребка по формуле 8.

$$n_c = \frac{2L_K}{l_c}, \quad (8)$$

Тогда интервал репликации находится по формуле 9.

$$I = \frac{t_{\text{общ}}}{n_c}, \quad (9)$$

Параметры репликации скребка, определенные в проекте Rocky DEM, представлены на рисунке 3.11.

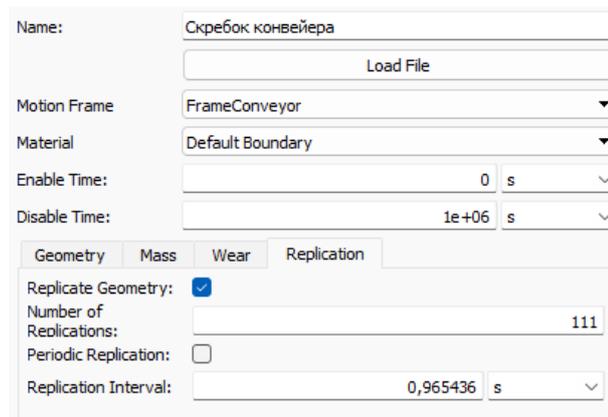


Рисунок 3.11 – Параметры репликации скребка в проекте Rocky DEM

Направление движения геометрий скребка и его копий отображено на рисунке 3.12.

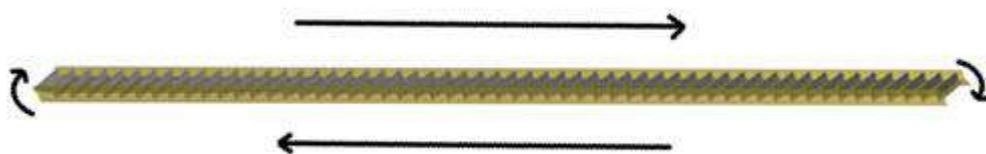


Рисунок 3.12 – Направления движения в имитационной модели выемки, совершаемых системой скребков

Определение движения питателя механизированной крепи

Механизированная крепь импортирована в проект Rocky DEM в виде геометрии корпуса крепи и питателя (рисунок 3.13).

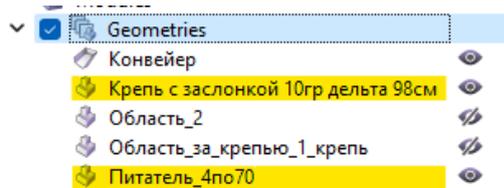


Рисунок 3.13 – Импортированные в Rocky DEM элементы секции механизированной крепи

В имитационной модели выпуска подкровельной толщи питатель должен совершает возвратно-поступательное движение, т.е. вибрацию, для выпуска раздробленной горной массы.

Rocky DEM позволяет задавать вибрацию геометрии благодаря встроенному периодически поступательному движению, которое является периодической версией поступательного движения [226]. Для определения возвратно-поступательного движения питателя крепи, необходимо знать следующие параметры:

- начальную частоту (Initial Frequency) – количество полных циклов за секунду;
- начальную амплитуду (Initial Amplitude) – максимальное смещение в указанном направлении относительно исходной точки;
- направление (Direction) – направление возвратно-поступательного движения по локальной оси кадра движения. В данном случае направление задается по осям Y и Z.

Параметры заданного в Rocky DEM возвратно-поступательного движения представлены на рисунке 3.14.

Name:	FrameFeeder		
Relative Position:	0	0	0 m
Relative Rotation Vector:	0	0	0 m
Rotation Angle:	0 dega		
Keep in Place:	<input type="checkbox"/>		
<input type="checkbox"/> Enable Periodic Motion			
<div style="text-align: right;"> <input type="button" value="+"/> <input type="button" value="X"/> </div>			
Edit Motion:	[0 1000] s - Periodic Translation (Vibration)		
Start Time:	0 s		
Stop Time:	1000 s		
Type:	Periodic Translation (Vibration)		
Initial Frequency:	0,5	Hz	
Initial Amplitude:	0,153	m	
Direction:	0	-0,06	-0,3
Initial Phase:	0	dega	
Frequency Variation:	0	Hz/s	
Amplitude Variation:	0	m/s	

Рисунок 3.14 – Параметры вибрационного движения питателя секции крепи в проекте Rocky DEM

Направление движения геометрии питателя отображено на рисунке 3.15



Рисунок 3.15 – Направление движения питателя в имитационной модели

В случае, когда секция по истечении определенного времени завершает выпуск и совершает передвижку, кадр движения для геометрии питателя дополняется поступательным движением по оси Z, которое будет чередоваться с возвратно-поступательным движением. Для геометрии корпуса секции назначается поступательное движение также по оси Z.

Питатель крепи будет иметь движения, представленные в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Движения, совершаемые питателем в модели с передвижкой крепи (t_b – время выпуска; t_{π} – время передвижки)

№	Движение	тип	Время начала	Время окончания	Вводимые параметры
1	Возвратно поступательное движение вдоль направления YZ	Periodic Translation (Vibration)	$t_{1,1} = 0$	$t_{1,2} = t_b$	Частота Амплитуда Направление
2	Поступательное движение вдоль оси Z	Translation	$t_{2,1} = t_{1,2}$	$t_{2,2} = t_{2,1} + t_{\pi}$	Скорость
3	Возвратно поступательное движение вдоль направления YZ	Periodic Translation (Vibration)	$t_{3,1} = t_{2,2}$	$t_{3,2} = t_{3,1} + t_b$	Частота Амплитуда Направление
...
n	Возвратно поступательное движение вдоль направления YZ	Periodic Translation (Vibration)	$t_{n,1} = t_{n-1,2}$	$t_{n,2} = t_{n,1} + t_b$	Частота Амплитуда Направление
n+1	Поступательное движение вдоль оси Z	Translation	$t_{n+1,1} = t_{n,2}$	$t_{n+1,2} = t_{n+1,1} + t_{\pi}$	Скорость

Временные интервалы поступательного перемещения крепи совпадают с интервалами поступательного перемещения питателя. Когда питатель совершает выпуск (возвратно-поступательное движение), корпус секции статичен. В интервалы, когда происходит передвижка корпуса и питателя секции крепи (поступательное движение), питатель не совершает возвратно-поступательных движений.

Набор движений с их временными интервалами для питателя и корпуса секции крепи представлены на рисунках 3.16 и 3.17 соответственно.

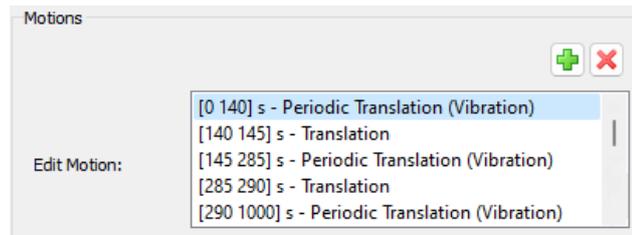


Рисунок 3.16 – Набор движений для питателя секции крепи и их временные интервалы в Rocky DEM

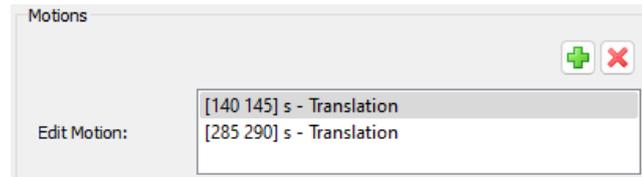


Рисунок 3.17 – Набор движений для корпуса секции крепи и их временные интервалы в Rocky DEM

3.3 Обоснование параметров и характеристик частиц

В таблице 3.4 представлены основные параметры частиц, изображенных на рисунке 3.1 - верхний слой (обозначенный синим цветом) обладает свойствами породного массива, ниже (зеленый и красный) изображен слой, обладающий свойствами угольного пласта. Красным цветом выделен произвольный объем угля, служащий контрольной линией для повышения визуализации движения массива частиц. Геометрические параметры частиц должны подбираться из условий разрабатываемых месторождений и не влияют на сущность предлагаемого подхода, однако для повышения адекватности были сформулированы на основе работ китайских, индийских и американских авторов (Wang Jiachen, Wei Weijie, Zhang Jinwang, Mishra, Brijes) [143,227].

Таблица 3.4 - Физические параметры материалов в модели

	Уголь	Порода	Сталь
Физические параметры частиц			
Модуль Юнга (упругости), ГПа	2,40	13,58	190
Коэффициент Пуассона	0,16	0,21	0,3
Плотность, кг/м ³	1300	2000	7800

Геометрические параметры частиц			
Диаметр частиц, м	Соотношение, %		
0 – 0,09	13,83	–	–
0,09 – 0,18	46,31	–	–
0,18 – 0,27	20,34	–	–
0,27 – 0,36	19,52	13,83	–
0,36 – 0,45	–	46,31	–
0,45 – 0,54	–	20,34	–
0,54 – 0,63	–	19,52	–
Параметры контактов между частицами			
Коэффициент сопротивления качению	0,2	0,2	–

Выпуск угля через секцию крепи осуществляется питателем, установленным в перекрытии механизированной крепи. Питатель, выполняя возвратно-поступательные движения, должен равномерно регулировать движение угля через выпускное отверстие. Ранее было установлено, что наибольшей производительностью обладает ступенчатый питатель, у которого рабочая поверхность направлена вдоль плоскости движения, ориентированной под углом к горизонту. Параметры питателя, используемые в модели: $l_s = 0,7$ м; $h_s = 0,05$ м; $\alpha = 12^\circ$; $\nu = 0,5$ Hz; $A = 0,15$ м, где ν – частота возвратно-поступательного движения, A – амплитуда движения. Ширина одной секции – два метра, ширина окна питателя – один метр. Параметры лавного конвейера аналогичны модели “Анжера-30” (ОАО “Анжеромаш”): производительность 1000 т/ч, скорость движения тягового органа 1,0 м/с.

Проведенные эксперименты по сравнению моделей позволили установить требуемые для сохранения подобия поведения частиц значения параметров (таблица 3.5) и применяемых моделей взаимодействия частиц (коэффициенты статического и динамического трения, коэффициент восстановления).

Таблица 3.5 - Параметры моделей, обеспечивающие подобие поведения частиц сферической формы многогранным частицам

Параметры модели	со сферическими частицами	с многогранными частицами
Модель нормальной силы	Hertzian Spring Dashpot	Hysteretic linear Spring
Модель касательной силы	Mindlin-Deresiewicz	Linear Spring Coulomb Limit
Коэффициент сопротивления качению	0,2	0,1
Тип засыпки	Volume Fill	Continuous Injection
Заполнение породой	196 558кг	194 624кг
Заполнение углем	81 851кг	80 862кг

Выбор контактной нормальной силы в модели выемки угля обусловлен тем, что модель гистерезисной линейной пружины (Hysteretic Linear Spring) [228] позволяет работать с моделями мгновенной поломки, необходимыми для моделирования процесса разрушения угольного массива. Модель гистерезисной линейной пружины является упругопластической (отталкивающей и диссипативной) моделью нормального контакта и позволяет моделировать рассеивание энергии пластической деформации в точке контакта без дополнительных затрат времени на моделирование.

С выбранной моделью нормальной силы гистерезисной линейной пружины в Rocky DEM работает несколько моделей касательной силы, но только одна из них совместима с выбранной моделью сопротивления качению. Модель касательной силы линейного пружинного кулоновского предела (Linear Spring Coulomb Limit) [224] является силой упругого трения, не превышающего Кулоновского предела.

Для контактного вязкоупругого взаимодействия сферических частиц в модели выпуска угля подкровельной толщи в качестве нормальной составляющей силы была выбрана модель пружины Герца (Hertzian Spring-Dashpot) [229], основанная на классической теории контакта Герца, а для касательной составляющей – модель Миндлина-Дересевича [230,231].

Модель линейной адгезии в Rocky DEM ведет себя подобно притягивающей линейной пружине. Пока расстояние между двумя объектами меньше расстояния сцепления, сила сцепления будет равна нулю, как только порог будет перейден сила сцепления будет увеличиваться [224]. Т.е. чем больше площадь перекрытия контакта между объектами, тем больше сила сцепления, что позволяет получить точную модель для представления уплотнения гранулированных материалов под напряжением.

Выбранная модель сопротивления качению, называемой пределом линейного качения пружины (Type C: Linear Spring Rolling Limit), представляет собой упругопластическую модель, включающую в себя поглощение колебаний вязким трением [224]. Данная модель позволяет учитывать шероховатость материала, особенной в модели с выпуском, т.к. в ней частицы угля и породы представлены в виде сфер. Также данная модель сопротивления качению совместима с моделями адгезии, необходимыми для сцепления в модели выемки.

Созданы модели (рисунок 3.18) с заполнением моделируемого объема частицами разной формы. Многогранные частицы имеют схожее сферам распределение по размерам, представленным в таблице 3.4, но с характерными дополнительными параметрами (таблица 3.6).

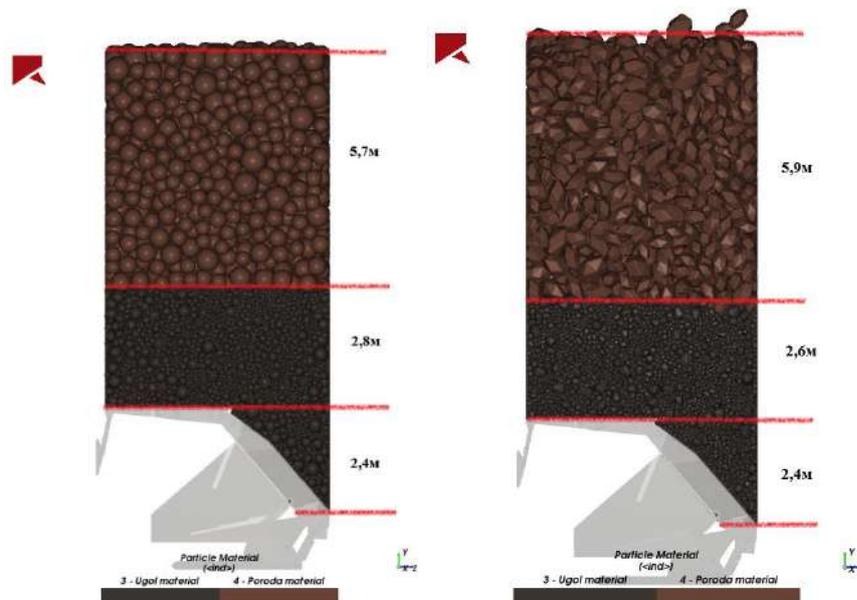


Рисунок 3.18 – Модели с частицами разной формы

Таблица 3.6 - Параметры формы многогранных частиц

Параметры	Уголь	Порода
Соотношение сторон по вертикали	1,25	1,5
Соотношение сторон по горизонтали	0,7	0,75
Сглаживание	1	0,25
Количество углов	11	15
Суперквадратичная степень	6,2	2

Пример генерации сферических частиц через заполнение объема (Volume Fill) приведен на рисунке 3.19.

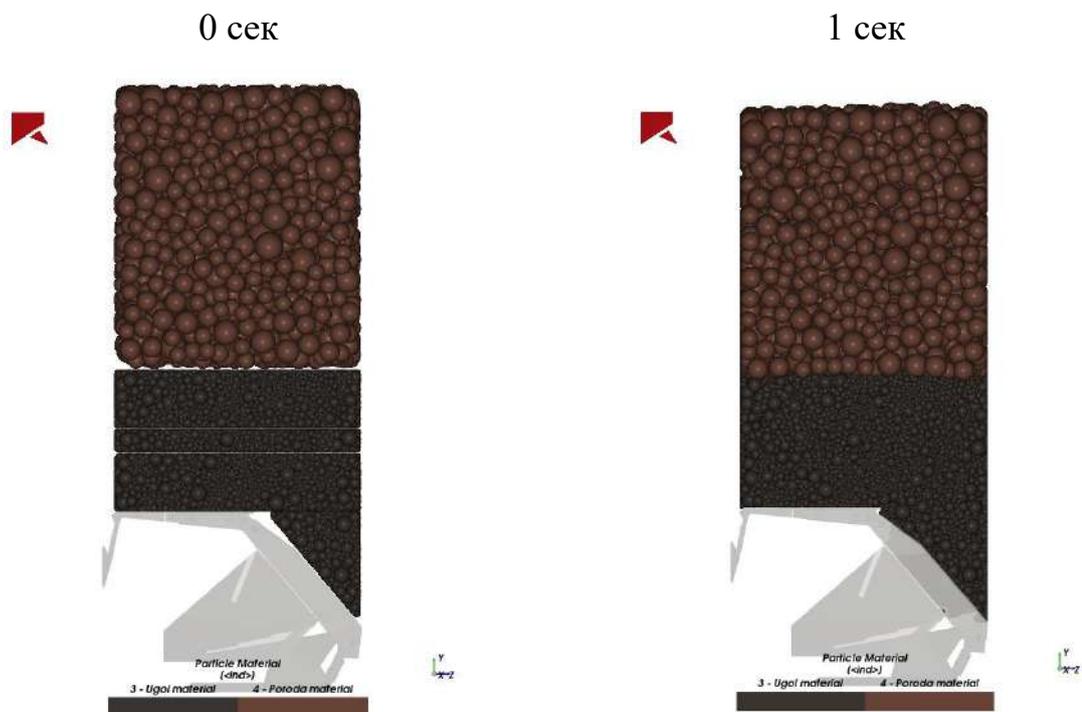


Рисунок 3.19 – Пример генерации сферических частиц

Общий вид сгенерированной модели приведен на рисунке 3.20.

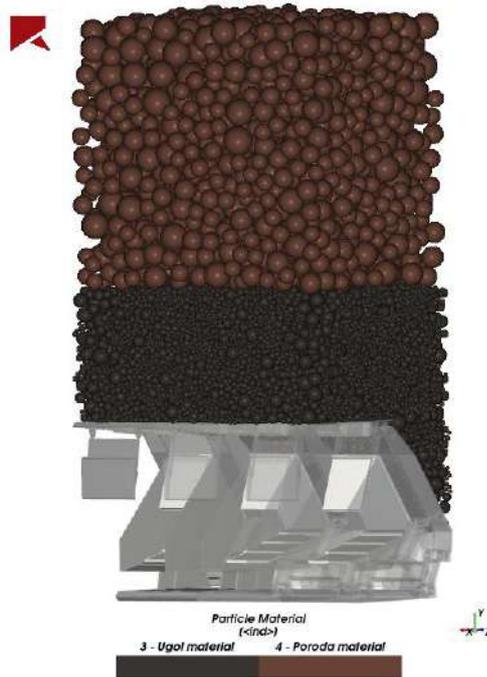


Рисунок 3.20 – Общий вид сгенерированной модели

Параметры модели:

- модель нормальной силы: Hertzian Spring Dashpot,
- модель касательной силы: Mindlin-Deresiewicz,
- коэффициент сопротивления качению $RR = 0,2$.

Параметры заполнения Volume Fill:

Объем заполнения породы: $187,2\text{м}^3$ (6x6x5,2м).

Объем заполнения угля:

- за крепью: $14,4\text{м}^3$,
- над крепью: $93,6\text{м}^3$ (6x3x5,2м).

Генерация многогранных частиц засыпкой (Continuous Injection) (рисунок 3.21). Общий вид сгенерированной модели с использованием многогранных частиц приведен на рисунке 3.22.



Рисунок 3.21 – Пример генерации многогранных частиц засыпкой



Рисунок 3.22 – Общий вид сгенерированной модели при использовании многогранных частиц

Параметры модели:

- модель нормальной силы: Hysteretic linear Spring,
- модель касательной силы: Linear Spring Coulomb Limit,
- коэффициент сопротивления качению $RR = 0,1$.

Таблица 3.7 – Параметры формы частиц

	Уголь	Порода
Соотношение сторон по вертикали	1,25	1,5
Соотношение сторон по горизонтали	0,7	0,75
Сглаживание	1	0,25
Количество углов	11	15
Суперквадратичная степень	6,2	2

Параметры заполнения Continuous Injection:

Скорость заполнения породы: 194377 кг/с (длительность 1 с).

Скорость заполнения угля:

- За крепью: 10738 кг/с (длительность 1 с)
- Над крепью: 70956 кг/с (длительность 1 с)

Таблица 3.8 – Общая масса сгенерированных частиц в моделях

	Модель со сферическими частицами, кг	Модель с многогранными частицами, кг
Уголь за крепью	13 856	15 348
Уголь над крепью	68 081	65 602
Порода	196 558	194 624

Всего сгенерировалось угля в моделях:

- со сферами: 81 851 кг,
- с многогранниками: 80 862 кг.

Всего сгенерировалось породы в моделях:

- со сферами: 196 558 кг,
- с многогранниками: 194 624 кг.

Массовый расход в моделях (временной интервал анализа - до первого появления породы на питателе) приведен в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Данные о массовом расходе угля в моделях с разными коэффициентами

Сферы (RR = 0,2)	Сфера (RR = 0,577)	Многогранники (RR = 0.1)
115 с	231 с	185 с
68 кг/с	52 кг/с	55 кг/с

Видно, что разница в массовом расходе угля между моделями с частицами-сферами существенная, при этом модель со сферами, где RR равен 0,577 имеет схожий массовый расход с моделью, где частицы-многогранники. В модели, где $RR = 0,577$ возникали на непродолжительное время самообрушаемые зависания, которые могли повлиять на итоговое значение массового расхода.

Данные о времени моделирования достижения одних и тех же этапов процесса выпуска для разных моделей приведены в таблице 3.10, пример подобного этапа приведен на рисунке 3.23.

Таблица 3.10 – Время моделирования достижения одинаковых этапов

	Модель со сферическими частицами (RR=0,2), мин	Модель со сферическими частицами (RR=0,577), мин	Модель с многогранными частицами, мин
Генерация частиц (2 с/6 с)	5	5	261
Равное модельное время (100 с)	272	275	7 422
Появление породы на конце питателя (113 с/229 с/179с выпуска)	307	616	13 086
Общее время (115 с/231 с/185 с)	312 (~5 ч)	621 (~10 ч)	13 347 (~223ч)

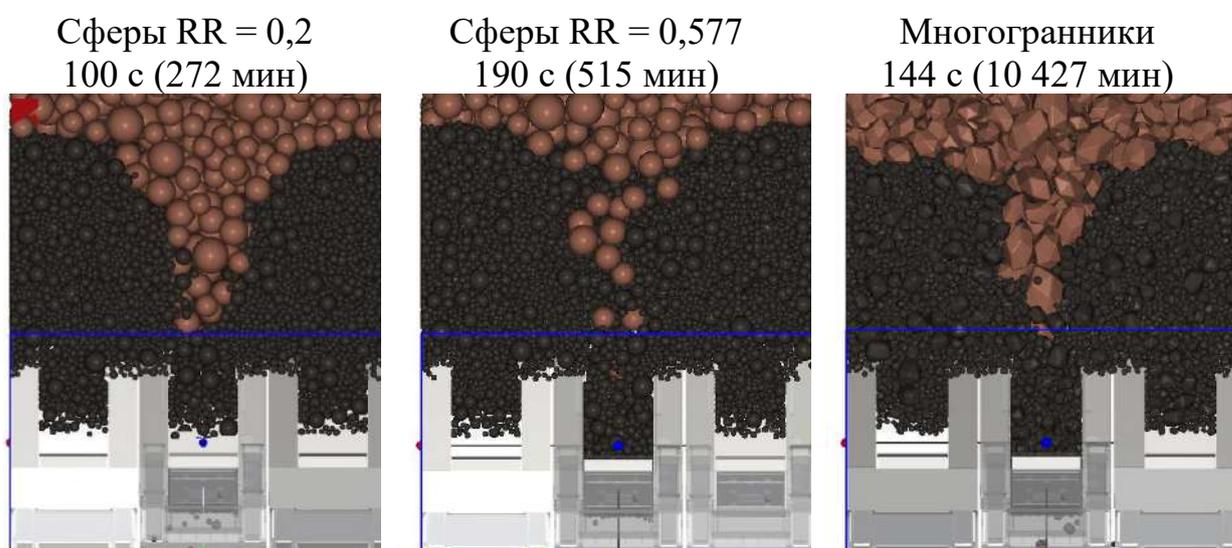


Рисунок 3.23 – Достижение породой выпускного окна при различных вариантах моделирования частиц

Установлено, что при сохранении подобия процесса выпуска с разными формами частиц модель с многогранными частицами моделируется в 26 раз дольше моделей со сферическими частицами. Так на рисунке 3.24 приведены скриншоты моделирования поведения частиц в интервале первых 100 с выпуска.

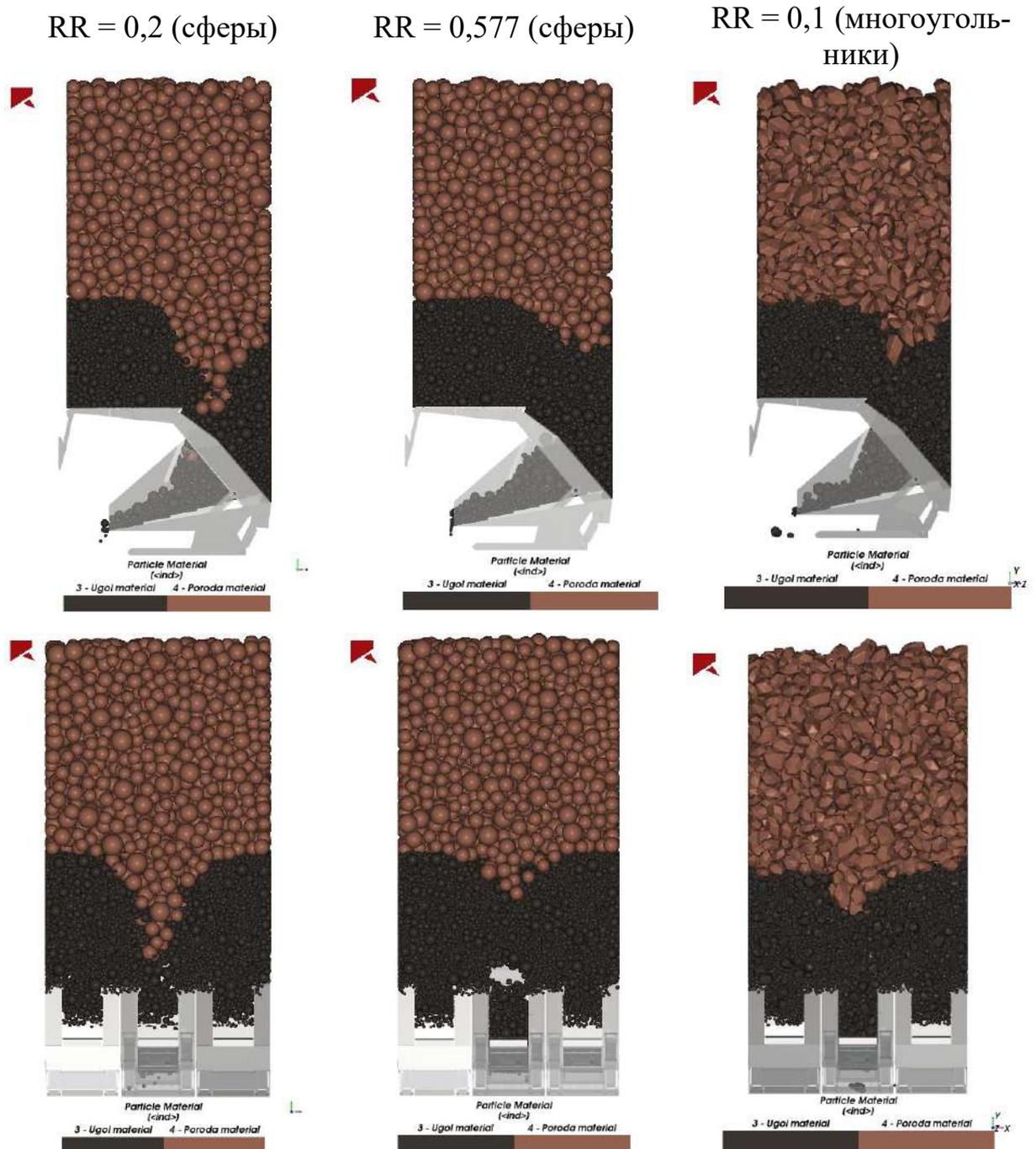


Рисунок 3.24 – Скриншоты моделей по прошествии 100 с

Из рисунка 3.24 видно, что несмотря на то, что в модели с $RR=0,577$ и в модели с многогранными частицами не происходило длительных зависаний, в модели со сферическими частицами и $RR=0,2$ частицы породы практически достигли выпускного окна за 100 с выпуска, в то время как в двух других моделях порода только начала формировать «воронку». При этом видно, что в модели с частицами-сферами, где $RR=0,577$, линия соприкосновения двух

материалов (уголь и порода) в разрезах сбоку и сзади визуально схожа с линией в модели с многогранниками.

Первое появление породы на конце питателя для моделей с разными частицами визуально показано на рисунке 3.25.

RR = 0,2 (сферы)
(113с выпуска)

RR = 0,577 (сферы)
(229с выпуска)

RR = 0,1 (многоуголь-
ники)
(179с выпуска)

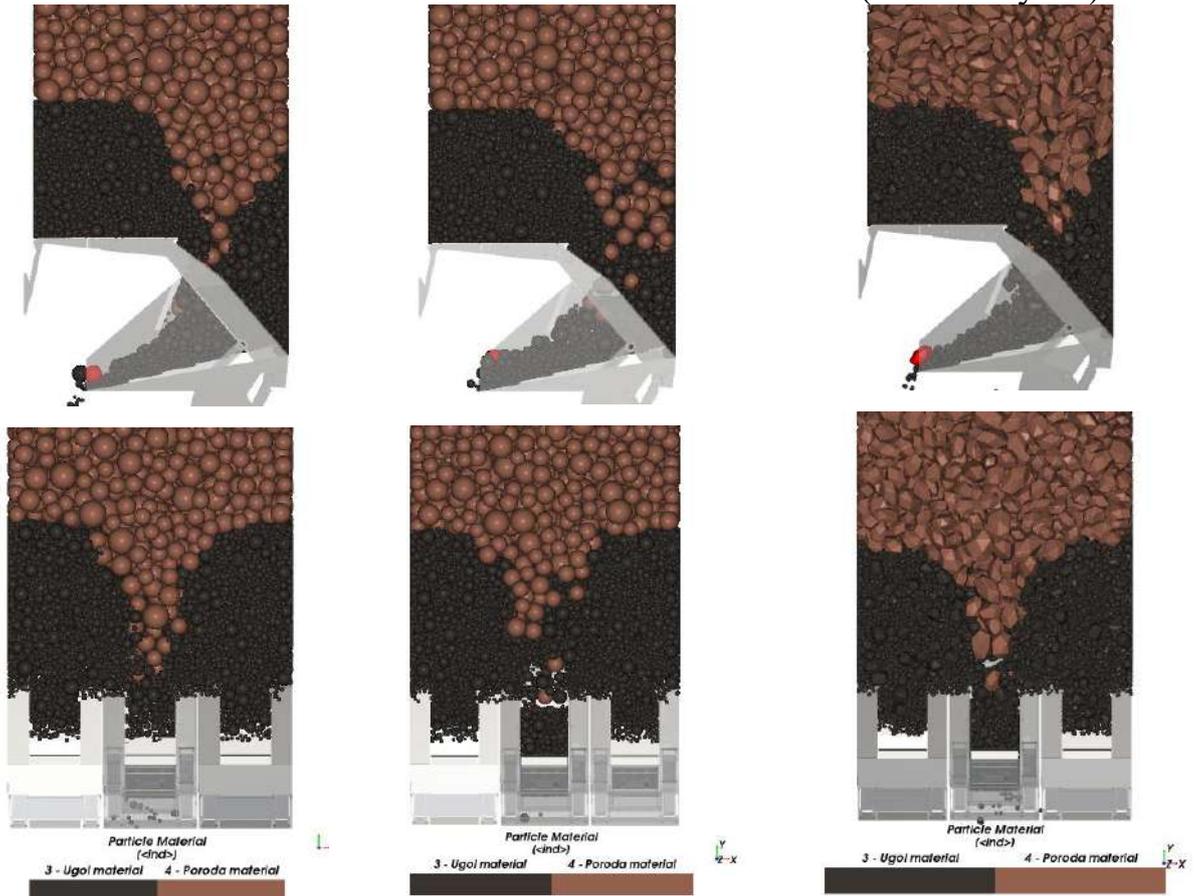


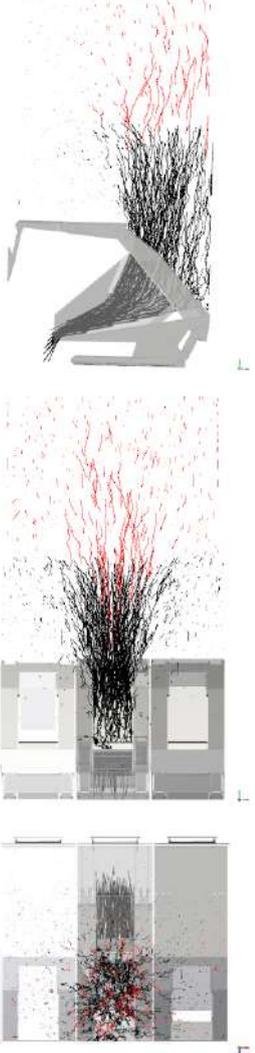
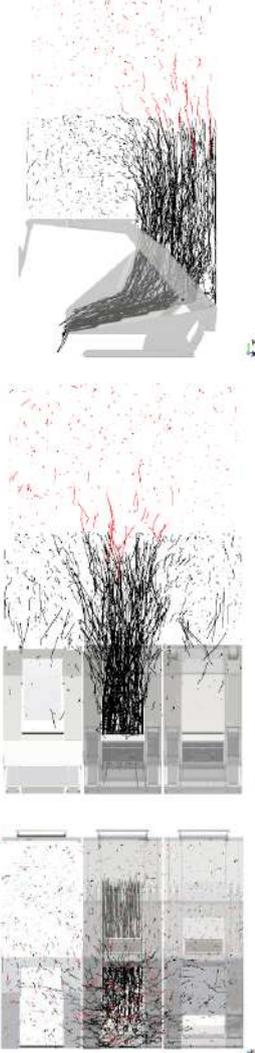
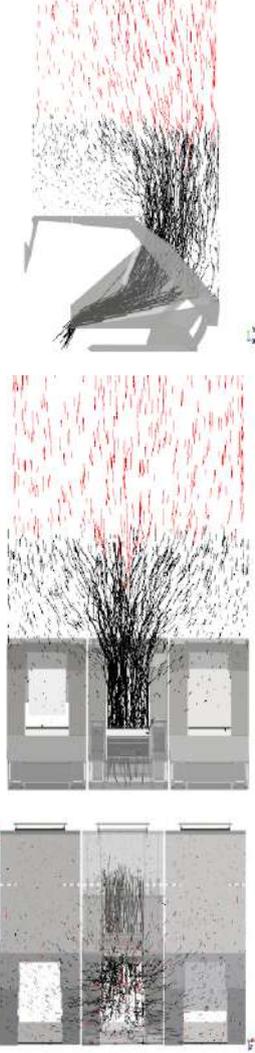
Рисунок 3.25 – Первое появление породы на конце питателя

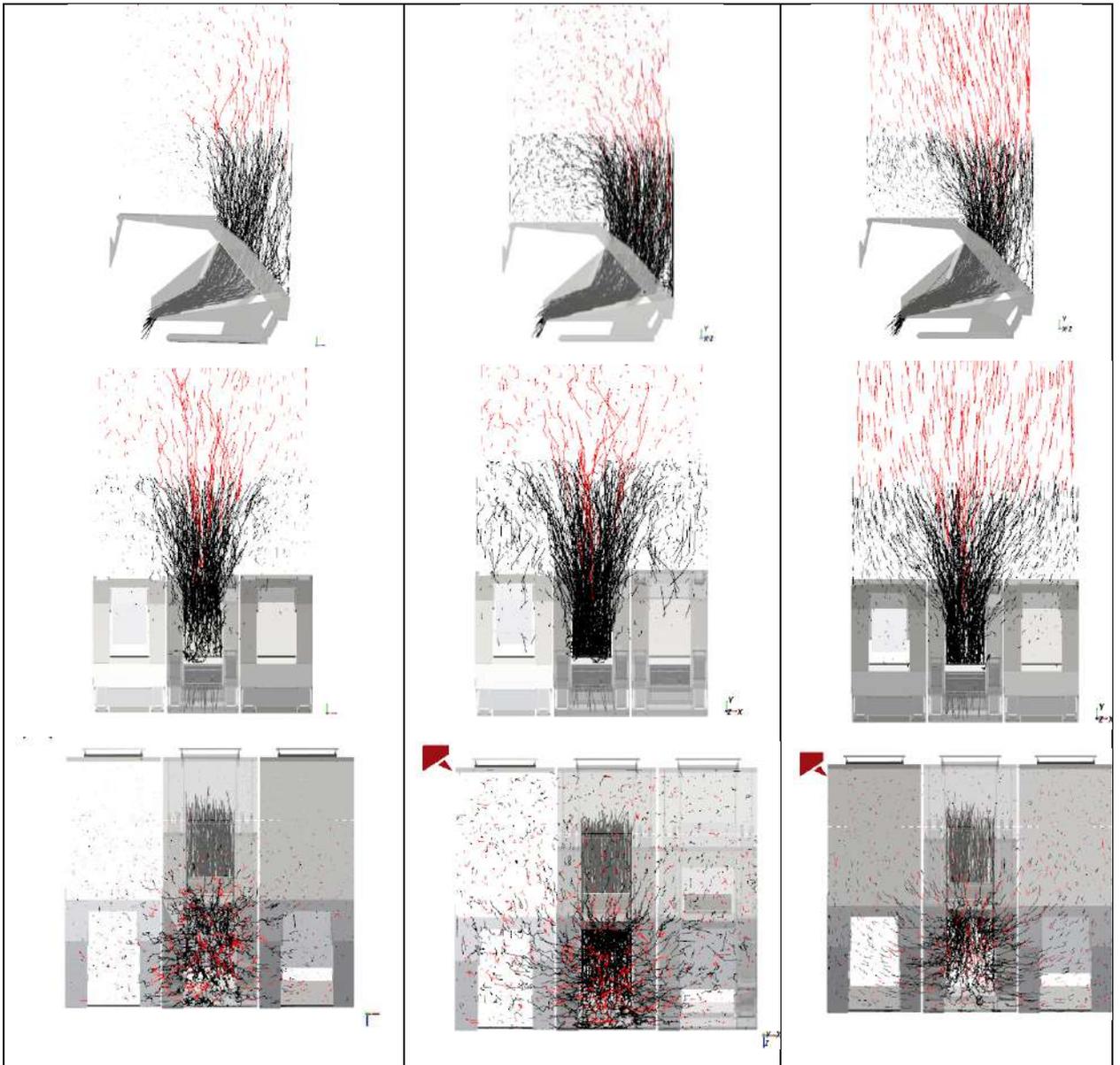
Здесь видно, что в модели с многогранниками порода начала выходить раньше на 50 с, чем в модели со сферами и $RR = 0,557$, несмотря на схожесть этих двух моделей, отмеченную выше.

Для оценки правильности выбранного коэффициента RR проведена оценка траекторий движения частиц на различных интервалах времени, соответствующих показанным в таблице 3.10. Скриншоты приведены в таблице

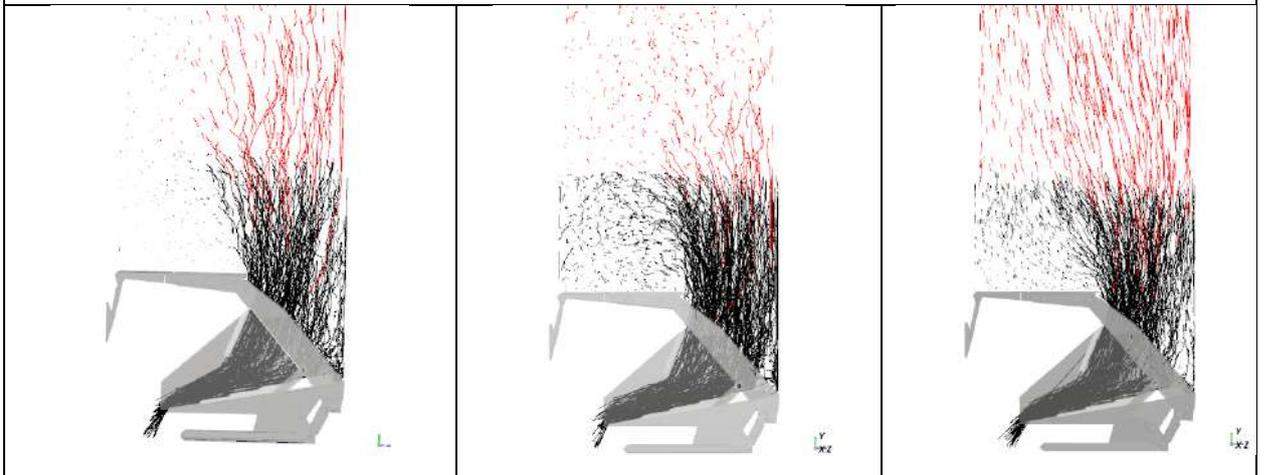
3.11. В таблице 3.12 приведены скриншоты с окраской траекторий частиц, находящихся над разными секциями.

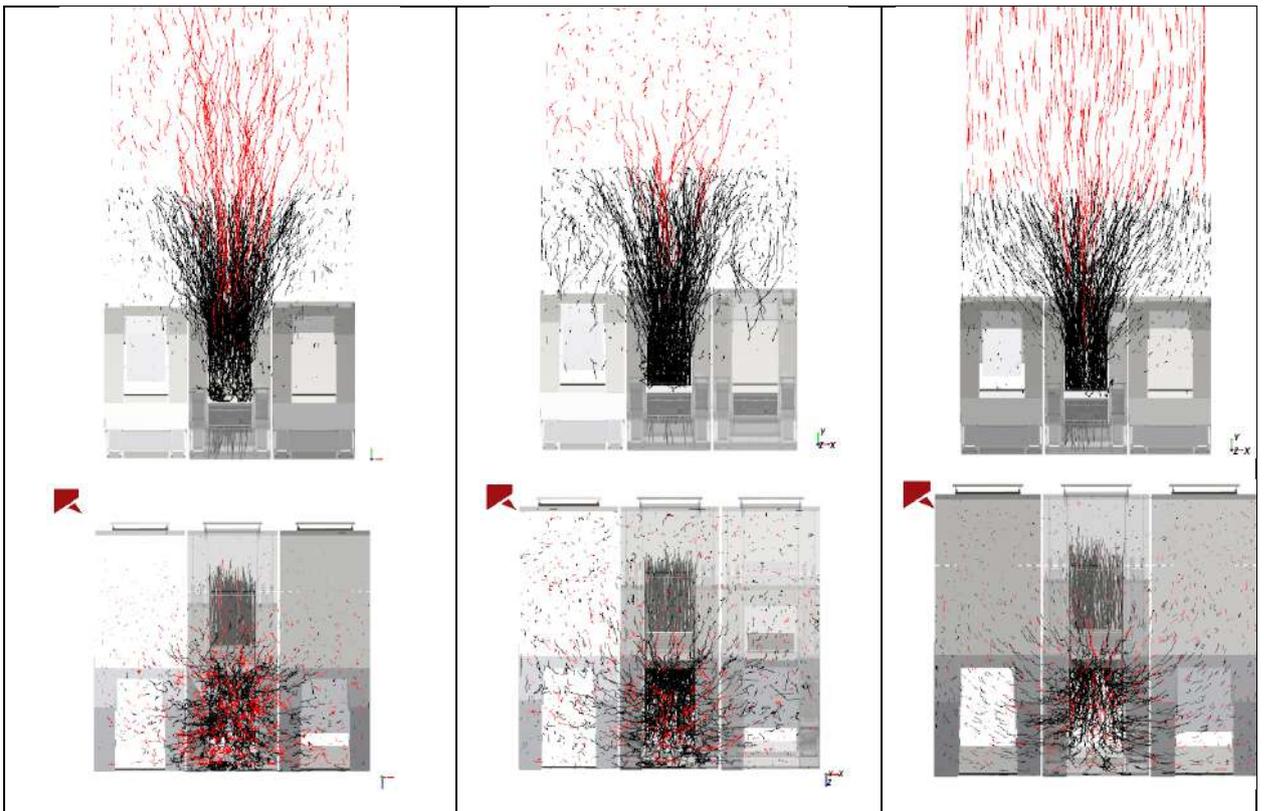
Таблица 3.11 - Траектория движения частиц в моделях с разными формами частиц

RR = 0,2 (сферы)	RR = 0,577 (сферы)	RR = 0,1 (многоугольники)
100 с выпуска		
		
Начало выпуска породы (113 с/229 с/179 с)		



200 с выпуска

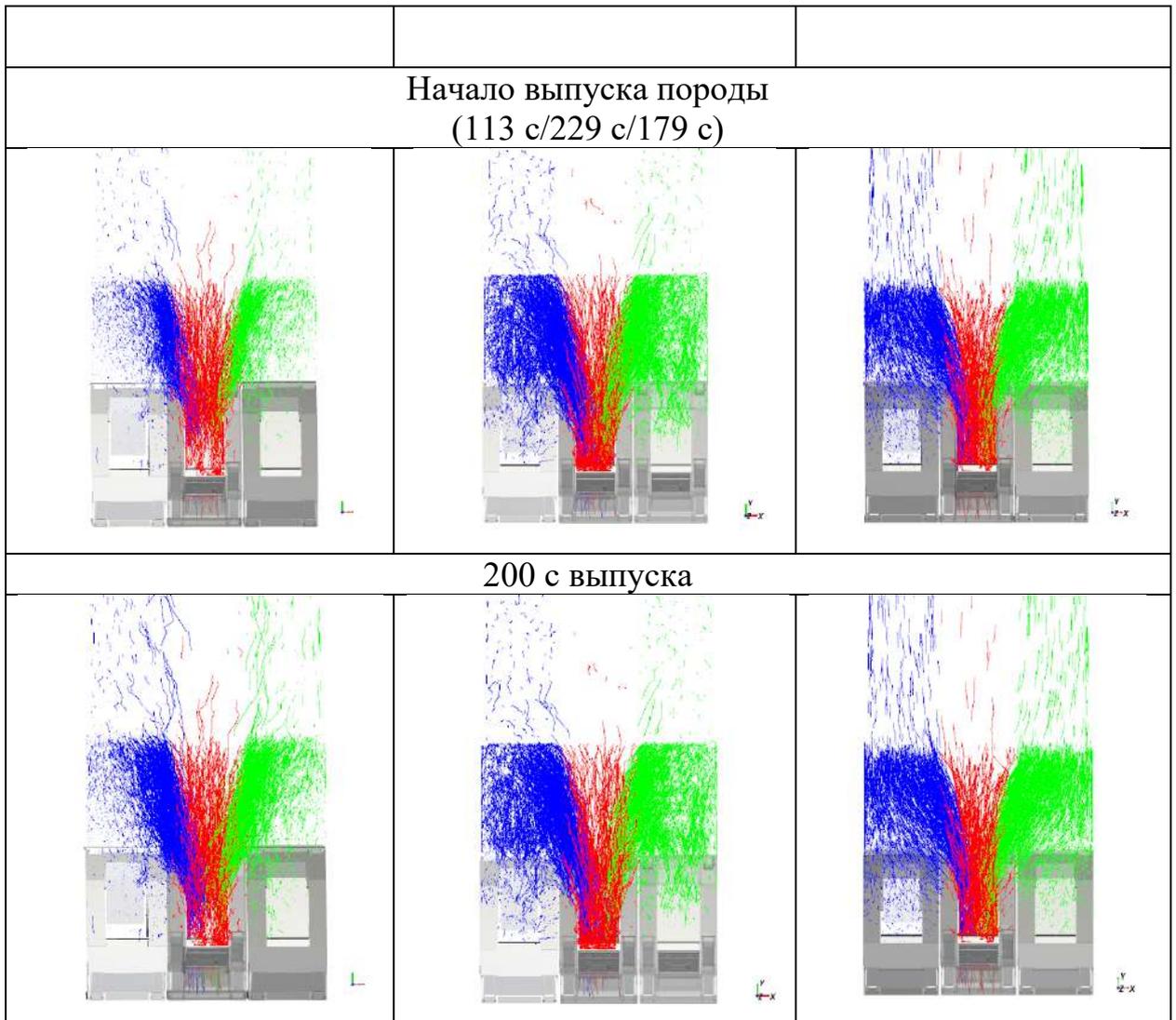




Чем меньше коэффициент сопротивления качению в моделях со сферическими частицам, тем траектория движения частиц становится более прямой.

Таблица 3.12 – Окрашивание траекторий по секторам (по сектору над каждой крепью)

RR = 0,2 (сферы)	RR = 0,577 (сферы)	RR = 0,1 (многогранники)
100 с выпуска		



Таким образом установлено, что использование сферических частиц с подобранными параметрами и моделями взаимодействия, и коэффициентом $RR = 0,2$ позволяет при сохранении подобия движения потока моделируемой горной массы сократить время расчёта по сравнению с многогранными частицами в 26 раз. Исходя из сказанного в дальнейших расчётах будут использоваться частицы сферической формы в моделях с установленными выше параметрами.

3.4 Оценка адекватности моделей

В целом из полученных траекторий (таблицы 3.11 и 3.12) видно, что движение частиц соответствует описанному в теории выпуска Карамаджяном

А.А., Стажевским С.Б., Ханом Г.Н. [60] и продемонстрированным в работе Лаптева В. В. [232], что подтверждает адекватность разработанных моделей. Кроме указанного при проведении экспериментов наблюдались явления, известные из литературы и считающиеся доказанными, например, форма фигуры выпуска, пристенные зоны Прандтля, арки свободного зависания и ряд других. Описание указанных явлений приведено в соответствующих разделах по тексту и в данном – не рассматриваются.

На рисунке 3.26 приведены траектории движения частиц, рассчитанные с использованием численной модели технологии после двух передвижек на интервале 290-430 с. Для наглядности представлена плотность траекторий – каждой 50-й частицы. В явном виде наблюдается явление «разворота» массива частиц, моделирующих угольный пласт, после трех передвижек непосредственно перед началом выпуска угля. Эта своеобразная подготовка массива обеспечивает повышение полноты извлечения полезного ископаемого при сохранении его качества.

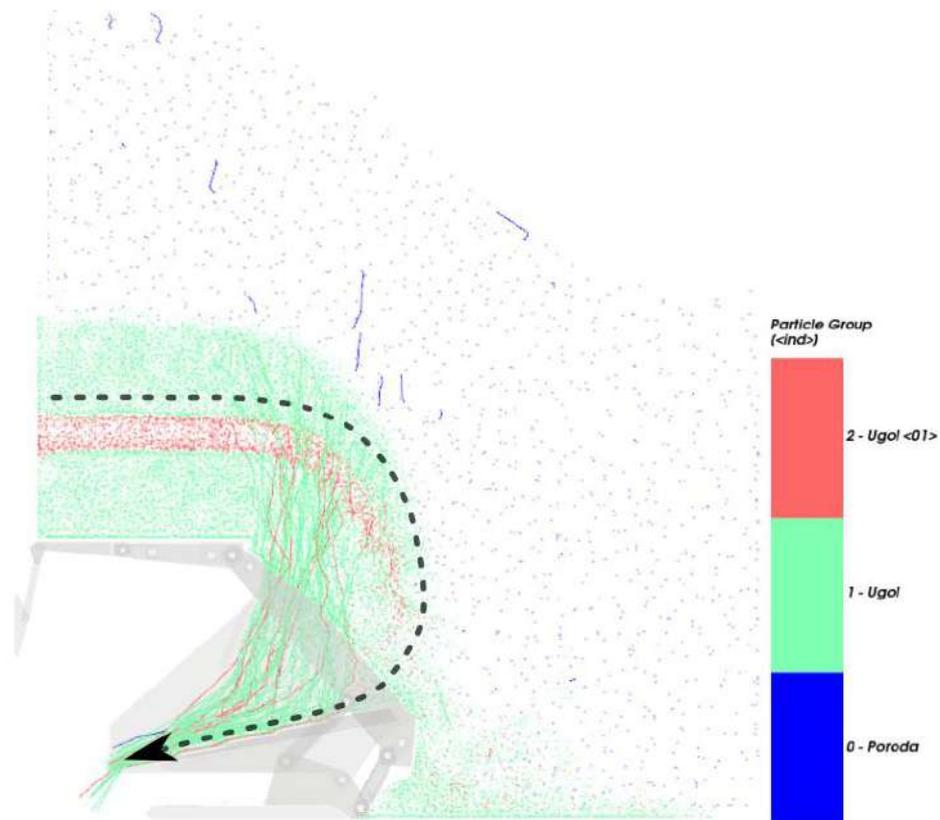
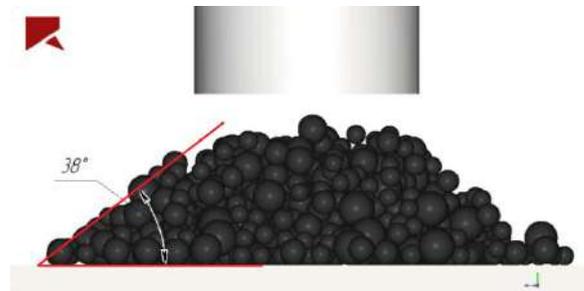
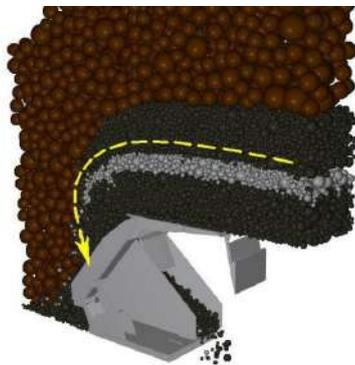
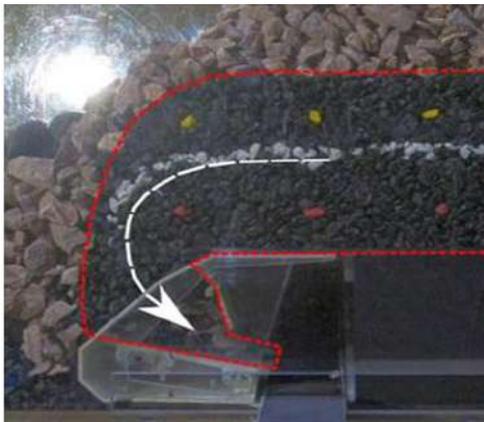


Рисунок 3.26 – Визуальное отображение «разворота» угольного массива в технологии с выпуском угля

Так же был применен стандартный метод проверки адекватности разработанных моделей: сравнение модельных данных с результатами аналогичных исследований других авторов, лабораторными исследования на физической установке [204] (рисунок 3.27а), а также по соответствию угла естественного откоса модельных частиц реальным значениям (рисунок 3.27б). Проведение тестов по определению угла естественного откоса представлены в Приложении Б.



а)

б)

Рисунок 3.27– Оценка адекватности моделей а) сравнением с результатами физического моделирования в ИУ ФИЦ УУХ СО РАН и б) через определение угла естественного откоса

Результаты оценки показали высокий уровень сходимости результатов. Погрешность составила менее 8%.

3.5 Исследование влияния ширины выпускного окна на величину массового расхода угля

На разработанных моделях проведена серия экспериментов по исследованию и обоснованию области ГГУ (мощность подкровельной толщи, влияние основной кровли) и ГТУ (ширина выпускного окна, угол наклона питателя, количество передвижек для одного выпуска, износостойкость элементов конструкции), при которых целесообразно и наиболее эффективно с точки зрения производительности и полноты выемки применение технологии.

Для определения зависимости массового расхода угля от ширины выпускного окна (ВО) размер 3D-модели механизированной крепи был изменен вдоль одной оси так, чтобы ширина выпускного окна составляла 0,75 м, 1,4 м и 1,75 м (рисунок 3.28).



Рисунок 3.28 – Первоначальная 3D-модель механизированной крепи шириной 2 м и измененные 3D-модели крепи шириной 1,75 м, 2,4 м и 2,75 м

В таблице 3.13 представлены значения массового расхода угля для разной ширины выпускного окна при 22 градусах угла наклона заслона и частоте работы питателя 0.5 Гц, полученные после проведения имитационного моделирования с измененными 3D-моделями крепи.

Таблица 3.13 – Массовый расход угля при разной шире выпускного окна

Ширина выпускного окна, м	0,75	1	1,4	1,75
Массовый расход угля, кг/с	42	78	118	159

В таблице 3.14 приведены результаты однофакторного дисперсионного анализа по оценке влияния ширины ВО.

Таблица 3.14 – Однофакторный дисперсионный анализ

ИТОГИ						
<i>Группы</i>	<i>Счет</i>	<i>Сумма</i>	<i>Среднее</i>	<i>Дисперсия</i>		
ширина	4	4,9	1,225	0,1942		
массовый расход	4	397	99,25	2550,25		
Дисперсионный анализ						
<i>Источник вариации</i>	<i>SS</i>	<i>df</i>	<i>MS</i>	<i>F</i>	<i>P-Значение</i>	<i>F критическое</i>
Между группами	19217,8	1	19217,8	15,07	0,00815	5,99
Внутри групп	7651,333	6	1275,222			
Итого	26869,13	7				
Так как $F_{наблюдаемое} > F_{критическое}$ проводить оценку целесообразно.						
Влияние фактора 0,715						

В ранее построенной таблице массового расхода угля, полученной путем проведением имитационных экспериментов с крепью, ширина выпускного окна которого равнялась 1 метру, данное значение при аналогичных параметрах составило 78 кг/с (таблица 3.15), что больше значения полученного для ВО шириной 0,75 м в 1,9 раз и меньше значений полученных для ВО 1,4 м и 1,75 м в 1,5 и 2 раза соответственно. Другими словами, увеличение выпускного окна на 40% и 75% привело к росту массового расхода угля на 51,3% и 104% соответственно, а его уменьшение на 25% снизило массовый расход угля на 46,2%.

Исходя из полученных данных видно, что присутствует зависимость массового расхода угля от ширины выпускного окна, приближенная к прямой линейной зависимости (рисунок 3.29-3.30).

Таблица 3.15 – Таблица массового расхода угля при разных сочетаниях угла наклона заслона и частоты работы питателя (угол наклона питателя 12°)

Массовый расход угля, кг/с								
Угол наклона заслона, °	Частота работы питателя, Гц							
	0,25	0,29	0,33	0,4	0,5	0,67	1	2
10	25	33	44	49	63	83	129	285
15	39	42	47	53	68	89	136	293
22	47	52	53	64	78	96	152	304
30	57	67	75	78	89	115	174	329
35	75	81	80	96	110	136	183	347
40	101	110	114	117	142	157	353	377
45	141	151	150	166	175	200	246	400

Ширина выпускного окна, м	Массовый расход, кг/с
0,75	42
1	78
1,4	118
1,75	159

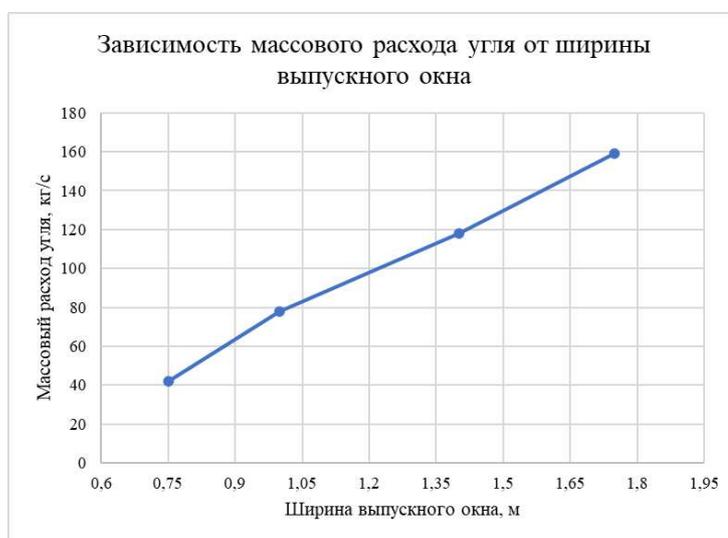


Рисунок 3.29 – График зависимости массового расхода угля от ширины выпускного окна

Ширина выпускного окна, м	% массового расхода
0,75	54
1	100
1,4	151
1,75	204



Рисунок 3.30 – График зависимости % массового расхода угля от ширины выпускного окна (за 100% взято значение массового расхода угля при ширине ВО 1 м)

Установлено влияние ширины выпускного окна на значение массового расхода угля для механизированных крепей шириной 1,75 м, 2 м, 2,4 м и 2,75 м. Однофакторный дисперсионный анализ показал, что влияние рассматриваемого фактора составляет 0,715. Увеличение выпускного окна на 40% и 75% привело к росту массового расхода угля на 51,3% и 104% соответственно, а его уменьшение на 25% снизило массовый расход угля на 46,2%. Таким образом установлено, что однократный прирост значения ширины выпускного окна приводит к увеличению значения массового расхода при выпуске в 2,1 раза (рисунок 3.31).

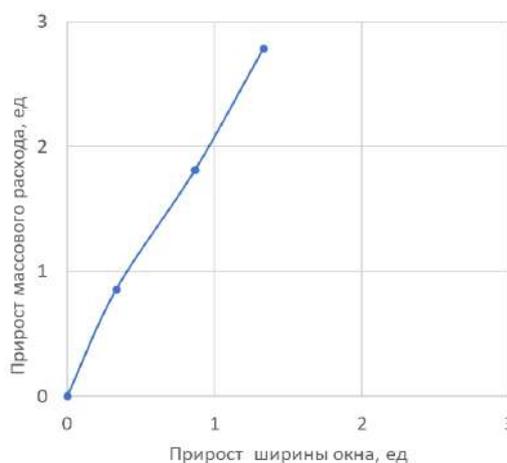


Рисунок 3.31 – График зависимости роста массового расхода угля от роста ширины выпускного окна

3.6 Форма фигуры выпуска и связь её параметров с показателями эффективности геотехнологии

Первая характеристика зон потока в гранулированных материалах была проведена в физических моделях, созданных для изучения конструкции силосов (например [52, 233–235]). В этих исследованиях эллипсоид движения был определен во время гравитационного потока [236]. На рисунке 3.32 представлен эллипсоид движения в центре, сгенерированный во время выемки. Кроме того, также наблюдается зона меньшей гравитационной подвижности в горном выемочном процессе, когда происходит контакт с поверхностью (2), и стагнирующая зона (4), которая ограничивает зону движения (3). Геометрия эллипсоида движения зависит от различных параметров гранулированного материала и системы. Существуют аналитические подходы, которые определяют геометрию этого эллипсоида [167, 237], Неддерман и Тюзюн [238] разработали кинематическую модель, изначально применяющую профиль распределения скоростей, в которой верхние частицы движутся к нижним частицам, имеющим наибольший градиент скорости ($\partial v / \partial x$) и постоянную кинетическую (B), которая коррелирует с диаметром частиц. Модель Бергмарка и Руса [239], разработанная на основе баланса сил между гравитацией и трением частиц, приводит к тому, что ширина непрерывно увеличивается с высотой выемки.

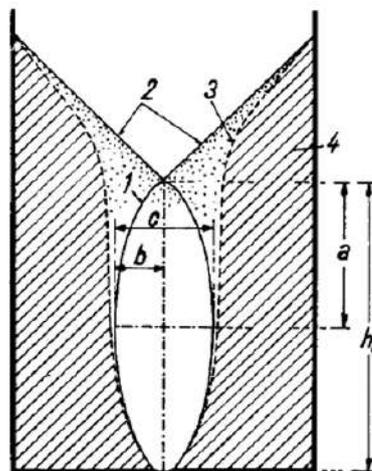


Рисунок 3.32 Зона потока, наблюдаемая в физических моделях [236]

В основе теории выпуска руды (М.И. Агошков, В.Р. Именитов, С.Л. Иофин, Г.М. Малахов, В.В. Куликов и мн. др.) положено представление о том, что при выпуске руды через отдельно взятое выпускное отверстие истечение частиц происходит из объемов, имеющих форму близкую к форме эллипсоидов вращения. При выпуске образуются эллипсоид разрыхления и воронка выпуска (рисунок 3.33) [68–71].

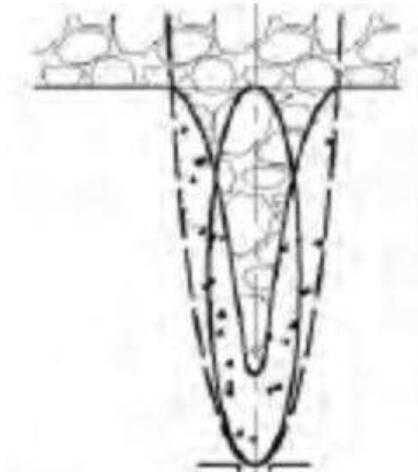


Рисунок 3.33 - Классическое представление эллипсоида разрыхления и воронки выпуска в теории выпуска руды

Эллипсоид вращения определяется большой (a) и малой полуосями (b). Параметры выпуска определяются соотношением между полуосями или степенью вытянутости эллипсоида, в качестве которого принят эксцентриситет эллипсоида: $\epsilon = (a^2 - b^2)^{0.5} / a$.

Мельник В.В. в своей работе [146] также показывает развитие и процесс опускания к выпускному люку налегающих на уголь обрушенных пород, если крупность кусков пород значительно меньше объема пород, участвующего в движении. Смещение налегающих обрушенных пород (рисунок 3.34, где для наглядности представлен выпуск угля через одиночный люк) начинает развиваться после того, как все растущая зона вторичного разрыхления переходит через поверхность контакта 3 между выпускаемым углем и налегающими породами. По мере выпуска угля поверхность контакта с налегающими породами прогибается, образуя воронку прогиба 4, дно которой постепенно

опускается к выпускному люку, сужаясь и приобретая форму воронки внедрения обрушенных пород в толщу выпускаемого угля. Когда воронка внедрения достигает выпускного люка, выпуск угля происходит уже вместе с породой, если размеры кусков породы позволяют им проникнуть в выпускной люк.

В рассматриваемой технологии с выпуском угля подкровельной толщи со стороны завального пространства наблюдается аналогичная картина (рисунок 3.35), что в очередной раз подтверждающая адекватность разработанной модели.

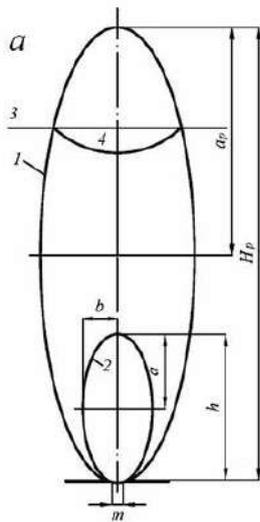


Рисунок 3.34 – Схема развития выпуска сыпучего материала через одиночный выпускной люк

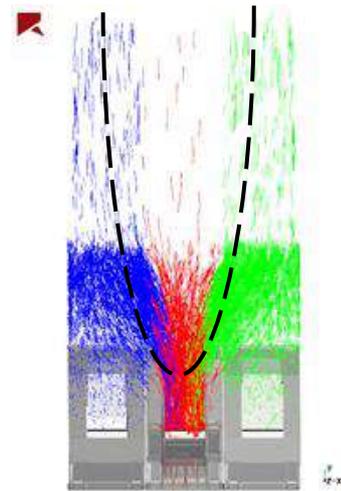


Рисунок 3.35 – Фигура выпуска со стороны завального пространства в технологии с выпуском угля подкровельной толщи

Большой интерес для исследования и оценки влияния на показатели геотехнологии представляет форма фигуры выпуска в продольном передвигам механизированной крепи направлении. В другой своей работе Мельник В.В. [120] показал динамику изменения фигуры выпуска для конкретного выпускного люка как геометрическое место восстановленных начальных положений тех кусков угля, которые в конечной стадии выпуска последними оказались в плоскости выпускного отверстия. Такая фигура ограничивает контур того объема угля, который выпущен через данный выпускной люк за время опускания

поверхности контакта угля с обрушенными породами из некоторого начального положения (1 на рисунке 3.36), соответствующего началу выпуска полосы, в конечное положение 2 после выпуска в полосу.

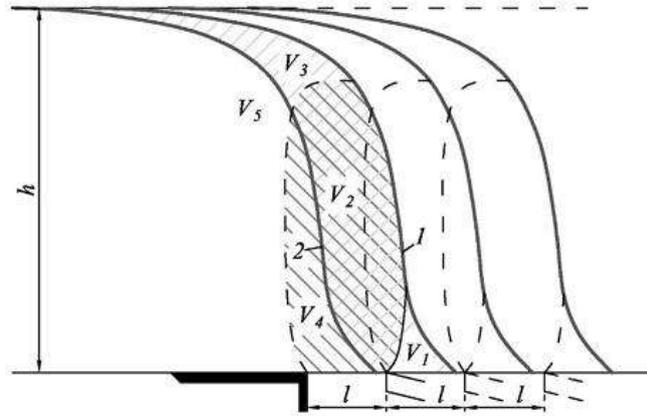


Рисунок 3.36 – Типичная форма поверхности контакта выпускаемой толщи угля с налегающими обрушенными породами при выпуске последовательных полос угля

Кроме указанного известна модифицированная модель Бергмарка-Руса (модель В-Р) для технологии подземной добычи угля с обрушением [133], используемой в Китае. Теоретическая форма и теоретическое уравнение расчетов фигуры выпуска показаны на рис. 3.37b и уравнении (10).

$$\begin{cases} r_{\max} = r_D + K\left(\frac{gt^2}{2}\right)(1 - \cos \theta_G) \\ r_0(\theta, r_{\max}) = (r_{\max} - r_D) \frac{(\cos \theta - \cos \theta_G)}{1 - \cos \theta_G} + r_D \end{cases} \quad (10)$$

где r_{\max} представляет собой расстояние от самой дальней начальной точки до начала полярной системы координат, м; r_D представляет собой длину хвостовой балки секции, м; g - ускорение свободного падения, м/с²; t - время обрушения, с; θ - угол движения (т.е. угол между линией, соединяющей верхние угольные частицы, и началом полярной системы координат, и вертикальной линией, положительный для движения по часовой стрелке и отрицательный - против часовой стрелки), °; θ_G - критический угол движения, $\theta_G = 45^\circ - \varphi_0/2$, когда $\theta < 0^\circ$ (где φ_0 — угол внутреннего трения частиц); $\theta_G =$

$90^\circ - \theta_s$, когда $\theta > 0^\circ$ (где θ_s — угол наклона поддерживающей части секции),
 $^\circ$; K_m - коэффициент коррекции ускорения свободного падения, который
 можно определить экспериментально, и его значение отличается, когда $\theta < 0^\circ$
 или $\theta > 0^\circ$.

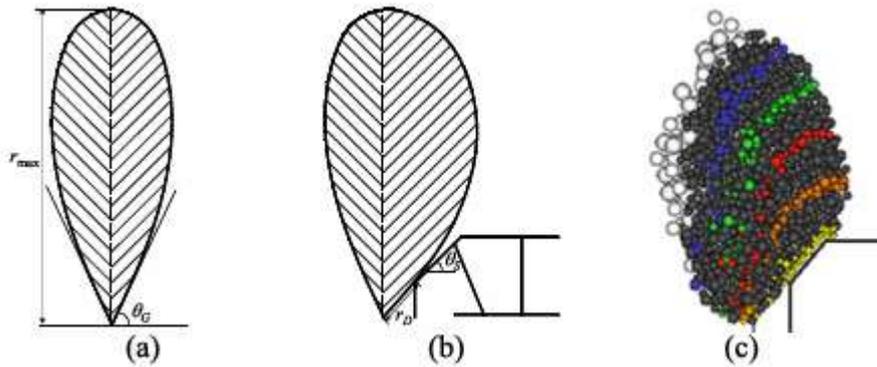


Рисунок 3.37 – Теоретическая и численная форма верхнего угольного обрушения с учетом влияния опоры: а) оригинальная модель В-Р; б) модифицированная модель В-Р; в) численный результат

В рассматриваемой в работе технологии за счёт нескольких этапов передвижки и подпора угля сверху и со стороны завального пространства пустой породой, имеющий большой объемный вес, форма фигуры выпуска угля искажается в направлении подвигания забоя (рисунок 3.38). Для обеспечения полноты выпуска и минимизации потерь угля в завальном пространстве необходимо обеспечить передвижку на расстояние, обеспечивающее геометрическое совпадение линии, ограничивающей фигуру выпуска с линией разворота угольного массива. Исходя из принципа равенства объемов искаженного эллипсоида идеальному, удвоенное значение размера малой полуоси – есть требуемое значение передвижки крепи. Ввиду того, шаг передвижки крепи дискретен и кратен ширине захвата выемочного комбайна, обеспечить полное указанное соответствие не представляется возможным. Этим объясняются потери угля, вышедшего за пределы теоретического эллипсоида выпуска (зона между черной и красной пунктирными линиями на рисунке 3.38) и минимальное значение разубоживания кусками породы, находящихся внутри него (зона

между красной пунктирной и синей линиями на рисунке 3.38), без учёта проникновения более тяжелых частиц породы ввиду их больших скоростей движения.

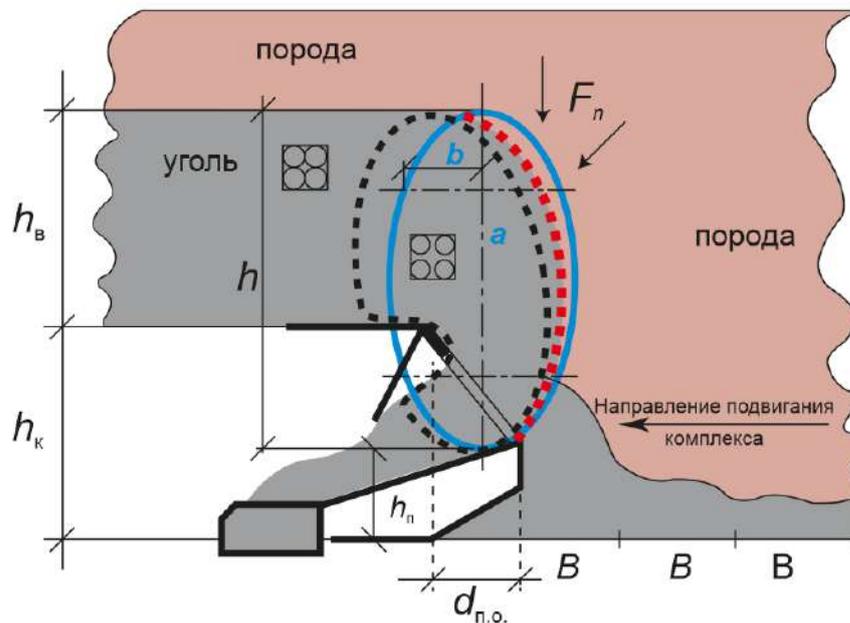


Рисунок 3.38 – Схема развития фигуры выпуска сыпучего материала через окно в поддерживающей части крепи после передвижки

a – большая, b – малая полуоси, h – высота эллипсоида выпуска; h – высота питателя; h_k – высота подсечного слоя; h_v – мощность подкровельной толщи; B – шаг передвижки комплекса; $d_{п.о.}$ – ширина выпускного окна (проекция на горизонтальную плоскость); $F_{п}$ – направление сил воздействия пустой породы на угольный пласт при передвижке

3.7 Определение рационального количества передвижек

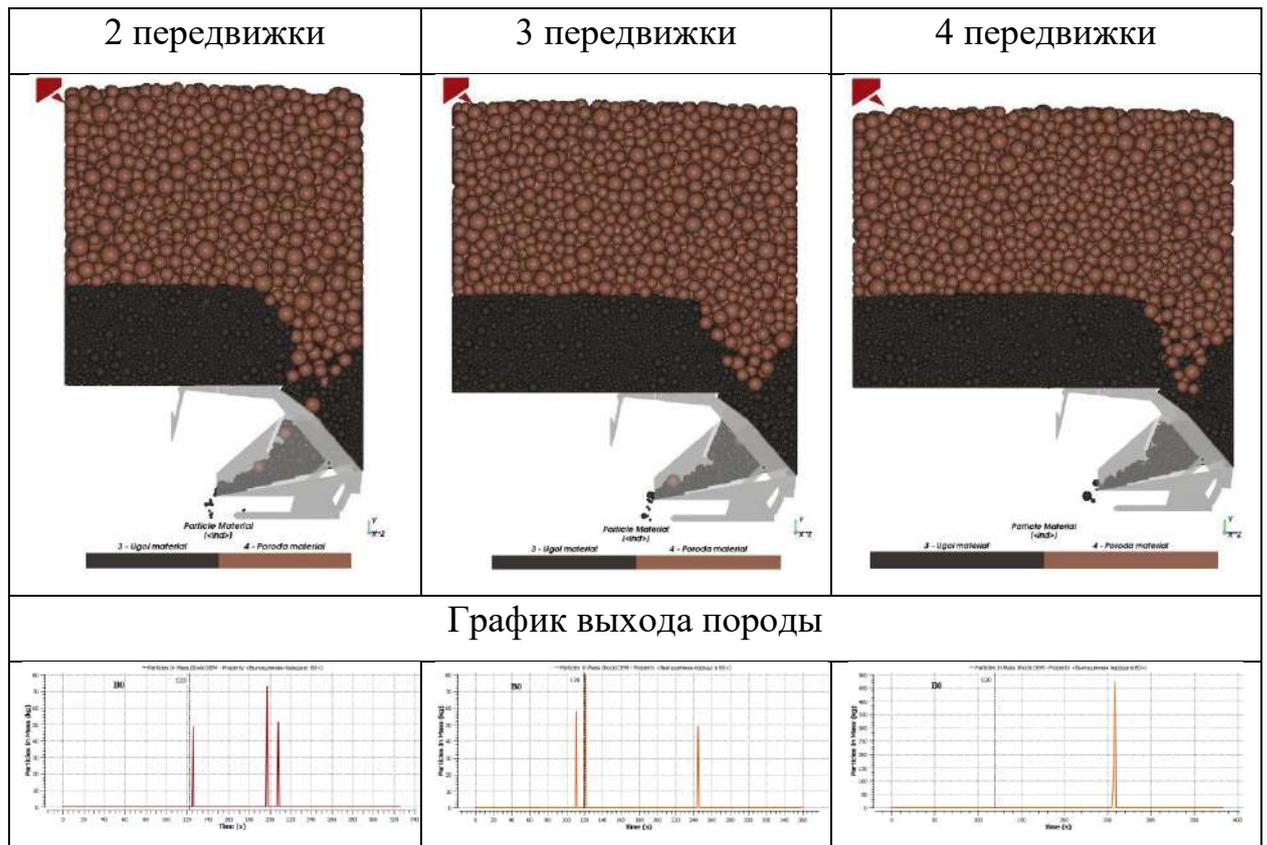
По Малахову Г.М. [67] большая a и малая b полуоси могут быть определены через конкретные эмпирические коэффициенты: $a = 0,512 h$, $b = 0,07 h + 0,5 d$, где d – ширина выпускного отверстия, м; h – высота эллипсоида, м.

Так, например, для отработки угольного пласта, мощностью 6,8 м, 2,8 м из которых подлежит выпуску, расчёты показывают следующее: $a = 2,65$ м, $b = 1,35$ м. Таким образом удвоенное значение малой полуоси составляет 2,7 м,

что при ширине захвата выемочного комбайна 0,8 м. составляет чуть более длины 3 передвижек.

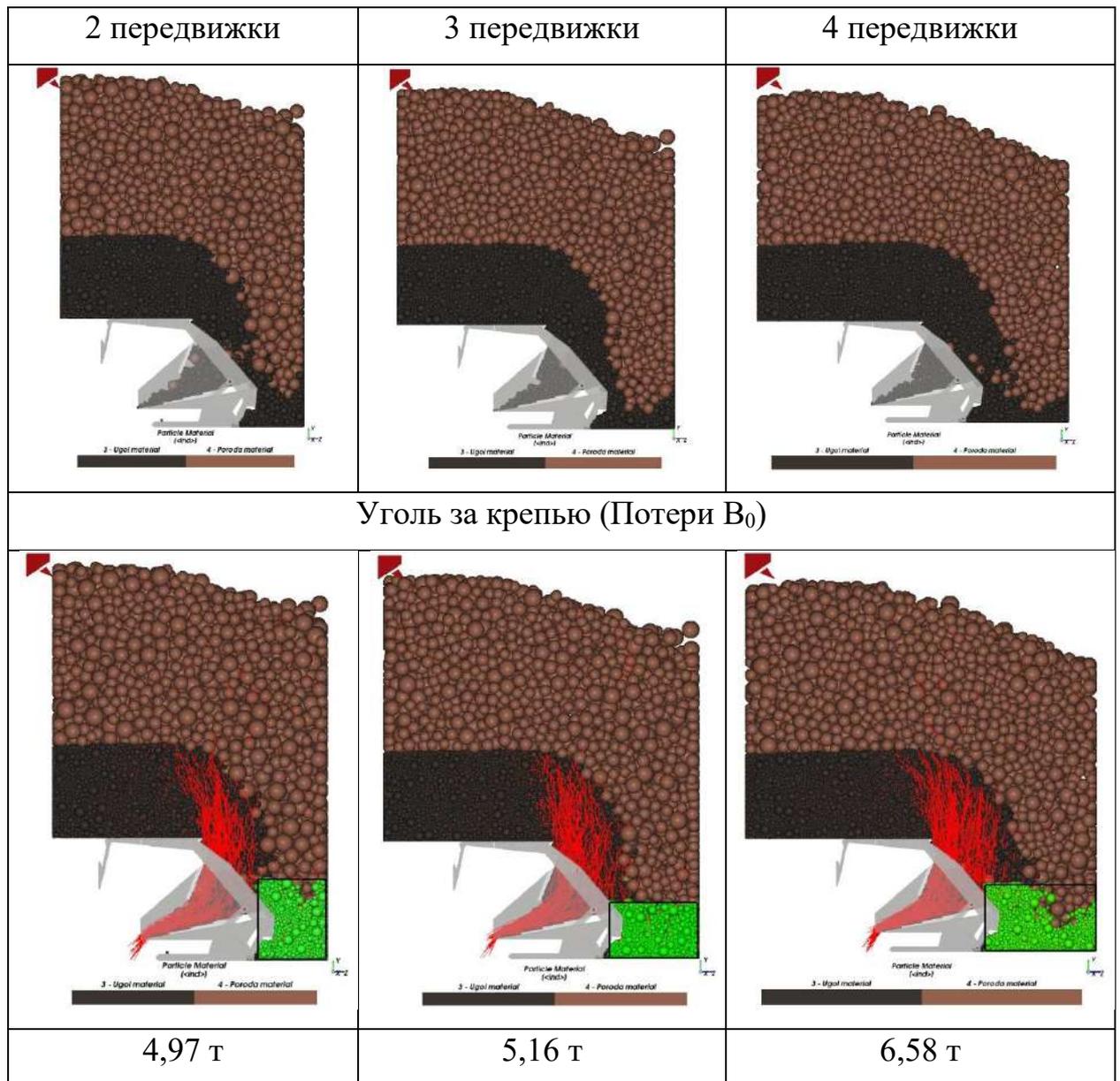
Проведена серия экспериментов на численных моделях по определению количества передвижек, показывающих наилучшие показатели эффективности (таблицы 3.16-3.22).

Таблица 3.16 – ГМ в разрезе перед первой передвижкой



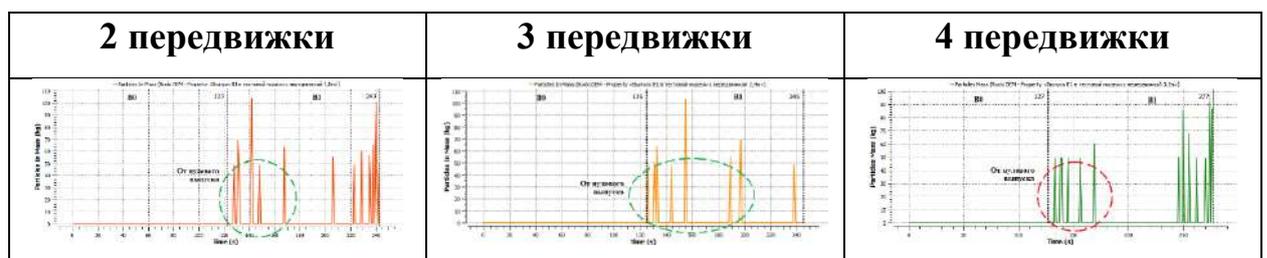
Продолжительность нулевого выпуска V_0 для всех моделей одинакова и составляет 120 с. В среднем за такое время порода начинает поступать на конвейер. Далее происходит передвижка. Время передвижки для каждой модели разное, чтобы не нарушить характер движения ГМ при дальнейшем выпуске. Так время передвижки длиной 1,6 м составляет 3 с, 2,4 м – 5 с и 3,2 м – 7 с.:

Таблица 3.17 – ГМ в разрезе после первой передвижки



Продолжительность первого V_1 и второго выпуска V_2 для всех моделей разная. Она определялась по выходу породы на питатель:

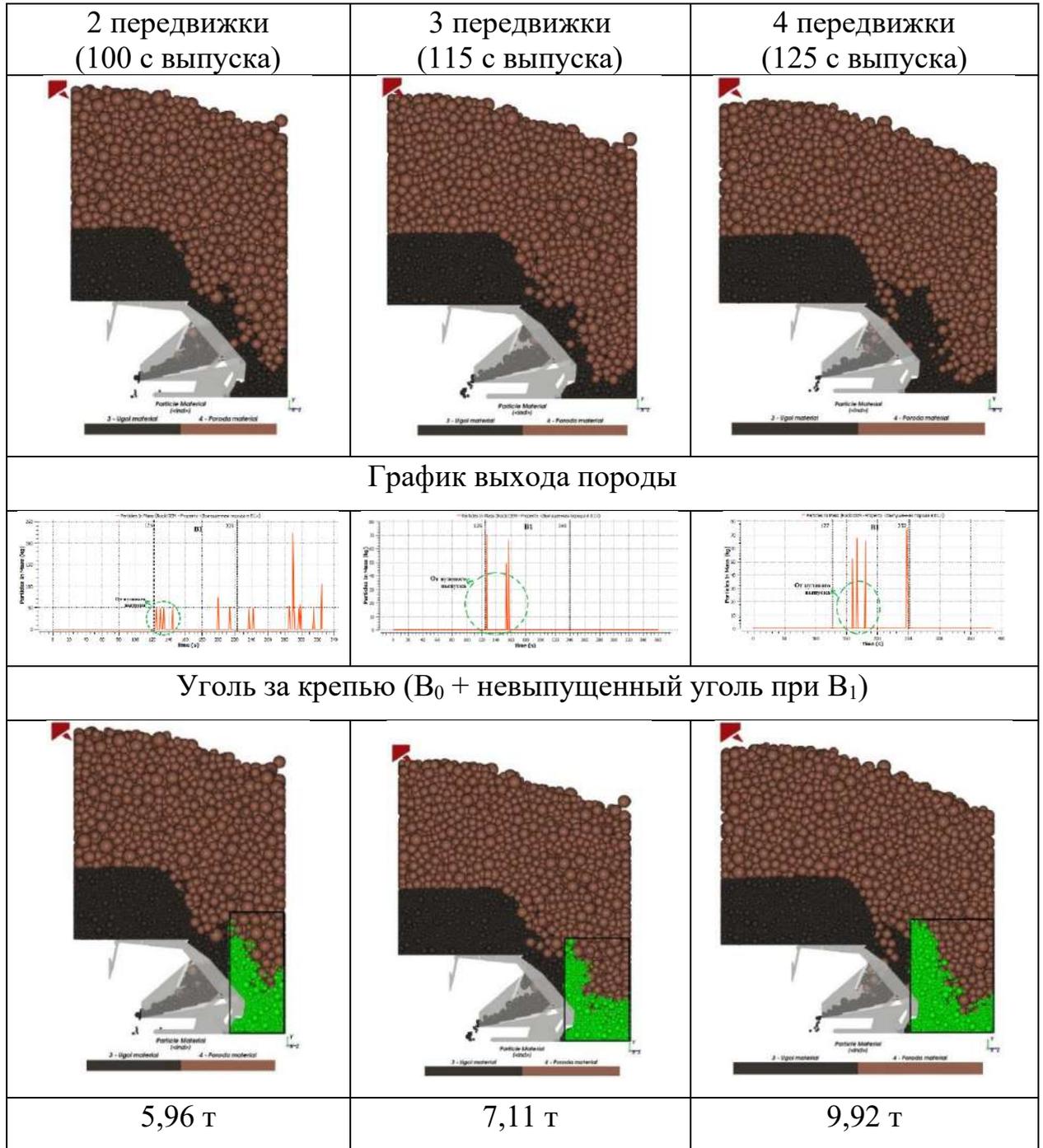
Таблица 3.18 – Результат выхода породы на тестовых моделях



Стоит заметить, что после нулевого выпуска, на питателях и в зонах около них в моделях остается порода, поэтому на графиках есть всплески,

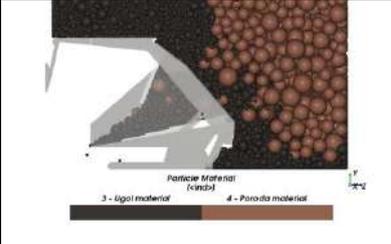
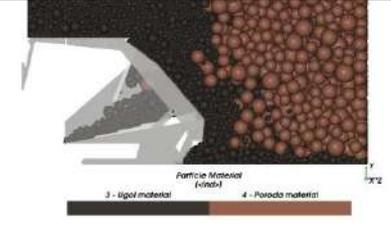
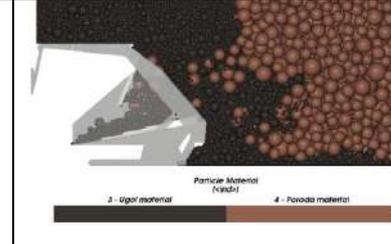
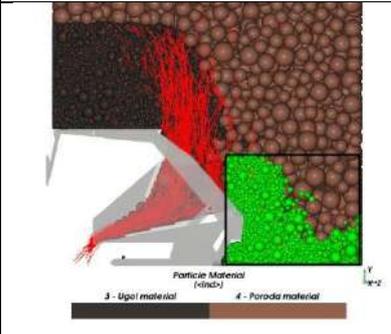
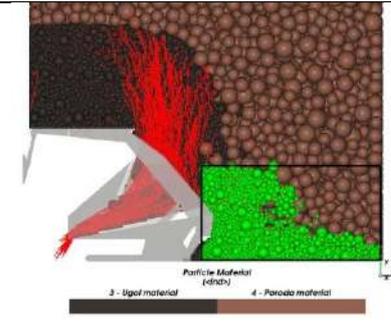
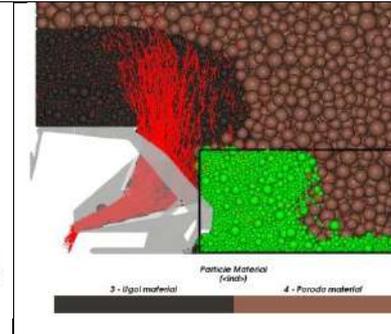
указывающие на выпуск породы в начале выпуска. Данные случаи не учитывались при определении длительности выпуска. Так продолжительность выпусков V_1 и V_2 для модели с передвижкой 1,6 м составила 100 с, для 2,4 м – 115 с, а для 3,2 м – 125 с:

Таблица 3.19 – ГМ в разрезе после первого выпуска (V_1)



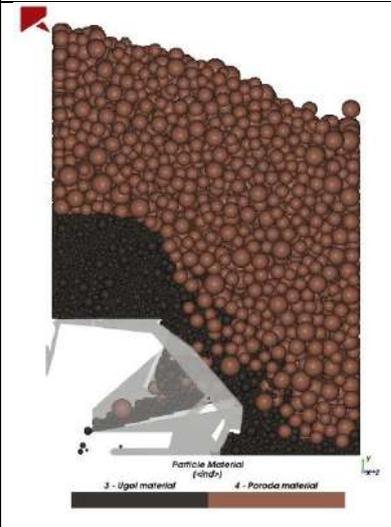
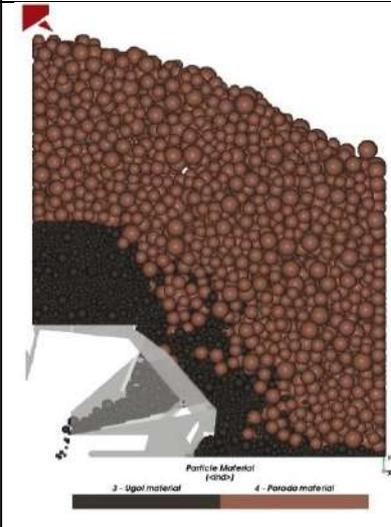
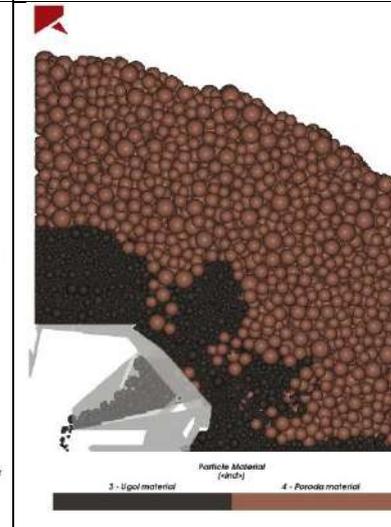
Вторая передвижка происходит аналогично первой:

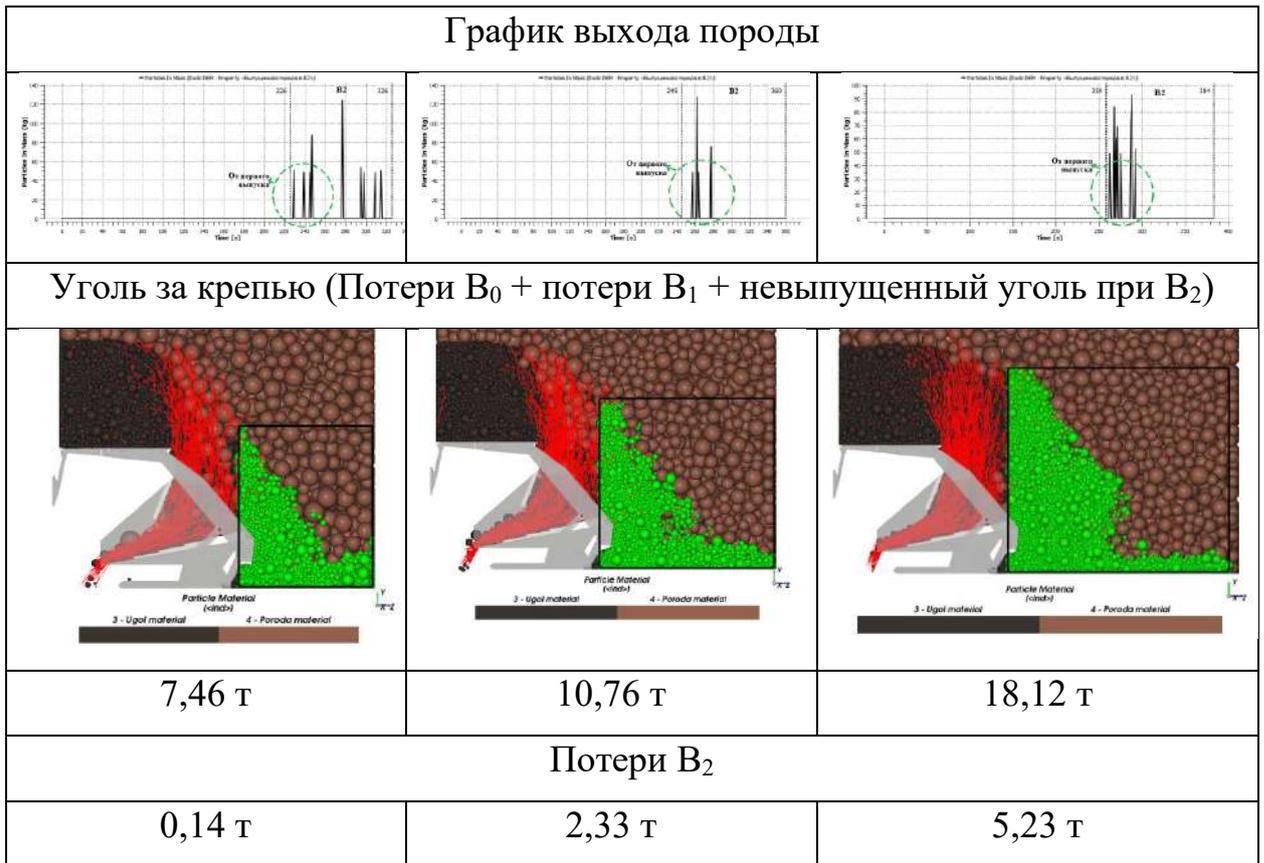
Таблица 3.20 – ГМ в разрезе после второй передвижки

2 передвижки	3 передвижки	4 передвижки
		
Уголь за крепью (Потери V_0 + потери V_1)		
		
7,32 т	8,43 т	12,89 т
Потери V_1		
2,35 т	3,27 т	6,31 т

Второй выпуск (V_2) происходит аналогично первому (V_1):

Таблица 3.21 – ГМ в разрезе после второго выпуска

2 передвижки (100 с выпуска)	3 передвижки (115 с выпуска)	4 передвижки (125 с выпуска)
		



Массовый расход в данных моделях во время выпусков V_0 , V_1 , V_2 при параметрах работы крепей 0,5 Гц и 22° практически одинаков:

Таблица 3.22 – Массовый расход в моделях во время выпусков V_0 , V_1 , V_2

	Модель с двумя передвижками	Модель с тремя передвижками	Модель с четырьмя передвижками
V_0	72 кг/с	73 кг/с	70 кг/с
V_1	71 кг/с	69 кг/с	73 кг/с
V_2	74 кг/с	74 кг/с	71 кг/с

В таблице 3.23 приведены сводные данные по результатам моделирования.

Таблица 3.23 – Сводные данные по результатам моделирования

1,6 м	2,4 м	3,2 м
Время, затраченное на 1 выпуск, с		
100	115	125

Время, затраченное на 1 передвижку, с		
$1,6 * (5 / 2,4) = 3,33 \approx 3$	5	$3,2 * (5 / 2,4) = 6,67 \approx 7$
Скорость подвигания забоя без учёта времени выемки угля комбайном, м/с		
$1,6 * 2 / (3 + 100 + 3 + 100) = 0,016$	$2,4 * 2 / (5 + 115 + 5 + 115) = 0,02$	$3,2 * 2 / (7 + 125 + 7 + 125) = 0,024$
Приведенные к 1 погонному метру потери В1, т		
$2,35/1,6 = 1,47$	$3,27/2,4 = 1,36$	$6,31/3,2 = 1,97$

При двух передвижках величины подвигания недостаточно для полноценного разворота угольного массива, а при четырех – наблюдается явление вклинивания потока пустой породы и выдавливания угля в завальное пространство во время выпуска (рисунок 3.39).

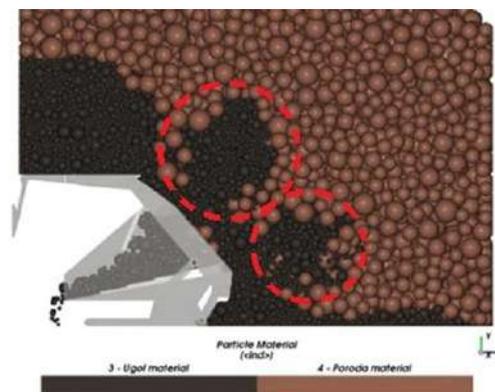


Рисунок 3.39 – Явление вклинивания пустой породы и выдавливания угля при четырёх передвижках

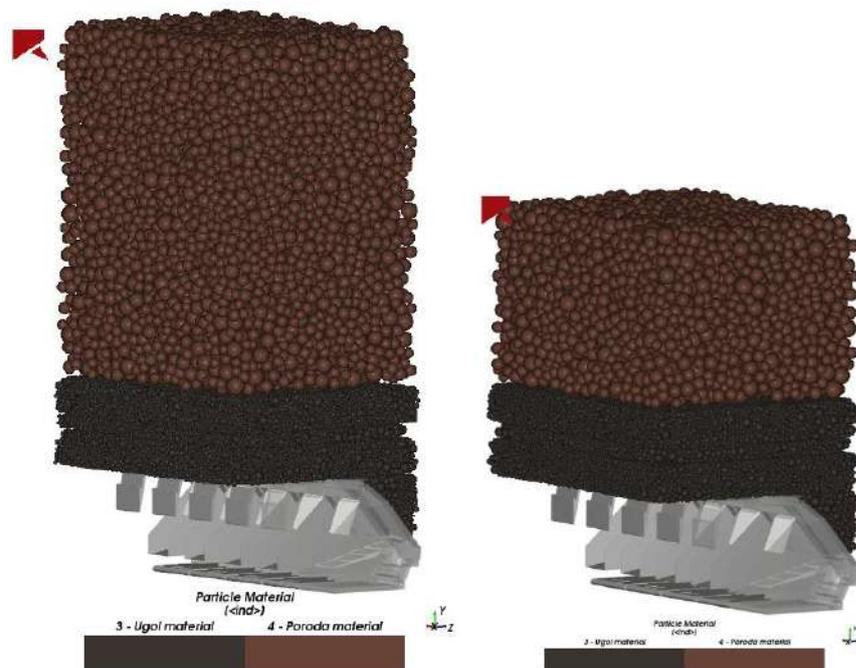
Установлено, что применение технологии обработки мощных угольных пластов с выпуском угля подкровельной и межслоевой толщи на забойный конвейер с применением механизированной крепи позволяет обеспечить высокую производительность и полноту выемки за счёт формирования разворота потока угля. Использование разработанных моделей позволило установить диапазон параметров геотехнологии, при которых происходит это явление, а

также уточнить их значение, оказывающие наилучшее влияние на показатели эффективности.

Таким образом аналитически и численным моделированием установлено, что для рассматриваемых условий высокую производительность и полноту выемки за счёт формирования разворота потока угля можно обеспечить при трехкратной передвижке крепи, а в общем случае: при длине передвижки, близкой к удвоенному значению малой полуоси идеального эллипсоида выпуска.

3.8 Влияние мощности предварительно разупрочненного массива породы кровли на процесс выпуска угля

Экспериментами определено влияние мощности предварительно разупрочненного массива породы кровли на процесс выпуска угля в широком диапазоне взаимных сочетаний мощности выпускаемой угольной пачки и предварительно разупрочненной кровли. На рисунке 3.40 представлен пример моделей пяти вариантов выпуска угольной пачки мощностью 2,8 м.



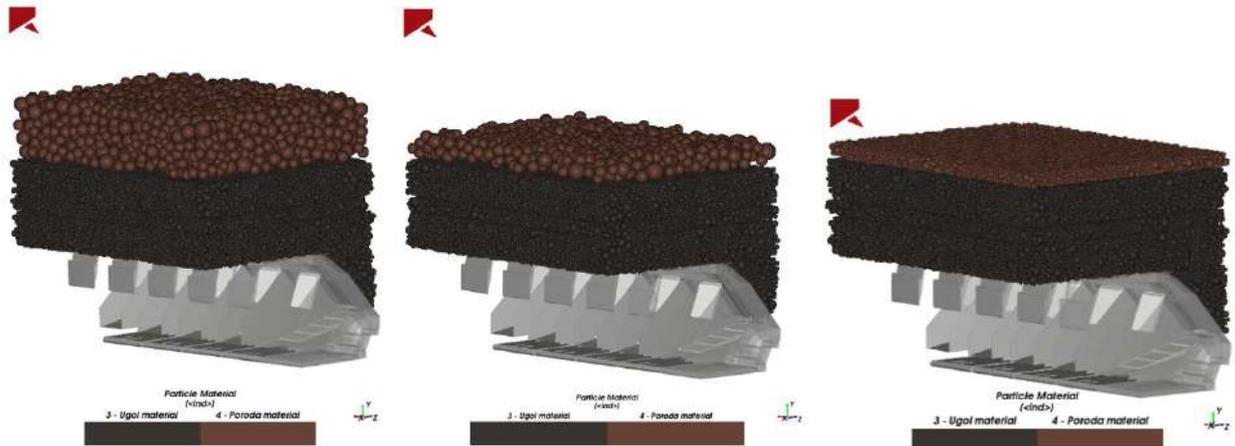


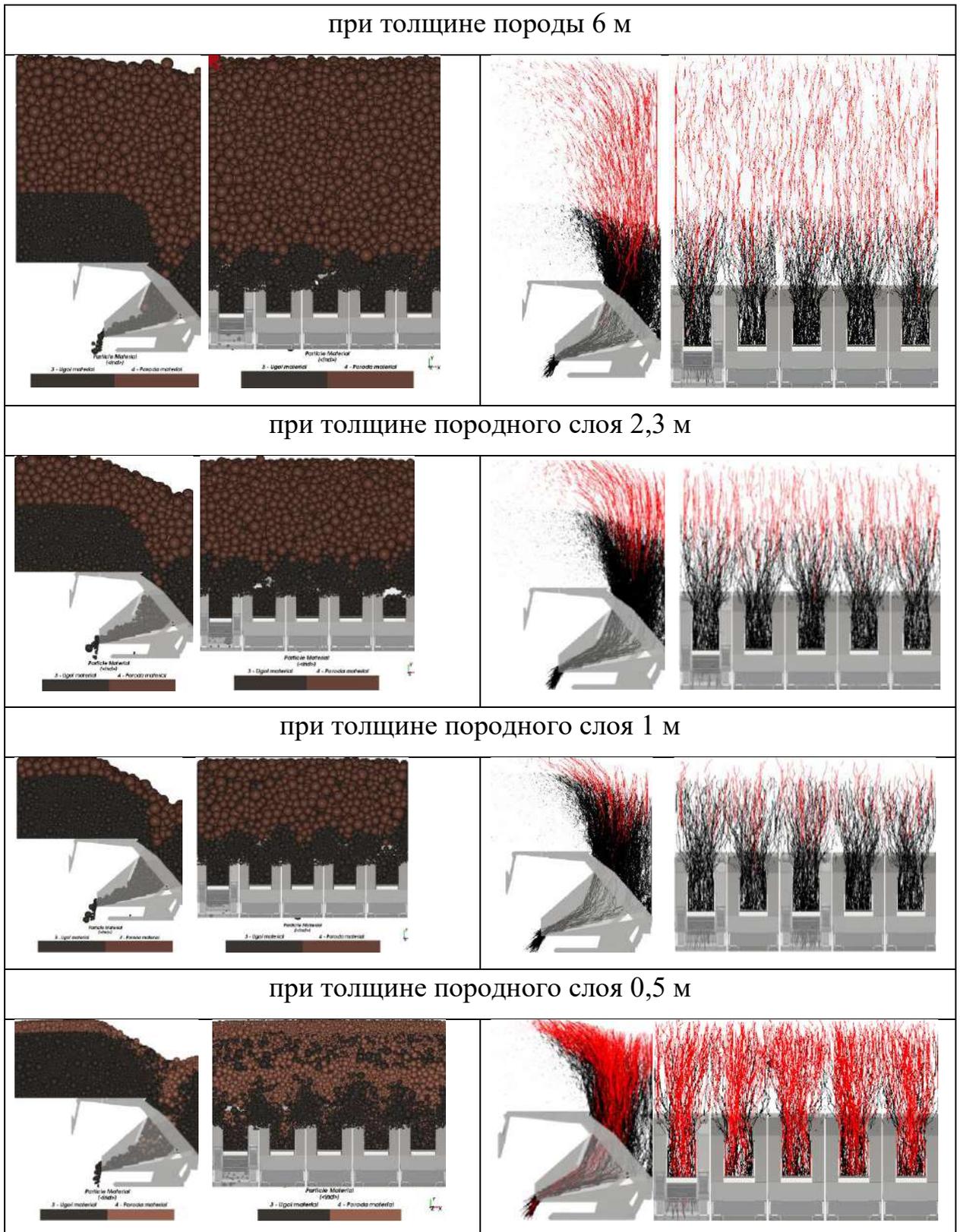
Рисунок 3.40 – Визуализация численных моделей выпуска с толщиной породного массива 12 м, 6 м, 2,3 м, 1 м и 0,5 м в начальный момент времени

Первый выпуск

Определен вид ГМ после первого выпуска (98 с выпуска), т.е. за секунду до передвижки. Визуализация представлена в таблице 3.24.

Таблица 3.24 – Визуализация модели после первого выпуска

Вид ГМ в разрезе сбоку и сзади после первого выпуска	Траектория движения частиц угля (черный) и породы (красный) при первом выпуске
при толщине породного слоя 12 м	



По характеру траекторий и виду разреза видно, что первый выпуск во всех моделях, кроме модели с толщиной породного слоя 0,5 м, протекал, в основном, одинаково независимо от толщины породного слоя. К концу выпуска

образовалась «воронка» из породы, стремящейся к выпускному окну (красный контур на рисунке 3.41), а между воронкой и опорной частью крепи из частиц угля образовалась область в виде фигуры треугольника (зеленый контур). Из отличий можно заметить то, что в модели с толщиной породного слоя 1 м левая линия, описывающая контур воронки (красный контур), более скругленная, чем в двух других моделях:

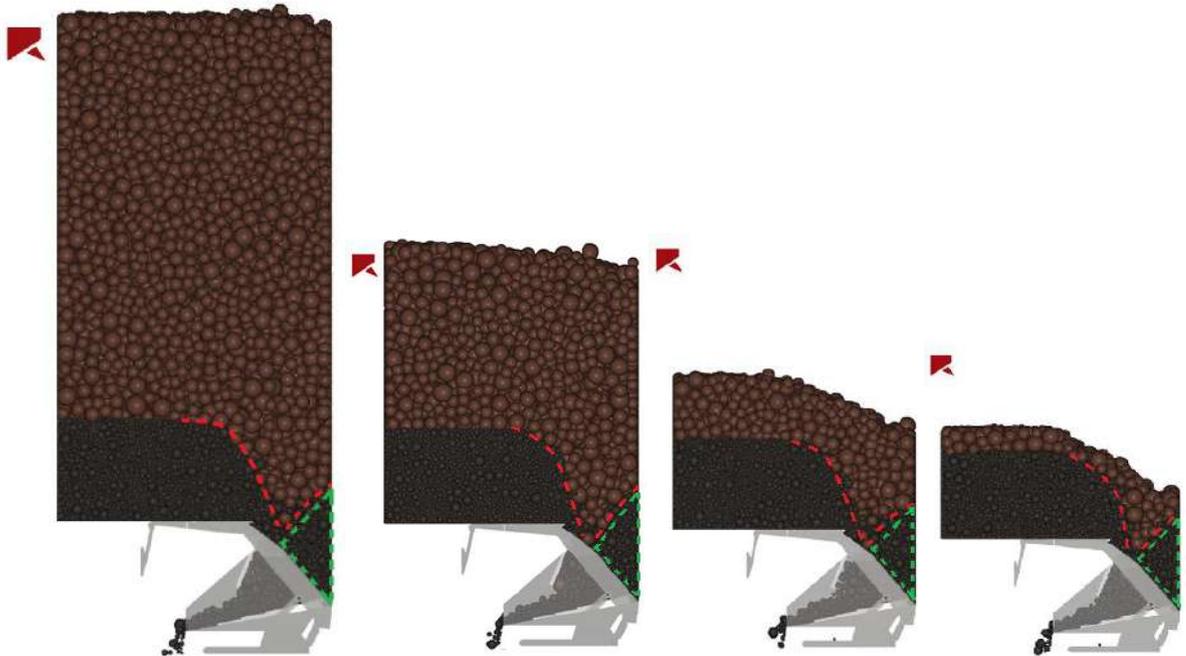


Рисунок 1 – ГМ в разрезе после первого выпуска при толщине породного слоя 12 м, 6 м, 2,3 м и 1 м

В модели с толщиной породного слоя 0,5 м процесс первого выпуска протекал похожим образом, но описанные выше области выражены не так четко, как в других моделях (рисунок 3.52). Также по траектории движения видно, что в отличии от других моделей, здесь частицы породы не только образовали воронку, направленную в сторону выпускного окна, но и также начали поступать на конвейере вместе с углем. Это связано с тем, что частицы породы были приведены к размерам частиц угля, без изменения других их физических параметров. Т.е. частицы породы стали равны по размерам частицам угля, но из-за своей плотности они тяжелее их, что и влияет на выпуск.

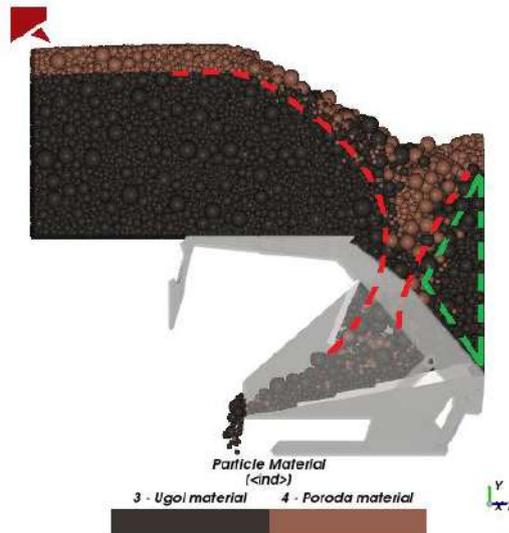


Рисунок 3.42 – ГМ в разрезе после первого выпуска при толщине породного слоя 0,5 м

В данных моделях первый выпуск является площадным и все параметры работы крепей равны (22° и 0,5 Гц). Массовый расход крепей при первом (площадном) выпуске представлен в таблице 3.25.

Таблица 3.25 – Массовый расход крепей при первом выпуске (уголь + порода)

Массовый расход при площадном режиме, кг/с				
I	II	III	IV	V
<i>толщина породного слоя 12 м</i>				
78	76	77	79	78
<i>толщина породного слоя 6 м</i>				
77	78	77	79	79
<i>толщина породного слоя 2,3 м</i>				
77	77	80	75	76
<i>толщина породного слоя 1 м</i>				
78	77	78	78	74
<i>толщина породного слоя 0,5 м</i>				
81	80	80	74	79

На рисунке 3.43 представлен график массового расхода крепей при первом выпуске по всем моделям.

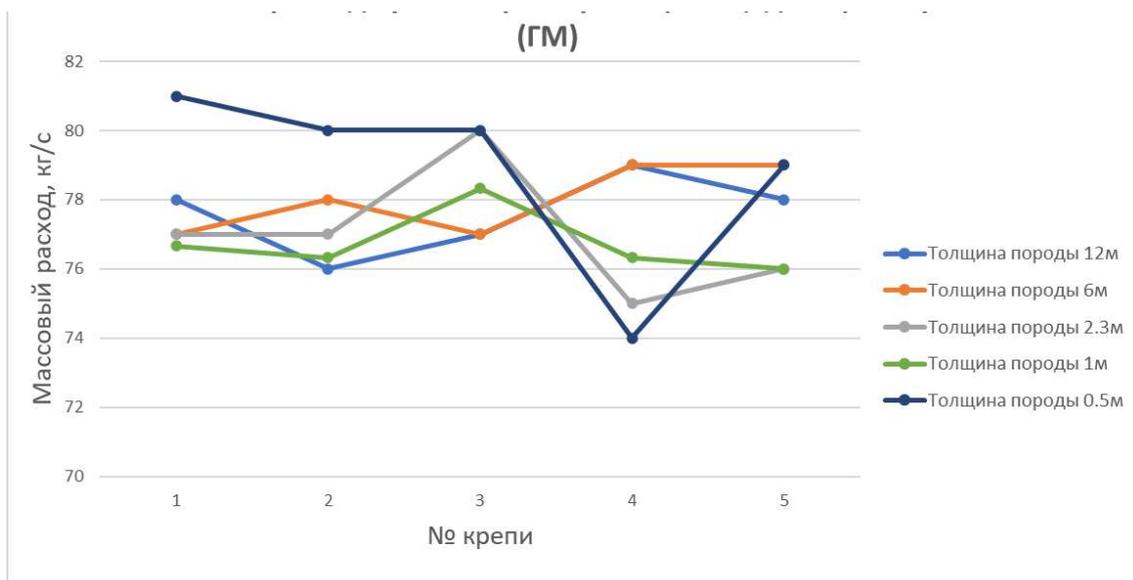


Рисунок 3.43 – График массового расхода угля в моделях с разной толщиной породного слоя при первом выпуске

Если из значений таблицы 3.25 отнять массу выпущенной породы, то видно, что порода начала выпускаться только в модели с толщиной породного слоя 0,5 м (таблица 3.26, рисунок 3.44), т.к. только в ней отличаются значения между таблицами.

Таблица 3.26 – Массовый расход крепей при первом выпуске (только уголь)

Массовый расход при площадном режиме, кг/с				
I	II	III	IV	V
<i>толщина породного слоя 12 м</i>				
78	76	77	79	78
<i>толщина породного слоя 6 м</i>				
77	78	77	79	79
<i>толщина породного слоя 2,3 м</i>				
77	77	80	75	76
<i>толщина породного слоя 1 м</i>				
77	77	79	76	77
<i>толщина породного слоя 0,5 м</i>				
74	78	74	70	73

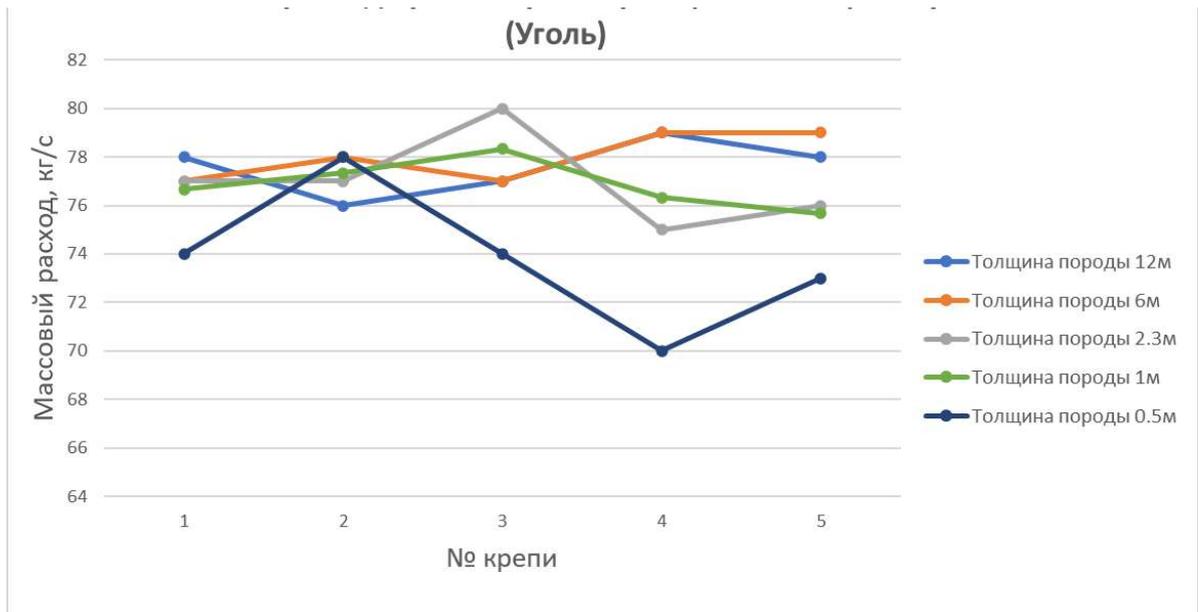


Рисунок 3.44 – График массового расхода угля без учета породы в моделях с разной толщиной породного слоя при первом выпуске

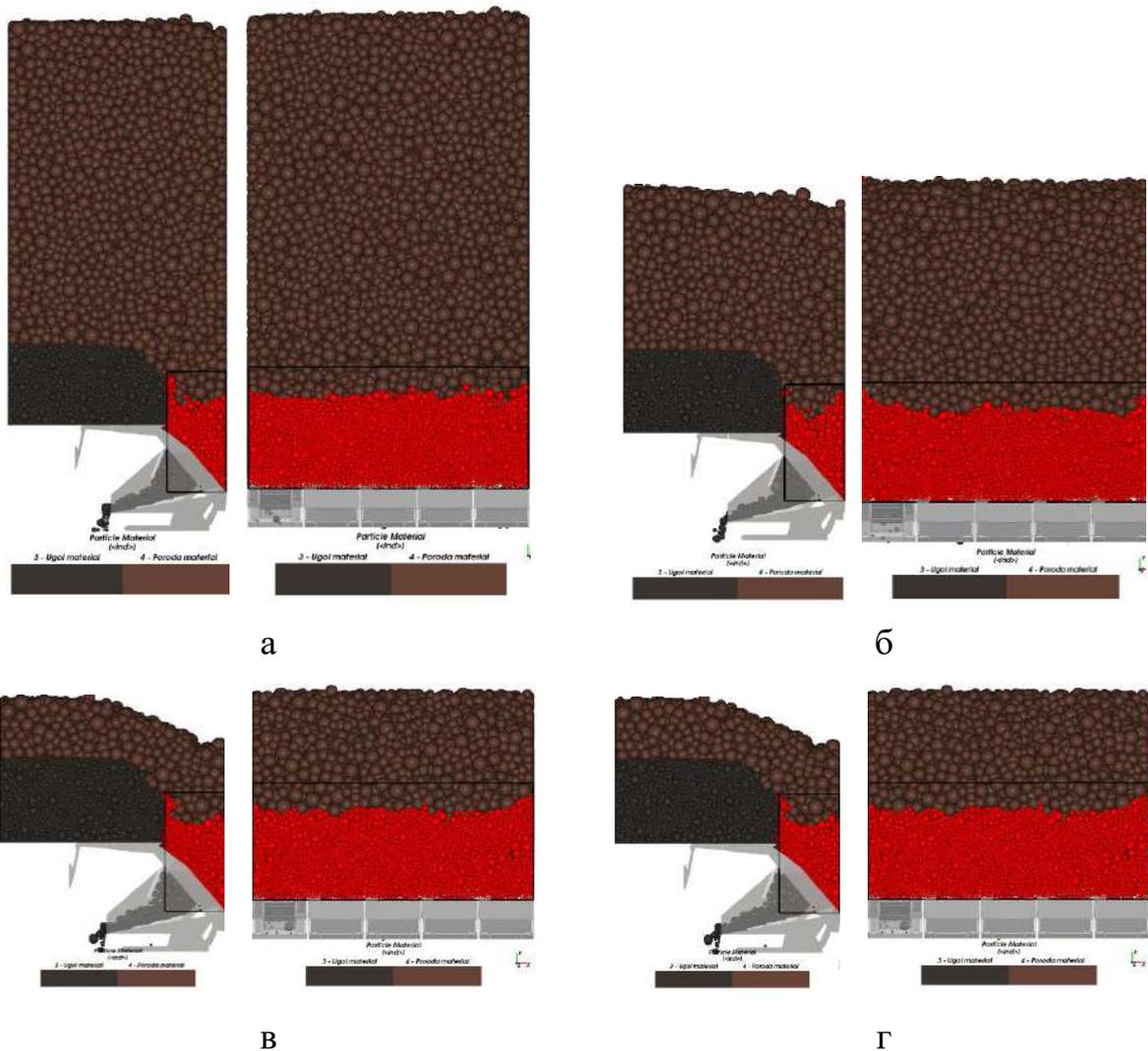
Массовый расход крепей в данном случае соответствует значению, из таблицы массового расхода для одиночной крепи, но меньше, чем для крепи, работающей в секции из несколько работающих крепей (из таблицы, где приведены результаты по моделям с единичной крепью, – 78 кг/с; из таблицы, где приведены результаты для крепей, находящихся в секции из нескольких работающих крепей, – 105 кг/с). Это связано с тем, что в данном случае выпуск производится площадным режимом и все крепи работают с одинаковыми параметрами – 22° и 0,5 Гц. Влияние толщины породы на массовый расход угля в данном случае не замечено.

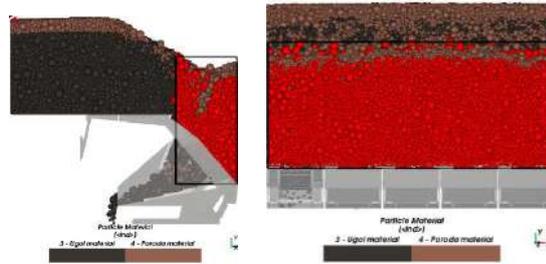
Из таблицы 3.27 видно, что порода не успела дойти до конца питателя во всех моделях, кроме модели, где толщина породного слоя составляла 0,5 м. Это связано с тем, что обычно в моделях с такими параметрами работы крепей (0,5 Гц, 22°) порода выходит на ~120 с выпуска. Здесь же взято время выпуска 98с, которое было принято ранее как оптимальное. Также в модели с толщиной породного массива 0,5 м частицы породы были приведены к размеру угля, что и повлияло на такой ранней выпуск породы (стоит заметить, что выпущенные частицы породы не превышали 14 см).

Таблица 3.27 – Время выхода породы в первом выпуске по 98 с (без учета первых 2 с моделирования)

I	II	III	IV	V
Толщина породного слоя 12 м				
-	-	-	-	-
Толщина породного слоя 6 м				
-	-	-	-	-
Толщина породного слоя 2,3 м				
-	-	-	-	-
Толщина породного слоя 1 м				
-	-	-	-	97 с
Толщина породного слоя 0,5 м				
54 с	45 с	46 с	63 с	47 с

Рассмотрим массу угля, находящуюся над выпускным окном на конец первого (площадного) выпуска до передвижки (таблица 3.28, рисунок 3.45).





Д

Рисунок 3.45 – Масса угля над выпускным окном на конец первого выпуска при толщине породного слоя: а) 12 м б) 6 м в) 2,3 м г) 1 м д) 0,5 м

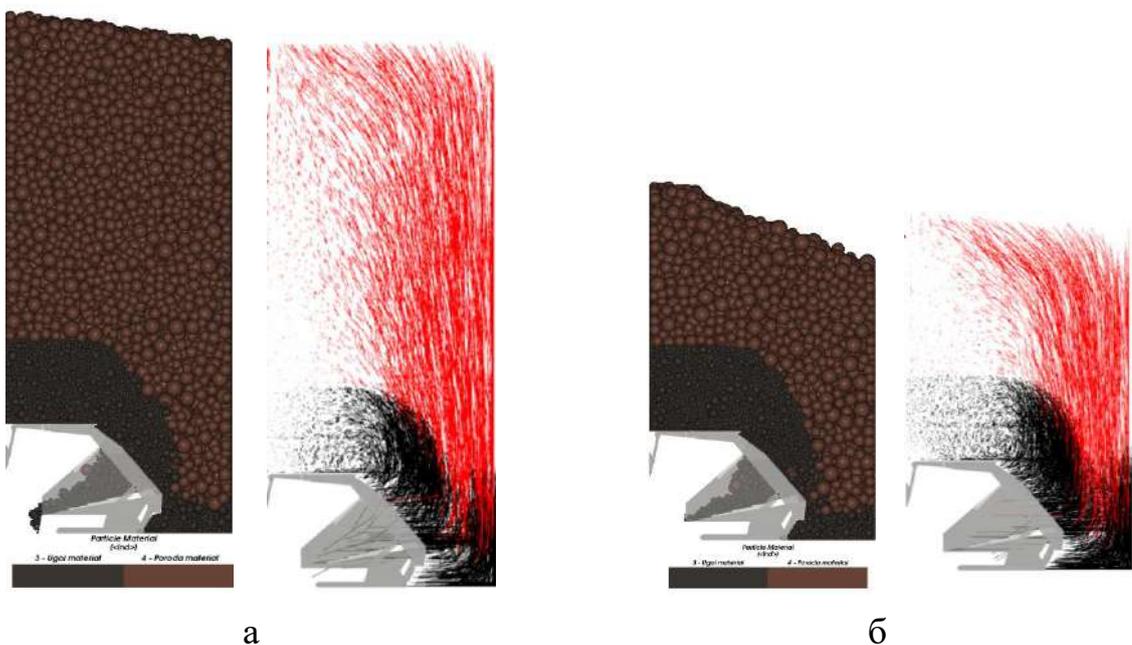
Таблица 3.28 – Масса угля, находящаяся над выпускным окном на конец первого выпуска

Толщина породного слоя, м	12	6	2,3	1	0,5
Масса угля, т	29,4	27,7	27,5	27,1	32,9

По массе угля над выпускным окном на конец первого выпуска в моделях также нет существенных отличий.

Передвижка

Рассмотрим поведение ГМ и траектории движения частиц при передвижке крепи (рисунок 3.46).



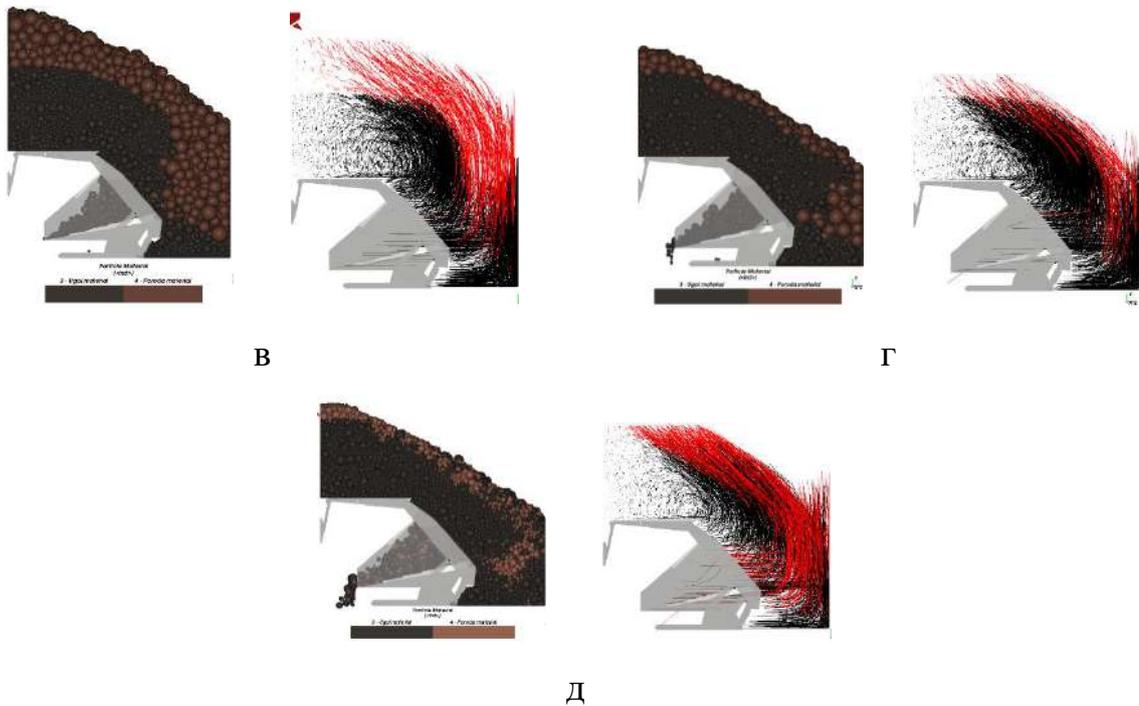


Рисунок 3.46 – Вид ГМ в разрезе после передвижки и траектория движения частиц во время передвижки при толщине породного слоя: а) 12 м б) 6 м в) 2,3 м г) 1 м д) 0,5 м

По характеру траектории движения частиц во время передвижки крепи и вида разреза видны отличия в моделях с разной толщиной массива породы. Форма линии раздела массивов угля и породы (красный контур на рисунке 3.47) меняется в зависимости от толщины породы. Так, например, в моделях с толщиной породного массива 12 м и 6 м видно, что порода во время передвижки не дает углю, находящемуся над крепью, ссыпаться за крепь из-за чего уголь совершает «разворот» в сторону выпускного окна. В модели с толщиной породы 1 м уголь так же совершает «разворот» в сторону выпускного окна, но из-за недостаточного объема породы часть угольного массива, находящегося над крепью, растекается за крепь во время передвижки, тем самым увеличивая потери угля. Вариант модели с толщиной породного массива 2,3 м можно назвать промежуточным, т.к. в нем нет резкого «поворота» потока угля в сторону выпускного окна, но при этом массив породы препятствует ему ссыпаться за крепь.

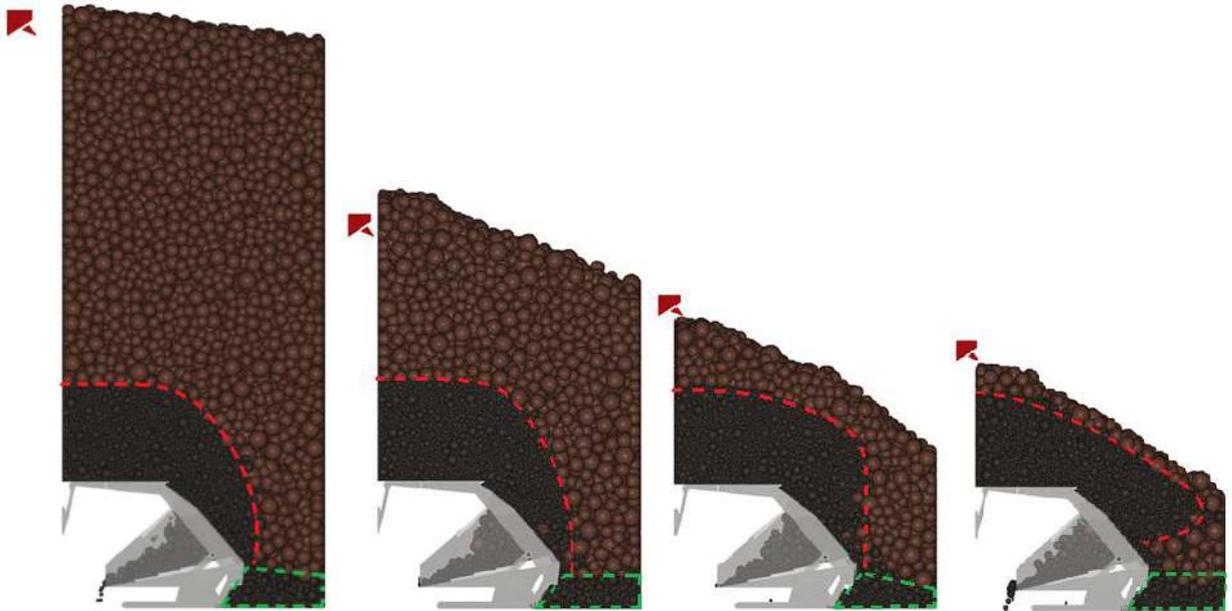


Рисунок 3.47 – ГМ в разрезе после передвижки при толщине породного слоя 12 м, 6 м, 2,3 м и 1 м

В модель с толщиной породного слоя 0,5 м поведение ГМ приближено к тому, что показано в модели с толщиной породы 1 м, но с тем отличием, что здесь порода и уголь перемешались и нет четких границ между массивами породы и угля (рисунок 3.48).

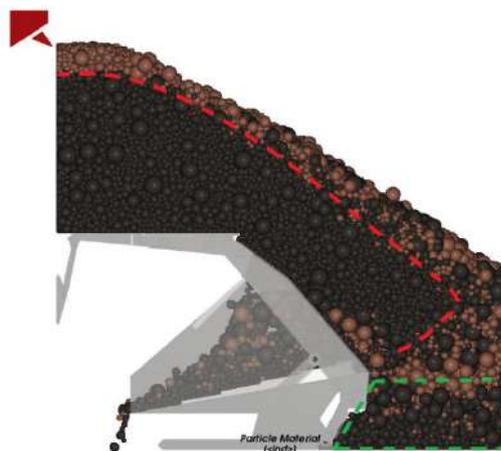


Рисунок 3.48 – ГМ в разрезе после передвижки при толщине породного слоя 0,5 м

При этом во всех случаях во время передвижки крепи часть массива угля, находящаяся над выпускным окном на конец первого выпуска, оказалось

за крепью на почве (зеленый контур на рисунках 3.47-3.48), т.е. уголь в данной области уже не извлекаем.

Рассмотрим массу угля, оставшуюся за крепью после передвижки (рисунок 3.49).

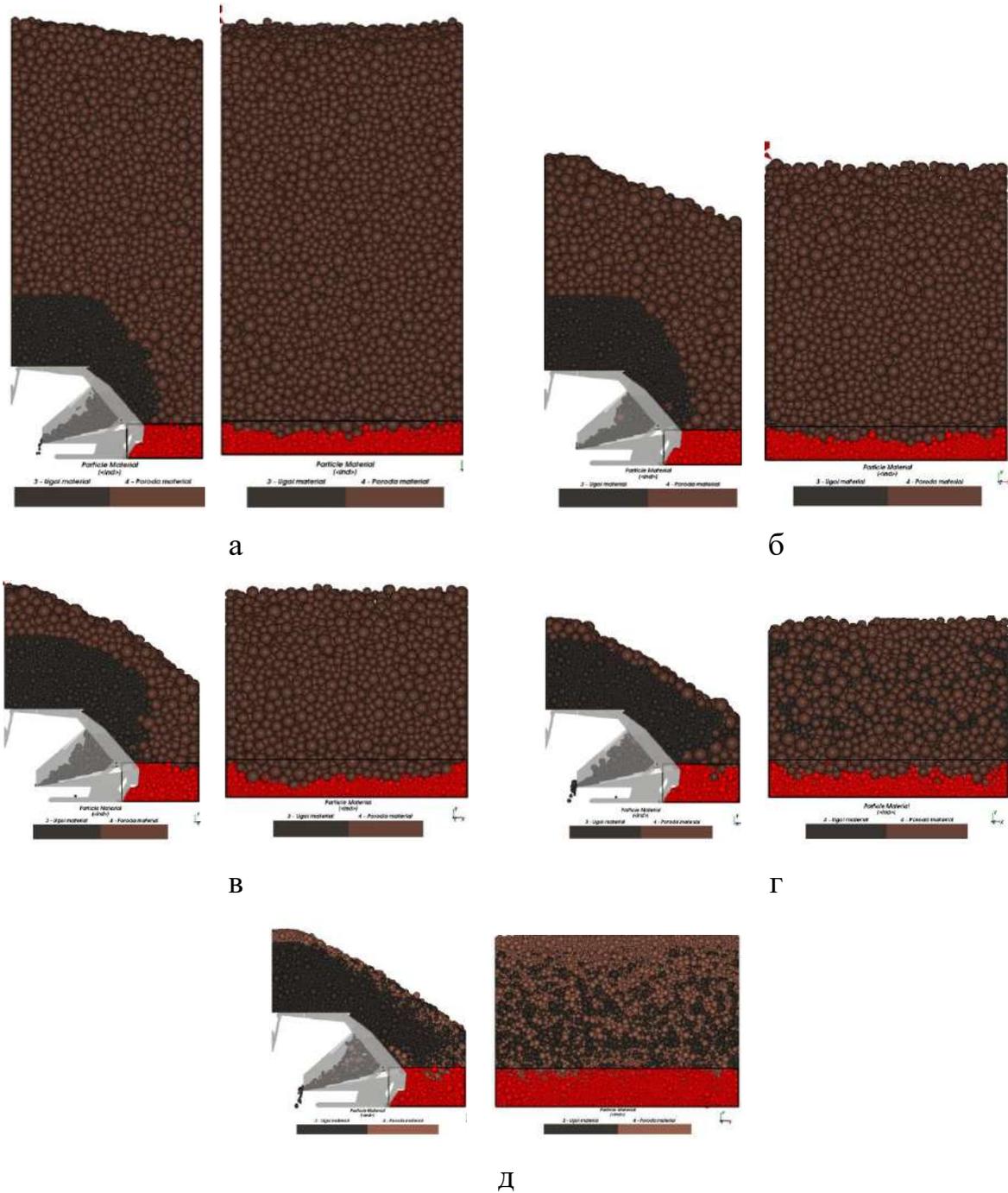


Рисунок 3.49 – Оставшаяся за крепью масса угля после передвижки при толщине породного слоя: а) 12 м б) 6 м в) 2,3 м г) 1 м д) 0,5 м

Масса угля, оставшаяся за крепью после передвижки (105 с моделирования) приведена в таблице 3.29 и на рисунке 3.50.

Таблица 3.29 – Масса угля, оставшаяся за крепью после передвижки крепи

Толщина породного слоя, м	12	6	2,3	1	0,5
Масса угля, т	21,9	20,7	20,7	21,2	23,4



Рисунок 3.50 – График изменения массы угля за крепью после передвижки в зависимости от толщины породного слоя

Здесь во всех пяти случаях масса угля, оказавшаяся за крепью, практически одинакова. Это подтверждается и характером траекторий частиц угля, находившимся над выпускным окном на конец первого выпуска, в момент совершения передвижки, т.к. общий вид передвижения массива частиц одинаков (рисунок 3.51).

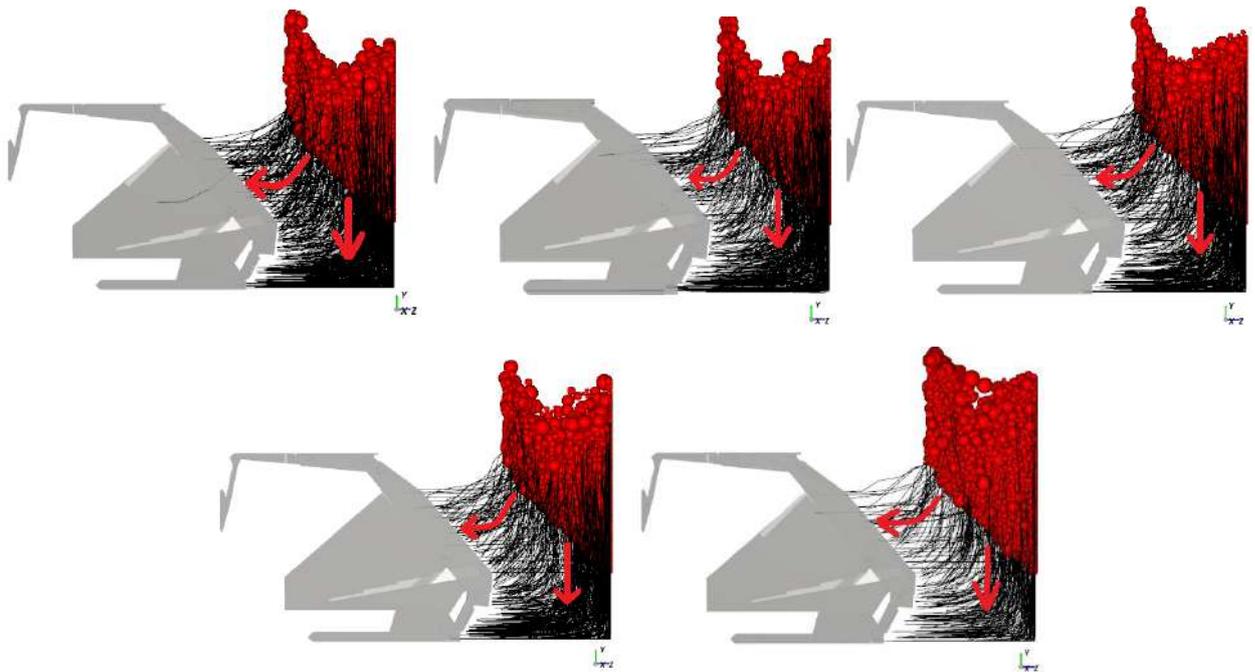


Рисунок 3.51 – Траектории движения частиц, находящихся над выпускным окном, во время совершения передвижки крепи (толщина породного слоя 12 м, 6 м, 2,3 м, 1 м и 0,5 м соответственно)

На рисунке 3.51 видно, что часть частиц падают вниз под действием силы тяжести (вертикальная стрелка вниз), в то время как другая часть следует за крепью и попадает в выпускное окно (стрелка, указывающая влево), т.е. в первом случае частицы попали в зону, где извлечение угля невозможно, а во втором – частицы продолжают участвовать в процессе выпуска.

При этом по общему виду траекторий движения угля, находившегося непосредственно над крепью на конец первого выпуска, видно влияние толщины породного массива на движение этих частиц. Так из рисунка 3.52 видно, как с уменьшением толщины породного слоя траектория движения частиц угля становится более вытянутой по горизонтали, а в моделях с толщиной породы 1 м и 0,5 м траектория частиц разветвляется – часть угля также попадает в выпускное окно, как и в других моделях, а часть оказывается за крепью, что приводит к увеличению потерь угля.

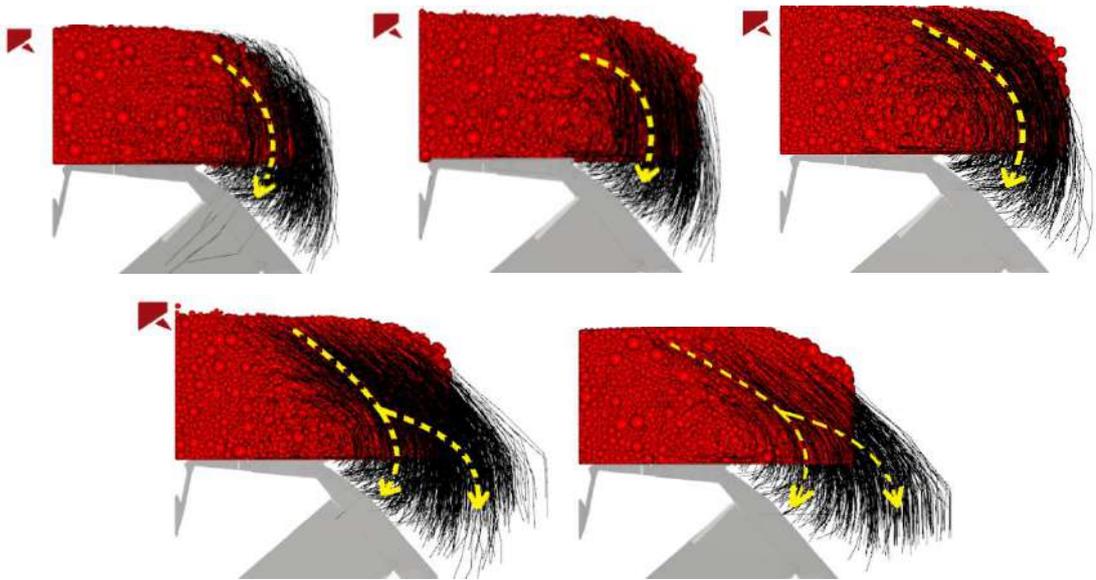
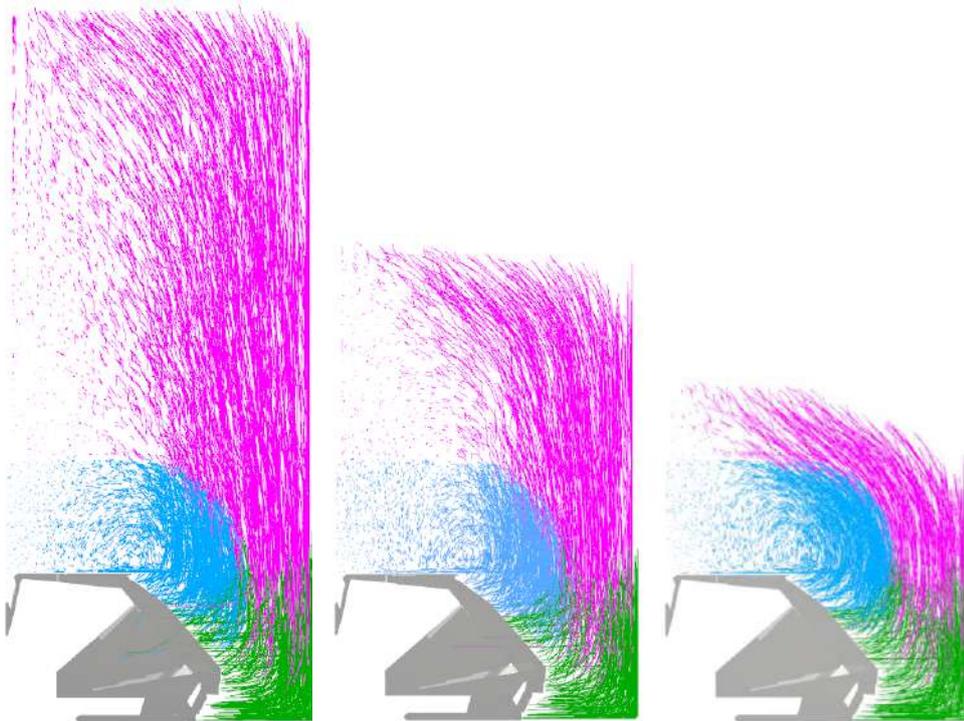


Рисунок 3.52 – Траектории движения частиц, находящихся над крепью, во время совершения передвижки крепи (толщина породного слоя 12 м, 6 м, 2,3 м, 1 м и 0,5 м соответственно)

Общий вид траекторий движения частиц в модели во время передвижки с разделением на цветовые зоны:



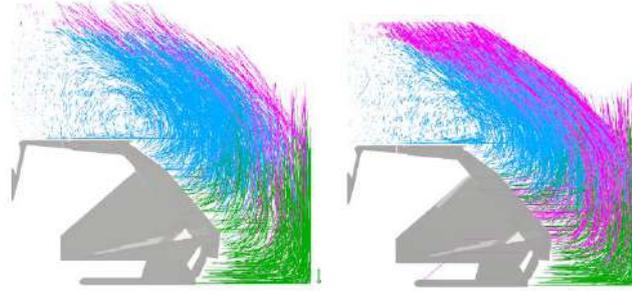
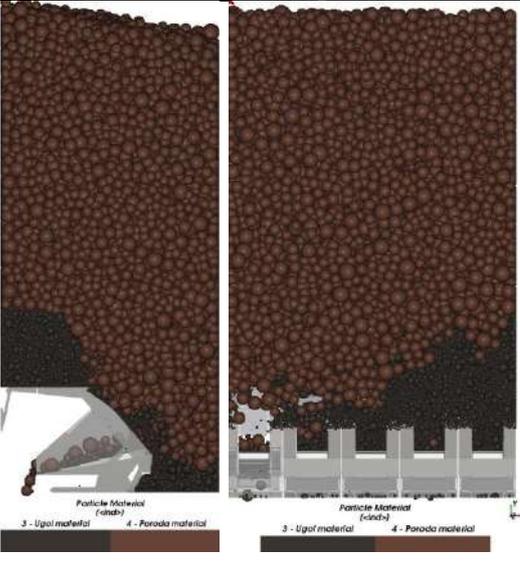
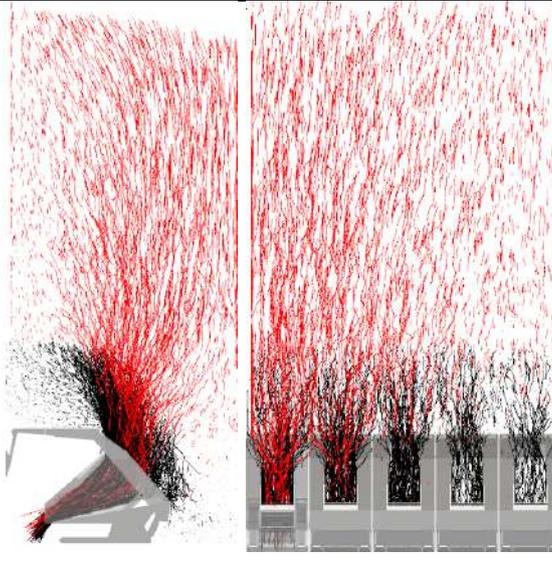


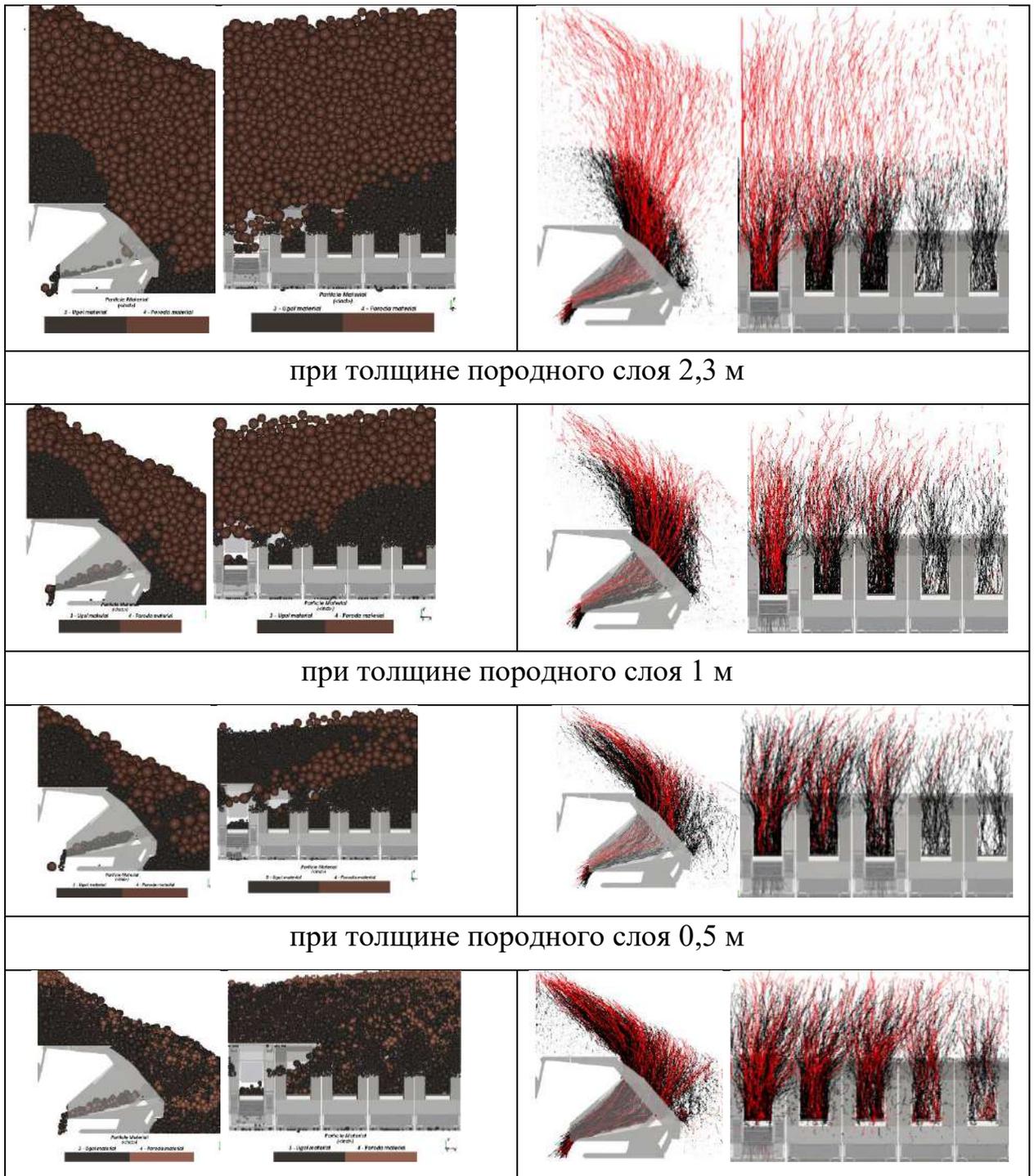
Рисунок 3.53 – Траектории движения частиц в моделях во время передвижки крепи с разделением на цветовые зоны: розовый – порода, голубой – уголь над крепью, зеленый – уголь над выпускным окном (толщина породного слоя 12 м, 6 м, 2,3 м, 1 м и 0,5 м соответственно)

Второй выпуск

Визуализация моделей после второго выпуска приведена в таблице 3.30.

Таблица 3.30 – Визуализация модели после второго выпуска

Вид ГМ в разрезе сбоку и сзади после второго выпуска	Траектория движения частиц угля (черный) и породы (красный) при втором выпуске
при толщине породного слоя 12 м	
	
при толщине породного слоя 6 м	



Как и в первом выпуске, здесь нет существенных отличий в траектории движения частиц между моделями с разной толщиной породного массива. Но при этом видно, что траектория движения частиц угля, находящихся над крепью, становится более «вытянутой» по горизонтали при уменьшении объема породы (желтая стрелка) (рисунок 3.54). Также на виде сзади можно заметить, как при волновом режиме выпуска изменяется траектория движения ГМ. ГМ

как будто бы стремится к крайней левой крепи, у которой параметры работы в данном случае максимальны.)

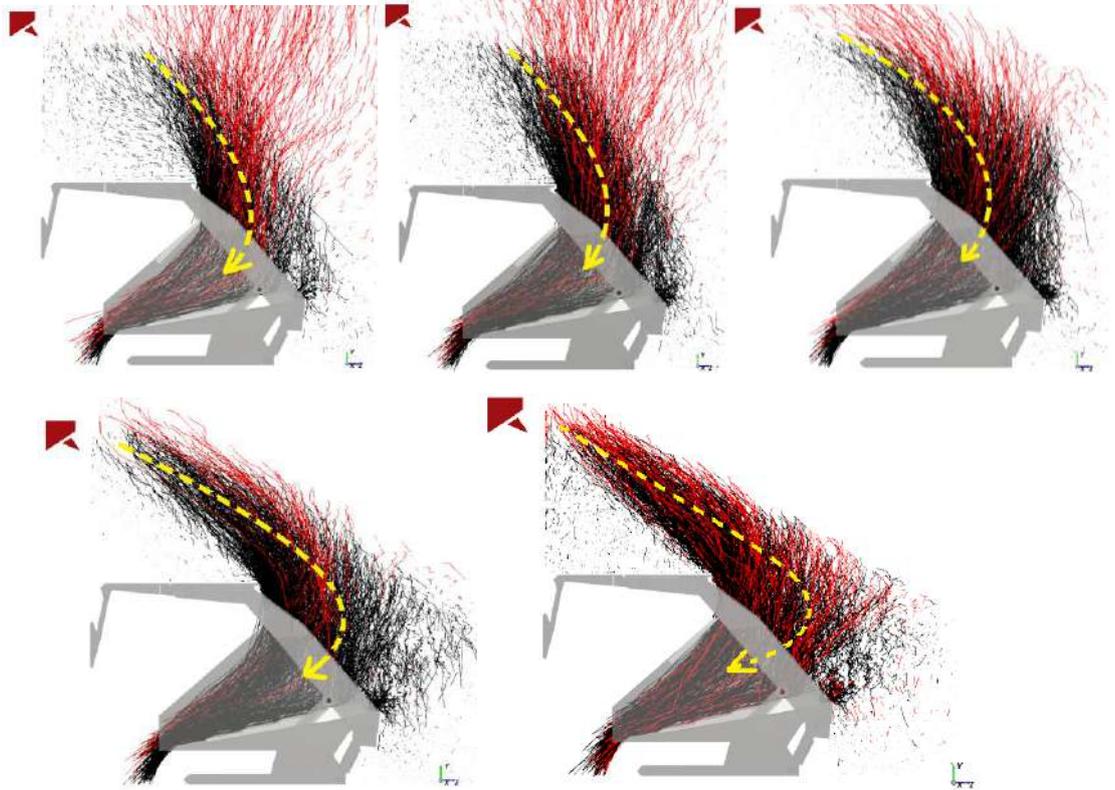


Рисунок 3.54 – Изменение изгиба траектории движения частиц угля при различной толщине породного слоя (толщина породы 12 м, 6 м, 2,3 м, 1 м и 0,5м)

Массовый расход угля при втором (волновом) выпуске представлен в таблице ниже:

Таблица 3.31 – Массовый расход угля при втором выпуске (уголь + порода)

Массовый расход при волновом режиме, кг/с				
I (1Гц и 45°)	II (0,5Гц и 35°)	III (0,4Гц и 30°)	IV (0,29Гц и 15°)	V (0,25Гц и 10°)
<i>толщина породного слоя 12м</i>				
189	131	87	39	30
<i>толщина породного слоя 6м</i>				
207	131	89	36	31
<i>толщина породного слоя 2,3м</i>				
199	116	86	37	29
<i>толщина породного слоя 1м</i>				
222	122	91	39	26
<i>толщина породного слоя 0,5м</i>				
216	130	97	43	32

На рисунке 3.55 представлен график массового расхода угля при втором выпуске по всем моделям.

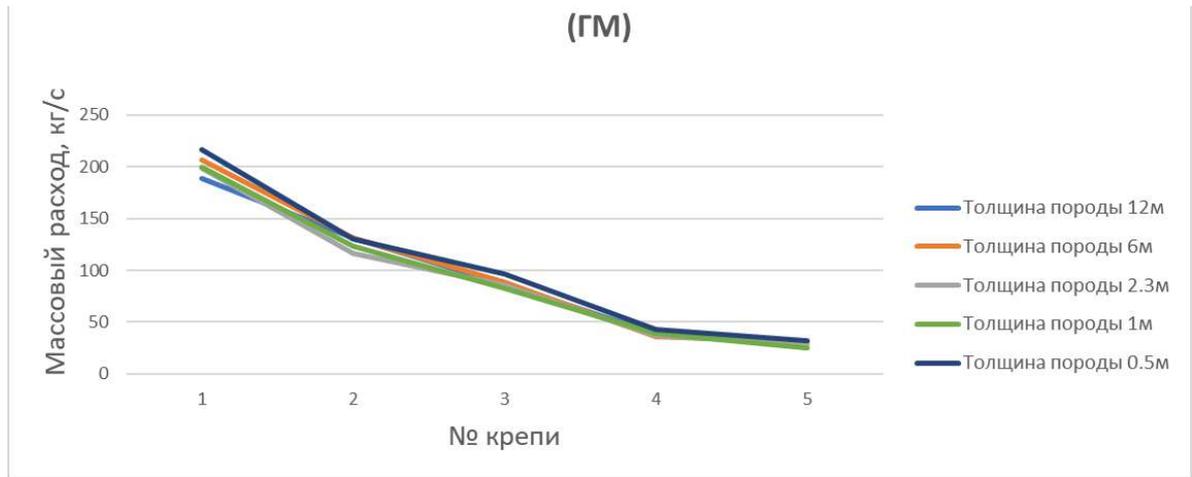


Рисунок 3.55 – График массового расхода крепей в моделях с разной толщиной породы при втором выпуске

В таблице 3.32 и Рисунок 6 отображен массовый расход угля без учета выпускаемой породы.

Таблица 3.32 – Массовый расход угля при втором выпуске (только уголь)

Массовый расход при волновом режиме, кг/с				
I (1 Гц и 45°)	II (0.5 Гц и 35°)	III (0.4 Гц и 30°)	IV (0.29 Гц и 15°)	V (0.25 Гц и 10°)
<i>толщина породного слоя 12 м</i>				
128	115	86	38	30
<i>толщина породного слоя 6 м</i>				
132	111	88	36	30
<i>толщина породного слоя 2.3 м</i>				
128	109	84	37	29
<i>толщина породного слоя 1 м</i>				
159	102	81	39	25
<i>толщина породного слоя 0.5 м</i>				
168	104	77	34	23

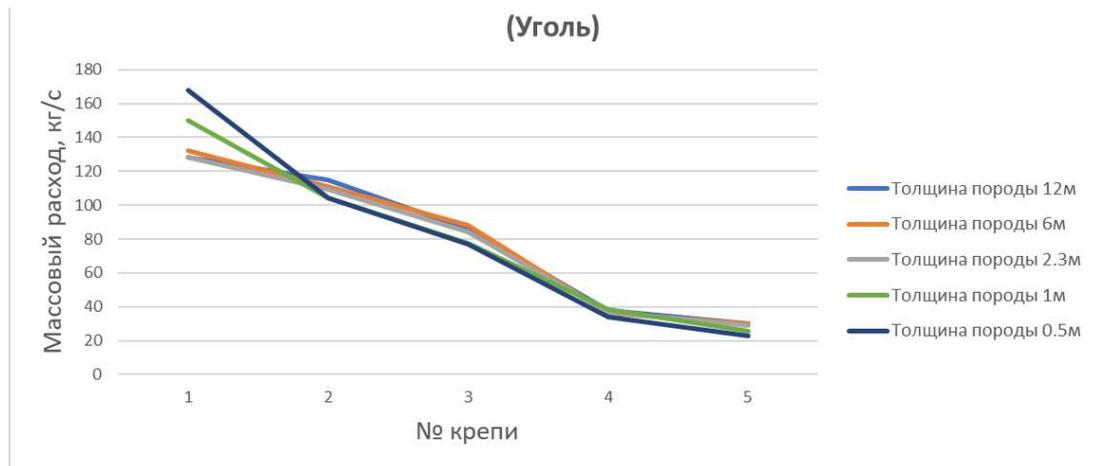


Рисунок 3.56 – График массового расхода угля без учета породы в моделях с разной толщиной породного слоя при втором выпуске

Во втором выпуске заметно, что из-за образования статических и динамических зависимостей около выпускных окон значения массового расхода в данных моделях отличаются от значений массового расхода угля для крепей с аналогичными параметрами, полученными ранее. Также здесь видно, что различия в массовом расходе между крепями с одинаковыми параметрами работы в разных моделях начинают уменьшаться от самой левой крепи (крепь №1) к правой (крепь №5).

Также в таблице 3.32 видно, что в моделях с меньшим объемом породы массовый расход иногда превышает массовый расход в модели с большими объемом породы (особенно это заметно у первой крепи с максимальными параметрами работы), что скорее всего связано с тем, что порода не мешает углю продвигаться по пути к выпускному окну.

Рассмотрим массу угля, оставшуюся за крепью после второго (волнового) выпуска (203 с) (рисунок 3.57).

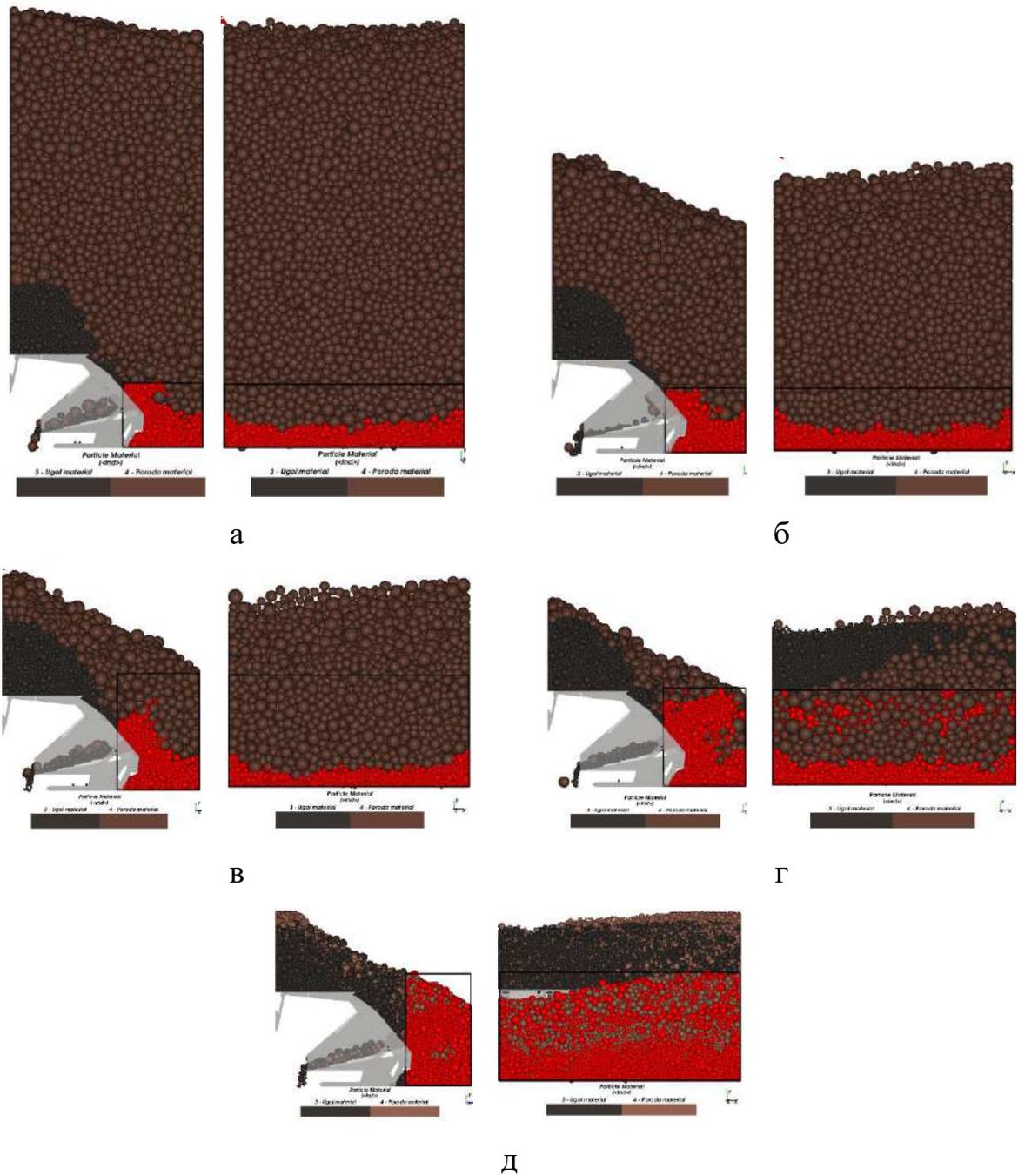


Рисунок 3.57 – Потери угля за крепью после второго выпуска в модели с толщиной породного слоя: а) 12 м б) 6 м в) 2,3 м г) 1 м д) 0,5 м

Потери угля после второго выпуска:

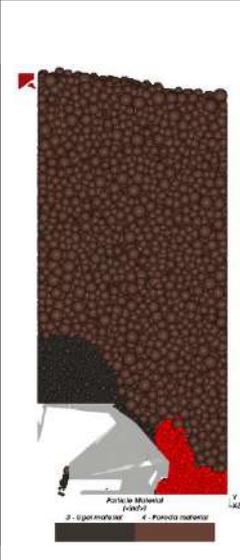
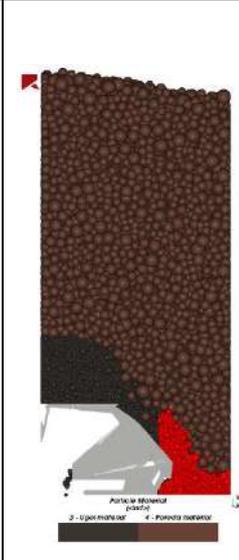
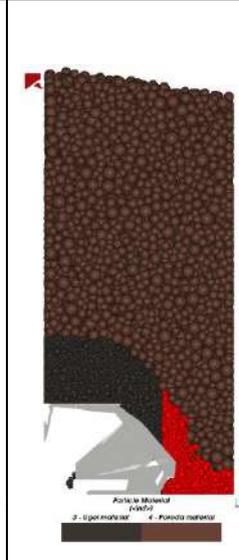
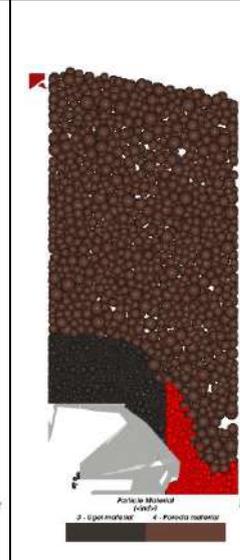
Таблица 3.33 – Потери угля после второго выпуска

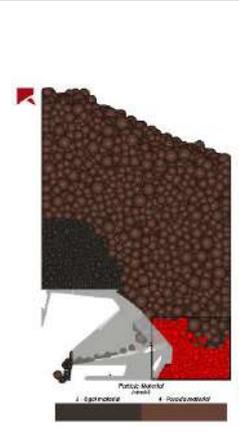
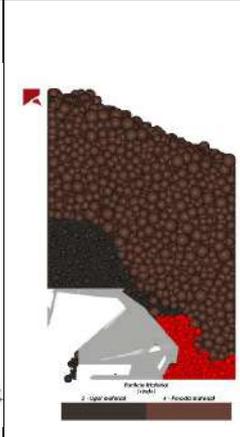
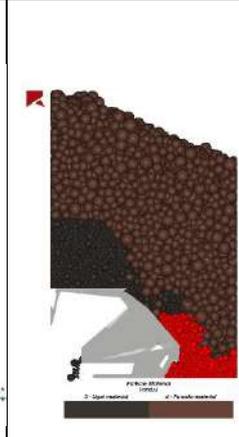
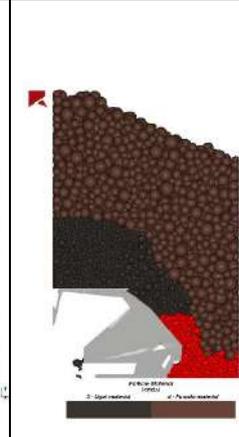
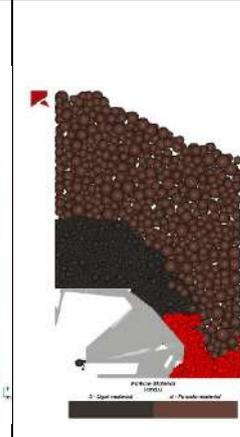
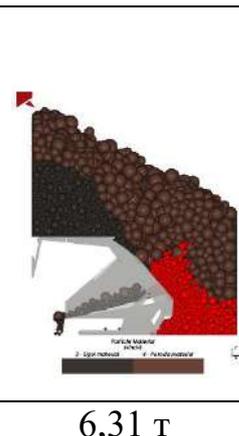
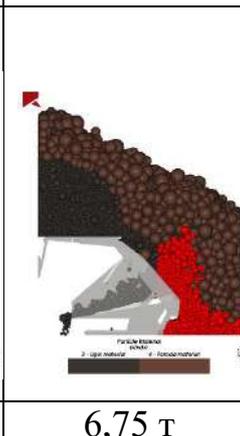
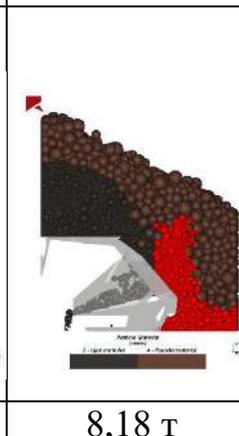
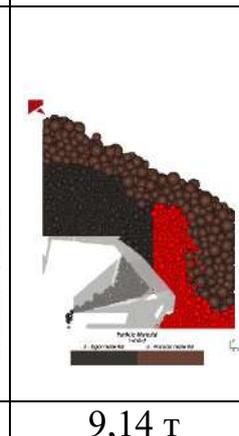
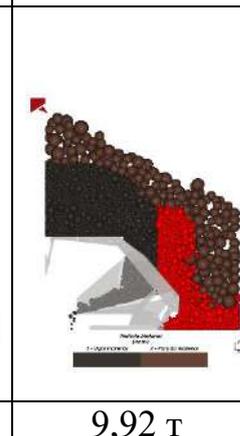
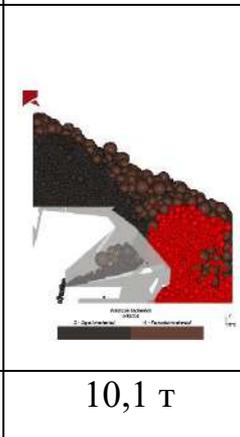
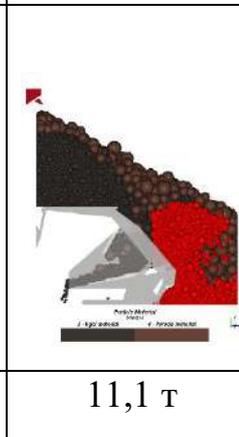
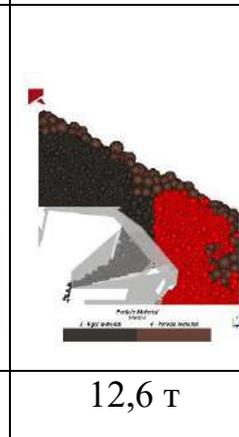
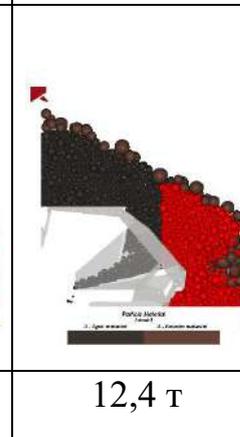
Толщина породного слоя, м	12	6	2,3	1	0,5
Масса угля, т	10,4	9,9	18,9	31	30,3

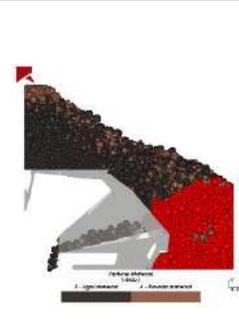
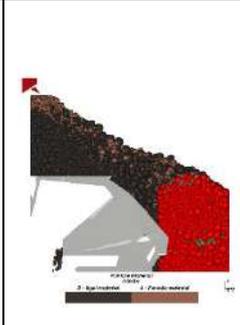
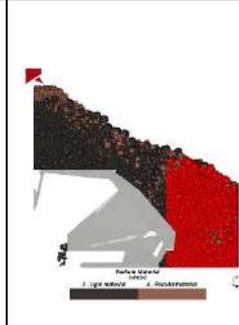
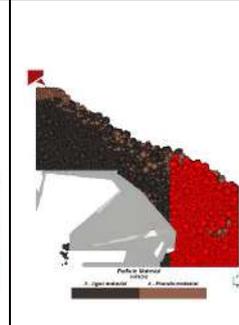
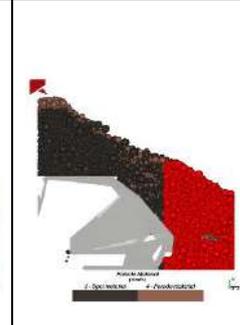
Полученные значения не описывают в полной мере потери после второго выпуска, т.к. без следующей передвижки не хватает данных, но эти значения описывают минимальные потери после второго выпуска.

Так как второй выпуск является волновым, то корректнее будет посмотреть потерю угля по каждой крепи (область анализа по ширине крепи – 2 м), т.к. образовавшаяся поверхность имеет изгиб подобный волне (пояснение к таблице ниже: рисунки показывают разрез ГМ по центру каждой крепи, но выделенные красным цветом частицы угля являются совокупностью частиц по всей ширине рассматриваемой крепи):

Таблица 3.34 – Потери угля относительно каждой крепи в модели

Толщина породы 12 м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
				
6,33 т	6,25 т	6,43 т	7,2 т	7,78 т

Толщина породы 6 м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
				
6,23 т	5,86 т	6,16 т	5,95 т	6,35 т
Толщина породы 2,3 м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
				
6,31 т	6,75 т	8,18 т	9,14 т	9,92 т
Толщина породы 1 м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
				
9,44 т	10,1 т	11,1 т	12,6 т	12,4 т

Толщина породы 0,5м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
				
9,28 т	10,7 т	11,8 т	11,5 т	11,9 т

Из таблицы 3.34 видно, что в моделях, где толщина породы составляет 1 м и 0,5 м, потери угля после двух выпусков и передвижки превысили в 1,6, 1,8 и 1,4 раза потери угля в моделях с толщиной породы 12 м, 6 м и 2,3 м соответственно.

Таким образом, серией экспериментов показано, что применение технологии эффективно при наличии постоянного площадного подпора пустой породой не менее 3 т/м^2 , если выпускаемая мощность угля более 2,5 м. При меньшей его мощности эффективным будут варианты в отношении по массе не менее 1:1 (рисунок 3.58).

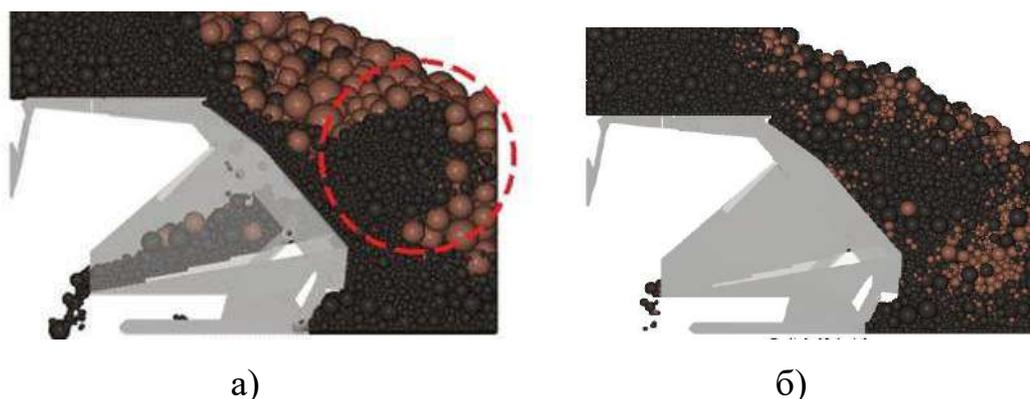


Рисунок 3.58 – Снижение показателей эффективности геотехнологии при незначительной мощности разупрочненной кровли

При меньшей величине соотношения наблюдается эффект, аналогичный варианту при четырех передвижках – выталкивание пустой породой угольного

массива в забойное пространство (рисунок 3.58 а), а при значительном превышении мощности угольной пачки происходит неконтролируемая диффузия пустой породы в массив угля – разубоживание (рисунок 3.58 б).

3.9 Исследование влияния мощности выпускаемого угольного слоя

Аналогичные эксперименты были проведены в моделях, где высота угольного массива увеличена в 2 и 3 раза (6 м и 9 м соответственно) при толщине породного слоя 6 м (рисунок 3.59 Рисунок).

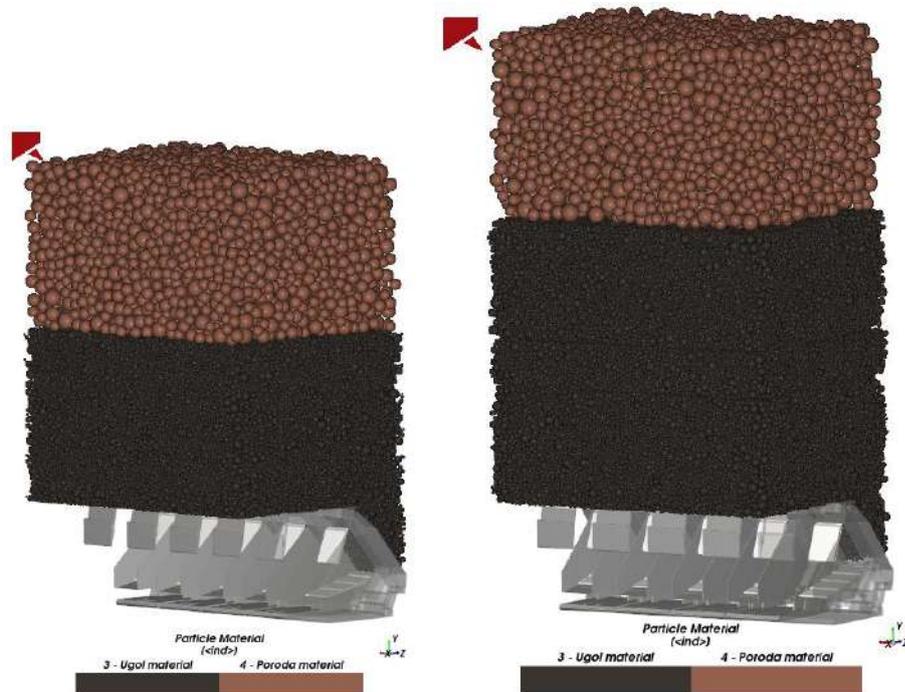
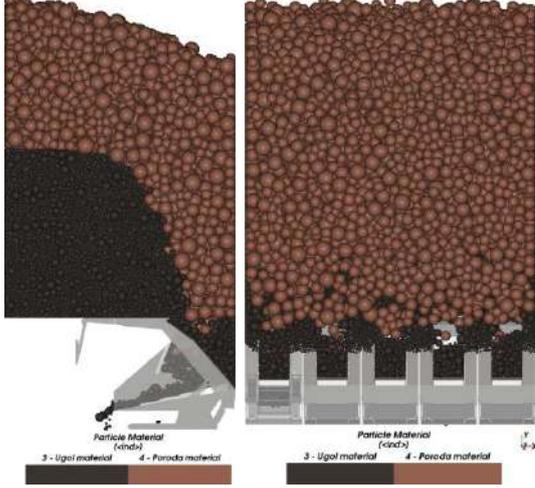
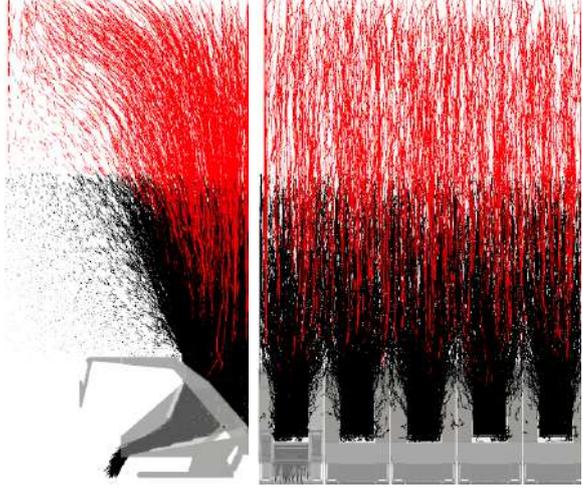
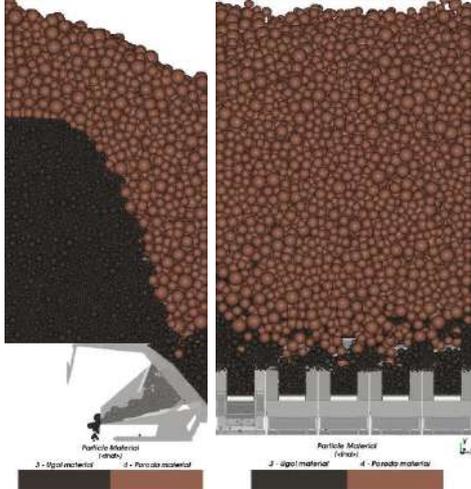


Рисунок 3.59 – Численные модели выпуска с толщиной угольного массива 6 м и 9 м в начальный момент времени

Первый выпуск

Рассмотрим вид ГМ после первого выпуска, т.е. за секунду до передвижки. В моделях, из-за разной толщины угольного слоя, длительность выпуска разная (время выпуска определялось по первому выходу породы).

Таблица 3.35 – Визуализация модели после первого выпуска

Вид ГМ в разрезе сбоку и сзади после первого выпуска	Траектория движения частиц угля (черный) и породы (красный) при первом выпуске
толщина 6 м, конец первого выпуска (358с)	
	
толщина угля 9 м, конец первого выпуска (628с)	
	

По характеру траекторий и виду разреза из таблицы 3.35 видно, что первый выпуск во всех трех моделях схож, независимо от толщины угольного слоя. Здесь также выделяются зона воронки, состоящей из породы (красный контур на рисунке 3.60), и зона угля за крепью, который после передвижки окажется за крепью (зеленый контур на рисунке 3.60)

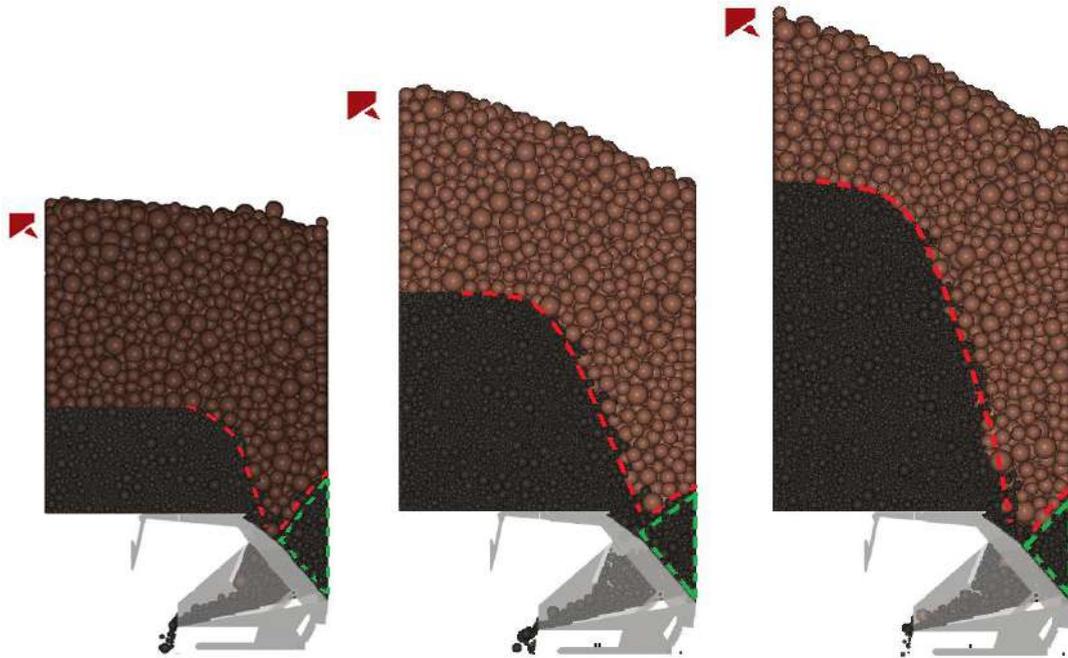


Рисунок 3.60 – ГМ в разрезе после первого выпуска при толщине угля 3 м, 6 м, 9 м

В данных моделях первый выпуск является площадным и все параметры работы крепей равны (22° и 0,5 Гц). Массовый расход крепей при первом (площадном) выпуске представлен в таблице ниже (здесь и далее для сравнения в таблицах будут указаны также значения из модели, где толщина угольного слоя аналогична рассмотренному в разделе 3.8, т.е. 3 м, при толщине породного слоя 6 м):

Таблица 3.36 – Массовый расход крепей при первом выпуске (уголь + порода)

Массовый расход при площадном режиме, кг/с				
I	II	III	IV	V
<i>толщина угля 3 м (выпуск 98 с)</i>				
77	78	77	79	79
<i>толщина угля 6 м (выпуск 358 с)</i>				
72	75	77	75	76
<i>толщина угля 9 м (выпуск 628 с)</i>				
72	73	77	77	72

На рисунке 3.61 представлен график массового расхода при выпуске ГМ при первом выпуске по всем моделям.

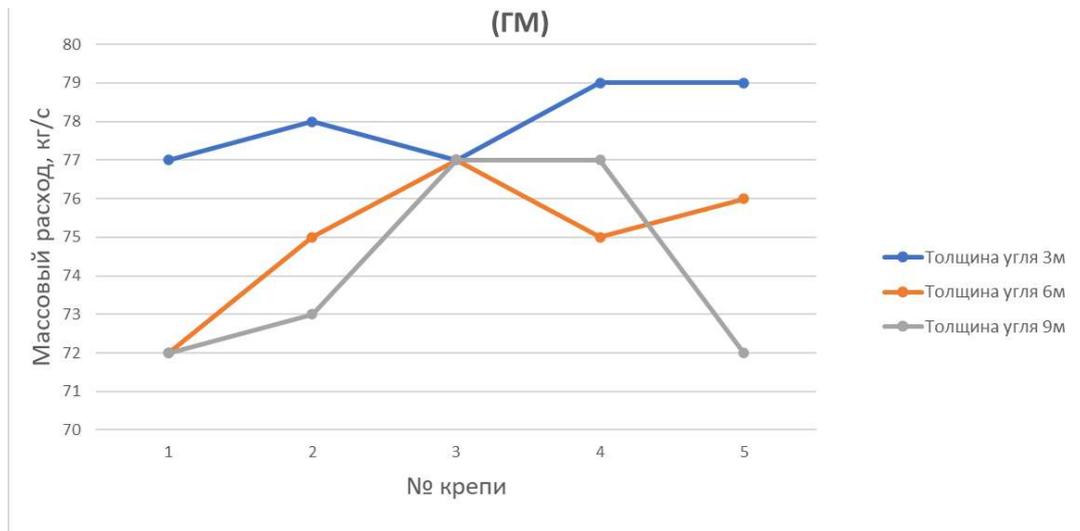


Рисунок 3.61 – График массового расхода при выпуске ГМ в моделях с разной толщиной угля при первом выпуске

Массовый расход ГМ в данном случае соответствует значению, из таблицы массового расхода для одиночной крепи, но меньше, чем для крепи, работающей в секции из несколько работающих крепей.

Таблица 3.37 – Время выпуска породы в первом выпуске (без учета первых 2 с моделирования)

I	II	III	IV	V
Толщина угля 3 м (98 с выпуска)				
-	-	-	-	-
Толщина угля 6 м (358 с выпуска)				
-	340 с	327 с	327 с	334 с
Толщина угля 9 м (628 с выпуска)				
-	606 с	597 с	601 с	-

В модели с толщиной угольного массива 3м порода не успела во время первого выпуска дойти до конца питателя, но из прошлых экспериментов с

подобными моделями известно, что порода начинает выходить примерно на 120 с выпуска. Тогда, если взять среднее значения выпуска из таблицы 3.37, можно построить график зависимости времени первого выпуска породы от толщины угольного массива (рисунок 3.62):

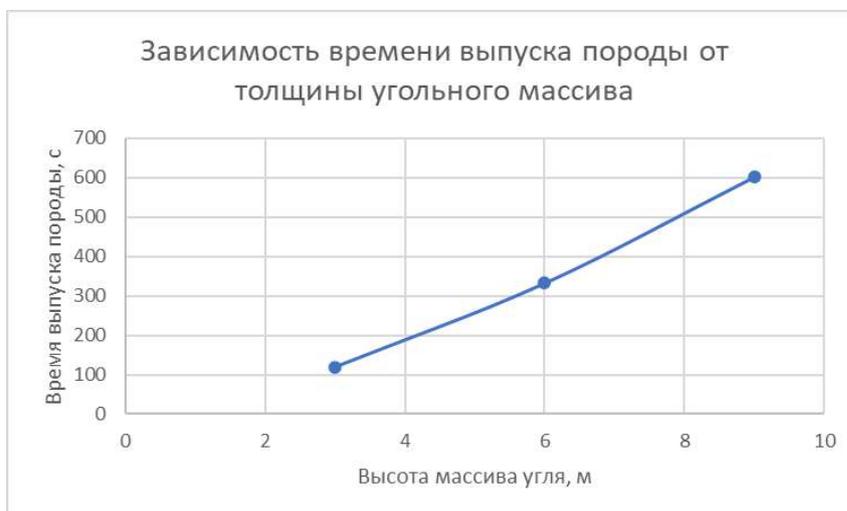


Рисунок 3.62 – График зависимости времени первого выпуска породы от толщины угольного слоя

Масса угля, находящаяся над выпускным окном на конец первого (площадного) выпуска до передвижки:

Таблица 3.38 – Масса угля, находящаяся над выпускным окном на конец первого выпуска

Толщина угольного слоя, м	3	6	9
Масса угля, т	27,7	19,5	22

Передвижка

Масса угля, оставшаяся за крепью после передвижки:

Таблица 3.39 – Масса угля, оставшаяся за крепью после передвижки крепи

Толщина угольного слоя, м	3	6	9
Масса угля, т	20,7	14,2	15,7

Сводный график изменения массы за крепью после передвижки в зависимости от толщины породного слоя приведен на рисунке 3.63.



Рисунок 3.63 – График изменения массы за крепью после передвижки в зависимости от толщины породного слоя

Общий вид траекторий движения частиц в модели во время передвижки с разделением на цветовые зоны:

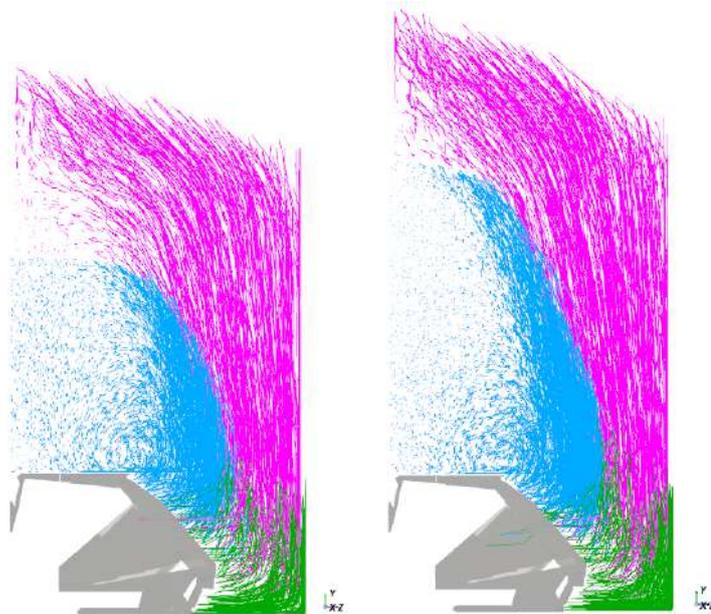
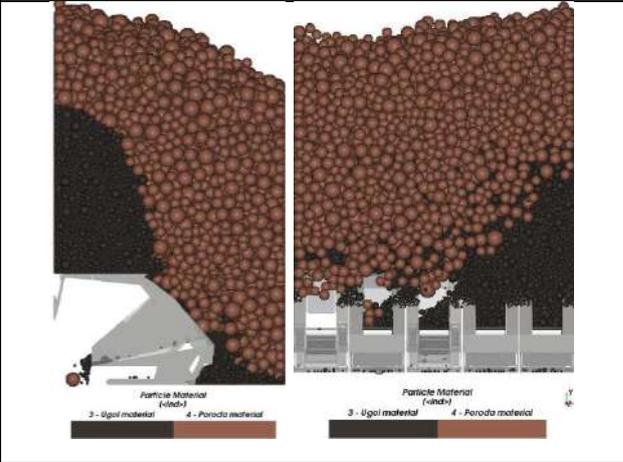
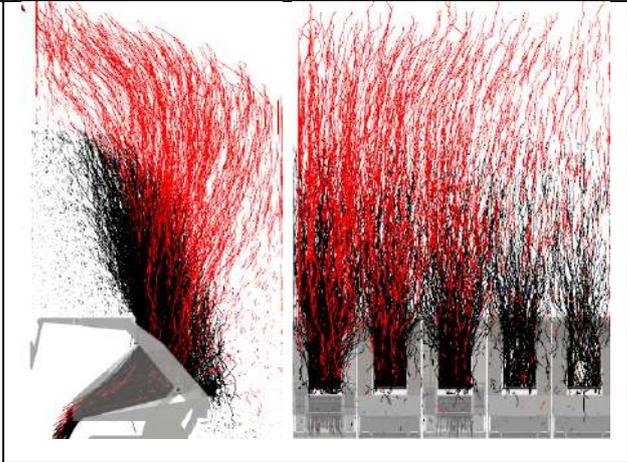
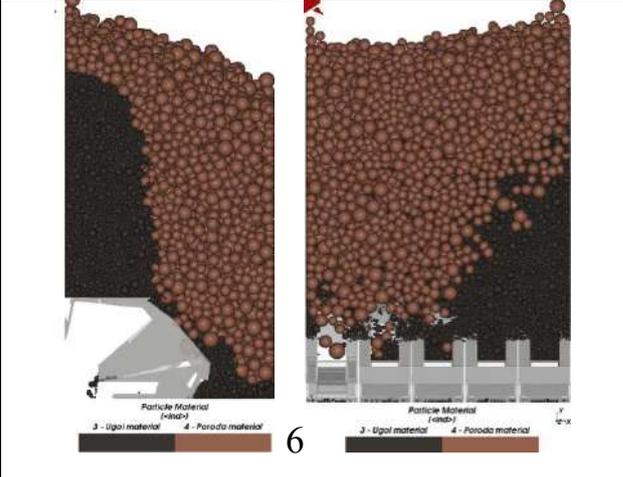
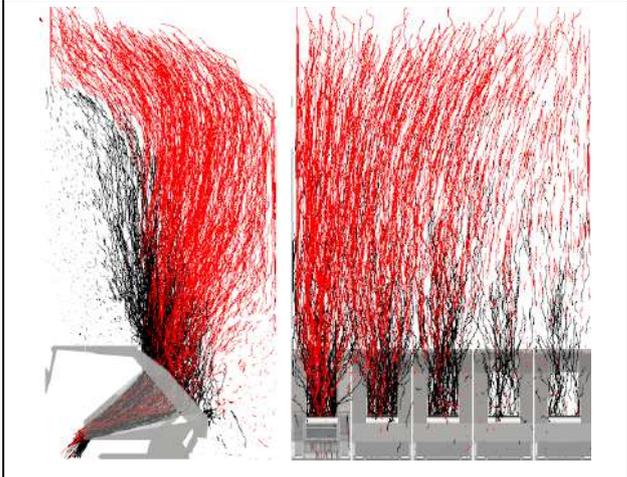


Рисунок 264 – Траектории движения частиц в моделях во время передвижки крепи с разделением на цветовые зона: розовый – порода, голубой – уголь над крепью, зеленый – уголь над выпускным окном (толщина угля 6 м и 9 м соответственно)

Второй выпуск

Вид ГМ после второго выпуска приведен в таблице 3.40. Длительность второго выпуска в обеих моделях была равна 200 с.

Таблица 3.40 – Визуализация модели после второго выпуска

Вид ГМ в разрезе сбоку и сзади после второго выпуска	Траектория движения частиц угля (черный) и породы (красный) при втором выпуске
толщина угля 6 м	
	
толщина угля 9 м	
	

Как и в первом выпуске, здесь нет существенных отличий в траектории движения частиц между моделями с разной толщиной угольного массива. Но при этом видно, что траектория движения частиц угля, находящихся над крепью, становится более «вытянутой» по вертикали, что объясняется увеличением толщины угольного массива (рисунок 3.65).

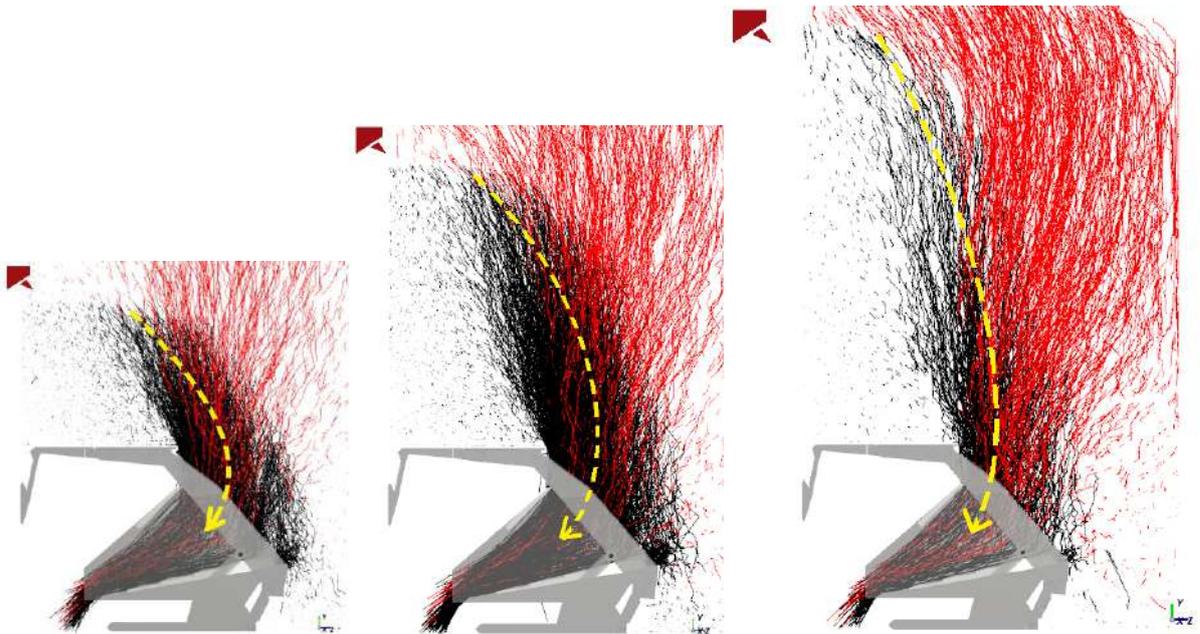


Рисунок 3.65– Изменение изгиба траектории движения частиц угля при различной толщине угольного слоя (толщина угля 3 м, 6 м и 9 м соответственно)

Аналогично эксперименту с разной толщиной породного слоя, также видно на виде сзади как траектория ГМ стремится к крайней левой крепи с максимальными параметрами работы. Массовый расход угля из секций при втором (волновом) выпуске представлен в таблице ниже:

Таблица 3.41 – Массовый расход угля из секций при втором выпуске (уголь + порода)

Массовый расход при волновом режиме, кг/с				
I (1 Гц и 45°)	II (0,5 Гц и 35°)	III (0,4 Гц и 30°)	IV (0,29 Гц и 15°)	V (0,25 Гц и 10°)
толщина угля 3 м				
207	131	89	36	31
толщина угля 6 м				
215	98	85	38	25
толщина угля 9 м				
240	127	88	37	29

На рисунке 3.66 представлен график массового расхода ГМ при втором выпуске по всем моделям.

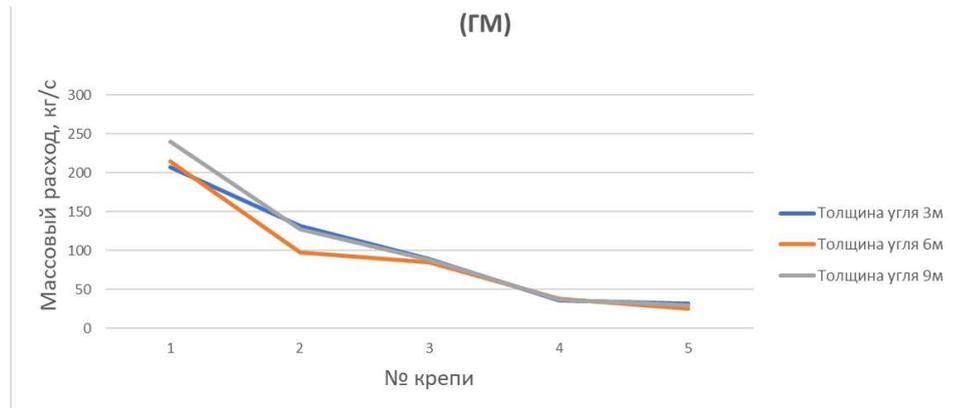


Рисунок 3.66 – График массового расхода ГМ в моделях с разной толщиной породы при втором выпуске

Во втором выпуске заметно, что из-за образования статических и динамических зависаний около выпускных окон значения массового расхода в данных моделях отличаются от значений массового расхода с аналогичными параметрами, полученными ранее, при этом значения в модели с толщиной угля 9 м близки им.

Рассмотрим массу угля, оставшуюся за крепью после второго (волнового) выпуска длительностью 200 с (таблица 3.42).

Таблица 3.42 – Потери угля после второго выпуска

Толщина угольного слоя, м	3	6	9
Масса угля, т	9,9	11,7	12,4

Полученные значения не описывают в полной мере потери после второго выпуска, т.к. без следующей передвижки не хватает данных, но эти значения описывают минимальные потери после второго выпуска.

Так как второй выпуск является волновым, то корректнее будет посмотреть потери угля по каждой крепи (область анализа по ширине крепи – 2 м), т.к. образовавшаяся поверхность имеет изгиб подобный волне (пояснение к

таблице ниже: рисунки показывают разрез ГМ по центру каждой крепи, но выделенные красным цветом частицы угля являются совокупностью частиц по всей ширине рассматриваемой крепи):

Таблица 3.43 – Потери угля относительно каждой крепи в модели

Толщина угля 6м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
4,07 т	4,59 т	4,65 т	5,8 т	6,79 т
Толщина угля 9м				
1 Гц и 45°	0,5 Гц и 35°	0,4 Гц и 30°	0,29 Гц и 15°	0,25 Гц и 10°
5,53 т	4,55 т	4,46 т	5,69 т	8,24 т

Таким образом видно, что потери угля после двух выпусков и передвижки в моделях, где толщина угольного слоя составляет 6 м и 9 м, практически одинаковые. В модели с толщиной угля 3 м потери несущественно выше, чем при толщине массива угля 6 м и 9 м, но это связано с тем, что длительность выпуска выбрана исходя из оптимальности, а не времени первого выхода породы (оптимальное – 98 с, первый выпуск породы – 120 с).

3.10 Исследование влияния типов кровли на выпуск угля

В модели выпуска угля с площадным выпуском, при моделировании массива пород частицами сферической формы (рисунок 3.67) массовый расход на каждой секции крепи составляет около 78 кг/с (таблица 3.44) при параметрах: угол наклона заслона 22° , частота работы питателя 0,5 Гц, шибер на расстоянии $\Delta = 0,98$ м.

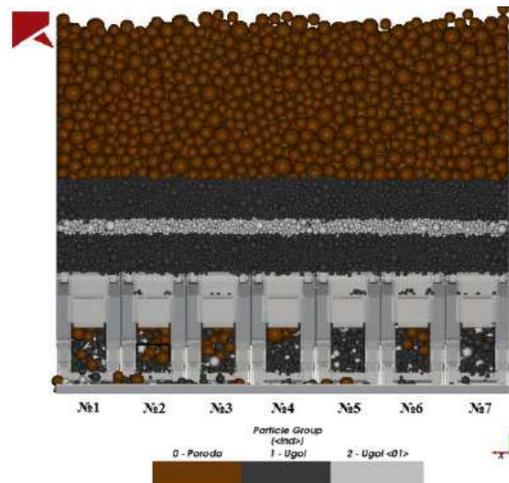


Рисунок 3.67 – Модель выпуска угля с семью работающими крепями, где порода представлена массивом сферических частиц

Таблица 3.44 – Таблица массового расхода каждой секции крепи

№1	№2	№3	№4	№5	№6	№7
Массовый расход угля за 60 сек, кг/с						
74	75	75	78	77	79	75

На последнем участке конвейера длиной 2 м средняя масса угля составляет 461 кг. Общая масса породы в модели составляет 466 тонн.

В следующей модели высота заполнения объема резервуара частицами породы была сокращена с 6 м до 3 м, а сверху были добавлены 4 частицы параллелепипеда размером $3,475 \times 1,5 \times 5,15$ м с характеристиками породы (рисунок 3.68). Масса одной такой частицы составляет 53 689 кг, что соответствует заданной плотности и размеру.

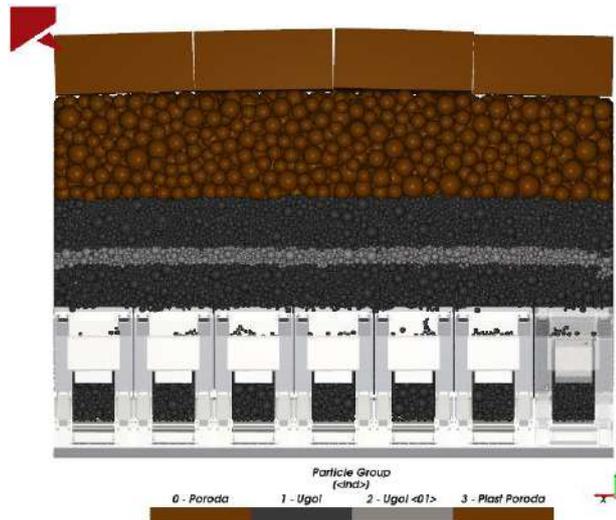


Рисунок 3.68 – Модель выпуска угля с семью работающими крепями, где порода представлена в виде четырех блоков размером 3,475x1,5x5,15 м

При аналогичных параметрах работы крепей их массовый расход составляет:

Таблица 3.45 - Таблица массового расхода каждой секции крепи в модели, где порода представлена в виде четырех блоков

№1	№2	№3	№4	№5	№6	№7
Массовый расход угля за 60сек, кг/с						
72	73	72	73	72	72	73

На последнем участке конвейера длиной 2 м средняя масса угля составляет 413 кг. Общая масса породы в модели составляет 439 тонн.

Если сравнивать значения массового расхода угля у этих двух моделей, то видно, что значения практически одинаковые, но в модели, где присутствует пласт породы, разница массового расхода между секциями несущественная и составляет 1 кг, в то время как в другой модели разница между крепями составляет от 1 до 5 кг, т.е. выпуск в модели с пластом происходит более равномерно, но при этом сокращается выпущенная горная масса.

Рассмотрим изменение значений массового расхода с сохранением прежних параметров их работы при отсутствии слоев породы, давящих на угольный пласт (рисунок 3.69).

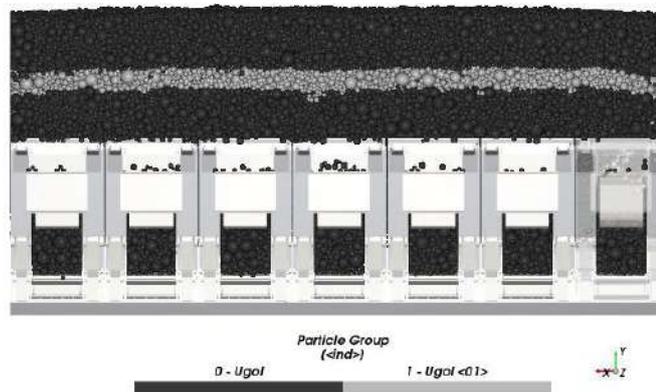


Рисунок 3.69 – Модель выпуска угля с семью работающими крепями, где отсутствует слой породы

На последнем участке конвейера длиной 2 м средняя масса угля составляет 419 кг.

В данном эксперименте видно, что массовый расход выше у тех крепей (четных), между которыми работают другие крепи (нечетные) (таблица 3.46 и рисунок 3.70).

Таблица 3.46 - Таблица массового расхода каждой секции крепи в модели, где отсутствует слой породы

№1	№2	№3	№4	№5	№6	№7
Массовый расход угля за 60 сек, кг/с						
72	74	73	76	71	74	70

Вероятно, это связано с тем, что массив над крайними элементами секции граничит со стенками резервуара, в следствие чего на скорость частиц в меньшей мере влияют внешние воздействия. Средняя масса угля на последней

секции крепи примерно равна массе из предыдущего опыта с цельными плитами породы.

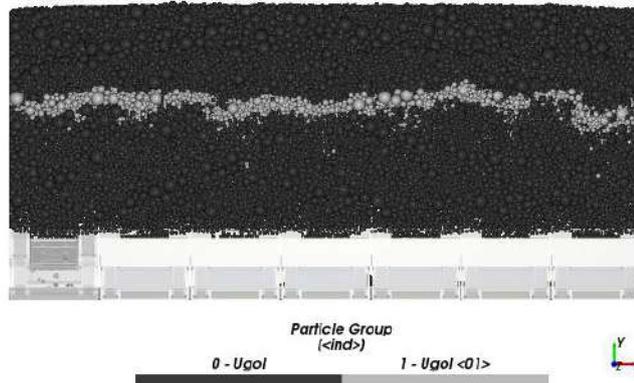


Рисунок 3.70 - Модель выпуска угля с семью работающими крепями, где отсутствует слой породы (вид сзади)

Таким образом установлено, что минимальное значение потерь угля при выпуске подкровельной толщи возможно при соблюдении следующего условия:

$$Q_{\text{пот}} \rightarrow \min \begin{cases} \left[\begin{array}{l} m_y \geq 2,5 \\ M_{\text{п}} \geq 3 \end{array} \right. & m_y \in (0; +\infty) \\ \left[\begin{array}{l} m_y < 2,5 \\ \frac{m_{\text{п}}}{m_y} \geq 1 \end{array} \right. & \text{при этом } m_{\text{п}} \in (0; +\infty), \\ & M_{\text{п}} \neq +\infty \end{cases} \quad (11)$$

где $Q_{\text{пот}}$ – потери угля в завальном пространстве, т; m_y , $m_{\text{п}}$ – мощность угля подкровельной толщи и разупрочненных пород кровли, м; $M_{\text{п}}$ – масса пород кровли, приходящихся на 1 м² площади угля подкровельной толщи.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ «ПИТАТЕЛЬ-ЗАСЛОН»

4.1 Проблема износа питателя секции механизированной крепи

Крепление горных выработок является трудоемким и ресурсозатратным процессом, а процессы трения и износа оборудования и его комплектующих, происходящие во время совершения горнодобывающих работ, приводят к дополнительным расходам на восстановление и замену изношенных деталей [240]. Питатель секции, совершающий возвратно-поступательные движения с высокой частотой в мелкодисперсной среде, ограниченной боковыми стенками, подвержен наибольшему и при этом интенсивному износу по сравнению с остальными элементами секции крепи. Материал, из которого может быть изготовлен питатель должен быть износостойким и, для снижения нагрузки на приводную систему и уплотнители гидроцилиндров, иметь небольшую массу.

Поэтому необходимо подобрать такой материал элементов крепи, непосредственно контактирующих с движущимся потоком горной массы, который был бы достаточно устойчив к износу и трению для обеспечения наиболее продолжительной эксплуатации механизированной крепи. В Rocky DEM для отображения и оценки износа используется модель Арчарда.

Британским инженером Джоном Ф. Арчардом в 50-х годах прошлого века была разработана эмпирическая модель расчёта скорости абразивного износа поверхностей трения, основанная на шероховатости поверхностей, и утверждающая, что объём материала, удалённого вследствие абразивного износа, пропорционален силам трения [241,242]. Уравнение скорости износа можно описать следующим образом [243]:

$$Q = \frac{KWL}{H}, \quad (12)$$

где Q – скорость износа (мм^3), K – постоянный коэффициент износа ($\text{мм}^3/\text{м}$), W – общая нормальная нагрузка (Н), L – путь трения поверхностей (м), H – твердость более мягкой из двух поверхностей (HRC или Па).

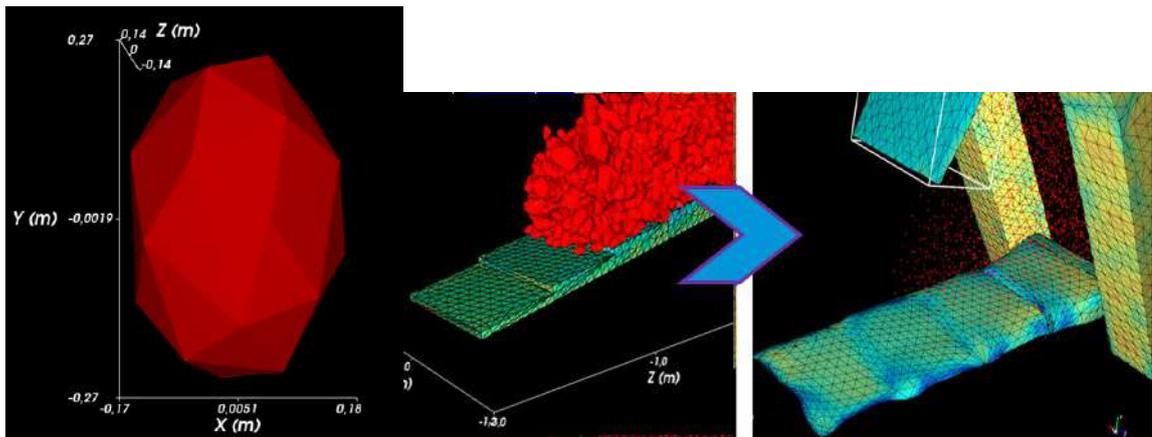
Rocky DEM предлагает изменять постоянный коэффициент износа (K) для подбора оптимальной скорости износа [244]. Для более точного и полного определения коэффициента износа необходимо произвести серию опытов на реальном оборудовании. Из-за отсутствия прототипа крепи, позволяющего произвести необходимые замеры, в данном случае будет использоваться значение коэффициента K , полученное опытным путём в работе [244]. Данный коэффициент позволит показать в модели более достоверную картину износа, используя меньшие временные затраты.

Материал, подходящий для изготовления питателя крепи, должен удовлетворять требованиям износостойкости, а также иметь небольшую массу для снижения нагрузки на приводную систему и уплотнители гидроцилиндров. Проанализировав материалы, подходящие для изготовления механизированной крепи и ее составляющих, и выявив из них часто используемый в подобных технологиях материал – HARDOX WELDOX с пределом текучести 700 МПа, оказалось, что данный материал недоступен для рынка РФ. Поэтому было принято решение провести серию экспериментов, отображающих взаимодействия частиц угля с работающим питателем, материал которого соответствует заданной марки стали (14ХГ2САФД, 50Г2, 70, 40ХС, 75), и выбрать наиболее подходящую марку, которая доступна на отечественном рынке (таблица 4.1).

Для более достоверной имитации процесса износа в качестве формы частиц, контактирующих с питателем, был принят многогранник (рисунок 4.1).

Таблица 4.1- Характеристики марок стали

Марки стали	Параметры					
	Плотность, кг/м ³	Модуль Юнга, ГПа	Коэффициент Пуассона	Стоимость, тыс. руб./т	Масса питателя, кг	Макс. смещение стороны треугольника сетки износа, м
14ХГ2САФД	7920	195	0,3	115	312	0,0137
50Г2	7500	204	0,3	103	295	0,0149
70	7810	206	0,3	85	308	0,0159
40ХС	7740	219	0,3	91	305	0,0163
75	7810	191	0,3	78	308	0,0165



а)

б)

Рисунок 4.1 – Вид частицы-многогранника, используемый в модели с износом а) и б) визуализация износа питателя

Ниже на рисунках 4.2 – 4.6, приведены картины износа питателя крепи на разных временных интервалах работы модели. На этих рисунках показано изменение сетки износа. Для оценки его величины нужно рассматривать смещение вершин сетки по оси, параллельной направлению падения частиц (ось у).

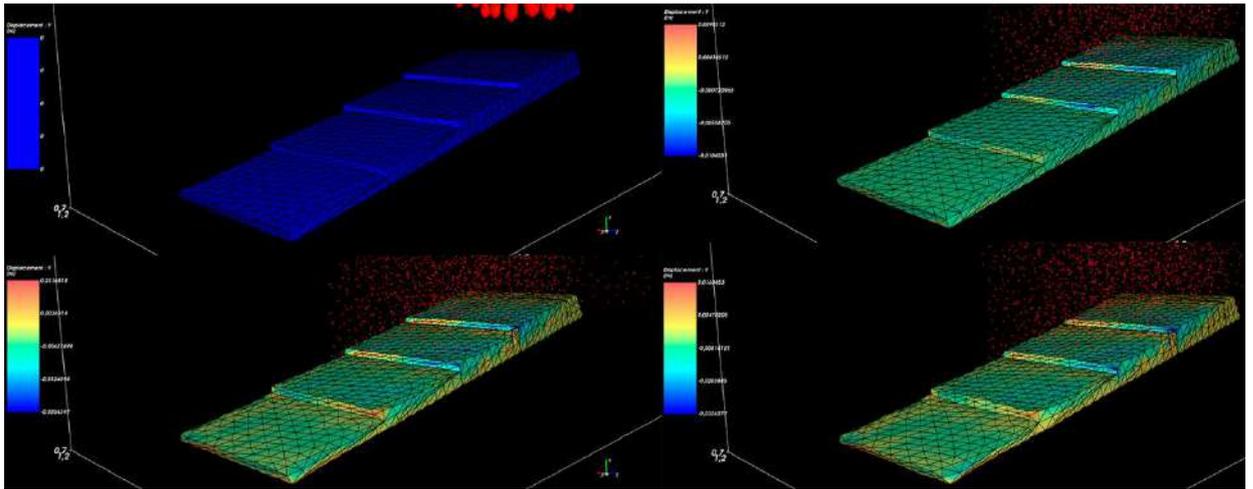


Рисунок 4.2 – Картина износа Сталь 40ХС

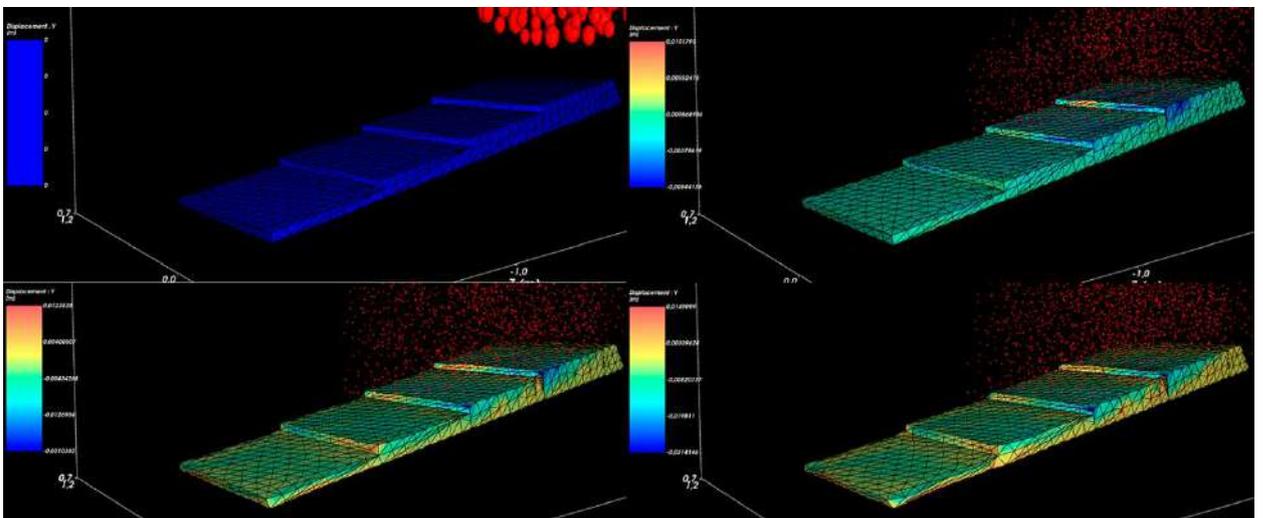


Рисунок 4.3 – Картина износа Сталь 50Г

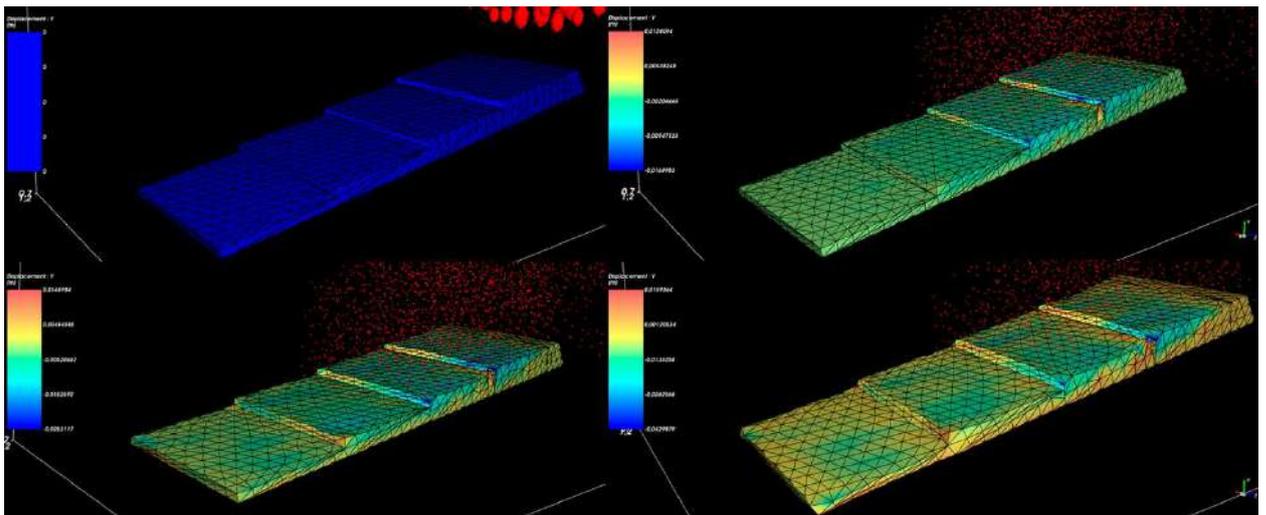


Рисунок 4.4 – Картина износа Сталь 70

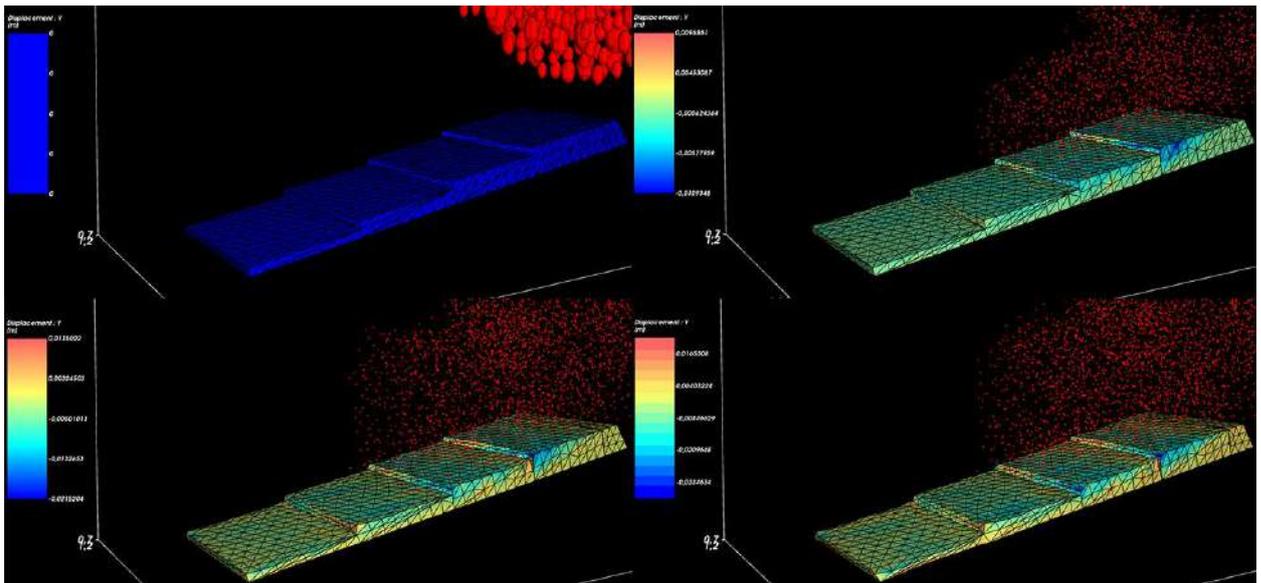


Рисунок 4.5 – Картина износа Сталь 75

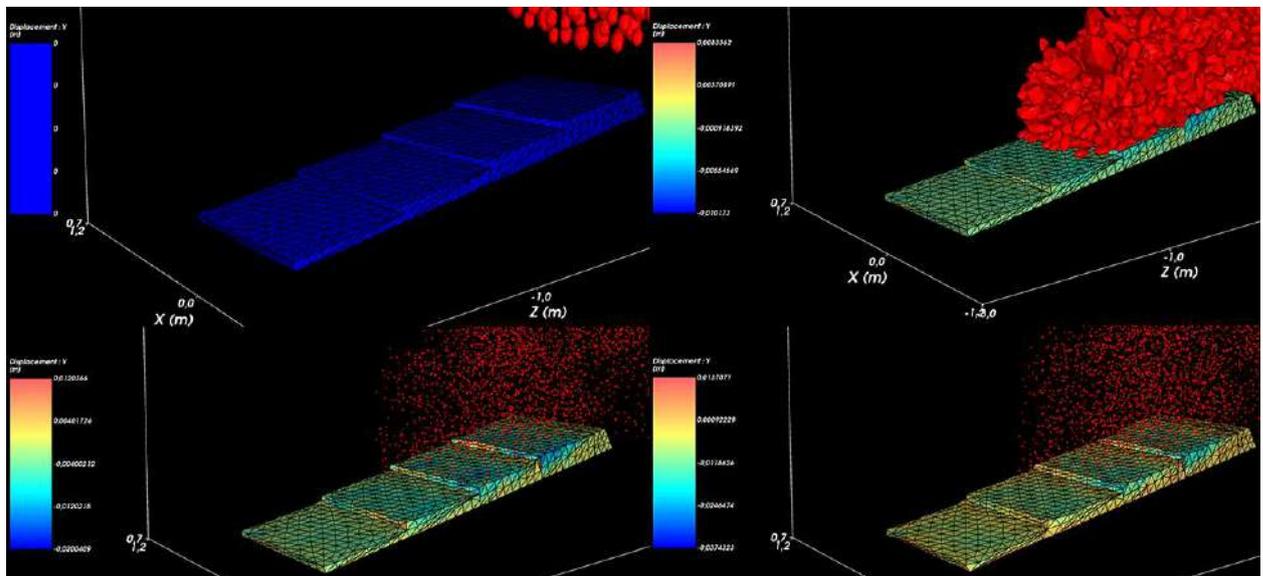


Рисунок 4.6 – Картина износа Сталь 14ХГ2САФД

Установлено, что Сталь 14ХГ2САФД, обладающая наибольшей износостойкостью (на 11% выше среднего), дороже среднего на 21,7%, а масса питателя выше среднего на 6,4 кг. Самый дешевый вариант – Сталь 75 (на 17,5% дешевле среднего), обладает наихудшей износостойкостью (на 6,7% ниже среднего) при сравнительно большом весе. Наименьшей массой (на 10,6 кг легче среднего) при повышенном показателе износостойкости (на 3,6% выше среднего) обладает Сталь 50Г2 стоимостью на 9% выше среднего значения (рисунок 4.7 - 4.8).

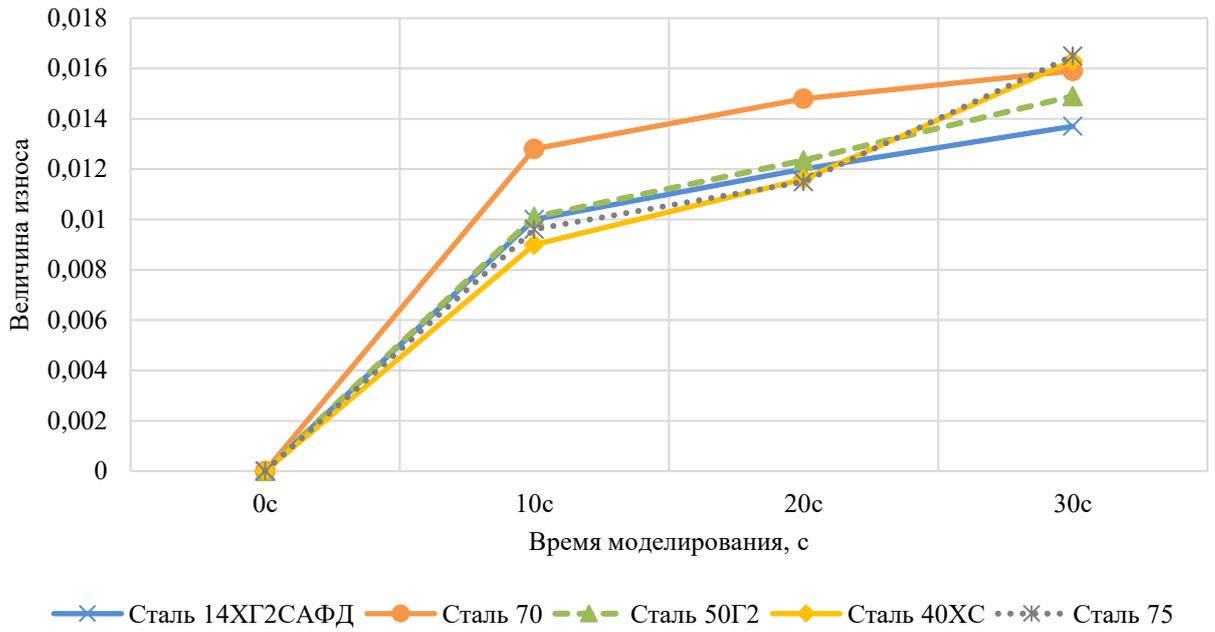


Рисунок 4.7 – График сравнения марок стали по величине износа

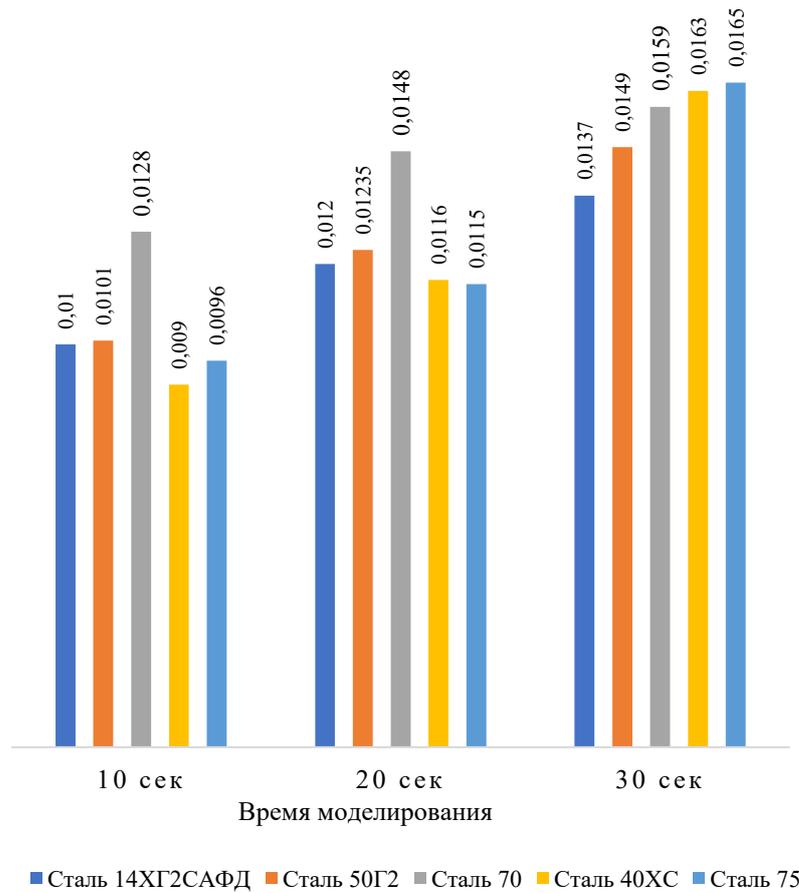


Рисунок 4.8 – Сравнение вариантов материалов по величине износа

4.2 Явление разделения потока горной массы в системе «питатель-заслон»

Проведено изучение параметров системы «питатель-заслон», влияющих на массовый расход угля при разных сочетаниях угла наклона заслона, частоты возвратно-поступательного движения питателя и угла его наклона. В исследовании изучено 32 варианта взаимного сочетания угла наклона питателя 7 и 12 градусов, частоты его движения 0,25, 0,33, 0,5 и 1 Гц, угла наклона заслона 10, 22, 35, 45 градусов.

План экспериментов:

1. достижение массивом частиц состояния покоя после их генерации в модели при закрытом выпускном окне (ВО);
2. открытие заслона на заданный угол (22° или 45°);
3. выпуск угля:
 - при работающем питателе (частота 0,5 Гц или 1 Гц);
 - при неподвижном питателе;
4. выделение зон потока;
5. анализ гранулометрического состава выделенных зон потока и их скоростей (при движении питателя влево, при движении питателя вправо и при остановке питателя; при неподвижном питателе).

Первый эксперимент предполагал выпуск ГМ с помощью питателя, совершающего возвратно-поступательные движения со скоростью 0,5 Гц, а затем – полную остановку. В модели с углом наклона заслона 22 градуса после остановки питателя вышло 70,4 кг в течение 2 секунд, после чего поток ГМ достиг состояния равновесия и остановился (рисунок 4.9). В модели с углом наклона заслона 45 градусов (рисунок 4.10) до возникновения зависания было выпущено 4,12 тонны в течение 36,5 секунд, что превышает результат предыдущего эксперимента в 58 раз.

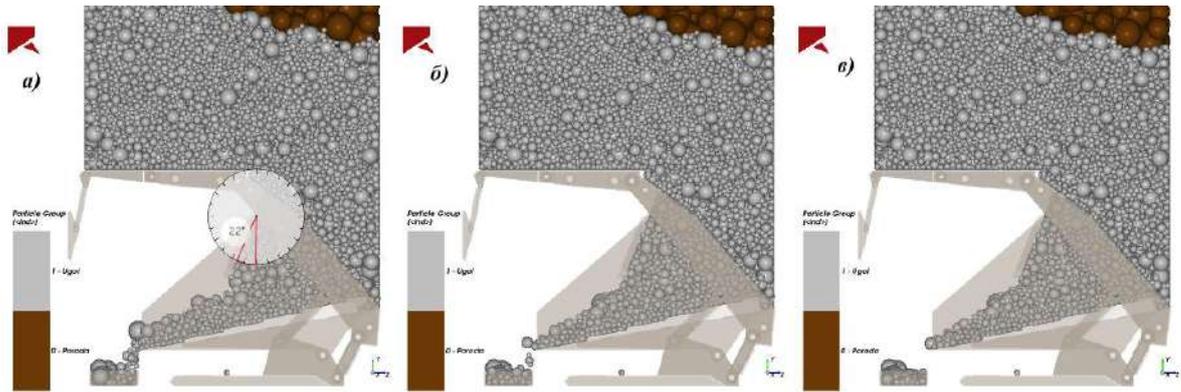


Рисунок 4.9 – Модель выпуска при угле наклона заслона 22 градуса с остановкой питателя: а – поток ГМ при двигающемся питателе со скоростью 0,5 Гц; б – поток ГМ при остановившемся питателе; в – достижение потока состояния равновесия

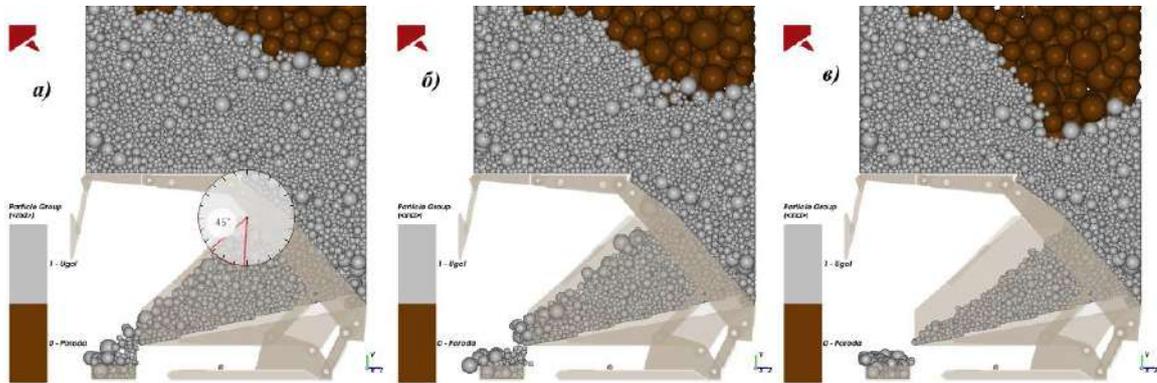


Рисунок 4.10 – Модель выпуска при угле наклона заслона 45 градусов с остановкой питателя: а – поток ГМ при двигающемся питателе со скоростью 0,5 Гц; б – поток ГМ при остановившемся питателе; в – прекращение движения потока из-за возникновения зоны зависания

Во втором эксперименте выпускное окно было закрыто до момента, пока частицы, составляющие массив ГМ над крепью, не достигли состояния покоя. Затем выпускное окно было открыто и частицы начали проходить сквозь него под действием силы тяжести и давления со стороны других частиц, при этом питатель оставался неподвижным. В модели с углом наклона заслона 22 градуса после открытия окна вышло 253 кг за 5 секунд, и затем поток достиг состояния покоя (рисунок 4.11). В этом эксперименте в модели с углом наклона заслона 45 градусов (рисунок 4.12) до остановки было выпущено 2,79 тонны за 35 секунд, что превышает результаты при 22 градусах в 11 раз.

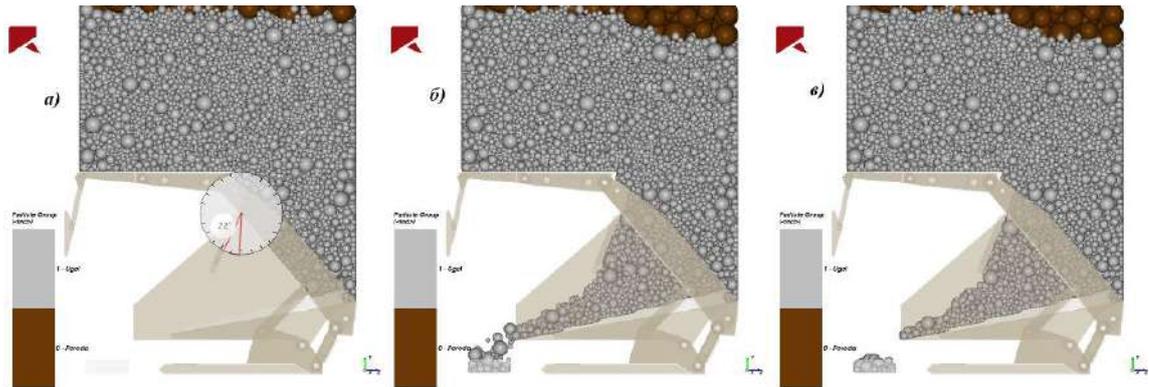


Рисунок 4.11 – Модель выпуска при угле наклона заслона 22 градуса с неподвижным питателем: а – достижение массива ГМ состояние покоя при закрытом выпускном окне; б – поток ГМ после открытия выпускного окна на неподвижный питатель; в – достижение потока состояния равновесия

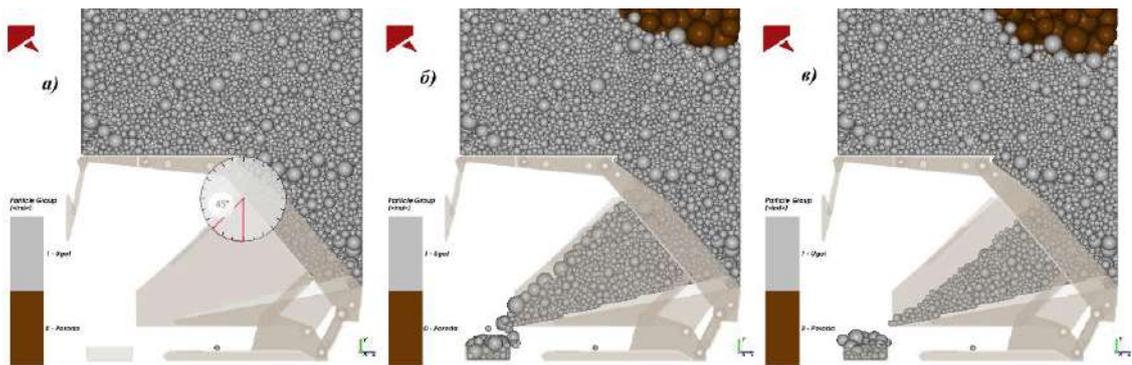


Рисунок 3 – Модель выпуска при угле наклона заслона 45 градусов с неподвижным питателем: а – достижение массива ГМ состояние покоя при закрытом выпускном окне; б – поток ГМ после открытия выпускного окна на неподвижный питатель; в – достижение потока состояния равновесия

Из полученных данных видно, что при угле наклона заслона в 45 градусов поток ГМ истекает неконтролируемо за счет того, что заслон не ограничивает его, а угол между склоном стекающей ГМ и горизонтальной плоскостью превышает УЕО и приблизительно составляет 42 градуса (рисунок 4.13). При этом было замечено, что верхний слой потока движется быстрее, чем тот, который находится непосредственно на питателе, т.е. наблюдается зона ускоренного истечения ГМ в верхнем слое.

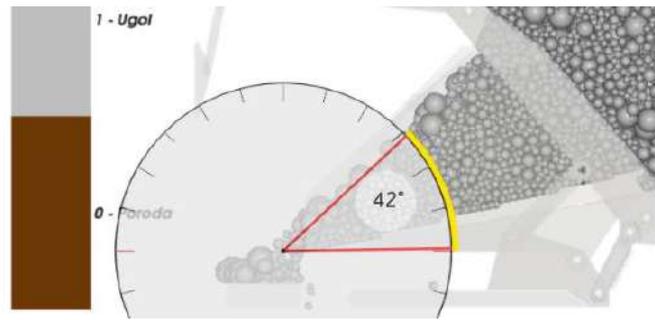


Рисунок 4 – Истечение ГМ при угле наклона заслона 45 градусов и неподвижном питателе

Расчетное теоретическое значение массового расхода ГМ при угле наклона заслона 45 градусов и частоте движение питателя 1 Гц составляет 164 кг/с. Однако в имитационной модели данное значение составляет 250 кг/с. Разница в 1,5 раза объясняется вышеописанными экспериментами, в которых была выявлена зона повышенного истечения в верхнем слое потока. Таким образом, возвратно-поступательное движение питателя и перемещение им нижнего слоя угля не только поддерживает процесс самоистечения, но и ускоряет его до значения + 86 кг/с.

Наличие в верхнем слое потока зоны ускоренного истечения при максимально возможных параметрах работы крепи подтверждается рисунками 4.14 – 4.17, которые были получены с помощью фильтрации частиц по абсолютной поступательной скорости (Absolute Translational Velocity). На рисунках видно, что при движении питателя в крайнее левое положение (вперед), нижний поток, лежащий непосредственно на питателе, сдвигается по направлению движения питателя (рисунок 5) при этом верхний поток движется с явно большей скоростью. При движении питателя в крайнюю правую точку (назад) ускорение верхнего слоя сохраняется, в то время как нижний слой потока практически не перемещается (рисунок 4.15)

Также с помощью встроенной эйлеровой статистики в Rocky DEM были усреднены значения абсолютно поступательной скорости частиц для визуализации движения частиц в потоке (рисунки 4.16 – 4.17).

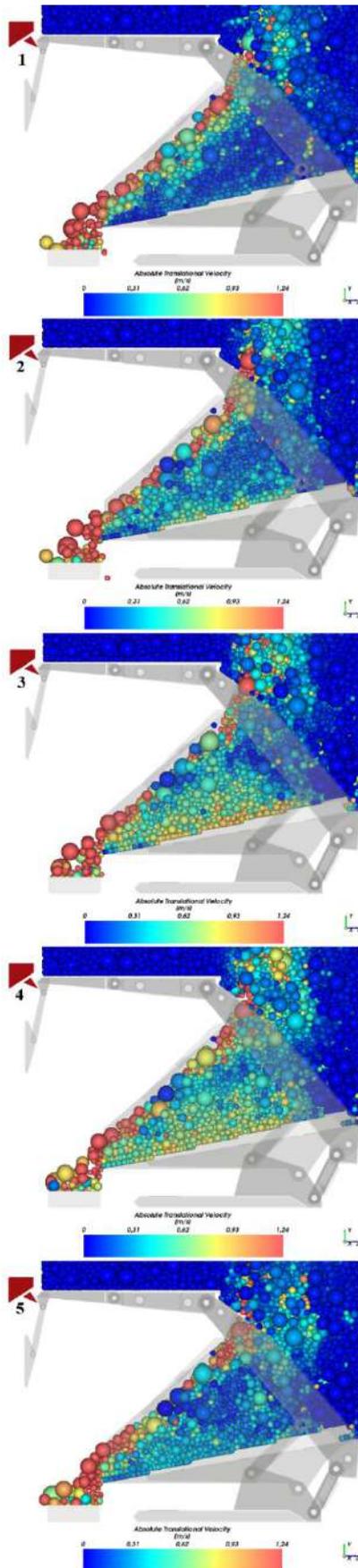


Рисунок 4.14 – Движение потока при сдвиге питателя влево (при 45 градусах и 1 Гц)

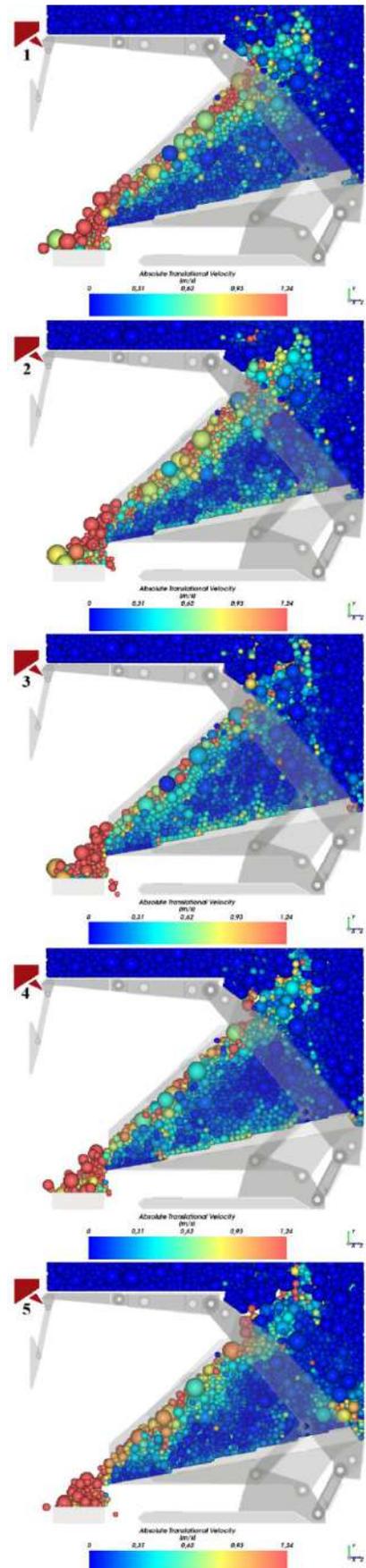


Рисунок 4.15 – Движение потока при сдвиге питателя вправо (при 45 градусах и 1 Гц)

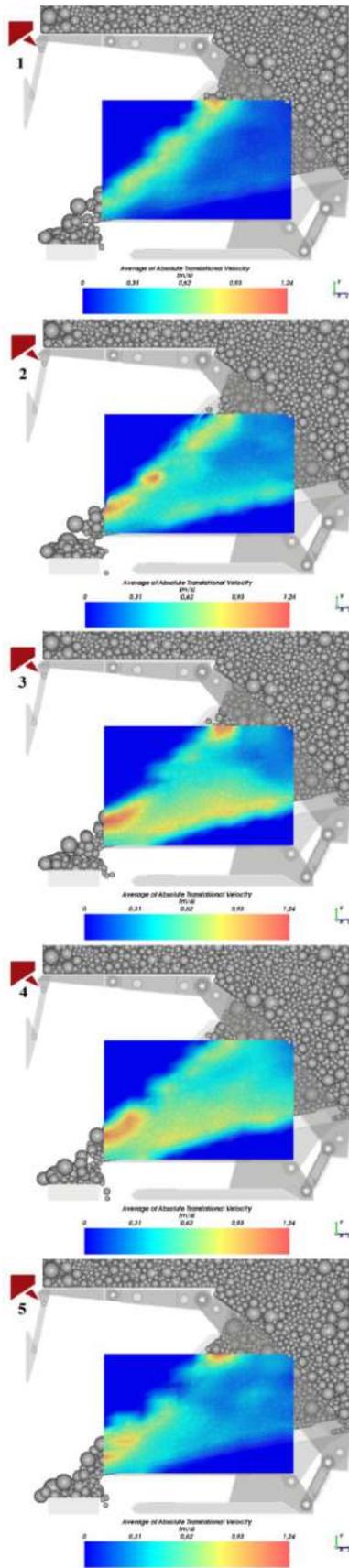


Рисунок 4.16 – Визуализация средней скорости движение потока при сдвиге питателя влево (при 45 градусов и 1 Гц)

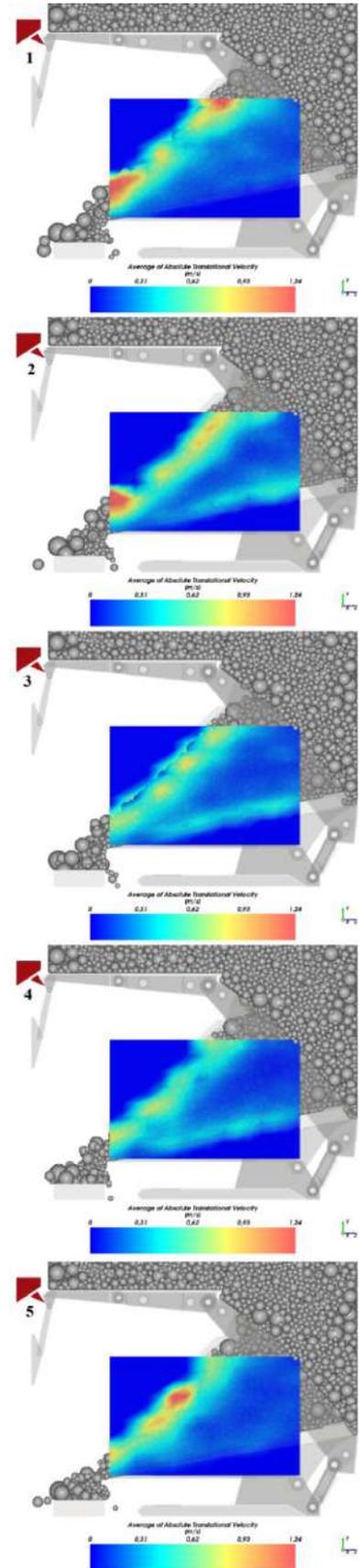


Рисунок 4.17 – Визуализация средней скорости движения потока при сдвиге питателя вправо (при 45 градусах и 1 Гц)

С помощью пользовательских процессов (ПП) поток ГМ на питателе был поделен на верхний и нижний слой (рисунок 4.18) для определения средней скорости в каждом слое. Так средняя скорость верхнего потока составила 1,24 м/с, а средняя скорость нижнего потока 0,58 м/с. Из этого можно сделать вывод, что верхний поток движется быстрее нижнего чуть больше, чем в 2 раза.

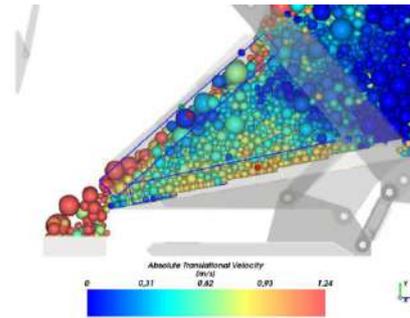


Рисунок 4.18 – Выделение нижнего и верхнего потока ГМ при помощи пользовательских процессов

При неподвижном питателе также наблюдается самоистечение верхнего слоя. Как видно из рисунка 4.19 нижний слой находится в покое, т.к. на него не воздействует питатель. Средняя скорость верхнего потока в данном случае составила 0,83 м/с.

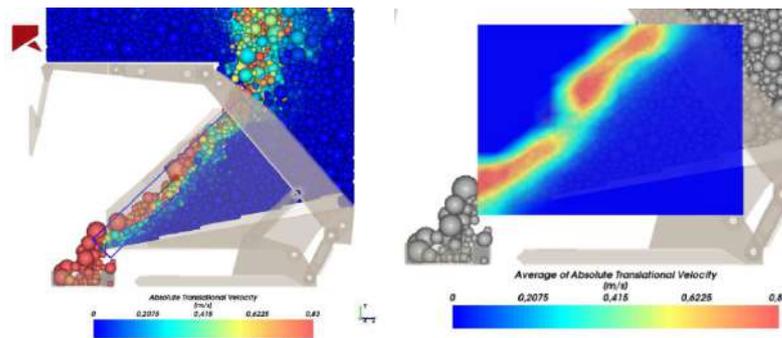


Рисунок 4.19 – Движение потока при неподвижном питателе (45 градусов)

Скорость перемещения верхнего слоя в модели с подвижным питателем больше скорости в модели с неподвижным питателем в 1,23 раза.

При ограничении потока ГМ заслоном пропадает его четкое разделение на слои, т.е. частицы в потоке движутся за счет перемещения питателя. Это видно на рисунках 4.20 – 4.23, где отображена крепь с углом наклона заслона 22 градуса и частотой работы питателя 1Гц.

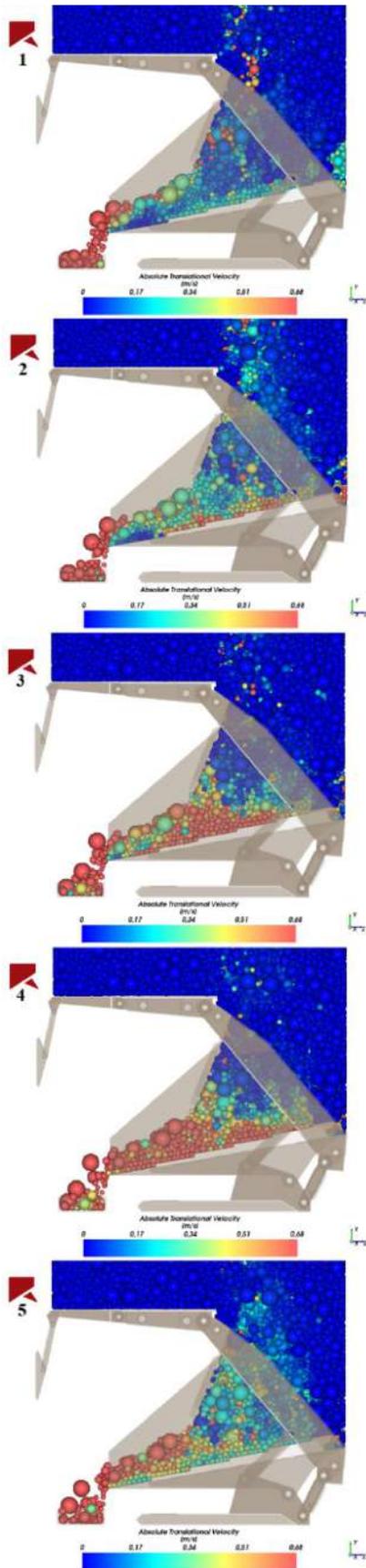


Рисунок 4.20 – Движение потока при сдвиге питателя влево (при 22 градусах и 1 Гц)

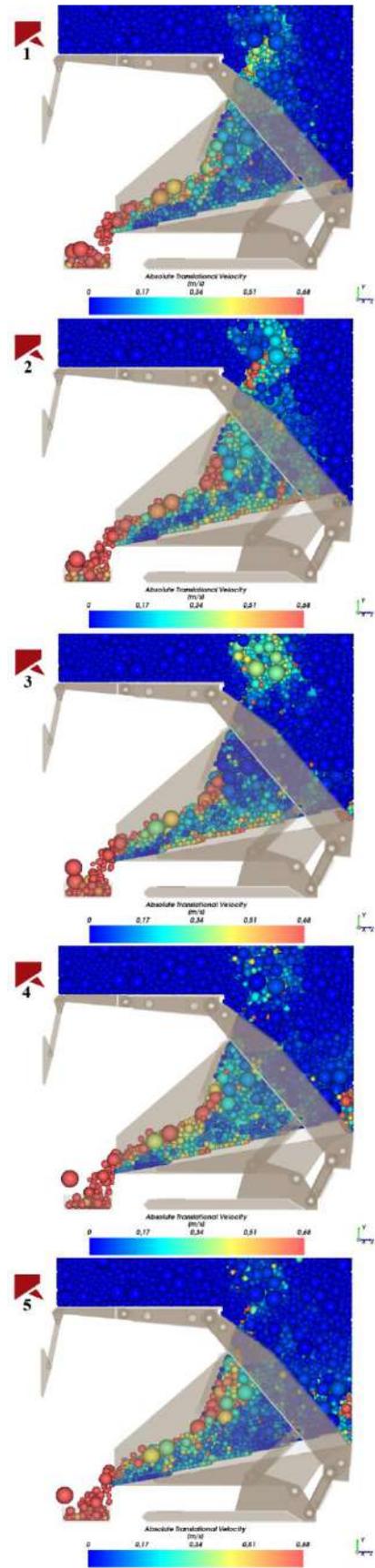


Рисунок 4.21 – Движение потока при сдвиге питателя вправо (при 22 градусах и 1 Гц)

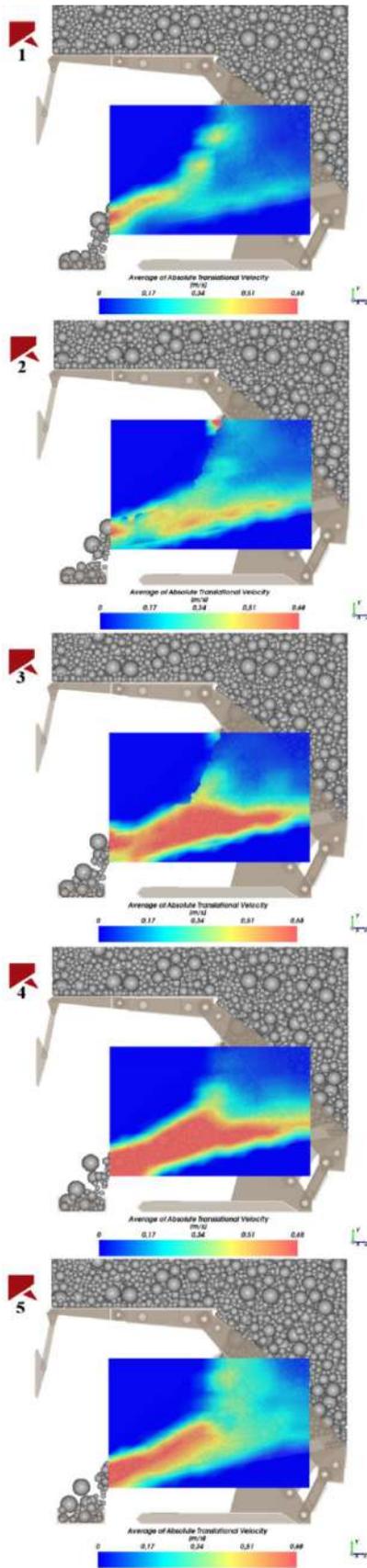


Рисунок 6 – Визуализация средней скорости движения потока при сдвиге питателя влево (при 22 градусах и 1 Гц)

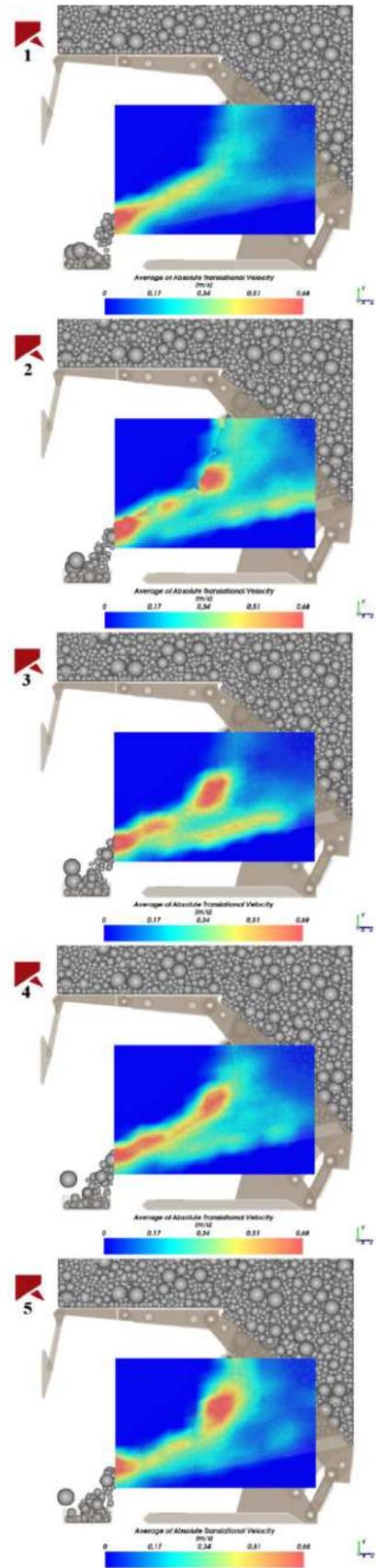


Рисунок 4.23 – Визуализация средней скорости движения потока при сдвиге питателя вправо (при 22 градусах и 1 Гц)

Средняя скорость частиц в данном эксперименте в два раза меньше, чем в аналогичном эксперименте, но с углом наклона заслона 45 градусов, и составляет 0,68 м/с. Можно сделать вывод о том, что увеличение угла наклона заслона повышает пропускную способность потока не только за счет расширения его поперечного сечения, но и за счет появления зоны ускоренного истечения, в которой частицы движутся быстрее.

В ходе проведения экспериментов с потоком при угле наклона заслона 45 градусов и частотой работы питателя 1 Гц было замечено, что помимо нижнего слоя, движущегося за счет переключения работы питателя, и верхнего слоя, также наблюдается средний слой, находящийся между двумя вышеописанными слоями (рисунок 4.24). Такой слой движется медленнее, чем нижней и верхний слои, и его скорость составляет 0,45 м/с, что меньше скорости нижнего и верхнего слоев в 1,3 и 2,8 раза соответственно.

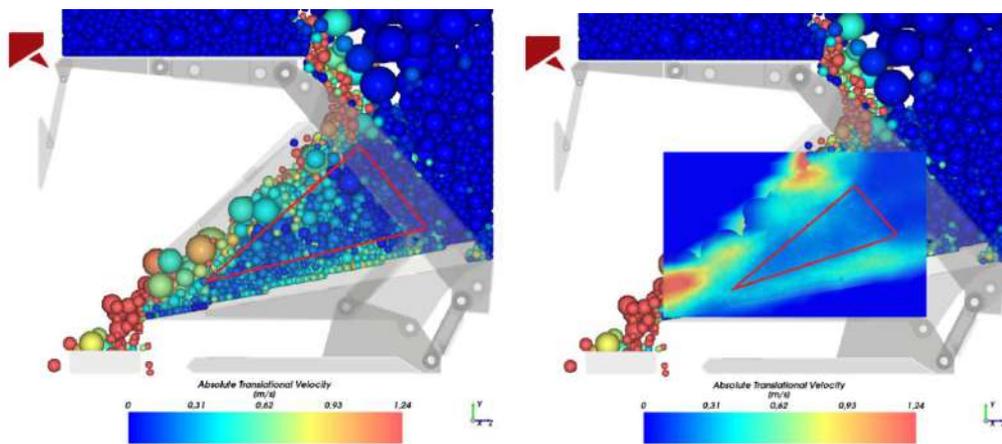


Рисунок 4.24 – Выделение среднего слоя потока

Также можно заметить, что крупные частицы располагаются в основном в верхнем слое, в то время как в нижнем слое находятся частицы малого размера. Это хорошо видно, если взять от центра потока по вертикали слой толщиной 0,1 м и постепенно наращивать его объем (рисунок 4.25).

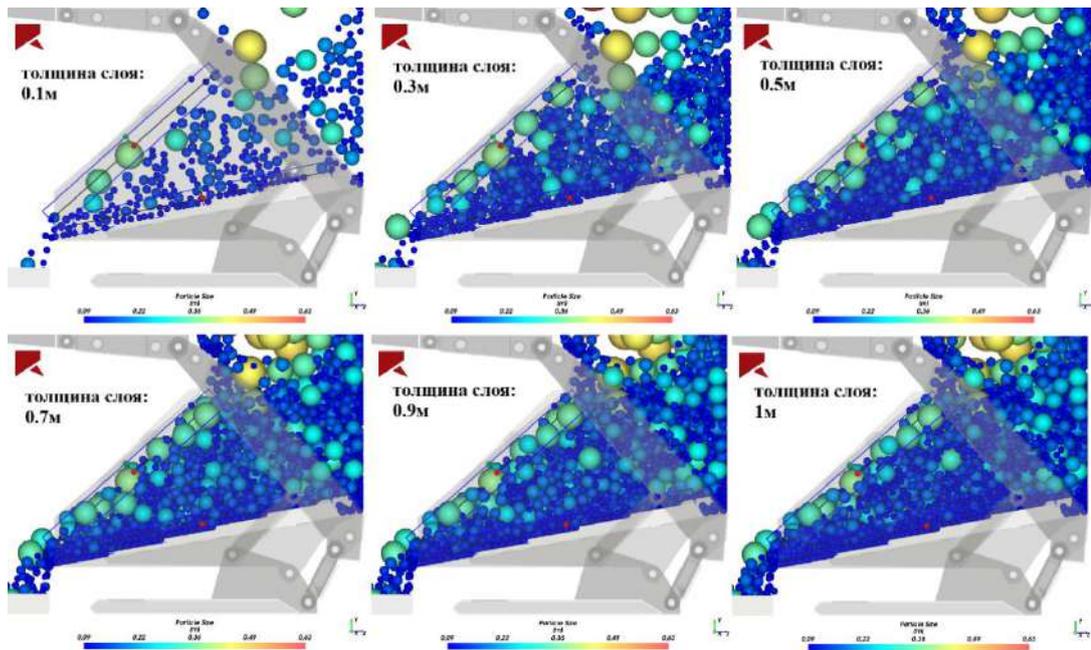


Рисунок 4.25 – Отображение гранулометрического состава потока ГМ при вертикальных разрезах потока разной толщины (цветовая фильтрация по размерам частиц)

Для каждого слоя была построена гистограмма, отображающая их гранулометрический состав по размеру (рисунки 4.26 – 4.28).



Рисунок 4.26 – Гистограмма гранулометрического состава верхнего слоя потока ГМ



Рисунок 4.27 – Гистограмма гранулометрического состава среднего слоя потока ГМ



Рисунок 7– Гранулометрический состав нижнего слоя потока ГМ

Из гистограмм видно, что чем ниже слой, тем выше количество частиц малого размера и происходит сокращение частиц большего размера.

Установлено, что крупные частицы располагаются в основном в верхнем слое, в то время как в нижнем слое находятся частицы малого размера (рисунок 4.29).

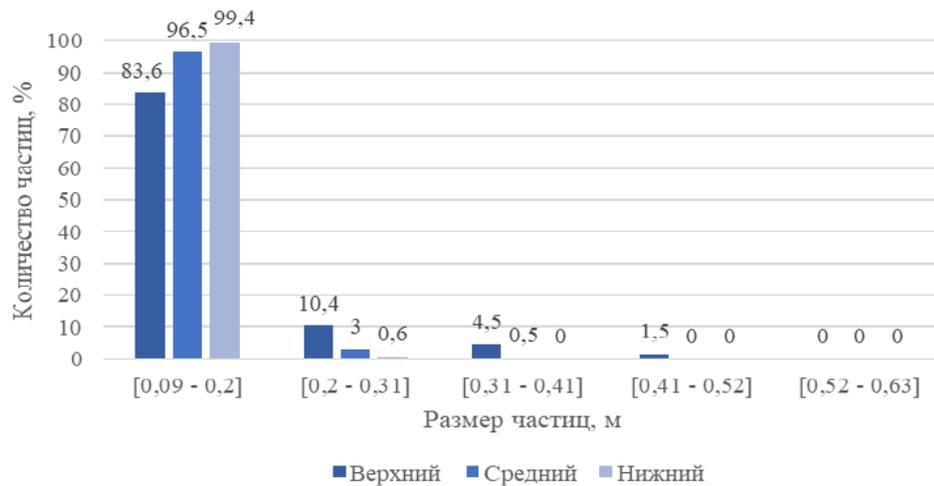


Рисунок 4.29 – Распределение размеров частиц по слоям с разной скоростью

4.3 Влияние угла наклона питателя на величину массового расхода

Конструктивно увеличение угла наклона питателя приводит к существенному снижению площади выпускного окна. Снижение угла наклона питателя относительно его задней части невозможно ввиду наличия четырехзвенной системой связи основания с ограждением и перекрытием. В случае снижения угла наклона относительно передней части питателя наблюдается её подъем относительно конвейера и сужение габаритов переднего окна, ограниченного углом естественного откоса, либо элементами секции, например, площадкой для прохода. Таким образом, геометрически возможными значениями угла наклона заслона для рассматриваемой в качестве примера секции креп является интервал [7;12] градусов.

В исследовании изучено 32 варианта взаимного сочетания угла наклона питателя 7 и 12 градусов, частоты его возвратно-поступательного движения 0,25, 0,33, 0,5 и 1 Гц, угла наклона заслона 10, 22, 35, 45 градусов (рисунок 4.30).

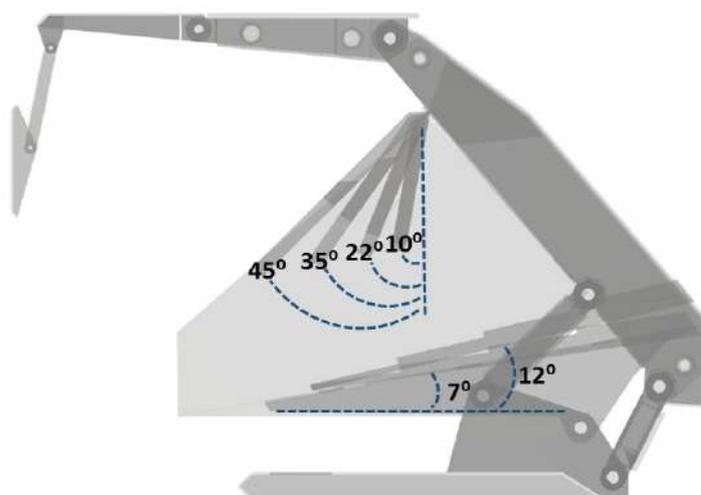


Рисунок 4.30 – Графическая визуализация вариантов размещения элементов секции

Установлено, что при минимальных значениях частоты возвратно-поступательного движения питателя при прочих равных условиях бóльшую эффективность даёт больший угол его наклона, вплоть до 26%. Разница нивелируется в интервале 0,5÷0,75 Гц. При работе питателя на более высоких скоростях бóльшую эффективность вплоть до 17% показывает питатель, расположенный под меньшим углом. На рисунке 4.31 приведена сводная диаграмма результатов моделирования.

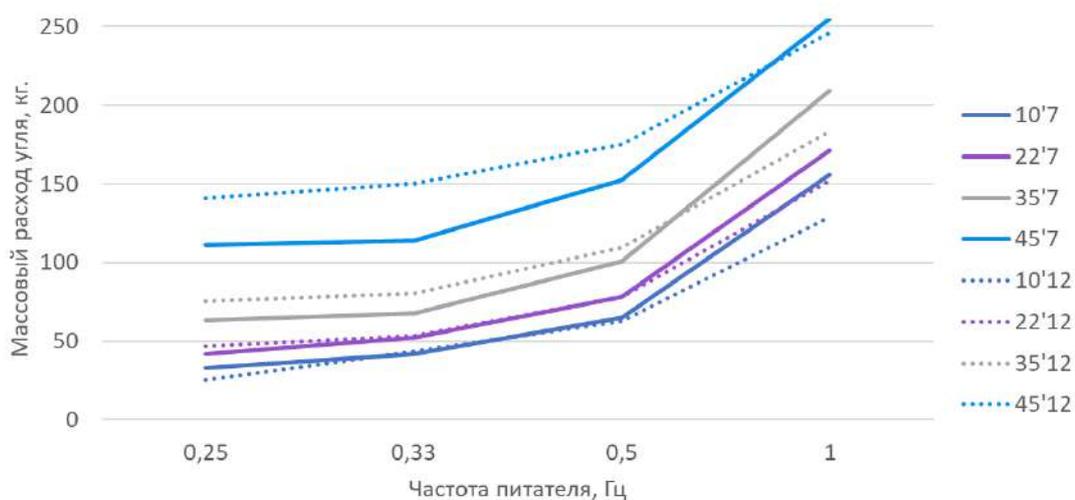


Рисунок 4.31 – Массовый расход угля при разных сочетаниях угла наклона заслона, частоты возвратно-поступательного движения питателя и угла его наклона

4.4 Проблема пылеподавления при организации технологии с выпуском угля подкровельной толщи

Процесс добычи угля неразрывно связан с образованием угольной пыли, образующейся практически на всех стадиях горнодобывающих работ: разрушение угольного пласта при добыче, транспортировка, передвижка крепи, перегрузка между конвейерами, выдача угля на поверхность. Присутствие угольной пыли в шахте несет в себе сразу несколько опасностей. Во-первых, угольная пыль способна легко воспламениться, перемешиваться с метановоздушной смесью и участвовать во взрывной реакции. Взрывные работы являются одним из наиболее опасных источников воспламенения метана и угольной пыли. Около 34,2% всех взрывов приходится на их долю, причем 74,1% — это взрывы в подготовительных выработках, где метан присутствует в повышенной концентрации, 46,2% - взрывы на остальных шахтных выработках [245]. Необходимо отметить, что взрывы метана и угольной пыли на шахтах Кузбасса при детонации зарядов составили 5,8% от всех случаев. Затем по степени взрывоопасности находится образование искры во время работы проходческих и буровых комбайнов, а также при обрушении пород кровли. При этом отмечается, что в подготовительных забоях в развитые взрывы переходит до 20% вспышек метана и угольной пыли при работе комбайнов. Далее по степени опасности находятся: самовозгорание угля, сварочные работы, пожары на конвейерах, нарушение изоляции электропроводников, повышенная температура турбомуфт и лент. Известно, что в большинстве случаев во взрыве принимает участие угольная пыль с выходом летучих более 20%, реже 14-20%. Взрывы угольной пыли с выходом летучих до 14% на зарегистрированы. Также отмечается повышенная взрывоопасность в законсервированных подземных горных выработках или выработанном пространстве, где образуются эндогенные пожары [245–247]. Во-вторых, угольная пыль оказывает крайне негативное влияние на состояние здоровья рабочих. Вдыхание угольной пыли приводит к развитию таких серьезных заболеваний, как силикоз,

пневмокониоз, фибриоз. К осложнениям пневмокониозов отнесены: неоплазма, бронхиальная астма, туберкулез, пневмония, ревматоидный артрит, бронхоэктатическая болезнь, спонтанный пневмоторак, уплотнение и изменение структуры корней легких. Карбокониоз является разновидностью пневмокониоза от воздействия углеродосодержащей пыли (каменного угля, кокса, сажи). Помимо дисперсного состава пыли, на её опасность для здоровья человека влияние также оказывает концентрация пыли на рабочих местах [248].

Сегодня на шахтах применяется широкий спектр мероприятий по борьбе с угольной пылью [249–255]. Их можно разделить на несколько групп. К первой группе можно отнести мероприятия по созданию современных технологий подземной добычи, при которых образуется наименьшее возможное количество пыли (применение износостойких резцов на буровых машинах, установка скрубберных установок и пылесосов на комбайны, использование технологий с возможностью снижения скоростей вращения рабочего органа комбайна). Вторая группа представлена мероприятиями связанными с применением эффективных схем по борьбе с образовавшейся пылью с использованием орошающих устройств, применением орошающих форсунок и туманообразующих завес, увлажнение пласта перед началом работы: секционное орошение, орошение комбайнов и врубовых машин, крепи при её передвижке, конвейера, мест перегрузки угля и осевшей в выработке пыли, применение ПАВ (например, Неолас, ООО Промтехснаб, г. Омск, Эльфор-АС ООО «ПК «Эльфор», г. Кемерово) проветривание подготовительных выработок. Третью группу можно определить мероприятиями, связанными с проветриванием горных выработок и контролем направления движения воздушного потока посредством применения эффективных вентиляционных схем (нагнетающая, всасывающая); также к этой группе следует отнести применение аспирационных систем обеспыливания. К четвертой группе отнесены профилактические мероприятия по борьбе с угольной пылью (контроль за состоянием резцов угольных комбайнов, своевременная их замена, плановая очистка выработок от пыли,

применение инертной пыли, применение фильтров для очистки воды от угольных и породных пылевых частиц, использование средств индивидуальной защиты.

С целью снижения пылеобразования при добычных работах на угледобывающих предприятиях применяется комплекс мер по предварительному увлажнению пласта, который эффективно снижает пылеобразующую способность угольных массивов путем нагнетания в пласт жидкостей с высокими смачивающе-связывающими свойствами или гелеобразующими составами с учетом фильтрационно-коллекторских свойств угольных пластов. Должны применяться способы управления процессом увлажнения угольных пластов, включая автоматическое регулирование параметров нагнетания с учетом гидравлического сопротивления пласта, применение эффективных и экологически чистых смачивателей и технологических схем, обеспечивающих заблаговременную подготовку массивов к выемке. Рациональные режимы регулирования параметров нагнетания обоснованы по принципу предельного рабочего давления, определяемого контактной прочностью угля, а система автоматизации процесса увлажнения реализуется в виде трехуровневой системы по принципу экстремального управления. Системы увлажнения должны обеспечивать эффективность не менее 80 %. [256]

Сухое улавливание пыли в шахтовом пространстве осуществляется путем пылеотсоса. Принцип данного метода основан на том, что запыленный воздух отсасывается вентиляторами в местах пылеобразования с последующей сухой или мокрой очисткой аэрозоля. Сухая очистка предусматривает инерционное и гравитационное осаждение пыли на фильтрующей ткани или в специальных камерах, мокрая – смачивание пыли водой, подаваемой на лопатки рабочего колеса вентилятора. Эффективность пылеулавливания во многом зависит от кратности отсоса. С учетом такого требования и данных о запыленности шахтной атмосферы каждая пылеулавливающая установка должна отсасывать в шахтах Кузнецкого бассейна 250-320 м³/мин, Карагандинского – 900 м³/мин, Донецкого – 360 м³/мин. Конец всасывающего

трубопровода располагают на расстоянии 0,5-1 м от мест пылеобразования. Очищенный воздух выбрасывается на расстоянии 1,5-2 м от комбайна по направлению исходящей струи. Существует [256] опыт применения в очистных забоях пылеулавливающих установок типа ПШ-150, УАК-62, 2ПАК-52 и др., подача которых колеблется от 60 до 150 м³/мин. При комбайновом проведении выработок используют пылеулавливающие установки П-14М1, П-17М1, 1П-150 с подачей 120-190 м³/мин. Пылеуловитель П-14М1 предназначен для очистки воздуха при работе комбайнов 4ПУ и ПК-ЗР, пылеуловитель П-17М1 – для очистки воздуха от пыли при работе комбайнов 4ПП-2. Эффективность пылеулавливания указанных пылеуловителей достигает 90 % и выше.

Типовая оросительная система горных комбайнов недостаточно надежна и не обеспечивает требуемых параметров орошения в течение длительного времени, а эффективность её работы в производственных условиях, как правило, ниже требуемой. ООО «Горный ЦОТ» и ООО «ВостЭКО» провели изыскания по изучению возможности создания аэрогидродинамического способа обеспыливания воздуха при работе проходческого комбайна: они показали, что на его основе возможно создание адаптивной унифицированной системы, которая позволит упростить конструкцию исполнительного органа и резцов, значительно снизить расход воды. [257]

В настоящее время применение комплекса пылеулавливающих систем не обеспечивает полного отсутствия угольной пыли в выработке. Использование этих систем способствует удалению из воздуха лишь её основной части, достигая неопасных количеств, однако, до сих пор имеют место случаи взрывов на шахтах, что свидетельствует о необходимости разработки новых и усовершенствования существующих систем борьбы с угольной пылью.

Российскими и зарубежными учёными разработан ряд стендов по исследованию угольной пыли по следующим направлениям: изучение динамики угольных аэрозолей в процессе её движения по горным выработкам; изучение условий воспламенения угольной пыли; исследование зависимости

взрываемости пыли от гранулометрического состава и содержания летучих веществ; изучение влияния направления вентиляционного воздушного потока на распространение пыли по пространству выработок.

Коллективом авторов из Московского Государственного Университета [255] был разработан лабораторный стенд, с помощью которого изучалось поведение частиц угольной пыли крупностью 1-100 мкм пыли в сети горных выработок. С помощью экспериментов было опровергнуто традиционное суждение, что содержащуюся в шахтной атмосфере пыль можно разделить на две группы: витающая и осаждаемая. Было доказано, что непосредственно возле источника образования пылевого аэрозоля осаждению подвержены все фракции начиная от 0,01-0,1 мкм до фракций с размером 75-500 мкм. Стенд представлял собой горную выработку, выполненную в уменьшенном масштабе. Технологическая схема работы стенда заключалась в том, что пыль с различным гранулометрическим составом из дозатора подавалась в воздушный поток с регулируемыми параметрами, создаваемый вентилятором, и проходила через успокоитель потока, исключая турбулентное движение частиц. Внутри выработки создавался турбулентный поток. На различных расстояниях от входа пыли в выработку разместили подложки, пыль из которых в последствии была подвержена гранулометрическому исследованию, результаты которого показали, что во всех подложках было отмечено присутствие всех фракций пыли.

В Институте теплофизики им. С.С. Кутателадзе СО РАН было проведено исследование реакционной способности твердых топлив, частью которого было изучение процесса воспламенения угольной пыли [258]. Для этого была создана лабораторная модель, основными элементами которой были: камера сгорания диаметром 40 мм, которая состояла из кварцевой трубки, нагревателя, питателя и баллона с воздухом; фотодиода, фиксирующего вспышку; платиновой термопары и манометра. С помощью данного стенда было изучено влияние размера частиц угольной пыли на величину энергии активации.

Учеными из США были проведены исследования возможности влияния на распространение угольной пыли по выработке водными струями, создаваемыми форсунками, расположенными на выемочном комбайне. Было установлено, что форсунки, расположенные полукругом, на регулируемом рычаге выемочного комбайна и направленные в сторону рабочего органа, значительно подавляют распространение пыли. Также форсунки были расположены на задней части комбайна. Данная комбинация создавала водный заслон, препятствующий распространению пыли от места разрушения пласта в зону, где работают шахтеры. Дополнительно устанавливались форсунки на нижней части кровли. Движущаяся завеса, создаваемая этими форсунками, ограничивала распространение угольной пыли вблизи рабочих органов комбайна. Форсунки располагали в один или два ряда на каждой секции крепи. Поочередность их включения варьировалась для конкретных условий каждой шахты. В результате было установлено, что неправильный режим использования таких форсунок оказывал негативное влияние на снижение концентрации пыли в связи с тем, что создавались завихрения, увлекающие за собой пыль от рабочего органа комбайна к месту работы людей [259].

Известно, что вблизи источника пыли для ограничения распространения пыли в выработке используют форсунки с малым давлением и высоким расходом воды. Такие форсунки эффективны только когда они расположены вблизи источника пыли. В свою очередь форсунки с высоким давлением способны контролировать направление запыленного воздуха. А форсунки, испускающие капли воды малых размеров с высокой скоростью, способны улавливать угольную пыль из воздуха.

Форсунки с полым конусом дают капли среднего и малого размеров. Существует три вида конструкции форсунок данного типа: с дефлектором, вихревой камерой и спиральным распылителем. Значимым преимуществом таких форсунок является способность не засоряться благодаря большому выходному отверстию. Они проявляют эффективность, когда установлены вблизи рабочего органа комбайна. Служат для снижения запыленности вблизи

места работы резца комбайна. Форсунки со сплошным стержневым факелом создают прямую однородную струю. Способны равномерно увлажнять уголь при низком давлении и большом расходе воды. Применяются вблизи источника пыли. Форсунки с полным конусом создают сплошной конический факел. Как правило, такие форсунки устанавливаются на большом расстоянии от источника образования пыли. С помощью форсунок такой конструкции можно создавать капли крупного и среднего размера. Пневматические форсунки являются самыми эффективными, однако, в связи с их высокой ценой и сложностью эксплуатации, они не получили широкого применения [260].

Учёными из КузГТУ им. Т.Ф. Горбачёва разработана форсунка [261], отличительной особенностью которой является втулка в корпусе с радиальными отверстиями и пазами для подвода воздуха, в которой с возможностью осевого перемещения установлен плунжер с иглой, а все элементы форсунки выполнены из материалов, не подверженных коррозии. Упрощение конструкции форсунки с одновременным повышением надежности ее работы при распылении жидкостей, не обладающих смазывающими и антикоррозионными свойствами, позволяет снизить затраты, трудоемкость изготовления и сборки форсунки.

На практике наиболее часто применяются оросители типа КФ 1,6x40 с расходом воды 6-6,5 л/мин. Таким образом на резцовую коронку он составит 180-200 л/мин. Такой расход воды вызывает обводнение выработок, ухудшает условия труда проходчиков. Применение оросителей с меньшим коэффициентом расхода воды снижает надежность работы системы орошения из-за засорения оросителей, и как следствие эффективность пылеподавления и уровень защиты от фрикционного воспламенения метана. [255]

Важным условием работы форсунок является своевременное их включение и отключение. Также при проектировании водораспылительной системы очень важно правильно выбрать тип форсунки, учитывая конструкцию сопел (полный конус, плоский факел, полый конус, пневмофорсунка), их положение, расход воды и давление. Известно, что неправильно выбранное давление,

наоборот, может привести к повышенной запыленности воздуха в шахте за счет создания вихрей, увлекающих за собой запыленный воздух в сторону рабочих. Неправильно подобранный тип форсунки также существенно снизит эффективность работы системы орошения, либо приведет к повышенному расходу воды. Для проведения исследований по изучению динамики движения пылевого облака от рабочего органа комбайна по пространству горной выработки необходимо рассмотреть различные варианты размещения распыляющих форсунок на комбайне. Решение указанной задачи заключается в изучении влияния различных величин давления воды на распространение облака угольной пыли с применением форсунок различного типа в зависимости от их положения на очистном комбайне и вблизи его.

В последние годы подавляющее большинство исследований посвящено способам подавления угольной пыли с помощью ПАВ. В работе австралийских ученых «Surfactant-aided coal dust suppression: A review of evaluation methods and influencing factors» [262], а так же других работах [263–268] представлены современные достижения пылеподавления путем добавления поверхностно-активных веществ.

Кроме применения ПАВ, современные ученые предлагают методы управления инфузией воды в угольных пластах [269], исследования влияния воздушного потока от принудительной вентиляции на поле потока воды [270], показывают, что эффективность подавления пеной пыли намного выше, чем при разбрызгивании воды [271,272].

Предлагаемые в современных работах ключевые аспекты влияющих на снижение запыленности подземного пространства факторов, которые необходимы для разработки эффективных и надежных продуктов пылеподавления, не противоречат полученным в процессе работы предложениям и рекомендациям. Их совместное использование позволит значительно сократить выбросы угольной пыли. Кроме того, эффективность отдельных элементов предлагаемого способа пылеподавления подтверждаются исследованиями зарубежных ученых. Например, была качественно изучена и проанализирована путем

объяснения механизма взрыва газа и целевой пыли целесообразность применения водяного тумана [273].

Отличительными особенностями исследуемой технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи является наличие двух специфических источников пылеобразования: основная масса пыли будет поступать из зоны погрузки при падении угля ввиду большой мощности пласта, а также дополнительными источниками пыли являются процессы разрушения и выпуска угля подкровельной толщи. Указанные процессы будут сопровождаться раскалыванием и раздавливанием кусков угля, трением кусков угля друг о друга и по металлической поверхности крепи и транспортирующей арматуры.

Исходя из применяемых на практике и исследованных в лабораториях методов пылеподавления, а также ввиду специфических особенностей технологии актуальным является разработка способа, позволяющего исключить недостатки существующих систем и учесть дополнительные источники пылеобразования. Способ подразумевает установку дополнительных систем орошения для подавления указанных источников пыли.

На сегодняшний день существует ряд различных рекомендаций по расположению элементов систем пылеподавления. Известно, что для увеличения эффективности работы системы орошения необходимо устанавливать на торцевых поверхностях блоков форсунки с плоским факелом распыления. Потoki пылегазовой смеси, проходящие рядом с почвой, будут отсечены водяной завесой, создаваемой форсунками. Межосевое расстояние между форсунками выбирается в зависимости от расстояния до исполнительного органа, поскольку факелы форсунок должны пересекаться непосредственно перед ним. [274]

Учёными из АО НЦ ВостНИИ выявлено, что применение гелеобразующих составов повышает эффективность пылеподавления и связывания отложившейся пыли; - синхронная подача орошающей жидкости в зону резания на след резца с давлением более 4,0 МПа обеспечивает эффективное

пылеподавление и защиту от фрикционного искрения при работе выемочных и проходческих комбайнов; - расход воды, подаваемой на резец для предотвращения фрикционного воспламенения метановоздушной смеси, зависит от скорости резания массива и находится в пределах 2,0-2,5 л/мин. Контактное и опережающее включение оросителей обеспечивает уменьшение расхода воды и повышает надежность работы всей системы. Система автоматического контроля концентрации метана в призабойной зоне с принудительным отсосом исключает вероятность взрывов в подготовительных забоях [16].

Ввиду наличия в предлагаемой технологии элементов выпуска угля под кровельной толщи необходимо установить на них дополнительные элементы орошения в зоны распространения пыли, образующейся в процессе раскалывания и раздавливания кусков угля, трения кусков угля друг о друга, о металлическую поверхность крепи и транспортирующей арматуры. В качестве оросителя необходимо использовать жесткий веерообразный распылитель, обеспечивающий равномерное орошение водой. Такой распылитель должен быть оснащен клапаном, срабатывающим в момент начала выпуска угля и после закрытия окна в секции крепи.

Сущность способа пылеподавления поясняется схемами расстановки оборудования в очистном забое (рисунок 4.32).

На корпусе 1 очистного комбайна устанавливают коллектор тумана 2, выполненный в виде трубы, ориентированной параллельно продольной оси комбайна. По всей длине коллектора 2 устанавливают интегрированные форсунки низкого давления 3, сопла которых направлены веером в сторону от корпуса комбайна 1. Форсунки 3, распыляя воду над комбайном, создают водовоздушную завесу 12, заполняющую рабочее пространство очистного забоя в зоне работы комбайна. Комбайн 1 отбивает уголь от массива и грузит его на забойный конвейер 5. При этом осуществляют орошение угля в зоне его отбойки, обеспечивая тем самым пылеподавление в месте интенсивного пылеобразования. В очистном забое зачастую возникает отжим угля от забоя – самопроизвольное обрушение угля, в результате которого также происходит

интенсивное пылеобразование. Отжим угля может проявляться в любом месте по длине очистного забоя, но чаще всего – неподалеку от очистного комбайна, т.е. в водо-воздушной завесе, которая обеспечивает подавление пыли, образующейся в результате самопроизвольного обрушения угля.

Рабочее пространство очистного забоя поддерживают секциями механизированной крепи 4, каждая из которых содержит устройства, обеспечивающие выпуск угля подкровельной толщи на забойный конвейер 5. Эти устройства включают: окно 6, выполненное в ограждении 7; заслон 8, установленный с возможностью поворота в верхней части выпускного окна 6; желоб 9 с питателем 10, обеспечивающий направленное движение выпускаемого угля на забойный конвейер 5. На нижнем краю заслона 8 установлены жесткие веерообразные распылители 11 высокого давления.

После снятия двух трех стружек угля и соответствующей передвижки секций механизированной крепи приступают к выпуску угля подкровельной толщи. Для этого опускают заслон 8 в секции крепи 4, открывая окно 6 в ограждении 7. При опускании заслона 8 включается подача воды к распылителям 11. Уголь подкровельной толщи проходит через выпускное окно 6 по желобу 9, где на питателе 10 попадает в зону полного раскрытия факела орошения 13, созданного веерообразными распылителями 11. Далее уголь питателем 10 грузится на забойный конвейер 5.

Таким образом, при разработке мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи осуществляют подавление пыли непосредственно в местах ее интенсивного образования, но в пределах рабочего пространства очистного забоя. Это обеспечивает повышение безопасности и комфортности ведения очистных работ, т.е. обеспечивает достижение поставленной цели.

По результатам исследований разработан способ пылеподавления с применением технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи.

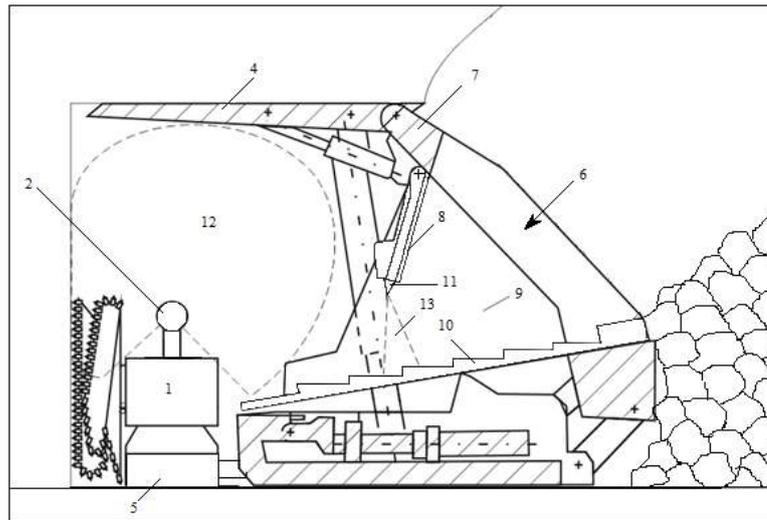


Рисунок 4.32 – Сущность способа пылеподавления при применении технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи

Разработанный способ пылеподавления заключается в установке на горное оборудование дополнительных новых элементов для орошения на заслоне питателя секции крепи. В качестве оросителя нужно использовать жесткий веерообразный распылитель высокого давления. Уголь подкровельной толщи, проходя через выпускное окно по желобу, на питателе попадает в зону полного раскрытия факела орошения, созданного веерообразными распылителями. Распылители оснащены клапаном, срабатывающим в момент начала выпуска угля и после закрытия окна в секции крепи.

Применение дополнительных элементов орошения позволит обеспечить рациональную схему пылеподавления с учетом условий её применения, обеспечив возможность управлять пылевым потоком, снизить запыленность воздуха в шахте и исключить вероятность возникновения взрывов с участием угольной пыли.

5 ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ,

5.1 Выбор рационального режима выпуска

Проведено обоснование режимных параметров технологии выпуска угля подкровельной толщи, обеспечивающих наиболее стабильное, равномерное и полное заполнение конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций. Для оценки загруженности участка конвейера по массе и производительности выпуска секции крепи используются созданные в среде моделирования Rocky DEM объекты – пользовательские процессы, предназначенные для сбора статистики по входящим и выходящим за рамки определенного диапазона частицам, а также по фактической заполненности данного диапазона в реальном времени.

Разработанная модель технологии позволяет оценить перемещение горной массы во время выпуска, а также при передвижках. В экспериментах можно отследить потоки любого массива частиц. Для этого используются встроенные фильтры среды моделирования Rocky DEM, называемые пользовательскими процессами. С их помощью представляется возможным фильтровать частицы по различным признакам, таким как размер, материал, скорость движения и т.д. В разработанной модели использовался пользовательский процесс, анализирующий траекторию движения частиц как во всем объеме горного массива, так и по выделенной области. Также была задействована функция маркировки участков массива частиц. С её помощью массив частиц можно разделять на отдельные секторы, которым присваивается индивидуальная численная метка, с помощью которой в дальнейшем можно отследить поведение частиц, находящихся в выделенных секторах. Данный функционал полезен, например, при анализе смешивания частиц, или, в случае текущего исследования, для определения траекторий движений частиц при различных комбинациях работы секций крепи.

На рисунке 5.1 приведены скриншоты оценки движения частиц по разным фильтрам. Такой подход даёт возможность более глубокого изучения технологии с выпуском угля подкровельной толщи. Так, в экспериментах был показан «разворот» угля при передвижках непосредственно перед выпуском, что подтверждает вывод, сделанный ранее в работе [204] на экспериментальной установке.

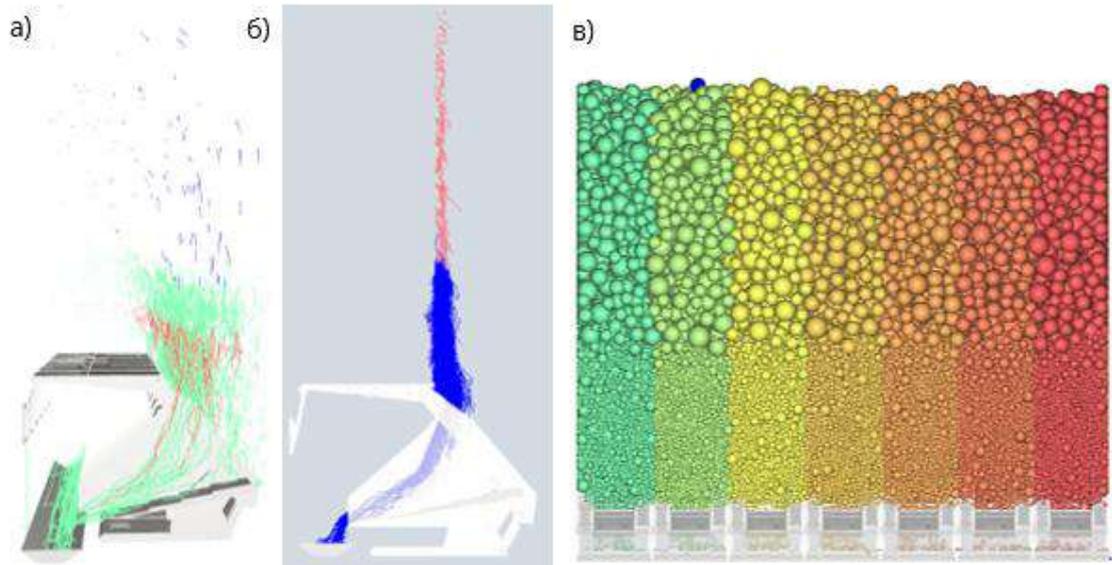


Рисунок 5.1 – Различные способы фильтрации массива частиц:

а – по группам; б – по произвольной области; в – по определенным секторам от общего объема углеродного массива

Показанная на рисунке 5.1 возможность оценки на разработанной модели перемещения произвольного объема угле породного массива позволит в дальнейшем расширить проведенные ранее исследования по определению рационального режима выпуска.

Например, на рисунке 5.2 показаны траектории движения частиц массива при выпуске угля площадным режимом, но с шагом через одну секцию. Видно, что уголь над неработающими секциями поступает в выпускные окна соседних секций, при этом остаются незначительные участки невыпущенного угля. Разработанная модель позволит оценить производительность выпуска,

качество сырья и возможные потери для данного и других неявных, но потенциально более эффективных, чем рассчитанные ранее варианты.

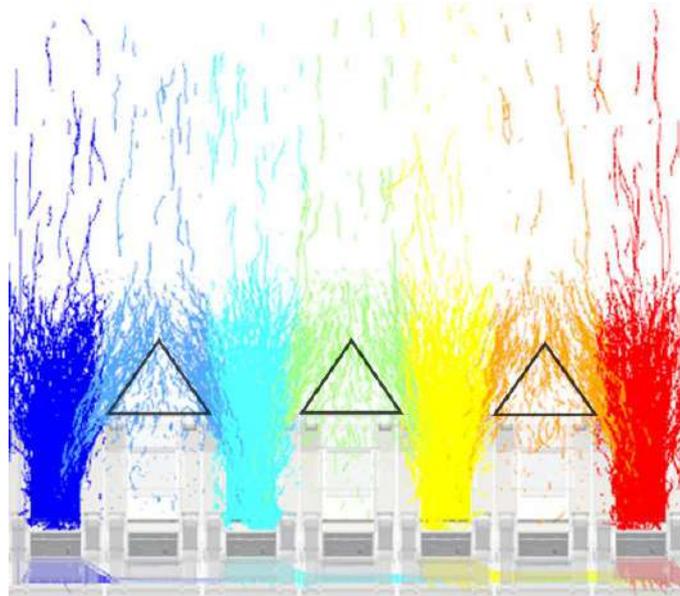


Рисунок 5.2 – Отображение результатов моделирования площадного режима выпуска угля с интервалом в одну секцию

Рассмотрены 4 режима выпуска: индивидуальный, волновой, групповой и площадной (рисунок 5.3). В индивидуальном режиме питатели включаются поочередно на каждой крепи после того, как на предыдущей секции будет достигнута граница порода-уголь. При волновом режиме питатели включаются последовательно на каждой секции с некоторой временной задержкой. При групповом режиме питатели начинают работу поочередно в группах из нескольких секций. Площадной режим предполагает одновременную работу всех питателей с одинаковой скоростью выпуска. Возможен и любой другой произвольный режим.

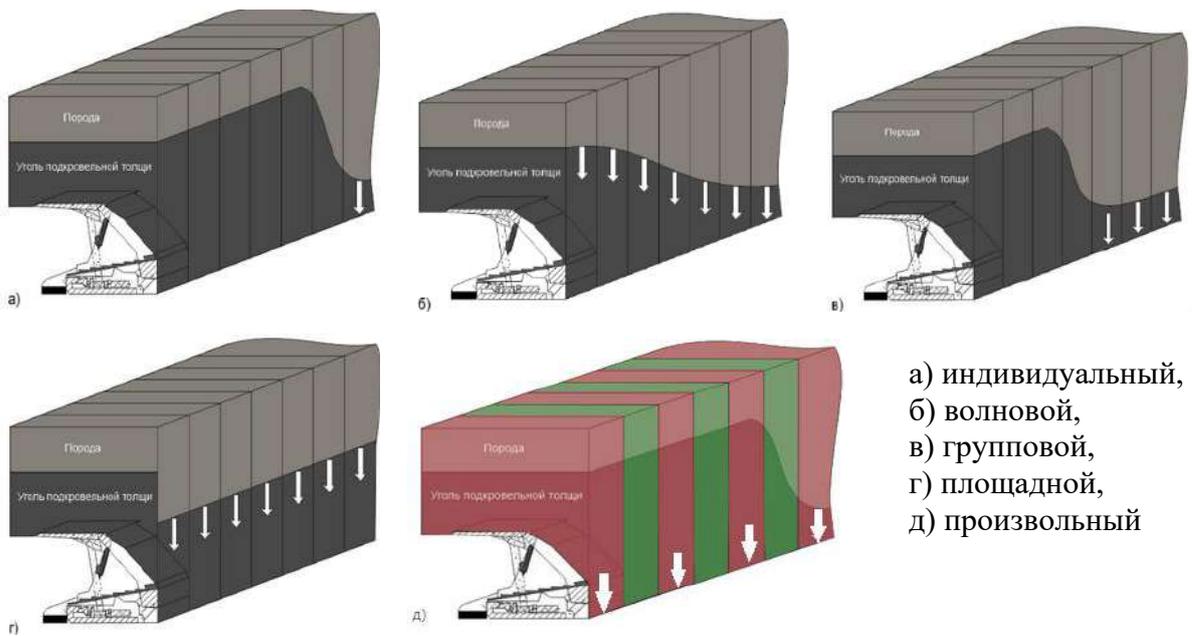


Рисунок 5.3 – Возможные режимы выпуска угля подкровельной толщи

Для определения зависимости между режимными параметрами выпуска угля подкровельной толщи и объемом перемещаемой горной массы был изучен процесс выпуска подкровельной толщи во времени при различных режимах работы секций. На основе разработанной методики средствами имитационного моделирования проведен ряд экспериментов, результаты которых в виде графиков зависимостей представлены на рисунке 5.4. Графики заполнения конвейера в данном случае составлены при условии, что объем выпуска не дискретен, а распределён равномерно в интервале ± 150 кг.

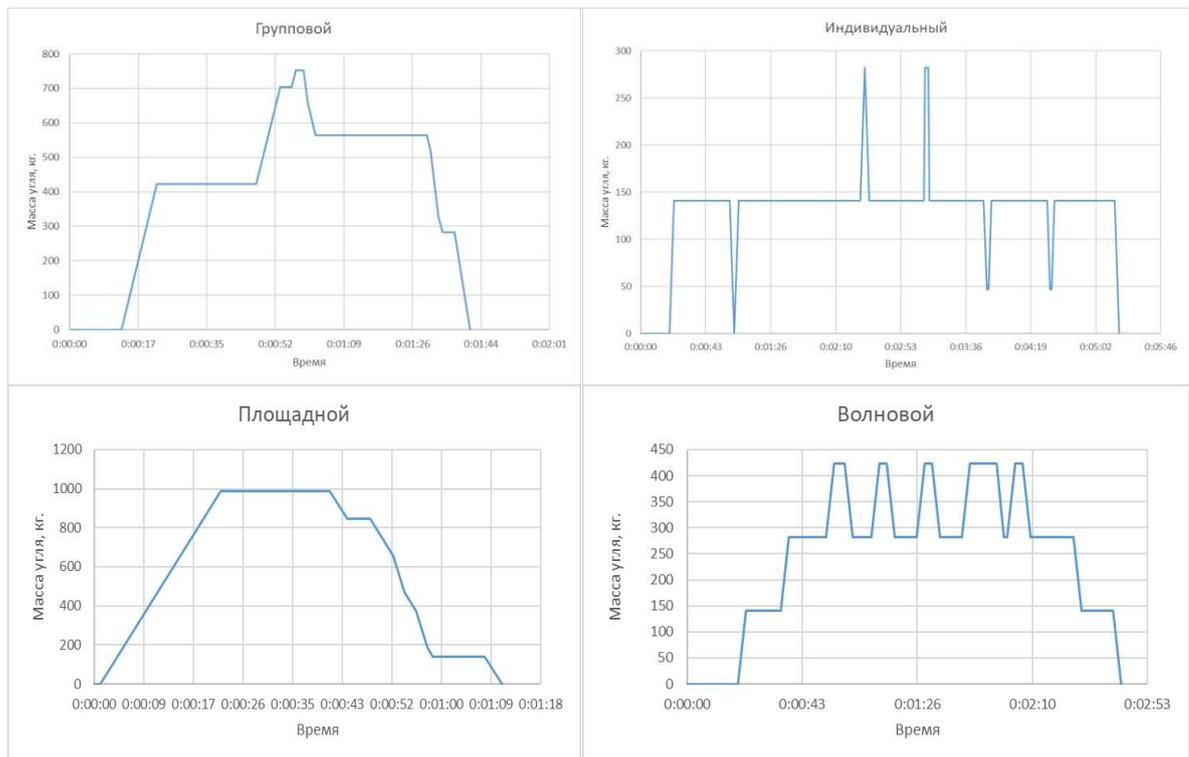


Рисунок 5.4 - Графики заполнения конвейера при разных режимах

Отмечено, что при всех вариантах, кроме площадного выпуска, наблюдаются сильные всплески. Они возникают в момент окончания выпуска одной секцией крепи и начала выпуска другой.

Кроме этого, существенный прирост по массе получается на конвейере, когда на него начинает поступать порода. Проведен анализ процесса выпуска с позиции взаимного сочетания угла наклона заслона и скорости возвратно-поступательного движения питателя. На рисунке 5.5 приведены сводные данные по массе угля, перемещаемого двухметровым участком скребкового конвейера при исследуемых режимах выпуска.

Установлено, что для промышленной реализации более стабильное, равномерное и полное заполнение конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций по сравнению с другими режимами обеспечивает волновой режим выпуска угля, который не позволяет обеспечить максимальную производительность выпуска на локальных участках в сравнении с более 1,5-кратной величиной при площадном режиме, но его реализация не приводит к

появлению динамических нагрузок на приводную систему скребкового конвейера вследствие значительного переполнения (либо недогруза) в моменты переключения работы между секциями при других режимах выпуска.

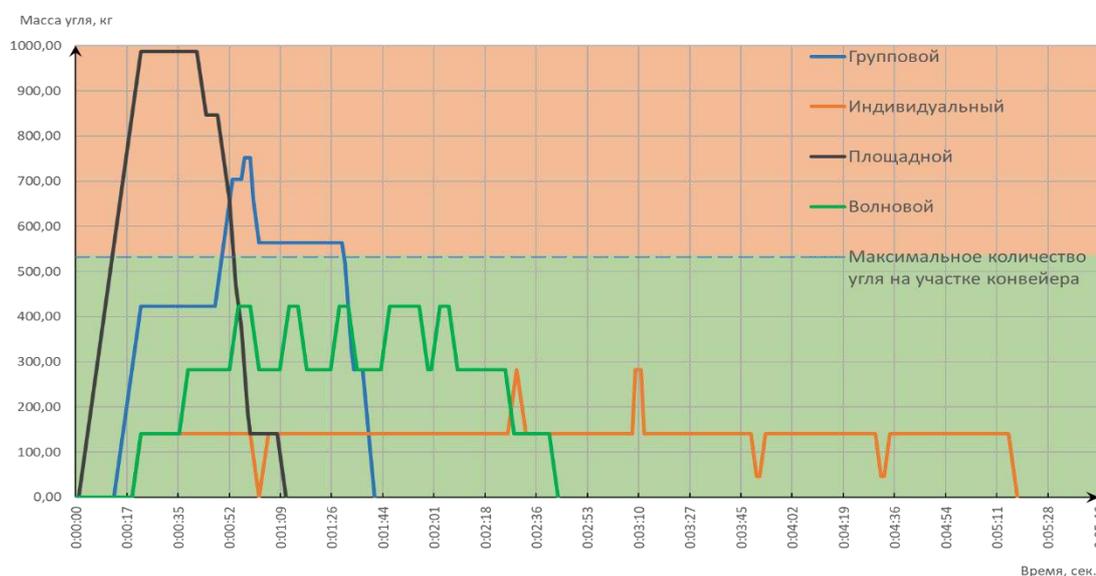


Рисунок 5.5 – Масса угля на двухметровом участке скребкового конвейера при разных режимах выпуска

5.2 Уточнение параметров волнового режима выпуска

Проведена серия имитационных экспериментов по исследованию волнового режима выпуска угля, с целью определения схемы работы питателей нескольких одновременно работающих крепей при одинаковом угле наклона заслона в 22 градуса, чтобы нагрузка на конвейер не превышала максимально допустимую.

I вариант волнового выпуска

Таблица 2 – Частота работы питателей крепей первого варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,5	0,33	0,33	0,25	0,25	-

Продолжительность выпуска из одной крепи – 98сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 6;
 Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 473кг;
 Породы вышло за 103 сек – 611 кг (рисунок 5.6).



Рисунок 5.6 – График массы ГМ на последнем участке конвейера для первого варианта волнового режима

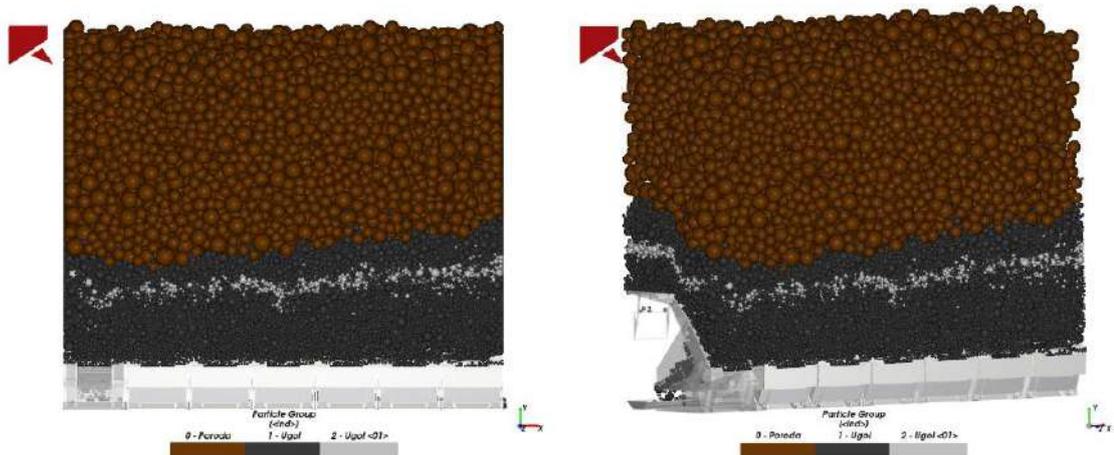


Рисунок 5.7 – Вид ГМ в середине моделирования для первого варианта

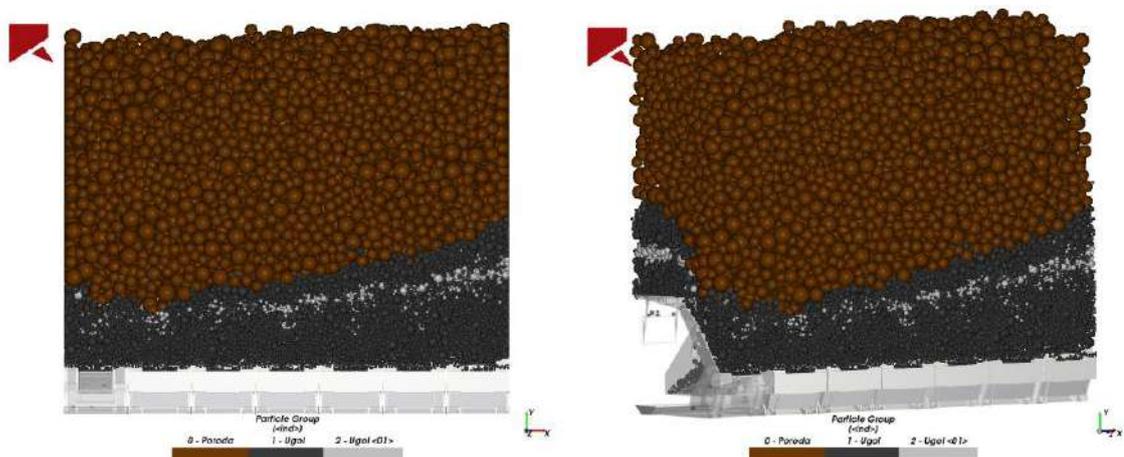


Рисунок 5.8 – Вид ГМ в конце моделирования для первого варианта

II вариант волнового выпуска

Таблица 5.2 – Частота работы питателей крепей второго варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,33	0,29	0,29	0,25	0,25	-

Продолжительность выпуска из одной крепи – 98сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 6;

Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 433кг;

Породы вышло за 103сек – 67кг.



Рисунок 8 – График массы ГМ на последнем участке конвейера для второго варианта волнового режима

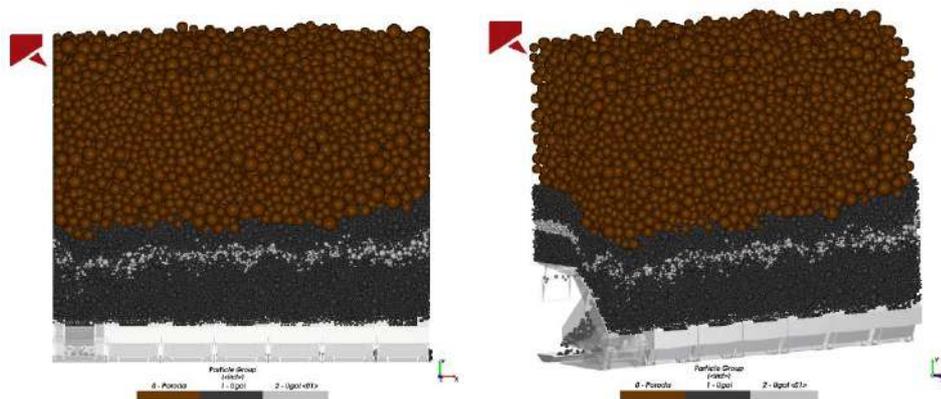


Рисунок 5.10 – Вид ГМ в середине моделирования для второго варианта

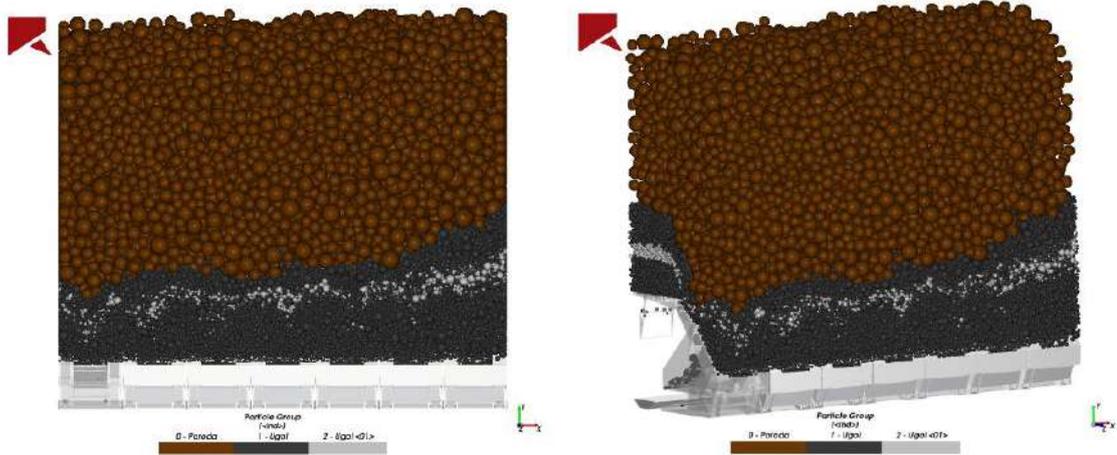


Рисунок 5.11 – Вид ГМ в конце моделирования для второго варианта

III вариант волнового выпуска

Таблица 5.3 – Частота работы питателей крепей третьего варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,33	0,29	0,25	0,25	0,25	-

Продолжительность выпуска одной крепи – 98 сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 6;

Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 425 кг;

Породы вышло за 103 сек – 451 кг.



Рисунок 5.12 – График массы ГМ на последнем участке конвейера для третьего варианта волнового режима

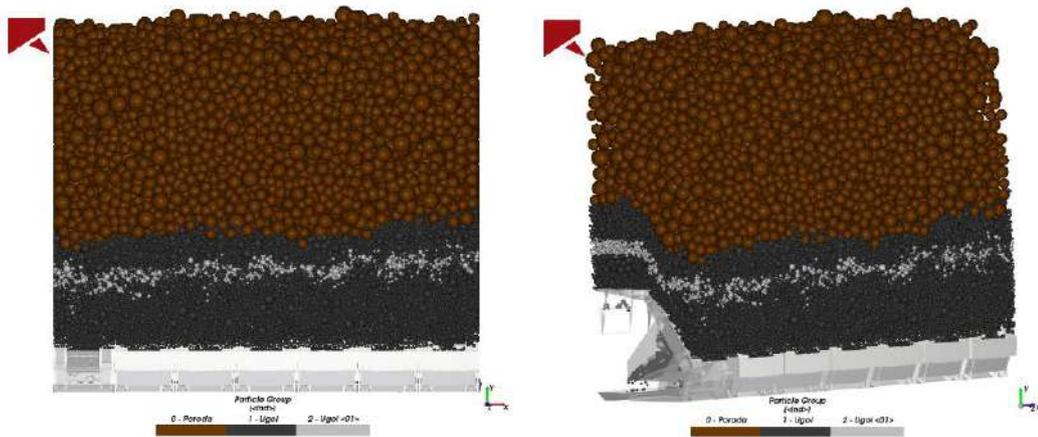


Рисунок 5.13 – Вид ГМ в середине моделирования для третьего варианта

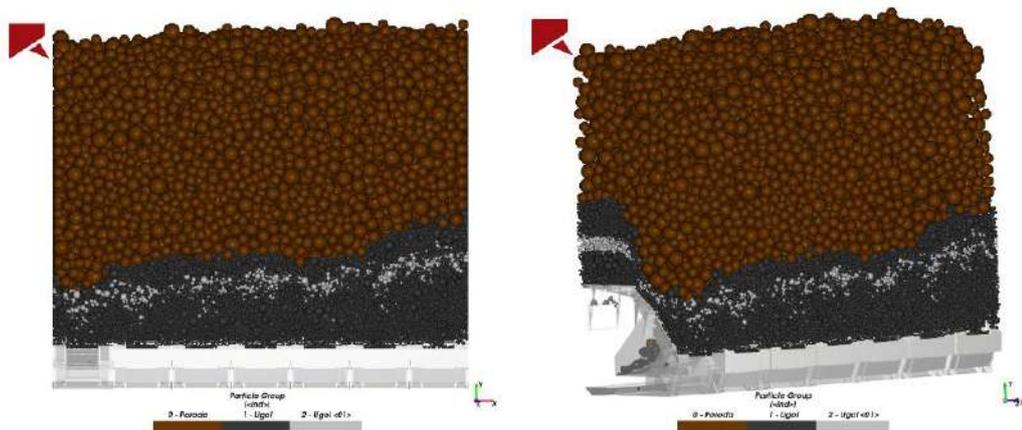


Рисунок 5.14 – Вид ГМ в конце моделирования для третьего варианта

IV вариант волнового выпуска

Таблица 5.4 – Частота работы питателей крепей четвертого варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,5	0,33	0,33	0,25	-	-

Продолжительность выпуска одной крепи – 98 сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 5;

Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 403 кг;

Породы вышло за 103 сек – 651 кг.



Рисунок 5.15– График массы ГМ на последнем участке конвейера для четвертого варианта волнового режима

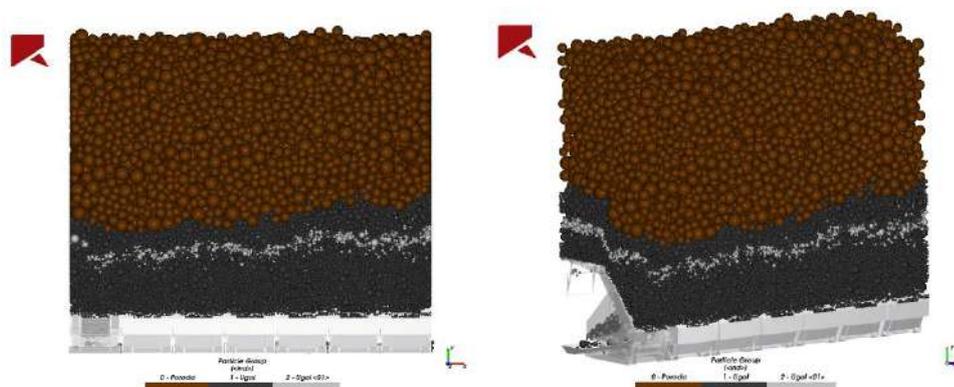


Рисунок 5.16 – Вид ГМ в середине моделирования для четвертого варианта

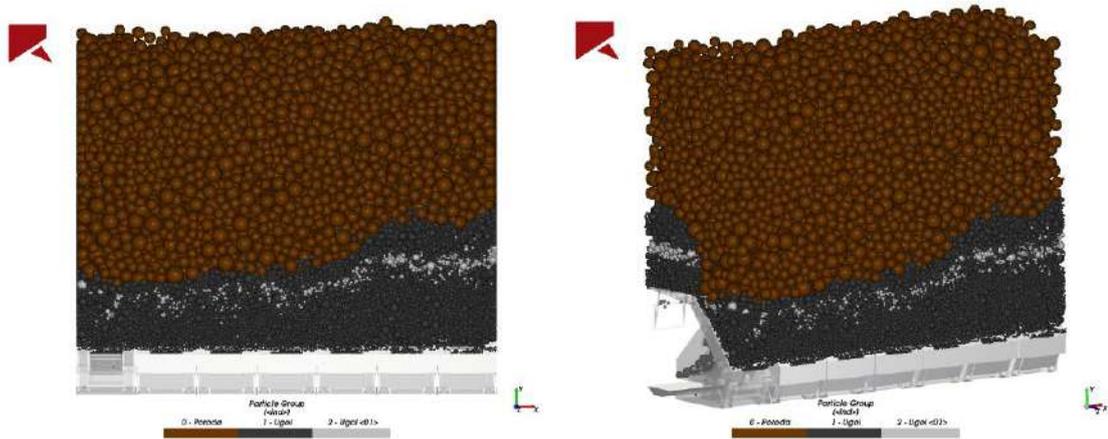


Рисунок 5.17 – Вид ГМ в конце моделирования для четвертого варианта

V вариант волнового выпуска

Таблица 5.5 – Частота работы питателей крепей пятого варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,5	0,33	0,25	0,25	-	-

Продолжительность выпуска из одной секции – 98 сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 5;

Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 401 кг;

Породы вышло за 103 сек – 748 кг.



Рисунок 5.18 – График массы ГМ на последнем участке конвейера для пятого варианта волнового режима

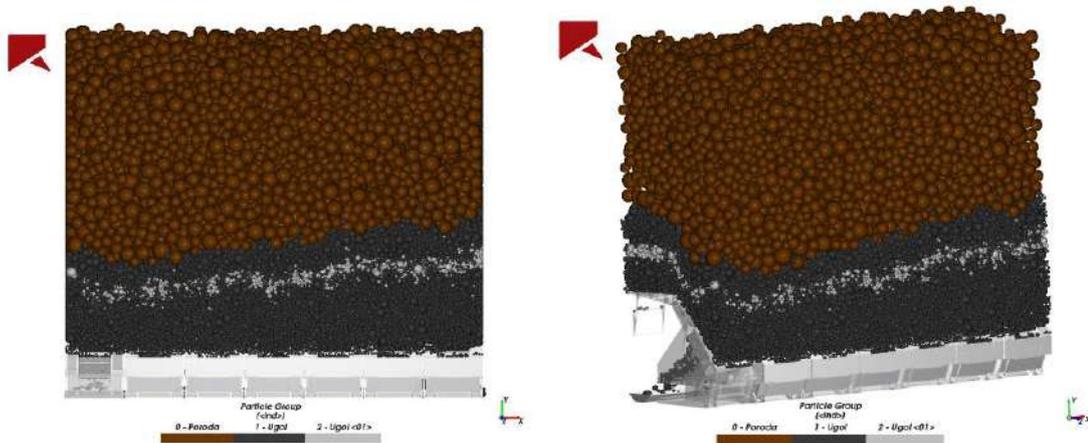


Рисунок 5.19 – Вид ГМ в середине моделирования для пятого варианта

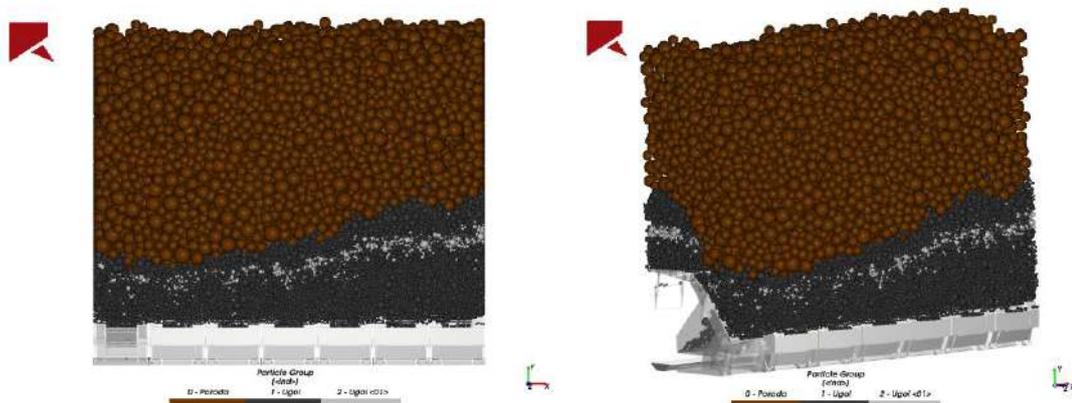


Рисунок 5.20 – Вид ГМ в конце моделирования для пятого варианта

VI вариант волнового выпуска

Таблица 5.6 – Частота работы питателей крепей шестого варианта волнового режима выпуска

	№ крепи						
	1	2	3	4	5	6	7
Частота работы питателя, Гц	0,5	0,5	0,5	0,33	0,25	0,25	-

Продолжительность выпуска из одной секции крепи – 98 сек;

Максимальное количество одновременно работающих крепей – 6;

Средняя масса ГМ на последнем участке конвейера – 494 кг;

Породы вышло за 103 сек – 625 кг.



Рисунок 5.21 – График массы ГМ на последнем участке конвейера для шестого варианта волнового режима

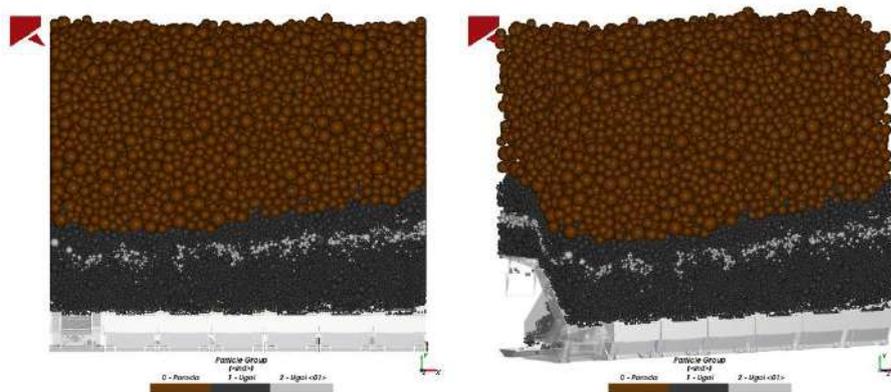


Рисунок 5.22 – Вид ГМ в середине моделирования для шестого варианта

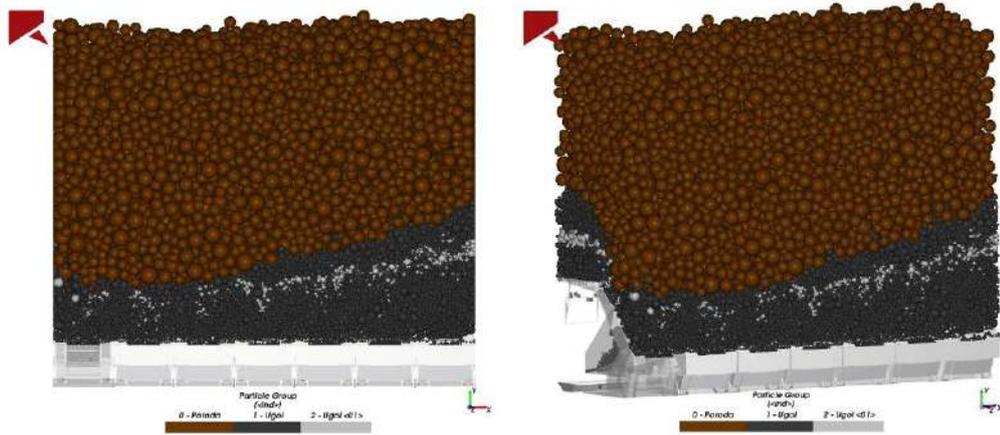


Рисунок 5.23 – Вид ГМ в конце моделирования для шестого варианта

Максимально допустимая масса угля на 1м длины конвейера получена из формулы часовой производительности конвейера [275] и составляет 267 кг/м:

$$q_{\Gamma} = \frac{Q_{\Gamma}}{3.6V_{\text{ц}}},$$

где Q_{Γ} – часовая производительность конвейера, т/ч; $V_{\text{ц}}$ – скорость цепи конвейера, м/с.

Так как в моделях длина изучаемого участка конвейера задавалась по ширине крепи и составляла 2 метра, то максимально допустимая масса угля на выбранном участке конвейера не должна превышать 534 кг. Все смоделированные варианты волнового режима выпуска удовлетворяют условию. Наибольшее значение массы угля на последнем участке конвейера было получено в шестом варианте волнового режима.

Для условных ГГУ и ГТУ для волнового режима взаимные сочетания угла наклона заслона и частоты работы питателя для достижения оптимальной скорости выпуска угля в графическом виде представлены на рисунке 5.23.

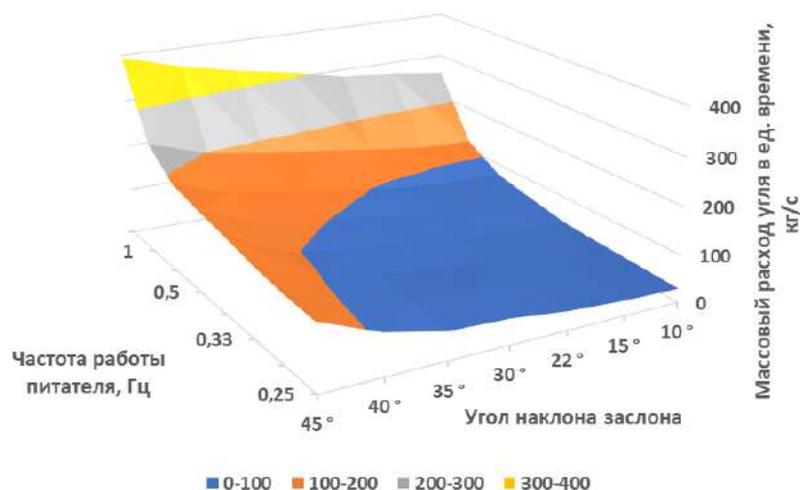


Рисунок 5.24 – График средней скорости выпуска угля при возможных сочетаниях угла наклона заслона и частоты работы питателя при обеспечении постоянного расстояния от заслона до питателя

Для реализации технологии при рассматриваемых ГГУ для максимально возможной загрузки конвейера при волновом выпуске необходимо обеспечить следующий массовый расход угля (таблица 5.7):

Таблица 5.7 - Значения массового расхода угля на семи секциях при волновом режиме

		Массовый расход угля на секции, кг/с													
Секция Этап	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	...
1	60	60	60	40	30	24	20								
2				60	60	60	40	30	24	20					
3					60	60	60	40	30	24	20				
4						60	60	60	40	30	24	20			
...						

Для 1,2 и 3 секции – 60 кг/с, 4 секция – 40, 5 – 30, 6 – 24 и 7 – 20 кг/с. После того, как на первых трех секциях будет достигнута граница породы-уголь, выпуск на них нужно прекратить и запустить 8, 9 и 10, при этом

обеспечить изменение скорости выпуска в соответствии с установленным распределением скоростей по секциям. Начиная с третьего этапа такое смещение нужно проводить на одну секцию.

Таким образом схема запуска питателей N управляемых секций крепи и скорость выпуска угля на каждой из них в общем случае следующая:

1. Произвести запуск питателей N управляемых секций крепи с расчётными V_i .
2. По достижению на первой из N секции требуемого уровня разубоживания, выпуск на ней прекратить, произвести запуск питателя $N+1$ секции.
3. V_i на каждой из N секций изменить по схеме: $V_{(i+1)} = V_i$. Т.е. на второй секции V_2 поднимается до скорости V_1 , на третьей V_3 – до V_2 и т.д.
4. Повторять пп. 2 и 3 до достижения последней секции механизированного комплекса.

6 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ ОБЕСПЕЧИТЬ НАИБОЛЬШУЮ ЕЁ ЭФФЕКТИВНОСТЬ

6.1 Определение исходных данных и создание численной модели

На примере реальных ГГУ и ГТУ проведено обоснование параметров технологии с выпуском угля подкровельной толщи, позволяющие обеспечить наибольшую её эффективность с точки зрения интегрированного сочетания показателей: выпущенной горной массы, процента разубоживания, потерь угля за крепью и частоты образования завесаний.

Исходные данные для моделирования:

- Прототип: пласт 21 шахты «Ольжерасская-Новая» Ольжерасского месторождения Кузбасса, мощность выпускаемого угля – 2,8 м, мощность предварительно разупрочненных пород кровли – 6 м.
- Режим выпуска: волновой, количество управляемых секций – до семи.
- Величина подвигания забоя 14,6 м включает шесть последовательных выпусков угля после трехкратных передвижек.
- Параметры системы «питатель-заслон»: угол наклона питателя – 12 градусов, частота возвратно-поступательного движения [0,2;2] Гц, угол наклона заслона [0;45].
- Параметры модели: Физические и геометрические параметры частиц – таблица 34, численные модели – таблица 3.5.
- Параметры скребкового конвейера: производительность **16 т/мин**, скорость движения тягового органа **1,0 м/с**. [*«Анжера-30» (производства ОАО «Анжеромаш»)*].
- Масса угля на 1 м длины конвейера: **266,6 кг/м** рассчитана из часовой теоретической производительности конвейера при равномерной загрузке угля и постоянной скорости движения тяговой цепи конвейера.

В результате разработана модель, визуализация которой представлена на рисунке 6.1. Во всех экспериментах исключались из рассмотрения временные

интервалы, соответствующие первому выпуску и следующей за ним передвигке. Ввиду больших требований к вычислительным ресурсам и большого объема экспериментов в каждой серии в модели принято допущение, что моделируется работа одной секции крепи. Исследуемая модель рассчитана на 5 модельных передвижек крепи.

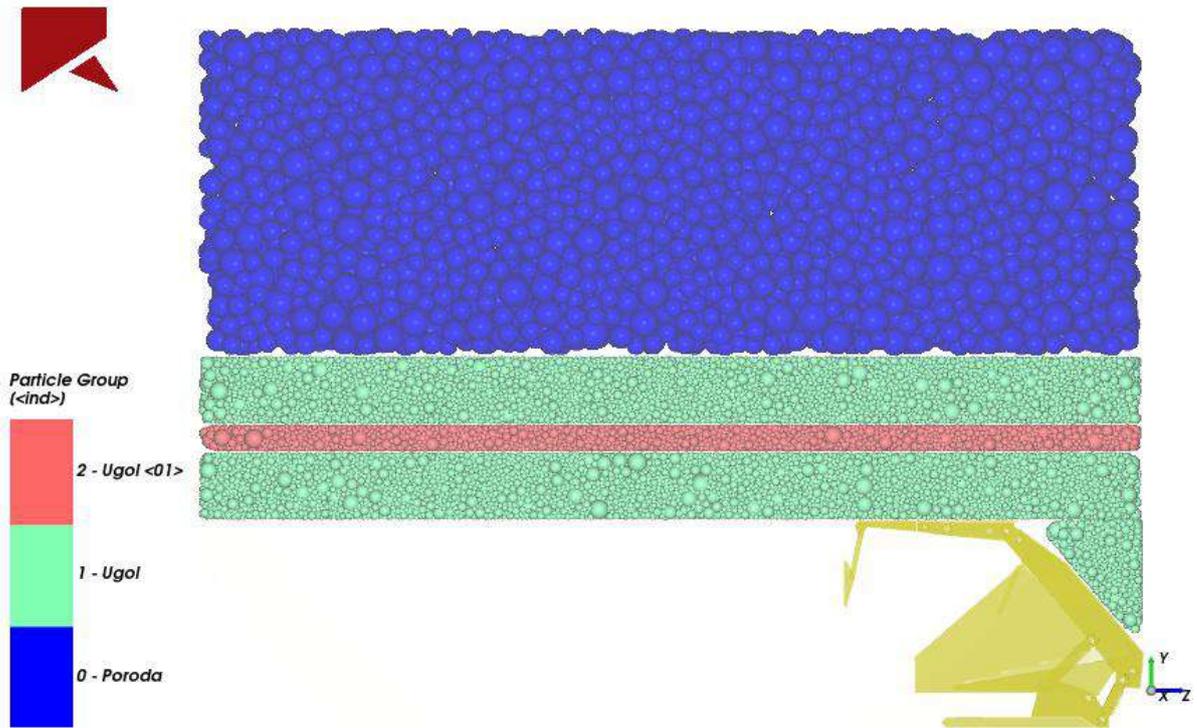


Рисунок 6.1 – Численная модель в начальный момент времени

В качестве метода повышения точности результатов имитационного моделирования был задействован метод отсечения начальной накопленной статистики, в соответствии с которым расчеты, полученные за начальный промежуток времени не используются для анализа конечных результатов моделирования с целью снижения влияния неточно заданных начальных условий на модель [276]. В случае с исследуемой системой в качестве начальных условий принимается начальный период, включающий в себя длительный выпуск (140 секунд) и первую модельную передвижку (5 секунд). Данных условий достаточно для того, чтобы массив частиц смог осесть и не влиять на характер выпуска из секции крепи. На рисунке 6.2 изображена модель в момент времени, начиная с которого ведется анализ полученных результатов.

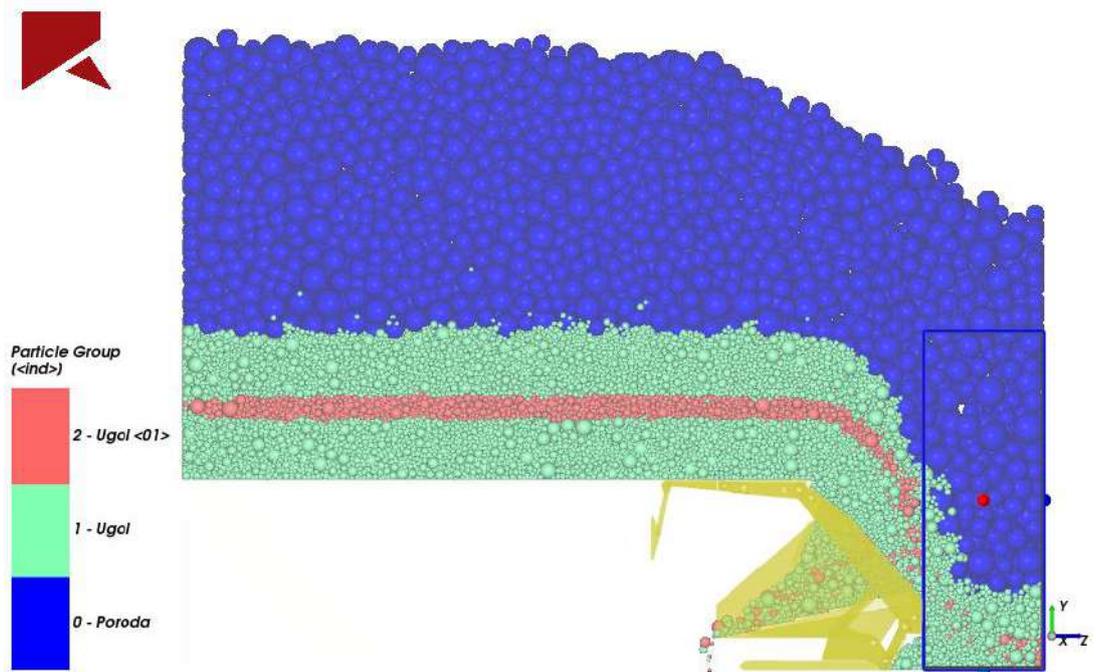


Рисунок 6.2 – Изображение численной модели с выделенным неучитываемым начальным объемом горной массы

В таком случае моделируется массив с параметрами, соответствующими реальным физическим характеристикам ГМ (модуль Юнга, коэффициент Пуассона, плотность), с общим числом шарообразных частиц 56 929 штук различного диаметра, засыпанных случайным образом. В этом случае фигура выпуска в поперечном направлении урезается с обеих сторон, сохраняя свою форму в продольном сечении, что имеет принципиальное значение в условиях данного эксперимента. Задачей являлась оценка поведения массива при нескольких передвижках секции, проходящих именно в продольном сечении и вносящих существенные изменения в траекториях движения частиц. При этом для поперечного сечения условия одинаковы по всему объему. Кроме того, для повышения адекватности модели и исключения влияния геометрии, ограничивающей массив модельных частиц, для стенок заданы свойства окружающей ГМ.

6.2 Оценка полноты выпуска, разубоживания и потерь угля

В каждой серии экспериментов исследовался процесс выпуска при прочих равных параметрах, но разной продолжительностью единичного выпуска между передвижками крепи в интервале от 14 до 182 секунд (13 вариантов в таблице 6.1) для оценки полноты выемки угля и величины его разубоживания.

Таблица 6.1 – Данные, полученные в ходе проведения имитационного моделирования процесса выпуска угля подкровельной толщи

Время выпуска, сек.	Доля породы в выпущенной горной массе, %	Потери за крепью, относительно исходного объема угля, %
14	0	35,79
28	0	30,51
42	3,49	25,79
56	5,16	23,99
70	5,26	16,84
84	5,15	14,22
98	8,49	9,30
112	12,29	7,96
126	10,19	6,88
140	20,31	5,39
154	23,96	4,34
168	17,97	5,09
182	21,62	3,76

В качестве исходного осваиваемого объема угля принимается параллелепипед длиной в 4 передвижки крепи, шириной 2 метра (ширина крепи) и высотой 6,8 метра (мощность пласта) (рисунок 6.3). Для наглядности построим график зависимости процентной доли потерь за крепью от длительности

выпуска (рисунок 6.4), а также сведем полученные данные в точечный график с экспоненциальной линией тренда (рисунок 6.5).

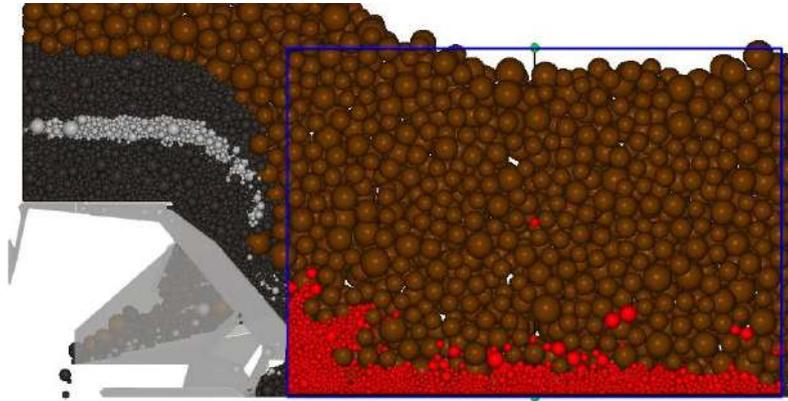


Рисунок 6.3 – Визуализация результата расчета модели оценки влияния продолжительности единичного выпуска на уровень потерь угля

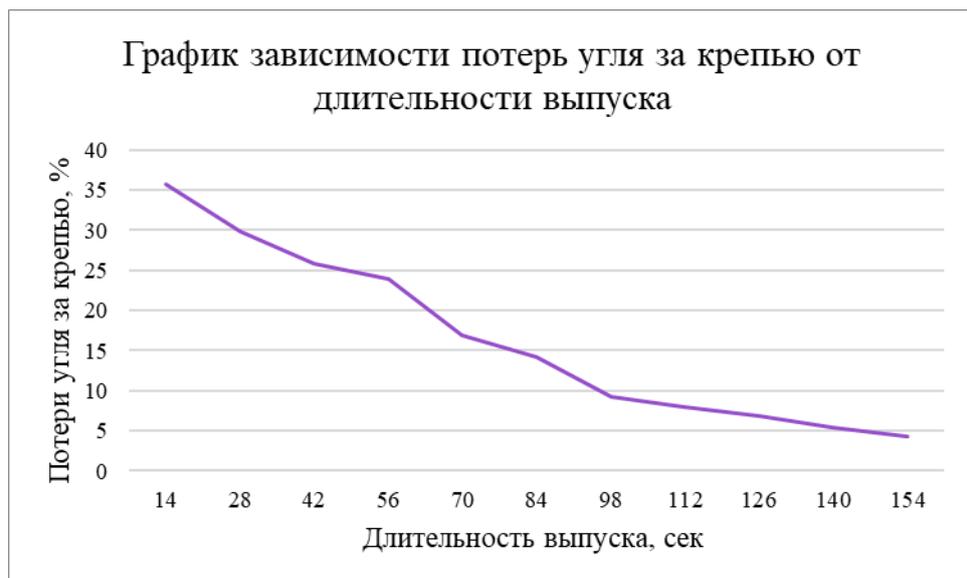


Рисунок 6.4 – График зависимости потерь угля за крепью от длительности выпуска

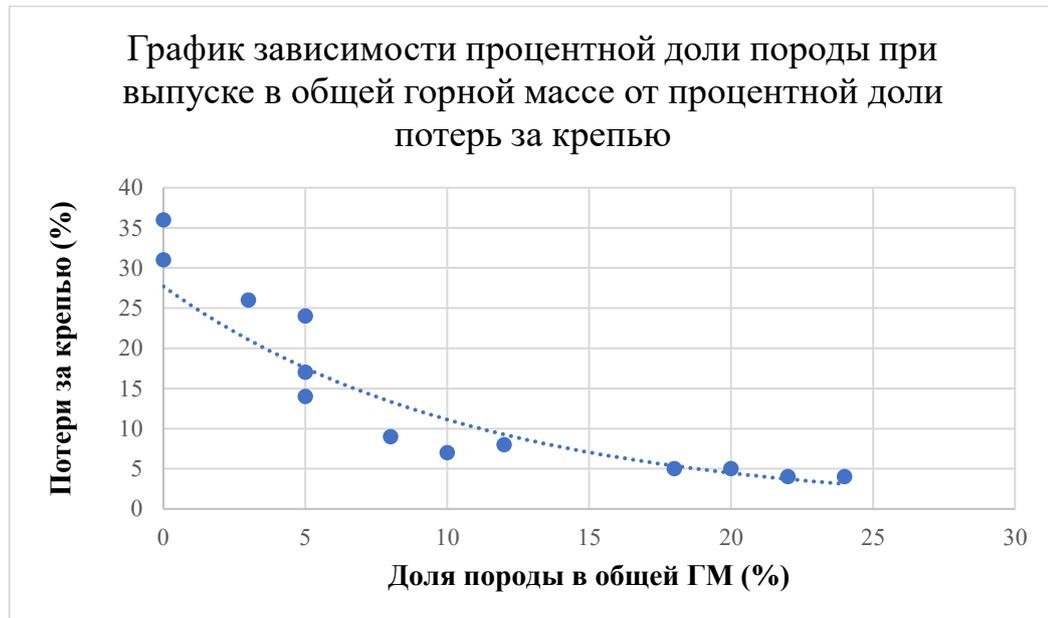


Рисунок 6.5 – График зависимости процентной доли породы при выпуске в общей горной массе от процентной доли потерь за крепью

Анализ полученных результатов показал, что чем дольше период выпуска, тем меньше потерь за крепью и выше доля породы в выпущенной горной массе. Таким образом, проведенное исследование может быть использовано для прогнозирования наиболее оптимального режима выпуска и передвижек крепи в определенных условиях добычи конкретной угольной шахты. Определено, что зависимость среднего объема выпуска угля от продолжительности выпуска имеет практически линейных характер с выходом на «полку» после определенного времени. Например, при мощности пласта 6,8 метров прирост объема выпускаемого угля прекращается после 140 секунд (рисунок 6.6). Это обусловлено достижением выпускного окна породой. Дальнейшее увеличение времени выпуска приведет к бóльшему разубоживанию выпускаемого угля без роста его объема по квадратичной зависимости $y = 0,02x^2 + 0,02x - 0,12$ с коэффициентом $R^2 = 0,88$. Порода будет достигать выпускного окна в диапазоне 28-42 секунды, а при продолжительности выпуска 154 секунды составит 24% от массы выпущенного угля.

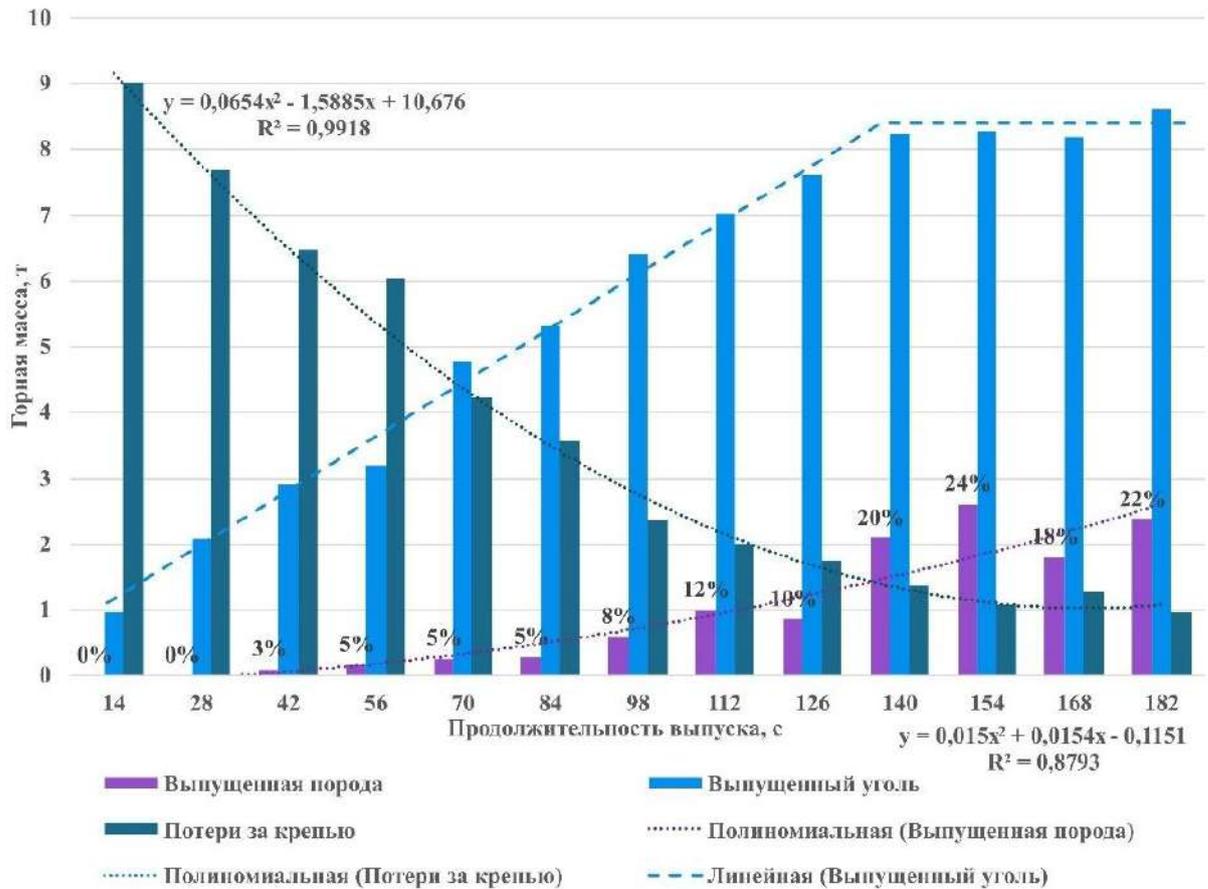


Рисунок 6.6 – Зависимость массы выпущенного угля, пустой породы и потерь от продолжительности единичного выпуска

С другой стороны увеличение продолжительности выпуска приводит к сокращению потерь угля, оставшегося в завальном пространстве по квадратичной зависимости $y = 0,07x^2 - 1,59x + 10,68$ с коэффициентом $R^2 = 0,99$. На интервале продолжительности выпуска с 14 до 154 секунд произойдет девятикратное снижение потерь угля с 9 до 1 тонны для одной секции крепи после однократного выпуска.

Не менее интересным для дальнейших исследований остается вопрос движения потока частиц при выпуске горной массы, проиллюстрированный в данном исследовании (рисунок 6.7).

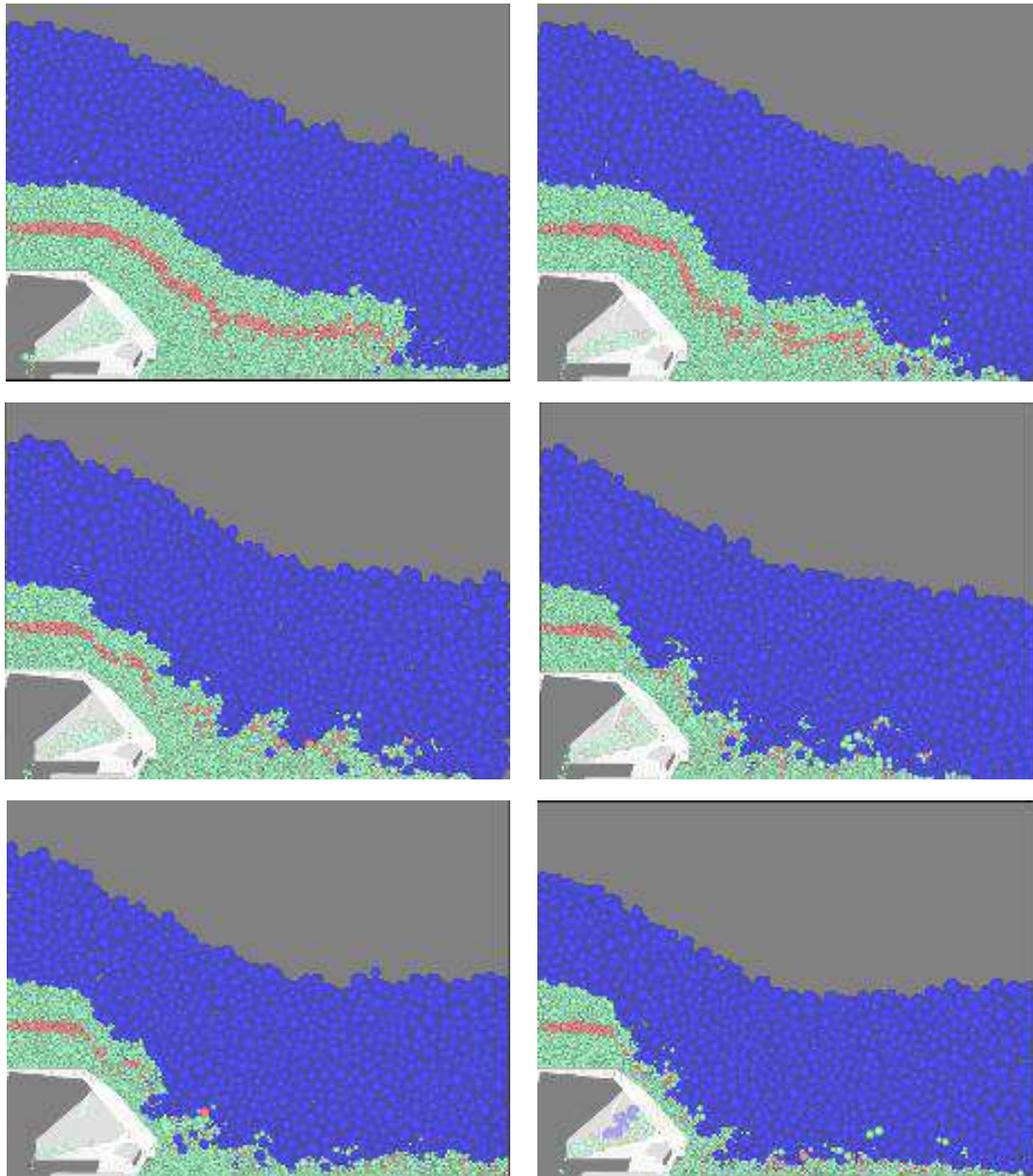


Рисунок 6.7 – Динамика движения потока частиц при подкровельном выпуске угля с периодом выпуска 14, 42, 70, 98, 126 и 154 секунды

6.3 Проблема сводообразования

Дальнейшее увеличение продолжительности выпуска нецелесообразно, поскольку с увеличением продолжительности выпуска повышается вероятность появления статических сводообразований, препятствующих непосредственно выпуску угля и тем самым увеличивающих объем потерь угля за крепью, о чем свидетельствует параболическая линия тренда. В рамках

проведения имитационных экспериментов данные зависания горной массы можно устранять посредством принудительной остановки моделирования и пересчета модели с момента, предшествующего началу образования зависания, в ходе чего обновляются данные параметров контактного взаимодействия частиц. Однако подобный метод не применим к натурным экспериментам с потоком частиц, а также в условиях действующих шахт.

При проведении экспериментов по исследованию режимов выпуска угля подкровельной тощи было замечено, что часто при длительном времени выпуска образуется плотное скопление ГМ, перекрывающее выпускное окно, в виде арок зависания. R. Kvaril в своих работах показал, что «Наибольшие эксплуатационные трудности с грубым материалом вызваны образованием арок над выходным отверстием. При определенных обстоятельствах отдельные детали грубого материала могут группироваться в таком порядке, что возникает арочное перекрытие. Главная причина этого - ограничение свободного потока грубого материала, которое существует на выходном отверстии. Наблюдения на практике и исследования в лаборатории показывают, что мы можем классифицировать арки грубого материала как параболические по форме» [236].

Полученные результаты (рисунок 6.8) свидетельствуют о том, что с увеличением продолжительности времени единичного выпуска увеличивается и вероятность образования статических сводообразований, препятствующих выпуску ГМ. При минимальных значениях времени единичного выпуска угля вероятность их возникновения близка к нулю, но при увеличении продолжительности количество зависаний значительно возрастает. Так при времени единичного выпуска выше 154 секунд повышается риск образования числа случайных статических сводообразований (69% от модельного времени для 168 сек и 74% для 182 сек соответственно).

Установлено, что доля зависаний, устранившихся по причине самообрушения, составила менее 5% от общего числа проведенных экспериментов.

Таблица 6.2 – Зависания в моделях выпуска

Время единичного выпуска в модели, с	Самообрушение, %	Зависания, %	Среднее время длительности зависаний, с
14	0	0	0
28	0	0	0
42	0	10	12
56	0	13	39
70	0	14	18
84	0	29	43
98	0	60	76
112	0	69	80
126	25	68	110
140	0	62	89
154	0	59	94
168	63	69	74
182	38	74	86

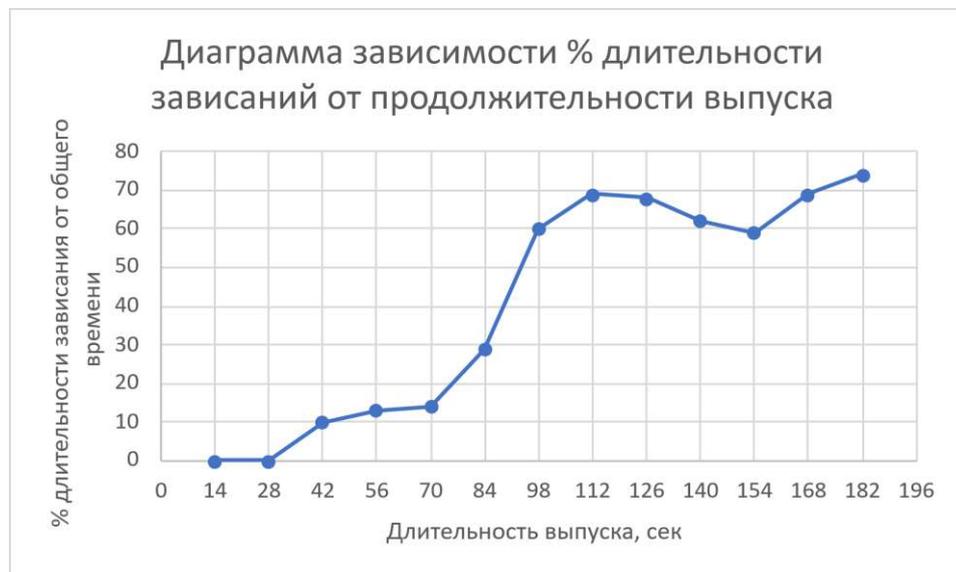


Рисунок 6.8 – График зависимости процента длительности зависаний от продолжительности единичного выпуска

Исходя из полученных данных был также построен график зависимости средней длительности зависаний от продолжительности выпуска (рисунок 6.9).

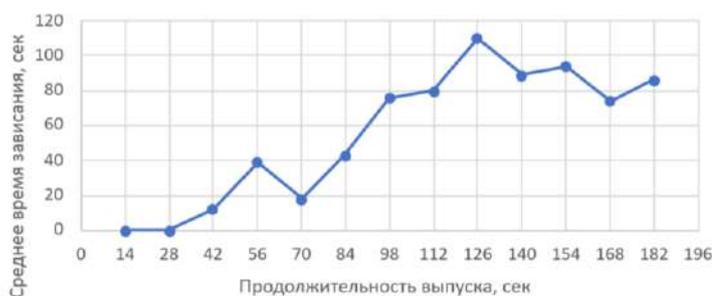


Рисунок 6.9 – График зависимости средней длительности зависаний от продолжительности единичного выпуска.

Установлено, что 25% зависаний состояли преимущественно из крупных частиц породы (до 0,63 метров и до 166 кг), 25% – включали в себя средние частицы угля и породы до 0,49 метров и весом до 90 кг, 25% – состояли из малых частиц угля размером до 0,35 метров и весом до 63 кг и оставшиеся 25% включали в себя смесь больших и малых частиц как угля, так и породы. Анализ гранулометрического состава в зоне зависаний был проведен на основе 13 численных моделей с разной продолжительностью выпуска ГМ. Результаты сведены в виде гистограммы распределения размеров частиц в зонах зависаний (рисунок 6.10).

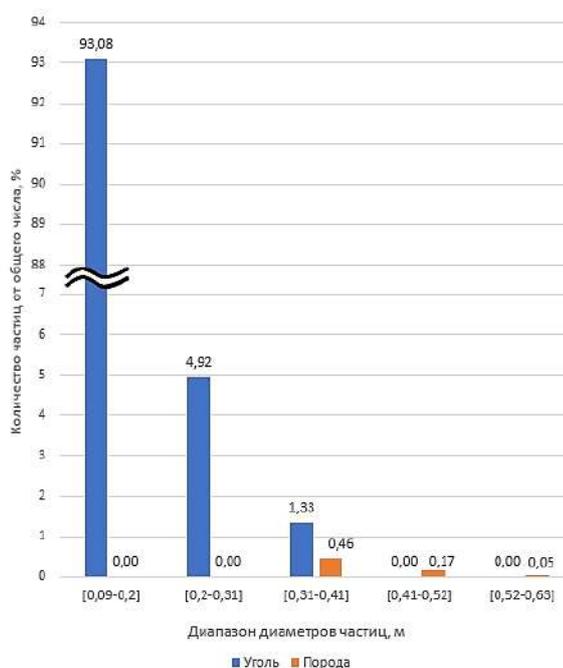


Рисунок 6.10 – Гистограмма распределения размеров частиц ГМ в области зависаний

Рассмотрено перемещение частиц, образующих зависание, из их начального местоположения. Также на примере одного из зависаний было рассмотрено перемещение частиц, образующих зависание, из их начального местоположения (рисунки 6.11-6.12). Область зависания со стороны выпускного окна была разрезана так, чтобы было четко видно арку, затем с помощью инспектора ячеек (cells inspector) были выбраны и окрашены в яркие цвета 8 частиц, формирующих свод. После того, как частицы были определены, имитационная модель была возвращена к начальному моменту для отслеживания перемещения помеченных частиц.

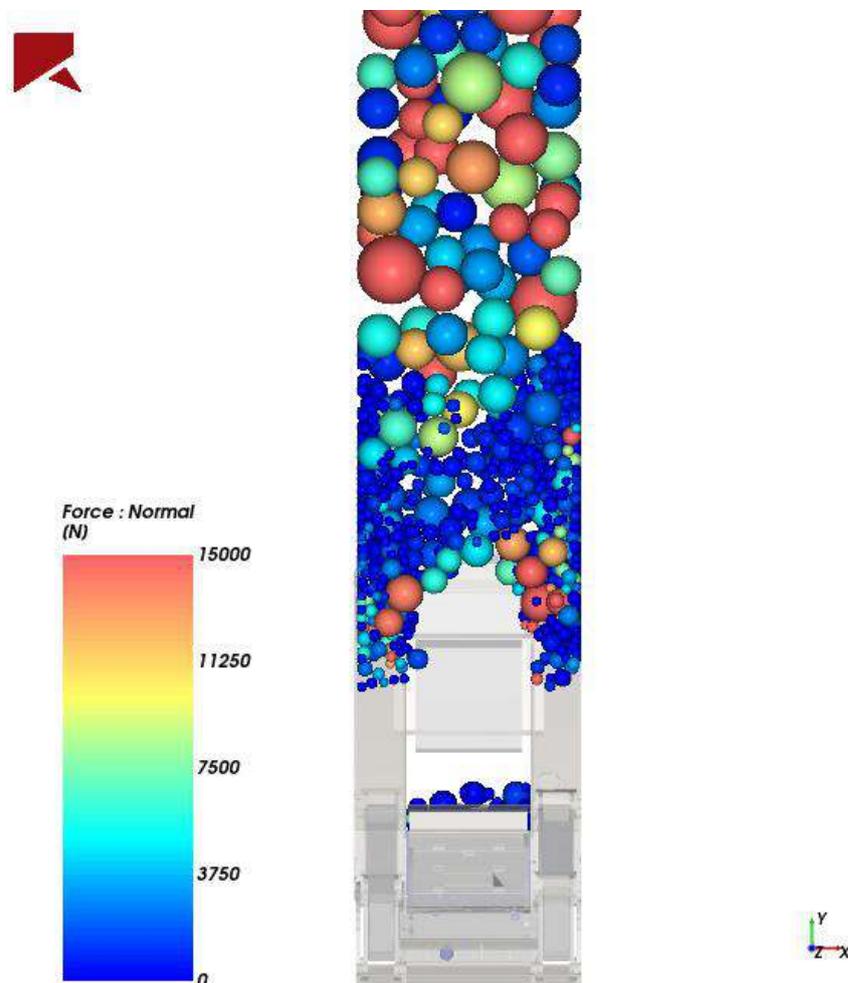


Рисунок 6.11 – Зависание частиц над выпускным окном в разрезе со стороны выпускного окна

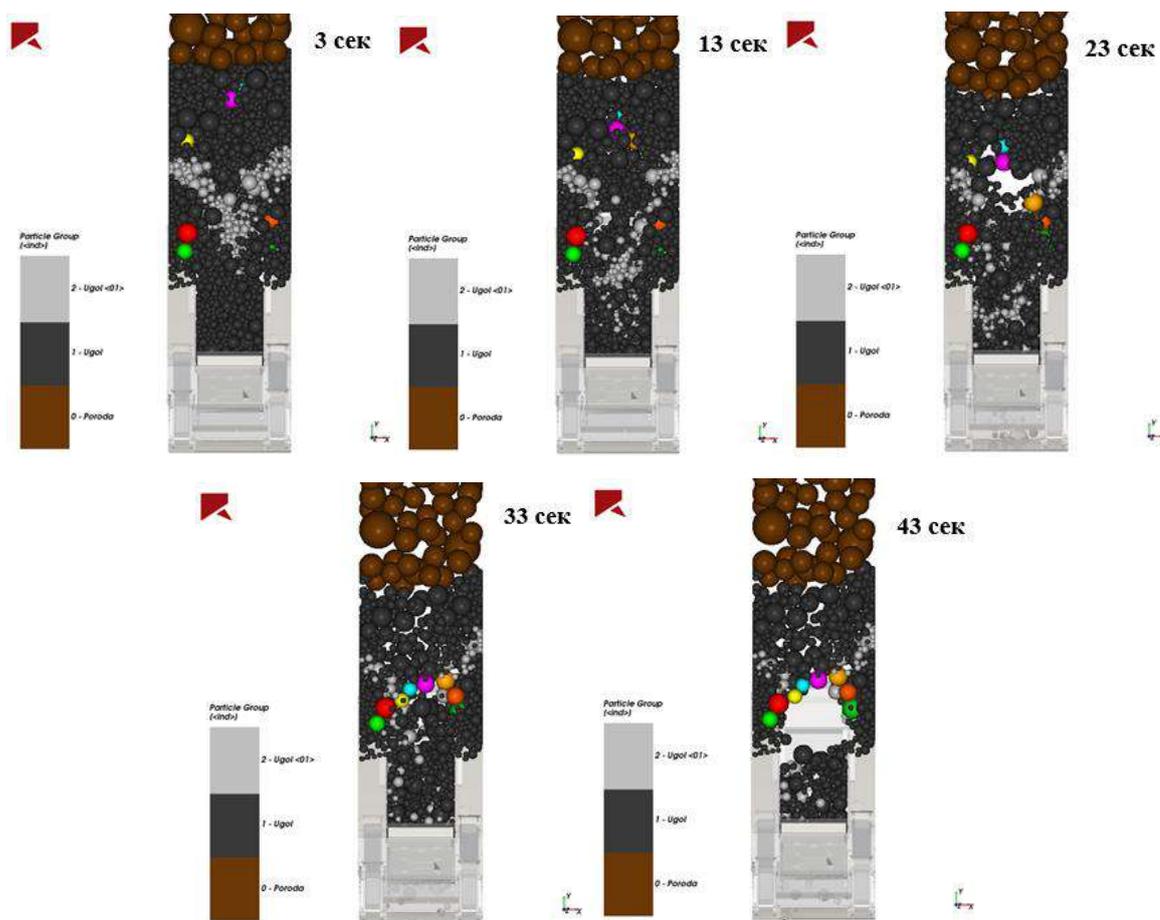


Рисунок 6.12 – Перемещение маркированных частиц, образующих зависание

Замечено, что в начальном положении частицы образуют фигуру, близкую к перевернутой параболе, и, чем ближе частицы к выпускному окну, тем парабола становится более сжатой по вертикали. Данный пример является «идеальным», т.к. здесь частицы, формирующие дугу зависания, являются относительно крупными и располагаются примерно в одной плоскости (слое). Нельзя с уверенностью сказать, что все зависания формируются подобным образом (недостаточно экспериментальных данных), однако полученный результат подтверждается физическим опытом, описанным в работах J. Tang, и R. P. Behringer [277], доказывая адекватность разработанных моделей.

В работе приведено исследование зависаний, образующихся в непосредственной близости от выпускного окна, однако с некоторой частотой над выпускным окном в момент движения потока ГМ наблюдалось образование арки (дуги), именуемой в иностранной литературе как *free fall arch*. Над аркой

частицы подвергаются контактному напряжению, которое за счет сил трения не дает частицам перемещаться, а под аркой образуется область свободного падения, в которой частицы ведут себя как рыхлый материал и перемещаются только под действием силы тяжести (рисунок 6.13).

Полученные результаты согласуются с известными исследованиями образования в сужающейся зоне потока сыпучего материала свода, купола, препятствующего движению кусков руды в технологиях с выпуском либо зерна в силосах. В них установлены режимные и конструктивные параметры, обеспечивающие стабильные и безаварийные выпуски, объединенные общей идеей получения единого потока за счёт рассредоточения выпускных отверстий по площади и расположения их на расстоянии, не большем, чем размер зоны потока над каждым из них. При использовании технологии с выпуском угля под кровельной толщи не представляется возможным обеспечить указанные режимы. Это обусловлено тем, что секции крепи невозможно расположить иначе, чем в линию, а производительность выпуска ограничена возможностью забойного скребкового конвейера, на который идет площадный выпуск, причем в таких режимах, при которых будет обеспечено стабильное и полное его заполнение.

Проведённые исследования показывают, что в некоторых редких случаях возникает явление одновременного образования нескольких сводов (рисунок 6.14).

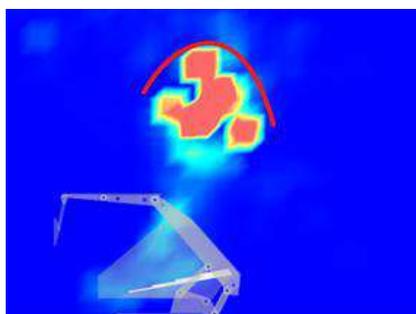


Рисунок 6.13– Диссипация энергии в области под аркой свободного паде-

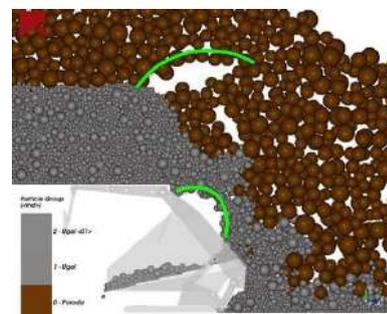


Рисунок 6.14 – Одновременное образование двух арок зависания

ния

Условия их возникновения и возможные последствия для рассматриваемой технологии в рамках данной работы не изучены.

На движение потока влияют динамические и статические сводообразования [278]. Динамические сводообразования представляют собой непродолжительные зависания, которые устраняются сами собой и только замедляют процесс истечения, в то время как статические зависания прекращают процесс истечения полностью и их устранение может потребовать дополнительных действий. В ходе имитационного моделирования возникали оба вида зависания, их влияние на выпуск ГМ хорошо видно на графике абсолютно поступательной скорости потока (рисунок 6.15).

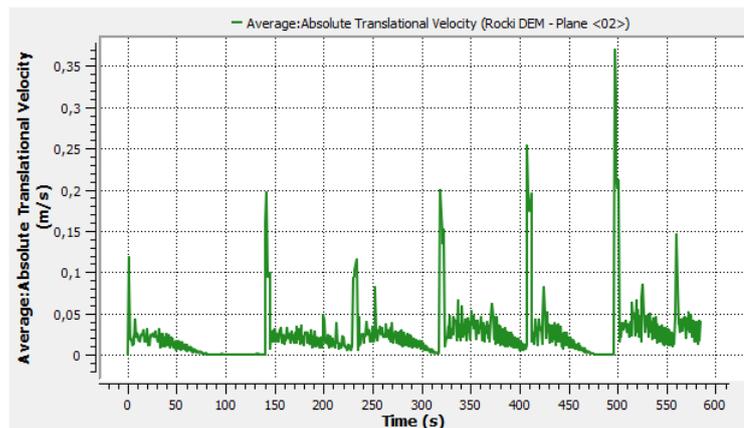


Рисунок 6.15 – График абсолютной поступательной скорости

Каждый всплеск на графике характеризуется новым выпуском ГМ, происходящим после завершения передвижки крепи. Видно, что к концу каждого выпуска скорость потока уменьшается либо прекращается совсем, что является следствием возникновения сводообразования.

Аналогичный вывод можно сделать, исходя из графика кинетической энергии потока (рисунок 6.16).

Визуализация движения потока ГМ через кинетическую энергию представлена на рисунке 6.17.

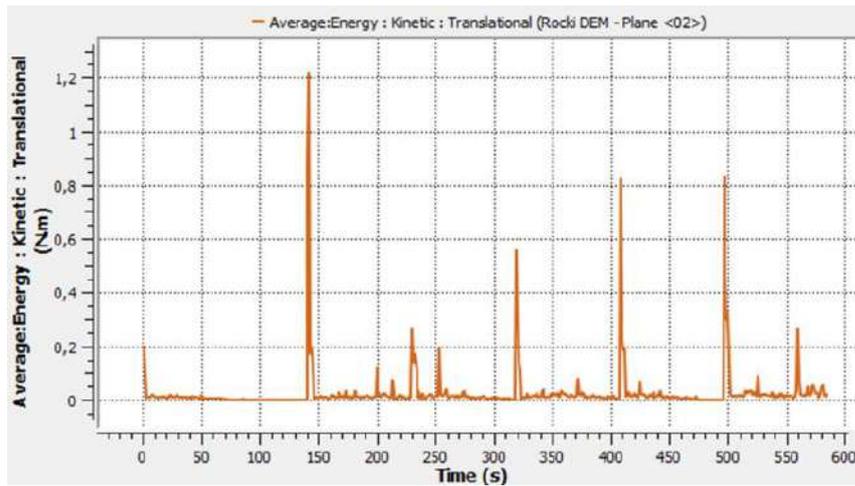


Рисунок 6.16 – График поступательной кинетической энергии

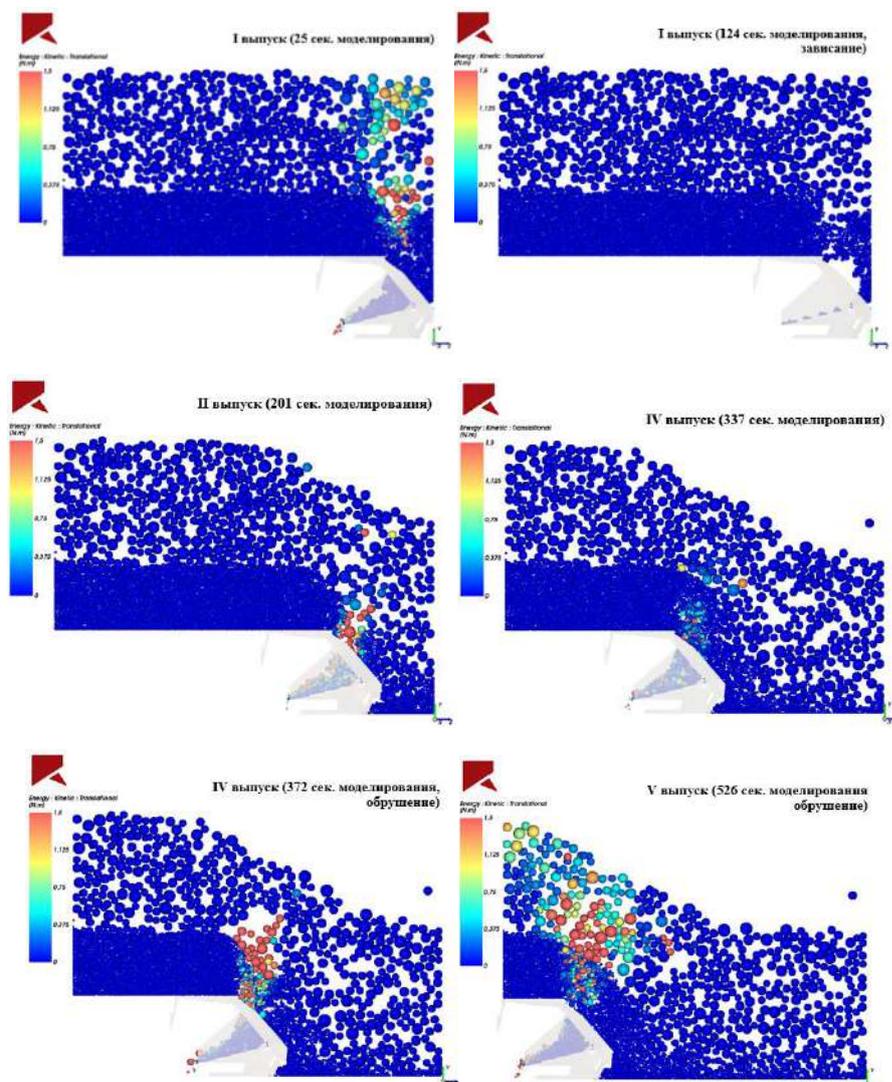


Рисунок 6.17 – Визуализация движения потока ГМ через кинетическую энергию

В основном повышение кинетической энергии частиц потока наблюдается вблизи выпускного окна, чем дальше частицы от него, тем их кинетическая энергия меньше. Также, в момент обрушения или самообрушения кинетическая энергия достигает пиковых значений.

Над выпускным окном в момент движения потока ГМ наблюдается арка (дуга) свободного падения [279–281] (рисунок 6.18). Над аркой частицы подвергаются контактному напряжению, которое за счет сил трения не дает частицам перемещаться, а под аркой образуется область, в которой частицы ведут себя как рыхлый материал и перемещаются под действием силы тяжести. На поверхности арки напряжение в направлении потока исчезает [282].

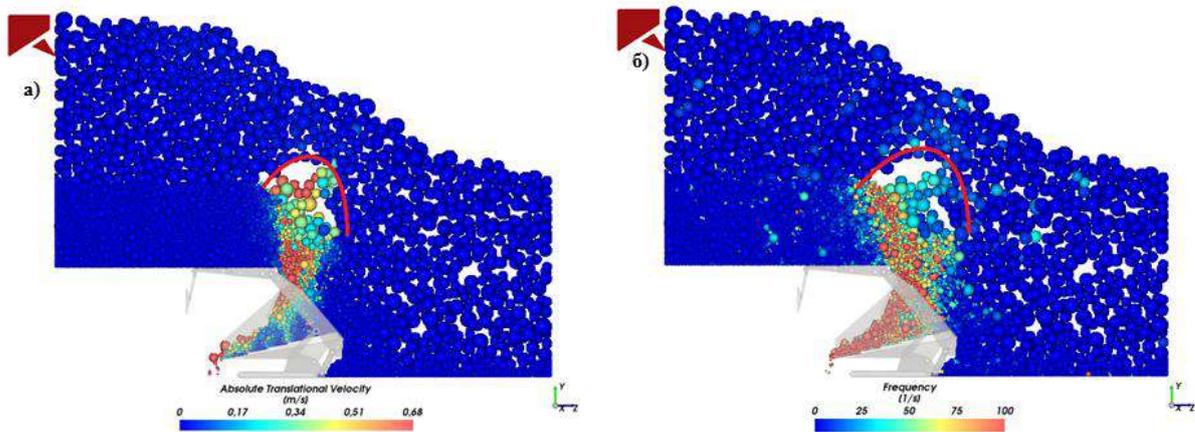
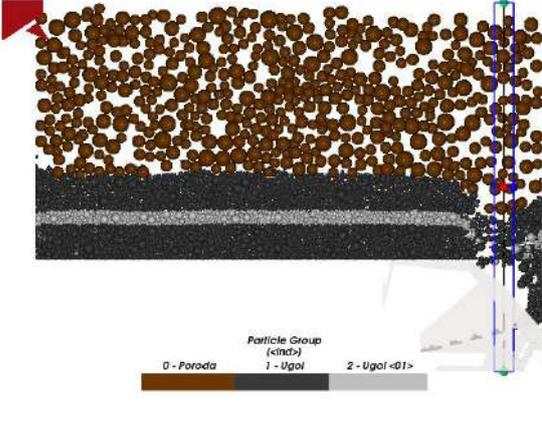
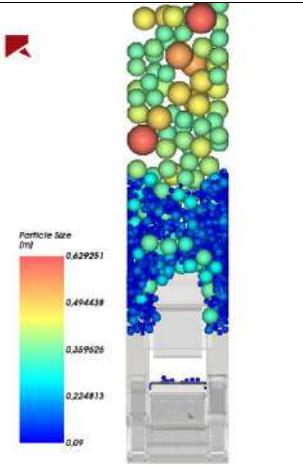
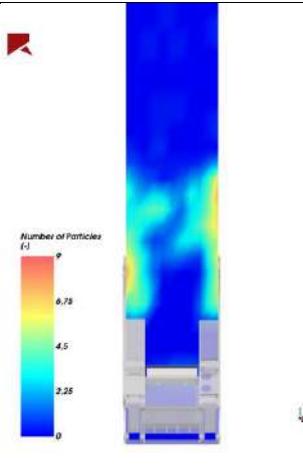
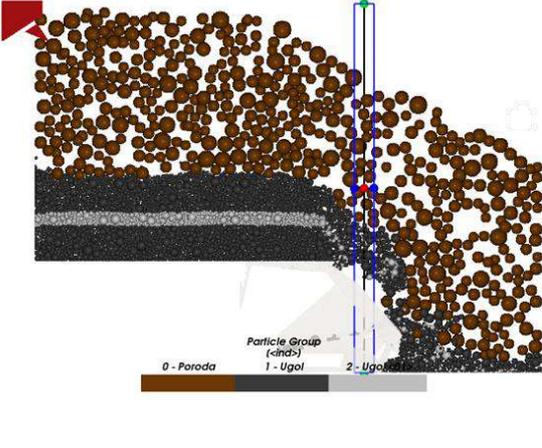
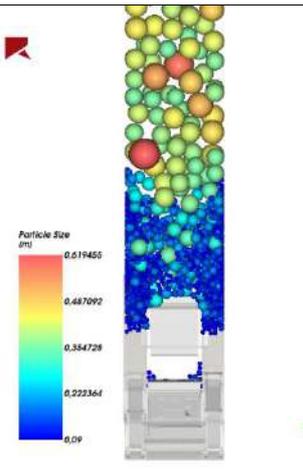
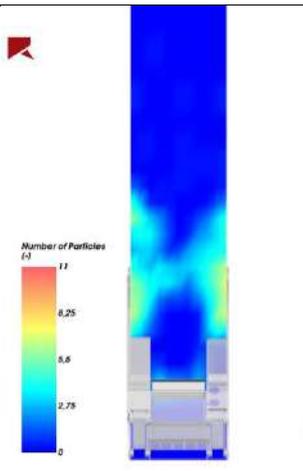


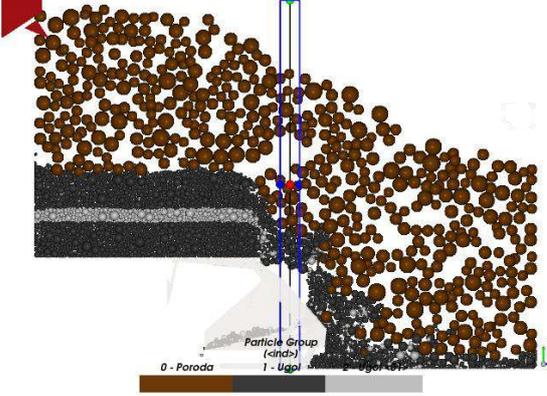
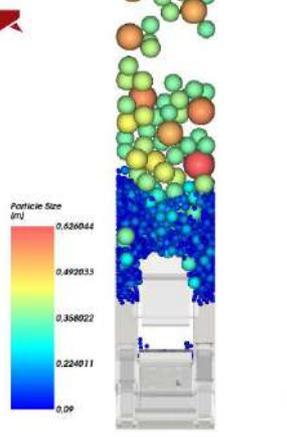
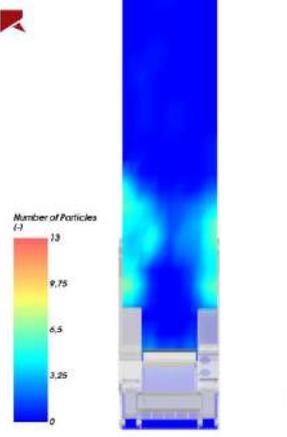
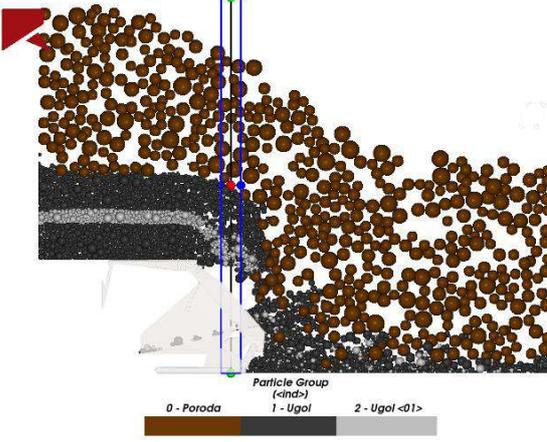
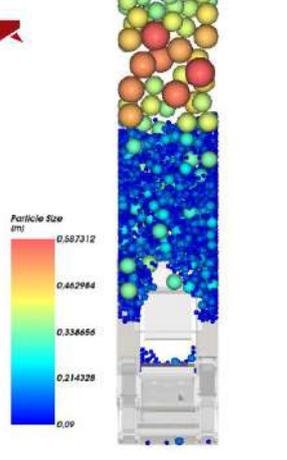
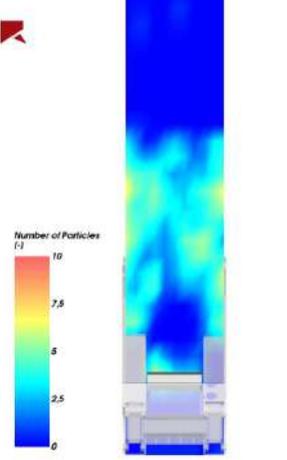
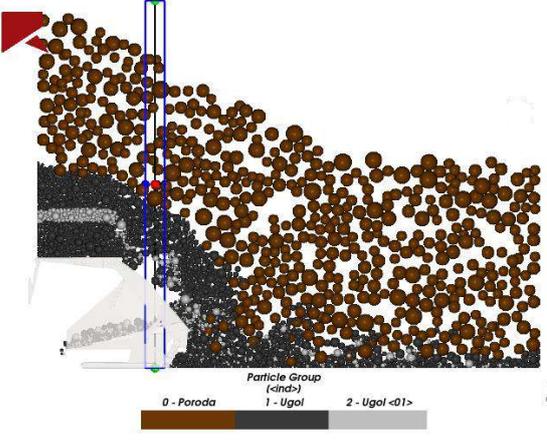
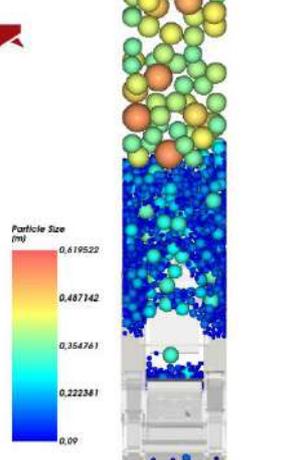
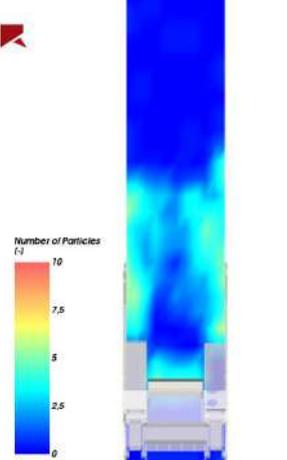
Рисунок 6.18 – Образование арки свободного падения: а – отображение арки через свойство абсолютной скорости перемещения; б – отображение арки через свойство частоты столкновения частиц

Также было замечено, что опоры свода, опирающиеся на перекладины выпускного окна, формируются из частиц угля мелкой фракции. Это хорошо видно при включенной статистике Эйлера, отображающей плотность расположения частиц (количество частиц) (таблица 6.3). При зависании видно, что большая концентрация частиц находится на перекладинах выпускного окна, т.е. в данной области находится большое количество малоразмерных частиц. Такое явление обусловлено тем, что в данной области находится застойная

зона. Попадая в эту зону, частицы уже не могут ее покинуть, т.к. на их пути встречается преграда в виде конструктивных элементов крепи.

Таблица 6.3 – Отображение опор сводов зависания

Вид зависания сбоку	Вид зависания со стороны выпускного окна	Вид зависания со стороны выпускного окна с помощью статистики Эйлера
С 38 сек		
		
С 280 сек		
		
С 377 сек		

<p>Вид зависания сбоку</p>	<p>Вид зависания со стороны выпускного окна</p>	<p>Вид зависания со стороны выпускного окна с помощью статистики Эйлера</p>
		
<p>С 431 сек</p>		
		
<p>С 535 сек</p>		
		

Установлена высокая степень сходимости полученных данных с результатами определения оптимального сочетания массы выпущенного угля, процента разубоживания и потерь за крепью (рисунок 6.19). Так для рассматриваемых входных данных «граничным» с точки зрения процента времени зависаний угля является интервал времени выпуска до 85 секунд, после которого наблюдается значительный рост времени зависания – с 20 до 60 % от общего времени выпуска.

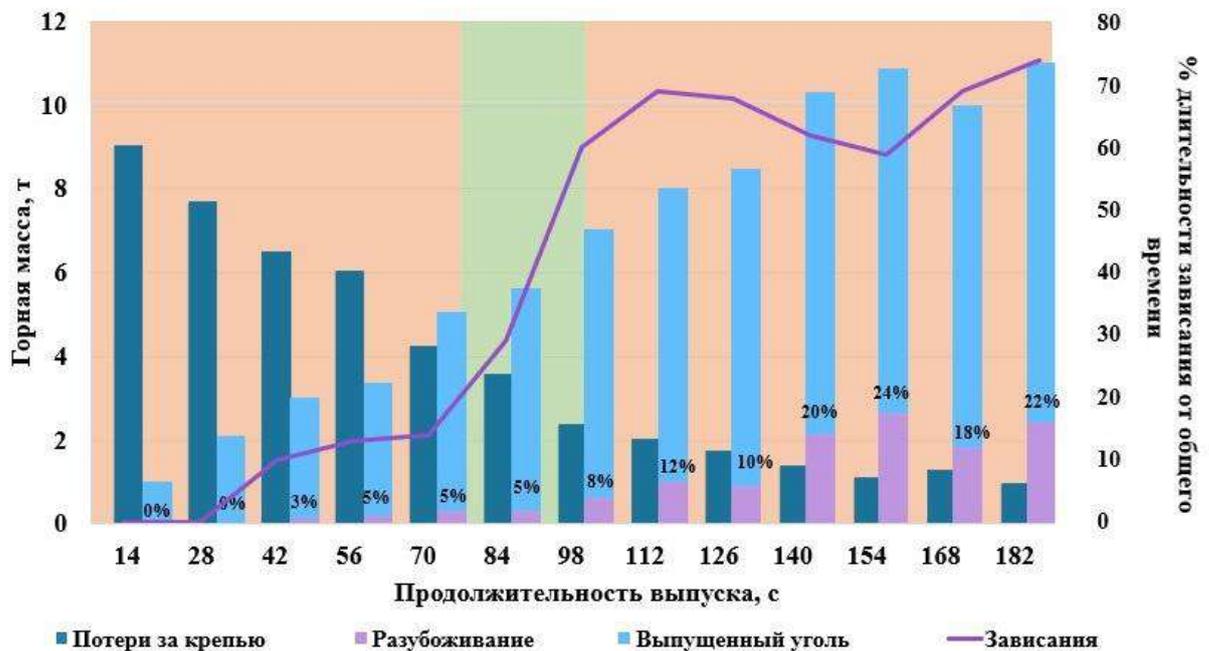


Рисунок 6.19 – Выделение интервала продолжительности единичного выпуска, обеспечивающего наилучшие показатели технологии

Исходя из проведенных исследований впервые установлен массив параметров управляемого выпуска угля, позволяющий обеспечить наиболее эффективные показатели технологии с точки зрения сочетания массы выпущенного угля, процента разубоживания, потерь угля за крепью и частоты образования зависаний. Так для рассматриваемых ГГУ и ГТУ на интервале времени единичного выпуска (75;95) секунд будет выпущено 6,5-7 тонн угля со средним значением выпущенной пустой породы 8% и потерями угля в завальном пространстве 2-2,3 тонны, что составляет 6,7% от общей массы пласта.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой разработаны и научно обоснованы технологические и технические решения, обеспечивающие эффективность и безопасность выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной толщи специальной механизированной крепью в составе специализированного очистного механизированного комплекса и имеющие важное хозяйственное значение для развития угольной отрасли и экономики страны, повышая полноту выемки и снижая потери и разубоживание полезного ископаемого. Основные теоретические и практические результаты диссертационной работы заключаются в следующем:

1. Разработана система компьютерных моделей, позволяющая оценить параметры технологии выемки мощных угольных пластов с выпуском угля подкровельной толщи специальной механизированной крепью, проводить предиктивный анализ технологий добычи полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях ведения работ, предсказать эффективность которых традиционными методами проектирования затруднительно ввиду наличия множества случайных факторов и отсутствия действующих прямых аналогов. В основе системы лежит последовательное использование метода дискретных элементов для первоначального единичного расчёта максимального значения массового расхода, дискретно-событийного моделирования для предварительного выбора режима технологии, метода дискретных элементов для моделирования процесса управляемого выпуска раздробленной горной массы и алгоритмов выбора рациональных вариантов сочетания параметров.

2. Численным моделированием установлено, что технология показывает высокую эффективность при выемке мощных угольных пластов, кроме наличия ложной или неустойчивой непосредственной кровли незначительной мощности (менее 3 т/м² при выпускаемой мощности угля более 2,5 м и в отношении по массе менее 1:1 при меньшей мощности) ввиду отсутствия

постоянного площадного подпора на угольный пласт сверху, в результате чего поток пустой породы вклинивается в угольный пласт в направлении выпускного окна, замещая собой угольный массив, выталкиваемый в завальную часть и неподлежащий дальнейшему выпуску. При этом высокая производительность и полнота выемки обеспечивается за счёт формирования разворота потока угля, образуемого рядом передвижек очистного механизированного комплекса на величину, близкую к удвоенному значению малой полуоси эллипсоида выпуска, аналогично традиционной технологии с последующей остановкой очистного комбайна и выпуском подкровельной пачки угля специальной механизированной крепью в определенных режимах.

3. Большие размеры выпускного окна секции специальной механизированной крепи позволяют получать высокие значения массового расхода во время выпуска, при этом выявлено, что при полном открытии заслона в системе «питатель-заслон» секции крепи возникает три зоны потока, движущиеся с разными линейными скоростями: зона ускоренного истечения в верхнем слое потока, поддерживаемая и ускоряемая возвратно-поступательным движением питателя; зона нижнего слоя, сдвигаемого ступенями питателя, и средний слой, движущийся медленнее, чем нижний и верхний слои в 1,3 и 2,8 раза соответственно. При этом установлено, что частицы горной массы большей крупности перемещаются преимущественно в верхнем слое, а концентрация мелких частиц по мере приближения к поверхности питателя возрастает, обуславливая его интенсивный износ. Вместе с тем выпуск горной массы через систему «питатель-заслон» является источником дополнительного пылеобразования, снизить которое возможно установкой на заслон секции крепи жесткого веерообразного распылителя высокого давления для орошения потока угля.

4. Установлено, что более стабильное, равномерное и полное заполнение конвейера при одновременном выпуске угля из нескольких секций специальной механизированной крепи по сравнению с другими режимами обеспечивает волновой режим выпуска угля. Разработана методика определения

для конкретных горно-геологических условий при использовании волнового режима выпуска количества, последовательности запуска и значений массового расхода на каждой управляемой секции крепи, позволяющие в динамике поддерживать заполнение конвейера на уровне, близком к максимальному, что достигается установкой по ниспадающей значений величин возвратно-поступательного движения питателя и угла наклона заслона и по достижении требуемого уровня породы в выпускаемой горной массе на первых секциях, прекращением выпуска на них и поэтапного запуска следующих секций. При реализации технологии в волновом режиме целесообразно использовать для средней секции управляемой группы медианные значения угла наклона заслона и частоты возвратно-поступательного движения питателя: 22 градуса и 0,5 Гц соответственно – что даст возможность поддержания «волны выпуска» в непрерывном режиме по длине очистного забоя.

5. Длительность единичного выпуска секцией специальной механизированной крепи определяет показатели эффективности технологии: с её увеличением объём выпущенной горной массы имеет вид кусочно-заданной функции – прямая пропорциональность с выходом на постоянную величину после определенного времени, зависящего от горно-геологических условий, при дальнейшем квадратичном росте процента разубоживания выпускаемого угля. При этом происходит снижение потерь угля, оставшегося в завальном пространстве, описываемое полиномиальной зависимостью второй степени, но наблюдается экспоненциальный рост вероятности статических сводообразований непосредственно над выпускным окном в результате случайной комбинации кусков, удерживаемых в равновесии за счёт сил трения, препятствующих выпуску горной массы с 5 % долей зависаний, устранившихся по причине самообрушения. При практически равномерном распределении числа зависаний по фракционному составу, большая концентрация мелких частиц (до 0,13 м – 85%) всегда находится на элементах поддерживающей части крепи вокруг выпускного окна. Выявлено, что в начальном положении куски угля, в последующем формирующие зависание, располагаются по линии, близкой к

перевернутой параболы; чем ближе куски движутся к выпускному окну, тем парабола становится более сжатой по вертикали.

6. На созданных компьютерных моделях обоснованы сочетания параметров технологии с выпуском угля подкровельной толщи, позволяющие обеспечить наибольшую эффективность выпуска с точки зрения интегрированного сочетания показателей: выпущенной горной массы, процента разубоживания, потерь угля за крепью и частоты образования завесаний.

7. По совокупности исследований созданы предпосылки решения сложившейся проблемы эффективного программируемого управления движением горной массы при выпуске угля на забойный конвейер специальной механизированной крепью в составе специализированного очистного механизированного комплекса разработки мощных угольных пластов для повышения полноты выемки, снижения разубоживания и потерь угля в недрах.

Ключевые положения диссертационного исследования отражены в следующих публикациях:

В изданиях, рекомендованных ВАК РФ:

1. Моделирование завесаний горной массы при выпуске угля из подкровельной толщи мощных пологих пластов / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2025. – № 1. – С. 109-119. – DOI 10.15372/FTPRPI20250110.

2. Исследование параметров выпуска угля из подкровельной толщи средствами имитационного моделирования / В. И. Клишин, А. Н. Стародубов, В. А. Крамаренко [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2023. – № 4. – С. 44-51. – DOI 10.15372/FTPRPI20230405

3. Стародубов, А. Н. Использование метода дискретных элементов для имитационного моделирования выемки угля очистным комбайном / А. Н. Стародубов, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Горная промышленность. – 2023. – № S2. – С. 150-154. – DOI 10.30686/1609-9192-2023-S2-150-154.

4. Исследование технологии добычи угля в сложных горно-геологических условиях с использованием математического моделирования / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Горная промышленность. – 2023. – № S5. – С. 47-52. – DOI 10.30686/1609-9192-2023-5S-47-52.
5. Стародубов, А. Н. Проблемы пылеобразования и мероприятия по обеспечению безопасности и экологичности разработки угольных месторождений / А. Н. Стародубов, В. П. Кравцов, В. В. Зиновьев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – № 4(128). – С. 99-105. – DOI 10.26730/1999-4125-2018-4-99-104.
6. Черкасов П.В., Стародубов А.Н. Подходы к оценке излишне выпущенной горной массы в технологии выпуска угля подкровельной толщи // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2025. № 3 (169). С. 139-147. DOI: 10.26730/1999-4125-2025-3-139-147, EDN: BRZYZD
7. Стародубов А.Н. Обоснование области применения технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля средствами компьютерного моделирования // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2025. № 6 (172). С. 171-181. DOI: 10.26730/1999-4125-2025-6-171-181, EDN: YAPFAM
8. Обоснование параметров технологии с выпуском угля подкровельной толщи, обеспечивающие наибольшую её эффективность / А. Н. Стародубов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2025. – № 1. – С. 122-130. – DOI 10.15372/FTPPI20250613. EDN: GTITRR.
9. Стародубов А.Н. Конструктивные параметры оборудования технологии выемки мощных пластов // Горное оборудование и электромеханика. 2025. № 5 (181). С. 88-96. DOI: 10.26730/1816-4528-2025-5-88-96
10. Черкасов П.В., Баловнев Е.А., Стародубов А.Н. Разработка алгоритма интеграции потоков данных цифровой модели и физического оборудования механизированного комплекса с управляемым выпуском // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2025. № 6 (172). С. 182-190. DOI: 10.26730/1999-4125-2025-6-182-190, EDN: ZVMTEV

Патент и свидетельства на программы для ЭВМ:

11. Патент на изобретение Способ разработки мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи № 2745908 С2 / А. Н. Стародубов, В. П. Кравцов, В. И. Клишин; рег. 02.04.2021.

12. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2024683561 Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи / А. Н. Стародубов, П. И. Николаев, В. В. Зиновьев [и др.]; рег. 14.10.2024.

13. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023661726 Специализированная компьютерная система оценки работы комплекса с управляемым выпуском угля подкровельной толщи / А. Н. Стародубов, В. В. Зиновьев, В. А. Крамаренко [и др.]; рег. 01.06.2023.

14. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2019663614 Имитационная модель технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи / В. И. Клишин, В. В. Зиновьев, А. Н. Стародубов [и др.]; рег. 10.2019.

15. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2025690382 Программа контроля, управления и корректировки режимов выпуска угля подкровельной толщи / П. В. Черкасов, Е. А. Баловнев, А. Н. Стародубов; рег. 06.11.2025 г.

В изданиях, индексируемых в базах данных Web of Science / Scopus

16. Стародубов А.Н. Связь параметров фигуры выпуска с показателями эффективности технологии отработки мощных угольных пластов // Уголь. 2025;(12):77-82. DOI: 10.18796/0041-5790-2025-12-77-82. (Scopus)

17. Стародубов А.Н., Зиновьев В.В. Методика повышения скорости и достоверности принятия решения при проектировании очистных работ в сложных горно-геологических условиях // Уголь. 2025;(10):99-106. DOI: 10.18796/0041-5790-2025-10-99-106. (Scopus)

18. Исследование потока горной массы на питателе секции крепи при выпуске угля из подкровельной толщи мощных пологих пластов средствами имитационного моделирования / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадо-чигова, А. В. Каплун // Уголь. – 2024. – № 9(1184). – С. 53-60. – DOI 10.18796/0041-5790-2024-9-53-60. – EDN EESHLA. (**Scopus**)

19. Starodubov A. et al. Review of mining equipment with controlled robotized subvel caving with specialized software //E3S Web of Conferences. – EDP Sciences, 2020. – Т. 174. – С. 03012. 10.1051/e3sconf/202017403012 (**Web of Science**)

20. Starodubov A. N., Sinoviev V. V., Klishin V. I. Research of draw mining method modes using simulation model //IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2019. – Т. 377. – №. 1. – P. 012032. – DOI 10.1088/1755-1315/377/1/012032. (**Web of Science**)

Starodubov, A. N. The development of simulating system of robotized technologies for thick and acute coal seams / A. N. Starodubov, V. V. Zinoviev, V. I. Klishin // Journal of Physics: Conference Series : The IX INTERNATIONAL RUSSIAN-KAZAKHSTAN SYMPOSIUM "COAL CHEMISTRY AND ECOLOGY OF KUZBASS" dedicated to the thirtieth anniversary Kemerovo Scientific Center SB RAS (IX-IRKSCCEK 2020), Kemerovo, 11–15 октября 2020 года. Vol. 1749. – Kemerovo: IOP Publishing, 2021. – P. 012040. – DOI 10.1088/1742-6596/1749/1/012040 (**Scopus**)

Публикации в иных научных сборниках и журналах

16. Черкасов П. В., Стародубов А. Н. Оптимизация управления выпуском горной массы на основе цифровой модели механизированного комплекса // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2025. Т. 12. № 3. С. 65–72. <http://dx.doi.org/10.15372/FPVGN2025120308>

17. Технология разработки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной толщи / В. И. Клишин, С. В. Клишин, А. Н. Стародубов [и др.] // Развитие производительных сил Кузбасса: история, современный опыт, стратегия будущего : международная научно-практическая

конференция : в 4 т., Москва, 17–23 ноября 2023 года. – Москва: Российская академия наук, 2024. – С. 142-160.

18. Черкасов, П. В. Перспективы применения имитационного подхода в исследовании автоматизированной добычи угля механизированным комплексом с управляемым выпуском / П. В. Черкасов, А. Н. Стародубов, А. Е. Майоров // Системы автоматизации (в образовании, науке и производстве) AS'2024 : Труды Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием), Новокузнецк, 10–12 декабря 2024 года. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2024. – С. 204-209.

19. Стародубов, А. Н. Система имитационного моделирования добычи угля из мощных пологих угольных пластов / А. Н. Стародубов, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Развитие производительных сил Кузбасса: история, современный опыт, стратегия будущего : Материалы Международной научно-практической конференции. В 4-х томах, Москва, 17–23 ноября 2023 года. – Москва: Российская академия наук, 2024. – С. 550-555.

20. Кадочигова, А. Н. К вопросу имитационного моделирования процесса выпуска угля подкровельной толщи / А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун, А. Н. Стародубов // Россия молодая : Сборник материалов XV Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, Кемерово, 18–21 апреля 2023 года. – Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 2023. – С. 10402.1-10402.6.

21. Клишин, В. И. Исследование технологии добычи угля в сложных горно-геологических условиях с использованием математического моделирования / В. И. Клишин, А. Н. Стародубов // Цифровые технологии в горном деле : Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции, Апатиты, 13–16 июня 2023 года. – Апатиты: Кольский научный центр Российской академии наук, 2023. – С. 21-23.

22. Кадочигова, А. Н. О подходе к моделированию выемки угля очистным комплексом с использованием DEM метода / А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун, А. Н. Стародубов // Россия молодая : Сборник материалов XV

Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, Кемерово, 18–21 апреля 2023 года. – Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 2023. – С. 31609.1.

23. Разработка имитационной модели выемки угля очистным комбайном / В. И. Клишин, А. Н. Стародубов, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов. – 2023. – № 9. – С. 18-24.

24. Крамаренко, В. А. Применение цифровой модели роботизированного очистного комплекса для исследования режимов управляемого выпуска угля подкровельной толщи / В. А. Крамаренко, А. Н. Стародубов, В. В. Зиновьев // Кузбасс: образование, наука, инновации. Молодежный вклад в развитие научно-образовательного центра "Кузбасс" : Материалы X Инновационного конвента, Кемерово, 30 января 2022 года. – Кемерово: Кемеровский государственный университет, 2022. – С. 26-31.

25. Тоцкий, А. А. Разработка программного обеспечения для моделирования технологии добычи угля с выпуском / А. А. Тоцкий, А. Н. Стародубов // Инновационный конвент «Образование, наука, инновации. Молодежный вклад в развитие научно-образовательного центра «Кузбасс»» : Материалы Инновационного конвента, Кемерово, 13 декабря 2019 года. – Кемерово: Кемеровский государственный университет, 2019. – С. 53-55.

26. Применение имитационного моделирования для исследования режимов выпуска угля подкровельной толщи / А. Н. Стародубов, В. В. Зиновьев, В. И. Клишин, В. А. Крамаренко // Девятая всероссийская научно-практическая конференция по имитационному моделированию и его применению в науке и промышленности : Труды конференции, Екатеринбург, 16–18 октября 2019 года. – Екатеринбург: Издательство Уральского государственного педагогического университета, 2019. – С. 540-547.

27. Тоцкий, А. А. Разработка системы моделирования технологий отработки мощных угольных пластов / А. А. Тоцкий, А. Н. Стародубов // Инновации в информационных технологиях, машиностроении и автотранспорте :

Сборник материалов III Международной научно-практической конференции, Кемерово, 14–17 октября 2019 года / Редколлегия: Д.М. Дубинкин [и др.]. – Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 2019. – С. 86-88

28. Стародубов, А. Н. Исследование режимов выпуска угля подкровельной толщи на имитационной модели / А. Н. Стародубов, В. В. Зиновьев, В. И. Клишин // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 253-257.

Список литературы

1. Мельник В. В., Суцев Р. А. Технология отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи // ГИАБ. 2009. №5. С 198-210.
2. Шаклеин, С.В. Нетрадиционные технологии добычи угля – основа интенсивного освоения минерально-сырьевой базы Кузбасса / С.В. Шаклеин, М.В. Писаренко // Горная промышленность. – 2010. – № 4. – С. 22-25.
3. Юзвицкий А.З., Станкус В.М., Шаклеин С.В. и др. Угольные ресурсы Сибири и их рациональное использование // Минеральные ресурсы России: экономика и управление. – 1999. – № 3.– С. 11–20.
4. Геолого-промышленная карта Кузнецкого бассейна. М.: 1:100000: Объяснительная записка / Под ред. А.З. Юзвицкого. – Новосибирск: СНИИГ-ГиМС, 2000. – 128 с.
5. Le T. D. et al. A review of cavability evaluation in longwall top coal caving //International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. – Т. 27. – №. 6. – С. 907-915.
6. Hebblewhite B., Cai Y., Simonis A. Technology and feasibility of potential underground thick seam mining methods. – 2002.
7. Hebblewhite B. K. International practice in high performance underground thick coal seam extraction and related ground control challenges //32nd Int. Conf. on Ground Control in Mining. USA. – 2013.
8. Сагинов А.С., Жетесов С.С. Совершенствование технологии выемки мощных пологих угольных пластов. - Алма-Ата; Казакстан, 1981. -23 с.
9. Саламатин А.Г. Подземная разработка мощных пологих угольных пластов. - М. : Недра, 1997. - 407 с.
10. J. Tien Longwall caving in thick seams Coal Age, 103 (4) (1998), pp. 52-54.

11. Xu B. Application of the longwall top coal caving system in Australian thick seam coal mines : дис. – UNSW Sydney, 2004.
12. Yasitli N. E., Unver B. 3D numerical modeling of longwall mining with top-coal caving //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2005. – Т. 42. – №. 2. – С. 219-235.
13. Schneiderman S. J. 'Soutirage' mining in France //World Coal;(United States). – 1980. – Т. 6. – №. 9.
14. Jin ZM (2001) Theory and technology of top coal caving mining. Coal Industry Press, Beijing.
15. Dao H. Q. The effect of seam dip on the application of the longwall top coal caving method for inclined thick seams : дис. – UNSW Sydney, 2010.
16. Khanal M., Adhikary D., Balusu R. Prefeasibility study—Geotechnical studies for introducing longwall top coal caving in Indian mines //Journal of Mining Science. – 2014. – Т. 50. – №. 4. – С. 719-732.
17. Xie Y. S., Zhao Y. S. Numerical simulation of the top coal caving process using the discrete element method //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2009. – Т. 46. – №. 6. – С. 983-991.
18. Xie H., Chen Z., Wang J. Three-dimensional numerical analysis of deformation and failure during top coal caving //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 1999. – Т. 36. – №. 5. – С. 651-658.
19. Xie G. X., Chang J. C., Yang K. Investigations into stress shell characteristics of surrounding rock in fully mechanized top-coal caving face //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2009. – Т. 46. – №. 1. – С. 172-181.
20. Vakili A., Hebblewhite B. K. A new cavability assessment criterion for longwall top coal caving //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2010. – Т. 47. – №. 8. – С. 1317-1329.
21. Wang J. et al. Caving mechanisms of loose top-coal in longwall top-coal caving mining method //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2014. – Т. 71. – С. 160-170.

22. Xin Y., Gou P., Ge F. Analysis of stability of support and surrounding rock in mining top coal of inclined coal seam //International Journal of Mining Science and Technology. – 2014. – T. 24. – №. 1. – C. 63-68.
23. Zhou Y. et al. Simulated materials modeling and analysis of the overburden strata movement in top coal caving mining //Proceedings of the 20th international conference on ground control in mining. – 2001.
24. Zhang N., Liu C. Arch structure effect of the coal gangue flow of the fully mechanized caving in special thick coal seam and its impact on the loss of top coal //International Journal of Mining Science and Technology. – 2016. – T. 26. – №. 4. – C. 593-599.
25. Alehossein H., Poulsen B. A. Stress analysis of longwall top coal caving //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2010. – T. 47. – №. 1. – C. 30-41.
26. Bai Q. et al. Theoretical analysis on the deformation characteristics of coal wall in a longwall top coal caving face //International Journal of Mining Science and Technology. – 2015. – T. 25. – №. 2. – C. 199-204.
27. Wang J., Yang S., Kong D. Failure mechanism and control technology of longwall coalface in large-cutting-height mining method //International Journal of Mining Science and Technology. – 2016. – T. 26. – №. 1. – C. 111-118.
28. Humphries P., Poulsen B., Ren T. Longwall top coal caving application assessment in Australia //Brisbane: Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation. – 2006.
29. Cai Y. et al. Application of longwall top coal caving to Australian operations. – 2004.
30. Hebblewhite B. K. Risk assessment of geotechnical factors associated with underground thick seam mining methods //Proceedings of the 20th international conference on ground control in mining. Morgantown (WV): West Virginia University. – 2001. – C. 26-33.
31. Wu J (1998) Review of fully mechanized caving mining technology for 15 years. China Coal, pp 1–9.

32. Ren BG (2002) Comprehensive mechanized top coal caving mining in China. Coal Industry Press, Beijing.
33. Wang JC (2018) Engineering practice and theoretical progress of top-coal caving mining technology in China. J China Coal Soc 43(1):43–51.
34. Wang J. et al. Caving mechanisms of loose top-coal in longwall top-coal caving mining method //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2014. – Т. 71. – С. 160-170.
35. Григорьев, Г.Ф. Современный опыт разработки мощных угольных пластов за рубежом / Г.Ф. Григорьев, Л.Н. Гапанович. – М.: Недра, 1969. – 123 с.
36. Шундулиди, И.А. Выбор параметров технологии отработки мощных пологих пластов с выпуском межслоевых и подкровельных пачек угля / И.А. Шундулиди, А.С. Марков, С.И. Калинин, П.В. Егоров. – Кемерово: Кемер. отд-ние Акад. горн. Наук, 1999. – 258 с.
37. Калинин, С.И. Отработка мощного угольного пласта механизированным комплексом с выпуском подкровельной пачки / С.И. Калинин [и др.]. – Кемерово: ВПО КузГТУ, 2011. – 224 с.
38. Клишин, В.И. Технология управляемого выпуска межслоевой толщи угля и механизированная крепь для ее осуществления / В.И. Клишин, Ю.С. Фокин, Д.И. Кокоулин, Кубанычбек уулу Б. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – С.11-22.
39. Клишин, В.И. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля / В.И. Клишин, И.А. Шундулиди, А.Ю. Ермаков, А.С. Соловьев. – Новосибирск: Наука, 2013. – 248 с.
40. Рекомендации по выбору параметров управления кровлей, крепей и конструктивных элементов основных систем разработки для мощных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1976. – 45 с.
41. Громов, Ю.В. Управление горным давлением при разработке мощных пологих пластов угля / Ю.В. Громов, Ю.Н. Бычков, В.И. Кругликов. – М.: Недра, 1985. – 239 с.

42. Григорьев, Г.Ф. Современный опыт разработки мощных угольных пластов за рубежом / Г.Ф. Григорьев, Л.Н. Гапанович. – М.: Недра, 1969. – 123 с.
43. Арсенов, Н.С. Технологические схемы разработки пологих и наклонных пластов Кузнецкого бассейна / Н.С Арсенов [и др.]. – Прокопьевск: КузНИУИ, 1988. – 41 с.
44. Громов, Ю.В. Разработка мощных пологих пластов без оставления целиков угля / Ю.В. Громов, Н.Ф. Самойлов // Уголь. – 1978. – № 8. – С. 30-34.
45. Кораблин, Н.П. Обобщение опыта работы и определение параметров и области применения крепи КТУ-2 на шахтах Кузбасса / Н.П. Кораблин [и др.] // Исследования по вопросам горного дела: Сб. трудов КузНИУИ. – М.: Недра, 1966. – С. 88-94.
46. Клишин, В.И. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля / В.И. Клишин [и др.]. – Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.
47. Клишин, В.И. Состояние и направление развития технологии разработки мощных угольных пластов механизированными крепями с выпуском / В.И. Клишин, С.В. Клишин // Известия Тульского государственного университета. – 2019. – С. 162-174.
48. Клишин, С.В. Моделирование процесса гравитационного движения предварительно разупрочненной горной массы при добыче полезных ископаемых в технологии с выпуском / С.В. Клишин, В.И. Клишин. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2019619590 от 19.07.2019. Правообладатель ФИЦ УУХ СО РАН.
49. Худынцев, Е. А. Разработка конструкции станда питателя для управляемого выпуска угля из подкровельной толщи на забойный конвейер // Развитие–2019. – 2019. – С. 63-69.
50. Постановление президиума РАН «Горные науки в развитии минерально-сырьевой базы Российской Федерации» № 64 от 22 апреля 2025 г.

51. Janssen H. A. Versuch über Getreidedruck in Silozellen, Zeitschrift des vereins Deutscher Ingenieure, 1895, Vol. 39, No. 35.
52. Sperl M. Experiments on corn pressure in silo cells—translation and comment of Janssen’s paper from 1895 //Granular Matter. – 2006. – Т. 8. – №. 2. – С. 59-65.
53. Klishin S., Revuzhenko A. Исследование задачи Янсена методом дискретных элементов в трехмерной постановке // Физико-Технические Проблемы Разработки Полезных Ископаемых. 2014. Т. 3. С. 10–16.
54. Клейн К.Г. Строительная механика сыпучих тел. – М.: Госгортехиздат, 1956.
55. Prante M. Messungen des Gertetdedruckes gegen Silowandugen .- Z. Ver. Deutscher Ing., 1896, B. 40, 39. S. 1122-1125.
56. Бернштейн М.С. Форма истечения и давления дерна в силосах. – М.: Строит. пром-сть, 1945. - № 10-11.
57. Галаев Н.З., Шиман М.И. О влиянии степени разрыхления на выпуск руды под обрушенными породами // Записки Ленинградского Горного института им. Г.В.Плеханова. – 1964. – Т.ХІХ, вып. 1. – С. 21–27.
58. Шкарпетин В.В. Влияние коэффициента разрыхления руды на показатели извлечения ее при выпуске из блоков // Тр. института ВНИИцветмет. – 1977. – Вып. 28. – С. 62–73.
59. Яковлев О.А. Влияние коэффициента разрыхления сыпучего материала на его механические свойства и закономерности выпуска // Изв. вузов. Горный журнал. – 1964. – № 10. – С. 310.
60. Крамаджян А.А. Моделирование выпуска сыпучих материалов из емкостей/ А.А. Крамаджян, С. Б. Стажевский, Г. Н. Хан// ФТПРПИ.–1999.– №4.– С.66-74.
61. Дженике Э.В. Складирование и выпуск сыпучих материалов. – М: Мир, 1968. – 164 с.
62. Малахов Г.М. Выпуск руды из обрушенных блоков. – М.: Металлургиздат, 1952. – 286 с.

63. Иофин С.Л. Поточная технология подземной добычи крепких руд/ С.Л.Иофин, В.В.Шкарпетин, В.Е.Сергеев. – М.: Недра, 1979. – 279 с.
64. Чернокур В.Р. Добыча руд с подэтажным обрушением/ В.Р.Чернокур., Г.С.Шкробко., В.И. Шелегеда. – М.: Недра, 1992. – 271 с.
65. Дубынин Н.Г. Технология подземной разработки руд./ Н.Г. Дубынин, В.А.Коваленко, А.Е. Умнов, В.Н.Власов – М.: Недра, 1983. – 128 с.
66. Корж В.А. Рациональный режим выпуска руды в условиях высокого горного давления / В.А.Корж, Р.В.Безух, А.В.Говоров // Разработка рудных месторождений: Респ. межвед. науч. - техн. сб. – Киев: Техника. – 1981. – Вып. 32. – С. 56–59.
67. Малахов Г.М. Теория и практика выпуска руды / Г.М.Малахов, В.Р.Безух., П.Д. Петренко – М.: Недра, 1968. – 312 с.
68. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.
69. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска обрушенной руды, 2 изд., М., 1968.
70. Кунин И.К. Выпуск и доставка руды при подземной добыче. - М.: Недра, 1964.
71. Дубынин Н.Г. Выпуск руды при подземной разработке. - М.: Недра, 1965.
72. Еременко, А. А. Особенности отработки слепых рудных тел при геодинамической активности массива налегающих и вмещающих горных пород в окрестности выработанных пространств / А. А. Еременко // Горный журнал. – 2025. – № 1. – С. 94-99.
73. Еременко А. А., Еременко В. А., Петин В. В., Шипеев О. В. Выпуск руды и динамические явления // ГИАБ. 2002. №1.
74. Еременко В. А., Еременко А. А., Гайдин А. П., Матвеев И. Ф., Коняхин В. И., Принев А. Н., Гаврилов А. Г. Разработка технологических схем выемки рудных запасов охранного целика под рекой на Таштагольском месторождении // ГИАБ. 2009. №6.

75. Еременко Виталий Андреевич, Еременко Андрей Андреевич, Котляров Алексей Анатольевич, Лобанов Евгений Александрович Обоснование параметров одностадийной системы разработки с отбойкой руды на зажатую среду скважинами диаметром 250 мм // ГИАБ. 2012. №5.

76. Лукичев С.В., Лаптев В.В. Изучение механизма истечения руды при торцевом вы пуске на основе численного моделирования поведения горной массы с неоднородным гра нулометрическим составом // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – No 11 (специальный выпуск 37). – С. 214–223. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-37-214 223.

77. Лаптев В.В., Лукичѐв С.В. Использование метода дискретных элементов для ис следования механизма формирования потерь руды применительно к условиям торцевого выпуска // Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископае мых. – 2023. No 4. С. 52-29.

78. Научные и практические аспекты применения цифровых технологий в горной промышленности: монография / коллектив авторов; под науч. ред. С.В. Лукичѐва. – Апа титы: Издательство ФИЦ КНЦ РАН, 2019. – 192 с.: ил.

79. Лаптев В.В. Численное моделирование потока раздробленной горной массы в процессе выпуска руды с использованием программы ROCKY DEM // Вестник МГТУ. - 2019. - Т. 22, - № 1. - С. 149–157.

80. Графоаналитический метод определения показателей извлечения При варианте подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды / С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. М. Никольский [и др.] // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2020. – Т. 7, № 2. – С. 25-30.

81. Фрейдин, А. М. Моделирование площадно-торцевой технологии выпуска руды под обрушенными породами / А. М. Фрейдин, С. А. Неверов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2005. – № 5. – С. 50-61.

82. Ермакова, И. А. Установление параметров потока при выпуске руды в системах разработки с обрушением / И. А. Ермакова // Техника и технология горного дела. – 2018. – № 1(1). – С. 4-11.

83. Ермакова, И. А. Управление формированием потоков при выпуске руды из блоков в системах разработки с обрушением : специальность 25.00.20 «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика» : автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук / Ермакова Инна Алексеевна. – Кемерово, 2007. – 34 с.

84. Брагин, Виктор Евгеньевич. Повышение эффективности комплексно-механизированной разработки пологих и наклонных угольных пластов Кузбасса : автореферат дис. ... доктора технических наук : 05.15.02 / «Кузбассуглетехнология».- Кемерово, 1996.- 38 с.: ил. РГБ ОД, 9 97-3/3792-0.

85. Грицко Г. И., Цыцаркин В. Н. Горное давление в подготовительных выработках мощных крутых пластов. – Наука. Сиб. отд-ние, 1982.

86. Gritsko, G.I., Akimov, V.S. Experimental determination of the state of stress of the solid rocks around development workings in thick seams. *Soviet Mining Science* 6, 132–135 (1970). <https://doi.org/10.1007/BF02502147>.

87. Gritsko, G.I., Shalaurov, V.A. & Kulakov, V.N. Model-assisted investigation of abutment pressure in the working of thick steep seams. *Soviet Mining Science* 1, 556–558 (1965). <https://doi.org/10.1007/BF02501743>.

88. Разработка мощных пологих пластов угля, склонного к самовозгоранию / Л. Н. Гапанович, Р. Г. Левинтант, Л. Я. Лаврухина; Центр. правл. Всесоюз. науч.-техн. горн. о-ва, Секция «Разраб. угольных месторождений подзем. способом». — Москва : Б. и., 1988. — 54 с. : ил. : 20 см.

89. Гапанович, Л. Н. Обобщение отечественного и иностранного опыта разработки мощных пологих и наклонных пластов / Л. Н. Гапанович, В. Ф. Парусимов, А. П. Судоплатов Москва : Углетехиздат, 1959 406 с. Библиогр.: с. 401-405 1.32.

90. Гринько Н.К. Повышение технического уровня угольной промышленности. М., 1991.
91. Громов, Юрий Викторович. Управление горным давлением при разработке мощных пологих пластов угля / Ю. В. Громов, Ю. Н. Бычков, В. П. Кругликов. Москва : Недра, 1985. 239 с. : 2.80.
92. Громов, Юрий Викторович. Совершенствование управления горным давлением при разработке мощных пологих пластов угля : диссертация на соискание учен. степени д-ра техн. наук в виде научного доклада: 05.15.02; 05.15.11 / Громов Юрий Викторович ; Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горн. геомеханики и маркшейдер. дела. Санкт-Петербург, 1993. 49 с.
93. Дегтярев, Д. Н. Технологические схемы отработки мощных пологих пластов камерно-столбовой системой на полную мощность. Область применения / Д. Н. Дегтярев, С. И. Калинин, К. А. Филимонов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2012. – № 3(91). – С. 68-73.
94. Особенности расчета параметров проветривания горных работ при отработке мощного пологого пласта 21 на шахте «Ольжерасская-Новая» / А. Ю. Ермаков, С. А. Новосельцев, А. М. Тимошенко, С. И. Калинин // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 10. – С. 73-77.
95. Ермаков Анатолий Юрьевич, Новосельцев Сергей Александрович, Биктимиров Ильдус Суфиарович, Калинин Степан Илларионович Схемы взаимодействия подкровельной пачки угля с породами активной кровли и с секциями механизированной крепи // Вестник Научного центра. 2009. №1.
96. Федорин Валерий Александрович, Шахматов Вячеслав Яковлевич, Анферов Борис Алексеевич Технологические аспекты разработки мощных пологих угольных пластов в сложных горно-геологических условиях Кузбасса // ГИАБ. 2013. №11.
97. Моделирование зависаний горной массы при выпуске угля из подкровельной толщи мощных пологих пластов / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Физико-технические проблемы разработки

полезных ископаемых. – 2025. – № 1. – С. 109-119. – DOI 10.15372/FTPRPI20250110. – EDN WIWUJY.

98. Технология разработки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля подкровельной толщи / В. И. Клишин, С. В. Клишин, А. Н. Стародубов [и др.] // Развитие производительных сил Кузбасса: история, современный опыт, стратегия будущего : международная научно-практическая конференция : в 4 т., Москва, 17–23 ноября 2023 года. – Москва: Российская академия наук, 2024. – С. 142-160. – EDN FNRHXO.

99. Исследование потока горной массы на питателе секции крепи при выпуске угля из подкровельной толщи мощных пологих пластов средствами имитационного моделирования / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадочгова, А. В. Каплун // Уголь. – 2024. – № 9(1184). – С. 53-60. – DOI 10.18796/0041-5790-2024-9-53-60. – EDN EESH LA.

100. Патент № 2800180 С1 Российская Федерация, МПК E21C 41/18, B65G 19/00. Способ разработки мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи и рештачный став скребкового конвейера для его осуществления : № 2023102169 : заявл. 01.02.2023 : опубл. 19.07.2023 / В. И. Клишин, Б. А. Анферов, Л. В. Кузнецова, С. М. Никитенко ; заявитель Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук». – EDN OQOQPE.

101. Клишин, В. И. Исследование технологии добычи угля в сложных горно-геологических условиях с использованием математического моделирования / В. И. Клишин, А. Н. Стародубов // Цифровые технологии в горном деле : Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции, Апатиты, 13–16 июня 2023 года. – Апатиты: Кольский научный центр Российской академии наук, 2023. – С. 21-23. – EDN QQKETY.

102. Analysis of Coal Outlet Parameters by Simulation Modeling of Longwall Top Coal Caving / V. I. Klishin, A. N. Starodubov, V. A. Kramarenko [et

al.] // Journal of Mining Science. – 2023. – Vol. 59, No. 4. – P. 565-571. – DOI 10.1134/s1062739123040051. – EDN BDUBIH.

103. Исследование параметров выпуска угля из подкровельной толщи средствами имитационного моделирования / В. И. Клишин, А. Н. Стародубов, В. А. Крамаренко [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2023. – № 4. – С. 44-51. – DOI 10.15372/FTPRPI20230405. – EDN BIWSNV.

104. Исследование технологии добычи угля в сложных горно-геологических условиях с использованием математического моделирования / А. Н. Стародубов, В. И. Клишин, А. Н. Кадочигова, А. В. Каплун // Горная промышленность. – 2023. – № S5. – С. 47-52. – DOI 10.30686/1609-9192-2023-5S-47-52. – EDN UTDRGS.

105. Патент на полезную модель № 210254 U1 Российская Федерация, МПК E21D 23/04. Секция механизированной крепи очистного забоя с устройством регулируемого выпуска угля : № 2021131401 : заявл. 26.10.2021 : опубл. 04.04.2022 / В. И. Клишин, Б. А. Анферов, Л. В. Кузнецова [и др.] ; заявитель Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук». – EDN TYZBEO.

106. Клишин, В. И. Разработка механизированной крепи с управляемым выпуском межслоевой толщи угля / В. И. Клишин // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (ТЭК-2022) : сборник трудов III Международной научно-практической конференции, Кемерово, 19–21 апреля 2022 года. – Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 2022. – С. 20-27. – EDN YVVCGQ.

107. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021662532 Российская Федерация. Моделирование всестороннего и одометрического сжатий образца сыпучей среды методом дискретных элементов и расчет эффективных упругих модулей : № 2021661583 : заявл. 21.07.2021 : опубл. 30.07.2021 / С. В. Клишин, А. Ю. Кузнецова ; заявитель

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА ИМ. Н.А.ЧИНАКАЛА СИБИРСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК. – EDN QOCZLT.

108. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021665249 Российская Федерация. Определение параметров состояния, дилатансии и анализ упаковок образцов сыпучих материалов при простом сдвиге в рамках метода дискретных элементов: № 2021664516: заявл. 16.09.2021 : опубл. 22.09.2021 / С. В. Лавриков, Д. С. Журкина, С. В. Клишин ; заявитель ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. Н.А. Чинакала СИБИРСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК. – EDN NVDSTD.

109. Клишин, С. В. Определение прочностных свойств сыпучего материала при МДЭ-моделировании трехосного сжатия / С. В. Клишин // Актуальные проблемы прикладной математики, информатики и механики : Сборник трудов Международной научной конференции, Воронеж, 13–15 декабря 2021 года. – Воронеж: Общество с ограниченной ответственностью «Вэлборн», 2022. – С. 1234-1241. – EDN QHNTXQ.

110. Худынцев, Е. А. Исследование питателя механизированной крепи для выемки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля / Е. А. Худынцев, С. В. Клишин, В. И. Клишин // Горное оборудование и электромеханика. – 2022. – № 2(160). – С. 31-38. – DOI 10.26730/1816-4528-2022-2-31-38. – EDN HTJFGE.

111. Виткалов В. Г., Фам Чунг Нгуен, Нгуен Ань Туан Обоснование проектных решений по подготовки и отработки наклонных мощных угольных пластов Куангниньского бассейна // ГИАБ. 2011. №9.

112. Виткалов В. Г., Фам Чунг Нгуен, Нгуен Ань Туан Аналитические исследования по расчету параметров предохранительной пачки при слоевой отработки мощных угольных пластов // ГИАБ. 2012. №6.

113. Торро Виктор Оскарович, Супруненко Александр Николаевич, Ремезов Анатолий Владимирович, Кузнецов Евгений Владимирович

Определение тенденций развития технологий отработки мощных пологих пластов угля подземным способом // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2019. №2.

114. Торро В. О., Сердобинцев Н. Г., Ремезов А. В. Исследование проявлений горного давления при отработке мощного пологого пласта камерной системой слоями в нисходящем порядке // Вестник КузГТУ. 2012. №3(91).

115. Торро Виктор Оскарович, Ремезов Анатолий Владимирович, Тащиенко Виктор Прокопьевич, Кузнецов Евгений Владимирович Использование моделирования на эквивалентных материалах для определения технологических параметров при отработке мощных пологих пластов слоями по их почве // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2020. №2.

116. Торро Виктор Оскарович, Ремезов Анатолий Владимирович, Роут Геннадий Николаевич Аэродинамика выемочных полей на мощных пологих пластах // Вестник КузГТУ. 2016. №3 (115).

117. Торро Виктор Оскарович, Калинин Степан Илларионович, Сердобинцев Николай Григорьевич Определение мощности подсечного слоя и подкровельной угольной пачки для проектирования очистных работ при отработке пл. XXI в условиях шахты «Ольжерасская-Новая» // Вестник КузГТУ. 2008. №4.

118. Мельник В. В., Сущев Р. А. Технология отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи // ГИАБ. 2009. №5.

119. Мельник В. В., Кайдо И. И., Кириченко И. С. Дезинтеграция угольного массива подкровельного слоя при отработке мощных пологих угольных пластов // ГИАБ. 2010. №5.

120. Мельник Владимир Васильевич, Абрамкин Николай Иванович, Фомичев Сергей Георгиевич, Сергеев Сергей Васильевич Разработка вариантов гидромеханизированной технологии отработки запасов мощных крутых угольных пластов // ГИАБ. 2013. №3 (1).

121. Малышев Ю. Н. Разработка интенсивных технологий и процессов добычи угля на шахтах с пологими средней мощности и мощными пластами : Дис. ... д-ра техн. наук в форме науч. докл. — М.: Б. и., 1987. — 35 с.

122. Способ подготовки выемочных столбов мощных угольных пластов. А.с. 1270333 (СССР) // Б.И. 1986. № 42. Аладышев В. П., Горбачев Д. Т. и др.

123. Способ выемки мощных пластов. А.с. 1498921 (СССР) // Б.И. 1989. № 29. Куракин А.М., Потапенко В. А. и др.

124. Механизированная крепь для слоевой выемки мощных пластов. А.с. 1460310 (СССР) // Б.И. 1989. № 7. Аладышев В. П., Баринов В. И., Голубкин М. В., Найдов М. И., Пензин В. И., Плотников А.М.

125. Авторское свидетельство № 1640419 А1 СССР, МПК E21C 41/18, E21D 9/00. Способ проведения подготовительных слоевых выработок в мощных пластах месторождений полезных ископаемых: № 4671585: заявл. 03.04.1989: опубл. 07.04.1991 / В. П. Аладышев, Ю. Н. Малышев, А. А. Загородный; заявитель ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА ИМ.А.А.СКОЧИНСКОГО. – EDN FURKWB.

126. Мохначук, И. И. О послойной выемке пологих мощных пластов / И. И. Мохначук, Б. К. Мышляев, С. В. Титов // Уголь. – 2013. – № 12(1053). – С. 9-13.

127. Анализ особенностей устройства механизированных крепей для мощных пластов/ Саламатин А.Г., Мышляев Б.К.// Уголь. - 1997. - № 3. С. 9.

128. Обоснование активных способов предразрушения подкровельной толщи при отработке мощных пологих пластов с выпуском угля / В. И. Клишин, Г. Ю. Опрук, Л. Д. Павлова, В. Н. Фрянов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. – № 3. – С. 75-84.

129. Сагинов, А. С. Двухзабойная выемка угля на мощных пологих пластах / А. С. Сагинов, С. С. Жетесов. - Алма-Ата: Наука, 1982. - 224 с.

130. Бублик, Ф. П. Исследование устойчивости угольной потолочины и со вершенствование способа ее погашения при системе разработки с комплексом КТУ / Ф. П. Бублик [и др.] // Труды ВНИМИ. – Л.: ВНИМИ, 1973. – №88. – С. 8-13.

131. Wu J (1991) Theory and practice of sub-level caving method in China. *J China Coal Soc* 16(3):1–11.
132. Yu B, Zhu DJ, Chen ZH (2017) Top-coal drawing law of LTCC mining based on stochastic medium theory. *J China Coal Soc* 42(6):1366–1371.
133. Wang JC, Wei WJ, Zhang JW (2020) Theoretical description of drawing body shape in an inclined seam with longwall top coal caving mining. *Int J Coal Sci Technol* 7(1):182–195.
134. Wang JC, Wei WJ, Zhang JW (2019) Effect of the size distribution of granular top coal on the drawing mechanism in LTCC. *Granular Matter* 21(3):70.
135. Wang JC, Fu Q (2002) The loose medium flow field theory and its application on the longwall top coal caving. *J China Coal Soc* 4:337–341.
136. Wei WJ, Song ZY, Zhang JW (2018) Theoretical equation of initial top-coal boundary in longwall top coal caving mining. *Int J Min Miner Eng* 9(2):157–176.
137. Zhang JW, Wang JC, Wei WJ et al (2019) Experimental investigation on the effect of size distribution on the flow characteristics of loose top coal. *J China Coal Soc* 44(4):985–994.
138. Wang JC, Wei WJ, Zhang JW et al (2017) Stability analysis of support around the longwall top-coal caving mining in steeply thick coal seam. *J China Coal Soc* 42(11):2783–2791.
139. Wei WJ, Wang JC, Zhang JW et al (2023) Drawing mechanisms of granular top coal considering the structure of hydraulic support in longwall top coal caving. *Bull Eng Geol Environ Aims Scope* 82:138.
140. Yang SL, Wei WJ, Zhang JW (2020) Top coal movement law of dynamic group caving method in LTCC with an inclined seam. *Min, Metall Explor* 37(5):1545–1555.
141. Zhang JW, Wang JC, Wei WJ et al (2018) Experimental and numerical investigation on coal drawing from thick steep seam with longwall top coal caving mining. *Arab J Geosci* 11(5):96.

142. Zhang JW, Wang JC, Wei WJ (2018) Effect of face dip angle on the drawing mechanism in longwall top-coal caving mining. *J China Univ Min Technol* 47(4):805–814.
143. Wang JC, Wei WJ, Zhang JW et al (2020) Numerical investigation on the caving mechanism with different standard deviations of top coal block size in LTCC. *Int J Min Sci Technol* 30(5):583–591.
144. Wang JC, Wei WJ, Zhang JW et al (2021) Laboratory and field validation of a LTCC recovery prediction model using relative size of the top coal blocks. *Bull Eng Geol Env* 80(2):1389–1401.
145. Melo F., Vivanco F., Fuentes C., Apablaza V. On drawbody shapes: from Bergmark-Ross to kinematic models // *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2007. Vol. 44. P. 77–86. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2006.04.010.
146. Мельник В.В., Мурин К.М., Буханик А.И. Изучение фигур выпуска при выемке угля с выпуском подкровельной толщи // *Горный информационно аналитический бюллетень*. – 2019. – № 5 (специальный выпуск 13). – С. 3–11. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-5-13-3-11.
147. Bergmark J. E. The calculation of drift spacing and ring burden for sublevel caving // *LKAB Memo# RU*. – 1975. – С. 76-16.
148. Rustan A. Gravity flow of broken rock: What is known and unknown // *International Conference & Exhibition on Mass Mining: 29/10/2000-02/11/2000*. – The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2000. – С. 557-568.
149. Wang, J.; Wang, Z.; Li, Y. Longwall Top Coal Caving Mechanisms in the Fractured Thick Coal Seam. *Int. J. Geomech.* 2020, 20, 06020017.
150. Song, Z.; Konietzky, H. A particle-based numerical investigation on longwall top coal caving mining. *Arab. J. Geosci.* 2019, 12, 556.
151. Liang, Y.; Li, L.; Li, X.; Wang, K.; Chen, J.; Sun, Z.; Yang, X. Study on Roof-Coal Caving Characteristics with Complicated Structure by Fully Mechanized Caving Mining. *Shock Vib.* 2019, 2019, 6519213.

152. Le, T.D.; Bui, X.N. Effect of Key Parameters on Top Coal First Caving and Roof First Weighting in Longwall Top Coal Caving: A Case Study. *Int. J. Geomech.* 2020, 20, 5.
153. Tien Dung, L.; Oh, J.; Hebblewhite, B.; Zhang, C.; Mitra, R. A discontinuum modelling approach for investigation of Longwall Top Coal Caving mechanisms. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2018, 106, 84–95.
154. Hu, S.; Ma, L.; Guo, J.; Yang, P. Support-surrounding rock relationship and top-coal movement laws in large dip angle fullymechanized caving face. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2018, 28, 533–539.
155. Klishin, V.I.; Fryanov, V.N.; Pavlova, L.D.; Opruk, G.Y. Modeling Top Coal Disintegration in Thick Seams in Longwall Top Coal Caving. *J. Min. Sci.* 2019, 55, 247–256.
156. Klishin, S.V.; Klishin, V.I.; Opruk, G.Y. Discrete element modeling of gravity flow of broken rocks in the technology of longwall top coal caving. In *International Scientific Conference Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources*; Fryanov, V., Ed.; IOP Publishing Ltd.: Novokuznetsk, Russia, 2018; Volume 206.
157. Wang, J.; Zhang, J.; Li, Z. A new research system for caving mechanism analysis and its application to sublevel top-coal caving mining. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2016, 88, 273–285.
158. Yu, B.; Zhang, R.; Gao, M.-Z.; Li, G.; Zhang, Z.-T.; Liu, Q.-Y. Numerical Approach to the Top Coal Caving Process under Different Coal Seam Thicknesses. *Therm. Sci.* 2015, 19, 1423–1428.
159. Singh, G.S.P.; Singh, U.K. Numerical Modeling Study of the Effect of Some Critical Parameters on Caving Behavior of Strata and Support Performance in a Longwall Working. *Rock Mech. Rock Eng.* 2010, 43, 475–489.
160. Castro, R.; Gomez, R.; Hekmat, A. Experimental quantification of hang-up for block caving applications. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2016, 85, 1–9.
161. Castro, R.L.; Fuenzalida, M.A.; Lund, F. Experimental study of gravity flow under confined conditions. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2014, 67, 164–169.

162. Chi, M.; Zhang, D.; Fan, G.; Zhang, W.; Liu, H. Prediction of top-coal caving and drawing characteristics by the analytic hierarchy process-fuzzy discrimination method in extra-thick coal seams. *J. Intell. Fuzzy Syst.* 2017, 33, 2533–2545.
163. Zhang, Q.; Yuan, R.; Wang, S.; Li, D.; Li, H.; Zhang, X. Optimizing Simulation and Analysis of Automated Top-Coal Drawing Technique in Extra-Thick Coal Seams. *Energies* 2020, 13, 232.
164. Herezy, Ł.; Janik, D.; Skrzypkowski, K. Powered Roof Support–Rock Strata Interactions on the Example of an Automated Coal Plough System. *Studia Geotech. Et Mech.* 2018, 40, 46–55.
165. Krzysztof, S.; Waldemar, K.; Nguyen, D.T. Choice of powered roof support FAZOS-15/31-POz for Vang Danh hard coal mine. *J. Pol. Miner. Eng. Soc.* 2019, 21, 175–182.
166. Wang JC, Zhang JW (2015) BBR study of top-coal drawing law in longwall top coal caving mining. *J China Coal Soc* 40(3):487–493.
167. F. Melo, F. Vivanco, C. Fuentes, and V. Apablaza, “Kinematic model for quasi static granular displacements in block caving: Dilatancy effects on draw-body shapes,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 45, no. 2, pp. 248–259, 2008, doi: 10.1016/j.ijrmms.2007.07.005.
168. Song ZY, Konietzky H, Herbst M (2020) Drawing mechanism of fractured top coal in longwall top coal caving. *Int J Rock Mech Min Sci* 130:104329.
169. Zhu DJ, Chen ZH, Du WS, Zhang LF, Zhou ZH (2018) Caving mechanisms of loose top-coal in longwall top-coal caving mining based on stochastic medium theory. *Arab J Geosci* 11:621.
170. YangSL, ZhangJW, ChenY, SongZY (2016) Effect of upward angle on the drawing mechanism in longwall top-coal caving mining. *Int J Rock Mech Min Sci* 85:92–101.
171. Le TD, Zhang CG, Oh J, Mitra R, Hebblewhite B (2019) A new caving ability assessment for longwall top coal caving from discontinuum numerical analysis. *Int J Rock Mech Min Sci* 115: 11–20.

172. Gao MZ, Zhang R, Xie J, Peng GY, Yu B, Ranjith PG (2018) Field experiments on fracture evolution and correlations between connectivity and abutment pressure under top coal caving conditions. *Int J Rock Mech Min Sci* 111:84–93.
173. Xie J, Gao MZ, Zhang R, Li SW, Tan Q, Qiu ZQ (2016) Lessons learnt from measurements of vertical pressure at a top coal mining face at Datong Tashan mines, China. *Rock Mech Rock Eng* 49:2977–2983.
174. Unver B, Yasitli NE (2006) Modelling of strata movement with a special reference to caving mechanism in thick seam coal mining. *Int J Coal Geol* 66:227–252.
175. Sun H, Gao YT, Elmo D, Jin AB, Wu SC, Dorador L (2018) A study of gravity flow based on the upside-down drop shape theory and considering rock shape and breakage. *Rock Mech Rock Eng* 7:1–13.
176. Zhang NB, Liu CY, Yang PJ (2016) Flow of top coal and roof rock and loss of top coal in fully mechanized top coal caving mining of extra thick coal seams. *Arab J Geosci* 9:465.
177. ZhangNB,LiuCY,WuXJ,RenTX(2018a)Dynamicrandommarchingin the flow field of top-coal caving mining. *Energies* 11:1106.
178. Li ZL, Dou LM, Wu C, Wang GF, Ding YL, Kong Y (2016) Roadway stagger layout for effective control of gob-side rock bursts in the longwall mining of a thick coal seam. *Rock Mech Rock Eng* 49: 621–629.
179. Li ZL, He XQ, Dou LM, Song DZ, Wang GF (2018) Numerical investigation of load shedding and rockburst reduction effects of top-coal caving mining in thick coal seams. *Int J Rock Mech Min Sci* 110: 266–278.
180. Basarir H, Oge IF, Aydin O(2015)Prediction ofthe stresses around main and tail gates during top coal caving by 3D numerical analysis. *Int J Rock Mech Min Sci* 76:88–97.
181. Kumar R, Singh AK, Mishra AK, Singh R (2015) Underground mining of thick coal seams. *Int J Min Sci Technol* 25:885–896.

182. Kumar R, Mishra AK, Singh AK, Singh AK, Ram S, Singh R (2016) Depillaring of total thickness of a thick coal seam in single lift using cable bolts: a case study. *Int J Min Sci Technol* 26:223–233.
183. Aksoy CO, Ogul K, Topal I, Ozer SC, Ozacar V, Posluk E (2012) Numerical modeling of non-deformable support in swelling and squeezing rock. *Int J Rock Mech Min Sci* 52:61–70.
184. Aksoy CO, Kucuk K, Uyar GG (2016) Long-term time-dependent consolidation analysis by numerical modelling to determine subsidence effect area induced by longwall top coal caving method. *Int J Oil Gas Coal Technol* 12:18–37.
185. Liu C, Li HM, Mitri H (2019) Effect of strata conditions on shield pressure and surface subsidence at a longwall top coal caving working face. *Rock Mech Rock Eng* 52:1523–1537.
186. Клишин В. И. Создание механизированных комплексов с выпуском для подземной разработки мощных угольных пластов / В. И. Клишин, Е. А. Худынцев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2022. – № 6(154). – С. 96-106
187. Клишин В. И., Филатов А. П. Подземная разработка алмазоносных месторождений Якутии. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. — 337 с.
188. Питатели качающиеся ПК от производителя [Электронный ресурс]. URL: <https://www.grohot24.ru/products/oborudovanie-gornobogatitelnoe/pitateli-kachayushchegosya-tipa-pk> (дата обращения: 15.08.2025).
189. Алферов, К. В. Бункерные установки. Проектирование, расчет и эксплуатация. – 1955. –308 с.
190. Кельтон В., Лоу А. Имитационное моделирование. — СПб.: Питер; Киев: Издательская группа BHV, 2004. — 847 с.
191. Конюх В. Л., Зиновьев В. В. Дискретно-событийное моделирование подземных горных работ. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2011. — 243 с.
192. Aalst W. and Stahl C. Modeling business processes: a petri net-oriented approach, MIT Press, 2011 — 400 p.

193. Девятков В. В. Методология и технология имитационных исследований сложных систем: современное состояние и перспективы развития. — М.: Вузовский учебник, ИНФРА-М, 2013. — 448 с.

194. Кравчук, С. В. Разработка системы имитационного моделирования очистных горных работ / С. В. Кравчук, А. Н. Стародубов. — Текст : непосредственный // Сборник материалов IX Всерос. научно-практической конференции с международным участием «Россия молодая», 18-21 апр. 2017 г., Кемерово / ФГБОУ ВО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева»; редкол.: С. Г. Костюк (отв. ред.) [и др.]. – Кемерово, 2017.

195. Мустафин, М. Г. Моделирование разрушения массива горных пород в процессе подвигания очистного забоя с разной скоростью. / Г. М. Мустафин — Текст : непосредственный // Записки Горного института 171. — 2007. — С. 130-133.

196. Underground Mining Simulator Conversion Kits : [сайт]. — URL: www.immersivetechologies.com > products > Underground-Machines (дата обращения: 03.04.2023).

197. Нгуен К. Л. Обоснование схемных и конструктивных решений погрузочно-транспортирующих устройств шнекового очистного комбайна: специальность 05.05.06 «Горные машины»: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Санкт-Петербургский горный университет - Санкт-Петербург: 2020. - 167 с.

198. Gao K. et al. Complex effects of drum hub forms and structural parameters on coal loading performance //Complexity. – 2020. – Т. 2020. – №. 1. – С. 7036087.

199. Конюх В. Л., Окольнішников В. В. Имитационное моделирование способов добычи полезных ископаемых на большой глубине // Проблемы информатики. 2009. №3.

200. Конюх В. Л. Имитационное моделирование системы подземного транспортирования // Проблемы информатики. 2010. №3.

201. Конюх В. Л., Зиновьев В. В. Имитационное моделирование в горном деле // Имитационное моделирование. Теория и практика: Сборник докладов первой всероссийской научно-практической конференции ИММОД-2003. Том 1. СПб.: ЦНИИТС. 2003. – с. 106-110.

202. Гречишкин П. В. Динамическое моделирование взаимодействия оборудования механизированного очистного забоя: специальность 05.13.18 «Математическое моделирование, численные методы и комплексы программ»: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Институт угля и углехимии СО РАН - Кемерово: 2005. - 189 с.

203. Никитенко М. С., Журавлев С. С., Малахов Ю. В., Абабков Н. В. Разработка имитационной модели шагающей крепи с интеграцией алгоритмов управления для визуализации технологических процессов // Вестник КузГТУ. 2019. №1 (131).

204. Исследование режимов выпуска угля на макетных образцах секции механизированной крепи / В. И. Клишин, Е. Л. Варфоломеев, И. Л. Борисов, С. В. Клишин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2018. – Т. 5, № 1. – С. 66-71.

205. Клишин, В. И. Состояние и направление развития технологии разработки мощных угольных пластов механизированными крепями с выпуском / В. И. Клишин, С. В. Клишин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 1. – С. 162-174.

206. Рудометов С. В., Окольнішников В. В., Ордин А. А. Моделирование работы очистного забоя угольной шахты // Труды Международной конференции «АПВПМ». 2019. №2019.

207. Окольнішников В. В., Ордин А. А., Рудометов С. В. Разработка цифровой модели очистного забоя угольной шахты // Автометрия. 2021. № 6. Том 57. С. 113-123.

208. Czuba W., Gospodarczyk P., Kulinowski P. Application of the Discrete Element Method (DEM) to simulate an excavated material haulage by a longwall

scraper conveyor // *Symulacja w Badaniach i Rozwoju*. 2010. №3. Vol. 1. P. 213-221.

209. Gospodarczyk P. Modeling and simulation of coal loading by cutting drum in flat seams // *Archives of mining sciences*. 2016. №2. Vol. 61. P. 365-379.

210. Функциональность — ROCKY DEM [Электронный ресурс] // main. URL: <http://rocky-dem.ru/software/features/> (дата обращения: 15.08.2025).

211. About Us - Engineering Simulation and Scientific Software [Электронный ресурс] // ESSS. URL: <https://www.esss.com/en/company/> (дата обращения: 15.08.2025).

212. PFC [Электронный ресурс] // Itasca International. URL: <https://www.itascacsg.com/software/pfc> (дата обращения: 15.08.2025).

213. EDEM (DEM Solutions Ltd.): [Электронный ресурс] // Altair Engineering Inc. URL: <https://www.altair.com/edem/> (Дата обращения: 11.01.2023).

214. Software: [Электронный ресурс] // Rockfield Global. URL: <https://www.rockfieldglobal.com/software/> (Дата обращения: 11.01.2023).

215. Becker 3D. Simulation Software: [Электронный ресурс]. URL: <https://www.becker3d.com/> (Дата обращения: 11.01.2023).

216. MUSEN - Open-Source DEM Simulation System: [Электронный ресурс] // MSolids Integrated MultiscaleSimulation Platform. URL: <https://msolids.net/musen/> (Дата обращения: 11.01.2023).

217. Cundall P.A., Strack D.L. A discrete numerical model for granular assemblies. *Geotechnique*. 1979;29(1):47-65. DOI: <https://doi.org/10.1680/geot.1979.29.1.47>.

218. Методология и технология имитационных исследований сложных систем: современное состояние и перспективы развития: монография / В.В. Девятков - М.: Вузовский учебник: ИНФРА М, 2013. - 448 с.

219. Официальный сайт компании Элина - Компьютер : Главная страница [Электронный ресурс]. URL: <http://elina-computer.ru/> (дата обращения: 15.08.2025).

220. Стародубов, А.Н., Система имитационного моделирования горно-проходческих работ / А.Н. Стародубов, В.В. Зиновьев, М.В. Береснев, А.Е. Майоров // Ежемесячный научно-технический и производственно-экономический журнал «Уголь», 2 2016. С. 20-24.

221. Vasilij V. Sinoviev, Aleksey N. Starodubov, Mihail U. Dorofeev, Victor V. Okolnishnikov. Simulation Application for Evaluating of Efficiency of Mining Systems Automatization // WSEAS Transactions on Systems, ISSN / E-ISSN: 1109-2777 / 2224-2678, Volume 14, 2015, Art. #24, pp. 261 267.

222. Стародубов А.Н., Зиновьев В.В., Клишин В.И., Крамаренко В.А. Применение имитационного моделирования для исследования режимов выпуска угля подкровельной толщи // Девятая всероссийская научно-практическая конференция по имитационному моделированию и его применению в науке и промышленности «Имитационное моделирование. Теория и практика» (ИММОД-2019). Труды конференции, 16–18 октября 2019 г., Екатеринбург: Урал. гос. пед. ун-т., 2019. - С. 540-547.

223. Скребковые забойные конвейеры серии «АНЖЕРА» - ОАО «Анжеромаш» [Электронный ресурс]. URL: <https://angera.ru/catalog/konvejery-skrebkovye-zabojnye/> (дата обращения: 20.08.2025).

224. ESSS Rocky, Release 4.5.2, User Manual, ESSS Rocky DEM, S.R.L., (2021).

225. ESSS Rocky, Release 4.3, Workshop 10 - Bucket Conveyor Part A: Project Setup and Processing, ESSS Rocky DEM, S.R.L., (2021).

226. ESSS Rocky, Release 4.4, Workshop 03 – Vibrating Screen Part A: Project Setup and Processing, ESSS Rocky DEM, S.R.L., (2021).

227. Huo Y., Zhu D., Wang Z., and Song X. Numerical investigation of top coal drawing evolution in longwall top coal caving by the coupled-finite difference method-discrete element method, *Energies*, 2021, Vol. 14. — P. 219.

228. Walton, O. R. and Braun, R. L. (1986). Viscosity, granular-temperature, and stress calculations for shearing assemblies of inelastic, frictional disks. *Journal of Rheology*, 30:948–980.

229. Hertz, H. (1882). Über die berührung fester elastischer körper (On the contact of elastic solids). *J. Reine Angewandte Mathematik*, 92:156–171. English translation, Macmillan, London, 1896.

230. Mindlin R.D., Deresiewicz H. Elastic spheres in contact under varying oblique forces. *J. Appl. Mech., Trans. ASME.* – 1953. – 20. – p. 327-344.

231. МДЭ - моделирование процессов накопления упругой энергии в структурно-неоднородных геоматериалах / С. В. Клишин, С. В. Лавриков, О. А. Микенина, А. Ф. Ревуженко // Тезисы XV Всероссийского семинара «Динамика Многофазных Сред» с участием иностранных ученых, Новосибирск, 03–05 октября 2017 года / Под редакцией А.В. Федорова, В.М. Фомина. – Новосибирск: Институт теоретической и прикладной механики им. С.А. Христиановича СО РАН, 2017. – С. 79-81.

232. Лаптев В. В. Исследование механизма формирования потерь и разубоживания руды на основе численного моделирования процесса торцевого выпуска : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Лаптев Владимир Викторович, 2023. – 128 с.

233. A. W. Jenike, J. R. Johanson, and J. W. Carson, “Bin Loads—Part 4: Funnel-Flow Bins,” *J. Eng. Ind.*, vol. 2, pp. 13–16, 1973.

234. A. W. Jenike, J. R. Johanson, and J. W. Carson, “Bin Loads—Part 3: Mass-Flow Bins,” *J. Eng. Ind.*, vol. 95, no. 1, pp. 6–12, 1973.

235. D. M. Walker and M. H. Blanchard, “Pressures in experimental coal hoppers,” *Chem. Eng. Sci.*, vol. 22, no. 12, pp. 1713–1745, 1967, doi: 10.1016/0009-2509(67)80206-9.

236. R. Kvapil, “Gravity flow of granular materials in hoppers and bins - Part I,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 2, no. 1, pp. 35–41, 1965, doi: 10.1016/0148-9062(65)90020-3.

237. R. M. Nedderman, “The use of the kinematic model to predict the development of the stagnant zone boundary in the batch discharge of a bunker,” *Chem. Eng. Sci.*, vol. 50, no. 6, pp. 959–965, 1995, doi: 10.1016/0009-2509(94)00464-3.

238. R. M. Nedderman and U. Tüzün, “A kinematic model for the flow of granular materials,” *Powder Technol.*, vol. 22, no. 2, pp. 243–253, 1979, doi: 10.1016/0032-5910(79)80030-3.
239. F. Melo, F. Vivanco, C. Fuentes, and V. Apablaza, “On drawbody shapes: From Bergmark Roos to kinematic models,” *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, vol. 44, no. 1, pp. 77–86, 2007, doi: 10.1016/j.ijrmms.2006.04.010.
240. Holmberg K, Kivikytö-Reponen P, Härkisaari P, Valtonen K, Erdemir A. Global energy consumption due to friction and wear in the mining industry. *Tribology International*. 2017. Vol. 115. Pp. 116–139. DOI: 10.1016/j.triboint.2017.01.028.
241. Archard J. F. Contact and rubbing of flat surfaces. *Journal of Applied Physics*. 1953. Vol. 24, Iss. 8. Pp. 981-988. DOI: 10.1063/1.1721448.
242. Archard, J. F. *Wear theory and mechanisms. Wear control handbook.* American Society of Mechanical Engineers. 1980.
243. Крагельский И. В, Добычин М. Н., Комбаров В. С. Основы расчетов на трение и износ. – Москва: Машиностроение, 1977. – 526 с.
244. Katinas E., Chotěborský R., Linda M., Kuře J. Sensitivity analysis of the influence of particle dynamic friction, rolling resistance and volume/shear work ratio on wear loss and friction force using DEM model of dry sand rubber wheel test. *Tribology International*. 2021. Vol. 156, Pp. 1–14. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2021.106853>.
245. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах / М.И. Нецепляев, А.И. Любимова, П.М. Петрухин. М.: Недра, 1992, 298 с.
246. Чеботарёв, А.Г. Пылевой фактор и патология органов дыхания работников горнодобывающих предприятий / А.Г. Чеботарёв // Журнал «Горная Промышленность». – 2012. - №3. – С.24.
247. Наноаэрозольная фракция в техногенной угольной пыли и ее влияние на взрывоопасность пыле-метано-воздушных смесей / А. М. Бакланов, С. В. Валиулин, С. Н. Дубцов и др. // Доклады Академии наук. — 2015. — Т. 461, № 3. — С. 295–299.

248. Бабанов С.А. Пневмокониозы от воздействия производственной пыли различной степени фиброгенности / С.А.Бабанов, П.В. Гайлис // Трудный пациент. Журнал для врачей. – 2010. – С. 122-128.

249. Комплексное обеспыливание / С.Б. Романченко, А.Н. Тимченко, В.Н. Костеренко, Г.А. Поздняков, Ю.Ф. Руденко, В.Б. Артемьев, К.Н. Копылов – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2016. – 288 с.: табл., ил. – (Серия «Библиотека горного инженера». Т. 6 «Промышленная безопасность». Кн. 8).

250. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: Справочник М.: Недра, 1991. 253 с.

251. Лебецки К.А., Романченко С.Б. Пылевая взрывоопасность горного производства. М.: Горное дело, 2012. 464 с.

252. Мясников А.А., Казаков С.П. Проветривание подготовительных выработок при проходке комбайнами. М.: Недра, 1981. 269 с.

253. Петрухин П.М., Нецепляев М.И. Комплекс мероприятий по пылевзрывозащите угольных шахт. М.: ЦНИЭИуголь, 192. 42 с.

254. Нецепляев М.И., Любимова А.И., Петрухин П.М. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах. М.: Недра, 1992. 298 с.

255. Романченко С.Б. Комплексные исследования фракционного состава угольной пыли / С.Б. Романченко // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск. – 2010. – № 1. – С.129-142.

256. Автореферат диссертации по безопасности жизнедеятельности человека, 05.26.01, диссертация на тему: Технологические основы системы управления пылевой обстановкой в угольных шахтах для обеспечения безопасности ведения горных работ доктора технических наук Трубицын, Анатолий Александрович Кемерово 2000 05.26.01.

257. Христофоров А.А., Разработка системы пылеподавления на основе аэрогидродинамического способа обеспыливания воздуха / А.А. Христофоров, А.А. Малахов, П. Ю. Филатов // «Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности». – 2014. № 1. С. 90-95.

258. Бурдуков А.П., Бутаков Е.Б., Чернецкий М.Ю., Чернова Г.В., Чернецкий М.Ю. Исследование реакционной способности механоактивированных твердых топлив // Современные проблемы науки и образования. – 2015. - №1-1.

259. Jay F. Colinet, James P. Rider, Jeffrey M. Listak, John A. Organiscak, Anita L. Wolfe / Best Practices for Dust Control in Coal Mining / Information Circular 9517 / DHHS (NIOSH) Publication No. 2010-110 / Pittsburgh – January 2010.

260. Jayaraman NI, Kissell FN, Schroeder W [1984]. Modify spray heads to reduce dust rollback on miners. *Coal Age* 89 (6): 56-57.

261. Форсунка для распыления жидкостей: пат. RU 2445172 РФ: Патентообладатель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева» (КузГТУ), авторы: Клепцов Александр Алексеевич, Клепцова Лиля Николаевна. Заявл. 25.05.2010; опублик. 20.03.2012, Бюл. № 8. – 5 с.

262. Surfactant-aided coal dust suppression: A review of evaluation methods and influencing factors / Xu, G, Chen, YP, Eksteen, J, Xu, JL // *SCIENCE OF THE TOTAL ENVIRONMENT* vol: 639. pp.: 1060-1076. OCT 15 2018. DOI: 10.1016/j.scitotenv.2018.05.182.

263. A new adding method of foaming agent used for foam dust suppression in underground coal mines / Lu, XX; Wang, DM; Zhu, CB; Shen, W; Zhong, XX; Xu, CH // *JOURNAL OF CENTRAL SOUTH UNIVERSITY* vol: 22. # 8. pp.: 3116-3122. AUG 2015. DOI: 10.1007/s11771-015-2848-4.

264. A New Method for Reducing the Prevalence of Pneumoconiosis Among Coal Miners: Foam Technology for Dust Control / Ren, XW ; Wang, MD; Kang, HZ; Lu, XX // *JOURNAL OF OCCUPATIONAL AND ENVIRONMENTAL HYGIENE* vol: 9. # 4. pp.: D77-D83. 2012. DOI: 10.1080/15459624.2012.667288.

265. Numerical study of coal dust behaviours and experimental investigation on coal dust suppression efficiency of surfactant solution by using wind tunnel tests

/ Chang, P; Chen, YP; Xu, G; Huang, JX; Ghosh, A; Liu, WV // ENERGY SOURCES PART A-RECOVERY UTILIZATION AND ENVIRONMENTAL EFFECTS. JULY 2019. DOI: 10.1080/15567036.2019.1639855.

266. Numerical simulation of coal dust explosion suppression by inert particles in spherical confined storage space / Wang, Xiang; Huang, Xingwang; Zhang, Xinyan // FUEL. vol: 253. pp.: 1342-1350. OCT 2019.

267. Improving efficiency of dust suppression during underground coal mining using surfactants / Kovshov, SV (Kovshov, S. V.)[1]; Kovshov, VP (Kovshov, V. P.)[1] // RRI 2016 - INTERNATIONAL CONFERENCE RESPONSIBLE RESEARCH AND INNOVATION: European Proceedings of Social and Behavioural Sciences Vol. 26 pp.: 489-496. 2017. DOI: 10.15405/epsbs.2017.07.02.63.

268. Experimental research on optimization and coal dust suppression performance of magnetized surfactant solution / He, X; Mitri, H; Aziz, N; Nie, B; Wang, Y; Liu, M; Saharan, MR; Ren, TX; Chen, W; Li, X; Zhang, R // ISMSSE 2011 Procedia Engineering, vol: 26. FEB-MAR 2018. DOI: 10.1016/j.pro-eng.2011.11.2306.

269. Dust-laying method of coal seam water infusion on fully-mechanized caving face / Cheng, WM (Cheng Weimin); Wu, LR (Wu Lirong); Zhou, G (Zhou Gang); Zheng, YX (Zheng Yangxin); Wang, G (Wang Gang); Guo, YP (Guo Yanpei); Guo, YX (Guo Yunxiang) // PROGRESS IN SAFETY SCIENCE AND TECHNOLOGY, VOL 6, PTS A AND B pp: 1707-1711. 2006.

270. The influence of forced ventilation airflow on water spray for dust suppression on heading face in underground coal mine / Wang, HT; Wang, C; Wang, DM // POWDER TECHNOLOGY. Vol.: 320. pp.: 498-510. OCT 2017. DOI: 10.1016/j.powtec.2017.07.069.

271. Investigation on the new design of foaming device used for dust suppression in underground coal mines / Lu, XX; Zhu, HQ; Wang, DM // POWDER TECHNOLOGY. Vol.: 315. pp.: 270-275. JUN 15 2017. DOI: 10.1016/j.powtec.2017.04.013.

272. Experimental investigation of the performance of a novel foam generator for dust suppression in underground coal mines / Wang, HT; Wang, DM; Tang, Y; Qin, BT; Xin, HH // *ADVANCED POWDER TECHNOLOGY*. Vol.: 25. #3. pp.: 1053-1059. MAY 2014. DOI: 10.1016/j.appt.2014.02.011.

273. Study on suppression of the coal dust/methane/air mixture explosion in experimental tube by water mist / He, X; Mitri, H; Aziz, N; Nie, B; Wang, Y; Liu, M; Saharan, MR; Ren, TX; Chen, W; Li, X; Zhang, R // *Procedia Engineering*. Vol.: 26. 2011. DOI: 10.1016/j.proeng.2011.11.2240.

274. Система пылеподавления механизированной крепи: пат. SU 900029 СССР: Заявитель Восточный научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности Министерства угольной промышленности СССР, авторы: А.В. Трубицын, А.Т. Ермолаев, В.Н. Воронов. Заявл. 06.06.80 (21) 2935782/22-03; опубли. 23.01.82, Бюл. № 3. – 3 с.

275. Спиваковский А.О., Дьячков В.К. Транспортные машины : Учеб. пособие для машиностроительных вузов. – 3-е изд., перераб. – М.: Машиностроение. 1983. – 487 с.

276. Системы имитационного моделирования: Метод. указания / Перм. ун-т; Составитель – канд. физ.-мат. наук Л.Н. Лядова. – Пермь, 2003. – 60 с.

277. J. Tang, R. P. Behringer; How granular materials jam in a hopper. *Chaos* 1 December 2011; 21 (4): 041107. <https://doi.org/10.1063/1.3669495>.

278. Минько Р.Н. Проблема сводообразования в емкостях бункерного типа в условиях длительного хранения // *Ярославский педагогический вестник*. – 2013. – №1. – С. 61–65.

279. R. C. Brown and J. C. Richards, *Nature (London)* 191, 458 (1961).; Rubio-Largo, S. M., Janda, A., Maza, D., Zuriguel, I., & Hidalgo, R. C. (2015).

280. Disentangling the Free-Fall Arch Paradox in Silo Discharge. *Physical review letters*, 114(23), 238002.

281. Ge Sun, Quan Chen, R. Li, Z. Zheng, Y.J. Xin, H. Yang. A parabola-shaped free-fall arch in silos with centric and eccentric outlets, *Powder Technology*, Volume 409, 2022, 117770.

282. Rubio-Largo, S. M., Janda, A., Maza, D., Zuriguel, I., & Hidalgo, R. C. (2015). Disentangling the Free-Fall Arch Paradox in Silo Discharge. *Physical review letters*, 114(23), 238002. <https://doi.org/10.1103/PhysRevLett.114.238002>.
283. Землянский, В. Н. Инженерная геология. Определение угла естественного откоса песчаных грунтов [Текст] : метод. указания / В. Н. Землянский, И. Ю. Загер, А. А. Яшинькина. – Ухта : УГТУ, 2011. – 6 с.
284. Liu, Chang BULK DENSITY AND ANGLE OF REPOSE OF COAL : Masters Thesis / Liu Chang ; Materials Science Engineering Faculty of Science UNSW, 2007, p.81-82. <https://doi.org/10.26190/unsworks/6596>.
285. Experimental study on the angle of repose of pulverized coal / Wang Wei, Zhang Jiansheng, Yang Shi [и др.]. — Текст : непосредственный // *Particology*. — October 2010. — Volume 8, Issue 5. — Pages 482-485. <https://doi.org/10.1016/j.partic.2010.07.008>.
286. Singh, M., Singh, A., & Singh, P. K. (2013). Effect of particle size distribution and moisture content on angle of repose of coal. *International Journal of Coal Preparation and Utilization*, 33(6), 281-291. <https://doi.org/10.1080/19392699.2012.720596>.
287. Li, X., Wang, J., Chen, S., & Wang, H. (2014). Experimental study on the angle of repose of coal. *Powder Technology*, 253, 381-387. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2013.12.013>.

Приложение А Системы и программное обеспечение для проектирования горнотехнических систем

Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
Geovia Surpac	Dessault Systemes (Канада)	–	За счет простоты в использовании, 3D-визуализации и автоматизации процессов с учетом особенностей предприятия обеспечивается точность и эффективность работы программного продукта	<ul style="list-style-type: none"> • Управление данными скважин • Геологическое моделирование • Блочное моделирование • Геостатистика • Проектирование шахт • Планирование горных работ • Оценка ресурсов
Geovia Minex		–	Программное обеспечение позволяет улучшить интерпретацию данных с помощью мощных инструментов визуализации и графического дисплея, а также экономит время за счет упрощения	<ul style="list-style-type: none"> • Планирование добычи на угольных и прочих пластовых месторождениях • Геологическое моделирование и оценка ресурсов • Интегрированное управление данными • Планирование открытых горных работ • Оптимизация открытых разработок • Проектирование подземных шахт

Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
			процесса проектирование шахт	
Maptek Vulcan	Maptek (Австралия)	—	Позволяет организовывать геологические данные для последующего перевода их в динамические 3D-модели и получать точные проекты и планы горных работ, а также есть возможность сравнивать различные сценарии добычи до начала горных работ	<ul style="list-style-type: none"> • Проектирование, моделирование и анализ • Оценка запасов • Проектирование карьеров или рудников • Планирование календарного графика работ • Проектирование схем буровзрывных работ
Datamine	Datamine Software (Великобритания)	От 950 тыс. руб.	Включает в себя набор различных программных продуктов, охватывающих все этапы процесса добычи полезных ископаемых.	<ul style="list-style-type: none"> • Геологическое изучение и оконтуривание рудных тел • Геологический анализ • 3D-моделирование разрезов • Проектирование буровых скважин • Визуализация геофизических данных • Картирование горных выработок • Ресурсное моделирование и оценка

Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
				<ul style="list-style-type: none"> • Комплексное планирование карьеров • Нахождение оптимального плана работы рудника • Проектирование и планирование ОГР и ПГР • Проектирование буровзрывных работ
Micromine	Micromine Pty Ltd (Австралия)	От 1,1 млн. руб. в год	Благодаря своему развитому 3D-инструментарии позволяет визуализировать геологические характеристики и особенности месторождения	<ul style="list-style-type: none"> • Моделирование месторождений полезных ископаемых • Оценка запасов • Трехмерная визуализация геологических разрезов и планов • Эффективный сбор и управление геологическими данными • Управление данными скважин и поверхностными данными • Геостатистический анализ • Разработка планов горных работ • Разработка проектов поверхностных и подземных буровзрывных работ • Оптимизация конфигурации выемочных единиц • Планирование добычных работ, складов и отвалов
Carlson	Carlson Software Inc (США)	От 200 тыс. руб.	Состоит из модулей, осуществляющих геологическое моделирование,	<ul style="list-style-type: none"> • Геологическое моделирование и анализ • Комплексное проектирование ОГР • Точное планирование и определение сроков работ ОГР • Проектирование, планирование и ведение плана ПГР

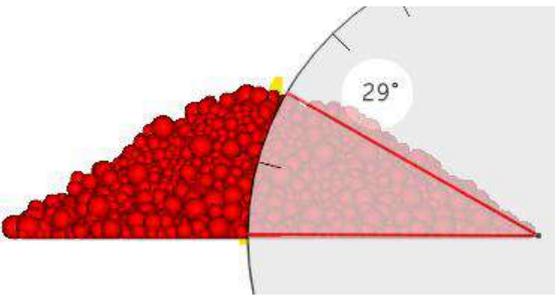
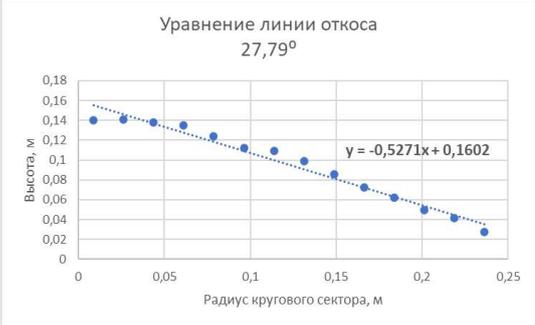
Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
			маркшейдерство, планирование и проектирования ОГР и ПГР и т.д. Модули работают в связке с AutoCAD.	<ul style="list-style-type: none"> • Решение задач маркшейдерской службы • Проектирование буровзрывных работ
Deswik	Deswik (Австралия)	–	Система предоставляет обширный инструментарий и ресурсы, необходимые для разработки и проектирования детальных и точных планов добычи полезных ископаемых.	<ul style="list-style-type: none"> • Проектирование и каркасное моделирование • Планирование горных работ на основе диаграмм Ганта • Управление горными данными • Планирование и контроль производства • Отслеживание перемещений материала • Разработка ОГР и ПГР • Моделирование требований по формированию результирующего рельефа • Проектирование буровзрывных работ • Моделирование запасов многопластовых залежей • Проектирование оптимальных траекторий извлечения в ходе ОГР
САМАРА	Лаборатория комплексных технологий (Украина)	–	Предназначена для автоматизации операций камеральной обработки геолого-	<ul style="list-style-type: none"> • Обработка геологических данных и данных полевых измерений • Моделирование и анализ геометрии горных выработок • Создание БД объектов модели

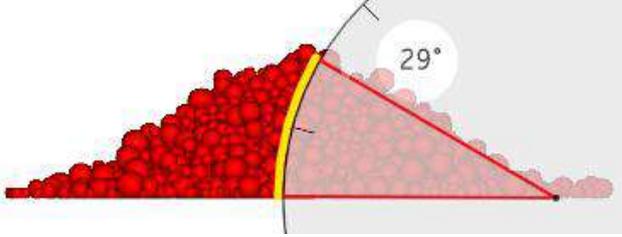
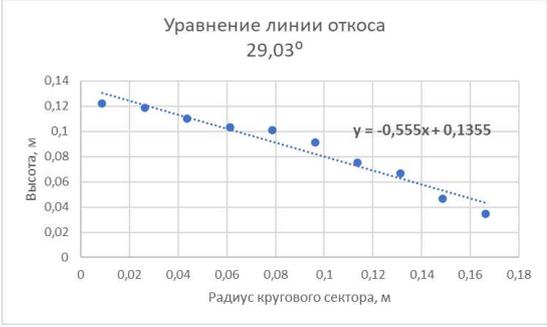
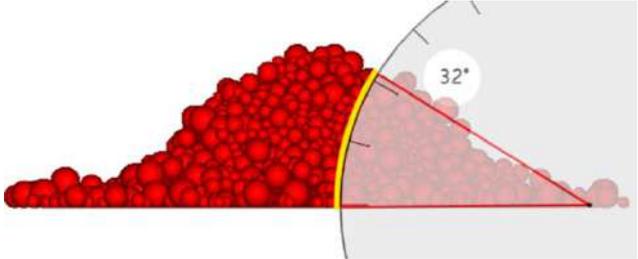
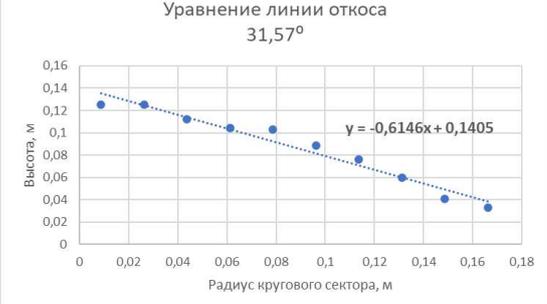
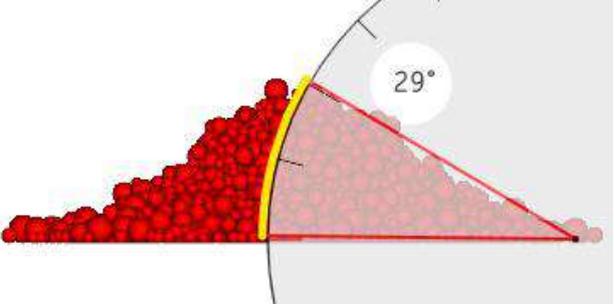
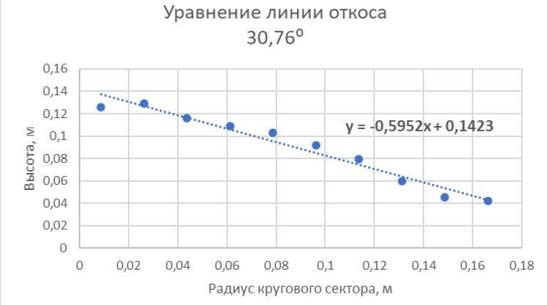
Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
			маркшейдерской информации. Система базируется на платформе AutoCAD	<ul style="list-style-type: none"> • Моделирование и анализ геологических образований • Графическая визуализация данных • Трехмерное построение горных выработок • Моделирование и анализ данных буровзрывных работ • Планирование добычи полезных ископаемых ОГР
K-Mine	K-Mine (Украина)	—	Система, включающая множество модулей, решающих задачи трехмерного моделирования и оценки месторождений, планирования, проектирования и управления горными работами	<ul style="list-style-type: none"> • Трехмерное моделирование месторождений • Планирование, проектирование и управление горными работами открытыми и подземными способами добычи • Решение маркшейдерских задач • Трехмерное моделирование геологической структуры месторождений • Проектирование горнотехнических сооружений • Проектирование буровзрывных работ • Технико-экономическое планирование горных работ • Моделирование вентиляционных режимов
MTSS	Конструкторско-технологический институт вычислительной техники СО РАН (Россия)	—	Система позволяет проектировать имитационные модели технологических систем и проводить имитационное моделирование	<ul style="list-style-type: none"> • Создании имитационной модели некой предметной области • Отображение процессов, происходящих в реальной системе • Подключение к внешним системам, для работы модели с реальными данными

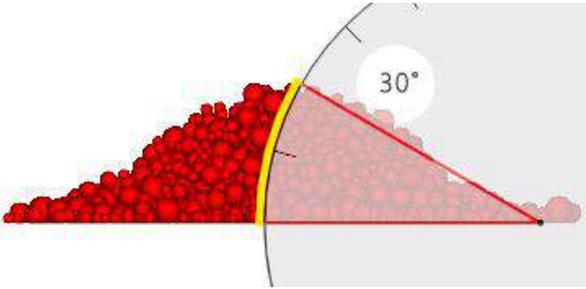
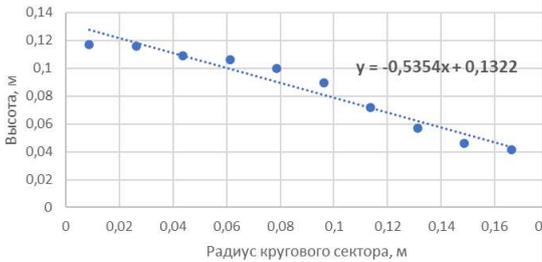
Наименование	Разработчик и страна	Стоимость	Преимущества	Функционал
				<ul style="list-style-type: none"> • Сбор статистики
Геомикс	Geomix (Россия)	—	Система, состоящая из нескольких модулей, позволяет охватывать все этапы цикла геолого-маркшейдерских работ	<ul style="list-style-type: none"> • Создание горно-геологических моделей месторождений • Планирование горных работ и добычи • Подсчет и учет движения запасов сырья • Проектирование буровзрывных работ • Документооборот в горном производстве • Прогноз геомеханических рисков • Расчет объемов вскрытых, подготовленных и готовых запасов • Моделирование взрывного разрушения горных пород
MineTwin	Amalgama (Россия)	—	С помощью платформы и библиотек Amalgama создает точные модели рудников и карьеров, используя имитационное моделирование	<ul style="list-style-type: none"> • Определение потенциальной производительности рудника/карьера • Проверка выполнимости планов • Обоснование инвестиций • Учет многих процессов подземных рудников/карьеров • Оценка эффекта от операционных улучшений

Приложение Б Оценка адекватности моделей через определение угла естественного откоса

Тест состоит в ссыпании на горизонтальную плоскую поверхность сферических частиц размером 10-25мм с параметрами материала угля в течение 10с с интенсивностью 1 кг/с. После чего получившееся насыпь моделировалась еще некоторое время для достижения состояния равновесия ее частиц. В данной имитационной модели не задействована адгезия, т.к. предполагается, что горная масса (ГМ), выпускаемая крепью, не увлажнена. Разделив насыпь на 14 цилиндрических секторов и выбрав в каждом секторе наивысшую точку расположения частицы, была получена линия тренда и ее уравнение, с помощью которого был посчитан УЕО, составляющий 27,79 градусов.

№	Коэффициент статического/динамического трения	Коэффициент сопротивления качению	УЕО, °	Примечания
17	0,7	0,2	27,79	-
				
18	0,7	0,4	29,03	-

№	Коэффициент статического/динамического трения	Коэффициент сопротивления качению	УЕО, °	Примечания
				 <p>Уравнение линии откоса 29,03°</p> $y = -0,555x + 0,1355$
19	0,7	0,6	31,57	-
				 <p>Уравнение линии откоса 31,57°</p> $y = -0,6146x + 0,1405$
20	0,7	0,7	30,76	-
				 <p>Уравнение линии откоса 30,76°</p> $y = -0,5952x + 0,1423$
21	0.7	0.577	28,16	-

№	Коэффициент статического/динамического трения	Коэффициент сопротивления качению	УЕО, °	Примечания
			<p data-bbox="1050 456 1302 510">Уравнение линии откоса 28,16°</p>  <p data-bbox="1251 568 1422 595">$y = -0,5354x + 0,1322$</p>	

Проведение серии тестов на определение угла естественного откоса угля для различных начальных параметров

В зоне работы забойного оборудования образуется большая концентрация угольной пыли, которая негативно влияет на здоровье рабочих, приводя к хроническим заболеваниям легких и верхних дыхательных путей, а также она является причиной внезапных взрывов. Так как невозможно полностью свести к минимуму возникновение пыли в шахтах, применяют различные технологии пылеподавления. Одной из таких технологий являются системы пылеподавления водяного орошения, присутствующая в зоне горной выработки, выемки, погрузки, транспортировки угля и в секциях механизированных крепей.

Следовательно, в имитационной модели выемки угля необходимо учитывать сцепление между образующимися фрагментами угля - адгезию, так как сухой и влажный уголь ведет себя по-разному. Для определения параметров сцепления была проведена калибровка, состоящая из серии тестов на угол естественного откоса (УЕО).

Угол естественного откоса зависит в основном от силы сцепления и силы трения, определяющихся шероховатостью частиц, степенью их увлажнения, формой и гранулометрическим составом [283].

Чаще всего тест на угол естественного откоса заключается в том, что вертикально расположенный полый цилиндр заполняют изучаемым материалом, а затем медленно поднимают его, после чего под цилиндром образуется насыпь, на свободной поверхности которой частицы испытывают состояние предельного равновесия. После достижения устойчивого состояния частиц в насыпе измеряют угол между горизонтальной плоскостью и образовавшейся свободной поверхностью насыпи (рисунок 1).

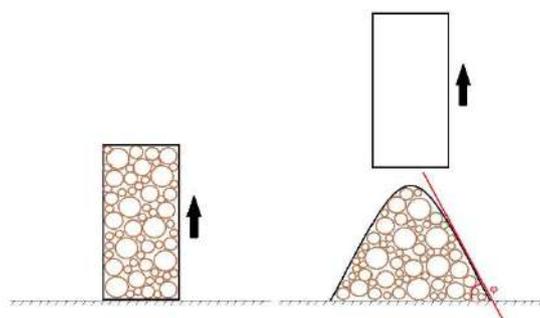


Рисунок 1 – Схема определения угла естественного откоса

В данном случае, нам пришлось отказаться от цилиндра, так как частицы под действием адгезии начинали прилипать друг к другу, и после поднятия цилиндра они либо сохраняли его форму, либо образовывали насыпь, УЕО которой не представлялось возможности вычислить.

Для проведения тестов на УЕО в среде Rocky DEM был создан проект, содержащий плоскость и объект Continuous Injection (непрерывный впрыск), располагающийся над плоскостью на расстоянии 50 см (рисунок 2), который добавляет частицы в модель путем их впрыскивания с массовой скоростью потока (Mass Flow Rate) 1 кг/с в течение 2 секунд модельного времени.

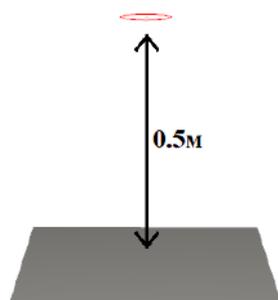


Рисунок 2 – Взаимное расположение объектов в тесте на УЕО

Для получения данных, необходимых для вычисления угла естественного откоса, в проект были добавлены 10 пользовательских процессов с типом цилиндр, 9 из которых представляют собой цилиндр с отверстием внутри. Диаметр каждого отверстия цилиндра равен внешнему диаметру предыдущего цилиндра, а расстояния между внешними и внутренними диаметрами цилиндров равны (рисунок 3). Центры цилиндров совпадают с центром объекта Continuous Injection.

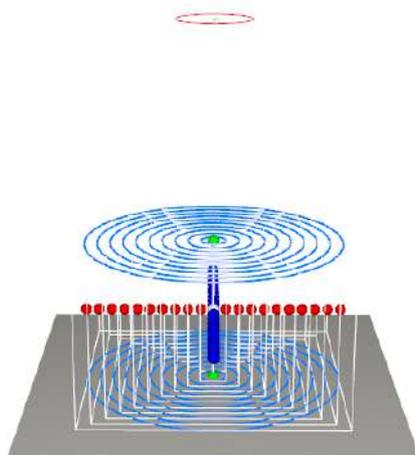


Рисунок 3 – Расположение цилиндрических пользовательских процессов

Идея авторской методики определения УЕО заключается в том, что частицы, выпущенные из Continuous Injection, будут образовывать насыпь с центром, примерно совпадающим с центром пользовательских процессов – цилиндров. Данные процессы поделят насыпь на кольцевые сектора, в каждом из которых можно будет определить максимальную высоту частицы (рис. 4).

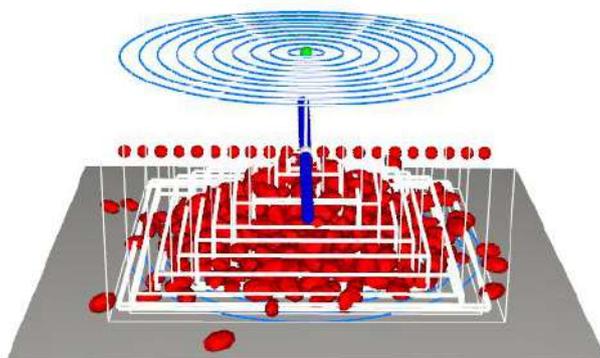


Рисунок 4 – Разделение образовавшейся насыпи на кольцевые сектора

Получив максимальную высоту в каждом секторе, можно построить точечный график и вывести по нему уравнение линейной регрессии (рисунок 5).

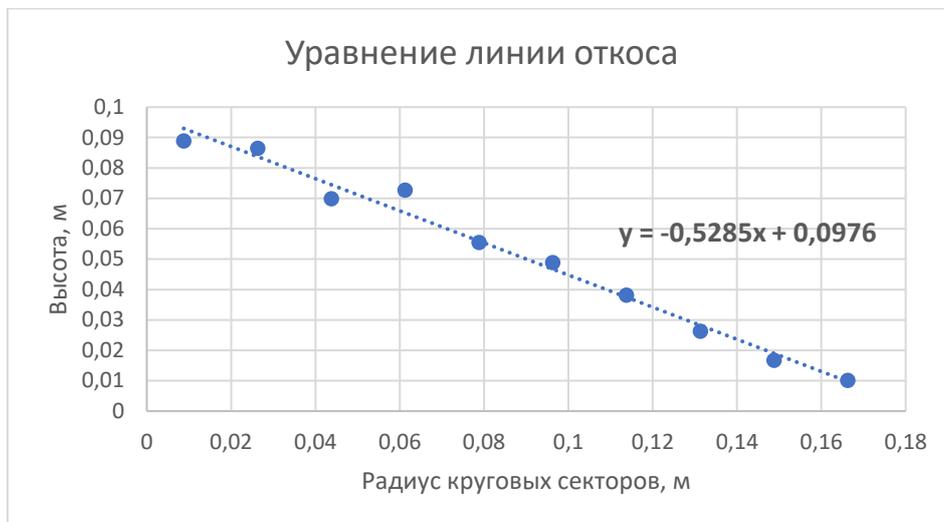


Рисунок 5 – Точечный график с линейной регрессией максимальных высот

Зная данное уравнение, заданное в виде уравнения с угловым коэффициентом (1), по формуле 2 можно определить тангенс угла между получившейся и горизонтальной прямой.

$$y = kx + b, (1)$$

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{k_2 - k_1}{1 + k_1 k_2} (2)$$

Так как в данном случае уравнение горизонтальной прямой будет иметь вид $y = 0$, то формулу 2 можно сократить до вида $\operatorname{tg} \varphi = -k_1$.

В таблице 1 приведены общие характеристики угля, используемые в тестировании для частиц.

Таблица 1 – Используемые в модели параметры частиц угля

Параметр	Значение
Плотность	1300 кг/м ³
Модуль Юнга	5000 МПа
Коэффициент Пуассона	0,16
Размер	15 – 25 мм
Общая масса	2 кг

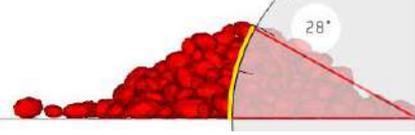
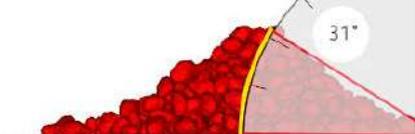
Чтобы у фрагментов, откалываемых от моделируемого угольного массива, имелось взаимное сцепление, которое бы имитировало содержание влаги в них, в имитационную модель была добавлена сила адгезии.

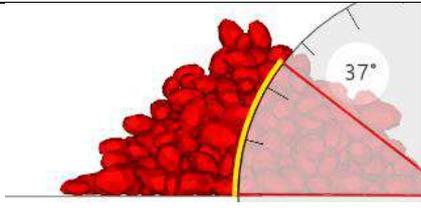
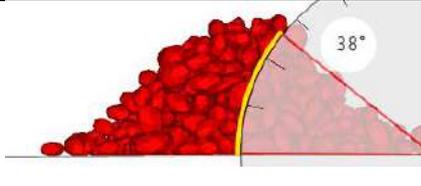
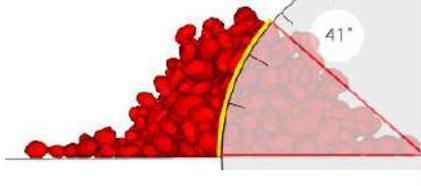
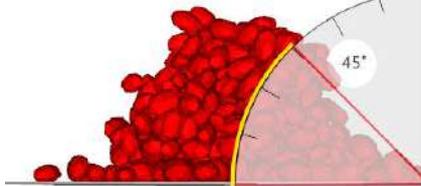
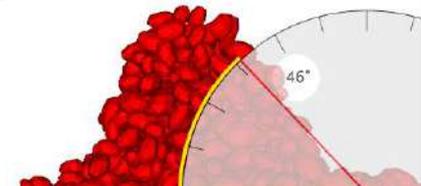
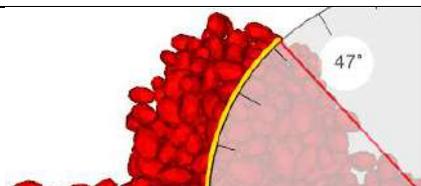
В Rocky DEM представлены две модели сцепления, работающих с выбранной нами упругопластической моделью нормального контакта (Normal Force), называемой гистерезисной нормальной пружиной (Hysteretic Linear Spring):

- Модель постоянной адгезии. Используется для моделирования поведения адгезивных (клеевых) материалов, не проявляющих эффекта консолидации (уплотнения) под напряжением.
- Модель линейной адгезии. В отличие от модели постоянной адгезии эта модель подходит для гранулированных материалов с уплотнением под напряжением.

Для обеих моделей сцепления были проведены имитационные тесты на УЕО в среде RockyDEM. Подбираемые параметры и результаты тестов при постоянной и линейной адгезии приведены в таблицах 2 – 3 соответственно.

Таблица 2 – Результаты калибровочных тестов с постоянной адгезией

Постоянная адгезия						
№	Адгезионное расстояние, м	Доля силы	Коэффициент статического/динамического трения	Сопротивление качению	Угол естественного откоса, °	Результат
1	0,0001	0,5	0,7	0,2	27,86	
2	0,0001	1,5	0,7	0,2	30,85	

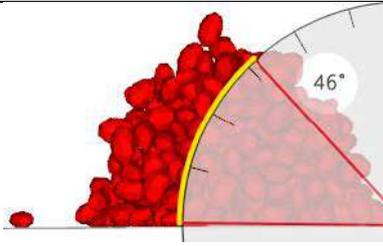
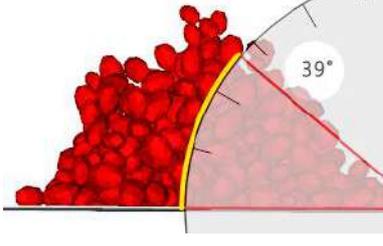
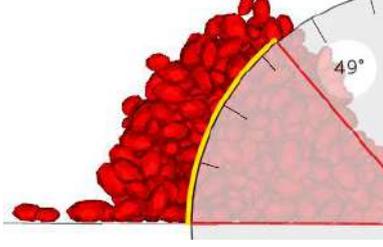
Постоянная адгезия						
№	Адгезионное расстояние, м	Доля силы	Коэффициент статического/динамического трения	Сопротивление качению	Угол естественного откоса, °	Результат
3	0,0001	2,5	0,7	0,2	37,1	
4	0,0001	3	0,7	0,2	37,58	
5	0,0001	3,5	0,7	0,2	41,02	
6	0,0001	5	0,7	0,2	44,72	
7	0,0001	5,5	0,85	0,3	46,35	
8	0,0001	6	0,85	0,3	46,95	

Как показывают исследования [284–287], для влажного угля УЕО лежит в пределах от 45 градусов и выше в зависимости от степени влажности.

Углы естественного откоса, входящие в предполагаемый предел, получились в тестах №7, 8 с постоянной адгезией и тестах № 1, 3 с линейной адгезией.

Наилучший результат сцепления был получен в тесте №3 с линейной адгезией, т.к. угол, получаемый в результате, оказался наибольшим по сравнению с остальными тестами.

Таблица 3 – Результаты калибровочных тестов с линейной адгезией

Линейная адгезия						
№	Адгезионное расстояние, м	Доля жесткости	Коэффициент статического/динамического трения	Сопротивление качению	Угол естественного откоса, °	Результат
1	0,00001	0,01	0,7	0,2	45,99	
2	0,000001	0,05	0,7	0,2	39,02	
3	0,00001	0,015	0,7	0,2	48,65	

Принцип работы данной модели сцепления состоит в том, что пока фактическое расстояние между двумя близкорасположенными соседними объектами больше клеевого расстояния, то сила сцепления будет равна нулю. Когда данный порог будет пройден и объекты начнут сближаться, сила адгезии увеличится пропорционально разнице между клеевым и фактическим расстоянием. После достижения объектами физического контакта, адгезионная сила будет также расти,

но уже пропорционально сумме расстояния сцепления и контактного перекрытия [224]. Отсюда следует, что чем больше контактное перекрытие между объектами, тем больше сила адгезии. Данная модель адгезии хорошо подходит для моделирования условий сцепления между влажными частицами угля.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ НАУЧНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР УГЛЯ И УГЛЕХИМИИ
СИБИРСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»
(ФИЦ УУХ СО РАН)

УТВЕРЖДАЮ
Директор ФИЦ УУХ СО РАН

_____ В.Н. Кочетков
" " _____ 2024 г.

**ПРОГРАММНАЯ СИСТЕМА «РАСЧЁТ МАССОВОГО РАСХОДА ПРИ ВЫПУСКЕ
УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ»**

Описание программы

Computer-program-LDPP-2024-0002

Листов 11

Руководитель НИР

К.т.н. _____ А.Н. Стародубов
(подпись, дата)

Име. № подл.	Подпись и дата
Взам. име. №	Име. № дубл.
Подпись и дата	Подпись и дата

Кемерово 2024

АННОТАЦИЯ

Программная система «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» разработана в рамках выполнения государственной программы Кемеровской области – Кузбасса «Наука и университеты Кузбасса» на 2022-2026 годы (соглашение от 22.11.2022 г. №1).

Система может использоваться для поиска оптимальных параметров выпуска угля подкровельной толщи на забойный конвейер при ведении очистных работ в шахтах.

СОДЕРЖАНИЕ

1	Общие сведения	4
1.1	Обозначение и наименование программы.....	4
1.2	Программное обеспечение, необходимое для функционирования программы.....	4
2	Функциональное назначение	5
3	Описание логической структуры	6
3.1	Алгоритм программы	6
3.2	Используемые методы	6
3.3	Структура программы с описанием функций составных частей и связи между ними	6
3.4	Связи программы с другими программами.....	7
4	Используемые технические средства	8
5	Вызов и загрузка	9
5.1	Способ вызова программы с соответствующего носителя данных.....	9
5.2	Входные точки в программу	9
6	Входные данные.....	10
6.1	Характер, организация и предварительная подготовка входных данных	10
7	Выходные данные	11
7.1	Характер и организация выходных данных	11
7.2	Формат, описание и способ кодирования выходных данных	11

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

1.1 Обозначение и наименование программы

«Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи»

Система может использоваться для поиска оптимальных параметров выпуска угля подкровельной толщи на забойный конвейер при ведении очистных работ в угольных шахтах.

1.2 Программное обеспечение, необходимое для функционирования программы

Корректная работа программы требует наличия оперативной системы Windows 7 или поздней версии Windows-совместимых систем.

2 ФУНКЦИОНАЛЬНОЕ НАЗНАЧЕНИЕ

Программная система «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» методами математического программирования вычисляет оптимальные и субоптимальные параметры выпуска угля подкровельной толщи во время ведения очистных работ при добыче угля подземным способом. При этом учитываются ограничения, наложенные на параметры работы выпускной системы выпускающих крепей – частоту работу питателя ν (Гц) и угол наклона заслона α (°). Учёт данных ограничений позволяет не перегружать забойный конвейер и осуществлять плавный выпуск с учётом физико-технических параметров выпуска.

3 ОПИСАНИЕ ЛОГИЧЕСКОЙ СТРУКТУРЫ

3.1 Алгоритм программы

Запущенная программа представляет пользователю матрицу размером 7×7 ячеек, в которой необходимо задать массовый расход угля при выпуске с одной крепи при различных значениях частоты работу питателя ν и угла наклона заслона α . При необходимости размерность матрицы можно поменять, установив желаемые количества строк и столбцов матрицы в элементах интерфейса ниже неё. Далее пользователю необходимо указать число крепей, на которых одновременно будет осуществляться выпуск, а также предельную загрузку конвейера $M_{ПРЕД}$ (кг), исключаящую его перегрузку.

При нажатии пользователем кнопки «Сгенерировать варианты» система запускает математическое программирование, которое превентивно отсекает расчёт априори неэффективных вариантов при выставленных ограничениях.

В результате пользователю предоставляется таблица с результатами, в которой будут указаны все допустимые параметры выпуска угля подкровельной толщи с сортировкой от оптимального на ухудшение массового расхода выпуска. Для каждого варианта для каждой крепи будут указаны параметры ν и α , позволяющие получить соответствующее значение массового расхода угля с крепи.

3.2 Используемые методы

Метод математического программирования.

3.3 Структура программы с описанием функций составных частей и связи между ними

Программа состоит из одной формы, на которую пользователь вносит входные данные и получает всю информацию о каждом варианте выпуска угля подкровельной толщи, а также модуля оптимизации методом математического программирования.

3.4 Связи программы с другими программами

Во время работы система не взаимодействует со сторонними программами или созданными ими файлами.

4 ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА

Для работы необходимо обеспечить:

- Не менее 2 ГБ оперативной памяти;
- 32- или 64-разрядный процессор Intel® или AMD® с тактовой частотой не менее 1 ГГц.
- 18 Кб места на жестком диске.

5 ВЫЗОВ И ЗАГРУЗКА

5.1 Способ вызова программы с соответствующего носителя данных

Программная система «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» вызывается двойным щелчком левой кнопки компьютерной мыши на исполняемом файле «Vyrusk1.exe».

5.2 Входные точки в программу

Программа имеет единственную точку входа, которая вызывает метод создания новой формы интерфейса.

6 ВХОДНЫЕ ДАННЫЕ

6.1 Характер, организация и предварительная подготовка входных данных

Данные для системы оптимизации задаются непосредственно после открытия файла. Входными данными являются:

- Матрица массового расхода угля при его выпуске из подкровельной толщи при определённых значениях частоты работы питателя ν (Гц) и угла наклона заслона α ($^{\circ}$), кг/сек.;
- Число одновременно выпускающих крепей, шт.;
- Предельная нагрузка на забойный конвейер, кг.

7 ВЫХОДНЫЕ ДАННЫЕ

7.1 Характер и организация выходных данных

Таблица с расчётами хранится в оперативной памяти ПК во время работы программы.

7.2 Формат, описание и способ кодирования выходных данных

Выходные данные представлены в виде таблицы с результатами, в которой будут указаны все допустимые параметры выпуска угля подкровельной толщи с сортировкой от оптимального на ухудшение массового расхода выпуска. Для каждого варианта для каждой крепи будут указаны параметры ν и α , позволяющие получить соответствующее значение массового расхода угля с крепи.

Оценка массового расхода угля при выпуске

Задайте матрицу массового расхода выпуска с одной крепи (кг/с)

Частота работы питателя

Угол наклона заслона	0.25 Гц	0.29 Гц	0.33 Гц	0.40 Гц	0.50 Гц	0.67 Гц	1.00 Гц	2.00 Гц
10°	25,34	33,09	44,27	49,12	63,93	83,1	129,01	285,28
15°	39,24	42,21	47,51	53,92	68,48	89,4	136,1	293,27
22°	47,72	52,74	53,93	64,33	78,95	96,34	152,33	304,74
30°	57,26	67,21	75,34	78,58	89,54	115,45	174,32	329,23
35°	75,43	81,5	80,29	96,46	110,31	136,56	183,99	347,47
40°	101,27	110,69	114,38	117,41	142,44	157,6	353,78	377,49
45°	141,36	151,22	150,55	166,4	175,66	200,44	246,25	400,24

7 Число значений угла открытия заслона
7 Число значений частоты работы питателя

Применить значения к матрице

5 Число одновременно выпускающих крепей
450 Предельная нагрузка конвейера, кг

Сгенерировать варианты

Матрица результатов

Массовый расход, кг/с	Крепь 1		Крепь 2		Крепь 3		Крепь 4		Крепь 5	
	Градус	Частота								
450	35°	0,67 Гц	30°	0,67 Гц	22°	0,67 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,25 Гц
450	35°	0,67 Гц	35°	0,50 Гц	35°	0,40 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,29 Гц
450	40°	0,29 Гц	35°	0,50 Гц	35°	0,29 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,29 Гц
450	40°	0,33 Гц	35°	0,40 Гц	35°	0,33 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,40 Гц
450	40°	0,50 Гц	35°	0,67 Гц	22°	0,40 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,29 Гц
450	40°	0,50 Гц	40°	0,40 Гц	35°	0,25 Гц	30°	0,29 Гц	15°	0,33 Гц
450	40°	0,50 Гц	40°	0,50 Гц	30°	0,25 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,33 Гц
450	45°	0,29 Гц	40°	0,29 Гц	30°	0,33 Гц	15°	0,50 Гц	10°	0,33 Гц
450	45°	0,33 Гц	35°	0,40 Гц	30°	0,50 Гц	22°	0,40 Гц	10°	0,40 Гц
450	45°	0,33 Гц	35°	0,67 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,25 Гц	10°	0,25 Гц
450	45°	0,33 Гц	40°	0,33 Гц	35°	0,29 Гц	22°	0,40 Гц	15°	0,25 Гц
450	45°	0,40 Гц	40°	0,40 Гц	22°	0,40 Гц	22°	0,29 Гц	10°	0,40 Гц
450	45°	1,00 Гц	35°	0,25 Гц	22°	0,25 Гц	15°	0,33 Гц	10°	0,29 Гц

Рисунок 1 – Итоговая таблица с параметрами, отсортированными по массовому расходу угля подкровельной толщи на забойный конвейер

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ НАУЧНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР УГЛЯ И УГЛЕХИМИИ
СИБИРСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК»
(ФИЦ УУХ СО РАН)

УТВЕРЖДАЮ
Директор ФИЦ УУХ СО РАН

_____ В.Н. Кочетков
" " _____ 2024 г.

**ПРОГРАММНАЯ СИСТЕМА «РАСЧЁТ МАССОВОГО РАСХОДА ПРИ ВЫПУСКЕ УГЛЯ
ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ»**

Руководство пользователя

Computer-program-LDPP-2024-0002

Листов 7

Руководитель НИР
к.т.н. _____ А.Н. Стародубов
(подпись, дата)

Кемерово 2024

Име. № подл.	Подпись и дата
Взам. инв. №	Име. № дубл.
Подпись и дата	Подпись и дата

Содержание

1 Назначение программы.....	3
2 Условия выполнения программы	4
3 Выполнение программы	5
4 Сообщения оператору.....	7

1 Назначение программы

Программная система «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» методами математического программирования вычисляет оптимальные и субоптимальные параметры выпуска угля подкровельной толщи во время ведения очистных работ при добыче угля подземным способом. При этом учитываются ограничения, наложенные на параметры работы выпускной системы выпускающих крепей – частоту работу питателя ν (Гц) и угол наклона заслона α ($^\circ$). Учёт данных ограничений позволяет не перегружать забойный конвейер и осуществлять плавный выпуск с учётом физико-технических параметров выпуска.

2 Условия выполнения программы

Корректная работа программы требует наличия оперативной системы Windows 7 или поздней версии Windows-совместимых систем. Для работы необходимо обеспечить:

- Не менее 2 ГБ оперативной памяти;
- 32- или 64-разрядный процессор Intel® или AMD® с тактовой частотой не менее 1 ГГц.
- 18 Кб места на жестком диске.

3 Выполнение программы

Программная система «Расчёт массового расхода при выпуске угля подкровельной толщи» вызывается двойным щелчком левой кнопки компьютерной мыши на исполняемом файле «Vypusk1.exe». Программа имеет единственную точку входа, которая вызывает метод создания новой формы интерфейса.

Данные для системы оптимизации задаются непосредственно после открытия файла. Входными данными являются:

- Матрица массового расхода угля при его выпуске из подкровельной толщи при определённых значениях частоты работы питателя ν (Гц) и угла наклона заслона α ($^{\circ}$), кг/сек.;
- Число одновременно выпускающих крепей, шт.;
- Предельная нагрузка на забойный конвейер, кг.

Запущенная программа представляет пользователю матрицу размером 7×7 ячеек, в которой необходимо задать массовый расход угля при выпуске с одной крепи при различных значениях частоты работу питателя ν и угла наклона заслона α . При необходимости размерность матрицы можно поменять, установив желаемые количества строк и столбцов матрицы в элементах интерфейса ниже неё. Далее пользователю необходимо указать число крепей, на которых одновременно будет осуществляться выпуск, а также предельную загрузку конвейера МПРЕД (кг), исключаящую его перегрузку (рис. 1). При нажатии пользователем кнопки «Сгенерировать варианты» система запускает математическое программирование, которое превентивно отсекает расчёт априори неэффективных вариантов при выставленных ограничениях.

Этапы работы с компьютерной системой:

<p>Задание матрицы массового расхода выпуска с одной крепи</p>	<p>Задайте матрицу массового расхода выпуска с одной крепи (кг/с)</p> <p>Частота работы питателя</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Угол наклона заслона</th> <th>0,25 Гц</th> <th>0,29 Гц</th> <th>0,33 Гц</th> <th>0,40 Гц</th> <th>0,50 Гц</th> <th>0,67 Гц</th> <th>1,00 Гц</th> <th>2,00 Гц</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>▶ 10°</td> <td>25,34</td> <td>33,09</td> <td>44,27</td> <td>49,12</td> <td>63,93</td> <td>83,1</td> <td>129,01</td> <td>285,28</td> </tr> <tr> <td>15°</td> <td>39,24</td> <td>42,21</td> <td>47,51</td> <td>53,92</td> <td>68,48</td> <td>89,4</td> <td>136,1</td> <td>293,27</td> </tr> <tr> <td>22°</td> <td>47,72</td> <td>52,74</td> <td>53,93</td> <td>64,33</td> <td>78,95</td> <td>96,34</td> <td>152,33</td> <td>304,74</td> </tr> <tr> <td>30°</td> <td>57,26</td> <td>67,21</td> <td>75,34</td> <td>78,58</td> <td>89,54</td> <td>115,45</td> <td>174,32</td> <td>329,23</td> </tr> <tr> <td>35°</td> <td>75,43</td> <td>81,5</td> <td>80,29</td> <td>96,46</td> <td>110,31</td> <td>136,56</td> <td>183,99</td> <td>347,47</td> </tr> <tr> <td>40°</td> <td>101,27</td> <td>110,69</td> <td>114,38</td> <td>117,41</td> <td>142,44</td> <td>157,6</td> <td>353,78</td> <td>377,49</td> </tr> <tr> <td>45°</td> <td>141,36</td> <td>151,22</td> <td>150,55</td> <td>166,4</td> <td>175,66</td> <td>200,44</td> <td>246,25</td> <td>400,24</td> </tr> </tbody> </table>	Угол наклона заслона	0,25 Гц	0,29 Гц	0,33 Гц	0,40 Гц	0,50 Гц	0,67 Гц	1,00 Гц	2,00 Гц	▶ 10°	25,34	33,09	44,27	49,12	63,93	83,1	129,01	285,28	15°	39,24	42,21	47,51	53,92	68,48	89,4	136,1	293,27	22°	47,72	52,74	53,93	64,33	78,95	96,34	152,33	304,74	30°	57,26	67,21	75,34	78,58	89,54	115,45	174,32	329,23	35°	75,43	81,5	80,29	96,46	110,31	136,56	183,99	347,47	40°	101,27	110,69	114,38	117,41	142,44	157,6	353,78	377,49	45°	141,36	151,22	150,55	166,4	175,66	200,44	246,25	400,24
Угол наклона заслона	0,25 Гц	0,29 Гц	0,33 Гц	0,40 Гц	0,50 Гц	0,67 Гц	1,00 Гц	2,00 Гц																																																																	
▶ 10°	25,34	33,09	44,27	49,12	63,93	83,1	129,01	285,28																																																																	
15°	39,24	42,21	47,51	53,92	68,48	89,4	136,1	293,27																																																																	
22°	47,72	52,74	53,93	64,33	78,95	96,34	152,33	304,74																																																																	
30°	57,26	67,21	75,34	78,58	89,54	115,45	174,32	329,23																																																																	
35°	75,43	81,5	80,29	96,46	110,31	136,56	183,99	347,47																																																																	
40°	101,27	110,69	114,38	117,41	142,44	157,6	353,78	377,49																																																																	
45°	141,36	151,22	150,55	166,4	175,66	200,44	246,25	400,24																																																																	
<p>Изменение размерности матрицы массового расхода выпуска с одной крепи (при необходимости)</p>	<p>7 <input type="text"/> Число значений угла открытия заслона</p> <p>7 <input type="text"/> Число значений частоты работы питателя</p> <p><input type="button" value="Применить значения к матрице"/></p>																																																																								
<p>Настройка предельной загрузки конвейера и числа крепей</p>	<p>3 <input type="text"/> Число одновременно выпускающих крепей</p> <p>450 <input type="text"/> Предельная загрузка конвейера, кг</p> <p><input type="button" value="Сгенерировать варианты"/></p>																																																																								

4 Сообщения оператору

Выходные данные представлены в виде таблицы с результатами, в которой будут указаны все допустимые параметры выпуска угля подкровельной толщ с сортировкой от оптимального на ухудшение массового расхода выпуска. Для каждого варианта для каждой крепи будут указаны параметры ν и α , позволяющие получить соответствующее значение массового расхода угля с крепи.

	Матрица результатов									
	Массовый расход, кг/с	Крепь 1		Крепь 2		Крепь 3		Крепь 4		Крепь 5
		Градус	Частота	Градус	Частота	Градус	Частота	Градус	Частота	Градус
450	35°	0,67 Гц	30°	0,67 Гц	22°	0,67 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,25 Гц
450	35°	0,67 Гц	35°	0,50 Гц	35°	0,40 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,29 Гц
450	40°	0,29 Гц	35°	0,50 Гц	35°	0,29 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,29 Гц
450	40°	0,33 Гц	35°	0,40 Гц	35°	0,33 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,40 Гц
450	40°	0,50 Гц	35°	0,67 Гц	22°	0,40 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,29 Гц
450	40°	0,50 Гц	40°	0,40 Гц	35°	0,25 Гц	30°	0,29 Гц	15°	0,33 Гц
450	40°	0,50 Гц	40°	0,50 Гц	30°	0,25 Гц	22°	0,33 Гц	22°	0,33 Гц
450	45°	0,29 Гц	40°	0,29 Гц	30°	0,33 Гц	15°	0,50 Гц	10°	0,33 Гц
450	45°	0,33 Гц	35°	0,40 Гц	30°	0,50 Гц	22°	0,40 Гц	10°	0,40 Гц
450	45°	0,33 Гц	35°	0,67 Гц	35°	0,33 Гц	30°	0,25 Гц	10°	0,25 Гц
450	45°	0,33 Гц	40°	0,33 Гц	35°	0,29 Гц	22°	0,40 Гц	15°	0,25 Гц
450	45°	0,40 Гц	40°	0,40 Гц	22°	0,40 Гц	22°	0,29 Гц	10°	0,40 Гц
450	45°	1,00 Гц	35°	0,25 Гц	22°	0,25 Гц	15°	0,33 Гц	10°	0,29 Гц

Матрица
результатов

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

ГГУ – горно-геологические условия;

ГТУ – горнотехнические условия;

ГМ – горная масса;

FDM – метод связанных конечных разностей;

DEM (МДЭ) – метод дискретных элементов;

УЕО – угол естественного откоса;

UMS – Underground Mining Simulator;

MTSS – Manufacturing and Transportation Simulation System;

ГГИС – Горно-геологические информационные системы;

PFC – универсальная среда моделирования отдельных элементов;

EDEM (DEM Solutions Ltd.) – высокопроизводительное программное обеспечение для моделирования сыпучих и гранулированных материалов;

PyGran – инструментарий с открытым исходным кодом для анализа данных моделирования DEM;

MUSEN – система DEM моделирования с открытым исходным кодом;

ESSS (Engineering and Scientific Software) – бразильская компания, разрабатывающая различные передовые программные продукты и инструменты автоматизированного проектирования в электромагнетизме, гидродинамике, структурном анализе и мультифизике в т.ч. Rocky DEM;

MTSS (Manufacturing and Transportation Simulation System) - система имитационного моделирования;

ДСО – длинные столбы с полным обрушением кровли;

ПШО – подэтажная штрековая выемка с обрушением кровли;

IEZ – изолированная извлеченная зона;

ПП – пользовательский процесс;

β – угол наклона питателя крепи, °;

α – угол наклона заслона крепи, °;

B – ширина выпускного окна крепи, мм;

N – количество секций крепи, шт.;

$F_{\text{сумм}}$ – суммарная сила, Н;

$F_{\text{объем}}$ – объемная сила, Н;

$F_{\text{поверх}}$ – поверхностная сила, Н;

m – масса, кг;

v – скорость, м/с;

t – время, с;

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

$v_{\text{старая}}$ – текущая скорость частицы, м/с;

Δt – временной шаг, с;

$x_{\text{новая}}$ – новая точка расположения частицы;

$x_{\text{старая}}$ – текущая точка расположения частицы;

V_c – скорость скребка, м/с;

L_k – длина конвейера, м;

R – радиус изогнутой части конвейера, м;

ω_c – угловая скорость, рад/с;

ν – частота возвратно-поступательного движения, Гц;

A – амплитуда движения, м;

r_{max} – расстояние от самой дальней начальной точки до начала полярной системы координат, м;

r_D – длина хвостовой балки секции, м;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

t – время обрушения, с;

θ – угол движения (т.е. угол между линией, соединяющей верхние угольные частицы, и началом полярной системы координат, и вертикальной линией), °;

θ_G – критический угол движения, °;

K_m – коэффициент коррекции ускорения свободного падения;

$Q_{\text{пот}}$ – потери угля в завальном пространстве, т;

m_y, m_{Π} – мощность угля подкровельной толщи и разупрочненных пород кровли, м;

M_{Π} – масса пород кровли, приходящихся на 1 м² площади угля подкровельной толщи;

где Q – скорость износа, мм³;

K – постоянный коэффициент износа, мм³/м;

W – общая нормальная нагрузка, Н;

L – путь трения поверхностей, м;

H – твердость более мягкой из двух поверхностей, НРС или Па;

Q_T – часовая производительность конвейера, т/ч;

V_{Π} – скорость цепи конвейера, м/с.