

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ
ИНСТИТУТ ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР
ИМ. АКАДЕМИКА Н.В.МЕЛЬНИКОВА РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК
(ИПКОН РАН)

На правах рукописи



КОПЫЛОВ Константин Николаевич

**ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МЕТОДА
ОПТИМАЛЬНОГО УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ОТБОЙКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ УГЛЯ
КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЗАБОЯ**

Специальность 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

Диссертация

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук, профессор
Кубрин Сергей Сергеевич

Москва 2019

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| ВВЕДЕНИЕ..... | 4 |
| 1 Обзор моделей технологических процессов комплексно-механизированных забоев отбойки и транспортировки угля и анализ фактических показателей работы выемочных участков..... | 11 |
| 1.1 Использование оперативного управления горными работами и перспективы его развития..... | 11 |
| 1.2 Основные особенности проведения моделирования работы технологического оборудования выемочного участка..... | 17 |
| 1.3 Обзор моделей технологических процессов отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированных забоев отбойки и транспортировки угля..... | 25 |
| 1.4 Анализ причин простоев при ведении выемочных работ..... | 29 |
| 1.5 Анализ нормативных и фактических показателей работы выемочного участка шахты «Полысаевская»..... | 38 |
| 1.6 Выводы..... | 51 |
| 2 Разработка математической модели технологических процессов отбойки и транспортировки угля на выемочном участке..... | 53 |
| 2.1 Анализ факторов, влияющих и определяющих функционирование технологических процессов выемочного участка..... | 53 |
| 2.2 Составление модели технологических процессов отбойки и транспортировки угля на выемочном участке..... | 59 |
| 2.3 Проведение вычислительных экспериментов с помощью математической модели транспортировки угля на выемочном участке..... | 78 |
| 2.4 Выводы..... | 81 |
| 3 Проведение шахтных экспериментов по определению параметров работы комплексно-механизированного забоя..... | 83 |
| 3.1 Описание выемочного участка №17-49 шахты «Полысаевская»..... | 83 |

| | | |
|-----|--|-----|
| 3.2 | Основные результаты шахтных экспериментов по определению параметров работы комплексно-механизированного забоя..... | 85 |
| 3.3 | Проверка адекватности разработанной математической модели технологических процессов отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированного забоя..... | 98 |
| 3.4 | Выводы | 104 |
| 4 | Исследование режимов работы комплексно-механизированного забоя с помощью компьютерного моделирования. | 105 |
| 4.1 | Определение оптимальных режимов работы комплексно-механизированного забоя..... | 105 |
| 4.2 | Обоснование необходимости оперативного управления работой комплексно-механизированного забоя..... | 115 |
| 4.3 | Сопоставление результатов моделирования работы комплексно-механизированного забоя с выемочным комбайном, оснащенный шнеками различной ширины захвата..... | 117 |
| 4.4 | Результаты определения оптимального режима работы комплексно-механизированного забоя при челночной схеме отбойки угля. | 122 |
| 4.5 | Практическое применение полученных результатов. | 124 |
| 4.6 | Выводы | 125 |
| | ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 127 |
| | СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ | 129 |
| | ПРИЛОЖЕНИЕ 1 | 142 |
| | ПРИЛОЖЕНИЕ 2 | 157 |

ВВЕДЕНИЕ

Процесс добычи твердых полезных ископаемых подземным способом относится к особо опасным видам производственной деятельности человека на планете. Показательной в этом случае является угольная промышленность. В Российской Федерации добыча угля по данным на 01 января 2018 года ведется на 161 предприятии, в том числе 53 угольных шахтах и 108 разрезах. При этом доля добычи угля подземным способом за последние годы остается на высоком уровне и составляет примерно четвертую часть от всего добываемого угля. В основном удельный вес добычи угля подземным способом приходится на комплексно-механизированные забои и составляет более 90%. Среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированные забои растет из года в год и составляет в Кузнецком бассейне 5006 т. Среди угольных компаний России по этому показателю лидирует АО «СУЭК» - 10843 т. В настоящее время на предприятиях АО «СУЭК» уровень комплексно-механизированной добычи составляет 100%. Увеличение среднесуточных нагрузок на комплексно-механизированные забои требует обязательного обеспечения нормативного уровня безопасной эксплуатации. В то же время, хронометраж работы комплексно-механизированного забоя свидетельствует о возможности повышения эффективности его работы. И в первую очередь это касается эффективности использования оборудования на выемочных участках.

Анализ работы технологического оборудования показывает, что его простои при добыче угля подземным способом составляют 30% от общего времени. На очистные работы приходится половина (15%) простоев при подземных горных работах. Детальный анализ распределения рабочего времени в течение суток и причин простоев машин и механизмов показал, что максимальное число простоев приходится на организационные, горно-геологические причины и неисправность машин и механизмов. По потерям времени максимальные значения приходятся на организационные и

технологические причины. Среднее время простоя единицы оборудования составляло 0,9 часов в сутки.

Таким образом, особую значимость приобретает правильный выбор режима оперативного управления комплексно-механизированным забоем при интенсивной отбойки угля. Поэтому, *обоснование и доказательства необходимости оперативного управления высокопроизводительным комплексно-механизированным забоем является актуальной научной задачей*. Перспективным направлением решения поставленной задачи является использование методов моделирования работы комплексно-механизированного забоя. Разработанные модели работы технологического оборудования выемочного участка шахты позволят осуществлять планирование и оперативное управление работой выемочного участка, выявлять негативные тенденции изменения техногенной среды и ранних предвестников аварийных происшествий, оценивать риски возможных простоев и аварийных происшествий, разрабатывать превентивные мероприятия по нейтрализации или минимизации возможных негативных проявлений.

Основной целью научного исследования является обоснование и оптимизация технико-технологических решений, повышающих эффективность добычи угля при эксплуатации комплексно-механизированных забоев.

Идея работы заключается в использовании оперативного управления комплексно-механизированным забоем на основе математического моделирования для оптимизации загрузки технологического оборудования при отработке выемочного участка.

Для достижения сформулированной цели научного исследования в работе **решались следующие задачи:**

- анализ причин и продолжительности простоев выемочных участков, отработывающих запасы комплексно-механизированными забоями;
- исследование неравномерности загрузки забойно-транспортного технологического оборудования выемочных участков;

- определение возможности повышения производительности комплексно-механизированных забоев при отработке выемочных столбов;
- определение влияния на производительность комплексно-механизированного забоя геометрических, технологических и техногенных параметров выемочного участка;
- разработка метода оперативного управления комплексно-механизированным забоем при отработке выемочных столбов.

Объектом исследования является горнотехническая система, включающая в себя массив горных пород (уголь, вмещающие породы) и технологическое оборудование комплексно-механизированного забоя (выемочной комбайн, скребковый конвейер, перегружатель с дробилкой, часть ленточного конвейера, находящегося в пределах выемочного участка до вентиляционной сбойки).

Предмет исследований – технологические режимы работы оборудования комплексно-механизированного забоя и параметры горнотехнической системы на выемочном участке.

Для решения поставленных задач в работе использовались **методы исследований**: планирование и проведения шахтных экспериментов, инструментальные наблюдения за параметрами состояния горнотехнической системы, технологического оборудования на выемочном участке, статистические методы обработки экспериментальных данных и оценки погрешности расчетов, теория вероятности, методы имитационного и математического моделирования, методы оптимизации.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. Разработано математическое описание движения угля на выемочном участке, отличающееся возможностью учета неравномерности отбойки угля и позволяющее определять объемы угля, находящиеся на каждом элементе транспортной линии в любой момент времени, с ошибкой в среднем не более 8%.
2. Для обеспечения оптимальной производительности выемочного участка

скорость подачи выемочного комбайна во время рабочего прохода должна изменяться таким образом, чтобы обеспечить наибольшую загрузку транспортной линии отбитым углем в кратчайший срок до объема, суммарное выделение метана из которого не превышает нормативного уровня безопасной эксплуатации.

3. Использование оптимального режима подачи выемочного комбайна во время рабочего прохода, обеспечивающего оптимальную загрузку технологического оборудования, увеличивает интенсивность отбойки угля на 20-30%.

4. Оперативное управление работой высокопроизводительного технологического оборудования комплексно-механизированного забоя должно выполняться на основе найденного с помощью математического моделирования оптимального режима изменения скорости подачи комбайна.

Научная новизна проведенного исследования заключается в обосновании необходимости оперативного управления режимами работы комплексно-механизированного забоя, при отработке выемочных участков, на основе использования математического моделирования для оптимизации загрузки транспортной линии; в разработке метода определения технологических режимов эксплуатации комплексно-механизированного забоя, обеспечивающих повышение производительности.

Научная новизна полученных результатов заключается:

1. В обосновании необходимости оперативного управления работой высокопроизводительного комплексно-механизированного забоя при отработке выемочных участков по причине возрастания неоднородности загрузки технологического оборудования при рабочем проходе комбайна.

2. В разработке метода определения режимов работы комплексно-механизированного забоя, обеспечивающего безопасную и наиболее производительную работу очистного участка.

3. В определении резерва производительности комплексно-механизированного забоя, обеспечивающего повышение нагрузки и рост добычи угля при рабочем проходе комбайна до 20 - 30%, рассчитанного на основе компьютерного

моделирования.

4. В обосновании влияния на производительность комплексно-механизированного забоя неравномерности загрузки забойно-транспортного комплекса.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

– использованием апробированных методик, средств и аппаратуры при проведении производственных экспериментальных исследований и наблюдений за изменением горнотехнической системы в ходе работы комплексно-механизированного забоя на выемочном участке;

– использованием при расчете классических положений по определению параметров горнотехнической системы при техногенном преобразовании массива горных пород;

- сходимостью результатов расчетов с фактически определенными параметрами горнотехнической системы и показателями работы комплексно-механизированного забоя в ходе производственных экспериментов на выемочном участке с точностью до 10-12%;

– положительным опытом практического применения разработанного метода определения режимов работы комплексно-механизированного забоя на шахтах АО «СУЭК».

Личный вклад автора заключается:

– в проведении комплекса производственных экспериментальных исследований на шахтах АО «СУЭК»;

– в установлении закономерностей изменения параметров горнотехнической системы при техногенном преобразовании массива горных пород на выемочном участке;

– в разработке метода определения режима работы комплексно-механизированного забоя с учетом неравномерности загрузки технологического оборудования выемочного участка;

- в оценке адекватности алгоритма расчета характеристик и параметров

горнотехнической системы выемочного участка в зависимости от режима работы комплексно-механизированного забоя.

Отличие от ранее выполненных работ заключается: в проведении теоретических исследований технологических параметров, характеризующих работу выемочного участка, учитывающих состояние горнотехнической системы, обосновании метода определения оптимальных режимов работы комплексно-механизированного забоя и проведением его опытной промышленной проверки на шахтах, в обосновании необходимости оперативного управления комплексно-механизированным забоем при отработке выемочных участков высокопроизводительным оборудованием.

Практическая ценность результатов работы состоит в разработке метода определения технологических режимов эксплуатации комплексно-механизированного забоя, обеспечивающих повышение производительности при отработке выемочных столбов.

Реализация работы. Положения, разработанные в диссертационной работе, реализованы в «Технической политике АО «СУЭК» в области организации управления комплексным механизированным забоем» на основе разработанной автором математической модели» и используются на шахтах АО «СУЭК» на выемочных участках.

Апробация работы. Результаты работы докладывались и обсуждались на XXIV, XXV и XXVI Международных научных симпозиумах «Неделя горняка», 13 Международной научной школе молодых ученых и специалистов. Института проблем комплексного освоения недр РАН, XXVII Международной научной школе им. академика С. А. Христиановича, Международной научно-практической конференции «Поземная угледобыча XXI век», III-rd International Innovative Mining Symposium (IIMS 2018), 39-th international symposium application of computers and operation research in the mineral industry (APCOM 2019)

Публикации. Результаты работы опубликованы в 20 научных статьях, в том числе 13 в рецензируемых ВАК РФ журналах.

Объем работы: Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка литературы, включающего 110 наименований, приложения, изложенных на 157 страницах машинописного текста, содержит 66 рисунков, 11 таблиц.

1 ОБЗОР МОДЕЛЕЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЗАБОЕВ ОТБОЙКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ УГЛЯ И АНАЛИЗ ФАКТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

1.1 Использование оперативного управления горными работами и перспективы его развития

Минерально-сырьевая база является материальной основой экономики Российской Федерации. Увеличение добычи стратегических видов минерального сырья (угля, железной руды, полиметаллической руды, алмазонасных руд и т.д.) производится за счет вовлечения в отработку новых, более глубоких рудных горизонтов или месторождений, разработка которых осложнена горнотехническими условиями или расположением в районах с неблагоприятными географо-экономическими и климатическими условиями. Одним из важнейших видов сырья является уголь. В эпоху индустриализации уголь был основным источником энергии [34]. От него зависела работа всех видов транспорта, выработка электроэнергии [44, 45, 54, 55], работа металлургических заводов. В наши дни уголь остается востребованным источником энергии. Объемов запасов угля в Российской Федерации хватит на несколько сотни и даже тысячи лет. Разработка угольных месторождений в России ведется открытым (108 разрезов) и подземным способами (53 угольных шахт). Российские угольные бассейны являются крупной отечественной сырьевой базой для энергетической, металлургической и коксохимической промышленности. В Кузбассе, Воркуте и других геолого-промышленных районах Российской Федерации находятся 92,5% метанообильных шахт. Месторождения России располагают крупнейшими в мире запасами каменного угля и являются самыми метаноносными: 8,3 кг метана в 1 тонне угля, против 7,4 кг/т в Великобритании, 6,7 кг/т в КНР, 5,0 кг/т в США и 3,6 кг/т в ФРГ.

Незначительная глубина залегания поверхности зоны метановых газов и высокий сорбционный потенциал углей обусловили высокую газоносность

углепородных толщ месторождений Воркуты и Кузбасса, где на достигнутых к настоящему времени глубинах ведения горных работ метаноносность угольных пластов находится в линейной зависимости от глубины их залегания. На больших глубинах метаноносность пластов угля приближается к 25-28 м³/т. Подземная разработка газоносных пластов угля в России осуществляется в основном в пяти федеральных округах, где обрабатываются 173 угольных пласта, причем наиболее метаноносные из них находятся в Сибирском и Северо-Западном регионах страны (в Кузнецком угольном бассейне 139 пластов и в Печерском угольном бассейне 10 пластов). По газообильности к сверхкатегорным по метану и опасным по внезапным выбросам относятся 79,2% шахт, к III категории – 13,4%, II и I категориям и негазовым – 7,4%. К склонным по самовозгоранию углей относятся 65% пластов [104 - 106, 109].

Абсолютная газообильность зависит от интенсивности добычи угля и в газовых шахтах достигает 150 м³/мин, а на выемочных участках – 80-90 м³/мин. Использование на шахтах высокопроизводительной угледобывающей техники привело к увеличению интенсивности добычи угля и метановыделения. Суточное производство угля в комплексно-механизированных забоях достигает 10-15 тыс. тонн, а в ряде случаев – 25-30 тыс.т/сут и даже превышают. При этом объемы добычи угля в метанообильных шахтах в существенной степени зависят от газоносности пластов угля и их количества в угленосной свите. Газовыделение в горные выработки при интенсивной отработке газоносных и высокогазоносных угольных пластов является тем самым «газовым барьером», который ограничивает использование современной очистной и проходческой техники в полном объеме, а внезапные загазирования горных выработок приводят к аварийным, а иногда и катастрофическим последствиям. Для угольной отрасли России, разрабатывающей наиболее метаноносные в мире пласты угля с содержанием метана в среднем 8,3 кг в 1 т угля против среднемирового показателя, равного 4,9 кг/т, крайне актуальным является устранение отрицательного влияния «газового фактора»:

– на безопасность ведения горных работ в метанообильных шахтах, где нередко случаются взрывы метановоздушных смесей, порой с весьма катастрофическими последствиями;

– на применение современной угледобывающей техники, обеспечивающей высокий уровень производства угля и скоростное проведение подготовительных выработок;

– на состояние атмосферы Земли при ее загрязнении стойким парниковым газом, каковым является угольный метан, так как метанообильность ряда шахт РФ при объеме добычи угля до 3-4 млн т в год достигает 150-200 м³/мин.

Освоены и эффективно используются на шахтах такие вспомогательные технологические процессы, как предварительная дегазация, предварительная разгрузка массива горных пород, однако, современное состояние горного производства требует более жесткой увязки совместного использования технологических операций основных и вспомогательных технологических процессов для обеспечения устойчивого и эффективного функционирования горного предприятия с целью минимизации рисков аварий и аварийных происшествий в условиях интенсивного комплексного освоения недр Земли. Наиболее эффективный механизм, на основе которого возможно взаимоувязанное совместное выполнение технологических операций являются автоматизированные системы управления, которые должны использовать данные систем мониторинга рудничной атмосферы, состояния массива горных пород, особенно призабойной зоны, гидрорежимов, параметры технологических процессов и технологического оборудования. Этот механизм не просто включает в себя вопросы, реализуемые информационными технологиями, он должен позволить выявить, на основе непрерывного мониторинга параметров горнотехнической системы при выполнении технологических процессов, изменение уровня рисков аварий и аварийных происшествий и обеспечить выработку управляющих воздействий в виде изменения режима выполнения технологической операции одного или

нескольких технологических процессов или выполнение дополнительных технологических операций. Другими словами, производить адаптивное управление технологическими процессами с постоянным контролем, как самих технологических процессов, так и состояния горнотехнической системы и на основе выявления изменения обеспечить приемлемые риски возникновения условий аварийных происшествий. В результате появляется возможность выявления причинно-следственных зависимостей, описывающих функционирование горнотехнической системы под воздействием тех или иных параллельно или последовательно выполняемых технологических процессов. Полное использование геоинформационных ресурсов, данных систем мониторинга природной и техногенной сред (массива горных пород, рудничной атмосферы, гидросферы, горных выработок, технологического оборудования) позволит повысить эффективность добывающего комплекса, снизить экономические издержки, улучшить управляемость горного производства [57].

В перспективе данное направление в своем развитии позволит в дальнейшем последовательно реализовать концепции «роботизированный забой», «интеллектуальный забой», «роботизированный участок» и в целом «интеллектуальная шахта». Одним из составляющих этого направления является использование оперативного управления выемочными работами [75]. В современных условиях развития информационных технологий и перехода страны на цифровую экономику оперативное управление должно базироваться на использовании данных о параметрах техногенной среды, получаемых от автоматизированных систем мониторинга и автоматизированных систем автоматизированного управления технологическими процессами. Одной из важнейшей составляющей любой системы оперативного управления является формализация технологических параметров работы оборудования комплексно-механизированного забоя. Для получения такого формализованного описания используют методы моделирования. При разработке моделей функционирования комплексно-механизированного забоя необходимо учесть множество условий, важнейшим из которых является взаимодействие

технологического оборудования с горнотехнической системой и характеризующий работу производственного участка. Поэтому разработка моделей, учитывающих основные характеристики технологии ведения горных работ с учетом параметров горнотехнической системы при добыче угля, особенно для выемочных участков представляет собой актуальную и требующую решения задачу.

Основным производственным участком по добычи угля на шахтах является выемочный участок с очистным забоем. На работу выемочного участка оказывают влияние множество факторов: горно-геологические (условия залегания угольного пласта, свойства угля и вмещающих пород и т.д.), горнотехнические (способ подготовки, схема проветривания, применяемые средства механизации, интенсивность отработки запасов выемочного участка). Эффективность работы выемочного участка определяется временем работы установленного оборудования по выемке угля и степенью использования установленной мощности при обеспечении безопасности обслуживающего персонала.

Основным показателем эффективности работы выемочного участка является среднесуточная нагрузка на очистной забой, которая определяется скоростью подачи комбайна и временем его работы за сутки. Величина скорости подачи должна определяться с учетом ограничений, вызванных недостаточной производительностью средств доставки, интенсивностью выделения метана, скоростью возведения и перемещения секций крепи и другими причинами. На эффективность работы комбайна оказывает влияние и скорость резания. Эта скорость в настоящее время определяется при проектировании и изготовлении выемочного комбайна и остается неизменной на все время его эксплуатации. Так как скорость резания конкретного добычного комбайна в настоящее время является величиной постоянной, то при изменении скорости подачи (при постоянной скорости вращения шнеков) изменяется сортность угля. В свою очередь гранулометрический состав

отбитого угля влияет на интенсивность метановыделения в лаве при его транспортировке в пределах выемочного участка.

Существующие программы (ХРАСК/XERAS, Arena, Mineframe, Anylogical и др.) предназначены для выполнения проектных работ, связанных с планированием производства горных работ с заранее заданными режимами работы выемочного участка и не позволяют изменять их при выполнении технологических процессов. Разработанные на основе имитационного моделирования, динамических подходов, сетях Петри, вариационного исчисления, динамического программирования модели транспортировки угля, выделения метана из груди забоя, отбитого угля и т.д. (Кунву Ли, В.В.Ткачев, А.В. Бубликова, Н.М.Качурин, А.А.Бухтияров, И.В.Сарычева [6, 7, 9] и др. [22, 63]) решают частные задачи, без учета взаимодействия всего технологического оборудования производственного участка (комбайн, скребковый конвейер, дробилка, перегружатель, секции крепи) и не определяют ни режимы технологических процессов, ни энергетические параметры. Анализ проведенных исследований показывает их эффективность на основе уже произошедших событий. Вопросы, связанные с неопределенностью функционирования горнотехнической системы вследствие анизотропии горно-геологического строения массива, процессами перераспределения нагрузки в массиве горных пород, составом и параметрами рудничной атмосферы, гидродинамическим режимом подземных вод не рассматривались.

Анализ научных публикаций связанных с моделированием технологических процессов угледобывающих предприятий показал, что разработанные модели, не являются моделями описания технологических процессов, позволяющими планировать и производить поддержку принятия решений для машиниста комбайна, начальника смены, диспетчера при осуществлении оперативного управления. Вопросы, связанные с выявлением негативных тенденций изменения техногенной среды и ранних предвестников аварийных происшествий не исследовались, оценки рисков возможных аварий и простоев не производились.

1.2 Основные особенности проведения моделирования работы технологического оборудования выемочного участка.

Цель моделирования работы очистного участка угольной шахты с учетом специфики применяемого оборудования, размеров выемочного столба и выполняемых технологических процессов может быть сформулирована следующим образом [1]:

1. Помочь в определении оперативного режима управления работой технологического оборудования комплексно-механизированного забоя.

2. Заменить невозможные и недопустимые к проведению на выемочном участке эксперименты, исследованием на разработанных и описывающих основные характеристики технологического процесса моделях. Применение вычислительных экспериментов позволяет существенно повысить качество принимаемых решений, уменьшить затраты и сократить сроки получения оптимальных результатов. В дальнейшем использование в режиме реального времени результатов моделирования будет способствовать выбору оптимальных параметров работы комплексно-механизированного забоя по добыче угля, отвечающих требуемому уровню риска условий возникновения аварийной ситуации.

3. Свести исследование реального объекта к решению математической задачи. Известное на сегодняшний день компьютерное обеспечение позволяет исследовать большое количество вариантов технологических процессов и параметров оборудования, выбрать и обосновать наиболее рациональное решение.

4. Получить эффективный инструмент исследования такой сложной системы как работающий комплексно-механизированный забой на выемочном участке. Математическое моделирование позволяет рассмотреть ряд одновременно протекающих в горно-геологической системе процессов и выбрать оптимальный инструмент их исследования.

5. Обобщить знания, накопленные об объекте – горнотехнической системе, включающей в себя массив горных пород (уголь, вмещающие породы)

и технологическое оборудование комплексно-механизированного забоя (выемочной комбайн, скребковый конвейер, перегружатель с дробилкой, часть ленточного конвейера, находящегося в пределах выемочного участка до вентиляционной сбойки). Полученные в ходе математического моделирования результаты, модель позволяет распространить научно технические знания на аналогичные выемочные участки, отрабатывающие запасы с помощью комплексно-механизированных забоев.

Следует назвать следующие преимущества математического моделирования по сравнению с натурным экспериментом [2]:

- экономичность (сбережение человеческих, материальных, временных и финансовых ресурсов), что особенно актуально с учетом стоимости и технологического оборудования комплексно-механизированного забоя и его энерговооружённости;
- возможность моделирования гипотетических режимов работы комплексно-механизированного забоя;
- возможность реализации режимов, опасных или трудновоспроизводимых в реальности, при которых возрастает вероятность аварийной остановки или аварийного происшествия;
- возможность изменения масштаба времени;
- простота многоаспектного анализа;
- возможность построения прогнозов на основе выявления общих закономерностей;
- наличие и универсальность технического и программного обеспечения для моделирования.

Математические методы прогнозирования имеют высокую достоверность получаемой информации. При прогнозировании параметров работы выемочного участка может быть использован метод математической экстраполяции, позволяющий количественно охарактеризовать прогнозируемые процессы. Он основан на изучении сложившихся в прошлом закономерностей развития изучаемого явления и распространения их на

будущее. Метод исходит из того, что при работе выемочного участка действует принцип инерции, т.е. наблюдаемые закономерности достаточно устойчивы в течение некоторого периода времени. Экстраполяция в прогнозировании осуществляется с помощью выравнивания статистических данных, фиксирующих изменение параметров во времени вне их связи с другими данными, влияние которых учитывается в усредненном виде лишь на основе опыта прошлого. Предпосылка о сохранении неизменности условий предшествующего периода при экстраполяции ограничивает возможности применения этого метода сравнительно непродолжительными периодами, в течение которых не происходит существенных качественных изменений. Наиболее достоверны результаты прогнозирования при соотношении продолжительности предшествующего периода (ретроспекции) и периода упреждения (проспекции). Для применения данного метода необходимо иметь продолжительный ряд показателей за прошедшей период. Данная информация изучается и обрабатывается. Фактический временной ряд измеренных данных выравнивается путем графоаналитического или статистического подбора аппроксимирующей функции. Далее разрабатывают гипотезы изменения объекта в прогнозный период (период упреждения) и формализуют их в виде количественных показателей (тенденций). При этом значения показателей можно прогнозировать не только на конец прогнозного срока, но и на промежуточных этапах [3].

Методы и приемы математической статистики, теории вероятности дают возможность использовать широкий круг функций для прогнозирования необходимого показателя во времени. Данные методы имеют недостатки, так как не может быть дан достоверный прогноз на длительный срок, если имеются скачкообразные изменения данных; нет возможности определить качественные характеристики прогнозируемых объектов. Построение формального (математического) описания технологического процесса с необходимой степенью достоверности называется его формализацией. Результат формализации технологического процесса – построение его модели.

Разработка модели основывается на представлении технологического процесса работы выемочного участка как сложной горно-геологической системы, включающей в себя массив горных пород (уголь, вмещающие породы) и технологическое оборудование комплексно-механизированного забоя (выемочной комбайн, скребковый конвейер, перегружатель с дробилкой, часть ленточного конвейера, находящегося в пределах выемочного участка до вентиляционной сбойки). Параметры этой горно-геологической системы в общем случае зависят от времени и носят вероятностный характер.

Основные требования к моделям технологического процесса.

1. Точность соответствия модели реальному технологическому процессу.

Обеспечивается изучением и максимально точным описанием взаимодействия параметров процесса.

2. Чувствительность модели.

Чувствительность модели состоит в значительных изменениях числовых значений показателей моделируемого процесса (производительности, энергоэффективности, загрузка и др.) при сравнительно малых изменениях исследуемых технологических параметров.

3. Непрерывность модели процесса.

Модель должна быть справедлива для широкого диапазона технологических режимов. Не выполнение этого свойства усложняет программы вычислений из-за необходимости проведения значительного количества проверок адекватности модели. Математическая модель технологического процесса является конечным результатом его формализации. При этом все соотношения между показателями и параметрами технологического процесса представляют в форме аналитических зависимостей.

Моделирование большинства технологических объектов можно выполнять на микро-, макро- и мегауровнях, различающихся степенью детализации рассмотрения процессов в рамках горно-геологической системы. [5]. Математической моделью технологического объекта на микроуровне

является обычно система дифференциальных уравнений с заданными краевыми условиями, но точное решение подобных систем удается получить лишь для частных случаев, поэтому первая задача, возникающая при моделировании, состоит в построении приближенной дискретной модели для численных исследований.

Математической моделью технологического объекта на макроуровне является также, как правило, система дифференциальных уравнений [25, 62, 67] с заданными начальными условиями, построенными на основе сочетания уравнений отдельных частей (этапов) технологического процесса с топологическими уравнениями, вид которых определяется связями между этими этапами. Для сложных топологических объектов с большим числом этапов приходится переходить на мегауровень.

На мегауровне моделируют в основном две категории технологических объектов: объекты, являющиеся предметом исследования теории динамических систем, и объекты, являющиеся предметом теории массового обслуживания, в том числе и других соответствующих стохастических методов. Для первой категории объектов возможно использование детерминированного или стохастического математического аппарата макроуровня, для второй категории объектов, как правило, используют стохастические методы событийного моделирования. Проверка адекватности математической модели осуществляется сравнением контрольных результатов с экспериментом; при несовпадении требуется уточнить модель.

Принципиальным при моделировании любых технологических объектов является упрощенное отражение в модели их важнейших для данного исследования свойств; модель воспроизводит объект в определенном ограниченном диапазоне условий и требований; различные модели могут описывать различные стороны объекта [5].

В горном деле применяются два способа математического моделирования: аналитический, предполагающий возможность весьма точного математического описания строго детерминированных систем, и

вероятностный, позволяющий получить неоднозначное решение, а его вероятностную характеристику (например, параметры шахты или какого-либо производственного процесса). В обоих случаях математическое моделирование объекта включает следующие основные этапы: изучение моделируемой горно-геологической системы, математическое описание системы, выбор критерия оптимальности, определение ограничений, составление алгоритма исследования модели на оптимум, разработка программы реализации алгоритма на ЭВМ [21, 28-30, 36, 43, 46-50, 52].

Общую последовательность этапов составления моделей технологического процесса можно представить в виде схемы (рис. 1.1) [4]. Построение модели начинается с определения основной задачи, которую следует решить на основе моделирования. В ходе реализации этапов моделирования или по его итогам основная задача может корректироваться или уточняться. Общее описание этапов построения математической модели работы комплексно-механизированного забоя, далее, проиллюстрировано на примере типового выемочного участка угольной шахты для условий Кузбасса.

Начальным этапом построения математической модели является изучение исходного объекта (комплексно-механизированного забоя). Выемочный участок является сложной горно-геологической системой, включающей в себя особенности его подготовки, топологию горных выработок. Использование спаренных горных выработок позволяет обеспечить обособленное разбавление метана на конвейерном штреке. При отработке выемочных столбов применяются различные схемы проветривания выемочного участка. Наиболее перспективной является комбинированная схема проветривания с восходящим движением воздуха по очистному забою и изолированному отводу метановоздушной струи через выработанное пространство. От выбора конструкции крепи подготовительных выработок зависит их безремонтное поддержание в течение всего срока службы и трудоемкость конечных операций при выемке угля. От свойств отрабатываемого пласта и вмещающих пород зависит необходимость применения предварительной дегазации и выбор

параметров угледобывающего комплекса и средств транспортировки отбитого угля. Кроме этого следует учитывать требования промышленной безопасности, изложенные в нормативных документах для соблюдения правил безопасности и охраны труда.

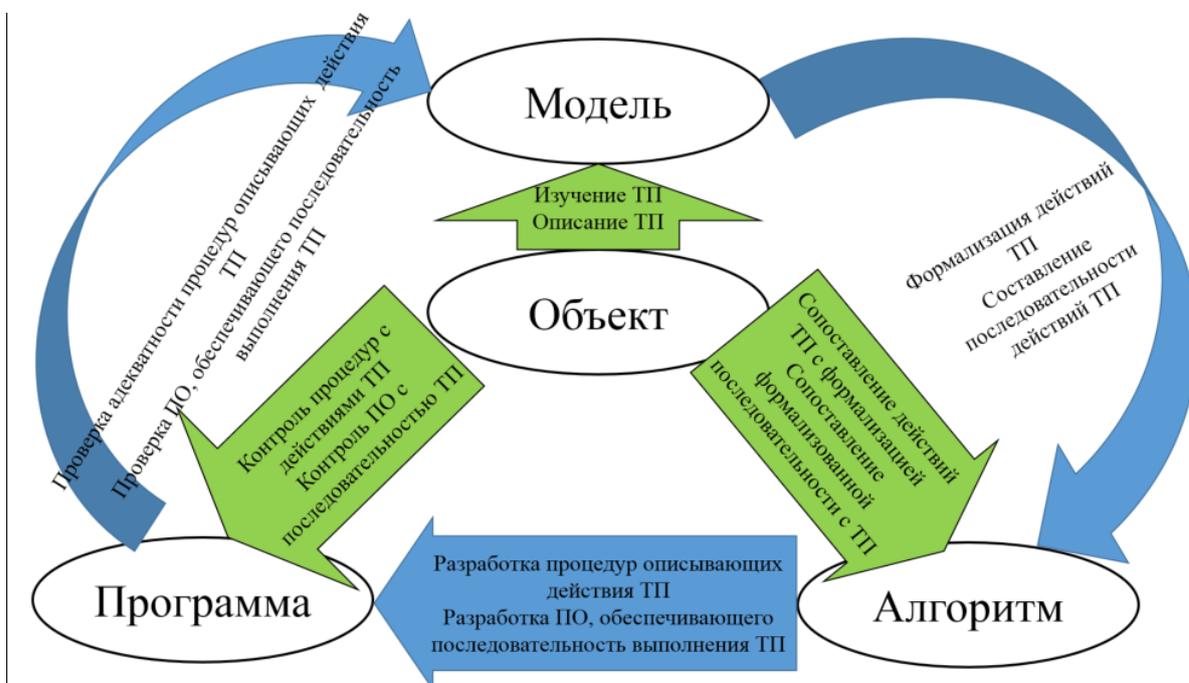


Рисунок 1.1 – Этапы построения модели

В результате детального изучения объекта - горнотехнической системы, включающей в себя массив горных пород (уголь, вмещающие породы) и технологическое оборудование комплексно-механизированного забоя (выемочной комбайн, скребковый конвейер, перегружатель с дробилкой, часть ленточного конвейера, находящегося в пределах выемочного участка до вентиляционной сбойки), необходимо четко сформулировать суть предстоящего исследования. При исследовании условий достижения максимально возможной в текущий момент производительности выемочного угледобывающего комплекса следует признать достаточными использование трех параметров: производительность, концентрация метана в допустимых пределах, потребляемая мощность.

Следующим этапом является формализация операций технологического процесса, определение последовательности выполнения его отдельных

составляющих и сопоставление порядка выполнения операций и приемов с реальным технологическим процессом. Технологический процесс отбойки угля комплексно-механизированным забоем, условно начинается при нахождении комбайна в нижней части лавы при задвинутом лавном конвейере и передвинутых к конвейеру секциях механизированной крепи. При челноковой схеме работы выемочного комбайна технологический цикл состоит из следующих составляющих:

- выемка угля комбайном;
- передвижка секций крепи;
- передвижка забойного конвейера;
- выполнение самозарубки способом «косого заезда»;
- передвижка забойного конвейера и приводной головки в верхней части лавы;
- приведение комбайна в исходное положение для выемки следующей полосы угля.

После этого технологический цикл повторяется.

На этом этапе создания математической модели, описывающей технологические режимы работы оборудования комплексно-механизированного забоя и параметры горнотехнической системы на выемочном участке необходимо определить входные и выходные факторы. В данном случае входными факторами являются: скорость подачи комбайна, скорость конвейеров транспортной цепочки (лавный конвейер, дробилка, перегружатель, ленточный конвейер), концентрация метана на входе и выходе из очистного забоя, относительная метанообильность разрабатываемого пласта. Выходным параметром является производительность комбайна. Ограничивающими факторами являются: требования промышленной безопасности в части допустимой концентрации метана и условие устойчивой работы двигателей резания и подачи комбайна. То есть суммарный объем выделяемого метана на выемочном участке не должен превышать нормативного уровня безопасной эксплуатации.

На этапе формализации задачи разработки математической модели, описывающей технологические режимы работы оборудования комплексно-механизированного забоя и параметры горнотехнической системы на выемочном участке, выполняется переход от вербального описания к количественным соотношениям между входными и выходными параметрами. Создаваемое математическое обеспечение должно обеспечивать сохранение последовательности выполнения всех операций технологического цикла, выполняемого комплексно-механизированным забоем при выполнении очистных работ.

На этапе построения модели используются имеющиеся и получаемые при подготовке к моделированию экспериментальные данные, устанавливаются конкретные граничные и начальные условия решения поставленной задачи. Для случая описания работы комплексно-механизированного забоя математическая модель создается для нахождения режима технологического процесса загрузки технологического оборудования комплексно-механизированного забоя для достижения максимально возможной на текущий момент производительности выемочного комбайна и обеспечения нормативного уровня безопасной эксплуатации.

1.3 Обзор моделей технологических процессов отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированных забоев отбойки и транспортировки угля

Как отмечено выше, выемочный участок является сложной горнотехнической системой, на которую оказывают влияние угольный пласт и вмещающие породы, применяемые средства механизации, состояние рудничной атмосферы и интенсивность выделения метана. Моделирование некоторых составляющих этой системы рассмотрено ниже.

В работе [6] с целью уменьшения удельных энергозатрат на резание, транспортирование и погрузку угля шнеком выполнены исследования процессов автоматического управления добычным комбайном в условиях

тонких пологих угольных пластов. Обоснован алгоритм автоматического управления скоростями подачи и резания с позиции стабилизации погрузочной производительности исполнительных органов.

В работе [7] представлены результаты теоретического анализа и обоснования базовой закономерности для прогноза выделения метана с поверхности угольного пласта в подготовительные выработки. Обоснована физическая модель и представлено математическое описание для прогноза выделения метана с поверхности обнажения угольного пласта при высокой скорости подвигания подготовительного забоя. Полученные теоретические зависимости могут быть использованы для повышения достоверности прогноза абсолютной метанообильности подготовительной выработки.

Для прогноза предельно допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору представлена методология [8]. Расчеты базируются на уравнениях массопереноса метана в дифференциальных уравнениях в частных производных. Разработана компьютерная программа расчета, позволяющая выполнять оперативный и предварительный прогноз газообильности очистного забоя при ограниченном количестве исходных данных без использования эмпирических зависимостей. В частности, представлены результаты расчетов, позволяющие установить влияние скорости лавного конвейера, фракционного состава отбитого угля и длины очистного забоя на производительность добычи угля.

Оценить максимально возможную нагрузку на очистной забой по газовому фактору с учетом выноса метана, обусловленного конвективной диффузией предлагается с использованием разработанной физической модели, в которой дано математическое описание для прогноза полей концентраций метана в очистном забое [9].

В работе [10] установлены зависимости, позволяющие прогнозировать метановыделение из отбитого угля в подготовительных выработках с учетом скорости подвигания подготовительного забоя. Получена зависимость

метановыделения из отбитого угля в очистной забой, учитывающая основные технические характеристики очистного механизированного комплекса.

На основе современных представлений о свойствах и состояниях углеметанового пласта в работе [11] приведен алгоритм расчета метановыделения из отбитого и транспортируемого угля. Показана возможность определения предельно допустимой скорости движения добычного комбайна для исключения загазирования исходящей струи воздуха.

Особенностям газовыделения при интенсивной выемке угля посвящены работы [13, 23]. Приводится анализ газовыделения из отбитого угля при работе высокопроизводительных очистных комплексов на шахтах Кузбасса при циклично-поточной технологии выемки угольных пластов. Отбитый уголь может быть основным источником метановыделения при интенсивной добыче.

Моделирование с целью оптимизации параметров выемочного участка выполнено для условий пласта «Четвертый» шахт ОАО «Воркутауголь» [12]. Приведены результаты исследований влияния длины лавы на характер газовыделения на выемочных участках пласта «Четвертый» шахт ОАО «Воркутауголь». Получены зависимости нагрузки на очистной забой от длины лавы. Определен диапазон рациональных значений длины лавы с точки зрения управления газовыделением.

Для текущего контроля и прогноза рудничной атмосферы предложена структура построения модели автоматизированной системы мониторинга прогнозирования и управления аэрогазовым режимом выемочных участков угольных шахт [14], оснащенных современными системами аэрогазового контроля.

Теоретическое обоснование изменения остаточной газоносности отбитого угля предложено в работе [15]. Показано, что изменение остаточной газоносности отбитого угля описывается уравнением гиперболического типа с источниками, учитывающими способность угля к измельчению и технические характеристики выемочных машин, а также скребкового и ленточного конвейеров. При этом граничные условия задачи определяются

последовательностью технологических операций при выемке угля [15,110]. Разработан ряд новых теоретических положений для оптимизации параметров транспортирования угля на очистном участке по фактору газовой безопасности.

Вопросам энергоэффективности использования очистного комбайна посвящена работа [16]. С учетом этого была создана математическая модель очистного комбайна с двухдвигательным механически связанным электроприводом и цепным тяговым органом. Такую структуру очистного комбайна можно считать перспективной, так как она позволяет полностью реализовать устойчивую мощность привода комбайна и подходит для сложных горно-геологических условий залегания угольных пластов Донбасса.

Этому же направлению посвящена работа по моделированию реального звена угледобывающего предприятия [17]. Был выбран рабочий цикл очистного комбайна KGS-345. Поскольку необходимо определить взаимосвязь между потребляемой электрической мощностью и производительностью комбайна, то при описании состояний достаточно использовать два параметра - потребляемую мощность и производительность.

Влияние работы угольного комбайна на метановыделения пласта показано в [18]. Исследовалось распределение содержания метана в выработанных пространствах вблизи очистных выработок для определения, на каком расстоянии в выработанном пространстве отмечаются скопления газа, которые при размывании воздушным потоком могут влиять на газовую обстановку за комбайном. Получено уравнение для расчета выхода метана с единицы длины забоя, в любой момент времени, на всем протяжении технологического цикла выемки угля.

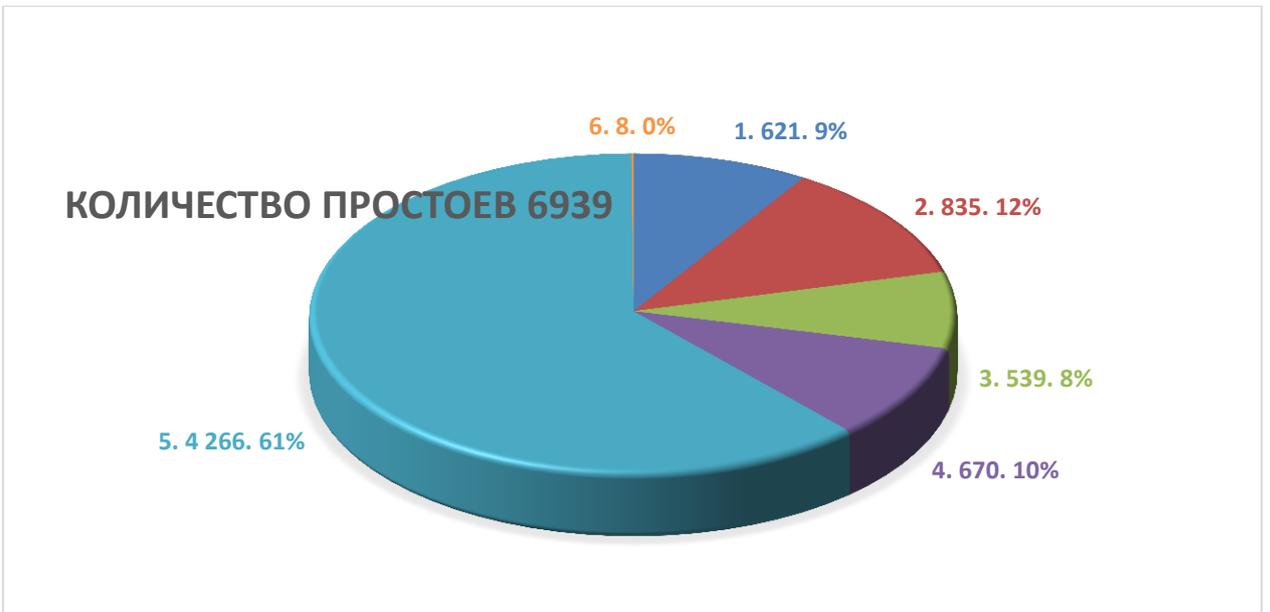
Анализ рассмотренных работ показывает, что, несмотря на обоснованные и достоверные результаты, они не могут быть основой для создания модели технологического процесса, описывающего технологические режимы работы оборудования комплексно-механизированного забоя и параметры горнотехнической системы на выемочном участке. Указанные математические модели не позволяют учесть текущие изменения в режимах управления

выемочным комбайном. Поэтому с их помощью невозможно найти технологические режимы работы комплексно-механизированного забоя, обеспечивающие достижение максимально возможной эффективной работы выемочного участка. Одна часть проанализированных выполненных ранее научных исследований и работ имеет чисто теоретический характер, а в других в расчетах используются усредненные значения.

1.4 Анализ причин простоев при ведении выемочных работ

В состав угольной компании АО «СУЭК-Кузбасс» входят 9 шахт: («шахта им. С.М. Кирова», «Комсомолец», «им. 7 Ноября», «им. А.Д. Рубана», «Полысаевская», расположенные в г. Ленинск- Кузнецкий и шахты «Талдинская-Западная-1», «Талдинская-Западная-2», «Котинская» и «В.Д. Ялевского», расположенные в Прокопьевском районе). В таблице 1.1 представлены сведения о горно-геологических и горнотехнических условиях и показателях шахт. В таблице 1.2 представлена общая информация о шахтах, характеризующая проектную мощность, категорию по газу, глубину ведения горных работ и число разрабатываемых пластов.

В 2014 году было добыто подземным способом из очистных забоев 23,3 млн. т угля. В 2015 году этот показатель снизился до 21,2 млн. т. За этот же период увеличилось количество простоев до 6939 (на 27%) и их продолжительность до 129361 час. (на 31%). Наибольшее число простоев на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» происходит по технологическим причинам - 61% и соответственно наибольшие потери рабочего времени - 64%. Это связано с производством монтажно-демонтажных работ в лаве, укорачиванием конвейерной линии и подрывкой почвы выработок (рис.1.2).



1 – горногеологические; 2 – нарушение ПБ и ОТ; 3 – Неисправности машин и механизмов;
 4 – организационные; 5 – технологические; 6 – Форс-мажорные

Рисунок 1.2 – Причины простоев, их количество и продолжительность на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Таблица 1.1 - Сведения о горно-геологических, горнотехнических условиях и показателях работы шахт

| № п/п | Шахта | Абсолютная газообильность, м ³ /мин | Относительная газообильность, м ³ /т | Количество разрабатываемых пластов | Вынимаемая мощность, м | Склонность углей к самовозгоранию | Средства дегазации на поверхности шахты | Способ проветривания Схема проветривания |
|--------------------|-------------------------|--|---|------------------------------------|------------------------|-----------------------------------|---|---|
| ОАО «СУЭК-Кузбасс» | | | | | | | | |
| 1 | «им. 7 Ноября» | 29,7 | 15,6 | 1 | 4,5 | склонный | ППДУ | нагнет.-всасыв. фланговая |
| 2 | «им. С.М. Кирова» | 158,3 | 42,3 | 2 | 2,2-2,4 | не склонные | ППДУ | нагнет.-всасыв. фланговая |
| 3 | «Полысаевская» | 28,7 | 12,53 | 1 | 1,4-2,2 | не склонные | - | нагнет. центр. -фланговая |
| 4 | «Комсомолец» | 88,6 | 34,5 | 2 | 1,7-2,2 | не склонные | ППДУ | нагнет.-всасыв. комбинированная |
| 5 | «им. А.Д. Рубана» | 18,5 | 13,41 | 2 | 2,4-3,0 | склонные | ППДУ | центр. -фланговая |
| 6 | «Котинская» | 26,4 | 14,2 | 2 | 4,2-4,5 | склонные | ППДУ | нагнетат. фланговая |
| 7 | «им. В.Д. Ялевского» | 22,8 | 13,67 | 1 | 4,2-4,5 | склонный | ППДУ | нагнетат. центральная |
| 8 | «Талдинская-Западная-1» | 9,7 | 1,91 | 1 | 4,2 | склонный | - | нагнетат. центральная |
| 9 | «Талдинская-Западная-2» | 8,5 | 3,6 | 1 | 5,0 | склонный | - | нагнетат. центральная |

Таблица 1.2 - Общая информация о шахтах ОАО «СУЭК»

| №№ п/п | Наименование шахты | Категория по газу | Количество очистных забоев в работе | Глубина ведения работ, м | Отметка подъемного горизонта, м | Проектная мощность, тыс. т |
|-----------|--------------------------|----------------------|---|-----------------------------|------------------------------------|----------------------------|
| 1. | «им. А.Д. Рубана» | III | 1 | 120-330 | - | 4000 |
| 2. | «им. С.М. Кирова» | сверхкатегорная | 2 | 380-420 | +3 | 5500 |
| 3. | «Полысаевская» | сверхкатегорная | 1 | 120 | +120 -30 | 3000 |
| 4. | «Комсомолец» | III | 1 | 510 | ±0 | 2200 |
| 5. | «им. 7 Ноября» | сверхкатегорная | 1 | 290-380 | - | 4000 |
| 6. | «Котинская» | III | 1 | 370-420 | — | 5500 |
| 7. | «им. В.Д. Ялевского» | II | 1 | 405 | - | 4000 |
| 8. | «Талдинская- Западная-2» | I | 1 | 510 | — | 5000 |
| 9. | «Талдинская- Западная-1» | I | 1 | 210 | — | 4000 |

Наибольший интерес представляют простои по организационным (рис. 1.3) и технологическим причинам (рис.1.4).

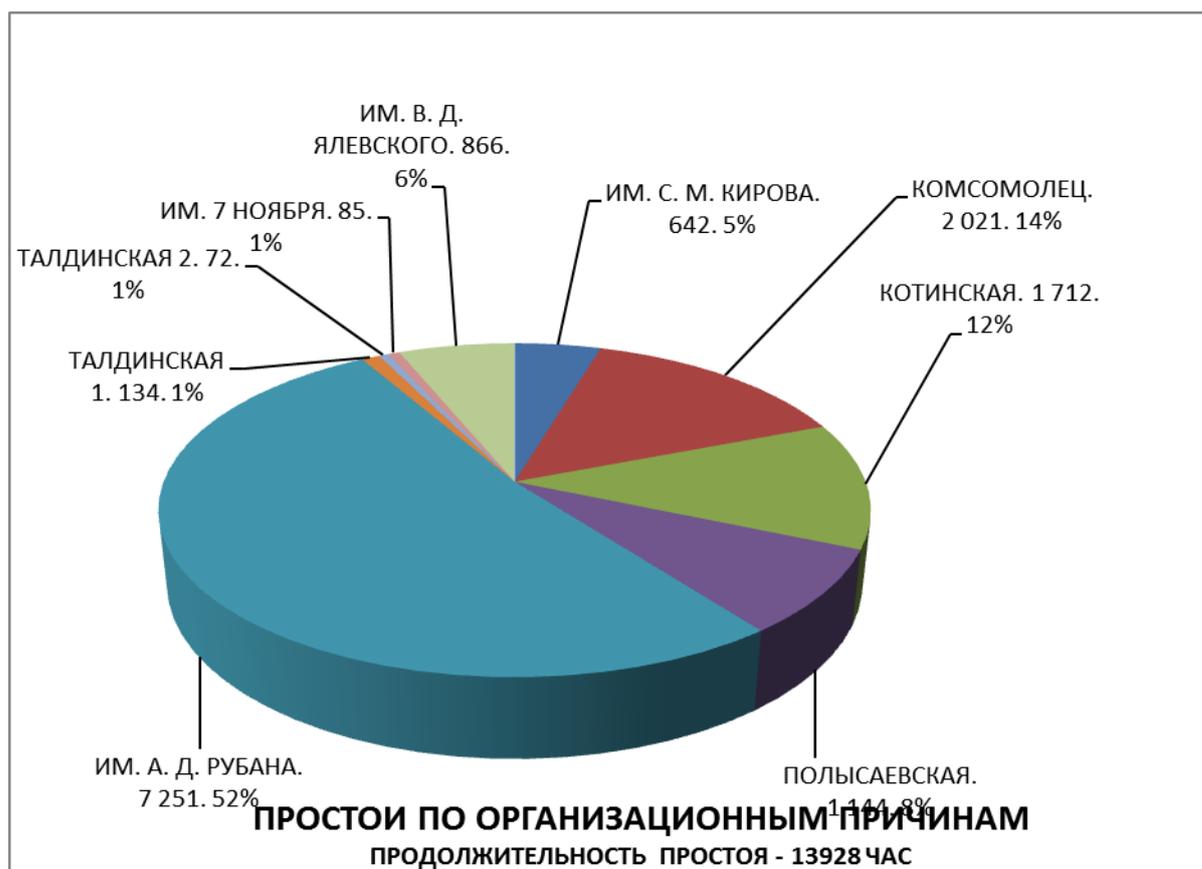


Рисунок 1.3 – Количество и продолжительность простоев по шахтам АО «СУЭК-Кузбасс» по организационным причинам

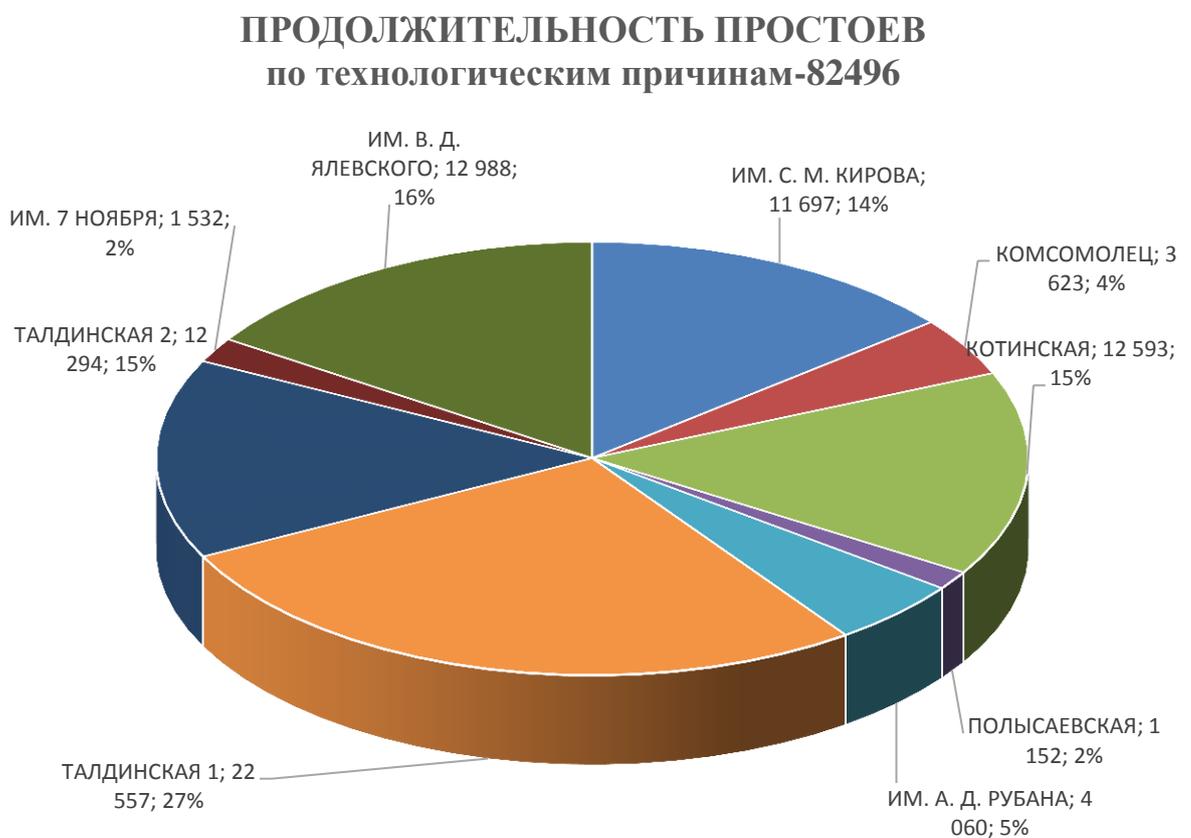
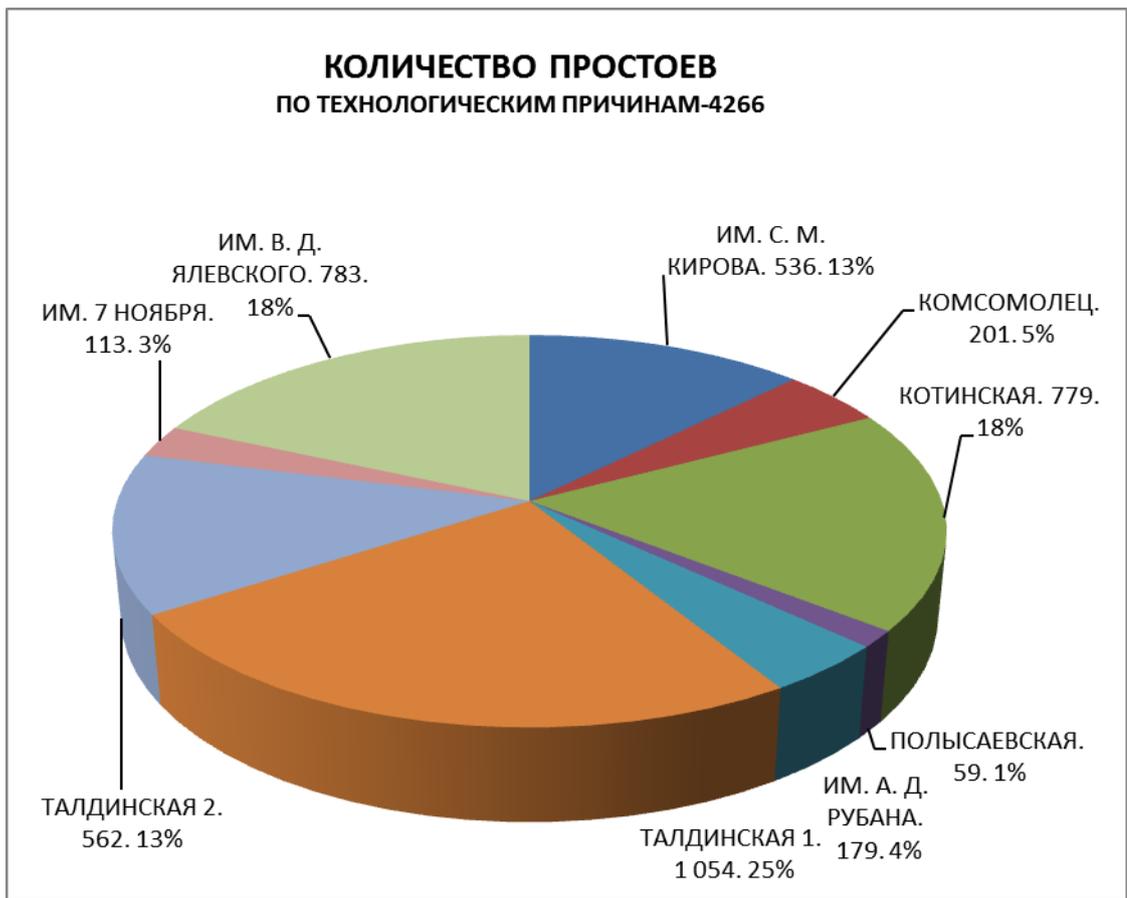


Рисунок 1.4 – Количество и продолжительность простоев по шахтам АО «СУЭК-Кузбасс» по технологическим причинам

Детальный анализ показал, что преобладающие причины потерь рабочего времени на шахтах «им. С.М. Кирова», «Талдинская-Западная-1», «Талдинская-Западная-2» являются технологические от 62 до 87% потерь рабочего времени. Это связано в основном с производством монтажно-демонтажных работ в лаве, укорачиванием конвейерной линии и подрывкой почвы выработок. На шахте «Полысаевская» 37% потерь по технологическим причинам и столько же по организационным. Последние связаны с проблемами подготовки фронта работ, началом работы выемочного участка и проблемами обще шахтного характера.

В 2016 - 2018 годах нагрузки на очистные забои постепенно повышались и достигли на 2018 год 10843 тонн. Обобщенная статистика по простоям с 2011 по 2018 годы с прогнозом на 2019 год свидетельствует о постепенном снижении общей продолжительности простоев (табл. 1.3 нижняя строка). Явно виден тренд уменьшения времени простоев по горно-геологическим причинам (рис. 1.5). Это является результатом увеличения количества и повышения качества изыскательских работ, направленных на изучение и определение особенностей строения угольного пласта, вмещающих пород, непосредственной и основной кровли, выявление тектонических нарушения, в том числе малоамплитудных и т.д. Рост исполнительской дисциплины горнорабочих, бригадиров, повышение квалификации горных инженеров вплоть до главного инженера шахты позволило существенно сократить продолжительность простоев по причинам нарушения правил безопасности, охраны труда и организации работ. Рост энерговооруженности, сложности технологического оборудования обуславливает, что время простоев из-за неисправности машин и механизмов остается примерно на одном уровне. Существенно возросла продолжительность простоев по технологическим причинам. Поэтому необходимость своевременно реагировать на изменение условий горных работ требует внедрение автоматизированного оперативного управления технологическими процессами.

Таблица 1.3 – Сводная информация по числу простоев с 2011 по 2018 г.г., с прогнозом на 2019 г. по шахтах ОАО «СУЭК»

| Причины года | Продолжительность простоя по годам, час | | | | | | | | Прогноз | 9 мес. |
|----------------------------------|---|----------------|----------------|---------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|---------------|
| | 2011 | 2012 | 2013 | 2014 | 2015 | 2016 | 2017 | 2018 | 2019 | 2019 |
| Горногеологические | 10 527 | 8 120 | 8 035 | 7 269 | 8 539 | 5 792 | 1 102 | 3 542 | 2 899 | 2175 |
| Нарушение ПБ и ОТ | 15 208 | 11 338 | 32 024 | 12 029 | 16 488 | 10 157 | 8 102 | 6 327 | 4 915 | 3687 |
| Неисправности машин и механизмов | 14 834 | 12 680 | 7 553 | 5 046 | 6 968 | 20 730 | 19 318 | 25 555 | 12 701 | 9526 |
| Организационные | 49 896 | 59 835 | 60 204 | 5 745 | 14 352 | 29 097 | 18 261 | 9 163 | 7 551 | 5663 |
| Технологические | 42 704 | 41 035 | 52 045 | 68 561 | 84 257 | 48 825 | 93 618 | 90 759 | 82 586 | 61940 |
| Другие | 86 | 253 | 113 | 0 | 184 | 258 | 423 | 557 | 588 | 441 |
| Итого: | 133 255 | 133 261 | 159 974 | 98 650 | 130 788 | 114 859 | 140 823 | 135 902 | 111 242 | 83 431 |

Продолжительность простоев в АО "СУЭК-Кузбасс" по годам, час

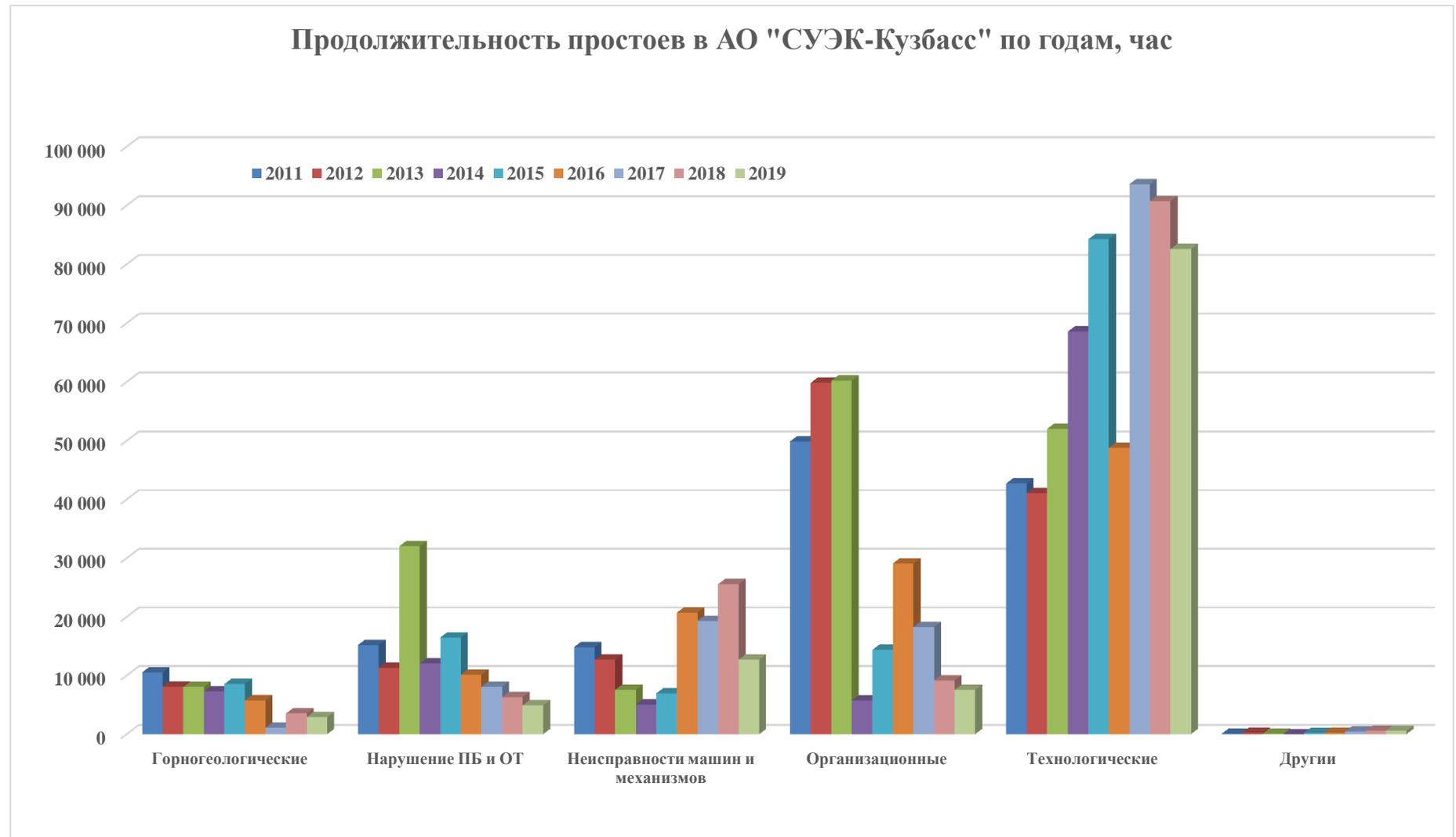


Рисунок 1.5 – Продолжительность простоев по различным причинам с 2011 по 2018 год (2019 прогноз).

1.5 Анализ нормативных и фактических показателей работы выемочного участка шахты «Полысаевская»

Для более детального анализа причин остановки технологического процесса добычи угля на выемочном участке на шахте Полысаевская АО «СУЭК-Кузбасс» были произведены наблюдения за режимами технологического процесса и хронометраж работы комплексно-механизированного забоя. Анализ сведений о номинальных параметрах электрооборудования выемочного участка шахты «Полысаевская» (табл. 1.4) показал, что производительность выемочного комбайна завышена по отношению к номинальным параметра средств транспортировки на 33%.

Таблица 1.4 - Сведения о номинальных параметрах электрооборудования выемочного участка

| № | Название оборудования | Уровень питающего напряжения, В | Номинальная мощность, кВт | Номинальная производительность, т/час |
|---|------------------------------------|---------------------------------|---------------------------|---------------------------------------|
| 1 | Eickhoff SL-300 - очистной комбайн | – 3000 (3300) | 1138 | 2800 |
| 2 | FFC-9 - лавный конвейер | – 1140 (1200) | 1500 | 1800 |
| 3 | FSL-9 перегружатель | – 1140 (1200) | 500 | 1800 |
| 4 | FBL-10G дробилка | – 1140 (1200) | 200 | 1800 |

В соответствии с техническими решениями, принятыми в проектной документации «Техническое перевооружение шахты АО «СУЭК-Кузбасс» шахтоуправление Комсомолец Производственной Единицы - шахты «Полысаевская», нагрузка на очистной забой при отработке на участках вне зон распространения тектонических нарушений при благоприятных условиях составит до 10 000 т/сут. Анализ номинальной производительности выемочного комбайна, с учетом производительности системы транспортировки показал, что суточный план вне зон распространения тектонических нарушений при благоприятных условиях, возможно

выполнить за 5,5 часов работы без учета простоев и технологических перерывов.

Представленная информация о работе выемочного участка 12.02.2017 г. позволила получить сведения о фактической потребляемой мощности (т.е. загрузки оборудования). Результаты представлены в табл. 1.5 и свидетельствует, что ряд оборудования выемочного участка работают не эффективно, имею значительный резерв для рассматриваемого выемочного участка шахты «Полысаевская».

Таблица 1.5 - Сведения о фактической загрузке оборудования выемочного участка

| № | Название оборудования | Номинальная мощность, кВт | Номинальная производительность, т/час | Средняя фактическая мощность, кВт | $P_{\text{факт}}/P_{\text{ном}}$, % |
|---|------------------------------------|---------------------------|---------------------------------------|-----------------------------------|--------------------------------------|
| 1 | Eickhoff SL-300 - очистной комбайн | 1138 | 2800 | 400 | 35 |
| 2 | FFC-9 - лавный конвейер | 1500 | 1800 | 650 | 43 |
| 3 | FSL-9 перегружатель | 500 | 1800 | 50 | 10 |
| 4 | FBL-10G дробилка | 200 | 1800 | 200 | 100 |

Так же информация о работе выемочного участка 12.02.2017 г. позволила проанализировать работу выемочного комплекса по основным производственным операциям. В качестве объекта исследования была выбрана третья смена ш. Полысаевская (12.02.2017 г. Начало смены с 1:00 по 9:00) «первая стружка».

Начало смены с 1:00 по 9:00

Зарубка 1:00 – 1:09

Стружка 1:09 – 2:33

Длительность стружки – 84 мин. (1 час 24 мин.)

За время работы выемочного комбайна при рабочем ходе было 6 остановок (табл. 1.6).

Таблица 1.6 – Длительность остановок выемочного комплекса за «стружку»

| № | Время начала остановки | Время окончания остановки | Длительность остановки, мин |
|-----------------------------------|------------------------|---------------------------|-----------------------------|
| 1 | 1:17 | 1:20 | 3 |
| 2 | 1:33 | 1:38 | 5 |
| 3 | 1:47 | 1:52 | 5 |
| 4 | 2:00 | 2:04 | 4 |
| 5 | 2:09 | 2:14 | 5 |
| 6 | 2:20 | 2:24 | 4 |
| Длительность остановки за стружку | | | 26 |

Следует отметить, что продолжительность рабочего прохода выемочного комбайна за вычетом времени простоя, при неизменной скорости перемещения комбайна составляет 58 мин. Диаграммы движения выемочного комбайна относительно секции крепи и его скорость подачи представлены на рис. 1.6, 1.7.

В качестве типового полного цикла выемки угля принят цикл 10.12.15 с 7:24:03 по 8:18:02 при этом время полного цикла составило 53 минуты 59 секунд. Параметры положения выемочного комбайна относительно секций крепи представлены на рис.1.8. Скорость перемещения выемочного комбайна относительно секций крепи за время полного цикла представлены на рис.1.9.

Анализ представленных сведений показал, что пиковое значение скорости выемочного комбайна составило 9 секций в минуту (с 7:25:02 по 7:26:01), что соответствует значению 15,75 м/мин. Среднее значение скорости движения выемочного комбайна за время полного цикла составляет порядка 4 секций в минуту, что соответствует значению 7 м/мин.

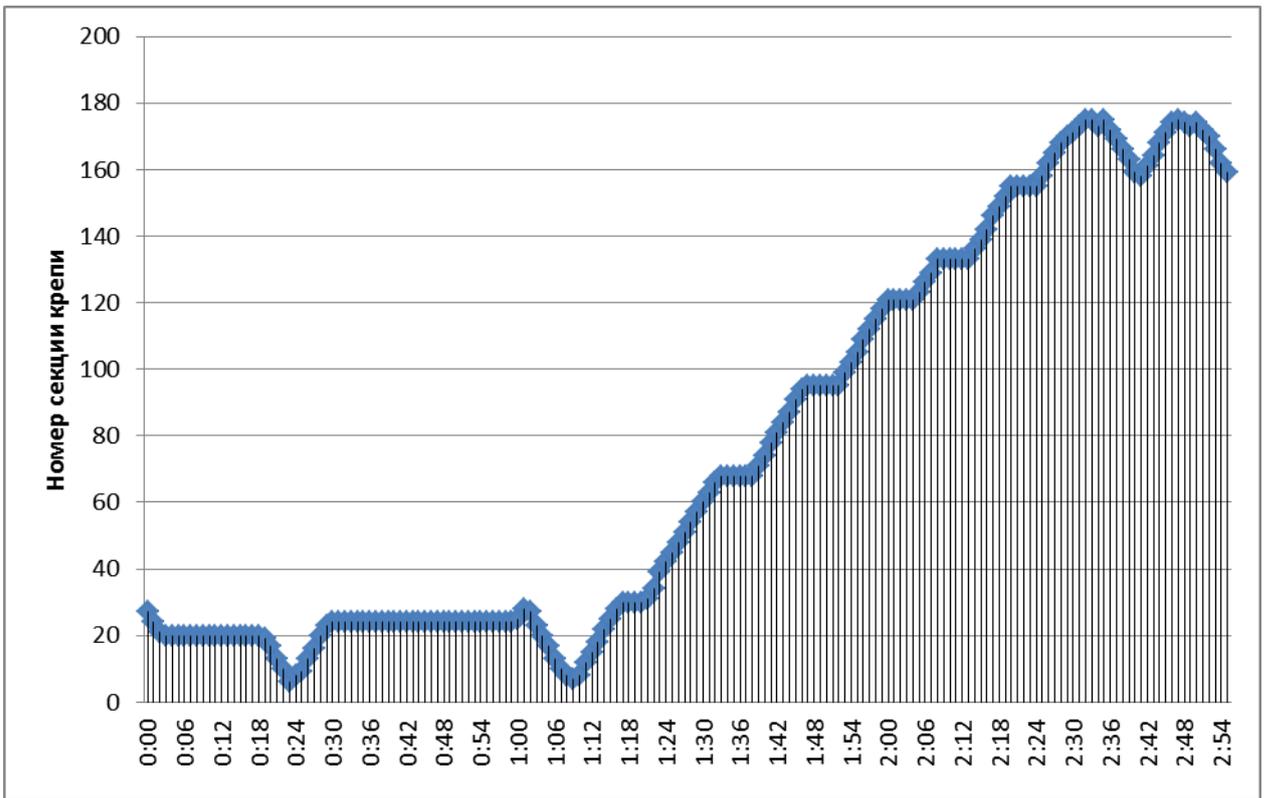


Рисунок 1.6 - Диаграмма движения выемочного комбайна относительно секции крепи

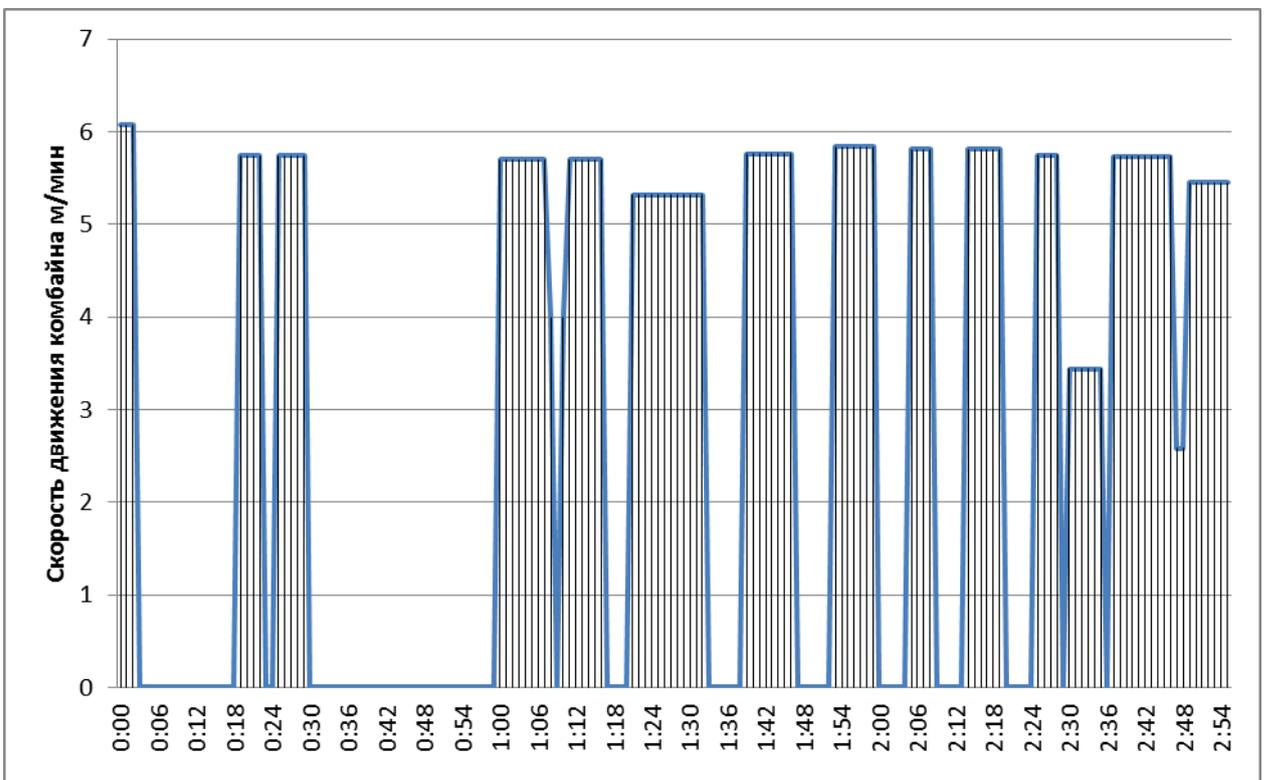


Рисунок 1.7 - Скорость подачи выемочного комбайна

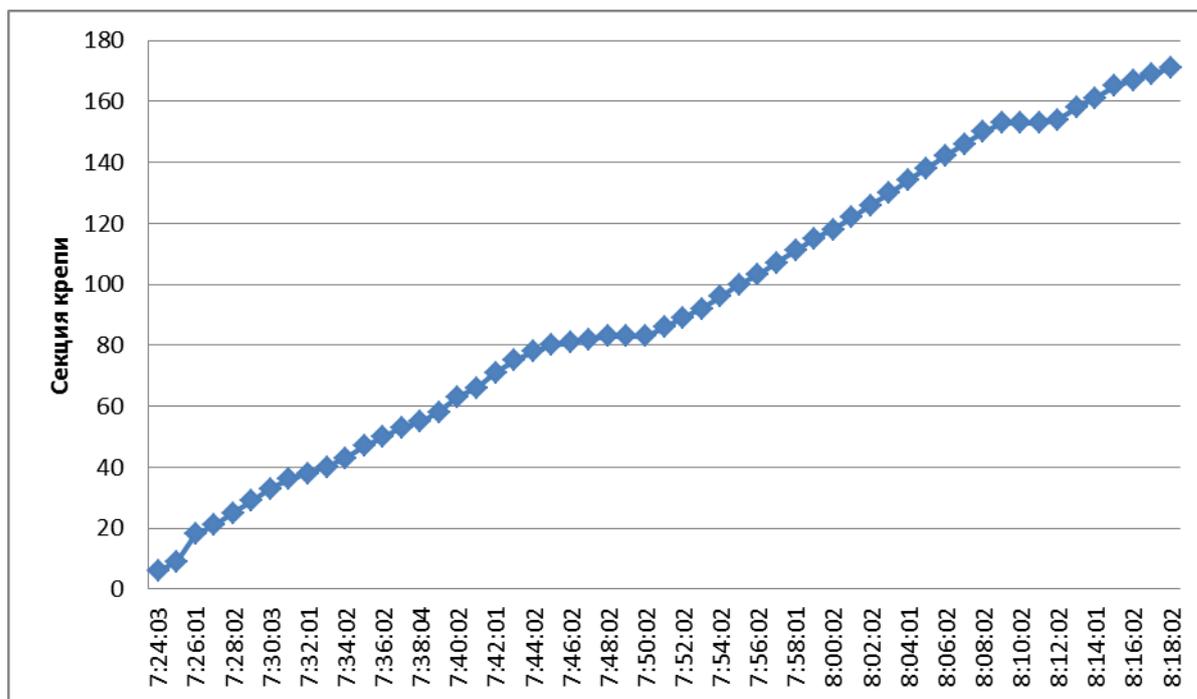


Рисунок 1.8 - График перемещения выемочного комбайна Eickhoff SL-300 относительно секции крепи за полный цикл выемки 10.12.2015

Параметры датчиков метана (забойного и куткового) расположенных на выемочном участке за полный цикл выемки представлены в табл.1.7 и на рис.1.10. Анализ показаний датчиков показал, что параметры забойного датчика за полный цикл выемки лежат в пределах от 0,4 до 0,7 % содержания метана, параметры куткового датчика лежат в пределах от 0,65 до 1,15 % содержания метана. Проведя корреляционный анализ с относительной величиной перемещения выемочного комбайна относительно секции крепи можно определить значение параметров датчиков метана при средней скорости движения выемочного комбайна. Это значение составит при средней скорости (7 м/мин) для забойного датчика 0,52 % для куткового датчика 0,8 % содержания метана. Кроме того, можно сделать заключение о корреляции параметров метановыделения от скорости перемещения выемочного комбайна.

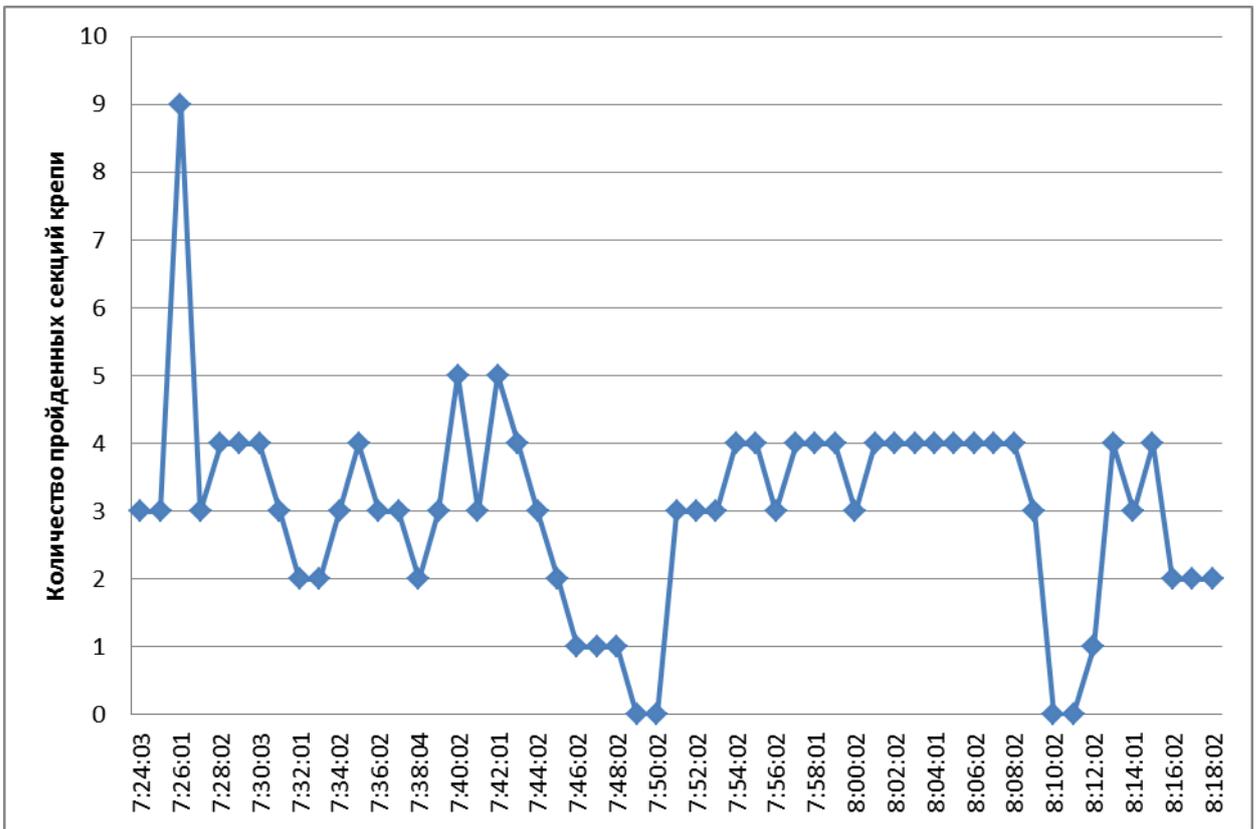


Рисунок 1.9 – График перемещения выемочного комбайна Eickhoff SL-300 относительно секции крепи за полный цикл выемки 10.12.2015

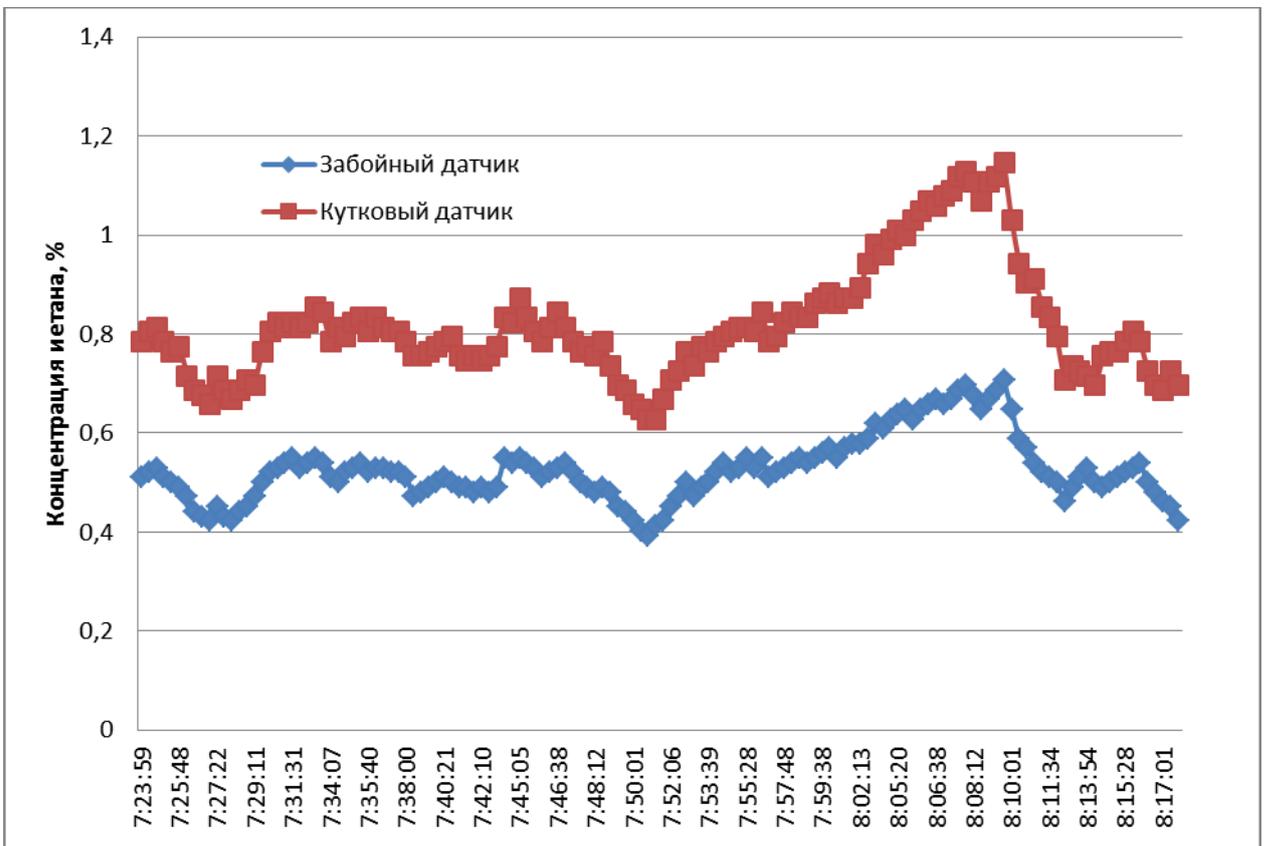


Рисунок 1.10 – График концентрации метана в выемочном забое за полный цикл выемки 10.12.2015

Таблица 1.7 - Параметры датчиков метана в забое за полный цикл выемки

| Дата | Время | Забойный датчик | Кутковый датчик |
|------------|---------|-----------------|-----------------|
| 10.12.2015 | 7:23:59 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:24:15 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:24:30 | 0,529 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:25:17 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:25:33 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:25:48 | 0,49 | 0,775 |
| 10.12.2015 | 7:26:04 | 0,471 | 0,716 |
| 10.12.2015 | 7:26:19 | 0,441 | 0,686 |
| 10.12.2015 | 7:26:35 | 0,431 | 0,676 |
| 10.12.2015 | 7:26:51 | 0,422 | 0,657 |
| 10.12.2015 | 7:27:22 | 0,451 | 0,716 |
| 10.12.2015 | 7:27:53 | 0,431 | 0,686 |
| 10.12.2015 | 7:28:08 | 0,422 | 0,667 |
| 10.12.2015 | 7:28:24 | 0,441 | 0,686 |
| 10.12.2015 | 7:28:55 | 0,451 | 0,706 |
| 10.12.2015 | 7:29:11 | 0,471 | 0,696 |
| 10.12.2015 | 7:29:57 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:30:13 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:30:29 | 0,529 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:31:15 | 0,539 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:31:31 | 0,549 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:31:46 | 0,529 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:32:02 | 0,539 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:32:33 | 0,549 | 0,853 |
| 10.12.2015 | 7:33:04 | 0,539 | 0,843 |
| 10.12.2015 | 7:34:07 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:34:22 | 0,5 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:34:38 | 0,52 | 0,794 |
| 10.12.2015 | 7:35:09 | 0,529 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:35:25 | 0,539 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:35:40 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:35:56 | 0,529 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:36:27 | 0,529 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:36:43 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:37:45 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:38:00 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:38:47 | 0,471 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:39:34 | 0,48 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:39:49 | 0,49 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:40:05 | 0,5 | 0,775 |
| 10.12.2015 | 7:40:21 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:40:36 | 0,5 | 0,794 |
| 10.12.2015 | 7:41:07 | 0,49 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:41:39 | 0,49 | 0,745 |

| | | | |
|------------|---------|-------|-------|
| 10.12.2015 | 7:41:54 | 0,48 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:42:10 | 0,49 | 0,745 |
| 10.12.2015 | 7:42:25 | 0,48 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:42:41 | 0,49 | 0,775 |
| 10.12.2015 | 7:44:14 | 0,549 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:44:30 | 0,539 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:45:05 | 0,549 | 0,873 |
| 10.12.2015 | 7:45:20 | 0,539 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:45:36 | 0,529 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:45:52 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:46:07 | 0,52 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:46:38 | 0,529 | 0,843 |
| 10.12.2015 | 7:47:10 | 0,539 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:47:25 | 0,52 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:47:41 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:47:56 | 0,49 | 0,775 |
| 10.12.2015 | 7:48:12 | 0,48 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 7:48:27 | 0,49 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:49:14 | 0,48 | 0,735 |
| 10.12.2015 | 7:49:30 | 0,451 | 0,696 |
| 10.12.2015 | 7:49:45 | 0,441 | 0,686 |
| 10.12.2015 | 7:50:01 | 0,422 | 0,657 |
| 10.12.2015 | 7:50:16 | 0,402 | 0,647 |
| 10.12.2015 | 7:50:32 | 0,392 | 0,627 |
| 10.12.2015 | 7:51:34 | 0,412 | 0,627 |
| 10.12.2015 | 7:51:50 | 0,422 | 0,667 |
| 10.12.2015 | 7:52:06 | 0,451 | 0,706 |
| 10.12.2015 | 7:52:21 | 0,471 | 0,725 |
| 10.12.2015 | 7:52:37 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:53:08 | 0,471 | 0,735 |
| 10.12.2015 | 7:53:24 | 0,49 | 0,775 |
| 10.12.2015 | 7:53:39 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 7:53:55 | 0,52 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:54:10 | 0,539 | 0,794 |
| 10.12.2015 | 7:54:26 | 0,52 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:54:41 | 0,529 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:55:28 | 0,549 | 0,814 |
| 10.12.2015 | 7:55:44 | 0,529 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 7:55:59 | 0,549 | 0,843 |
| 10.12.2015 | 7:57:17 | 0,51 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 7:57:33 | 0,52 | 0,794 |
| 10.12.2015 | 7:57:48 | 0,529 | 0,824 |
| 10.12.2015 | 7:58:04 | 0,539 | 0,843 |
| 10.12.2015 | 7:58:20 | 0,549 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:58:51 | 0,539 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 7:59:22 | 0,549 | 0,863 |

| | | | |
|------------|---------|-------|-------|
| 10.12.2015 | 7:59:38 | 0,559 | 0,873 |
| 10.12.2015 | 7:59:53 | 0,569 | 0,882 |
| 10.12.2015 | 8:00:09 | 0,549 | 0,863 |
| 10.12.2015 | 8:00:24 | 0,569 | 0,873 |
| 10.12.2015 | 8:00:55 | 0,578 | 0,873 |
| 10.12.2015 | 8:02:13 | 0,578 | 0,892 |
| 10.12.2015 | 8:02:44 | 0,588 | 0,941 |
| 10.12.2015 | 8:03:00 | 0,618 | 0,98 |
| 10.12.2015 | 8:03:16 | 0,608 | 0,961 |
| 10.12.2015 | 8:03:47 | 0,627 | 0,99 |
| 10.12.2015 | 8:05:20 | 0,637 | 1,01 |
| 10.12.2015 | 8:05:36 | 0,647 | 1 |
| 10.12.2015 | 8:05:51 | 0,627 | 1,029 |
| 10.12.2015 | 8:06:07 | 0,647 | 1,049 |
| 10.12.2015 | 8:06:22 | 0,657 | 1,069 |
| 10.12.2015 | 8:06:38 | 0,667 | 1,059 |
| 10.12.2015 | 8:06:54 | 0,657 | 1,078 |
| 10.12.2015 | 8:07:09 | 0,667 | 1,088 |
| 10.12.2015 | 8:07:40 | 0,686 | 1,118 |
| 10.12.2015 | 8:07:56 | 0,696 | 1,127 |
| 10.12.2015 | 8:08:12 | 0,676 | 1,108 |
| 10.12.2015 | 8:08:27 | 0,647 | 1,069 |
| 10.12.2015 | 8:08:43 | 0,667 | 1,108 |
| 10.12.2015 | 8:08:58 | 0,686 | 1,118 |
| 10.12.2015 | 8:09:29 | 0,706 | 1,147 |
| 10.12.2015 | 8:10:01 | 0,647 | 1,029 |
| 10.12.2015 | 8:10:16 | 0,588 | 0,941 |
| 10.12.2015 | 8:10:47 | 0,569 | 0,902 |
| 10.12.2015 | 8:11:03 | 0,539 | 0,912 |
| 10.12.2015 | 8:11:19 | 0,52 | 0,853 |
| 10.12.2015 | 8:11:34 | 0,51 | 0,833 |
| 10.12.2015 | 8:11:50 | 0,5 | 0,794 |
| 10.12.2015 | 8:12:21 | 0,461 | 0,706 |
| 10.12.2015 | 8:13:08 | 0,49 | 0,735 |
| 10.12.2015 | 8:13:23 | 0,51 | 0,725 |
| 10.12.2015 | 8:13:54 | 0,529 | 0,716 |
| 10.12.2015 | 8:14:10 | 0,5 | 0,696 |
| 10.12.2015 | 8:14:26 | 0,49 | 0,755 |
| 10.12.2015 | 8:14:41 | 0,5 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 8:15:12 | 0,51 | 0,765 |
| 10.12.2015 | 8:15:28 | 0,52 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 8:15:44 | 0,529 | 0,804 |
| 10.12.2015 | 8:15:59 | 0,539 | 0,784 |
| 10.12.2015 | 8:16:15 | 0,5 | 0,725 |
| 10.12.2015 | 8:16:30 | 0,48 | 0,696 |
| 10.12.2015 | 8:17:01 | 0,461 | 0,686 |

| | | | |
|------------|---------|-------|-------|
| 10.12.2015 | 8:17:48 | 0,451 | 0,725 |
| 10.12.2015 | 8:18:04 | 0,422 | 0,696 |

Значения токов выемочного комбайна за полный цикл работы представлен в табл.1.8. Анализ представленных значений показал, что за этот период выемка производилась левым шнеком, а зачистка проводилась правым шнеком, о чем свидетельствуют соответствующие токи двигателей. Так среднее значение тока левого двигателя органа резания составило 44 А, а среднее значение правого двигателя органа резания составило 34 А. Следует отметить, что номинальный ток двигателя органа резания составляет 100 А, и данные электродвигатели работают, в конкретных условиях продвижения забоя, недогруженными. Среднее значение тока левого двигателя органа подачи и правого двигателя органа подачи составило 106 А, при номинальном токе 130 А, т.е. двигатели органов подачи являются достаточно загруженными. Колебания токов резания и подачи выемочного комбайна, а также значительное четырехкратное увеличение токов органов резания в значительной степени зависит от квалификации машинистов выемочных машин, что делает предпосылки к исключению человеческого фактора по управлению выемочным комбайном и переводом его в режим «безлюдной выемки».

Таблица 1.8 - Параметры токов выемочного комбайна за полный цикл выемки

| Дата | Время | Ток резания левый | Ток резания правый | Ток подачи левый | Ток подачи правый |
|------------|---------|-------------------|--------------------|------------------|-------------------|
| 10.12.2015 | 7:24:03 | 32 | 34 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 7:25:02 | 30 | 71 | 121 | 115 |
| 10.12.2015 | 7:26:01 | 43 | 30 | 72 | 74 |
| 10.12.2015 | 7:27:01 | 53 | 30 | 95 | 89 |
| 10.12.2015 | 7:28:02 | 50 | 35 | 89 | 98 |
| 10.12.2015 | 7:29:02 | 40 | 33 | 112 | 105 |
| 10.12.2015 | 7:30:03 | 42 | 38 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:31:02 | 57 | 36 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:32:01 | 32 | 31 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 7:33:02 | 45 | 43 | 82 | 88 |
| 10.12.2015 | 7:34:02 | 39 | 32 | 88 | 88 |
| 10.12.2015 | 7:35:02 | 40 | 32 | 89 | 88 |
| 10.12.2015 | 7:36:02 | 62 | 34 | 102 | 108 |

| | | | | | |
|------------|---------|----|----|-----|-----|
| 10.12.2015 | 7:37:01 | 35 | 30 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:38:04 | 41 | 32 | 96 | 111 |
| 10.12.2015 | 7:39:01 | 42 | 34 | 95 | 105 |
| 10.12.2015 | 7:40:02 | 44 | 37 | 94 | 109 |
| 10.12.2015 | 7:41:02 | 45 | 32 | 95 | 103 |
| 10.12.2015 | 7:42:01 | 55 | 32 | 97 | 97 |
| 10.12.2015 | 7:43:01 | 49 | 42 | 110 | 106 |
| 10.12.2015 | 7:44:02 | 35 | 31 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:45:01 | 45 | 43 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:46:02 | 31 | 30 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 7:47:01 | 43 | 31 | 100 | 97 |
| 10.12.2015 | 7:48:02 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 7:49:01 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 7:50:02 | 32 | 31 | 59 | 70 |
| 10.12.2015 | 7:51:01 | 56 | 38 | 111 | 106 |
| 10.12.2015 | 7:52:02 | 43 | 41 | 101 | 105 |
| 10.12.2015 | 7:53:02 | 46 | 31 | 91 | 100 |
| 10.12.2015 | 7:54:02 | 50 | 34 | 100 | 92 |
| 10.12.2015 | 7:55:01 | 57 | 31 | 87 | 85 |
| 10.12.2015 | 7:56:02 | 39 | 32 | 99 | 93 |
| 10.12.2015 | 7:57:01 | 39 | 32 | 107 | 102 |
| 10.12.2015 | 7:58:01 | 42 | 32 | 89 | 82 |
| 10.12.2015 | 7:59:02 | 37 | 34 | 94 | 88 |
| 10.12.2015 | 8:00:02 | 45 | 33 | 86 | 92 |
| 10.12.2015 | 8:01:02 | 53 | 34 | 83 | 97 |
| 10.12.2015 | 8:02:02 | 41 | 31 | 80 | 97 |
| 10.12.2015 | 8:03:01 | 46 | 31 | 95 | 94 |
| 10.12.2015 | 8:04:01 | 47 | 31 | 88 | 86 |
| 10.12.2015 | 8:05:01 | 44 | 32 | 88 | 84 |
| 10.12.2015 | 8:06:02 | 45 | 32 | 97 | 103 |
| 10.12.2015 | 8:07:02 | 46 | 38 | 102 | 98 |
| 10.12.2015 | 8:08:02 | 56 | 31 | 81 | 84 |
| 10.12.2015 | 8:09:03 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 8:10:02 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 8:11:02 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 10.12.2015 | 8:12:02 | 49 | 32 | 68 | 81 |
| 10.12.2015 | 8:13:01 | 43 | 36 | 86 | 79 |
| 10.12.2015 | 8:14:01 | 32 | 31 | 70 | 71 |
| 10.12.2015 | 8:15:01 | 65 | 34 | 112 | 104 |
| 10.12.2015 | 8:16:02 | 39 | 32 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 8:17:01 | 46 | 37 | 112 | 112 |
| 10.12.2015 | 8:18:02 | 30 | 32 | 88 | 92 |

Таким образом, научная задача – разработка модели работы технологического оборудования выемочного участка шахты является крайне

актуальна. Решение её позволит осуществлять планирование и оперативное управление работой выемочного участка, выявлять негативные тенденции изменения техногенной среды и ранних предвестников аварийных происшествий, оценивать риски возможных простоев и аварийных происшествий, разрабатывать превентивные мероприятия по нейтрализации или минимизации возможных негативных проявлений. Что позволит в перспективе последовательно реализовать концепции «роботизированный забой», которая позволит минимизировать время и число шахтер в особо опасной зоне – в очистном забое.

С целью детального анализа работы комплексно-механизированного забоя были обработаны суточные отчеты работы очистного комбайна Eickhoff на шахте Полысаевская за месяц (табл. 1.9).

Проведенный анализ позволил сопоставить нормативные и фактические показатели по добыче, количеству стружек и машинному времени. В результате чего следует сделать заключение о неэффективной работе выемочной оборудования т.к. выполнение суточного плана 11,5 тыс. тонн (при нормированном машинном времени 20 часов), возможно в среднем за 12 часов, что подтверждает завышенный резерв по производительности у основного оборудования технологического оборудования комплексно-механизированного забоя. Что свидетельствует о существующих резервах по повышению добычи угля. Повышения производительности в этом случае возможно добиться только с помощью оперативного управления работой комплексно-механизированного забоя, к примеру выдерживание оптимального закона изменения скорости подачи выемочного комбайна вдоль лавы.

Таблица 1.9 Работа комплексно-механизированного забоя выемочного участка шахты «Полысаевская» в ноябре 2016 года

| Дата | Суточный план, тыс. тонн | Факт добычи, тыс. тонн | Колл. Стружек норма, шт | Колл. Стружек факт, шт | Машинное время норм., ч | Машинное время факт., ч | К-т испол. по времени, % |
|------------|--------------------------|------------------------|-------------------------|------------------------|-------------------------|-------------------------|--------------------------|
| 01.11.2016 | 11,5 | 9,8 | 10,2 | 9,88 | 20 | 9,1 | 46% |
| 02.11.2016 | 11,5 | 4,42 | 10,2 | 4,74 | 20 | 3,76 | 19% |
| 03.11.2016 | 11,5 | 5,49 | 10,2 | 6,61 | 20 | 5,27 | 26% |
| 04.11.2016 | 11,5 | 0 | 10,2 | 0 | 20 | 0 | 0% |
| 05.11.2016 | 11,5 | 4,62 | 10,2 | 4,82 | 20 | 4,54 | 23% |
| 06.11.2016 | 11,5 | 13,1 | 10,2 | 14,26 | 20 | 13,42 | 67% |
| 07.11.2016 | 11,5 | 0,17 | 10,2 | 0,17 | 20 | 0,91 | 5% |
| 08.11.2016 | 11,5 | 6,59 | 10,2 | 6,16 | 20 | 5,46 | 27% |
| 09.11.2016 | 11,5 | 11,06 | 10,2 | 12,78 | 20 | 11,05 | 55% |
| 10.11.2016 | 11,5 | 7,04 | 10,2 | 8,14 | 20 | 7,99 | 40% |
| 11.11.2016 | 11,5 | 7,8 | 10,2 | 9,61 | 20 | 8,51 | 43% |
| 12.11.2016 | 11,5 | 11,26 | 10,2 | 12,75 | 20 | 11,74 | 59% |
| 13.11.2016 | 11,5 | 4,79 | 10,2 | 5,15 | 20 | 6,14 | 31% |
| 14.11.2016 | 11,5 | 4,6 | 10,2 | 4,65 | 20 | 5,26 | 26% |
| 15.11.2016 | 11,5 | 5,23 | 10,2 | 5,53 | 20 | 7,1 | 36% |
| 16.11.2016 | 11,5 | 5,25 | 10,2 | 7,04 | 20 | 7,25 | 36% |
| 17.11.2016 | 11,5 | 6,85 | 10,2 | 8,74 | 20 | 7,43 | 37% |
| 18.11.2016 | 11,5 | 11,45 | 10,2 | 13,31 | 20 | 12,32 | 62% |
| 19.11.2016 | 11,5 | 11,13 | 10,2 | 11,76 | 20 | 11,42 | 57% |
| 20.11.2016 | 11,5 | 11,18 | 10,2 | 12,11 | 20 | 11,3 | 57% |
| 21.11.2016 | 11,5 | 7,51 | 10,2 | 8,17 | 20 | 7,47 | 37% |
| 22.11.2016 | 11,5 | 7,76 | 10,2 | 8,2 | 20 | 7,79 | 39% |
| 23.11.2016 | 11,5 | 11,07 | 10,2 | 11,47 | 20 | 10,68 | 53% |
| 24.11.2016 | 11,5 | 8,2 | 10,2 | 8,18 | 20 | 7,62 | 38% |
| 25.11.2016 | 11,5 | 4,69 | 10,2 | 8,83 | 20 | 7,84 | 39% |
| 26.11.2016 | 11,5 | 6,57 | 10,2 | 10,43 | 20 | 9,42 | 47% |
| 27.11.2016 | 11,5 | 9,6 | 10,2 | 10,28 | 20 | 9,79 | 49% |
| 28.11.2016 | 11,5 | 10,13 | 10,2 | 10,89 | 20 | 11,31 | 57% |
| 29.11.2016 | 11,5 | 11,46 | 10,2 | 11,66 | 20 | 12,9 | 65% |
| 30.11.2016 | 11,5 | 7,48 | 10,2 | 8,08 | 20 | 6,85 | 34% |
| Итого | 345 | 226,3 | | | 600 | 241,64 | 40% |

1.6 Выводы

На основании анализа причин простоев при проведении горных работ, оценено влияние технико-технологических и организационных факторов на проведении очистных работ для условий угольных месторождений Кузбасса. Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

1. Показана актуальность оперативного управления комплексно-механизированным забоем отбойкой и транспортировкой угля во время выполнения рабочего прохода.
2. Анализ существующих математических моделей работы комплексно-механизированного забоя показал, что они не могут быть использованы для оперативного управления, потому, что не позволяют учесть изменения скорости подачи выемочного комбайна.
3. Наибольшее число простоев и их продолжительность (более 60%) на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» происходит по технологическим причинам. Это связано с подготовкой фронта очистных работ, приведением подготовительных выработок в безопасное состояние, производством монтажно-демонтажных работ в лаве, работами на конвейерном транспорте.
4. Проведенные исследования выявили существенный резерв по повышению производительности выемочных работ.
5. Анализ работы комплексно-механизированного забоя выемочного участка шахты «Полысаевская» выявил, что коэффициент использования технологического оборудования по времени позволяет увеличить добычу угля.
6. Проведенный хронометраж работы технологического оборудования в лаве шахты «Полысаевская» подтвердил необходимость определения режимов работы комплексно-механизированного забоя.
7. Эффективность работы комплексно-механизированного забоя напрямую зависит от скорости подачи выемочной машины.

8. Выбор оптимальных параметров работы комплексно-механизированного забоя может быть выполнен на основе моделирования.
9. При определении эффективности применения комбайна должны быть рассмотрены вопросы выполнения основных технологических операций: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка для составления модели.

2 РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОТБОЙКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ УГЛЯ НА ВЫЕМОЧНОМ УЧАСТКЕ

2.1 Анализ факторов, влияющих и определяющих функционирование технологических процессов выемочного участка.

Угледобывающее предприятие характеризуется большим удельным весом затрат на приобретение и эксплуатацию оборудования. Оборудование определяет эффективность и рентабельность работы угольного предприятия. В настоящее время на предприятиях АО «СУЭК» уровень комплексно-механизированной добычи составляет 100%. В тоже время хронометраж работы комплексно-механизированного забоя (на примере шахты «Полысаевская») показывает, что имеются значительные резервы повышения эффективности их работы. И в первую очередь это касается эффективности использования оборудования на выемочных участках. Анализ работы технологического оборудования АО «СУЭК» показывает, что на очистных работах простои по организационным причинам, из-за нарушений промышленной безопасности и охраны труда имеют максимальное значение. В целом на среднюю нагрузку очистного забоя влияют многочисленные факторы, в том числе, в положительном плане - его максимальная производительность, а в отрицательном – простои [68-74].

Существуют различные методики определения максимально допустимой нагрузки на очистной забой в метанообильных шахтах [17]. Они позволяют довольно точно определять нагрузку на очистной забой в различных горно-геологических условиях с учетом технологических схем отработки запасов угля и схем проветривания. Однако сложность подсчетов, наличие множества коэффициентов, в том числе эмпирических, имеющих неодинаковое значение по длине очистного забоя не позволяет оперативно получить результат для определения требуемой скорости движения комбайна

в оперативном режиме. При использовании существующих методик расчета и моделей для целей определения оперативного режима работы комплексно-механизированного забоя требуются данные газовых съемок лавы и реальная эффективность заблаговременной дегазации пласта, но такие сведения отсутствуют.

Как уже говорилось, на эффективность работы выемочного участка сказываются различные факторы, в том числе горно-геологические. Так в последние годы наблюдается устойчивая тенденция перехода горных работ на большие глубины, все это влечёт за собой рост рисков, связанных с повышенной газоносностью угольных пластов, возникновением динамических проявлений различной физической природы. С целью снижения газоносности угольных пластов применяется предварительная и пластовая дегазация.

На сегодняшний день метаноносность угольного пласта в пределах очистного участка определяют по данным геологической разведки. При этом в площадь выемочного столба попадает не более двух – трех разведочных скважин в которых производился отбор пробы угля для последующих анализов на метаноносность. На основе этих скудных данных разрабатывается проект дегазации выемочного участка. В проекте определяется сеть вертикальных, горизонтальных скважин и скважин направленного бурения вдоль пласта, которые объединяются трубопроводами системы дегазации и с помощью вакуумного насоса, расположенного на поверхности производится отбор метана, выделяющегося из угля. Эффективность дегазационных работ зависит от числа, расположения и диаметра дегазационных скважин, строения пласта, то есть наличия в нем систем трещин, нарушений, неоднородностей, образующих газовые коллекторы и от сорбционных, фильтрационных свойств угля. Повысить интенсивность отдачи метана угольным пластом возможно с помощью гидроразрыва. В результате проведения дегазационных работ в пределах выемочного участка метаноносность угольного пласта не должна превышать $13 \text{ м}^3/\text{т}$ сухой

беззольной массы. Обычно, для угольных шахт США эффективность дегазации составляет 70%, для шахт Российской Федерации она значительно ниже (30 – 40%).

При работе очистного комплекса распределение и выделение метана зависит от принятой схемы проветривания. Но основные источники метана для любой схемы проветривания остаются следующие: обнажение забоя, отбитый уголь, вмещающие породы и выработанное пространство. На объемы выделения метана влияет его метаноносность, сорбционные и фильтрационные свойства угля и площадь обнажения. Со временем интенсивность газовыделения уменьшается. Если влияние метаноносности угольного пласта на выделение метана из угля в какой-то мере изучено, то сорбционные и фильтрационные свойства угля, определяющие процессы движения метана в микропорах, его десорбции из угля почти не изучены.

В последние годы размеры выемочных участков выросли, длины очистных забоев уже составляют 200 – 400 метров. Поэтому при прогнозе газовыделения необходимо учитывать место источника метана, площадь обнаженного угля и время образования обнажения. Анализ процессов выделения метана на очистном участке по источникам метановыделения свидетельствует, что при обнажении забоя объем выделяемого метана пропорционален площади обнажения, максимально происходит в месте, где очистной комбайн произвел обнажение угольного пласта, а интенсивность выделения метана спустя некоторое время снижается. Объем метана, выделяемого отбитым углем, зависит от общей площади кусков угля, определяемой по гранулометрическому составу, расположения вдоль лавы и времени нахождения на конвейере. Если, уголь отбит внизу лавы (у сопряжения с конвейерным штреком), то он находится в лаве несколько секунд и объем выделенного из него метана невелик. Иначе, если уголь отбит вверху лавы, то он, с учетом длины забоя, находится в лаве от одной до трех минут, и с учетом увеличения поверхности обнажения угля, объем выделяемого метана уже значительно влияет на состав рудничной

атмосферы. Далее отбитый уголь из очистного забоя попадает на перегружатель, дробилку, где измельчается и далее на ленточный конвейер. При этом в зависимости от схемы проветривания часть метана возвращается в забой, а часть (после вентиляционной сбойки) уходит по конвейерному штреку из выемочного участка. Объемы метана, выделяющегося из вмещающих пород и выработанного пространства за производственную смену, остаются примерно на одном уровне. Таким образом, неоднородность метаносности угля на выемочном участке, усиленная проведенной дегазацией и отсутствием данных о сорбционных и фильтрационных свойствах угля, параметрах технологического процесса (положение очистного комбайна, количество угля на скребковом и ленточном конвейерах) увеличивает неопределенность прогнозов выделения метана, усложняет оперативное управление и увеличивает риски превышения нормативного уровня безопасной эксплуатации.

Существенную неопределенность в выборе текущего технологического режима работы очистного оборудования вносят факторы, характеризующие строение, геометрию и напряженно-деформированное состояние вмещающих пород выемочного участка. Невыдержанность слоев, выклинивание, наличие размывов, тектонические нарушения, особенности морфологии, трудно-обрушаемая кровля, пригрузка (разгрузка) призабойной зоны и т.д. увеличивают риски превышения нормативного уровня безопасной эксплуатации, связанные с геотехническими и геодинамическими процессами. Корректировка гипсометрических планов по данным геологических зарисовок производится, ведется контроль динамического состояния угольного пласта, но это не учитывается при оперативном управлении очистными работами.

Внедрение в последние годы Многофункциональной системы безопасности (МФСБ) горного предприятия должно обеспечить снижение рисков аварийных происшествий. Фактически МФСБ представляет собой комплекс систем контроля параметров промышленной безопасности на

угольных шахтах. Пока не удастся добиться тесного взаимодействия системы управления технологическими операциями при ведении очистных работ и МФСБ. Это связано с двумя обстоятельствами. Во-первых, данные о текущих параметрах рудничной атмосферы, состоянии массива горных пород, характеризующие в той или иной мере уровни риска аварийных происшествий не используются в системах управления технологическими операциями. По сути дела, автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУ ТП) угольной шахты является комплексом систем, осуществляющих мониторинг параметров работы технологического оборудования и его загрузку. Управление осуществляется конкретным оборудованием, а не технологическим процессом в целом. Во-вторых, используются разновременные интервалы в МФСБ и АСУ ТПР. В общем случае производственная программа очистных работ учитывает среднее статистическое состояние горно-геологической системы выемочного участка, а МФСБ контролирует текущее состояние. В настоящее время данные накопленные в МФСБ не используются для построения прогнозов состояния горно-геологической системы с целью определения технологических режимов работы очистного комплекса. Поэтому при изменении состояния горно-геологической системы производственная программа не адаптируется к происходящим техногенным изменениям массива горных пород, вследствие чего при сопоставлении долгосрочного (производственного) и краткосрочного (оперативного) прогнозов возникают конфликтные ситуации. Вследствие этого, выбор и определение нового технологического режима работы очистного участка осуществляется в момент непосредственного изменения параметров горнотехнической системы с помощью «ручного» управления. Поэтому понятны данные статистики угледобывающих предприятий, характеризующие индекс использования технологического оборудования очистных забоев, который составляет примерно 50%. Однако, анализ данных работы очистного

комплекса, проведенный в предыдущей главе, показывает, что коэффициент использования оборудования по времени еще ниже и не превышает 30 -35 %.

Основной характеристикой безопасности аэрологической ситуации в лаве [20] являются данные измерений концентрации метана кутковым датчиком. При превышении концентрации метана в рудничной атмосфере пороговых значений, установленных «Положением об аэрогазовом контроле в угольных шахтах» [19, 59, 96, 97] происходит отключение энергии [26, 27]. Повторное включение в работу очистного участка происходит после его полного разгазирования и включения всей линии электропитания в работу. Это теоретически происходит мгновенно, но на практике из-за сложного и энергомощного оборудования на это уходит от 30 до 50 минут. Потеря 10 – 15% времени рабочей смены - это не позволительный расход временного ресурса.

2.2 Составление модели технологических процессов отбойки и транспортировки угля на выемочном участке.

При ведении горных работ в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах требуется совместное пошаговое проведения различных технологических процессов, обеспечивающих подготовку, вскрытие и выемку запасов с точки зрения создания геомеханических, геотехнологических и геоэкологических безопасных условий отработки угольных пластов. При этом следует стремиться к минимизации временных, людских и энергетических ресурсов. В этой связи особую значимость приобретает правильный выбор программы оперативного управления технологическими процессами горного производства, мониторинг выполнения технологических операций для своевременного выявления отклонений от выбранного режима, корректировка установленных текущих режимов функционирования технологических процессов и выработка, в случае возникновения необходимости, мероприятий, направленных на снижение рисков аварийных происшествий. Перспективным направлением решения поставленной задачи является использование методов моделирования. Разработанные модели технологических процессов горнодобывающего предприятия позволят планировать производство и выполнять поддержку принятия решений при осуществлении оперативного управления, выявлять негативные тенденции изменения техногенной среды и ранних предвестников аварийных происшествий, оценивать риски возможных аварий и простоев, планировать превентивные мероприятия по нейтрализации или минимизации возможных негативных проявлений, совершенствовать структуру производственных бригад по выполняемым ими технологическим операциям.

2.2.1 Порядок работы выемочного комбайна

Крайне сложно в общем виде для всех возможных выемочных участков описать работу комплексно-механизированного забоя. Для конкретизации

множества условий следует рассмотреть порядок работы комплексно-механизированного забоя выемочного участка № 17-49 пласта «Бреевский» шахты «Полысаевская». Технологическим паспортом отработки запасов выемочного участка № 17-49 определена следующая последовательность операций. Вначале, машинист крепи по мере выемки угля не ближе, чем через 1,75 м от шнека, производит передвижку секций крепи к забою. Отставание передвижки секции не должно превышать 5-6 секций крепи от рабочего органа комбайна (уточняется на основе заключения главного геолога).

Комбайн, двигаясь от конвейерного штрека к вентиляционному, отбивает уголь на всю вынимаемую мощность пласта и грузит его на лавный конвейер.

Комбайн, при своем движении, перемещает траковую цепь по кабелеукладчику.

При отходе комбайна от конвейерного штрека на 30 м производится передвижка привода лавного конвейера и перегружателя одновременно. Затем выдвигаются переходные секции, а после них штрековые секции крепи сопряжения. После выполнения концевых операций продолжается процесс выемки угля.

2.2.2. Крепление и управление кровлей.

Крепление кровли лавы осуществляется секциями крепи механизированного комплекса при управлении кровлей полным обрушением вслед за передвижкой секции крепи.

Секции выдвигаются последовательно одна за другой с отставанием от рабочего органа комбайна не менее одной и не более 5-6 секций. После передвижки секции крепи распираются. Управление выдвигаемой секцией осуществляется с соседней (вышестоящей), еще не передвинутой секции. Зазор между козырьками передвинутой секции и забоем лавы не должен превышать 300 мм. Допускается передвижку секций производить двумя

горнорабочими очистного забоя (ГРОЗ) через одну секцию, находясь под соседней секцией крепи.

2.2.3. Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком.

Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком осуществляется двумя механизированными передвижными секциями крепи. Штрековые секции крепи крепятся за крестовую раму концевого привода забойного конвейера и имеют длину перекрытия с ограждающим щитом 6,7 м. За секциями крепи сопряжения устанавливаются переходные секции крепи, которые крепятся за переходные решетки забойного конвейера, имеют длину перекрытия 6,0 м. Кроме этого, с опережением забоя лавы не менее чем на 6 м по верхнему борту конвейерного штрека под основное крепление через 1-0,9 м устанавливаются клиновые стойки 13Т-25 или деревянные стойки не менее Ø200 мм.

2.2.4. Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком

Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком осуществляется двумя механизированными передвижными секциями крепи. Штрековые секции крепи крепятся за раму концевого привода забойного конвейера и имеют длину перекрытия с ограждающим щитом 6,7 м. За секциями крепи сопряжения устанавливаются переходные секции крепи, которые крепятся за переходные решетки забойного конвейера, имеют длину перекрытия 6,0 м.

Кроме этого, с опережением забоя лавы не менее чем на 6 м по нижнему боту вентиляционного штрека устанавливаются металлические стойки 13Т-25 или деревянные стойки Ø200 мм (шаг 0,9 м).

2.2.5. Требования к оборудованию выемочного участка автоматической стационарной аппаратуры контроля состава воздуха

Для контроля параметров проветривания выемочный участок пласта оборудован системой аэрогазового контроля и автоматической газовой

защиты фирмы, которая обеспечивает непрерывное измерение, телепередачу информации на диспетчерский пульт шахты, ее регистрацию, сигнализацию о достижении нормированных содержаний и выдачи команд для автоматического отключения электрооборудования.

Датчики контроля метана:

Датчик М1 устанавливается в тупике конвейерного штрека, погашаемой вслед за очистным забоем, для контроля местных скоплений CH_4 – под кровлей выработки у решетки, ограждающей погашенную часть выработки, у стенки выработки, противоположной выходу из лавы. Уставка срабатывания - 2 % CH_4 ;

Датчик М2 устанавливается в конвейерном штреке в 10-20м от очистного забоя, у стенки, противоположной выходу из лавы, под кровлей выработки, для контроля исходящей струи воздуха из очистного забоя. Уставка срабатывания - 1,0 % CH_4 ;

Датчик М4 устанавливается в конвейерном штреке и в 10-20м. ниже заезда с 25-03 ЦМПШ, под кровлей выработки, для контроля исходящей струи. Уставка срабатывания - 1,0 % CH_4 ;

Датчик М3 устанавливается в вентиляционном штреке не далее 5м от очистного забоя, под кровлей выработки. Уставка срабатывания - 0,5 % CH_4 ;

Датчик М6 устанавливается в вентиляционном штреке ниже сброса перекачной ленты с конвейерного штрека, под кровлей выработки. Уставка срабатывания - 1 % CH_4 .

Телеизмерение с датчиков выводится к инженеру-оператору Аэрогазового контроля (АГК). При превышении предельно допустимой концентрации CH_4 датчики метана М1, М2, М3, М4, М6 производят отключение высоковольтной ячейки КРУВ-6 и снимают напряжение с выемочного участка.

Датчики контроля скорости воздуха:

Датчик АF1 устанавливается в вентиляционном штреке в 10-20 м ниже заезда для контроля исходящей струи воздуха;

Датчик AF2 устанавливается в конвейерном штреке в 10-20 м от заезда с центрального магистрального путевого штрека для контроля входящей струи воздуха.

Телеизмерение с датчиков выводится к инженеру-оператору АГК. На рабочем месте инженера-оператора АГК, при получении аварийных и предаварийных значений от датчиков скорости воздуха, осуществляется световая и звуковая сигнализация.

Датчики контроля содержания оксида углерода:

Датчик ОУ1 устанавливается в конвейерном штреке в 10-20м от очистного забоя. Датчик настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017 % по объёму);

Датчик ОУ2 устанавливается в вентиляционном штреке в 10-20м от сбойки № 16 по ходу вентиляционной струи. Датчик настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017% по объёму);

Датчик ОУ4 устанавливается в вентиляционном штреке в 10-20м от центрального магистрального конвейерного штрека. Датчик настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017% по объёму);

Датчик ОУ5 устанавливается в конвейерном штреке в 10-20м от приводной станции ленточного конвейера по ходу вентиляционной струи. Датчик настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017% по объёму);

Телеизмерение с датчиков контроля оксида углерода ОУ1, ОУ2, ОУ4, ОУ5, ОУ6 и ОУ7 выводится к инженеру-оператору АГК.

Контроль положения вентиляционных дверей в вентиляционных шлюзах в заезде с центрального магистрального путевого штрека автоматизирован. При открывании обеих дверей в шлюзовых перемычках у инженера-оператора АГК срабатывает световая и звуковая сигнализация.

2.2.6. Формализация технологического процесса перемещения отбитого угля на выемочном участке

Рассмотрим последовательность выполнения технологических процессов добычи полезного ископаемого от момента отбойки и до выдачи его из забоя (рис. 2.1). Как уже отмечалось, основной объем добытого подземным способом разработки угля, приходится на комплексные механизированные забои. Основной горновыемочной машиной для комплексно механизированных забоев является выемочной комбайн [107, 108].

Во время рабочего хода при движении выемочного комбайна разрушение угольного пласта производится исполнительным органом – шнеком. В последние годы на пластах мощностью более 1,2 м используются двухшнековые комбайны. Причем компоновка узлов резания (шнеков) предусмотрена таким образом, что оси электродвигателей, приводящих в действия шнеки, располагаются перпендикулярно забою. Узел резания выемочного комбайна представляет собой поворотный рычаг (редуктор) с помощью которого момент вращения от двигателя резания с помощью кинематической цепи и планетарного редуктора передается на исполнительный орган. Охлаждение редуктора производится с помощью воды, которая в дальнейшем используется для подавления пылеобразования. Погрузочный щиток направляет поток отбитого угля на скребковый конвейер.

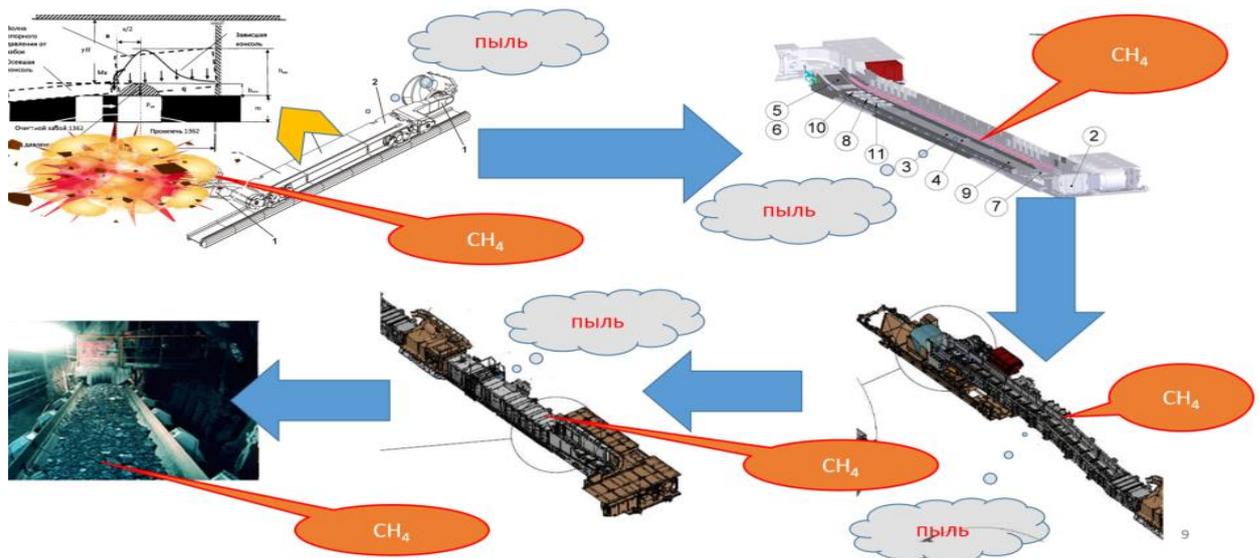


Рисунок 2.1 Схема последовательности отбойки и перемещения по технологическому оборудованию комплексно-механизированного забоя.

Работа выемочного комбайна делится на несколько технологических стадий: зарубка, рабочий ход, зачистка. В последнее время чаще всего на угледобывающих предприятиях нашла применение технология работы выемочного комбайна по челноковой схеме с косым заездом у сопряжения со штреком, состоящая из пяти стадий (рис. 2.2 – 2.6). Вначале производится задвижка лавного конвейера на косой заезд (рис. 2.2). Далее (вторая стадия рис. 2.3) производится зарубка выемочным комбайном косым заездом. На третьей стадии (рис. 2.4) производится зачистка зарубки с последующим выравниванием скребкового конвейера. На четвертой стадии (рис. 2.5) производится выемка верхнего уступа с последующей передвижкой секций крепи вслед за выемочным комбайном. На пятой стадии производится выемка нижнего уступа (рис. 2.6).

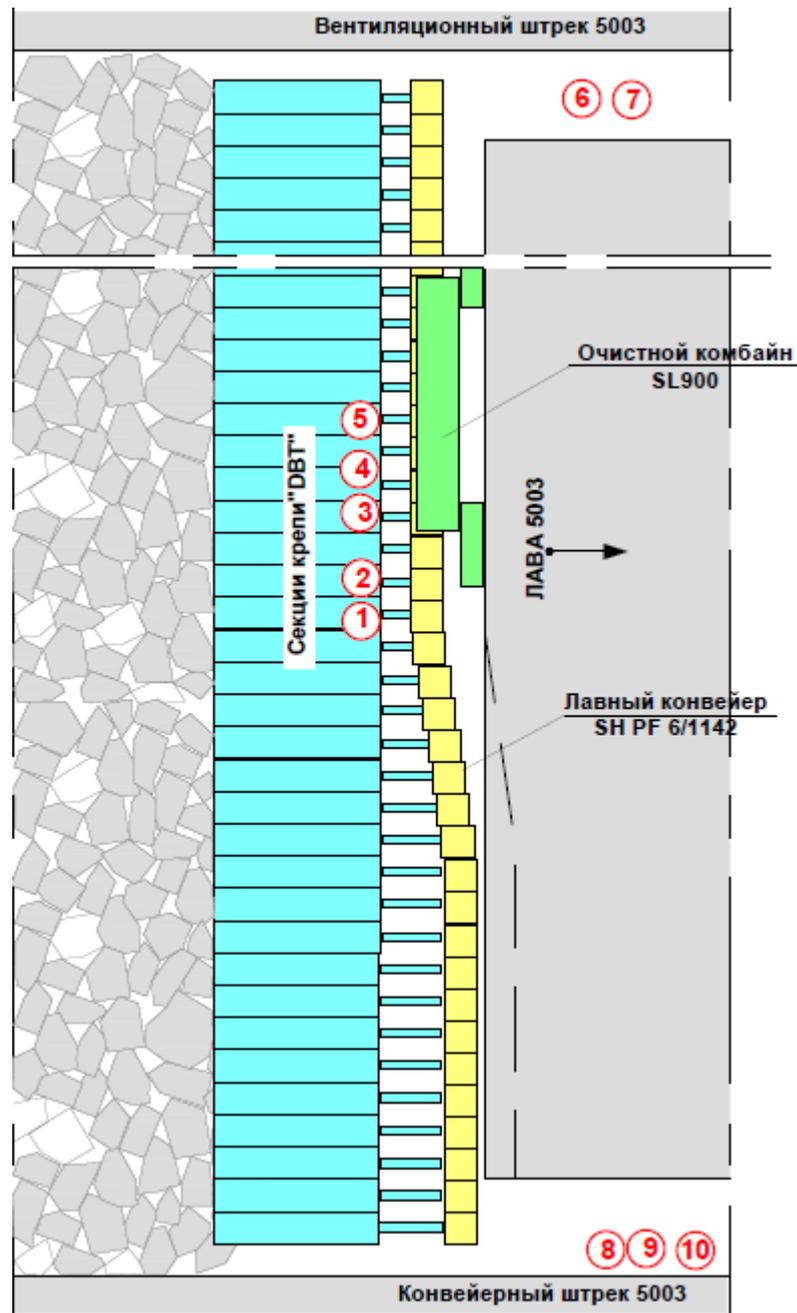


Рисунок 2.2 – Задвижка лавного конвейера на косо́й заезд.

1, 2 машинист комбайна, 3, 4, 5 горнорабочие очистного забоя, занятые в передвижке секций крепи и скребкового конвейера, 6, 7 горнорабочие очистного забоя, занятые приводной головки, концевых секций, перегружателя, ленточного перегружателя, сокращения става ленточного конвейера, 10 горнорабочий очистного забоя, занятый управлением ленточным перегружателем, зачисткой штрекового перегружателя

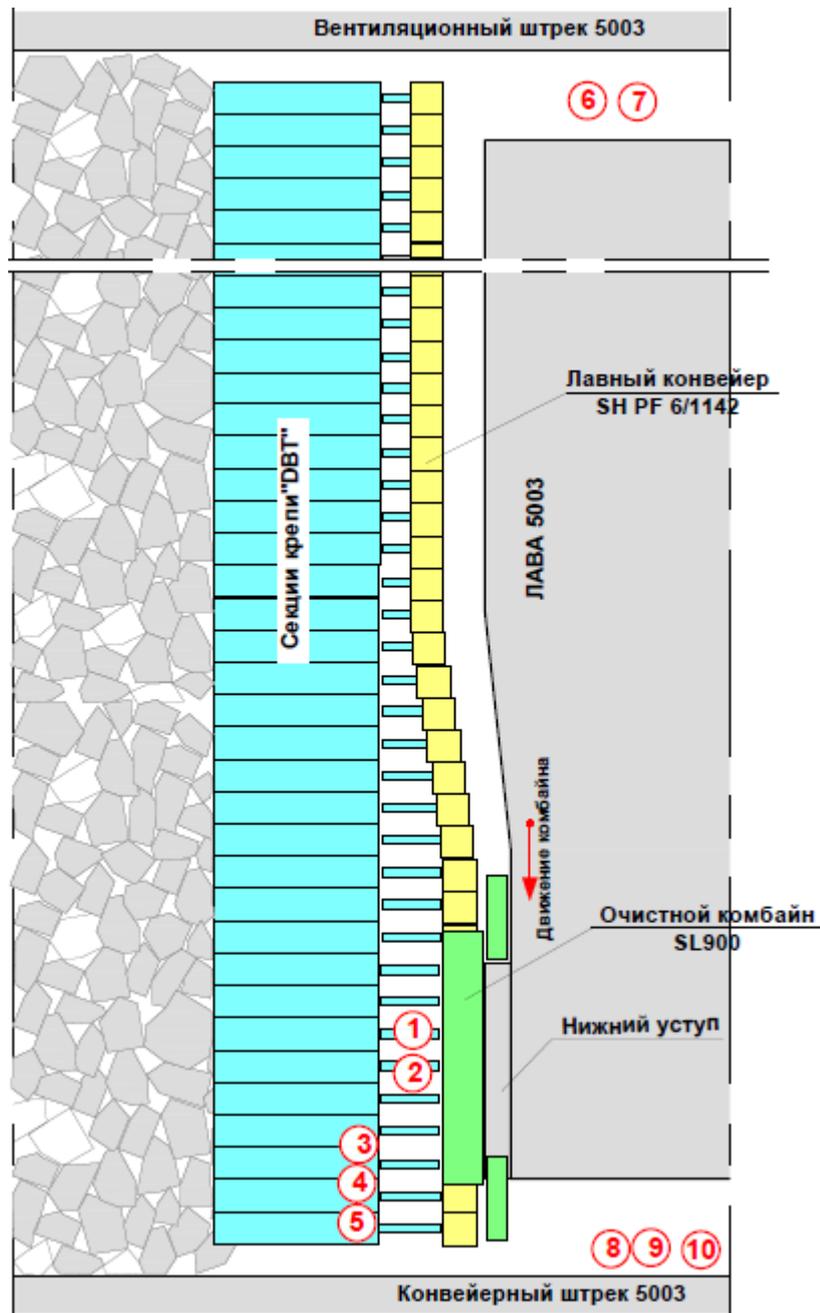


Рисунок 2.3 – Зарубка выемочного комбайна косым заездом.

1, 2 машинист комбайна, 3, 4, 5 горнорабочие очистного забоя, занятые в передвижке секций крепи и скребкового конвейера, 6, 7 горнорабочие очистного забоя, занятые приводной головки, концевых секций, перегружателя, ленточного перегружателя, сокращения става ленточного конвейера, 10 горнорабочий очистного забоя, занятый управлением ленточным перегружателем, зачисткой штрекового перегружателя

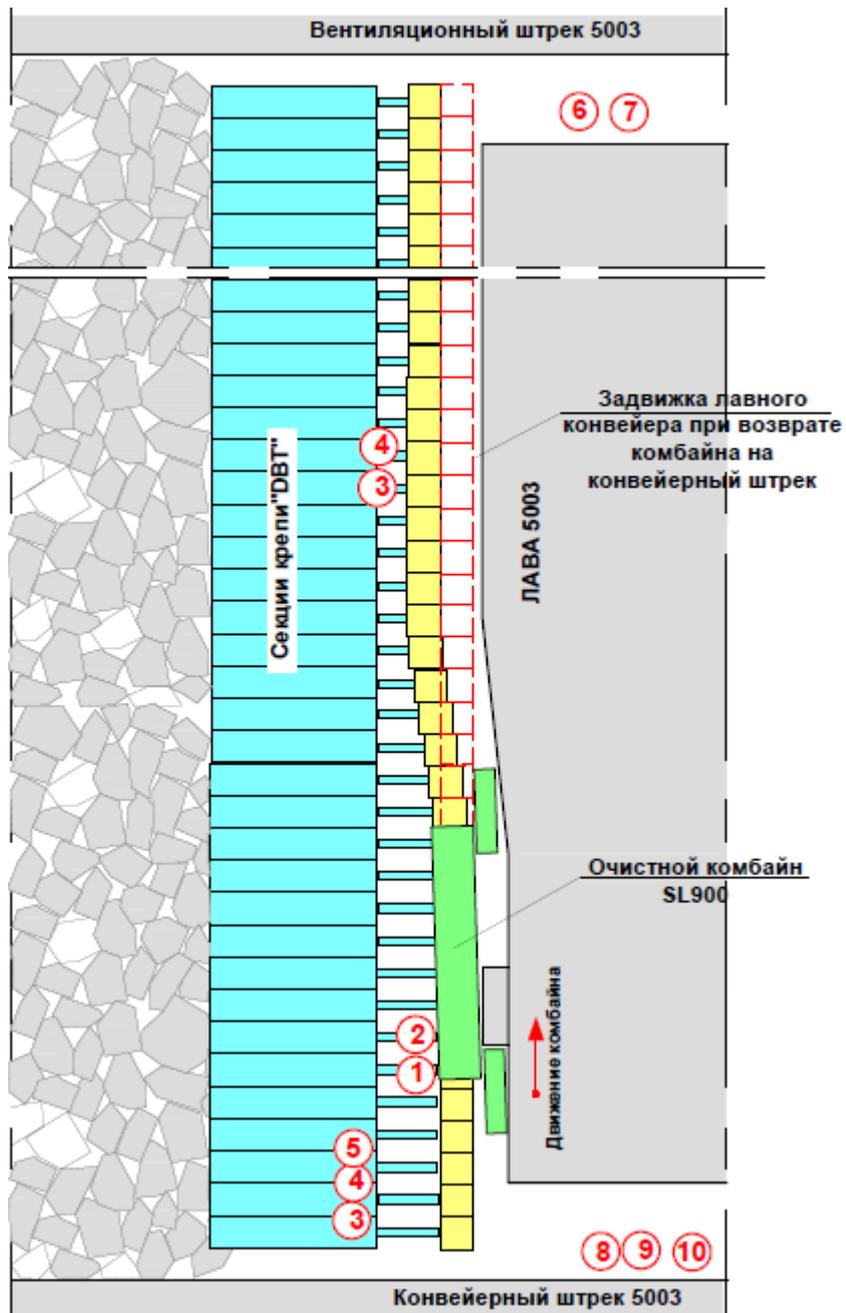


Рисунок 2.4 – Зачистка зарубки с последующим выравниванием скребкового конвейера.

1, 2 машинист комбайна, 3, 4, 5 горнорабочие очистного забоя, занятые в передвижке секций крепи и скребкового конвейера, 6, 7 горнорабочие очистного забоя, занятые приводной головки, концевых секций, перегружателя, ленточного перегружателя, сокращения става ленточного конвейера, 10 горнорабочий очистного забоя, занятый управлением ленточным перегружателем, зачисткой штрекового перегружателя

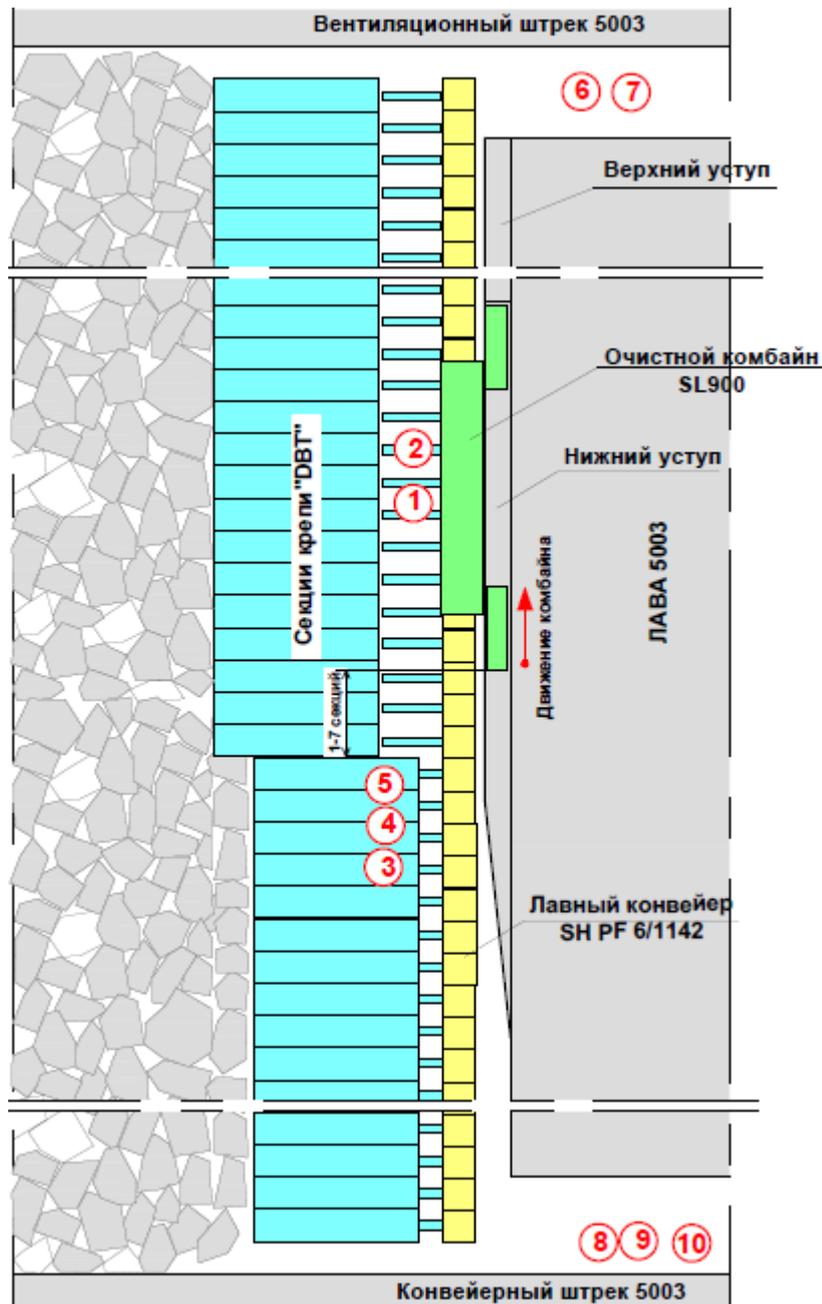


Рисунок 2.5– Выемка верхнего уступа дорожки с передвижкой секций вслед за комбайном.

1, 2 машинист комбайна, 3, 4, 5 горнорабочие очистного забоя, занятые в передвижке секций крепи и скребкового конвейера, 6, 7 горнорабочие очистного забоя, занятые приводной головки, концевых секций, перегружателя, ленточного перегружателя, сокращения става ленточного конвейера, 10 горнорабочий очистного забоя, занятый управлением ленточным перегружателем, зачисткой штрекового перегружателя

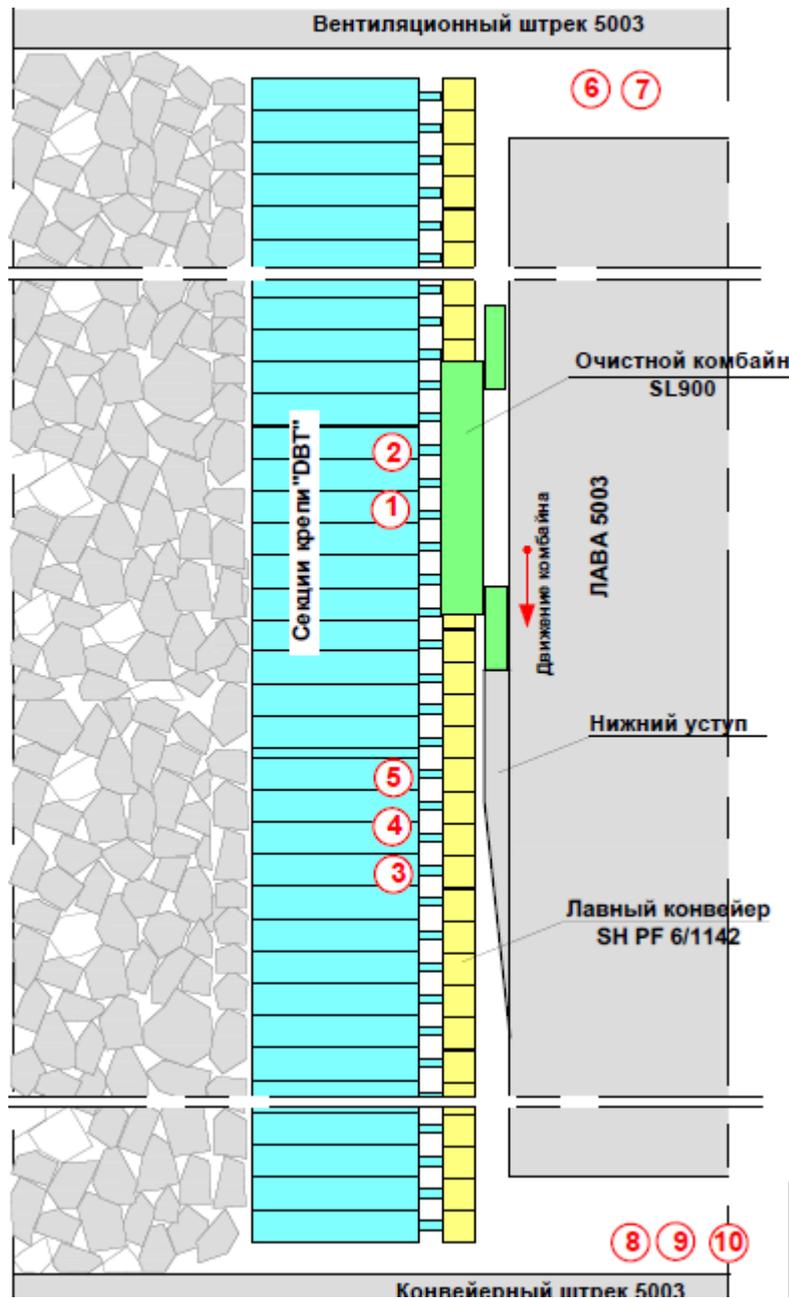


Рисунок 2.6 – Выемка нижнего уступа и зачистка комбайновой дорожки. 1, 2 машинист комбайна, 3, 4, 5 горнорабочие очистного забоя, занятые в передвижке секций крепи и скребкового конвейера, 6, 7 горнорабочие очистного забоя, занятые приводной головки, концевых секций, перегружателя, ленточного перегружателя, сокращения става ленточного конвейера, 10 горнорабочий очистного забоя, занятый управлением ленточным перегружателем, зачисткой штрекового перегружателя

Такая последовательность работ обеспечивает отсутствие перед скребковым конвейером кусков угля, и делает не нужным специальную зачистку дорожки, которая не предусмотрена в рассмотренных ранее технологических операциях. В этом случае выемочный комбайн производит отбойку угля двигаясь вдоль всей линии забоя.

При создании математической модели, технологических режимов работы оборудования комплексно-механизированного забоя и параметры горнотехнической системы на выемочном участке, входными факторами являются: скорость подачи комбайна, скорости скребкового лавного конвейера перегружателя, дробилки, ленточного конвейера, концентрация метана на входе и выходе из очистного забоя, относительная текущая метанообильность разрабатываемого пласта; выходным параметром является производительность комбайна. Для формализации задачи необходимо выполнить переход от вербального описания к количественным соотношениям между входными и выходными параметрами. Первое вербальное описание – «разрушение угольного пласта и перемещение угля на скребковый конвейер» требует задания дополнительных переменных (места нахождения комбайна относительно забоя и момент времени), которые определяются на основе входных параметров. При подачи комбайна с постоянной скоростью особых проблем не возникает. Но на практике выемочной комбайн вдоль лавы движется с переменной скоростью, часто с остановками. В общем случае движение выемочного комбайна вдоль линии забоя происходит с некоторой скоростью V_k , изменяющейся по произвольному закону $V_k = V_k(t)$. Тогда местоположение выемочного комбайна определяется как координата $x(t)$ и находится из решения дифференциального уравнения $\frac{dx}{dt} = V_k(t)$. При постоянном движении выемочного комбайна изменяется его местоположение со временем $x_k = x_k(t)$, и выражая время, через координату соблазнительно перейти к уравнению $\frac{dx}{dt} = V_k(x(t))$. Однако, это будет не корректно, так как если

зависимость $x_k = x_k(t)$ однозначная, то зависимость $t = t(x_k)$ однозначно только при постоянном движении выемочного комбайна. В случае его остановки или движения назад, однозначность пропадает. Это первая особенность задачи, которую необходимо учитывать.

Вторая особенность возникает при попытке количественно с помощью математической записи, формализовать вербальное описание – «уголь, попадая на скребковый конвейер перемещается вдоль забоя и перегружается на следующее технологическое оборудование». При постоянной скорости объем отбиваемого угля выемочным комбайном будет постоянным. Текущее заполнение скребкового конвейера углем будет в точке $x_k = x_k(t)$. Объем dV отбитого угля за время dt определяется мощностью h (предполагается её выдержанность на всю полосу заходки в забое) пласта, шириной шнека l и скоростью подачи выемочного комбайна $dV = hlv_k dt$. С учетом удельного веса угля γ , вес угля составит $dM = h\gamma lv_k dt$. Определенный таким образом, объем угля dV весом dM перемещается в пределах лавы скребковым конвейером со скоростью V_{sk} . Тогда время перемещения его до выхода из лавы определяется из уравнения $\frac{dx}{dt} = -V_{sk}(t)$ соотношением:

$$T_i = -\frac{1}{V_{sk}} \int_{x=x_i}^{x=x_0} dx$$

здесь $V_{sk} = const$ – скорость скребкового конвейера, x_i – место отбойки порции угля dM , x_0 – координата скребкового конвейера у конвейерного штрека. Общий вес отбитого угля в лаве в момент времени t_j определяет интегрированием элементарных порций отбитого угля, для которых выполняется условие – время перемещения от точки отбойки до конвейерного штрека меньше времени транспортировки на скребковом конвейере:

$$Q = \int_{i=1}^{i=n} dM_i$$

для i , удовлетворяющему условию:

$$t_j - t_0 \leq -\frac{1}{V_{sk}} \int_{x=x_i}^{x=x_0} dx$$

или

$$\int_{x_i}^{x_j} \frac{dx}{V_k} - t_0 \leq -\frac{1}{V_{sk}} \int_{x=x_i}^{x=x_0} dx$$

Если скорость подачи выемочного комбайна постоянна ($V_k = const$), то в левой части условия пропадает интеграл и получается легко вычисляемое соотношение $(x_j - x_i)/V_k$. Тогда, зная скорости выемочного комбайна и

скребкового конвейера не сложно определить вес угля, находящегося в лаве.

В общем случае – определения объема угля, находящегося на скребковом конвейере, следует рассмотреть упрощенную схему его работы (рис. 2.7). Скребковый конвейер показан горизонтальной линией, точка x_0 соответствует месту сочленения дробилки и скребкового конвейера. Пусть выемочной комбайн перемещается вдоль линии забоя с некоторой меняющейся скоростью подачи $V_k(t)$ и рубит уголь, который грузится на скребковый конвейер, который в свою очередь перемещающийся с постоянной скоростью $V_{sk} = const$. К моменту подхода выемочного комбайна к точке с координатой x_i в результате погрузки угля комбайном и перемещения скребкового конвейера с погруженным на него углем в момент времени t_i находится объем угля, условно показанный серым цветом и, представляемый функцией $\varphi = \varphi(x)$. Спустя некоторый период времени dt скребковый конвейер переместил весь объем угля в сторону к конвейерному штреку (нижняя часть рис. 2.7). При этом часть угля (после точки x_0) перегружено на следующее в линии транспортировке оборудование (показано отделенным элементов справа за пределами скребкового конвейера). В свою очередь, выемочной комбайн продолжая отбойку угля,

переместился в точку x_j и за время dt загрузил объем угля, условно показанный слева. Анализ описанного процесса свидетельствует о том, что, во-первых, происходит просто сдвиг объема угля в сторону конвейерного штрека со скоростью скребкового конвейера, во-вторых, идет пополнение объема угля пропорционально скорости подачи выемочного комбайна, и, в-третьих, происходит удаления объемов угля, пересыпаемого на другое технологическое оборудование.

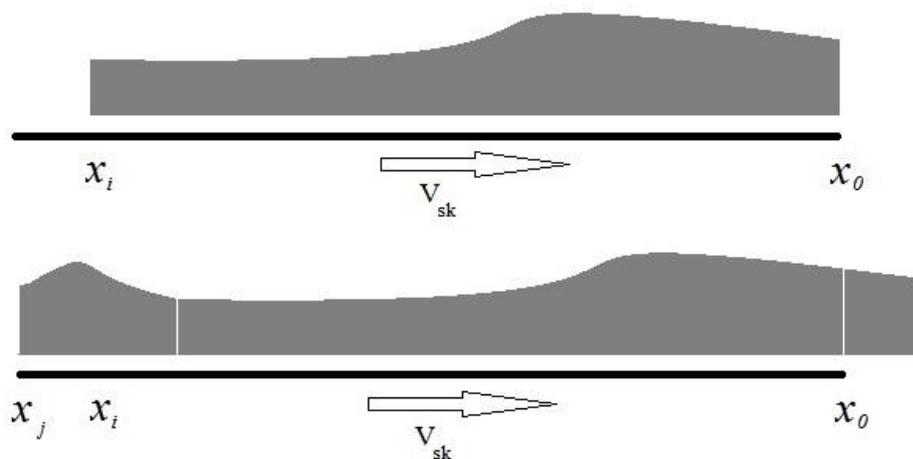


Рисунок 2.7. Схема перемещения угля скребковым конвейером.

Верхняя часть соответствует загрузки скребкового конвейера углем в момент времени t_i

Нижняя часть соответствует загрузки скребкового конвейера углем в момент времени $t_j = t_i + dt$. Координата x_0 место сочленение скребкового конвейера с дробилкой, x_i – место нахождения выемочного комбайна в момент времени t_i , x_j место расположения выемочного комбайна в момент времени t_j . V_{sk} - скорость скребкового конвейера.

Следует отметить, что процесс обладает свойством необратимости. Так, из-за того, что данные об объемах перегружаемого угля на следующее технологическое оборудование пропадают, то для возможности описания процесса с обратимым временем требуется дополнительно сохранять данные об ушедших со скребкового конвейера объемах угля. Операция сдвига объемов угля вдоль скребкового конвейера не допускает описание в

конечном виде. Другими словами, в математическом анализе не существует оператора преобразования $D(\varphi) = D\varphi(x)$, потому, что для различных значений аргументов функции φ , он должен действовать по-разному (грузить уголь, перемещать уголь, перегружать уголь). При этом область действия (по координате x) изменяется при движении выемочного комбайна. Таким образом, с помощью функций непрерывного описания распределения угля на скребковом конвейере невозможно получить формальное описание процессов «загрузки выемочным комбайном угля на скребковый конвейер», «перемещение угля скребковым конвейером», «перегрузка угля со скребкового конвейера».

Используя дискретное представление объемов угля, то есть рассматривая многочисленные порции угля, которые «загружаются выемочным комбайном на скребковый конвейер», «перемещаются скребковым конвейером», «перегружаются со скребкового конвейера» необходимо в задачу вводить уравнения движения каждой порции. В этом случае веса, загруженных комбайном порций угля на скребковый конвейер, будут различны ($dM_i \neq dM_{i+k}$). Поэтому в условии (левой части) определения порций угля, которые находятся в лаве необходимо использовать интеграл, что ведет к тому, что для каждой порции необходимо знать её текущее местонахождение, то есть решать множество уравнения движения каждой порции. Такой подход ведет, во-первых, к резкому увеличению размерности задачи на несколько порядков, во-вторых, возникает необходимость постоянно генерировать зависимости, описывающие движения вдоль забоя вновь отбитой порции угля скребковым конвейером, и после перегрузки элементарной порции со скребкового конвейера удалять эти зависимости. Все это вдет к тому, что в описанной постановке задаче на сегодняшний день не решаема.

Все эти обстоятельства оставляют только один способ представления распределенной по протяженности загрузки скребкового конвейера в виде выборочных различных действий над элементами функции φ . При этом

следует увеличить размерность функции распределения угля на скребковом конвейере, добавив время t представив её в виде $\varphi = \varphi(x, t)$.

Тогда, с учетом того, что скорость у большинства лавных (скребковых) конвейеров постоянна и не может быть изменена ($V_{sk} = const$), увеличение объема угля в результате отбойки его выемочным комбайном (в приближении, что весь отбитый уголь перемещается на скребковый конвейер и пренебрегая габаритами выемочного комбайна) запишется выражением $\varphi = \varphi(x_k, t) = \varphi(x_{ki}, t_i) + dM = \varphi(x_i, t_i) + \gamma hm V_k dt$. Перемещение груза скребковым конвейером (со скоростью V_{sk}) – операция сдвига – преобразование функции $\varphi(x, t)$, которое описывается выражением $\varphi(x_i, t + dt) = \varphi(x_i - V_{sk} dt, t)$ для всего пространства лавы (то есть для всех $x_0 \leq x_i \leq x_n$, x_0 – координата начала скребкового конвейера, расположенного у нижнего штрека в месте, где происходит пересып угля со скребкового конвейера на перегружатель, x_n – координата конца скребкового конвейера, расположенного у верхнего штрека). При этом часть конвейера, которая расположена у верхнего штрека, и представляет собой участок, который появился за отрезок времени dt остается пустой $\varphi(x, t) = \varphi(x_n \div x_n - V_{sk} dt, t + dt) = 0$.

Уголь, который находился на скребковом конвейере, в нижней части штрека, перегружается на перегружатель, сочленённый с дробилкой. Этот объем угля равен $\varphi_{out}(x, t) = \varphi(x_1 \div x_1 + V_{sk} dt, t)$. Аналогично скребковому конвейеру как потоковое устройство перемещения горной массы работают перегружатель, дробильный комплекс, и ленточный конвейер.

Соотношения, описывающие технологический процесс перемещения выемочного комбайна, отбитого угля, с помощью указанного технологического оборудования следующие:

подача комбайна вдоль забоя

$$\frac{dx}{dt} = V_k(t) \quad (2.1)$$

поступление угля

$$\left\{ \begin{array}{l} \varphi_{sk}(x_i, t_i) + dM = \varphi_{sk}(x_i, t_i) + \gamma hm V_k dt \quad (x_i = x_k) \\ \varphi_p(x_i, t_i) + dM = \varphi_p(x_n \div x_n - V_p dt, t_i) = \varphi_{sk}(x_1 \div x_1 + V_{sk} dt, t_i) \frac{V_{sk}}{V_p} \\ \varphi_d(x_i, t_i) + dM = \varphi_d(x_n \div x_n - V_d dt, t_i) = \varphi_p(x_1 \div x_1 + V_p dt, t_i) \frac{V_p}{V_d} \\ \varphi_{lk}(x_i, t_i) + dM = \varphi_{lk}(x_n \div x_n - V_{lk} dt, t_i) = \varphi_d(x_1 \div x_1 + V_d dt, t_i) \frac{V_d}{V_{lk}} \end{array} \right. \quad (2.2)$$

В соотношении (2.1, 2.2) и в последующих приняты следующие обозначения: индекс sk - скребковый конвейер; индекс p - перегружатель; индекс d - дробилка; индекс lk - ленточный конвейер.

Соотношения, описывающие перемещение угля по технологическому оборудованию имеют вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} \varphi_{sk}(x_i, t + dt) = \varphi_{sk}(x_i - V_{sk} dt, t) \quad (x_i < x_n - V_{sk} dt) \\ \varphi_{sk}(x_n \div x_n - V_{sk} dt, t + dt) = 0 \quad (x_i \geq x_n - V_{sk} dt) \\ \varphi_p(x_i, t + dt) = \varphi_p(x_i - V_p dt, t) \quad (x_i < x_n - V_p dt) \\ \varphi_p(x_n \div x_n - V_p dt, t + dt) = 0 \quad (x_i \geq x_n - V_p dt) \\ \varphi_d(x_i, t + dt) = \varphi_d(x_i - V_d dt, t) \quad (x_i < x_n - V_d dt) \\ \varphi_d(x_n \div x_n - V_d dt, t + dt) = 0 \quad (x_i \geq x_n - V_d dt) \\ \varphi_{lk}(x_i, t + dt) = \varphi_{lk}(x_i - V_{lk} dt, t) \quad (x_i < x_n - V_{lk} dt) \\ \varphi_{lk}(x_n \div x_n - V_{lk} dt, t + dt) = 0 \quad (x_i \geq x_n - V_{lk} dt) \end{array} \right. \quad (2.3)$$

Соотношения, описывающие перемещение (пересып) угля с одного на другое технологическое оборудование:

$$\left\{ \begin{array}{l} \varphi_{out \rightarrow p}(x, t) = \varphi_{sk}(x_1 \div x_1 + V_{sk} dt, t) \\ \varphi_{out \rightarrow d}(x, t) = \varphi_p(x_1 \div x_1 + V_p dt, t) \\ \varphi_{out \rightarrow lk}(x, t) = \varphi_d(x_1 \div x_1 + V_d dt, t) \\ \varphi_{out}(x, t) = \varphi_{lk}(x_1 \div x_1 + V_{lk} dt, t) \end{array} \right. \quad (2.4)$$

2.3 Проведение вычислительных экспериментов с помощью математической модели транспортировки угля на выемочном участке.

На основе полученных соотношений было проведено моделирование технологического процесса отбойки и транспортировки угля. Рассматривался технологический процесс выполнения рабочего прохода выемочным комбайном в условиях ограничений, связанных с объемом выделяемого из отбитого угля. Предполагалось, в первом приближении, что объем выделяемого газа метана из отбитого угля пропорционален объему отбитого угля. Изменения интенсивности выделения метана со временем не учитывались, потому, что время нахождения отбитого угля в лаве не превышало 2 – 3 минут. Для моделирования выбран выемочной участок № 17-49 пласта Бреевский шахты Полысаевская АО «СУЭК-Кузбасс» (рис. 2.8). Основные параметры выемочного участка следующие: мощность пласта средняя 1,74, мощность пласта вынимаемая 1,74, угол падения 12 - 17°, сопротивление резанью 140 кг/см², объемный вес угля 1,29 т/м³, длина лавы 304 м, количество секций крепи 177; добыча за цикл 740 тонн. Проветривание выемочного участка осуществляется через вентиляционную сбойку, отстоящую от лавы на 220 метров. То есть, поток свежего воздуха захватывает метан, выделяемый из отбитого угля, расположенного на части ленточного конвейера (от лавы до сбойки), перегружателе, дробилке и скребковом конвейере, и проносит его вдоль лавы к верхнему штреку. Таким образом, для контроля метана в лаве необходимо учитывать газовыделение из отбитого угля, расположенного на части ленточного конвейера (от лавы до сбойки), перегружателе, дробилке и скребковом конвейере [61, 64].

Технологическим паспортом отработки запасов выемочного участка № 17-49 пласта «Бреевский» шахты «Полысаевская» для выемочного комбайна определена скорость подачи 6 м/мин. Результаты моделирования технологического процесса отбойки и транспортировки угля в забое показали

(рис. 2.9), что в начале стружки угля нет в лаве. После начала движения комбайна объем угля начинает резко расти и заполняет сначала весь перегружатель, затем отрезок ленточного конвейера до вентиляционной сбойки. После заполнения отрезка конвейера до вентиляционной сбойки скорость увеличения объема угля в лаве снижается. Увеличение объема угля в лаве на этом периоде объясняется тем, что комбайн постепенно удаляется от начала забоя и протяженность загруженной части скребкового конвейера увеличивается. Это увеличение достигает своего максимума в момент, когда комбайн подходит к верхнему сопряжению и характеризует перемещение отбитого угля.

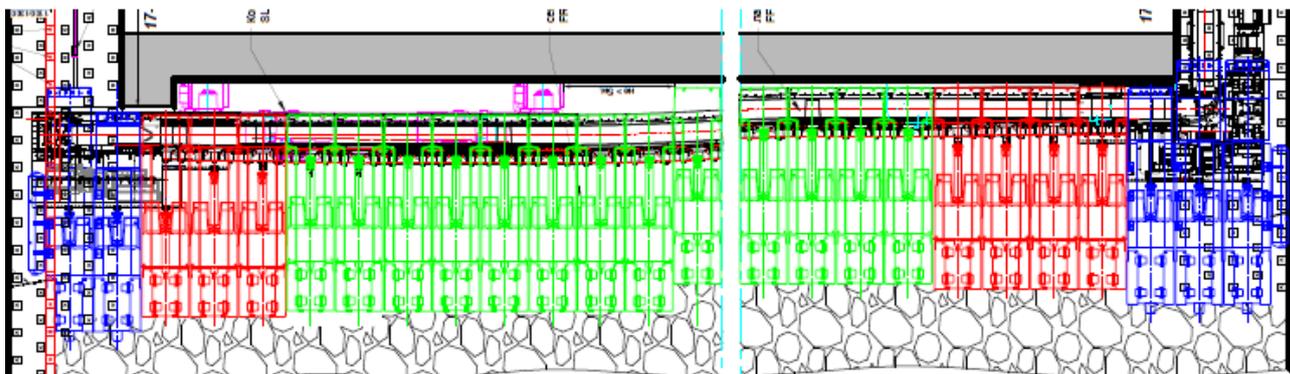


Рисунок 2.8. План выемочного участка № 17-49 пласта «Бреевский» шахты «Полысаевская»

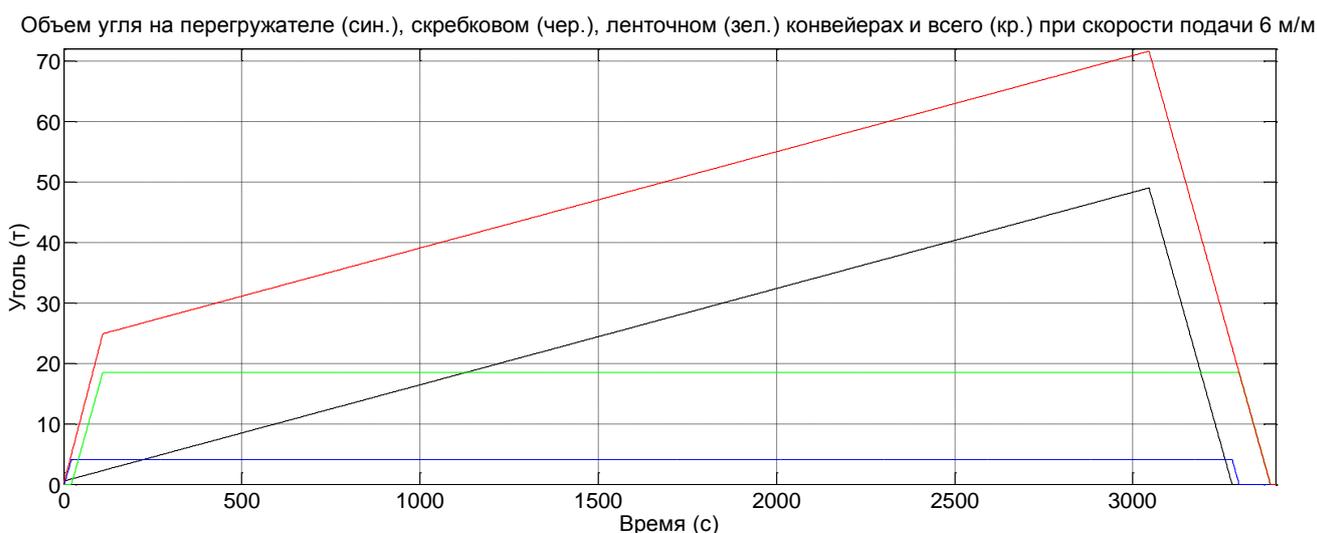


Рисунок 2.9. Объемы угля на технологическом оборудовании выемочного участка № 17-49.

При использовании односторонней схемы работы комбайна, комбайн на холостом ходу перемещается вниз с максимально возможной скоростью, при этом объемы угля, находящиеся на скребковом и ленточном конвейерах и перегружателе, быстро уменьшаются. Для того чтоб прийти в нижнюю точку лавы комбайну при скорости перемещения 20 м/мин. понадобится 900 с (15 минут), а уголь находящийся в лаве на скребковом конвейере, перегружателе и отрезке ленточного конвейера до вентиляционной сбойки уйдет из лавы через 500 секунд (8,3 минуты). То есть, к началу следующей зарубки и последующим выполнением работ по снятию новой стружки, угля в лаве не будет. Анализ графиков загрузки перегружателя, скребкового и ленточного конвейеров показал, что оно не равномерное и достигает максимального объема, который принят в проекте только в одной точке, соответствующей положению комбайна вверху лавы.

Таким образом, появляется возможность увеличить объем добываемого угля за счет установления такого режима изменения скорости подачи комбайна при рабочем ходе, в котором скорость подачи выемочного комбайна вдоль лавы будет изменяться.

2.4 Выводы

1. Проанализированы основные технологические операции в выемочном забое: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка.
2. Получено вербальное описание основных технологических операций в выемочном забое: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка.
3. Рассмотрены и проанализированы варианты построения математической модели работы комплексно-механизированного забоя.
4. Разработана универсальная модель, описывающая основные технологические операции в выемочном забое: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка и учитывающая, что скорость подачи выемочной машины является не постоянной величиной.
5. С помощью компьютерного эксперимента проверена эффективность работы разработанной математической модели, описывающей основные технологические операции в выемочном забое: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка на примере выемочного забоя участка № 17-49 пласта «Бреевский» шахты «Полысаевская».
6. Из анализа результатов моделирования технологических операций в выемочном забое: отбойка угля, перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка, выявлена особенность неравномерной загрузки транспортной линии.

7. Разработанная модель работы комплексно-механизированного забоя позволяет исследовать различные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна для повышения добычи угля.
8. Для подтверждения адекватности результатов работы комплексно-механизированного забоя при различных режимах изменения скорости подачи выемочного комбайна следует провести шахтных эксперимент с хронометражем.

3 ПРОВЕДЕНИЕ ШАХТНЫХ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЗАБОЯ.

3.1 Описание выемочного участка №17-49 шахты «Полысаевская»

Исследования по определению параметров работы комплексно-механизированного забоя, выполнялись в лаве №17-49 шахты «Полысаевская» длиной 300 м. Цель эксперимента: экспериментальное определение зависимостей энергопотребления выемочным комплексом при различных режимах (скорости подачи комбайна), контроль газовыделения из отбитого угля, проверка адекватности разработанной модели.

Выемочной участок №17-49 шахты «Полысаевская» отрабатывает запасы по пласту «Бреевский». Мощность пласта «Бреевский» (вместе с высокозольной пачкой) изменяется от 1,56 м до 1,80 м. Мощность «ложной» кровли от 0,20 до 0,45 м. Выемочный столб по физическим свойствам условно разбит на три участка. Исследования проводились при работе комплекса в зоне третьего участка наиболее однородного по физическим свойствам.

Отработка запасов выемочного участка ведется выемочным комплексом в составе:

- *Механизированная крепь FRS-GLINIK-12/25.*
- *Переходные секции крепи FRS-GLINIK-12/27.*
- *Секции крепи штрековые FRS-GLINIK-16/34.*
- *Забойный скребковый конвейер FFC-9.*
- *Угледобывающий комбайн SL-300 фирмы «Айкхофф» германского производства.*
- *Перегружатель FSL-9.*
- *Дробилка FLB-10B.*

При проведении экспериментов использовалась односторонняя схема отбойки угля. Уголь отбивается выемочным комбайном SL-300 и по забойному скребковому конвейеру перемещается к перегружателю, затем на дробилку и помещается на ленточный конвейер. Далее уголь ленточными конвейерами доставляется на поверхность.

При проветривании выемочного участка применяется комбинированная схема проветривания. Свежий воздух для проветривания выемочного участка подается по конвейерному штреку 17-49, проветривание конвейерного штрека обособленное (расстояние до воздухоподающей сбойки изменяется от 0 до 200 м), движение воздуха по очистному забою восходящее, исходящая струя воздуха выдается на вентиляционный штрек 17-49 и далее на поверхность. Применяется изолированный отвод метановоздушной смеси из выработанного пространства по частично сохраняемому вентиляционному штреку 17-49.

Анализ характеристик установленного оборудования, проведенный в первой главе, показал наличие значительных резервов по производительности и по нагрузкам в процессе работы. Однако за ноябрь 2016 года по данным Единого диспетчерского аналитического центра АО «СУЭК-Кузбасс» план по добыче угля был выполнен на 67,8%, а время работы комбайна составило 40,3% от нормативного (20 часов). Основные причины простоев: средства транспортировки угля участковые (13,8%) и обще шахтные (2,87%), простои очистного комбайна (5,91%) и устранение нарушений, выявленных контролирующими органами (6,59%). Следовательно, для выполнения плановых показателей время работы комбайна должно быть увеличено до 59,3%. Поэтому достижение плановых показателей возможно в двух направлениях: снижение простоев и увеличение скорости подачи комбайна установленной проектом. При работе выемочного участка 12.07.2017 года (3-я смена, 1-я стружка) с интенсивностью в пределах плановых показателей, установлено, что на проход комбайна по всей длине лавы затрачено 84 минуты, средняя скорость

подачи при этом составила 3,6 м/мин. Однако без учета остановок комбайна скорость подачи составила 5,3 м/мин., что свидетельствует о возможности корректировки расчетных показателей скорости подачи комбайна (4,5 м/мин.) в сторону увеличения без ущерба безопасности ведения работ.

3.2 Основные результаты шахтных экспериментов по определению параметров работы комплексно-механизированного забоя

Целью проведения шахтного эксперимента являлась проверка адекватности разработанной математической модели, описывающей технологические режимы загрузки отбитым углем оборудования комплексно-механизированного забоя с учетом параметров горнотехнической системы на выемочном участке. Эксперимент проводился на выемочном участке №17-49 шахты «Полысаевская». В процессе проведения шахтных наблюдений при различных режимах работы очистного забоя при нескольких скоростях подачи комбайна, проводилась фиксация параметров работы оборудования, системы аэрогазового контроля, показания конвейерных весов. Выемка полосы (стружки) угля комбайном от конвейерного к вентиляционному штреку с выбранной фиксированной скоростью подачи проводилась после скачивания угля за пределы воздухоподающей сбойки. Время выемки определялось с учетом заполнения транспортной линии углем от комбайна до сбойки и времени поступления данных о составе исходящей струи на датчик контроля содержания метана на вентиляционном штреке. После этого эксперимент повторялся с новым значением скорости подачи комбайна. При этом непрерывно фиксировались данные расхода воздуха по замерным станциям на вентиляционном и конвейерном штреках, токи, напряжения электроприводов технологического оборудования, положение комбайна относительно секции крепи, скорость его перемещения, параметры системы аэрогазового контроля в Едином диспетчерском аналитическом центре АО «СУЭК-Кузбасс». Положение, скорость комбайна и вес отбитого угля представлено на рис. 3.1.

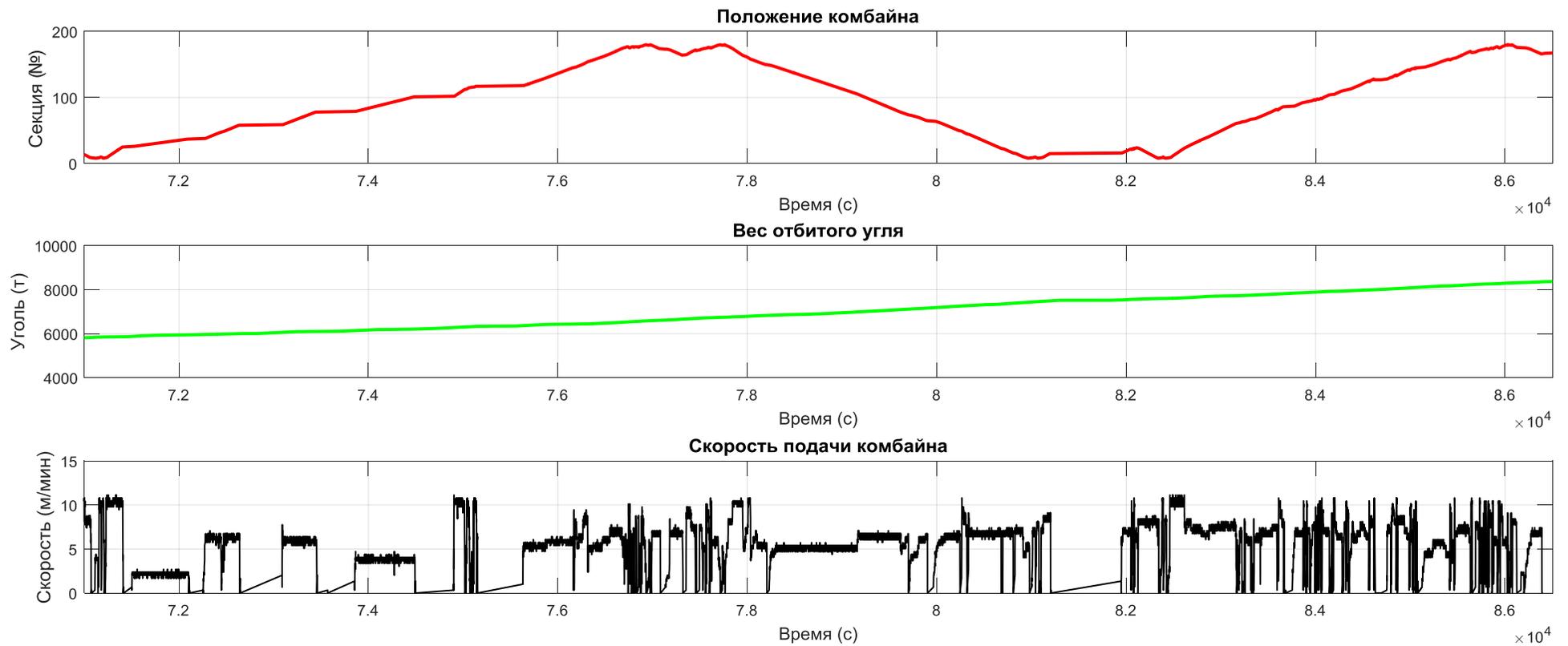


Рисунок 3.1. Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) зафиксированные за время проведения шахтного эксперимента.

Представленные результаты требуют дополнительной обработки. Так датчики системы АСУ ТП работают в асинхронном режиме (наклонные линии на нижнем фрагменте рис. 3.1). Для корректировки показаний была произведена корректировка данных [53, 60, 95, 98-100].

Результаты обработки зафиксированных данных на выемочном участке лавы 17-49 при скорости подачи комбайна в диапазоне 2 – 6 м/мин., рис 3.2 – 3.16. При работе комбайна при скорости подачи 2 м/мин загрузка двигателей резания составляет до 35% (рис. 3.6).

При работе комбайна при скорости подачи 6,2 м/мин загрузка двигателей резания составляет менее 50% (рис. 3.14) с учетом требований [31 - 33] и рекомендаций [35, 42, 51, 65,66]. При данной скорости загрузка углем скребкового и ленточного конвейеров до вентиляционной сбойки (220 м по конвейерному штреку) находилась в пределах 44 тонн. При этом показания датчика метана далеки от критического значения (рис. 3.15). Выполненные исследования показали [77, 78, 81, 83, 84, 86, 88 -90], что в пределах действия на показания приборов контроля аэрогазового режима на конвейерах может находиться до 70 тонн отбитого угля, который при работе высокопроизводительных выемочных участков может быть основным источником метановыделения [2]. Из этого следует, что при определенных соотношениях положения комбайна и длины конвейерного штрека от лавы до воздухоподающей сбойки, скорость подачи комбайна может быть повышена до расчетной (8,57 м/мин.) для условий залегания и отработки пласта «Бреевский» в пределах выемочного участка №17-49. Применение аналитических методов исследований обеспечивает возможность оценки практически любого количества вариантов при оптимизации режимов работы выемочного участка [79-81, 85, 87].

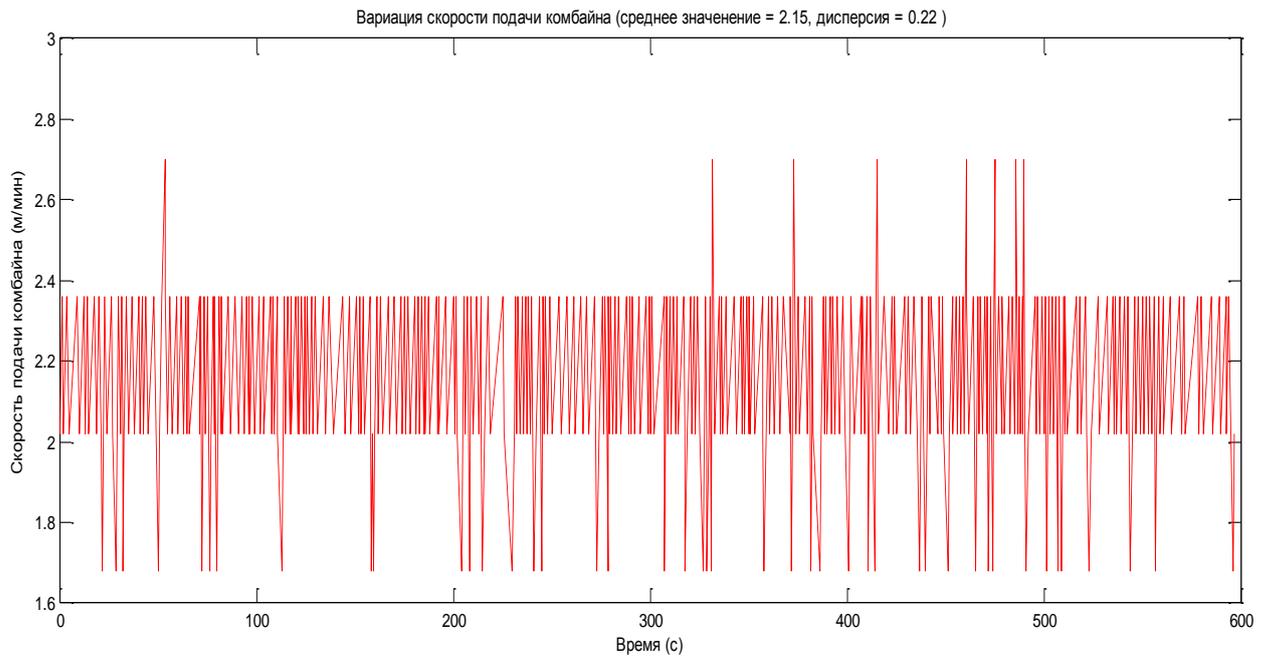


Рисунок 3.2. Отклонения текущей скорости подачи выемочного комбайна от средней 2,2 м/мин

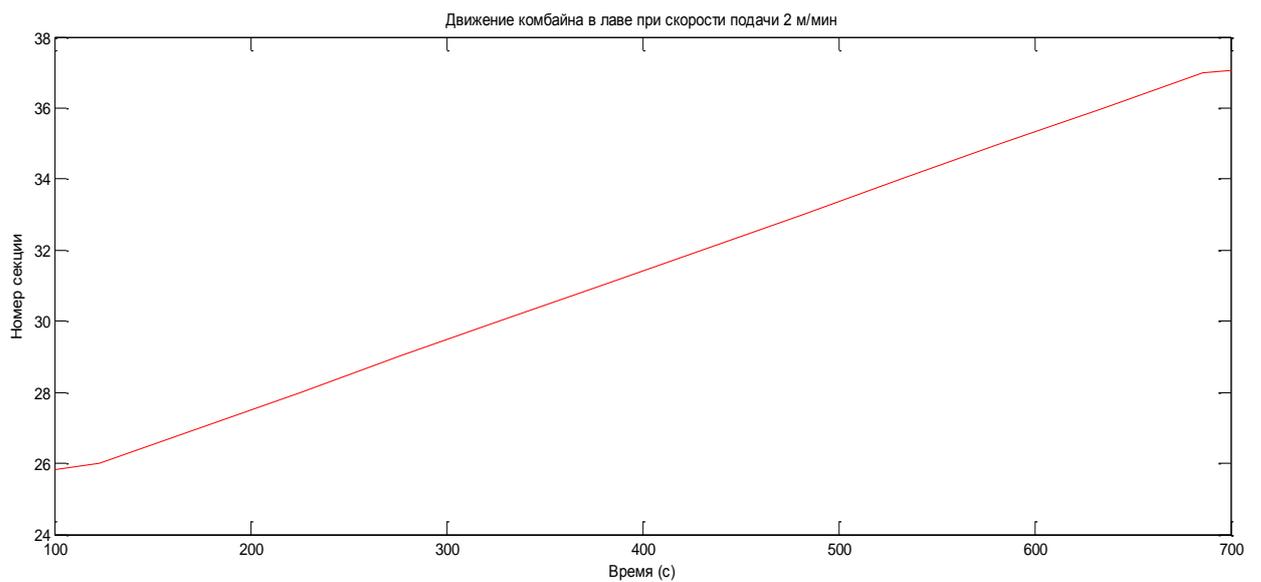


Рисунок 3.3. Положение выемочного комбайна относительно секции крепи при средней скорости его подачи 2,2 м/мин

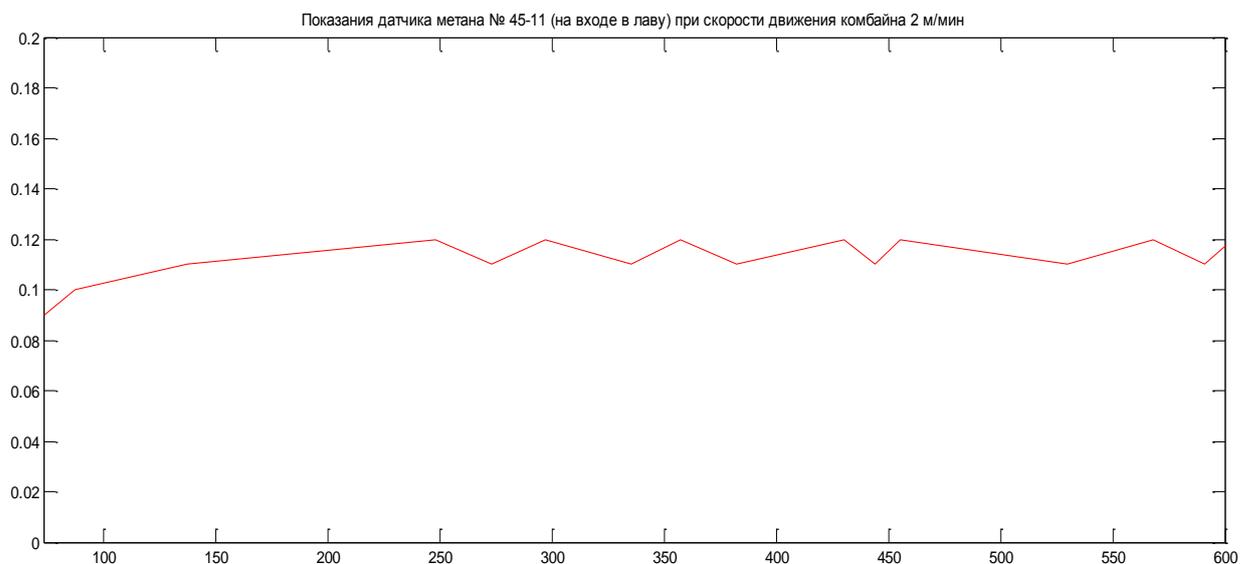


Рисунок 3.4. Показаний датчика метана на входе в лаву при средней скорости подачи выемочного комбайна 2,2 м/мин

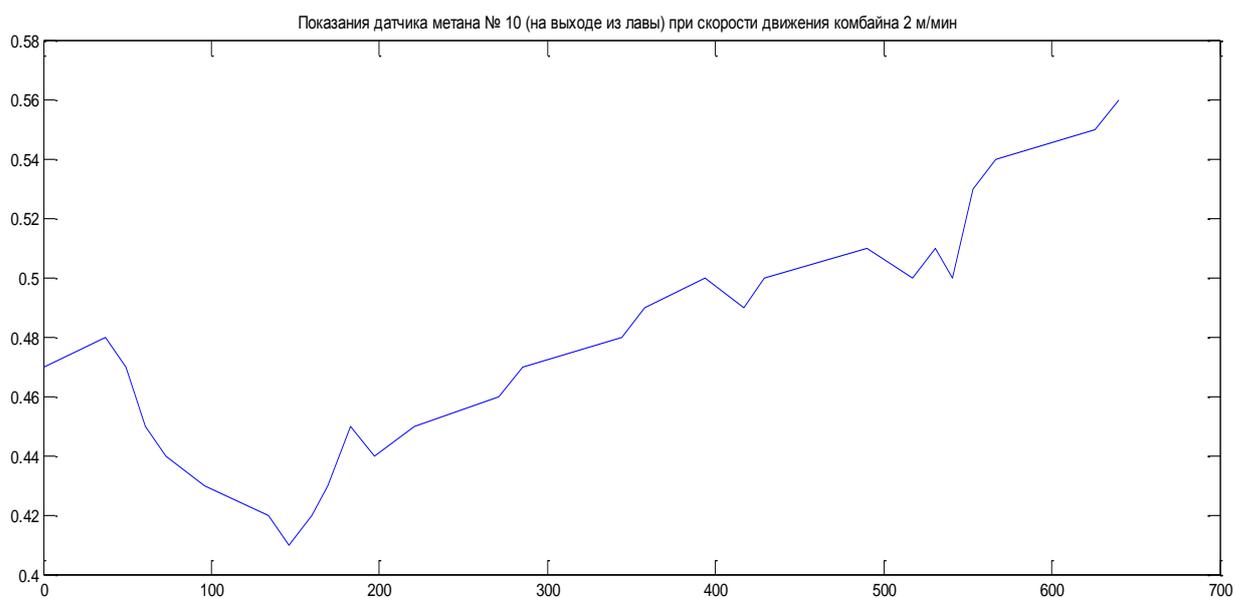


Рисунок 3.5. Показаний датчика метана на выходе из лавы при средней скорости подачи выемочного комбайна 2,2 м/мин

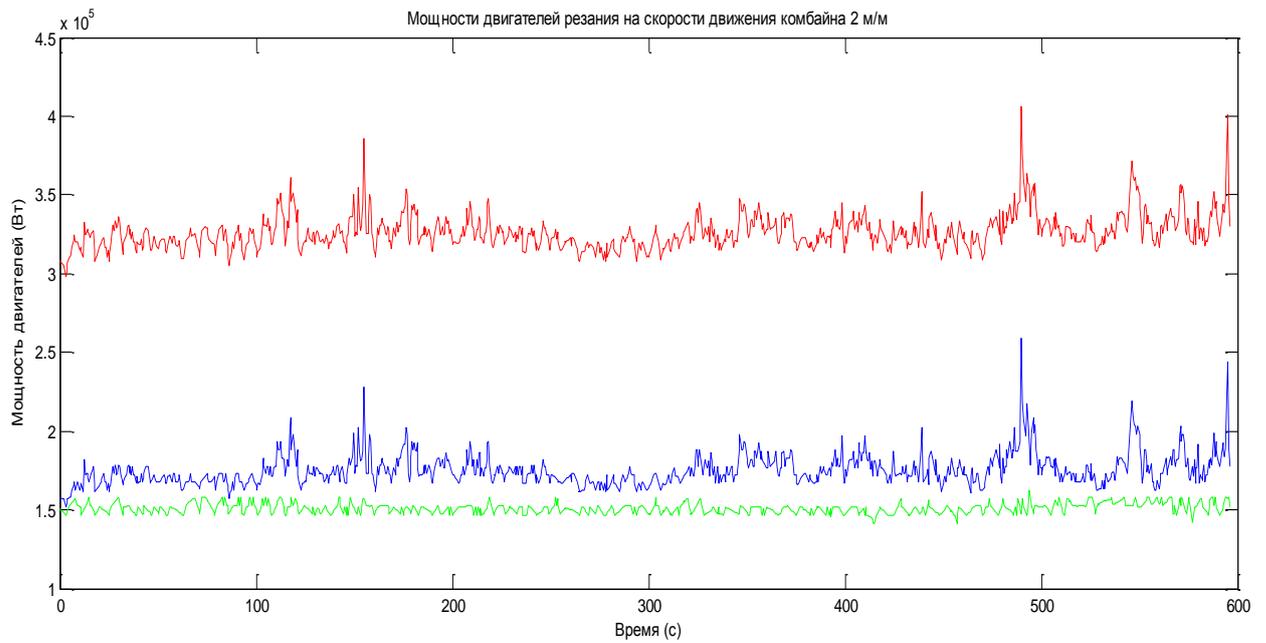


Рисунок 3.6. Текущие мощности органов резания выемочного комбайна при средней скорости его подачи 2,2 м/мин

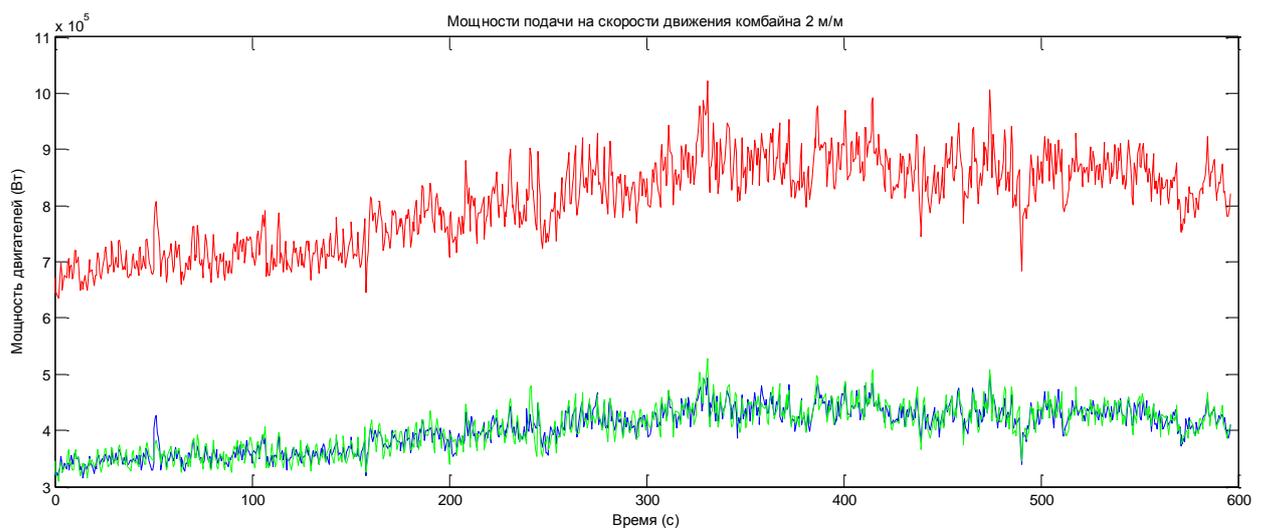


Рисунок 3.7. Текущие мощности органов подачи выемочного комбайна при средней скорости его подачи 2,2 м/мин

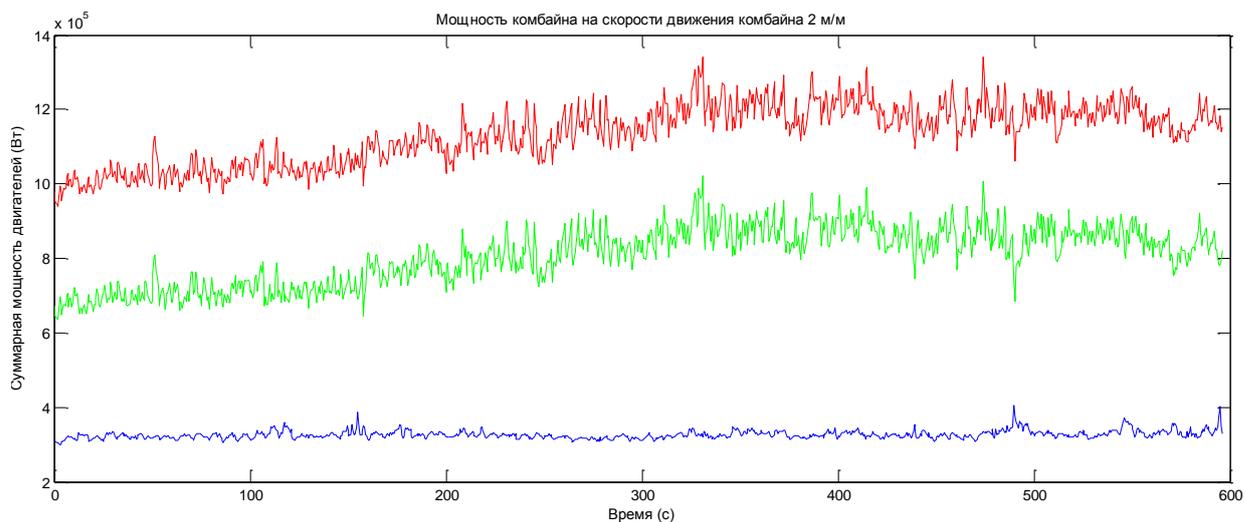


Рисунок 3.8. Текущие мощности органов резания и подачи выемочного комбайна при средней скорости его подачи 2,2 м/мин

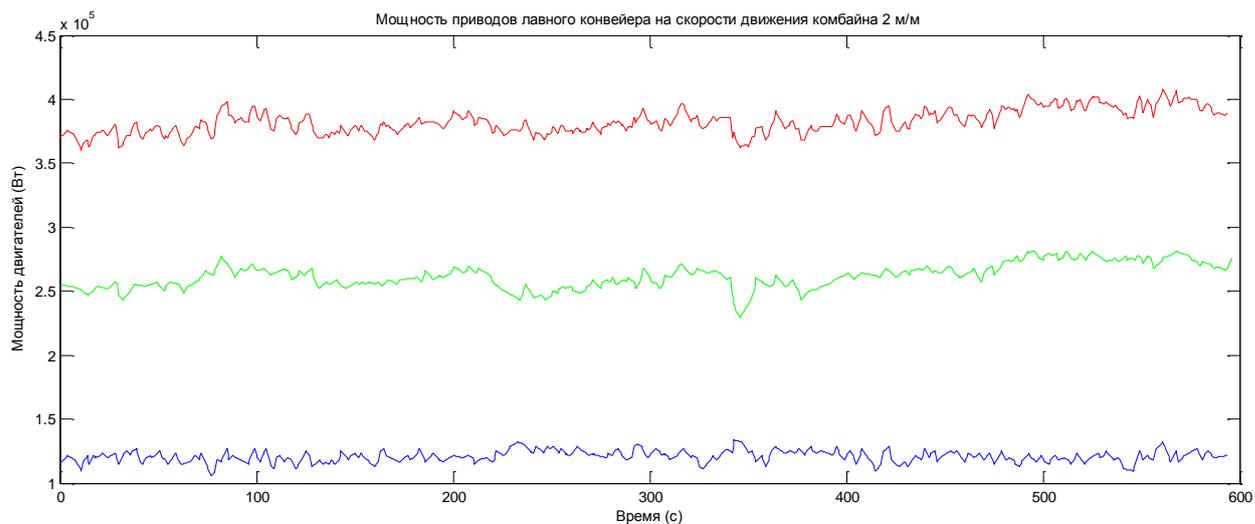


Рисунок 3.9. Текущие мощности приводов лавного конвейера при скорости подачи выемочного комбайна 2,2 м/мин

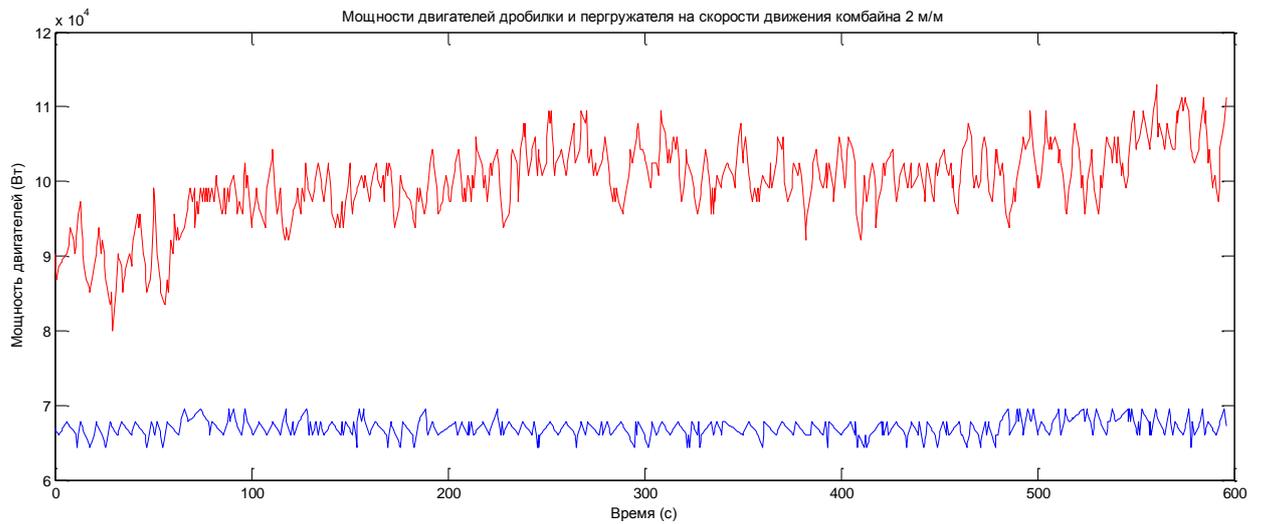


Рисунок 3.10. Текущие мощности приводов дробилки и перегружателя при скорости подачи выемочного комбайна 2,2 м/мин



Рисунок 3.11. Текущие мощности приводов выемочного комбайна, лавного конвейера, дробилки и перегружателя при скорости подачи выемочного комбайна 2,2 м/мин

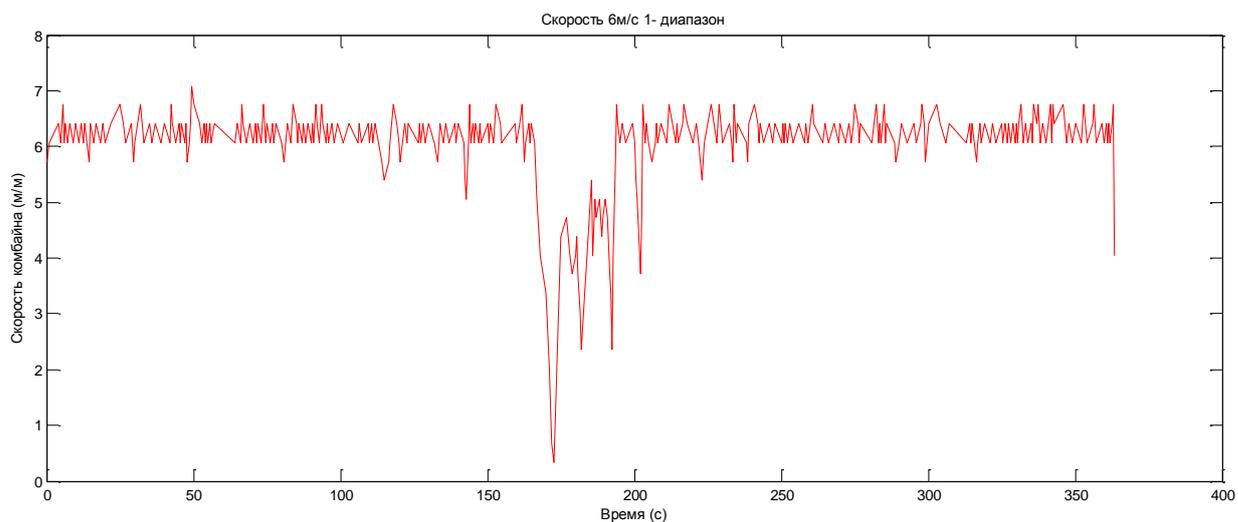


Рисунок 3.12. Отклонения текущей скорости подачи выемочного комбайна от средней 6 м/мин

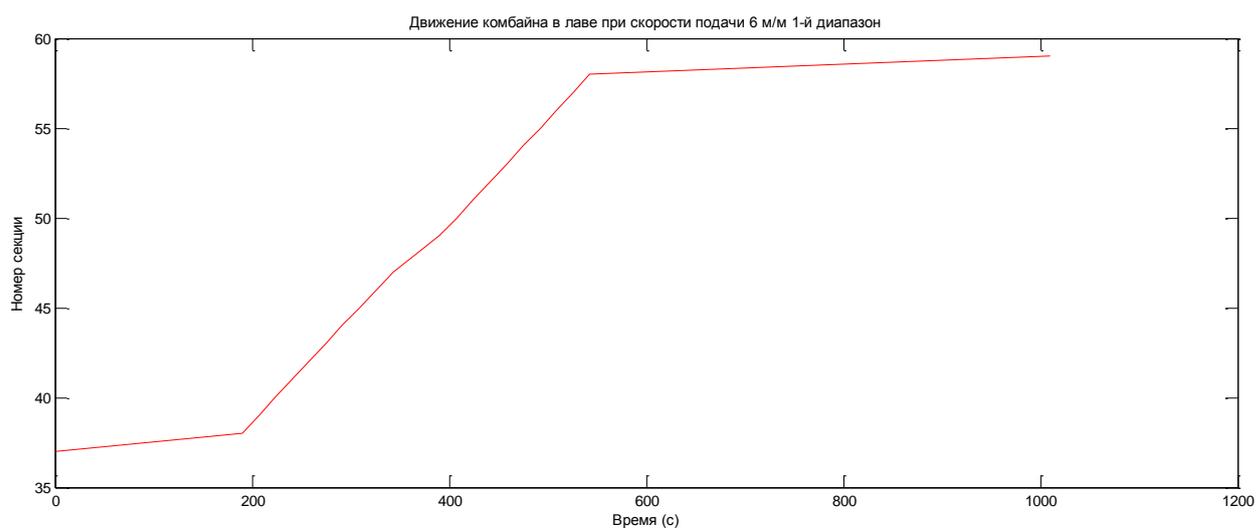


Рисунок 3.13. Положение выемочного комбайна относительно секции крепи при средней скорости его подачи 6 м/мин

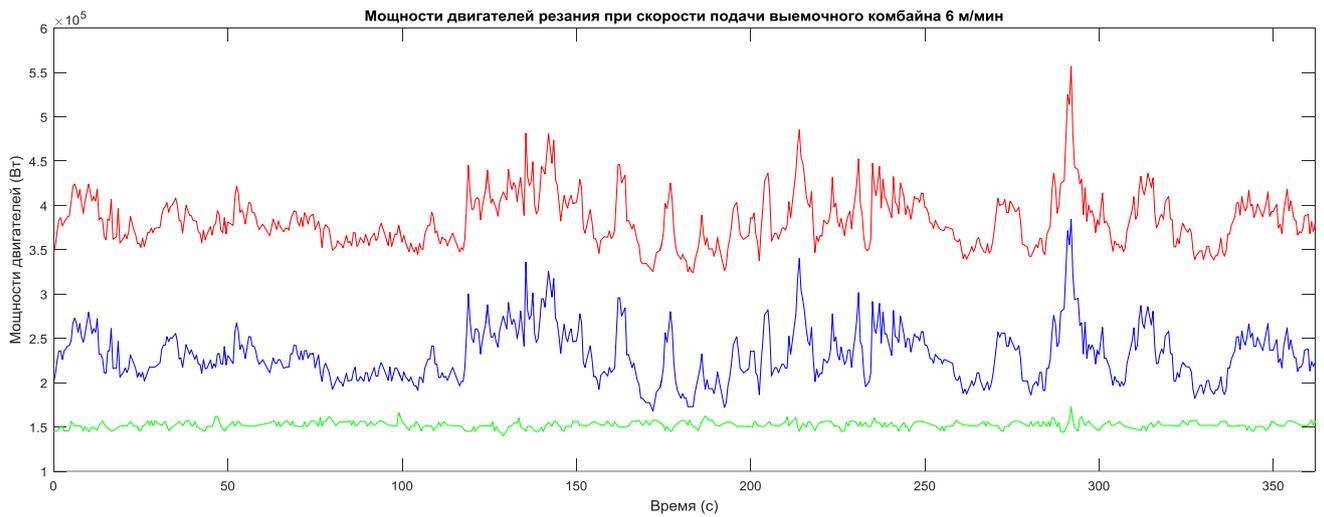


Рисунок 3.14. Текущие мощности органов резания выемочного комбайна при средней скорости его подачи 6 м/мин

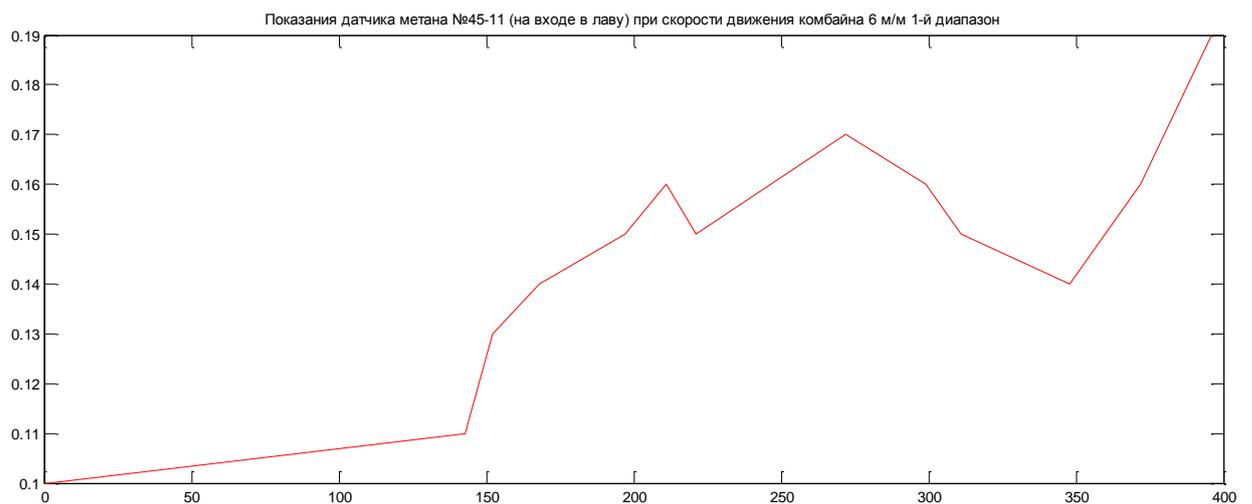


Рисунок 3.15. Показаний датчика метана на входе в лавы при средней скорости подачи выемочного комбайна 6 м/мин

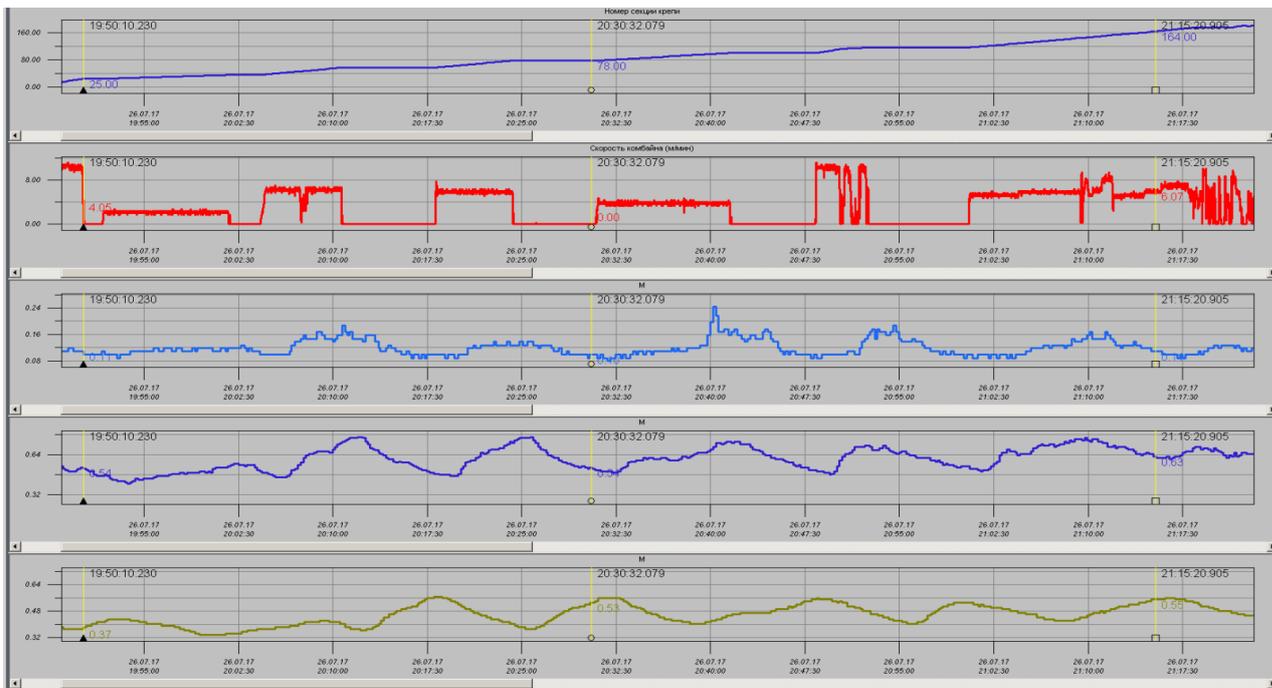


Рисунок 3.16. Положение выемочного комбайна, его скорость подачи и показания датчиков метана (сверху вниз) за период наблюдений

На основе полученных данных и при статистической их обработке получены линейные зависимости потребляемой энергии выемочным комбайном в зависимости от скорости подачи (рис. 3.17)

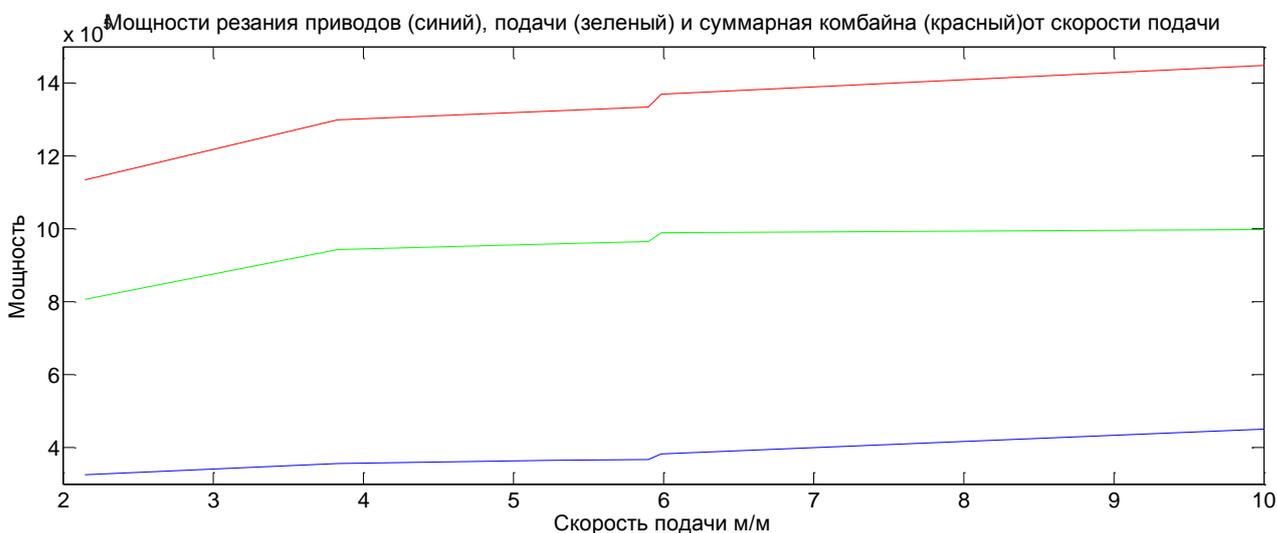


Рисунок 3.17. Экспериментальная зависимость мощностей приводов выемочного комбайна от скорости его подачи

Анализ результатов первой части шахтного эксперимента (рис.3.18) позволяет выделить шесть зон (на рисунке показаны пунктирными контурами), где машинистом поддерживалась постоянная скорость подачи комбайна. Легко видеть, что скорость выемочного комбайна не всегда выдержана, на что в основном влияет человеческий фактор. При остановке выемочного комбайна между выделенными зонами положение горной машины не меняется и верхний график превращается в горизонтальную линию. Но показания весов на конвейере меняются. Это свидетельствует о том, что уголь, находящийся в пределах выемочного участка (на скребковом конвейере, дробилке, перегружателе и ленточном конвейере до вентиляционной сбойки) постепенно, с некоторым запаздыванием продолжает перемещаться.

К сожалению, на сегодняшний день не существует такого оборудования, в рудничном исполнении, которое могло бы постоянно фиксировать объем и распределение отбитого угля в пределах выемочного участка, расположенного на технологическом оборудовании комплексно-механизированного забоя, осуществляющего транспортировку угля (скребковый конвейер, дробилка, перегружатель и ленточный конвейер до вентиляционной сбойки). В этом случае останется только одна возможность проверки адекватности разработанной математической модели описание технологического процесса отбойки и транспортировки угля – это сравнение интегральных показателей, полученных в ходе шахтного эксперимента и посредством вычислений. То есть, выполнить сравнение общего объема отбитого угля за конкретный промежуток времени, прошедший конвейерные весы с вычисленным общим объемом угля с помощью математической модели для конкретной скорости подачи выемочного комбайна. Конвейерные весы были расположены вне выемочного участка. Поэтому для корректного определения веса проходящего отбитого угля был определен период «задержки» прихода отбитого угля от выемочного участка к месту взвешивания.

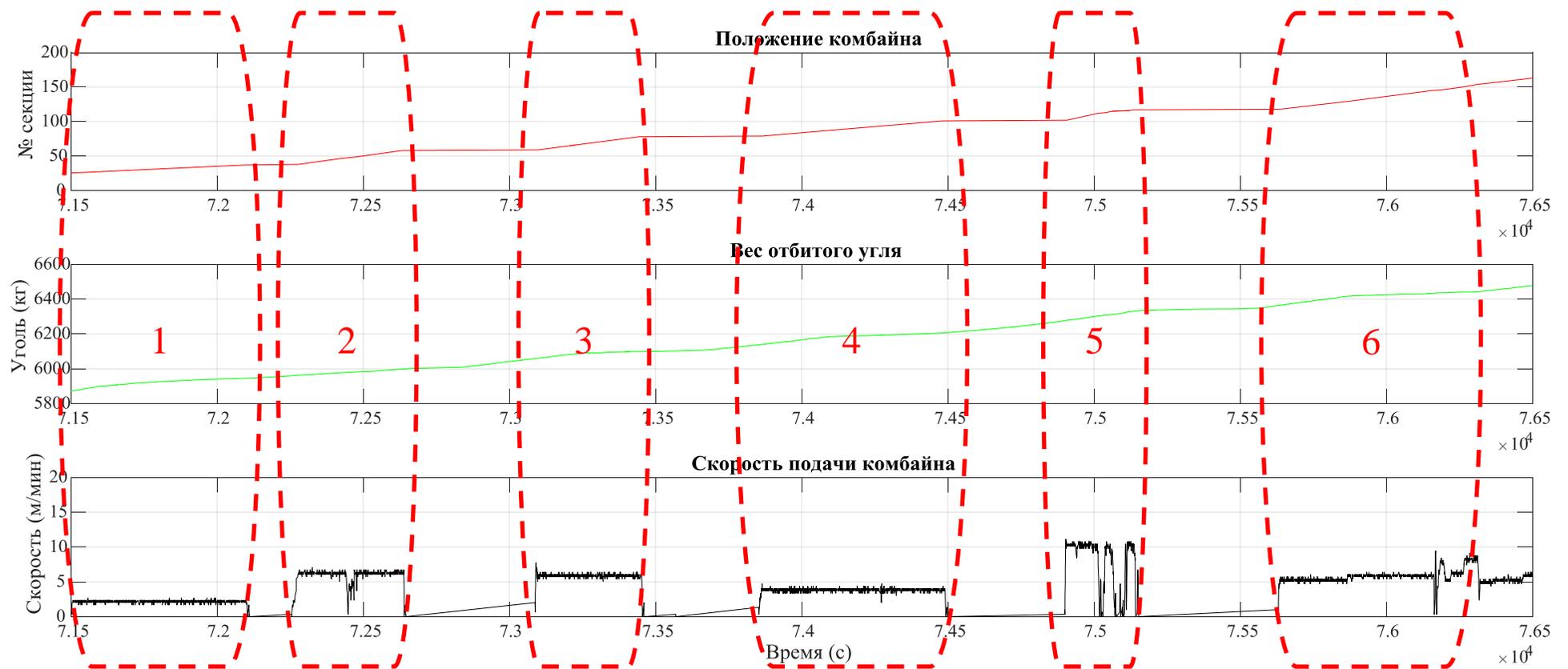


Рисунок 3.18 Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) зафиксированные за время проведения шахтного эксперимента. Красными пунктирными контурами показаны зоны, где машинист выдерживал постоянную скорость подачи комбайна.

3.3 Проверка адекватности разработанной математической модели технологических процессов отбойки и транспортировки угля комплексно-механизованного забоя

Для проверки адекватности разработанной математической модели описания технологического процесса отбойки и транспортировки угля были выбраны зоны с 1-й по 5-ю, графики которых в увеличенном масштабе представлены на рис. 3.19 – 3.22. Зона 6 была выбракована по причине того, что на магистральный конвейер, где производилось взвешивание, стал поступать уголь из подготовительного забоя. Результаты проведенных расчетов и фактически зафиксированные объемы отбитого угля сведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1. Сравнение суммарных объемов отбитого угля во время шахтного эксперимента с вычисленными математической моделью описания технологического процесса отбойки и транспортировки угля.

| Средняя скорость подачи выемочного комбайна (м/мин) | Продолжительность наблюдений (с) | Мощность пласта (м) | Удельный вес угля (т/м ³) | Объем угля, определенный на основе модели (т) | Фактический объем угля (т) | Погрешность |
|---|----------------------------------|---------------------|---------------------------------------|---|----------------------------|-------------|
| 2,15 | 595 | 1,74 | 1,29 | 47,86 | 44,5 | 7% |
| 5,9 | 363 | 1,74 | 1,29 | 78,76 | 71,5 | 9,2% |
| 3,83 | 629 | 1,74 | 1,29 | 90,12 | 85,2 | 5,5% |
| 10,15 | 112 | 1,74 | 1,29 | 42,52 | 37,5 | 11,8% |
| 5,26 | 234 | 1,74 | 1,29 | 46,06 | 48,1 | 4,6% |

В последней колонке табл. 3.1 приведена погрешность [58] между вычисленными математической моделью описания технологического процесса отбойки и транспортировки угля объемов отбитого угля и непосредственно наблюдаемыми. Наибольшая погрешность не превышает 11,8%. Эта величина объясняется тем, что машинист выемочного комбайна не смог выдержать скорость его подачи постоянной (3.22). В середине зоны отчетливо видны падения скорости и кратковременные остановки (нижний график рис. 3.22). В целом, с учетом всех рассмотренных зон (с 1-й по 5-ю), отклонение вычисленного общего объема угля от фактически замеренного, составляет 7,6%. Это свидетельствует об адекватности разработанной математической модели описания технологического процесса отбойки и транспортировки угля и о возможности использования математического моделирования для нахождения оптимальных режимов работы комплексно-механизированного забоя.

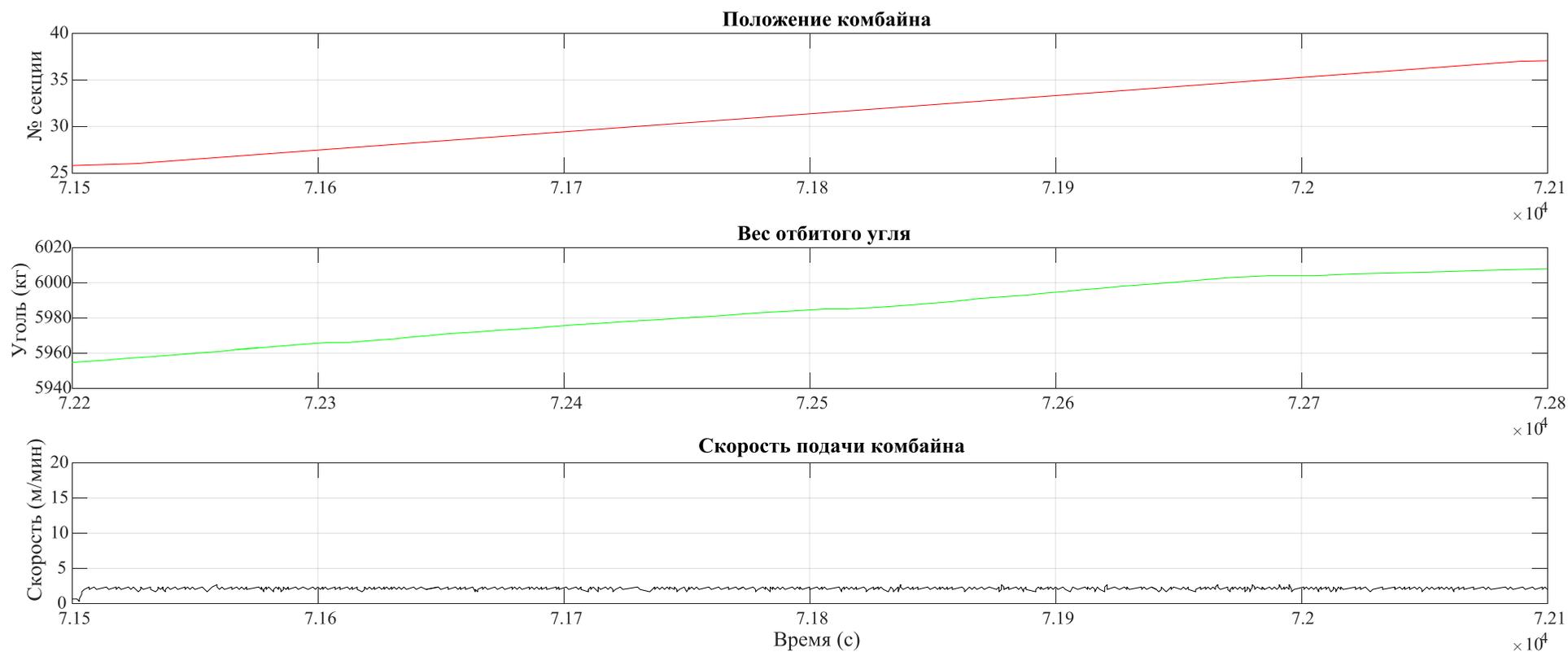


Рисунок 3.19 Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) при скорости подачи 2 м/мин.

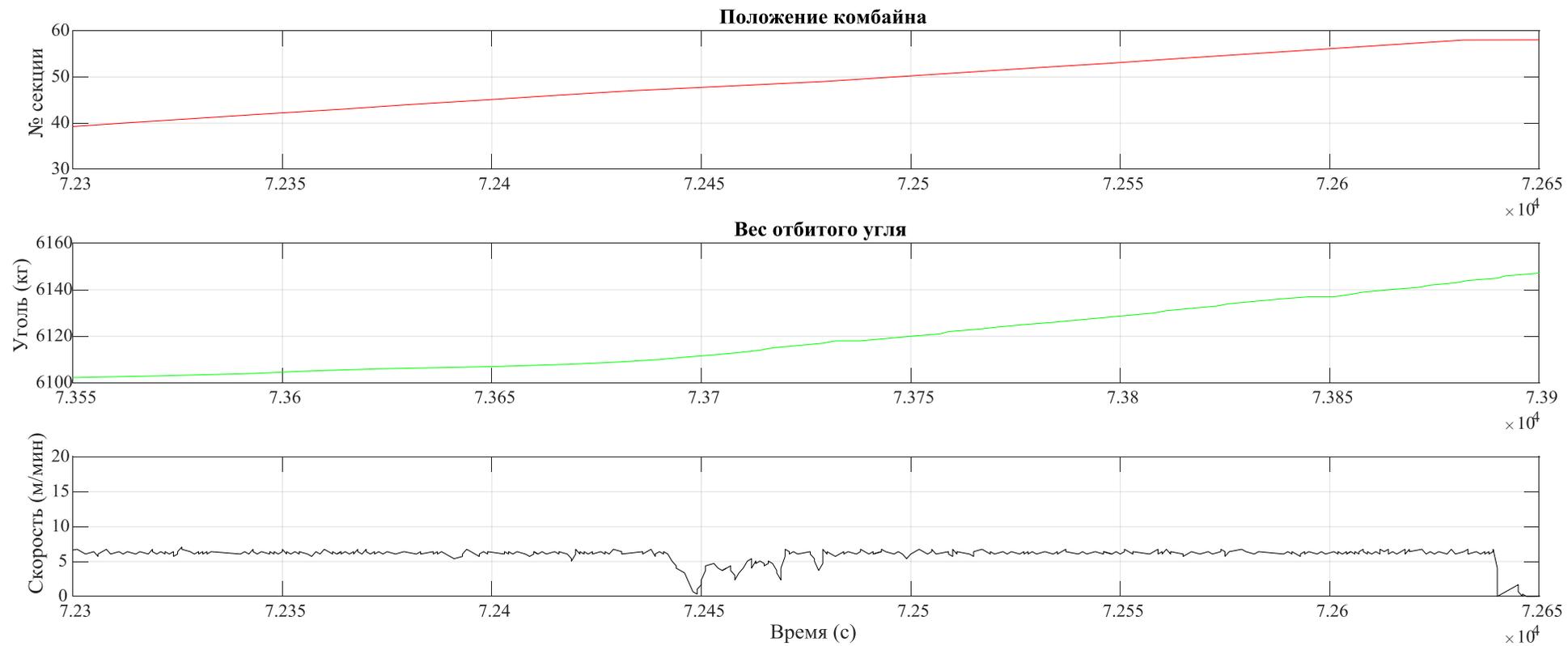


Рисунок 3.20 Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) при скорости подачи 6 м/мин.

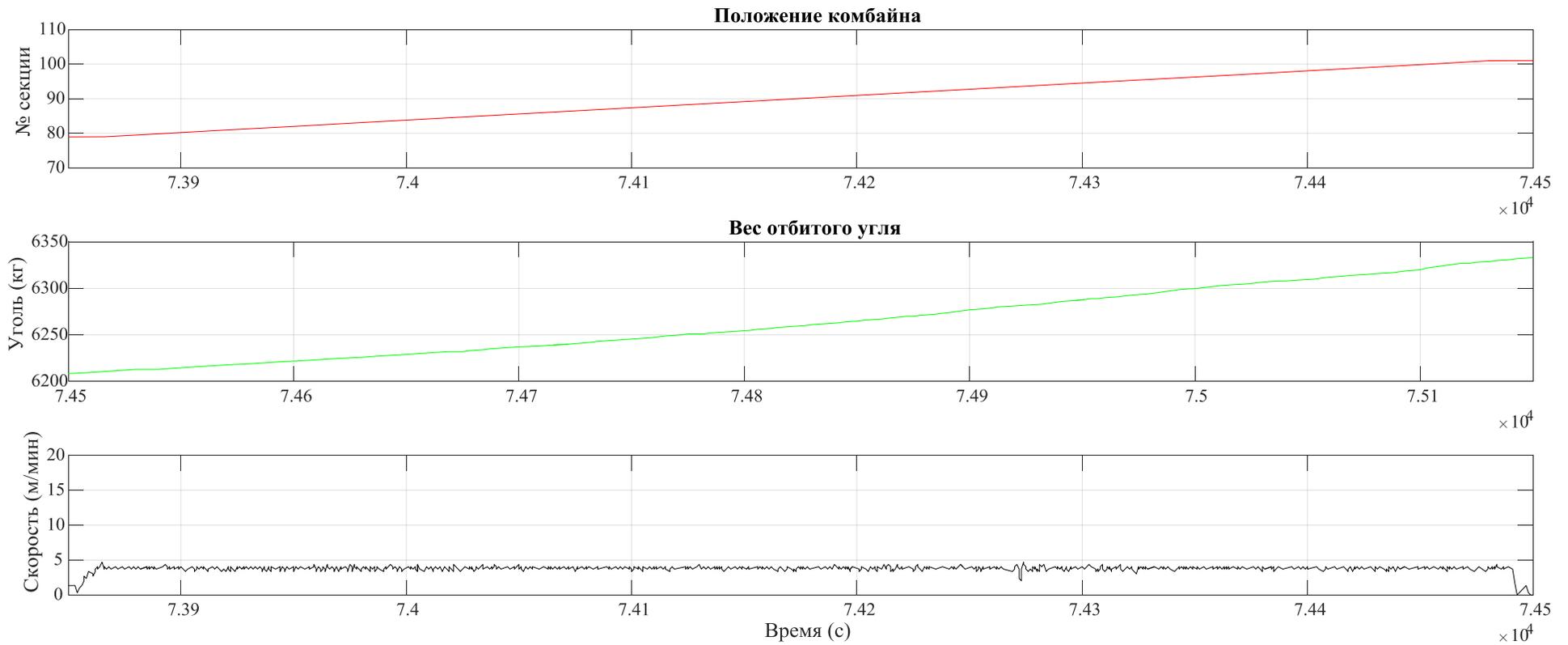


Рисунок 3.21 Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) при скорости подачи 4 м/мин.

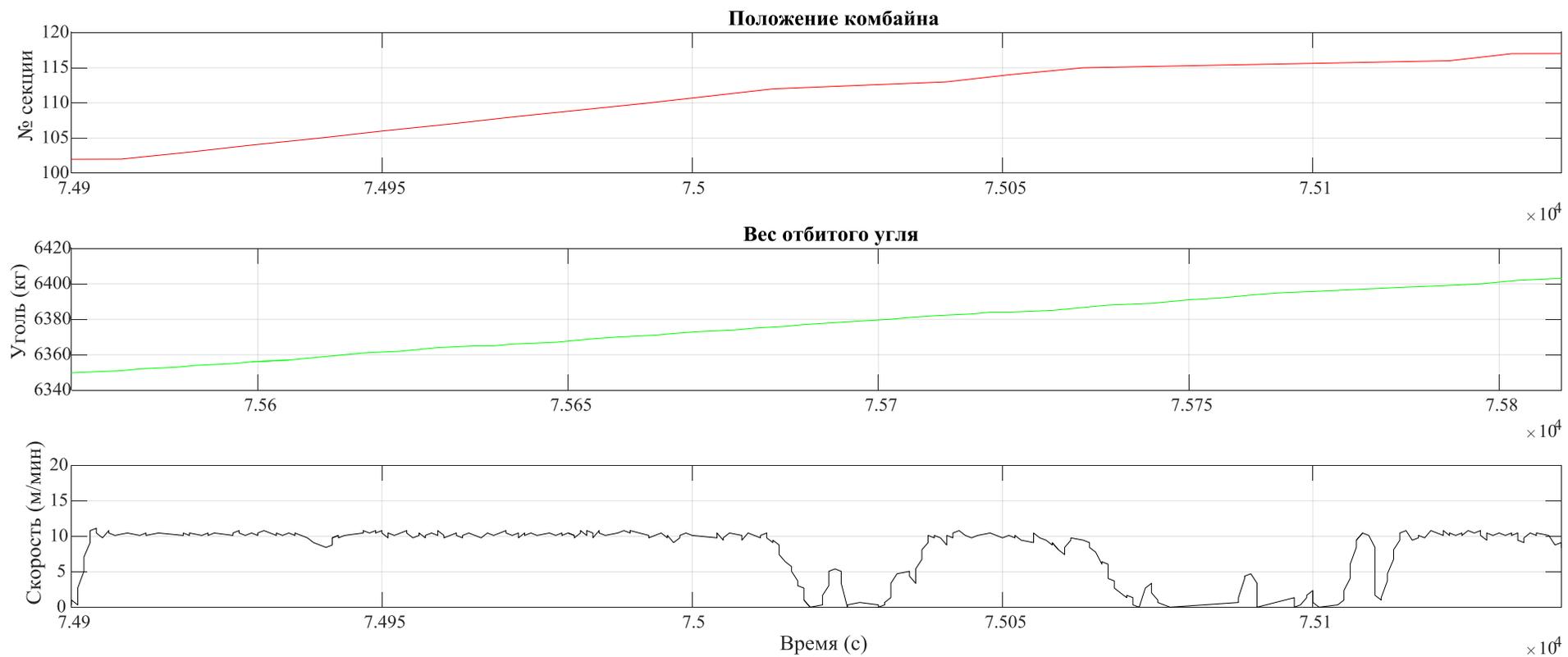


Рисунок 3.22 Положение выемочного комбайна (вверху), вес отбитого угля (в середине) и скорость подачи выемочного комбайна (в низу) при скорости подачи 4 м/мин.

3.4 Выводы

1. Для проверки адекватности разработанной математической модели комплексно-механизированного забоя был организован и проведен эксперимент на выемочном участке № 17-49 пласта «Бреевский» шахты «Полысаевская».
2. При проведении эксперимента выемочной комбайн производил отбойку угля на нескольких скоростях подачи, при этом фиксировались энергетические показатели работы технологического оборудования, параметры рудничной атмосферы, объемы отбитого угля.
3. Экспериментально определены зависимости потребляемой мощности приводов выемочного комбайна (текущие мощности двигателей шнеков, двигателей подачи), перемещение выемочного комбайна вдоль забоя лавы, погрузка угля на скребковый конвейер, перемещение угля по транспортному оборудованию выемочного участка.
4. Сопоставление результатов шахтного эксперимента и результатов математического моделирования отбойки и транспортировки угля по технологическому оборудованию комплексно-механизированного забоя показало, что отклонения фактически наблюдаемых и вычисленных общих объемов отбитого угля не превышают 11,8% и в среднем составляют 7,6%.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЗАБОЯ С ПОМОЩЬЮ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.

4.1 Определение оптимальных режимов работы комплексно-механизированного забоя.

В предыдущих главах была разработана математическая модель, описывающая основной процесс перемещения угля на выемочном участке. Был организован и проведен шахтный эксперимент по определению параметров работы комплексно-механизированного забоя в различных режимах, контроль параметров техногенного пространства. Результаты проведенного эксперимента показали хорошую сходимость с результатами, полученными при моделировании. Таким образом, подтверждена адекватность разработанной модели и, следовательно, появляется возможность проведения компьютерных экспериментов для анализа различных режимов комплексно-механизированного забоя. На следующем этапе постановка и решение оптимизационной задачи по определению таких режимов работы, при которых достигался бы наибольший объем добываемого угля с сохранением приемлемого уровня риска возникновения условий аварийных ситуаций.

Из анализа загрузки скребкового и ленточного конвейеров (рис. 2.9, глава 2) при постоянной скорости подачи выемочного комбайна, следует, что вначале рабочего прохода транспортная линия не загружена. Максимальная загрузка её достигается при завершении рабочего прохода комбайном. Ставится задача по определению производительности комплексно-механизированного забоя, если скорость подачи выемочного комбайна будет уменьшаться с некоторой максимальной по линейному закону до минимальной, равной 50% от максимальной. Результат моделирования и загрузки углем технологического транспортного оборудования комплексного

механизированного забоя представлена на рис. 4.1 (холостой ход комбайна не показан). В обоих рассматриваемых режимах управления механизированным комплексом (с постоянной скоростью подачи выемочного комбайна 6 м/мин. и с переменной скоростью подачи выемочного комбайна, уменьшающейся по линейному закону от 11 м/мин. до 5,5 м/мин.), объем отбитого угля одинаков (один рабочий проход), отличается только время выполнения рабочего прохода. В первом варианте с постоянной скоростью подачи выемочного комбайна, оно составляет 3040 секунд (50,7 минут), во втором варианте с переменной скоростью подачи выемочного комбайна – 2305 секунд (38,4 минут). Тогда интенсивность отбойки угля для первого варианта (с постоянной скоростью подачи выемочного комбайна) составит 14,61 т/мин, а для второго (с переменной скоростью подачи выемочного комбайна) – 19,26 т/мин. То есть, прирост добычи угля в единицу времени за один рабочий проход составит 31,8%.

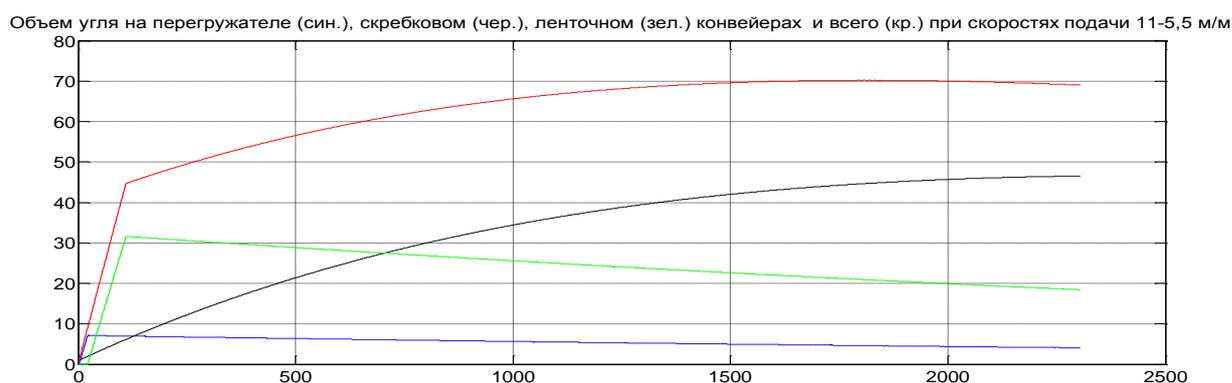


Рисунок 4.1 – Объемы угля на технологическом оборудовании выемочного участка № 17-49 при уменьшении скорости подачи комбайна по линейному закону с 11 м/мин до 5,5 м/мин.

Далее, была поставлена оптимизационная задача в нахождении режимов подачи выемочного комбайна, которые обеспечивали бы наибольшую производительность при рабочем проходе с учетом ограничений по объему угля, находящегося в лаве. То есть, искались такие режимы подачи выемочного комбайна, при которых время прохода вдоль забоя (от нижнего штрека к верхнему штреку) была бы минимальна с учетом

ограничений по объему угля, находящегося в лаве. Пример загрузка углем технологического оборудования комплексного механизированного забоя, когда начальная скорость подачи комбайна была 10 м/мин с учетом ограничений по объему угля, находящегося в лаве не более 45 тонн представлен на рис.4.2.

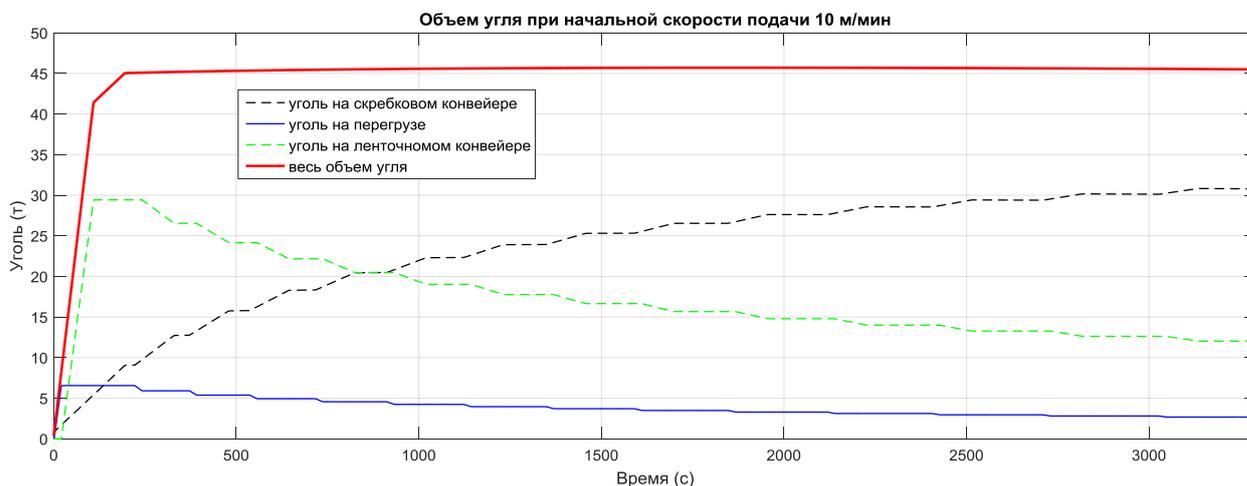


Рисунок 4.2 – Объемы угля на технологическом оборудовании выемочного участка № 17-49 при использовании оптимального режима подачи комбайна с первоначальной скоростью 10 м/мин.

На рис. 4.3 и 4.4 приведен оптимальный режим изменения скорости подачи выемочного комбайна, который обеспечивает загрузку углем технологическое оборудование комплексного механизированного забоя когда начальная скорость подачи комбайна была 10 м/мин с учетом ограничений по объему угля, находящегося в лаве не более 45 тонн, соответственно по времени и по секциям, которыми удобнее пользоваться в работе.

Дальнейшее увеличение начальной скорости подачи выемочного комбайна выявило потерю устойчивости технологического процесса (что дает объяснение частым пускам и остановам выемочного комбайна в ручном режиме управления для достижения наибольшей производительности) рис.4.5. Режим изменения скорости подачи выемочного комбайна в этом случае представлен в зависимости от времени (видны вынужденные периоды остановки выемочного комбайна) на рис. 4.6.

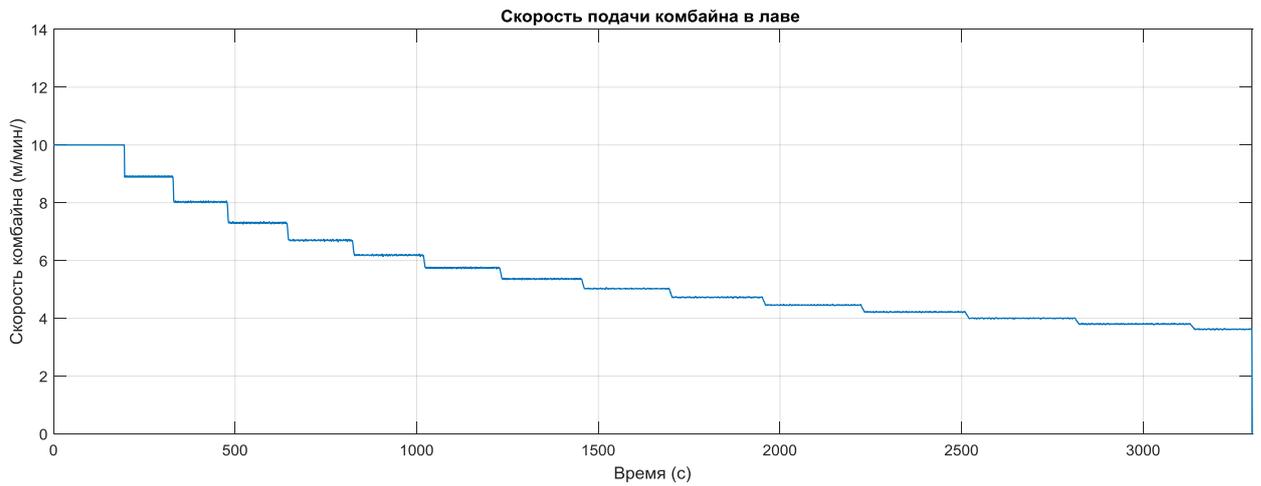


Рисунок 4.3 – Оптимальный режим изменения скорости подачи выемочного комбайна (первоначальная скорость 10 м/мин) по времени.

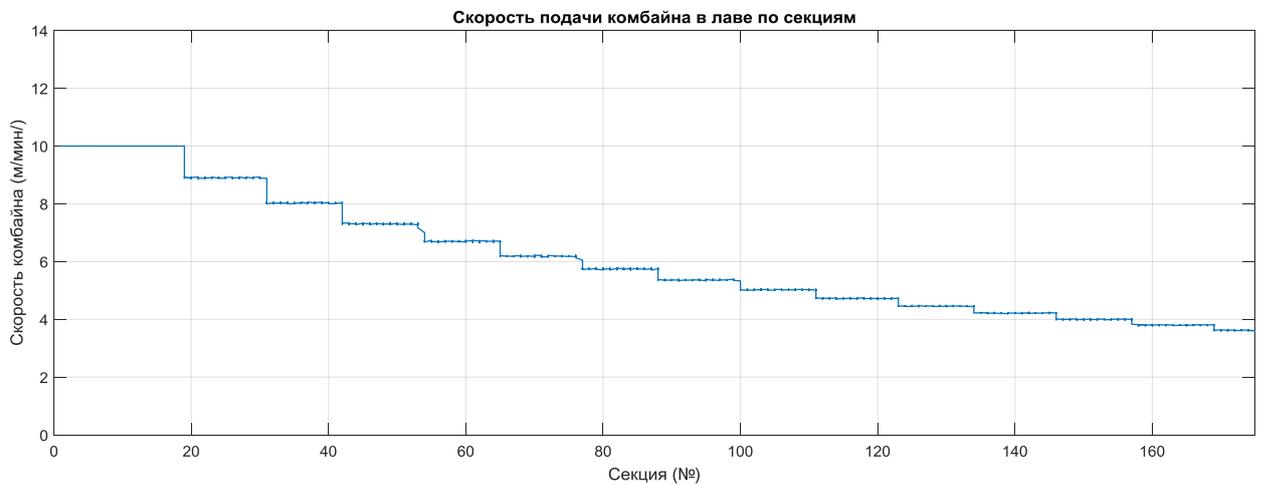


Рисунок 4.4 – Оптимальный режим изменения скорости подачи выемочного комбайна (первоначальная скорость 10 м/мин) относительно секций крепи.

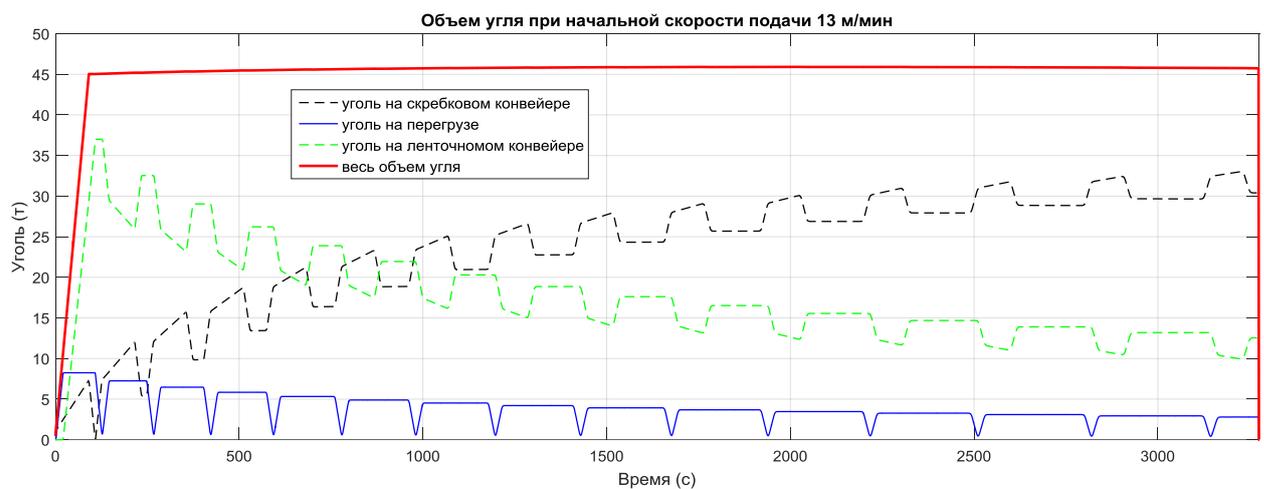


Рисунок 4.5 – Объемы угля на технологическом оборудовании выемочного участка № 17-49 при использовании оптимального режима скорости подачи комбайна (с первоначальной скоростью 13 м/мин.)

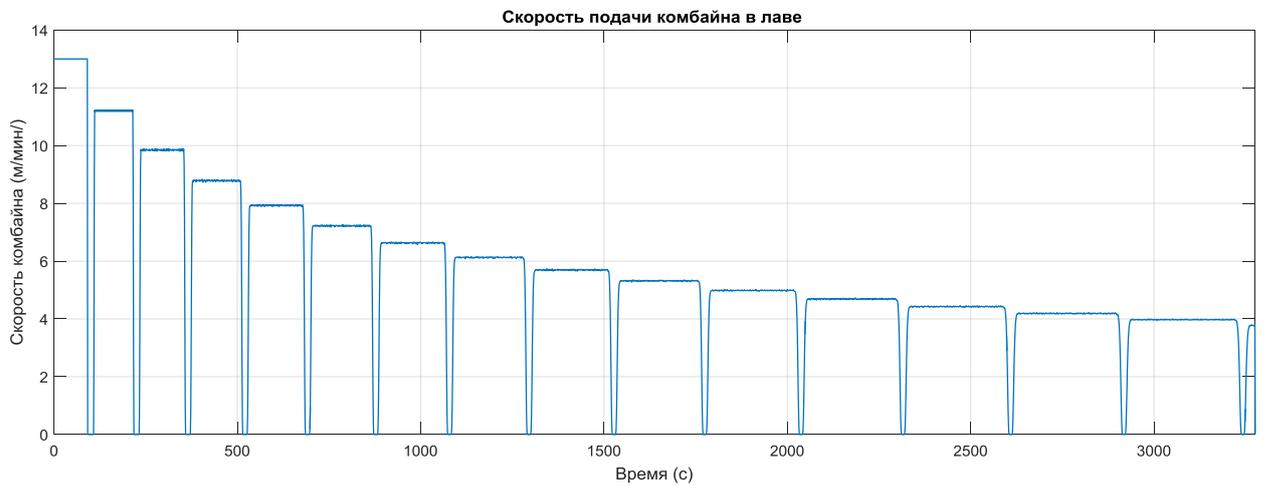


Рисунок 4.6 – Потеря устойчивости технологического процесса. Для поддержания наибольшей производительности необходимы остановки выемочного комбайна.

С учетом того, что линия забоя перемещается, и расстояние до вентиляционной сбойки постепенно уменьшается, проведен поиск оптимальных режимов управления подачей выемочного комбайна. Результаты проверялись на устойчивость режимов управления. То есть, принимались лишь те режимы управления скоростью подачи выемочного комбайна, которые не ведут к его остановке. Проведен анализ для различных вариантов: начальных скоростей подачи, расстояния до вентиляционной збойки и т. д. Результаты в виде графиков, представляющих режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна, и прироста производительности комплексно-механизированного забоя по добыче угля приведены ниже [76, 82, 91 - 94].

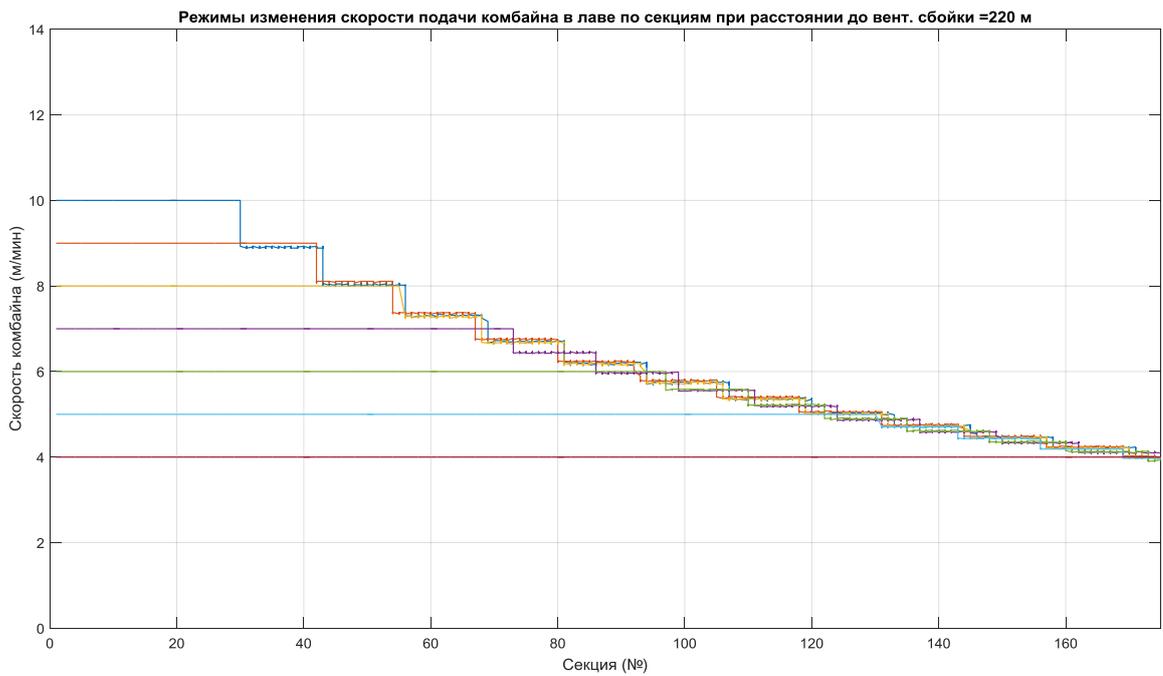


Рисунок 4.7 – Оптимальные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна в зависимости от первоначальной при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 220 м.

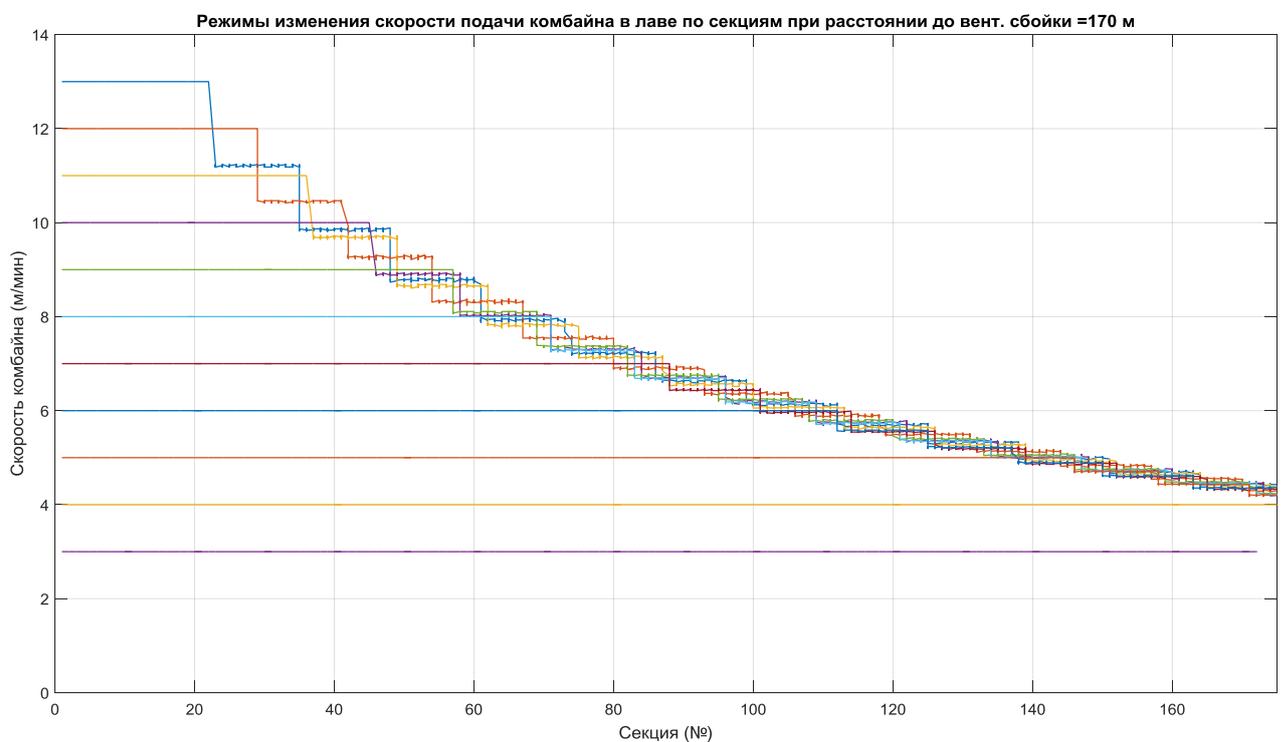


Рисунок 4.8 – Оптимальные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна в зависимости от первоначальной при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 170 м.

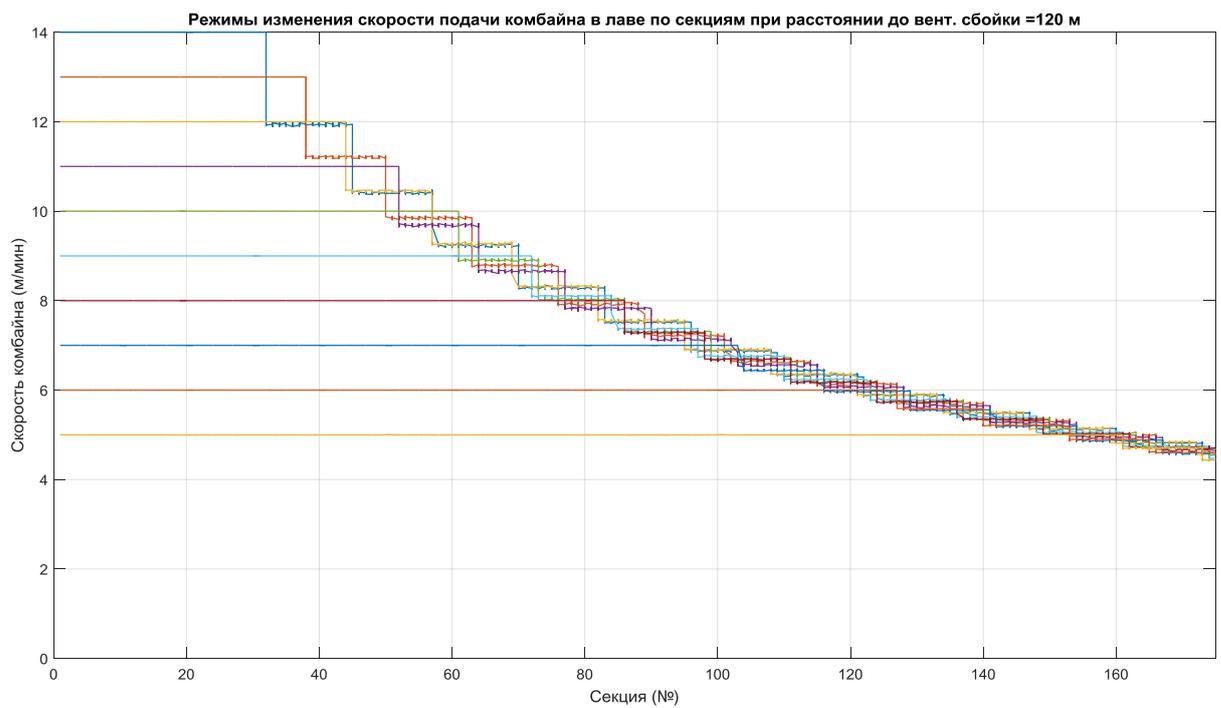


Рисунок 4.9 – Оптимальные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна в зависимости от первоначальной при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 120 м.

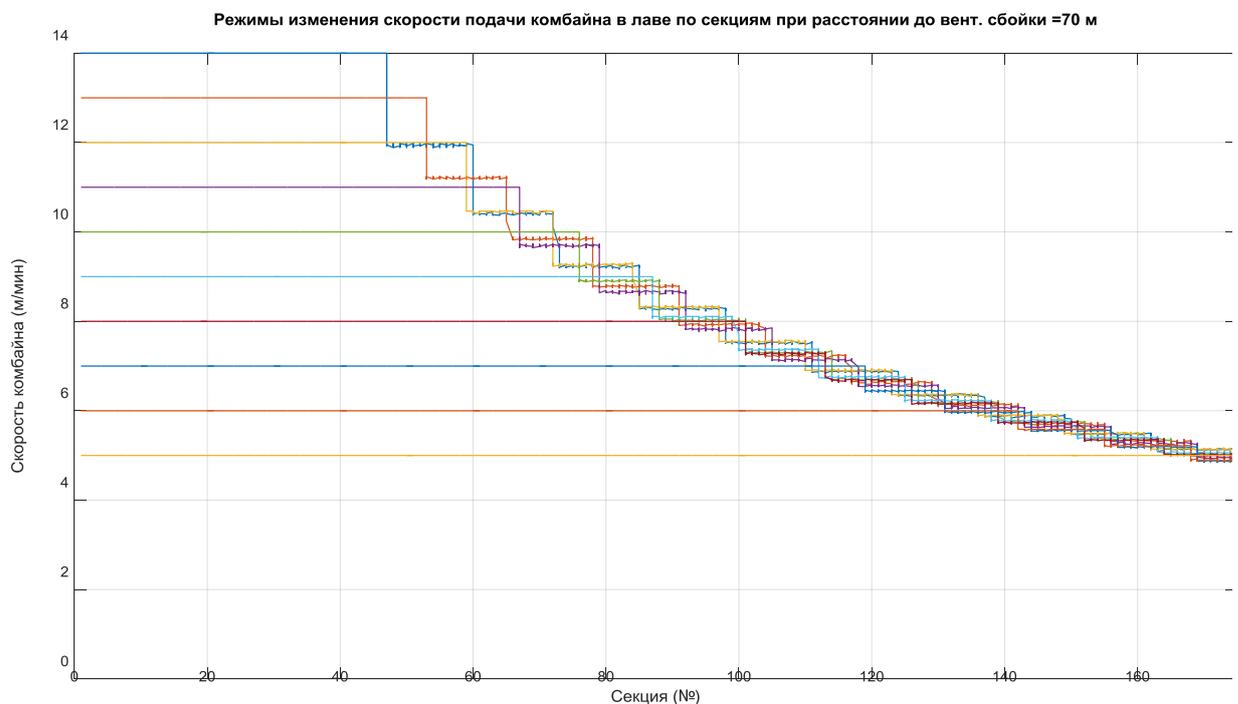


Рисунок 4.10 – Оптимальные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна в зависимости от первоначальной при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 70 м.

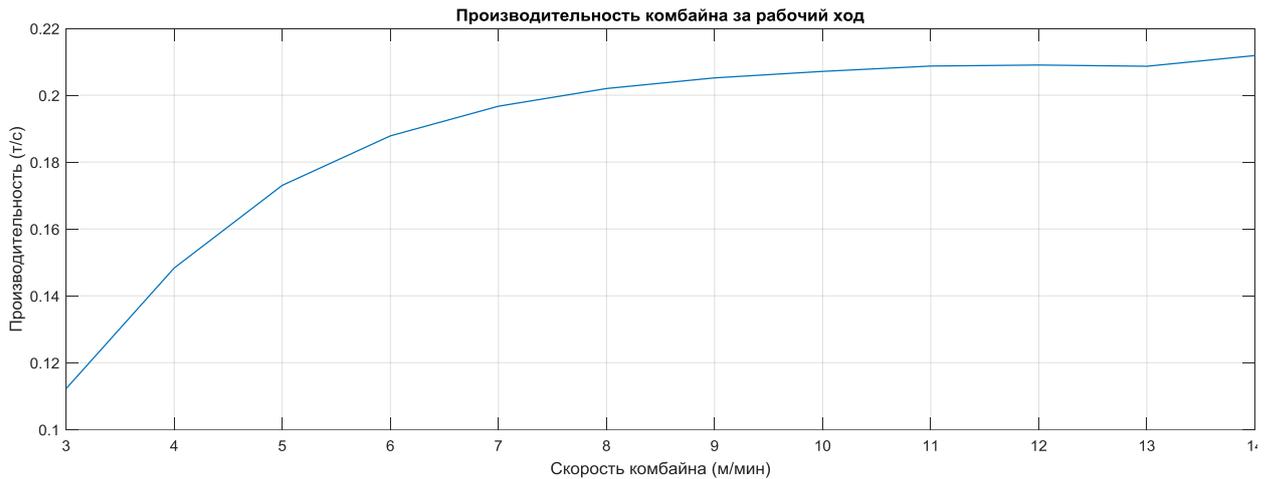


Рисунок 4.11 – Прирост производительности выемочного комбайна в зависимости от первоначальной скорости подачи при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 220 м.

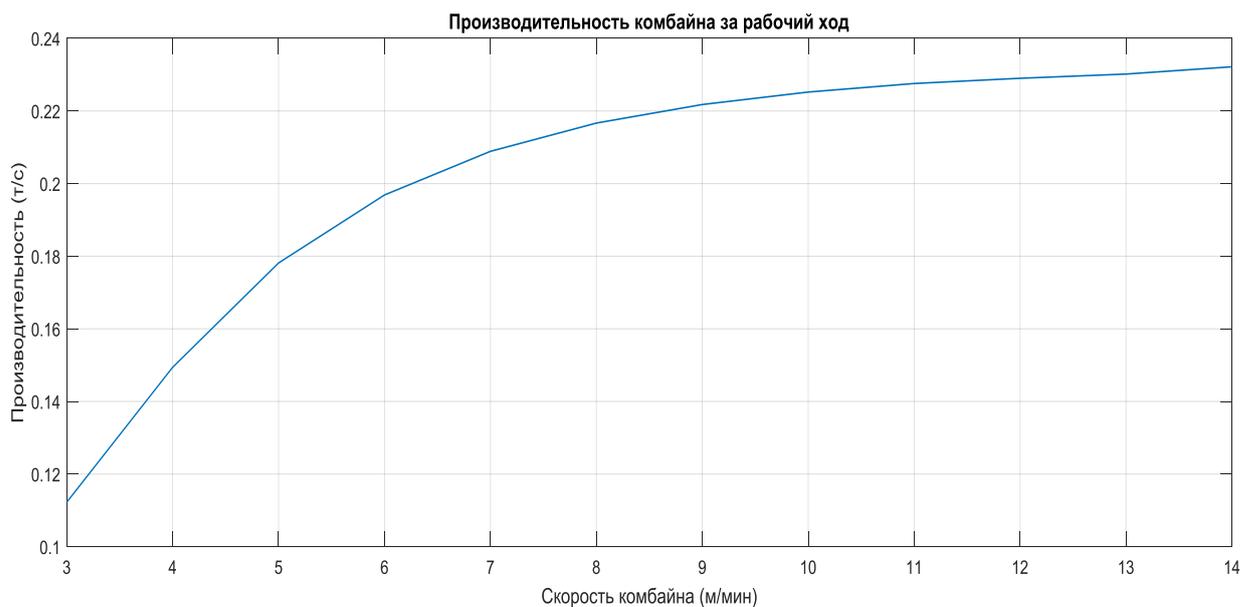


Рисунок 4.12 – Прирост производительности выемочного комбайна в зависимости от первоначальной скорости подачи при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 170 м.

Так же были определены оптимальные устойчивые режимы подачи выемочного комбайна в зависимости от допустимого объема отбитого угля, который может находиться в лаве (4.15), изменяется и расстояние до вентиляционной сбойки (постепенно уменьшается). Проведен поиск оптимальных, устойчивых режимов управления подачей выемочного

комбайна для различных начальных скоростей подачи (рис. 4.7 – 4.10) с шагом 50 метров. При этом вначале при увеличении первоначальной скорости производительность рабочего хода выемочного комбайна растет значительно, при наступлении некоторого значения рост замедляется и становится практически не заметным (рис. 4.11 – 4.14).

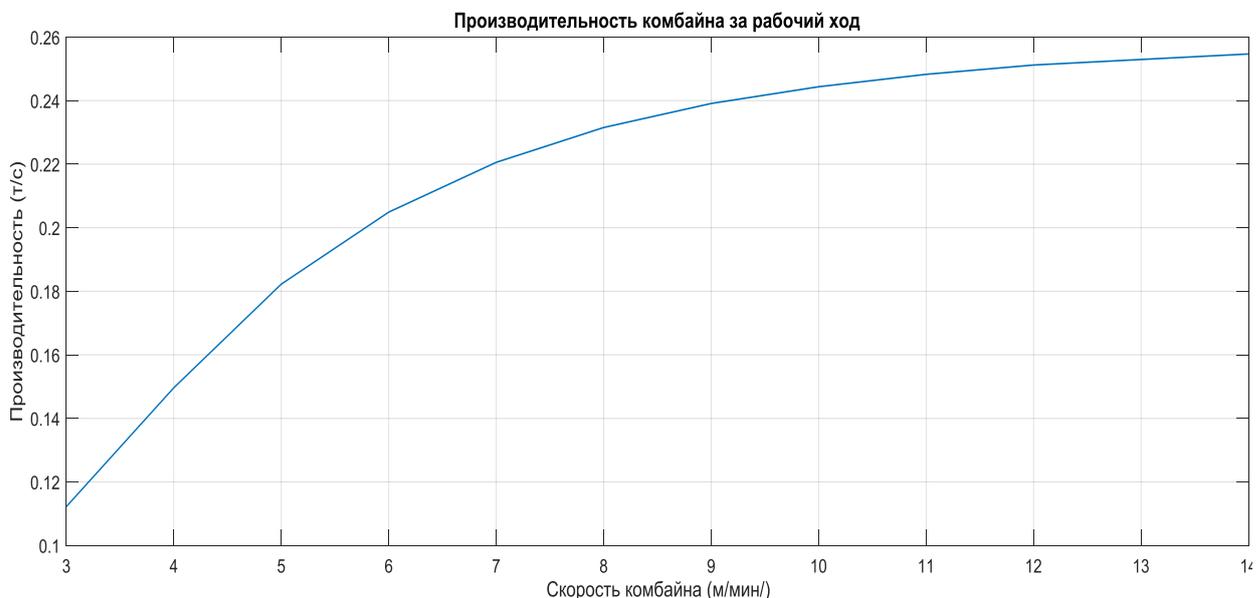


Рисунок 4.13 – Прирост производительности выемочного комбайна в зависимости от первоначальной скорости подачи при расстоянии от лавы до вентиляционной сбойки 120 м.

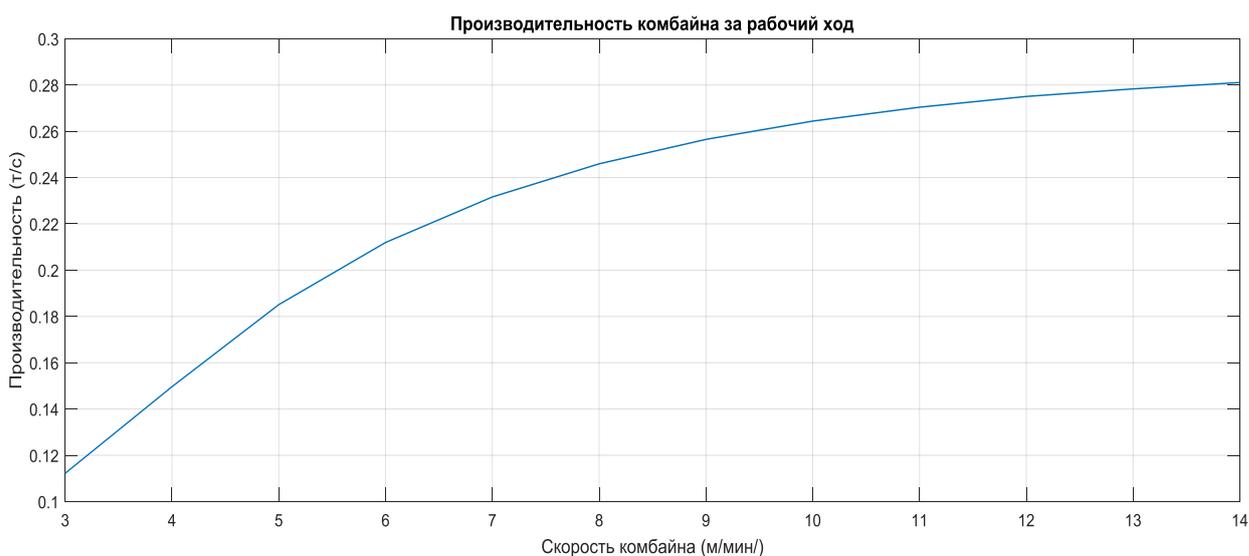


Рисунок 4.14 – Прирост производительности выемочного комбайна в зависимости от первоначальной скорости подачи (до вентиляционной сбойки 70 м.

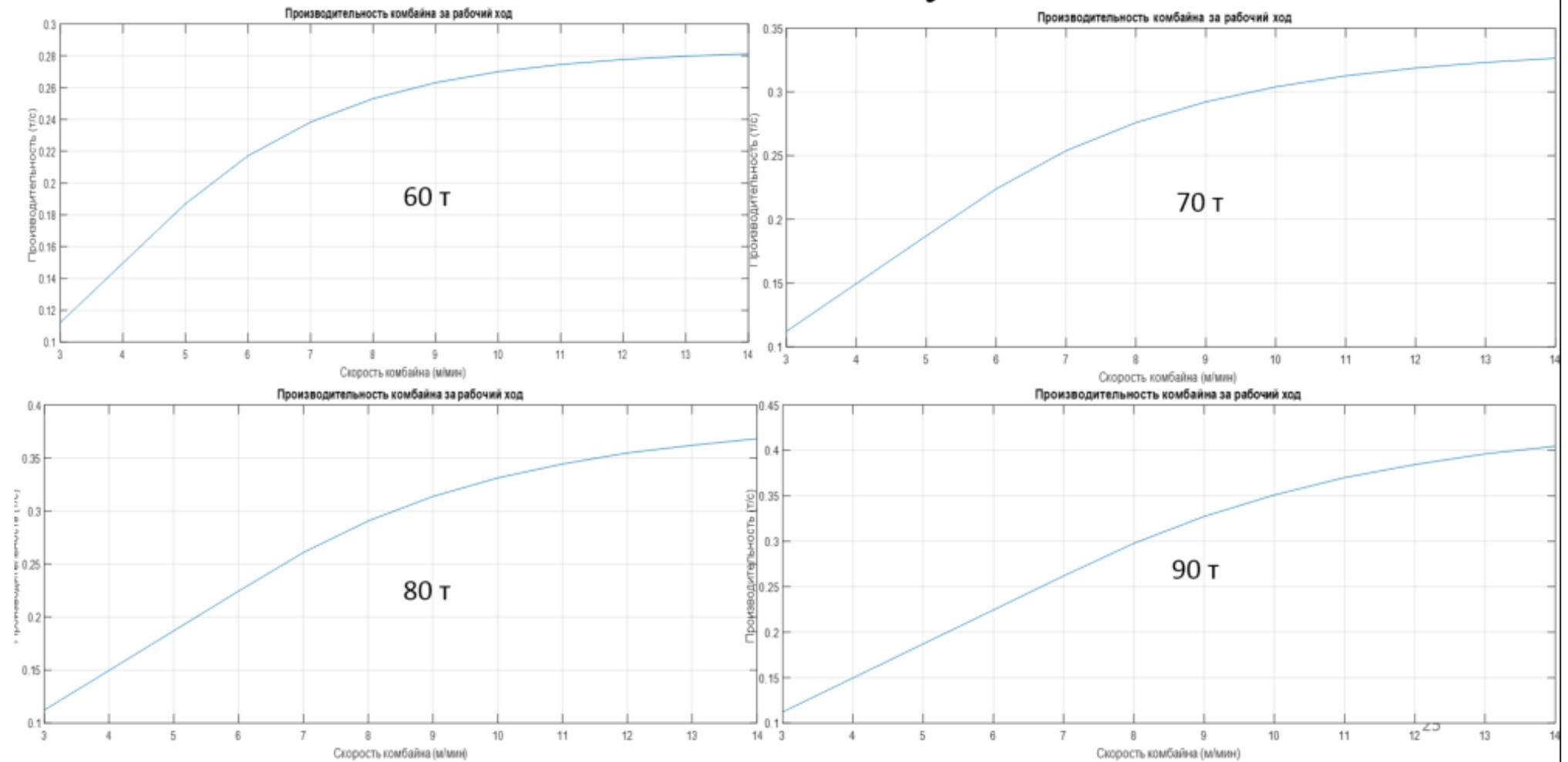


Рисунок 4.15 – Прирост производительности выемочного комбайна в зависимости от первоначальной скорости подачи для допустимых объемов отбитого угля на участке.

1.1 Обоснование необходимости оперативного управления работой комплексно-механизированного забоя

Результаты моделирования технологического процесса отбойки и транспортировки угля с номинальной скоростью подачи выемочного комбайна, определенной технологическим паспортом (6 м/мин.), показаны на рис. 2.9. Объем отбитого угля, расположенного на скребковом конвейере, достигает максимума только в одной точке, соответствующей положению комбайна вверху лавы в момент окончания выемки и достигает 50 тонн (на всем выемочном участке чуть больше 70 т) отбитого угля. Равномерный рост загрузки скребкового конвейера от нуля до номинальной свидетельствует, что в начале выемки скребковый конвейер практически не загружен и только в конце выемки полосы угля, так называемой «стружки» загрузка скребкового конвейера достигает номинальной. Повышение производительности достигается оперативным управлением работой комплексно-механизированного забоя с помощью нахождения оптимального управления скоростью подачи выемочного комбайна, обеспечивающей номинальную загрузку транспортной системы выемочного участка и может быть решена только с помощью компьютерного моделирования. Решение данной задачи представлено на рис. 4.2 в виде графиков изменения объемов угля на элементах транспортной системы выемочного участка при более высокой начальной скорости подачи комбайна (10 м/мин). Требуемый для этого режим изменения скорости подачи выемочного комбайна представлен на рис. 4.4. Как видно, изменению скорости подачи комбайна привязано не ко времени, а к месту (номеру секции крепи, возле которой необходимо изменить скорость подачи комбайна. Обеспечивающий номинальную загрузку транспортной системы режим изменения скорости подачи выемочного комбайна для этого случая имеет дискретный характер (рис. 4.4). Сравнение загрузки транспортной системы комплексного механизированного забоя в рассматриваемых случаях (рис. 2.9, 4.2)

свидетельствует, что во втором варианте (рис. 4.2) номинальная загрузка транспортной системы достигается к концу четвертой минуты, в отличие от первого варианта (рис. 2.9), когда она достигается к концу выемки полосы угля на 50 минуте. Кроме того, с учетом того, что объем угля отбитого при прохождении выемочного комбайна по всей длине лавы одинаков, то определяющим параметром, обеспечивающим рост производительности выемочного участка является время выемки комбайном полосы угля. Так в первом варианте (рис. 2.9) время выемки полосы угля составило 50 минут 44 с, а во втором варианте (рис. 4.2) - 37 минут 27 с. Следовательно, использование существующего ресурса технологического оборудования организационным способом с помощью определенной с учетом ограничений оптимального режима управления, скоростью подачи выемочного комбайна увеличит производительность по отбойки угля при рабочем проходе управления на 26%, а с учетом времени, необходимого для перемещения выемочного комбайна вниз лавы на 19%.

Таким образом доказано, что для прироста добычи угля необходимо использовать оперативное управление работой комплексно-механизированного забоя. Это оперативное управление должно базироваться на решение оптимизационной задачи с помощью компьютерного моделирования. Такой подход может быть реализован на современном технологическом оборудовании, оснащенный вычислительными рабочими станциями на основе автоматизированной системы управления выемочным комбайном.

На рис. 4.16 представлен график увеличения производительности комплексного механизированного забоя способом регулирования скорости подачи выемочного комбайна для двух вариантов отбойки угля – с одним рабочим проходом и с двумя проходами (отбойка и зачистка). Видно, что с увеличением начальной скорости подачи выемочного комбайна прирост производительности уменьшается.

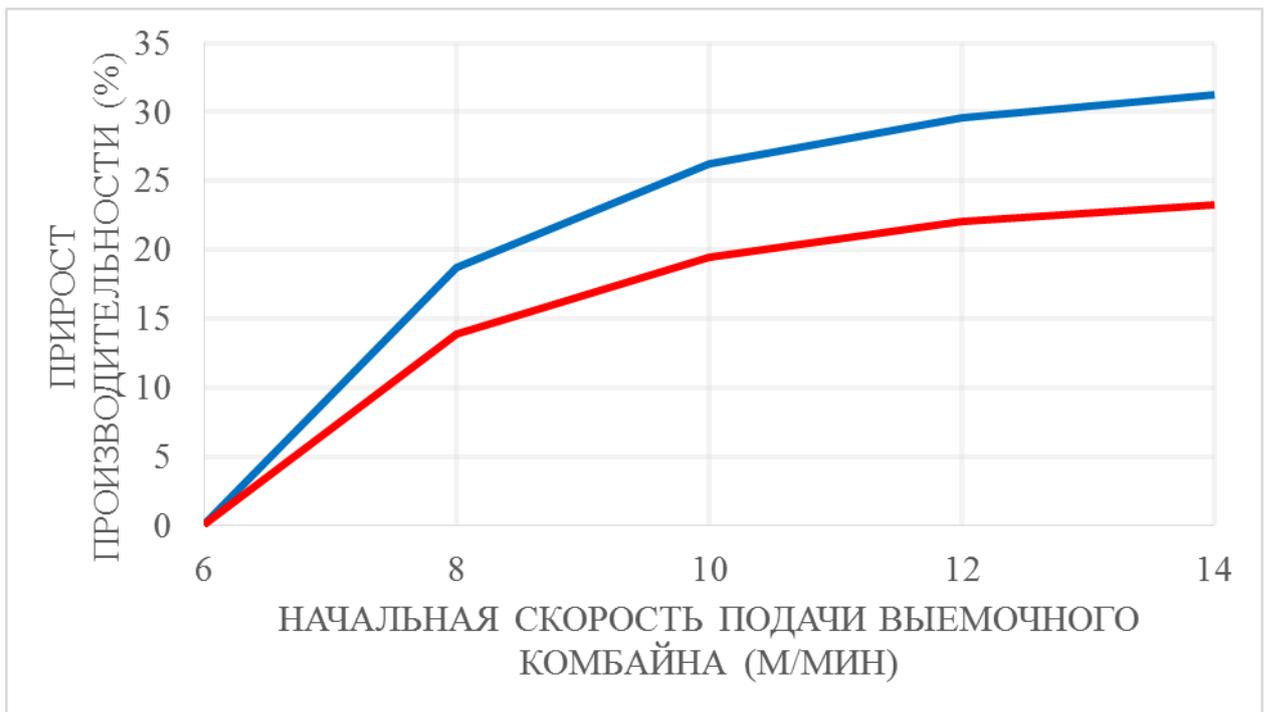


Рисунок 4.16 – Прирост производительности при использовании режима изменения скорости подачи выемочного комбайна.

Работа комбайна по выемке угля (синий), работа комбайна по выемке и зачистке(красный)

4.3 Сопоставление результатов моделирования работы комплексно-механизированного забоя с выемочным комбайном, оснащенный шнеками различной ширины захвата

Интерес представляет сопоставление производительности работы комплексно-механизированного забоя с выемочным комбайном в одном случае, оснащенный шнеками с режущей частью шириной захвата 1000 мм и во втором случае со шнеками шириной захвата 800 мм. Все остальные условия остаются неизменными. При этом искались режимы подачи выемочных комбайнов, обеспечивающие наибольшую производительность при одинаковых максимальных нагрузках на транспортную магистраль. Результаты приведены ниже.

В первом случае (рис. 4.17) оптимальный режим работы – ступенчатое уменьшение скорости подачи выемочного комбайна с 10 м/мин до 5,5 м/мин. Время рабочего прохода выемочного комбайна составила 37,4 минуты. Производительность составила 19,81 т/мин. Прирост добычи угля за рабочий проход по сравнению с номинальным вариантом (рис. 2.8) составил 35,6%

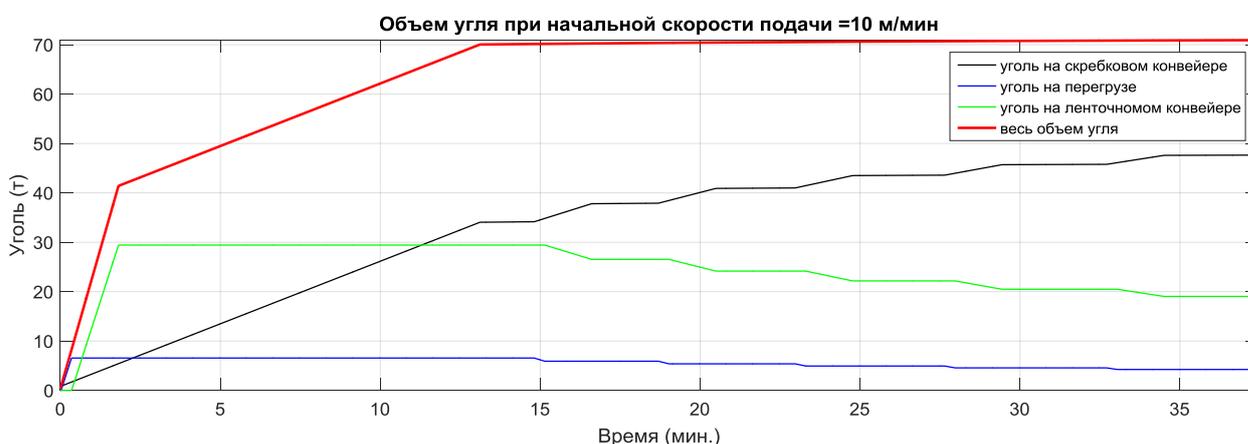


Рисунок 4.17 Загрузка отбитым углем технологического оборудования комплексно механизированного забоя с выемочным комбайном, оснащенный шнеками шириной захвата 1000 мм.

Во втором случае (рис. 4.18) оптимальный режим работы – ступенчатое уменьшение скорости подачи выемочного комбайна с 10 м/мин до 7 м/мин. Время рабочего прохода выемочного комбайна составила 32,8 минуты. Производительность составила 18,03 т/мин. Прирост добычи угля за рабочий проход по сравнению с номинальным вариантом (рис. 2.8) составил 23,4%

Графики изменения скорости подачи выемочного комбайна относительно номеров секций крепи для первого случая, когда используется шнек с шириной захвата 1000 мм и для второго случая, когда используется шнек с шириной захвата 800 мм представлены соответственно на рис. 4.19 и 4.20.

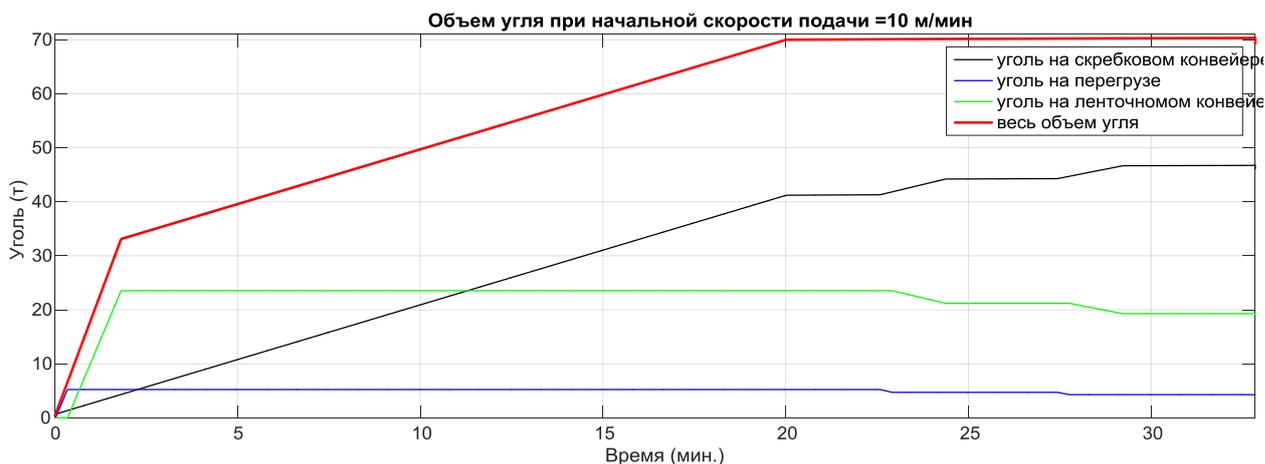


Рисунок 4.18 Загрузка отбитым углем технологического оборудования комплексно механизированного забоя с выемочным комбайном, оснащенный шнеками шириной захвата 800 мм.

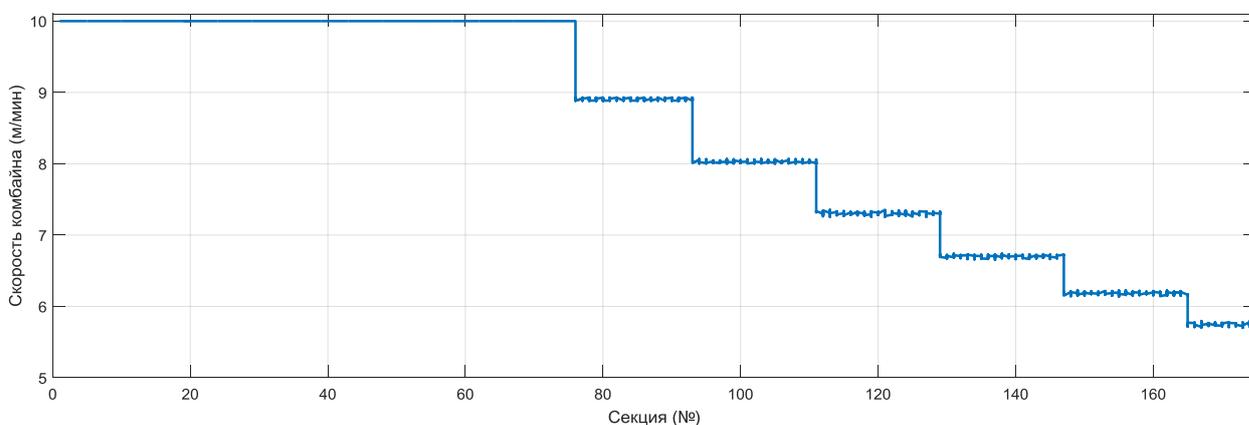


Рисунок 4.19 Режим изменения скорости подачи выемочного комбайна, оснащенного шнеками шириной захвата 1000 мм длины относительно номеров секций крепи.

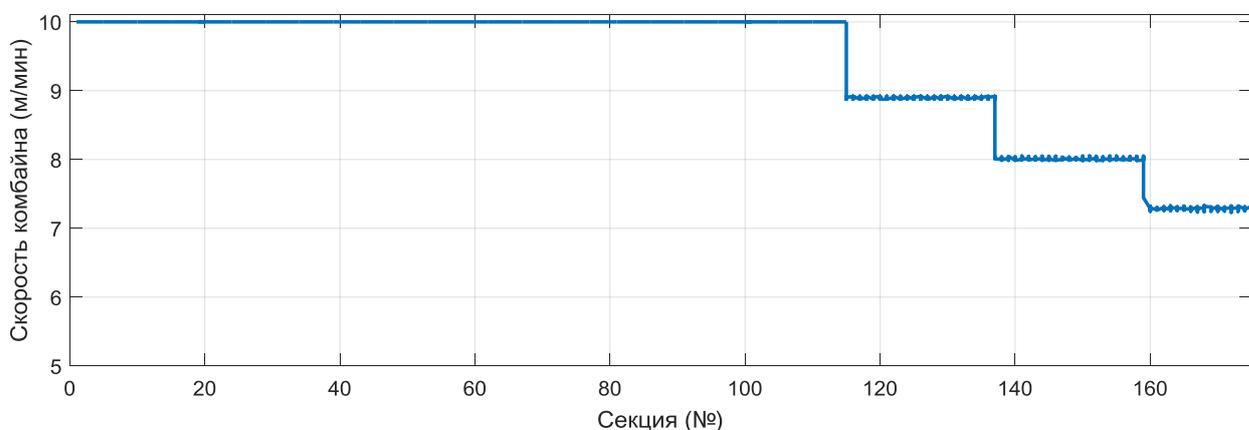


Рисунок 4.20 Режим изменения скорости подачи выемочного комбайна, оснащенного шнеками шириной захвата 800 мм длины относительно номеров секций крепи.

Соответственно были проведены вычислительные эксперименты по определению оптимальных режимов подачи выемочных комбайнов, оснащенных шнеками 1000 мм и 800 мм ширины захвата, обеспечивающие наибольшую производительность при одинаковых максимальных нагрузках на транспортную магистраль с разными начальными скоростями подачи. На основе проведенного моделирования получены графики роста производительности работы комплексно-механизированных забоев (рис. 4.21, 4.22)

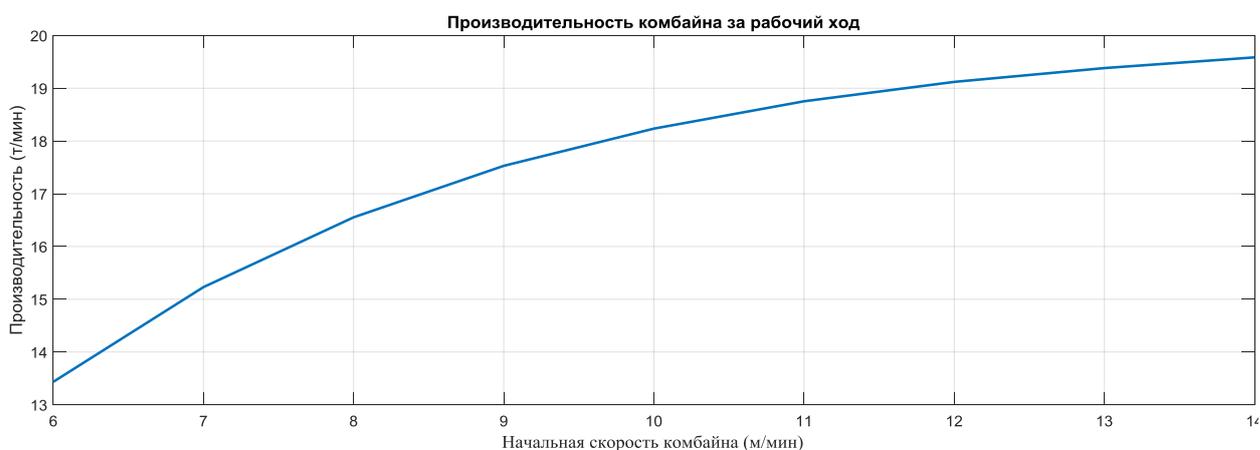


Рисунок 4.21 Прирост производительности в зависимости от начальной скорости подачи выемочного комбайна шнеками 1000 мм ширины захвата

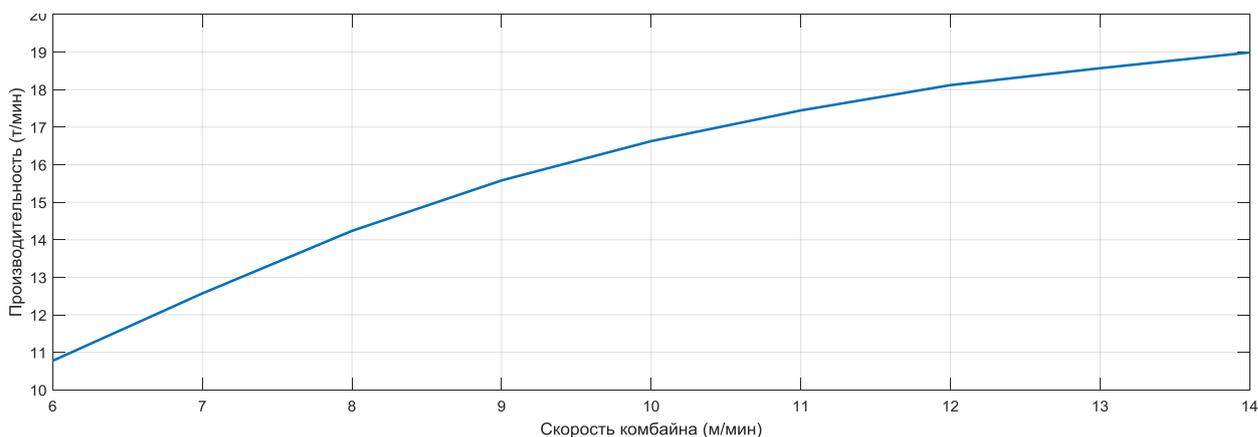


Рисунок 4.22 Прирост производительности в зависимости от начальной скорости подачи выемочного комбайна шнеками 800 мм ширины захвата

Итоговые данные сопоставления производительности работы комплексно-механизированных забоев с выемочным комбайном,

оснащенным шнеками с шириной захвата 1000 мм и с выемочным комбайном, оснащенным шнеками с шириной захвата 800 мм представлены в табл. 4.1

Таблица 4.1. Сопоставление производительности выемочного участка при использовании оперативного управления скоростью подачи выемочного комбайна

| Параметр | Номинальный режим со шнеком 1000 мм | Использование оперативного управления скоростью подачи выемочного комбайна | |
|--|-------------------------------------|--|------------|
| | | Шнек 1000мм | Шнек 800мм |
| Время рабочего хода (мин) | 50,7 | 37,4 | 32,8 |
| Время холостого хода (мин) | 15,2 | 15,2 | 15,2 |
| Общее время цикла (мин) | 65,9 | 52,6 | 48 |
| Число циклов на 8 метров | 8 | 8 | 10 |
| Время движения забоя на 8 метров (мин) | 527,2 | 420,8 | 480 |
| Производительность (т/мин) | 11,24 | 14,08 | 12,33 |

4.4 Результаты определения оптимального режима работы комплексно-механизированного забоя при челночной схеме отбойки угля.

Режим работы комплексно-механизированного забоя, когда основная выемка угля осуществляется только при проходе выемочного комбайна в одну сторону, а при движении в противоположную сторону выполняется зачистка, является не единственным. При выемке угля часто используют режим работы выемочного комбайна с двумя рабочими проходами, называемый «челночный» режим работы. В этом случае отбойка угля идет при обоих проходах, и она объединена с зачисткой. Выбор режима работы выемочного комбайна зависит от многих факторов.

Был проведен поиск оптимального режима работы комплексно-механизированного забоя при «челночной» отбойки угля для условий выемочного участка № 17-49 пласта Бреевский шахты Полысаевская АО «СУЭК-Кузбасс». Результаты расчетов представлены на рис. 4.23 – 4.25.

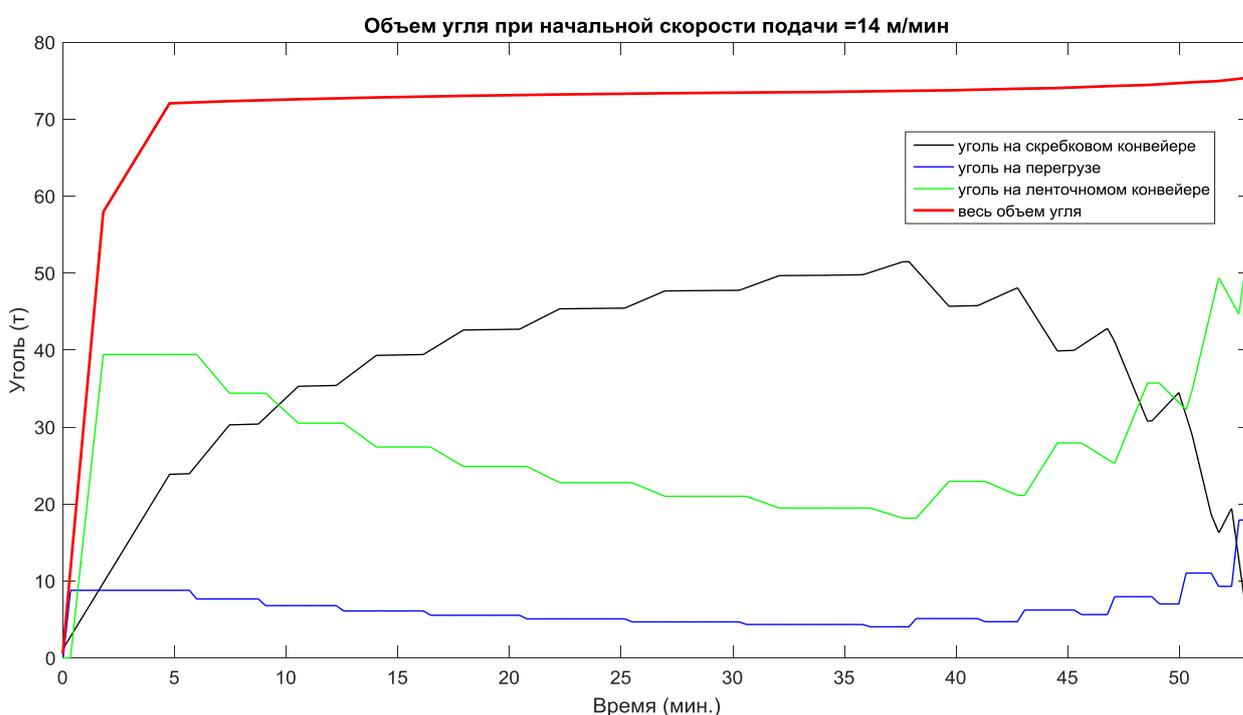


Рисунок 4.23. Загрузка отбитым углем технологического оборудования комплексно механизированного забоя при «челночной» отбойки угля.

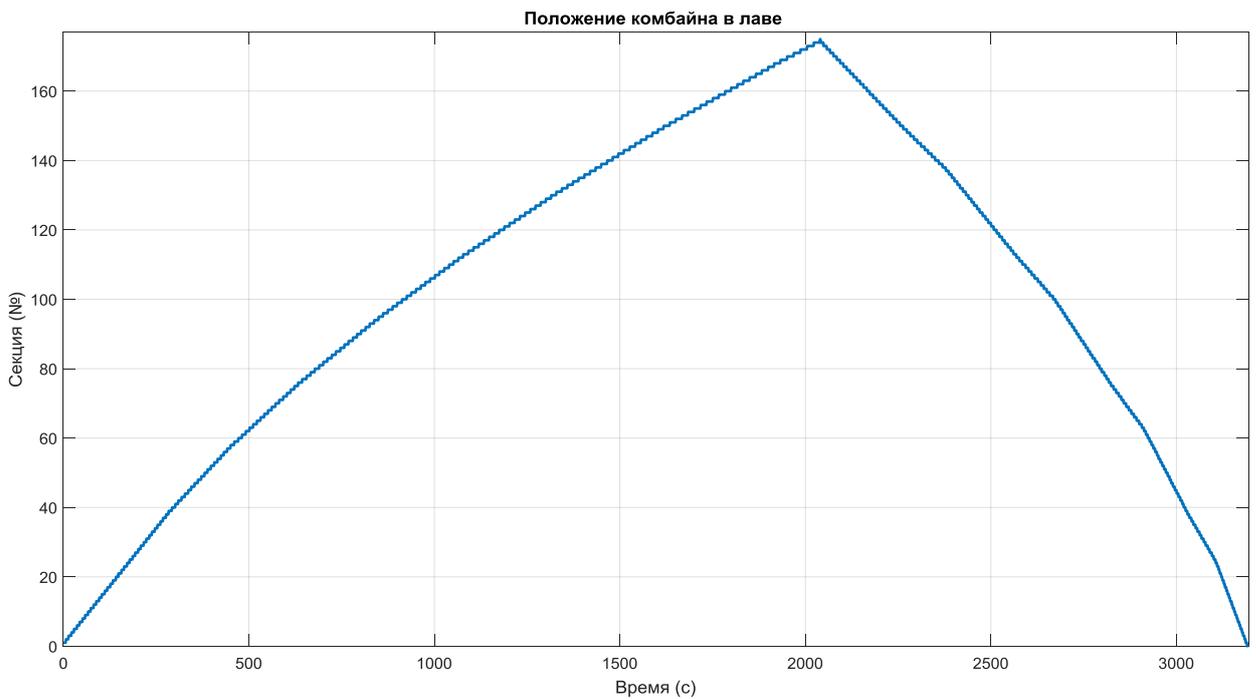


Рисунок 4.24. Положения выемочного комбайна при «челночной» отбойки угля.

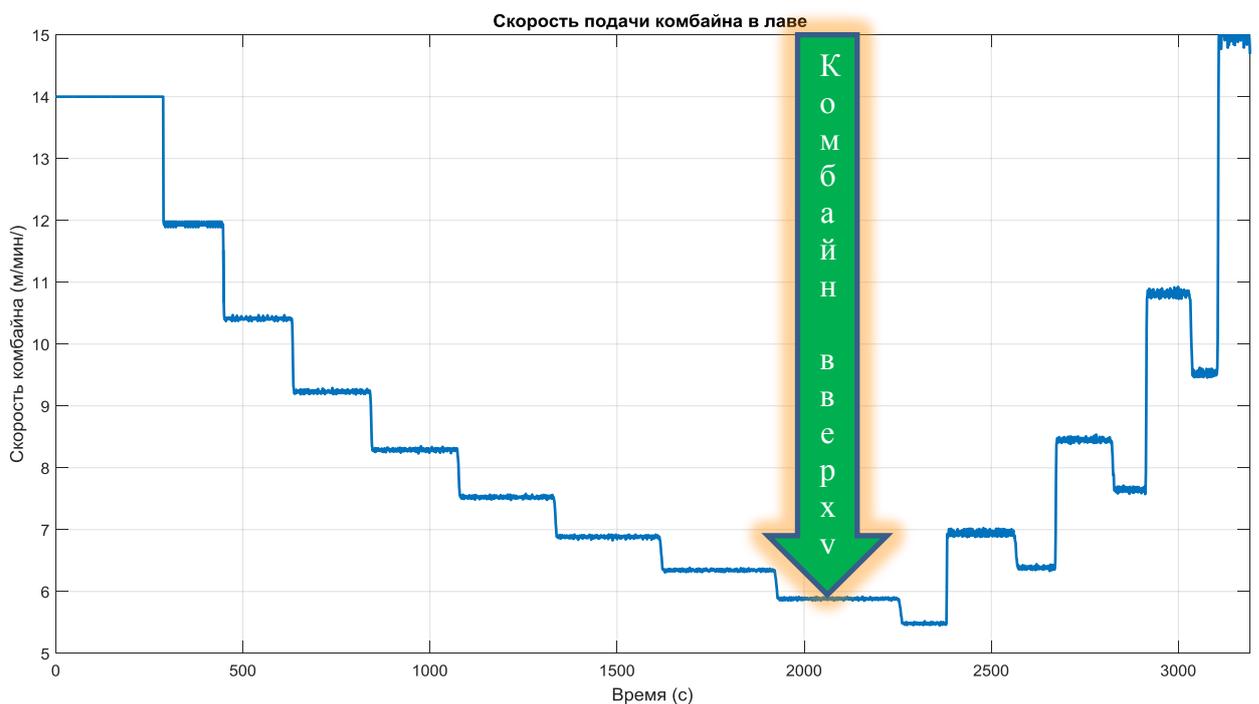


Рисунок 4.25 Режим изменения скорости подачи выемочного комбайна при «челночной» отбойки угля.

Интерес представляет найденный оптимальный режим скорости подачи выемочного комбайна. Если при движении вверх режим при «челночной» отбойке угля совпадает с режимом при односторонней схеме отбойки угля,

то при движении вниз закон изменения скорости подачи выемочного комбайна становится более сложным. В основном это объясняется тем, что скорость скребкового конвейера меньше скорости ленточного конвейера. В начале из-за того, что объем отбитого угля на скребковом конвейере возрастает, что ведет к росту объема угля на выемочном участке в целом, требуется снизить скорость подачи комбайна. Спустя некоторое время, когда часть угля на ленточном конвейере покинула пределы выемочного участка, скорость подачи выемочного конвейера следует увеличить. Но спустя некоторое время объем угля на скребковом конвейере возрастает и требуется снизить скорость подачи выемочного комбайна. Такие циклы повторяются три – четыре раза. При этом изменение скорости подачи комбайна увеличивается, а промежутки времени движения с выбранной постоянной скоростью подачи выемочного комбайна уменьшаются.

4.5 Практическое применение полученных результатов.

На основе проведенного теоретического исследования процессов отбойки, загрузки, транспортировки угля технологическим оборудованием комплексно-механизированного забоя и проведенных шахтных натуральных экспериментов было разработано программное обеспечение, позволяющее определять оптимальные режимы работы выемочного комбайна (текст программы приведен в Приложении). Входными параметрами являются характеристики угольного пласта: мощность, плотность угля; количество секций крепи в очистном забое, ширина секции крепи, размеры технологического оборудования: длина скребкового конвейера, длина дробилки, длина перегружателя, длина ленточного конвейера до вентиляционной сбойки; кинематические параметры технологического оборудования: скорость скребкового конвейера, скорость дробилки, скорость перегружателя, скорость ленточного конвейера. Ограничением является допустимый максимальный объем отбитого угля, находящийся на выемочном участке, суммарный объем выделения метана из которого не

превышает не превышает нормативного уровня безопасной эксплуатации. В результате работы программного обеспечения находится оптимальный режим работы комплексно-механизированного забоя для выбранной начальной скорости подачи выемочного комбайна. Последовательность и порядок нахождения оптимальный режим работы комплексно-механизированного забоя реализованы в документе «Техническая политика АО «СУЭК в области организации управлением комплексно-механизированным забоем». Сведения об использовании результатов научного исследования представлены в Приложении 2.

4.6 Выводы

1. Проведенное моделирование работы комплексно-механизированного забоя показало, что производительность выемочного участка может быть повышена с помощью изменением скорости подачи выемочного комбайна с целью максимизации загрузки транспортной линии.
2. Проведенное моделирование показало, что производительность добычи угля увеличивается за счет уменьшения времени рабочего прохода выемочного комбайна.
3. Для нахождения оптимального режима изменения скорости подачи выемочного комбайна необходимо решать дискретную задачу на основе разработанной в главе 2 математической модели.
4. Неправильный выбор начальной скорости подачи выемочного комбайна ведет к потере устойчивости технологического процесса.
5. Объяснены частые остановки выемочного комбайна для необходимости проветривания лавы при управлении выемочным комбайном в ручном режиме с целью достижения наибольшей производительности.
6. Определены оптимальные режимы изменения скорости подачи выемочного комбайна для различных параметров очистного участка.

7. Вычислены графики прироста объемов добычи угля при использовании оптимальных режимов изменения скорости подачи выемочного комбайна для различных параметров очистного участка
8. Рассчитан прирост производительности добычи угля при использовании оптимальных режимов изменения скорости подачи выемочного комбайна с учетом только выемки и выемки с зачисткой.
9. Сопоставлена производительность работы выемочных комбайнов, оснащенных шнеками с режущей частью длиной 1000 мм и 800 мм. Прирост производительности на 8 циклах прохода комбайном со шнеками длиной 1000 мм, по сравнению с комбайном со шнеками длиной 800 мм составила 20%
10. При «челночной» схеме отбойки угля оптимальный режим подачи выемочного комбайна имеет сложный характер выполнить который без автоматизированного управления невозможно.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, на основании выполненных автором научных теоретических и экспериментальных исследований решена актуальная задача по разработке метода определения режимов оптимального управления процессами отработки высокопроизводительных выемочных участков для условий угольных месторождений Кузбасса, что обеспечивает повышение интенсивности работы комплексно-механизированного забоя при рабочем проходе выемочного комбайна до 28%, при этом суммарное выделение метана из отбитого угля, находящегося на технологическом оборудовании не превышает нормативного уровня безопасной эксплуатации.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований заключаются в следующем:

1. Выявлено, что при постоянной скорости подачи выемочного комбайна возрастает неравномерность загрузки забойно-транспортного технологического оборудования выемочных участков.

2. Установлено, что оптимальная скорость подачи выемочного комбайна, обеспечивающая наиболее интенсивную отбойку угля во время рабочего хода должна изменяться таким образом, чтобы объем отбитого угля, находящийся в пределах выемочного участка оставался постоянным и не превышал объема угля, суммарное выделение метана из которого превысил бы нормативный уровень безопасной эксплуатации.

3. Увеличение интенсивности отбойки угля при рабочем проходе комбайна в единицу времени до 20-30%, достигается выбором расчетного режима подачи выемочного комбайна.

4. Выбор технологических режимов эксплуатации комплексно-механизированного забоя определяется на основе решения оптимизационной задачи, использующей математическую модель, позволяющую учесть

неравномерность загрузки забойно-транспортного технологического оборудования выемочных участков.

5. Оперативное управление работой высокопроизводительного выемочного участка должно выполняться на основе контроля, анализа и сопоставления параметров работы комплексно-механизированного забоя, полученных на основе моделирования с учетом параметров горнотехнической системы.

6. Для обеспечения интенсивной отбойки угля при рабочем проходе комбайна в случае возникающих отклонений от режимов, определенных при моделировании работы комплексно-механизированного забоя, необходимо оперативно корректировать режим работы комплекса для обеспечения стабильной нагрузки на забой (увеличением скорости или её снижением с целью обеспечения нормативного уровня безопасной эксплуатации).

7. Проведенные производственные эксперименты подтвердили полученные в ходе теоретического исследования результаты и показали, что ошибка в среднем не превышает 7,6%.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Зобнин Б. Б. Моделирование систем: конспект лекций / Б. Б. Зобнин. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001. 129 с.
2. Ашихмин В. Н. Введение в математическое моделирование: учебное пособие / В. Н. Ашихмин [и др.]; под ред. П. В. Трусова. Москва: ЛОГОС, 2005. 440 с.
3. Моделирование технологических процессов: конспект лекций /В. А. Штерензон. Екатеринбург: Изд-во Рос. гос. проф.-пед. ун-та, 2010. 66 с
4. Самарский А.А., Михайлов А.П. Математическое моделирование: Идеи. Методы. Примеры. - 2-е изд., испр.- М.: Физматлит, 2001.-320 с.
5. Моделирование технологических процессов: Методы и опыт. М.В. Мальков, А.Г. Олейник, А.М. Федоров Труды Кольского научного центра РАН. Серия "Информационные технологии". Вып. 1 – С. 93-101
6. Ткачев В.В. Использование имитационного моделирования для исследования системы автоматического управления добычным комбайном: монография / В.В. Ткачев, А.В. Бубликов; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 182 с.
7. Качурин Н.М., Каледина Н.О., Качурин А.Н. Выделение метана с поверхности обнаженного угольного пласта в подготовительную выработку //Известия Тульского Государственного университета. - Тула: ТулГУ, 2011.-С.80-84.
8. Сластунов С. В., Каркашадзе Г. Г., Мазаник Е. В., Лупий М. Г. Научно-техническое обеспечение методологии прогноза максимально допустимых нагрузок на очистной забой при отработке газоносных угольных пластов // Горный журнал. 2015. № 3. С. 4–8.
9. Борщевич А.М., Ковалев Р.А., Бухтияров А.А., Сарычева И.В. Ограничение нагрузки на очистной забой по газовому фактору. //Известия Тульского Государственного университета. Естественные науки. -Тула: ТулГУ, 2010. Вып.1.С.232-239

10. Качурин Н.М., Воробьев С.А., Качурин А.Н., Сарычева И.В. Математические модели метановыделения в подготовительные выработки и очистные забои из отбитого угля Известия ТулГУ. Технические науки. 2014. Вып. 1 С.158-164.
11. Полевщиков Г.Я., Шинкевич М.В. Метановыделение из отбитого угля Вестник КузГТУ. - 2010. - №5. - С. 60-63
12. Казанин О.И., Суфияров А.М. Оценка влияния длины лавы на характер газовыделения на выемочных участках шахт ОАО «Воркутауголь» Записки Горного института том 207/2014С.36-40.
13. Шевченко Л.А., Ливинская С.Н. Газовыделение из отбитого угля при интенсивной отработке угольных пластов. 2015, № 1, С. 164-166 Вестник КузГТУ
14. Пугачев Е.В., Червяков Е.В., Червяков А.Е. Модель системы автоматического мониторинга, прогнозирования и управления аэрогазовым режимом на угольных шахтах. ГИАБ 2009 №12/том8 С.111-121
15. Качурин Н.М., Бухтияров А.А., Сарычева И.В. Оптимизация скорости транспортирования угля на очистном участке по газовому фактору. № 2 / 2010 Известия ТулГУ. Науки о Земле С.97-103
16. Гуляев В.Г., Жуков К.В. Математическая модель для имитационного моделирования функционирования системы «очистной комбайн-забой» Труды Донецкого государственного технического университета. Выпуск 16, серия горно-электромеханическая – Донецк: ДонГТУ, 2000, с. 84 – 91
17. Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах /А.Д. Рубан, В.Б.Артемьев, В.С.Забурдяев, Г.С.Забурдяев, Ю.Ф.Руденко-М.:2009, 396 с.
18. В.Л. Конюх, П.В. Гречишкин. Компоновка оборудования очистного забоя методом имитационного моделирования// Вестник КузГТУ. 2004. №2. С 77-82.

19. Положение об аэрогазовом контроле в угольных шахтах. Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 N 678 (зарегистрирован Минюстом России 29.12.2011, рег. N 22812)
20. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Приказ Ростехнадзора от 19.11.2013 № 550 (зарегистрирован Минюстом России 31 декабря 2013 г., рег. № 30961)
21. Кубрин С.С., Чудинов С.Г., Ландер А.В. Распознавание и прогнозирование ситуации в шахте. Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2005. - Вып. 8. – С. 225-228. – ISSN 0236-1493
22. Гребенщикова И. А., Захарова А. Г. Моделирование рабочего цикла очистного комбайна. Вестник КузГТУ № 2 / 2005 С.63-66.
23. Мещанинов С.К., Павлова Ю.Д. Математическое моделирование выхода метана из угольного пласта при движении комбайна // Научный вестник НГУ. -Днепропетровск: НГУ, 2013. - С.66-70.
24. Анциферов М.С. Создание метода и аппаратуры сейсмоакустического прогноза опасности возникновения динамических явлений при разработке выбросоопасных угольных пластов.
25. Бабенко Ю.И. Тепломассообмен. Метод расчета тепловых и диффузионных потоков. Химия, Л., 1986, 144 с.
26. Бабокин Г.И., Щуцкий В.И. Автоматизированный электропривод очистных комбайнов. ГИАБ №9 2003г. с.214 – 216.
27. Беляк В.Л. Плащанский Л.А. Увеличение напряжения участковых сетей как способ повышения эффективности использования горных машин в высоконагруженных забоях угольных шахт. ГИАБ № 5 2009 г. с.286 – 290.
28. Бодянский Е.В., Руденко О.Г. Искусственные нейронные сети: архитектуры, обучение, применения, Х.: ТЕЛТЕХ, 2004

29. Муханов В.Д. Прогноз процессов дегазации на основе сейсмоакустического и сейсмического мониторинга выемочного столба, ГИАБ №5, 2012 г с 384-388
30. Горбань А.Н., Россиев Д.А. "Нейронные сети на персональном компьютере", Новосибирск. Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 1996.
31. ГОСТ 22782.5-78. Электрооборудование взрывозащищенное с видом взрывозащиты "искробезопасная электрическая цепь", технические требования и методы испытаний. – Введ. от. 01.80. - М.: Изд-во стандартов, 1979. - 69 с.
32. ГОСТ Р 51330.0-99. Электрооборудование взрывозащищенное. Часть 0. Общие требования Введ. от 01.01.2001 - М.: Изд-во стандартов, 2000.- 47 с.
33. ГОСТ Р 523350.0-2005 Электрооборудование для взрывоопасных газовых сред. Часть 0. Общие требования Введ. от 01.01.2007 - М.: Изд-во стандартов, 2005. - 54 с.
34. Демидов П.Г. Основы горения веществ М., Издательство министерства коммунального хозяйства РСФСР, 1951-296с.
35. Ерыгин А.Т., Охапкин А.Ю. Методика оценки взрывозащищённости электрооборудования, эксплуатируемого при высокой температуре окружающей среды. //Горный информационно-аналитический бюллетень. – Отдельный выпуск 2009. - №8. - С.149- 154
36. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Забурдяев В.С. Комплексирование технологических стадий и операций в единый технологический процесс на основе информационных технологий. ГИАБ №6 2015 г.
37. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н. Мониторинг напряженного состояния горного массива и геофизических процессов в нем при разработке угольных пластов опасных по гео- и газо- динамическим явлениям. Маркшейдерский вестник. – М.:ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ», 2012. № 4. – С. 53-56.

38. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н., Блохин Д.И. Тензометрический мониторинг напряженного состояния горного массива при разработке угольных пластов опасных по гео- и газо- динамическим явлениям. Маркшейдерский вестник. М.:ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ», 2012. №5. – С. 43-44.
39. Захаров В.Н., Кубрин С.С., Фейт Г.Н., Блохин Д.И. Определение напряженно-деформированного состояния горных пород при разработке угольных пластов опасных по гео- и газо- динамическим явлениям. Уголь. - М.: 2012. № 10. С.34-36. ISSN 0041-5790
40. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00), утвержденная Постановлением Госгортехнадзора России от 04.04.2000 № 14.
41. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99), утвержденная Постановлением Госгортехнадзора России от 29.11.1999 № 87.
42. Иохельсон З.М., Коптиков В.П. Взрывозащита рудничного электрооборудования с нагревающимися элементами. Донецк, НОРД-ПРЕСС, 2006-259с.
43. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. – М.: Руда и металлы, 2003. 560 с.
44. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье. – М.: ООО «ИРЦ Газпром», 2004. – 302 с
45. Крейнин Е.В., Федоров Н.А., Звягинцев К.Н., Пьянкова Т.Н., Подземная газификация угольных пластов. Недр, М., 1982, 151 с.
46. Кубрин С.С., Мазаник Е.В., Кигалов Н.Н. Автоматизированная система поддержки принятия технологических решений и комплексного синтезирующего мониторинга. Горный информационно-аналитический

- бюллетень. - М.: МГГУ, 2014. Труды международного научного симпозиума "Неделя горняка-2014". С. 267 -278. – ISSN 0236-1493
- 47.Кубрин С.С. Комплексный синтезирующий геофизический мониторинг горного массива. Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2012. – Вып. № 5. – С.85-92.
- 48.Кубрин С.С. Математические модели и методы информационно-аналитических систем. М.: Энергоатомиздат, 2002. 132 с.
- 49.Кубрин С.С. Многофункциональные системы контроля геодинамического и газодинамического состояния массива горных пород. Вопросы оценки и прогноза состояния массива горных пород. Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: Горная книга. - 2015. Отдельный выпуск 1. Труды международного научного симпозиума "Неделя горняка-2015". С. 304-324. – ISSN 0236-1493
- 50.Кубрин С.С. Теоретико-информационный анализ систем управления запасами и их отработкой с учетом конкурентной способности углей. М.: Энергоатомиздат, 2002. 182 с.
- 51.Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Автоматизированная информационно-измерительная система технического учета электроэнергии для подземных горных работ. Горный журнал №1 2016 г. с. 87-90.
52. Кубрин С.С., Шек В.М. Геоинформационные системы для исследования опасных геодинамических явлений. Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2013. – Отдельный выпуск № 5. Информатизация и управление. – С. 103-112.
53. Ляхомский А.В., Фащиленко В.Н. Теория и практика проведения энергетических обследований предприятий минерально-сырьевого комплекса // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 1. С. 525–529.
54. Подземная газификация углей снова актуальна «Стандарт Качества» Информационно-аналитический журнал о бизнесе, науке и

- образовании. <http://www.xn-----6kcabaifon0bbs2b9bkbjdgff6i0f.xn--p1ai/archive/?n=21&ct=745>
55. Пономарёв А. Подземная газификация углей снова актуальна. Уголь Кузбасса. 2014, №4, стр. 68-69.
56. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03) (приказ Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, от 19 ноября 2013 г., №550 (Зарегистрировано в Минюсте России 31.12.2013 № 30961)).
57. Прокопенко С.А. Новые возможности освоения угольных месторождений. Горная промышленность. 2013, № 2, стр. 22-24
58. Прохоров Ю.В., Розанов Ю.А. Теория вероятностей. М., Наука, 1973, 498 с.
59. Развитие Многофункциональной системы безопасности (МФСБ) на подземных угледобывающих предприятиях. Концепция. <http://nc-vostnii.ru/forum/>
60. Решетняк С.Н. К вопросу повышения энергетических показателей промышленных предприятий // Приволжский научный вестник. 2013. № 10. С. 41–44.
61. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С. Руденко Ю.Ф. Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. – М.: Издательство ООО «Московский издательский дом», 2009г. – 396 с.
62. Самко С.Г., Килбас А.А., Маричев О.И., Интегралы и производные дробного порядка и некоторые их приложения. Наука и техника, Минск, 1987, 688 с.
63. Татузов А.Л. Нейронные сети в задачах радиолокации, Радиотехника, 2009
64. Томас Банк Автоматизация EICKOFF гарантирует безопасность и качество – в России ввели в эксплуатацию первую лаву, работающую в автоматическом режиме. Журнал «Уголь» № 10 2015г. с 22 – 23.

65. Трембицкий А.Л. Исследование влияния скорости размыкания омических и индуктивных цепей на величины воспламеняющих токов и энергий разрядов. //Задачи рудничной аэрологии при подземной разработке полезных ископаемых. - М.: ИПКОН АН СССР, 1985.
66. Трембицкий А.Л. Исходные данные для оценки искробезопасности электрических цепей при их размыкании с различной скоростью. //Вопросы теории и практики разработки и обогащения полезных ископаемых. – М.: ИПКОН АН СССР, 1983. – С. 125-130.
67. Франк Ф., Мизес Р., Дифференциальные и интегральные уравнения математической физики, часть II, ОНТИ Л.-М., 1937, 998 с.
68. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. Технология и механизация подземной добычи угля. М.: Недра 1981г. 384 с.
69. Ясученя С.В., Копылов К.Н., Артемьев В.Б., Демура В.Н., Мутыгулин А.В. Очистные комбайны. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014г. – 576 с.
70. Рыжков Ю.А., Игнатов Е.В. Сравнительная оценка горно-геологических условий разработки, техники и технологии при подземном способе добычи угля в России и за рубежом. / Вестник КузГТУ. - 2006. - №1. - С. 67-74.
71. Стариков А.В., Дарыкин И.Н. Очистным забоям высокопроизводительное и надежное оборудование. – Уголь, №8, 2000. -С. 25-29
72. Ванякин О.В. Обоснование параметров технологических схем отработки сближенных пологих угольных пластов : автореферат дис. ... кандидата технических наук : 25.00.22 / Ванякин Олег Владимирович; [Место защиты: С.-Петербург. гос. гор. ун-т]. - Санкт-Петербург, 2016. - 25 с.
73. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ: учеб. для ВУЗов. М: Недра, 1982. – 423 с.

74. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы. – М.: Недра, 1981, 503 с.
75. Артемьев В.Б., Ютяев Е.П., Мешков А.А., Лупий М.Г., Ясюченя С.В., Копылов К.Н., Демура В.Н. Путь шахты «Талдинская – Западная-1» к всероссийскому рекорду – один миллион тон из лавы за месяц. Уголь. – М.: 2013, № 8 (1049). С.92-93.
76. Копылов К.Н., Закоршменный И.М., Кубрин С.С., Корчак А.В. Управление рисками при подземной добычи угля. Уголь. - М.: 2016. № 7 (1084). С.39-43.
77. Кубрин С. С. Решетняк С. Н. Копылов К. Н. Энергоэффективное операционное управление очистным участком. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет. – 2016. №5 С. 4-10.
78. Копылов К. Н., Решетняк С. Н., Кубрин С. С. Имитационное моделирование системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - М.: Горная книга. - 2016. Выпуск № 12. С. 40-50
79. Копылов К.Н., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. Вопросы управления очистным комплексом при отработке высокогазоносных пластов на примере шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс». Уголь. 2016. № 12 (1089). С. 32-36.
80. Копылов К.Н., Решетняк С.Н., Кубрин С.С. Инновационная структура управления выемочного участка угольной шахты. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2017. № 1. С. 5-10.
81. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Повышение уровня учета и контроля потребления электроэнергии подземными потребителями шахт и рудников. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 3. С. 97-105.

82. Артемьев В.Б., Ютяев Е.П., Копылов К.Н., Мешков А.А., Демура В.Н., Смирнов О.В. Достижение наивысших показателей по добыче угля в месяц в условиях АО "СУЭК-КУЗБАСС". Уголь. 2017. № 8 (1097). С. 82-88.
83. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S29. С. 48-55.
84. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Актуальность повышения уровня энергоэффективности и безопасности выемочного участка угольной шахты. Уголь. 2018. № 10 (1111). С. 66-71.
85. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Вопросы оперативного управления комплексным механизированным забоем высокопроизводительных выемочных участков. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № S48. С. 208-216.
86. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Резервы повышения эффективности работы выемочных участков угольных шахт. Уголь. 2019. № 3 (1116). С. 46-49.
87. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М. Использование моделирования для управления очистным комбайном в высокопроизводительных лавах. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2019. № 4. С. 30-40.
88. Решетняк С.Н., Копылов К.Н., Плащанский Л.А., Кубрин С.С., Решетняк М.Ю. Актуальность исследования параметров качества электрической энергии в подземных сетях угольных шахт. В сборнике: Проблемы освоения недр в XXI веке глазами

- молодых Материалы 13-ой Международной научной школы молодых ученых и специалистов. 2016. С. 129-134.
89. Решетняк С.Н., Копылов К.Н., Плащанский Л.А., Решетняк М.Ю., Кубрин С.С., Актуальность повышения энергоэффективности оборудования выемочного участка угольной шахты. В сборнике: Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых Материалы 13-ой Международной научной школы молодых ученых и специалистов. 2016. С. 142-145.
90. Копылов К.Н., Решетняк С.Н., Кубрин С.С. Актуальные аспекты повышения энергоэффективности оборудования выемочного участка угольной шахты. В сборнике: электропривод, электротехнологии и электрооборудование предприятий Сборник научных трудов III Международной (VI Всероссийской) научно-технической конференции. Редакционная коллегия: В.А. Шабанов (отв. редактор). С.Г. Конесев (зам. отв. редактора), В.М. Сапельников., М.И. Хакимьянов., П.А. Хлюпин., Р.Т. Хазиева. 2017. С. 529-533.
91. Копылов К.Н., Кубрин С.С. Управление очистным комплексом на основе анализа рисков. В сборнике: Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках Материалы XXVII Международной научной школы. Крымский федеральный университет им. В.И. Вернадского; Институт проблем комплексного освоения недр РАН. 2017. С. 129-133.
92. Копылов К.Н., Кубрин С.С. Учет влияния метановыделения из отбитого угля при работе высокопроизводительного участка. В сборнике: Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках Материалы XXVII Международной научной школы. Крымский федеральный университет им. В.И. Вернадского; Институт проблем комплексного освоения недр РАН. 2017. С. 125-128.

93. Kopylov Konstantin, Kubrin Sergey, Modelling of coal transportation technological processes at excavation. IIIrd International Innovative Mining Symposium (IIMS 2018), Kemerovo, Russian Federation, Edited by Tyulenev, M.; Zhironkin, S.; Khoreshok, A.; Vöth, S.; Cehlár, M.; Nuray, D.; Janocko, J.; Anyona, S.; Tan, Y.; Abay, A.; E3S Web of Conferences, Volume 41, id.01017. DOI 10.1051/e3sconf/20184101013 .June 2018.
94. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Blokhin D.I. The simulation of the excavation sites of coal mines. Mining goes digital. Proceeding in Earth and geosciences. Proceeding of the 39-th international symposium application of computers and operation research in the mineral industry (APCOM 2019) Wroclaw, Poland, 406 June 2019. Vol 3 P. 473-480. ISSN 2639-7749, eISSN 2639-7757
95. Fashilenko V.N., Reshetnyak S.N. Improving the energy performance of industrial enterprises. Miner's week-2015 // Reports of the XXIII International scientific symposium. 2015. P. 570–573.
96. Kubrin S.S. Monitoring of Coal and Rock Mass Conditions, Coal Mine Air and Extraction Equipment State // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Metallurgical Industry Press. China 2014. P. 454–460.
97. Kubrin S.S., Zhuravlev E.I. GEOINFORMATION MONITORING OF GEODYNAMIC AND GAS-DYNAMIC STATE OF THE ROCK MASS. GEOINFORMATICS RESEARCH PAPERS, VOL.4, BS4002, doi:10.2205/2016BS06Sochi, 2016.
98. Lyakhomskii A.V., Perfil'eva E.N., Petrochenkov A.B. Conceptual design and engineering strategies to increase energy efficiency at enterprises // Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. P. 305–308.
99. Petrochenkov A.B. An information of industrial electrotechnical complexes. Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. P. 692–696.

100. Semenov A.S., Kuznetsov N.M. An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine // Measurement Techniques. – 2014 p. 343-347.
101. Temkin I.O., Kubrin S.S., Kulyanitsa A.L. Application of intellectual systems for robotic coal plough machine control in complex mine-geological conditions. Miner's week - 2015 reports of the xxiii international scientific symposium. 2015. P. 274-280.
102. Trubetskoy K.N., Ruban A.D., Ziburdyayev V.S. Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines. Journal of Mining Science. 2011. T. 47. № 1. p. 1-9.
103. Trubetskoy K.N., Victorov S.D., Zakalinsky V.M., Kochanov A.N., Etkin M.B. Parameters of dust gas cloud spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10 - Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting 2013. p. 529-532.
104. <http://minenergo.gov.ru/node/4912>
105. <http://minenergo.gov.ru/node/5659>
106. http://minenergo.gov.ru/sites/default/files/reports/06/28/5514/Doklad_Kongress_obogashchenie_uglya.docx
107. <http://www.eickhoff-bochum.de/ru/node/125>
108. <http://www.eickhoff-bochum.de/ru/node/21>
109. <http://www.minenergo.gov.ru>
110. <https://rg.ru/2015/08/13/reg-sibfo/lava-anons.html>

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Текст программного обеспечения для нахождения оптимального режима работы комплексно-механизированного забоя.

```
clear all
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
% процесс отбивки и транспортировки угля
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
% длина лавы
Kol_sekcyi = 175;
L_sekcyi = 1.75;
L_lavy = L_sekcyi*Kol_sekcyi;
% масштаб пространства 1 к 100 (в мм)
Scale_S = 100.;
% текущая секция
N_tek_sekcyi =0;

% (длина вектора пространства скребкового конвейера)
N_L_srebok = L_lavy*Scale_S + 1 + 640; % число мм в
лаве + 640 мм (на скорости 20 м/м за 1 с проходим
333, (3) мм)

%Ugol_skreбок_stek [N_L_srebok];
% Длина перегружателя
L_Peregruz = 30.;
% (длина вектора пространства перегружателя)
N_L_Peregruz = L_Peregruz*Scale_S + 1; % число мм в
перегружателе
```

```

% Длина конвейера до сопряжения
L_Lenta = 220.;
% (длина вектора пространства конвейера)
N_L_Lenta = L_Lenta*Scale_S + 1; % число мм в конвейере

% Вектора пространственной координаты
dl = 0.01; % шаг в пространстве (в метрах)
S_srebok = 0:dl:L_lavy
S_Peregruz = 0:dl:L_Peregruz;
S_Lenta = 0:dl:L_Lenta
% Приращение по 1 секунде
dt = 1;
ind_t_end = 6000; % конечный момент времени
% Инициализация массивов равное по времени
T_Polog_2 = 0:dt:ind_t_end;
Ndd_end = ind_t_end + 1;
Ugol_srebok_in_t = zeros(1, Ndd_end);
Ugol_Peregruz_in_t = zeros(1, Ndd_end);
Ugol_Lenta_in_t = zeros(1, Ndd_end);
Ugol_All_in_t = zeros(1, Ndd_end);
V_komban_Regim = zeros(1, Ndd_end);
S_Kombay_Regim = zeros(1, Ndd_end);
% удельный вес угля 1.35 т/кг
Udelnyi = 1.29;
Shnek = 1.0;
Mochnost = 1.74;
% скорость скребкового конвейера

```

```

V_srebok = 1.32;
% регулируемая скорость скребкового конвейера
V_srebok_regul = [1.32 1.37 1.42 1.47 1.53];
N_V_srebok_regul = length (V_srebok_regul);
Nd_srebok_regul = floor(V_srebok_regul.*Scale_S);

% скорость пергрузателя
V_Peregruz = 1.53;
V_Lenta = 2.5;

% Ограничение на объем угля
Ugol_Max_Dopustimoe_All = [72 82 93 103 113];% [70 60
70 80 90 100];
N_L_Ugol_Dopusk_max = length (Ugol_Max_Dopustimoe_All);
Ugol_Max_Dopustimoe = 45.;
N_L_Lenta_max = 4;
L_Lenta_all = [220 170 120 70];

%for i_U_Dopusk = 1:N_L_Ugol_Dopusk_max
i_U_Dopusk=1;
Ugol_Max_Dopustimoe =
Ugol_Max_Dopustimoe_All(i_U_Dopusk);
for i_Lenta = 1:N_L_Lenta_max
%i_Lenta = 1;
    % Длина конвейера до сопряжения
    L_Lenta = L_Lenta_all(i_Lenta);
    % (длина вектора пространства конвейера)
    N_L_Lenta = L_Lenta*Scale_S + 1; % число мм в
конвейере

```

```

    % Вектора постраниственной координаты

    S_Lenta = 0:dl:L_Lenta
% Скоростb комбайна
V_const_kombayn_max = 17;
V_const_kombayn_min = 3;
N_V_const_kombayn = V_const_kombayn_max -
V_const_kombayn_min +1;
V_const_kombayn = V_const_kombayn_max:-1:3
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
% скорость м/м
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
for i_sKomb = 1: N_V_const_kombayn
Ugol_dobytiy (i_sKomb) = 0;
T_strugki(i_sKomb) = 0;
V_kombayn = V_const_kombayn(i_sKomb);
V_kombayn_start = V_kombayn;
V_kombayn = V_kombayn/60.;
V_kombayn_Max = V_kombayn;
% Первоначальное положение комбайна в лаве (№ секции)
Ind_Start_sekcyi = 2;
%начальное положение комбайна
S_kombay = (Ind_Start_sekcyi - 1)*L_sekcyi + 0.01;

% расстояния проходимые за за 1 с
Nd_srebok = floor(V_srebok*Scale_S);
Nd_Peregruz = floor(V_Peregruz*Scale_S);
Nd_Lenta = floor(V_Lenta*Scale_S);

```

```

Nd_kombayn = floor(V_kombayn*Scale_S);

% Инициализация количества угля на скребковом конвейере
- 0
Ugol_srebok = zeros(N_L_srebok, ind_t_end);
% Инициализация количества угля на перегружателе - 0
Ugol_Peregruz = zeros(N_L_Peregruz, ind_t_end);
% Инициализация количества угля на конвейере - 0
Ugol_Lenta = zeros(N_L_Lenta, ind_t_end);
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%

iter_end = 0;
iter_holost = 900;

for iter = 1:ind_t_end
    iter_end = iter;
    % Уголь уходящий из всей лавы
    Ugol_Out = 0.;
    % пошел ленточный конвейер со скоростью 2,5 м/с
    if (iter == 1)
        %Ugol_Lenta(1:N_L_Lenta - Nd_Lenta, iter) =
zeros(Nd_Lenta);
    else
        % Уголь уходящий из всей лавы
        for iu = 1:Nd_Lenta
            Ugol_Out = Ugol_Out + Ugol_Lenta(iu, iter-
1);
        end
    end
end

```

```

        Ugol_Lenta(1:N_L_Lenta - Nd_Lenta, iter) =
Ugol_Lenta(Nd_Lenta + 1:N_L_Lenta, iter-1);
    end

    % Объем угля пересыпаемого с перегружателя на
ленточный конвейер
    U_peresup = 0.;
    for ils=1:Nd_Peregruz
        if (iter == 1)
            U_peresup = U_peresup + 0.;
        else
            U_peresup = U_peresup +
Ugol_Peregruz(ils,iter-1);
        end
    end
    U_peresup = U_peresup/Nd_Lenta;

    % СЫПИМ НА ЛЕНТУ
    for ils=1:Nd_Lenta
        Ugol_Lenta(N_L_Lenta - Nd_Lenta + ils, iter) =
U_peresup;
    end

    % пошел перегружатель со скоростью 1,53 м/с
    if (iter == 1)
        %Ugol_Peregruz(1:N_L_Peregruz - Nd_Peregruz,
iter) = zeros(Nd_Peregruz);
    else
        Ugol_Peregruz(1:N_L_Peregruz - Nd_Peregruz,
iter) = Ugol_Peregruz(Nd_Peregruz + 1:N_L_Peregruz,
iter-1);
    end
end

```

```

    % Объем угля пересыпаемого на перегружатель со
скребкового конвейера
    U_peresup = 0.;
    for ils=1:Nd_srebok
        if (iter == 1)
            U_peresup = U_peresup + 0.;
        else
            U_peresup = U_peresup +
Ugol_srebok(ils,iter-1);
        end
    end
    U_peresup = U_peresup/Nd_Peregruz;
    % сыпим на перегружатель
    for ils=1:Nd_Peregruz
        Ugol_Peregruz(N_L_Peregruz - Nd_Peregruz +
ils, iter) = U_peresup;
    end
    % пошел сребковый конвейер со скоростью 1,32 м/с
    if (iter == 1)
        %Ugol_Peregruz(1:N_L_Peregruz - Nd_Peregruz,
iter) = zeros(Nd_Peregruz);
    else
        Ugol_srebok(1:N_L_srebok - Nd_srebok,iter) =
Ugol_srebok(Nd_srebok + 1:N_L_srebok,iter-1);
    end
    % Сыпем уголь на скребковый конвейер
    % индекс точки в векторе
    ind_S = floor(S_kombay*Scale_S);

```

```

    % Определим оптимальную скорость комбайна, такую,
чтоб объем угля в
    % лаве не менялся
    Ugol_All_All = 0.0;
    if (iter == 1)
    else
        for iu = 1:N_L_Lenta
            Ugol_All_All = Ugol_All_All +
Ugol_Lenta(iu, iter-1);
        end
        for iu = 1:N_L_Peregruz
            Ugol_All_All = Ugol_All_All +
Ugol_Peregruz(iu, iter-1);
        end
        for iu = 1:N_L_srebok
            Ugol_All_All = Ugol_All_All +
Ugol_srebok(iu, iter-1);
        end
        if (Ugol_All_All >= Ugol_Max_Dopustimoe +
0.00125 )
            if ( Ugol_Out < 0.00125 )
                V_kombayn = 0.;
            else
                V_kombayn = (Ugol_Out-0.00125)/(
Udelnyi*Shnek*Mochnost*dt);
            end
            Nd_kombayn = floor(V_kombayn*Scale_S);
        else
            if (V_kombayn < 0.001 )

```

```

        V_kombayn = (Ugol_Max_Dopustimoe -
Ugol_All_All -0.00125)/( Udelnyi*Shnek*Mochnost*dt);
        Nd_kombayn =
floor(V_kombayn*Scale_S);
        end

    end

end

    V_komban_Regim(iter) = V_kombayn*60.;
    % Скорость комбайна в лаве с учетом нормировки
пространства лавы и
    % начальной скорости комбайна к 1
    % для корректировки скорости подачи в зависимости
от местоположения
    % комбайна

    % Линейный закон убывания скорости
    % V_kombayn = V_kombayn_Max*(-
0.5*(S_kombay/L_lavy) + 1);
    % квадратичный закон
    % V_kombayn = V_kombayn_Max*(-
0.5*(S_kombay/L_lavy)*(S_kombay/L_lavy) + 1);
    % Экспоненциальный закон убывания скорости
    % V_kombayn =
V_kombayn_Max*0.5*exp(S_kombay/L_lavy-1);
    % Тригонометрический закон убывания скорости
    %%V_kombayn =
V_kombayn_Max*cos(S_kombay/L_lavy*acos(0.5));

```

```

    % число точек в массиве скребкового конвейера
(скорость скребкового
    % конвейера + скорость комбайна) ==>> Nd_kombayn +
Nd_srebok
    % Отбитый уголь
U_peresup = Udelnyi*Shnek*Mochnost*V_kombayn*dt;
    % Объем отбитого угля
T_strugki(i_sKomb) = T_strugki(i_sKomb) + dt;
Ugol_dobytiy (i_sKomb) = Ugol_dobytiy (i_sKomb) +
U_peresup;
    % средний объем угля
U_peresup = U_peresup/(Nd_kombayn + Nd_srebok);
    % Сыпем уголь на скребковый конвейер
for ils=ind_S:ind_S+Nd_kombayn + Nd_srebok
    Ugol_srebok(ils,iter) = Ugol_srebok(ils,iter) +
U_peresup;
end
    % движение комбайна
S_kombay = S_kombay + V_kombayn*dt;
N_tek_sekcyi = floor(S_kombay/L_sekcyi);
S_Kombay_Regim(iter) = floor(S_kombay/L_sekcyi);
if ( S_kombay >= L_lavy )
    V_kombayn = 0.; % холостой ход назад
    break;
end
    % количество угля на скребко вом конвейере
Ugol_srebok_in_t(iter) = 0.;
for iS = 1:N_L_srebok
    Ugol_srebok_in_t(iter) = Ugol_srebok_in_t(iter)
+ Ugol_srebok(iS,iter);

```

```

end
Ugol_Peregruz_in_t(iter) = 0.;
for iS = 1:N_L_Peregruz
    Ugol_Peregruz_in_t(iter) =
Ugol_Peregruz_in_t(iter) + Ugol_Peregruz(iS,iter);
end
Ugol_Lenta_in_t(iter) = 0.;
for iS = 1:N_L_Lenta
    Ugol_Lenta_in_t(iter) = Ugol_Lenta_in_t(iter) +
Ugol_Lenta(iS,iter);
end
if ( (i_sKomb == 5) & ( (N_tek_sekcyi == 115) |
(N_tek_sekcyi == 137) | (N_tek_sekcyi == 159) ) )
    Ugol_tek = 0.;
    nki = 0;
    ikt = 1;
    for isk = 1:N_L_srebok
        nki = nki + 1;
        Ugol_tek = Ugol_tek +
Ugol_srebok(isk,iter);
        if ( nki == 175 )
            Ugol_srebok_tek( ikt) = Ugol_tek;
            ikt = ikt+ 1;
            nki = 0;
            Ugol_tek = 0;
        end
    end
end
% (длина вектора пространства скребкового
конвейера)

```

```
%N_L_srebok = L_lavy*Scale_S + 1 + 640; % число мм в  
лаве + 640 мм (на скорости 20 м/м за 1 с проходим  
333, (3) мм)
```

```
end
```

```
end
```

```
Ugol_All_in_t = Ugol_srebok_in_t + Ugol_Peregruz_in_t +  
Ugol_Lenta_in_t;  
T_Polog_2_min = T_Polog_2./60;
```

```
V_komban_Regim_uslov = V_komban_Regim.*10;
```

```
p=plot (T_Polog_2_min,Ugol_srebok_in_t, 'k-',  
T_Polog_2_min,Ugol_Peregruz_in_t, 'b-', T_Polog_2_min,  
Ugol_Lenta_in_t, 'g-', T_Polog_2_min, Ugol_All_in_t,  
'r-') %, T_Polog_2_min, V_komban_Regim_uslov, 'm-' )
```

```
p(1).LineWidth = 1;
```

```
p(2).LineWidth = 1;
```

```
p(3).LineWidth = 1;
```

```
p(4).LineWidth = 2;
```

```
text_titul = 'Объем угля при начальной скорости подачи  
=';
```

```
s = num2str(V_kombayn_start, ' %3.0f м/мин');
```

```
text_titul = strcat (text_titul, s);
```

```
title(text_titul);
```

```
xlabel('Время (мин.)', 'FontSize',14)
```

```
ylabel('Уголь (т)', 'FontSize',14)
```

```
ax = gca; % current axes
```

```
ax.FontSize = 14;
```

```

legend({'уголь на скребковом конвейере', 'уголь на
перегрузе', 'уголь на ленточном конвейере', 'весь
объем угля'}, 'FontSize', 12)
%XGrid on
iter_x = iter/60.;
xlim([0 iter_x]); % iter-3])
ylim([0 110])
pause

p=plot (S_Kombay_Regim(1:iter),V_komban_Regim(1:iter))
p(1).LineWidth = 1;
text_titul = 'Режимы изменения скорости подачи комбайна
в лаве по секциям при расстоянии до вент. сбойки =';
s = num2str(L_Lenta, ' % 7.0f м');
text_titul = strcat (text_titul, s);
title(text_titul);
xlabel('Секция (№)', 'FontSize',12)
ylim([0 14])
ylabel('Скорость комбайна (м/мин)', 'FontSize',12)
ax = gca; % current axes
ax.FontSize = 12;
xlim([0 175])
grid on
%hold on

pause

%%end
for ils =1:iter_end-1

```

```

    Ugol_srebok_out_V(ils, i_sKomb) =
Ugol_srebok_in_t(ils);
    Ugol_Peregruz_out_V(ils, i_sKomb) =
Ugol_Peregruz_in_t(ils);
    Ugol_Lenta_out_V(ils, i_sKomb) =
Ugol_Lenta_in_t(ils);
    Ugol_All_out_V(ils, i_sKomb) = Ugol_All_in_t(ils);
end

Ugol_dobytiy_in_time(i_sKomb) =
Ugol_dobytiy(i_sKomb)/T_strugki(i_sKomb);
end

Ugol_dobytiy_in_time_min = Ugol_dobytiy_in_time.*60;
p=plot (V_const_kombayn, Ugol_dobytiy_in_time_min);
p(1).LineWidth = 1;

text_titul = 'Производительность комбайна за рабочий
ход при расстоянии до вент. сбойки =';
s = num2str(Ugol_Max_Dopustimoe, ' % 7.0f т');
text_titul = strcat (text_titul, s);
title(text_titul);
xlabel('Скорость комбайна (м/мин)', 'FontSize',12)
%ylim([0 14])
ylabel('Производительность (т/мин)', 'FontSize',12)
xlim([3 14])
ax = gca; % current axes
ax.FontSize = 12;
grid on
pause
nu = length(V_const_kombayn);

```

```

for iu=1:nu
    Ugol_dobytiy_in_time_On_Lents(iu,i_U_Dopusk) =
Ugol_dobytiy_in_time(iu);
end

end

mesh(V_const_kombayn, T_Polog_2, Ugol_srebok_out_V);
title('Объем угля на скребковом конвейере');
pause
mesh(V_const_kombayn, T_Polog_2, Ugol_Peregruz_out_V);
title('Объем угля на перегрузе');
pause
mesh(V_const_kombayn, T_Polog_2, Ugol_Lenta_out_V);
title('Объем угля на ленточном конвейере');
pause
mesh(V_const_kombayn, T_Polog_2, Ugol_All_out_V);
title('Общий объем угля на участке');

mesh(Ugol_dobytiy_in_time_On_Lents);

```

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

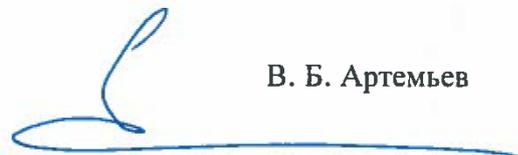


РОССИЯ, 115054, МОСКВА
УЛ. ДУБИНИНСКАЯ, ДОМ 53, СТР. 7
ТЕЛ.: (495) 795-2538, ФАКС (495) 795-2542
E-MAIL: OFFICE@SUEK.RU

WWW.SUEK.RU

Настоящим подтверждаем, что результаты диссертационного исследования Копылова К. Н. на тему: «Обоснование и разработка метода оптимального управления технологическими процессами отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированного забоя» реализованы в «Технической политике АО «СУЭК» в области организации управления комплексным механизированным забоем».

Заместитель Генерального директора
Директор по производственным операциям,
доктор техн. наук



В. Б. Артемьев