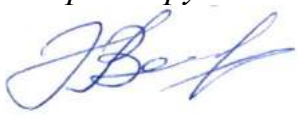
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Южно-Российский государственный политехнический университет
(Новочеркасский политехнический институт)»
имени М.И. Платова

на правах рукописи



ВОРОНОВА Элеонора Юрьевна

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ АГРЕГАТИРОВАННЫХ ПРОХОДЧЕСКИХ СИСТЕМ ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Специальность 05.05.06 – Горные машины

Диссертация
на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант
доктор технических наук, профессор
Хазанович Г.Ш.

Новочеркасск – 2015

СОДЕРЖАНИЕ

стр.

ВВЕДЕНИЕ …… 6

ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ…… 21

1.1 Современное состояние проблем и тенденции развития средств механизации горнопроходческих работ ……..…..... 21

1.2 Существующие методы синтеза технических систем и анализ возможности их использования для агрегатированного оборудования ……29

1.3 Анализ возможности применения известных классификационных систем горнопроходческих машин для АПС..... 34

1.4 Анализ работ по разработке математических и имитационных моделей и моделированию функционирования горнопроходческих систем…… 43

1.5 Оценка эффективности горнопроходческих машин: анализ существующих критериев эффективности и возможностей их применения для АПС…….…… 50

1.6 Цель и задачи исследований……59

ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА ПРИНЦИПОВ СИСТЕМАТИЗАЦИИ АПС 62

2.1 Системный подход к структурообразованию средств комплексной механизации горнопроходческих работ…… 62

2.2 Сопоставительный анализ структур средств механизации очистных и подготовительных работ…… 64

2.3 Разработка структурно-функциональной систематизации и обобщенной структуры АПС……68

2.4 Соответствие предложенных принципов структурообразования существующим АПС…… 85

Выводы…… 87

ГЛАВА 3 ВЫБОР КРИТЕРИЯ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ АПС. РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ АПС…….. 89

3.1 Требования к модели функционирования. Выбор методов моделирования. ……89

3.2 Формализация объекта моделирования. Выбор критерия оценки эффективности АПС…….97

3.3 Разработка общей структуры имитационно-статистической модели функционирования АПС с учетом стохастического характера внешних и внутренних воздействий …… 128

3.4 Моделирование пооперационной производительности и трудоемкости ФЭ АПС…… 146

3.5 Программная реализация модели функционирования АПС…….**.....** 149

3.6 Оценка адекватности модели функционирования АПС на основе данных производственных наблюдений…….. 152

Выводы……..156

ГЛАВА 4 ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ АПС. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ АПС……158

4. Имитационное моделирование работы различных вариантов проходческих систем …… 158

4. Исследование зависимости эффективности АПС от влияющих факторов ……168

Выводы……..185

ГЛАВА 5 СТРУКТУРНЫЙ СИНТЕЗ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ АПС И ЕГО РЕАЛИЗАЦИЯ …… 188

5.1 Список требований для технического решения АПС …… 188

5.2 Разработка порядка процедур структурного синтеза вариантов АПС …… 191

5.3 Примеры синтеза структур АПС ……207

5.4 Конструктивная реализация и прогнозная оценка синтезированной структуры АПС 215
Выводы..... 221
ГЛАВА 6 МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФОРМИРОВАНИЯ ГРУЗОПОТОКА КЛИНОВЫМ ТЯГОВО-ТРАНСПОРТИРУЮЩИМ ОРГАНОМ, РАБОТАЮЩИМ ПОД ЗАВАЛОМ ГОРНОЙ МАССЫ В СОСТАВЕ КОМПЛЕКСА ПКВН..... 223
6.1 Обобщение результатов исследований рабочих процессов клинового тягово-транспортирующего органа 224
6.2 Математические модели формирования производительности клинового ТТО 236
6.3 Алгоритм и результаты математического моделирования формирования грузопотока клиновым ТТО 262
6.4 Создание экспериментальной модели базового погрузочно-транспортного модуля ПКВН. Экспериментальные исследования грузопотока клинового ТТО 270
Выводы..... 283
ГЛАВА 7 ПРИНЦИПЫ ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО СИНТЕЗА АПС И ИХ РЕАЛИЗАЦИЯ НА ПРИМЕРЕ..... 284
7.1 Общая постановка задачи параметрического синтеза АПС..... 284
7.2 Параметрический синтез АПС на примере агрегатированного взрывонавалочного комплекса ПКВН 302
Выводы..... 322
ЗАКЛЮЧЕНИЕ 324
СПИСОК УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ..... 328
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ..... 336
ПРИЛОЖЕНИЯ..... 356
Приложение 1. Результаты производственных наблюдений за работой горнопроходческой техники..... 357

Приложение 2. Журналы наблюдений за горнопроходческим оборудованием…… 371

Приложение 3. Описание работы и листинг программы имитационно-статистического моделирования «Определение показателей и эффективности агрегатированной проходческой системы с учетом вероятностного характера функционирования»…….. 408

Приложение 4. Статистические данные о проведении подготовительных выработок……431

Приложение 5. Листинг программы «ГРУЗОПОТОК»…….. 444

Приложение 6. Документы по внедрению результатов диссертационных исследований……451

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Энергетическая стратегия России на период до 2030 года предусматривает увеличение добычи угля до 470 млн. тонн в год и повышение его роли в топливно-энергетическом балансе страны.

Важнейшими принципами, на которых базируется в числе главных стратегических ориентиров достижение энергетической безопасности страны, являются, в частности, «… максимально возможное использование конкурентоспособного отечественного оборудования во всех технологических процессах…» и «…коренное техническое перевооружение угледобывающего производства (включая … обеспечение развития технологии подземной угледобычи с преимущественным использованием … проходческого оборудования нового технического уровня)».

В соответствии с «Концепцией развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г.», разработанной ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, ОАО «ЦНИИподземмаш» и Управлением угольной промышленности Федерального агентства по энергетике, технический уровень оборудования для механизации основных технологических процессов при выемке угля и проведении горных выработок является «важнейшим фактором, определяющим повышение эффективности и рентабельности добычи угля». В Концепции… отмечается, что в системе горных работ шахт наименьшей эффективностью характеризуются горно-подготовительные работы, их технологическая база, в том числе отечественная проходческая, бурильная и погрузочная техника, морально и физически устарели. Создание новых машин долгое время было ориентировано лишь на дальнейшую модернизацию уже имеющихся конструкций без существенных качественных изменений. При их проектировании в недостаточной мере использовались принципы системного подхода. В итоге существующий уровень отечественной техники не обеспечивает требуемых темпов проходки, показателей производительности и надежности оборудования.

Основной причиной сложившейся ситуации является «отсутствие новых

крупных технических и технологических решений, сопоставимых по своей эффективности с комплексной механизацией очистных работ на пластах пологого падения».

В настоящее время в России для проведения горных выработок применяют два способа – комбайновый и буровзрывной, при этом более 70 % подготовительных выработок составляют горизонтальные и слабонаклонные. Поэтому объектом исследования в данной работе являются горнопроходческие системы для проведения горизонтальных и слабонаклонных выработок буровзрывным и комбайновым способами.

Совокупность возможных способов улучшения показателей горнопроходческих работ (ГПР) для многооперационного процесса проведения выработок сводится к исключению, увеличению выхода и совмещению операций. Увеличение выхода операций основывается на совершенствовании рабочих процессов и параметров машин, однако это не всегда приводит к существенному увеличению показателей проходки в целом. Наибольший эффект оптимизации технических решений ГПР может быть получен при использовании принципов совмещения операций в различных формах, реализация которых ведет к созданию проходческих комплексов и агрегатов.

По оценкам специалистов, полученным на основе анализа мировой практики создания и развития очистного и проходческого оборудования, одним из наиболее перспективных путей развития проходческих работ является применение агрегатированных проходческих систем (комплексов), основанных на кинематическом и конструктивном объединении всего забойного оборудования, и механизирующих комплекс работ по проведению горной выработки. Это позволяет частично или полностью совместить операции проходческого цикла, снизив или устранив цикличность процесса, и в итоге существенно повысить темпы проходки.

На протяжении почти полувекового периода было создано и успешно эксплуатировалось значительное количество различных проходческих систем с использованием метода агрегатирования как в странах СНГ (комплексы «Сибирь»,

«Кузбасс», «КПА» (Украина), «АПК-2» (Казахстан)), так и в Англии, Японии, США, Швеции и других, например, комбайны типа «Болтер Майнер», которые, по сути, являются полными агрегатированными комбайновыми комплексами. Многие технические решения существуют в виде авторских свидетельств, патентов или экспериментальных образцов.

Разработке и совершенствованию горнопроходческого оборудования посвящены работы Аксенова В.В., Бунина В. И., Водяника Г.М., Габова В.В., Горбунова В.Ф., Григоренко Ю.Д., Дмитрака Ю.А., Евневича А.В., Жабина А.Б., Кальницкого Я.Б., Кантовича Л.И., Крапивина М.Г., Линника Ю.Н., Ляшенко Ю.М., Малевича Н.А., Малиованова Д.И., Мерзлякова В.Г., Михайлова В.Г., Нильвы Э.Э., Носенко С.И., Носенко А.С., Першина В.В., Родионова Г.В., Скоморохова В.М., Солода В.И., Солода Г.И., Сысоева Н.И., Топчиева А.В., Хазановича Г.Ш., Хазановича В.Г., Хорешка А.А., Эллера А.Ф. и многих других.

Анализ работ в области создания буровзрывных и комбайновых агрегатированных проходческих систем (АПС) показал, что до настоящего времени они не рассматривались как единый класс оборудования, а также позволил выявить недостатки существующей научно-методической базы и сделать вывод о том, что для проектирования эффективных АПС, позволящих поднять показатели проходки на новый качественный уровень, необходима разработка теоретически обоснованных процедур их синтеза, базирующихся на научной методологии исследования операций с использованием элементов системного анализа.

Таким образом, научно-техническая проблема создания конкурентоспособного горнопроходческого оборудования нового технического уровня обусловливает актуальность разработки принципов систематизации, функционирования, синтеза и оценки эффективности агрегатированных проходческих систем.

Степень научной разработанности темы исследования. Вопросами разработки агрегатированных проходческих систем занимались ученые КузНИИшахтострой, ННЦ ГП–ИГД им. А.А. Скочинского, Института угля и углехимии СО АН РФ, ЦНИИподземмаш, ЮРГПУ(НПИ) и др. В результате выполненных ими исследований были предложены отдельные методы синтеза тех-

нических решений АПС, классификационные системы, критерии оценки эффективности АПС, подходы к моделированию функционирования АПС.

Однако разработанные к настоящему времени элементы научно-методической базы по созданию АПС разрозненны и предназначены для решения локальных задач. Общие методы систематизации и разработки оборудования класса АПС в настоящее время отсутствуют; не разработаны критерии и методики оценки эффективности проходческих систем, учитывающие особенности агрегатированных структур и функционирования АПС в конкретных условиях эксплуатации при выполнении забойных и внезабойных операций, случайный характер внешних и внутренних воздействий; отсутствуют методики структурного и параметрического синтеза рациональных вариантов технических решений АПС для заданных условий.

В связи с этим исследования, направленные на формирование научных основ разработки АПС, остаются по-прежнему актуальными.

Диссертационная работа выполнена в рамках научного направления ФГБОУ ВО ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова «Теория и принципы создания робототехнических и мехатронных систем и комплексов», утвержденного Ученым советом ФГБОУ ВО ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова 28.09.2011 г.; НИР ФГБОУ ВО ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова по теме П-3-889 «Технология и комплексная механизация процессов горного производства», а также в соответствии с соглашением с Минобрнауки РФ №14.B37.21.2103 от 14.11.2012 о предоставлении гранта в форме субсидии на проведение научных исследований в рамках федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009-2013 гг. по теме «Разработка высокоэффективного горнопроходческого оборудования нового технического уровня».

Цель работы. Формирование научных основ разработки агрегатированных проходческих систем, включающих принципы систематизации, описания функционирования, оценки эксплуатационных показателей, структурного и параметрического синтеза, обеспечивающих повышение эффективности проведения выработок за счет использования проходческого оборудования нового конструктив-

но-технологического исполнения.

Идея работы заключается в установлении и обобщении закономерностей функционирования буровзрывных и комбайновых АПС, которые позволят рассматривать их как единый класс структур, синтезировать системы, обеспечивающие получение требуемых показателей в заданных условиях эксплуатации, и оценивать эффективность их функционирования с учетом вероятностного характера влияющих факторов.

Научные задачи. Для достижения поставленной цели в диссертации необходимо:

- сформировать структурно-функциональную систематизацию АПС путем уточнения совокупности классификационных признаков и построения обобщенной структуры агрегатированных проходческих систем на основе анализа агрегатированных конструкций;

- разработать адекватные реальному процессу модели функционирования проходческих систем, в том числе агрегатированных, с учетом вероятностного влияния внешних и внутренних воздействий;

- разработать критерий оценки эффективности проходческих систем, учитывающий особенности агрегатированного оборудования, для выбора вариантов, наиболее эффективных в конкретных условиях эксплуатации;

- выполнить моделирование и исследовать зависимость эффективности функционирования проходческих систем от влияющих факторов;

- разработать порядок формирования эффективных вариантов структур АПС (порядок структурного синтеза) с учетом сочетаемости структурных элементов, включающий оценку эффективности вариантов АПС в заданных условиях эксплуатации при выполнении требуемого объема работ и стохастическом характере внешних и внутренних воздействий и выбор вариантов АПС, имеющих наилучшие показатели и отвечающих требуемым критериям;

- разработать общие методические принципы и процедуры параметрического синтеза, учитывающие особенности АПС как многофункциональных систем и реализовать их на примере перспективного

варианта агрегатированной системы с проведением необходимых исследований рабочих процессов.

Методы исследований. В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ научно-исследовательских работ и патентный поиск технических решений по рассматриваемой проблеме; основы методологии системного подхода при постановке проблемы, обосновании целей, критериев оценки, системы ограничений и поиске альтернативных вариантов решений; современные методы структурного и параметрического синтеза технических объектов; математическое и имитационно-статистическое моделирование рабочих процессов, формирования производительности и трудоемкости проходческих операций; вероятностные методы оценки эффективности технических решений; основные положения механики сыпучей среды при установлении закономерностей распределения напряжений в штабеле горной массы; статистические методы планирования и обработки результатов физических и вычислительных экспериментов; 3D-моделирование с использованием системы Autodesk Inventor.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Агрегатированные структуры буровзрывных и комбайновых проходческих систем имеют единые правила построения, описываемые структурно-функциональной систематизацией, отличающейся новой совокупностью классификационных признаков, достаточных для идентификации и формального описания существующих технических решений и синтеза новых вариантов АПС.

2. Процесс функционирования буровзрывных и комбайновых проходческих систем, в том числе агрегатированных, описывается имитационно-статистической моделью, которая учитывает вероятностный характер формирования производительности и трудоемкости забойных и внезабойных операций при проведении заданной совокупности горных выработок и позволяет устанавливать значения показателей эффективности АПС с различными структурами в конкретных условиях эксплуатации.

3. В качестве технико-технологической оценки эффективности конструкций проходческих систем целесообразно использовать коэффициент эффективности, объединяющий основные показатели работы систем, определяемые в относительной форме с учетом вероятностного влияния внешних и внутренних факторов.

4. Влияние структурно-компоновочных и технико-технологических факторов на эффективность функционирования, в частности, повышение эксплуатационной производительности АПС и снижение удельной трудоемкости проходческих работ, обусловлено конструктивными особенностями, приобретаемыми проходческими системами при агрегатировании и приводящими к снижению степени цикличности технологии проходки и уменьшению количества однотипных элементов.

5. Для достижения высоких показателей эффективности проходческих систем их разработка должна осуществляться в соответствии с порядком процедур структурного синтеза конструктивных и схемных технических решений во взаимосвязи с горнотехническими условиями, основанным на принципах системного подхода и методе агрегатирования, включающим: выбор возможных вариантов технических решений, обеспечивающих требуемые показатели в заданных условиях эксплуатации; оценку эффективности выбранных вариантов на основе результатов имитационного моделирования их работы; выбор оптимального варианта.

6. Техническая производительность погрузочно-транспортного модуля с клиновым тягово-транспортирующим органом в составе проходческого взрывонавалочного комплекса определяется величиной объема груза на выходе ячеек по номерам циклов проталкивания в функции давления груза на опорную поверхность клинового тягово-транспортирующего органа.

7. Параметрическая оптимизация АПС с известной структурой реализуется как итерационный процесс с предварительной разработкой конструктивно-технологической схемы кинематического взаимодействия элементов, обоснованием целевой функции и системы ограничений для каждого элемента и АПС в целом, последовательным уточнением параметров функциональных элементов.

Новизна работы состоит в том, что:

- разработана обобщенная структурно-функциональная систематизация АПС для буровзрывного и комбайнового способов проведения выработок, базирующаяся на принципах системного подхода, отражающая единые правила построения структур АПС, отличающаяся новой совокупностью классификационных признаков, учитывающих особенности компоновки и функционирования агрегатированных структур буровзрывных и комбайновых проходческих систем, и являющаяся основой структурного синтеза новых технических решений;

- разработанная имитационно-статистическая модель функционирования буровзрывных и комбайновых проходческих систем, в том числе агрегатированных, учитывает чередование и продолжительность их структурных состояний в период проведения заданной совокупности горных выработок, включая выполнение забойных и внезабойных операций, вероятностный характер формирования трудоемкости забойных и внезабойных операций, характеристики проводимых выработок, позволяет моделировать функционирование проходческих систем как стохастический процесс и определять влияние внешних и внутренних факторов на показатели эффективности АПС;

- предложенный критерий эффективности проходческих систем позволяет производить сравнительную оценку эффективности их функционирования с учетом вероятностного характера влияющих факторов, степени достижения требуемых показателей и принимать решение о выборе наиболее рациональной системы для заданного объема горнопроходческих работ;

- установлены зависимости производительности АПС и удельной трудоемкости работ при проведении совокупности выработок от структурно-компоновочных и технико-технологических факторов, позволившие наметить пути повышения эффективности и разработать рекомендации по синтезу новых АПС;

- разработанный порядок процедур структурного синтеза технических решений АПС, включающий выбор и оценку эффективности альтернативных вариантов агрегатированных структур буровзрывных и комбайновых проходческих систем, учитывающий условия сочетаемости структурных элементов в составе

одного технического решения, позволяет по требованиям технического задания разрабатывать перспективные варианты, наиболее эффективные в конкретных условиях эксплуатации;

- разработана агрегатированная проходческая система, предназначенная для механизации основных операций при буровзрывном способе проведения выработок с применением взрывонавалки горной массы на погрузочно-транспортный модуль оригинального принципа действия, не имеющего аналогов в мировой практике, позволяющая осуществить погрузочно-транспортные операции при отсутствии людей в призабойной зоне;

- отличительная особенность процессов формирования грузопотока клинового тягово-транспортирующего органа проходческого взрывонавалочного комплекса, и описывающих их математических моделей, состоит в том, что при использовании системы наклонных бортов для обеспечения подачи горной массы к транспортирующему органу, объем груза на выходе из ячейки определяется давлением груза на опорную поверхность клинового конвейера, которое в свою очередь зависит от физико-механических свойств транспортируемого материала и расположения груза в бункере и определяется с учетом статических закономерностей распределения напряжений сыпучей среды внутри бункера и на его границах;

- процедуры двухэтапной параметрической оптимизации агрегатированных проходческих комплексов отличаются тем, что на первом этапе итерационного процесса на основе разрабатываемой схемы кинематического взаимодействия элементов АПС определяются базовые конструктивные и технологические ограничения, энерговооруженность комплекса и его отдельных подсистем, на втором – обосновывается и формализуется целевая функция элементов АПС, совокупность геометрических, кинематических, силовых и энергетических ограничений, математические модели формирования производительности, нагрузок, энергозатрат и алгоритм поиска оптимальных параметров.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются применением современных апробированных методов

исследования операций, структурного и параметрического синтеза новых технических решений; статистическим планированием и обработкой результатов вычислительных и физических экспериментов, выполненных с использованием современных компьютеров и программных продуктов; корректностью принятых допущений; исследованием рабочих процессов на действующей экспериментальной установке; оценкой адекватности результатов вычислительных и физических экспериментальных исследований реальным процессам. Расхождение между результатами имитационно-статистического моделирования и данными производственных наблюдений составляет не более 14%; расхождение между результатами расчетов и данными физических экспериментальных исследований составляет не более 15%, что удовлетворяет данному типу исследований; относительная ошибка в определении средних значений при проведении всех видов экспериментов не превышает 10% при доверительной вероятности 0,9, что является достаточным для инженерных расчетов.

Научное значение работы состоит в следующем:

- разработан общий подход к вопросу структурообразования агрегатированных буровзрывных и комбайновых проходческих систем, который позволил рассматривать их как отдельный класс горнопроходческого оборудования, развить и обобщить принципы их структурной и функциональной систематизации, сформировать новую совокупность классификационных признаков, правила построения структур и основные положения теории функционирования, являющиеся базой при постановке задач, математическом и программном обеспечении процедур синтеза АПС;

- формирование значений производительности и удельной трудоемкости при функционировании проходческих систем описано как стохастический процесс с учетом структурных особенностей агрегатированного оборудования, возможных структурных состояний в период выполнения заданной совокупности объемов горнопроходческих работ, включая забойные и внезабойные операции;

- установлены зависимости показателей эффективности проходческих систем от классификационных признаков, характеристик элементов и условий экс-

плуатации;

- разработано математическое описание формирования грузопотока и производительности клинового тягово-транспортирующего органа погрузочно-транспортного модуля, входящего в состав проходческого взрывонавалочного комплекса;

- разработаны общие методологические принципы и подходы к выбору оптимальных параметров АПС, обеспечивающие создание таких систем с наивысшей конечной эффективностью – максимальной производительностью, минимальной энергоемкостью или стоимостью.

Научные положения, разработанные в диссертации, способствуют созданию и совершенствованию эффективных методов проектирования проходческих систем нового технического уровня с различными типами внутрисистемных связей.

Практическое значение работы заключается в том, что разработанная методическая база структурно-параметрического синтеза и программное обеспечение процедур моделирования и оценки эффективности функционирования АПС позволили разработать новые технические решения, защищенные патентами и, в частности, синтезировать структуру, разработать конструкцию и технологию применения оригинальной агрегатированной проходческой системы, совмещающей во времени ряд операций проходческого цикла и работающей с использованием взрывонавалочной технологии без постоянного присутствия в призабойной зоне. Разработанные принципы и методическое обеспечение выбора параметров АПС конкретизированы применительно к проходческому взрывонавалочному комплексу, в частности, в виде разработанного алгоритма и программного обеспечения моделирования рабочих процессов погрузочно-транспортной части и выбора ее оптимальных параметров в зависимости от расположения горной массы в бункере и давления на опорную поверхность клинового конвейера. Методическое обеспечение использовано при проектировании действующей экспериментальной модели проходческого взрывонавалочного комплекса, обеспечивающего по прогнозным данным повышение производительности труда при проведении выработок по крепким породам буровзрывным способом в 2-2,5 раза по сравнению с

традиционными комплектами горнопроходческого оборудования.

Реализация результатов работы. Результаты диссертационной работы – конструкция и технология применения проходческого взрывонавалочного комплекса ПКВН для проведения горизонтальных и слабонаклонных горных выработок по крепким породам, действующая экспериментальная модель базового погрузочно-транспортного модуля ПКВН с комплектом конструкторской документации, программа и методика экспериментальных исследований приняты к использованию ОАО «Ростовшахтострой» для предпроектной проработки конструкции, разработки технического задания на аванпроект и проведения дальнейших исследований по разработке опытного образца взрывонавалочного проходческого комплекса ПКВН, защищенного патентами РФ №2451791, №2451792, №2515759.

Методика оценки эффективности и выбора оптимального варианта проходческих систем на основе имитационно-статистического моделирования их работы с учетом вероятностного характера входных воздействий внедрена на предприятиях:

- ОАО «Копейский машиностроительный завод» – для использования метода агрегатирования при модернизации продукции завода, оснащении выпускаемой базовой техники навесным оборудованием и оценки эффективности ее функционирования;

- ООО «Шахтоуправление «Садкинское», ОАО «Шахтоуправление «Обуховская», шахта Алмазная ОАО «УК Алмазная» – для оценки эффективности функционирования проходческих систем в конкретных условиях эксплуатации при выборе средств механизации горнопроходческих работ.

Положения диссертации нашли отражение в исследованиях, проведенных по гранту Министерства образования РФ по теме: «Разработка высокоэффективного горнопроходческого оборудования нового технического уровня», государственный контракт №14.B37.21.2103 от 14.11.2012г. в рамках реализации ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России».

Результаты исследований рекомендуются к использованию конструкторским организациям и профильным заводам горного машиностроения при модернизации имеющихся и разработке новых образцов проходческой техники.

Результаты работы – принципы создания и систематизации АПС, имитационно-статистическая модель функционирования проходческих систем, методические аспекты оптимизации рабочих процессов и параметров АПС – использованы в учебном процессе в виде разделов учебных курсов «Буровзрывные и комбайновые проходческие системы», «Горные машины и оборудование», «Основы проектирования» и «Компьютерное моделирование технологических машин» для студентов специальности 130400 «Горное дело», и компьютерных программ, подтвержденных свидетельствами о государственной регистрации программ для ЭВМ и используемых в лабораторных практикумах, в курсовом и дипломном проектировании.

Апробация работы. Основные положения и результаты работы доложены и получили одобрение на симпозиумах «Неделя Горняка – 2009, 2010, 2011, 2012, 2013, 2014, 2015» (МГИ МИСиС (МГГУ), г. Москва); на международном научно-практическом семинаре «Перспективные технологии добычи и использования углей Донбасса» (г. Новочеркасск, 2009 г.); на III международном симпозиуме «Energy mining 2010» (Сербия, 2010 г.); на международной научно-практической конференции «Актуальные вопросы в научной работе и образовательной деятельности» (г. Тамбов, 2013); на заседании научно-технического совета ОАО «Копейский машиностроительный завод» (г. Копейск, 2014 г.); на международной научно-технической конференции «Чтения памяти В.Р. Кубачека. Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности» (УГГУ, г. Екатеринбург, 2014 г.); на 54 региональной научно-практической конференции «Механизация, автоматизация и электрификация горного и строительного производств, сервис технологических машин и оборудования» (ШИ(ф) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, 2006 г.); на международной и всероссийской

научно-практической конференции «Перспективы развития Восточного Донбасса» (ШИ(ф) ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, 2007, 2009, 2010, 2011, 2013, 2014 гг.).

Личный вклад соискателя состоит в непосредственном участии во всех этапах процесса исследования: в разработке структурно-функциональной систематизации АПС; в обосновании и разработке математических моделей формирования производительности и трудоемкости проведения совокупности горных выработок; в разработке имитационно-статистической модели функционирования буровзрывных и комбайновых проходческих систем и ее программного обеспечения; в разработке нового коэффициента эффективности проходческих систем; в проведении статистических испытаний, обработке результатов и установлении зависимости показателей эффективности АПС от влияющих факторов; в разработке порядка процедур структурного синтеза технических решений АПС; в проработке и модернизации конструкции проходческого взрывонавалочного комплекса и разработке технологии его применения; в разработке процедур параметрической оптимизации агрегатированных проходческих комплексов; в разработке проекта, осуществлении авторского контроля при изготовлении и испытании макета погрузочно-транспортного модуля проходческого взрывонавалочного комплекса и проведении на нем научных экспериментов; в обработке результатов экспериментальных исследований; научном обосновании и разработке математического описания формирования грузопотока клиновым тягово-транспортирующим органом при работе под завалом горной массы; в подготовке заявок на изобретения и публикаций по выполненной работе.

Публикации. По теме диссертации опубликована 41 печатная работа, в том числе 2 монографии в соавторстве, 5 патентов на изобретения, 2 свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ. В изданиях, рекомендованных ВАК РФ, опубликовано 15 работ.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, семи глав, и заключения, изложенных на 355 страницах машинописного текста, содержит 102 рисунка, 38 таблиц, список использованных источников из 169 наименований; приложения представлены на 113 страницах.

Автор выражает глубокую признательность научному консультанту, д-ру техн. наук, проф. Г.Ш. Хазановичу, а так же коллективу кафедры «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» ШИ(ф) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова за оказанную поддержку и методические советы на различных этапах исследований.

ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Современное состояние проблем и тенденции развития средств механизации горнопроходческих работ

В структуре технологических процессов горного предприятия горнопроходческие работы занимают особое место, т.к. обеспечивают подготовку фронта очистных работ. Вместе с тем, в общем объеме затрат по добыче полезных ископаемых, доля ГПР составляет по различным оценкам от 17 до 30% [1]. Роль ГПР особенно значительна в современных условиях отработки пластовых месторождений, когда в большинстве случаев работа шахты осуществляется по схеме "шахта-лава", поскольку от своевременной подготовки запасов к выемке напрямую зависит результативность деятельности всего горного предприятия. В течение последних десятилетий снижение объемов проходки выработок в целом по отрасли превышало снижение объемов угледобычи, что негативно сказывалось на работе угольной промышленности [2-4].

В [3], в качестве основной причины недостаточной эффективности горноподготовительных работ обозначено «отсутствие новых крупных технических и технологических решений, сопоставимых по своей эффективности с комплексной механизацией очистных работ на пластах пологого падения» [3].

Действительно, создание очистных комплексов, основанное на методе агрегатирования, стало прорывом в деле повышения эффективности добычных работ. «…Комплексная механизация, базирующаяся на конструктивном объединении всего забойного оборудования, позволила резко повысить производительность труда, значительно снизить себестоимость угля» [5] и увеличить нагрузку на лаву. Современные очистные комплексы дают нагрузку на лаву до 2–5 млн.т/год и более (в зависимости от мощности пласта), что требует высоких темпов проведения выработок. Для своевременной подготовки фронта очистных работ, когда подготовка выемочных столбов должна обеспечиваться с резервом времени не менее

двух месяцев, необходимые темпы проведения подготовительных выработок должны составлять 300–1000 м/мес [1]. Однако, средние темпы проведения выработок [1, 2] проходческими комбайнами на шахтах России не превышают в последние годы 140-160 м/мес., а буровзрывным способом – 50-70 м/мес. Минимальные и максимальные темпы для комбайнов – 50-500 м/мес., а для БВС – 30-200 м/мес [1].

Для проходки выработок применяются в основном два способа – буровзрывной и комбайновый. Для комбайновой проходки в РФ используются [2] комбайны (порядка 300 штук по отрасли) отечественного производства (ГПКС (40%), КП-21(21%)), а также комбайны производства Украины (КСП32 (13%), П110 (14%), КПД) и западных фирм (Joy, Dosko, IBS, AC–Eickhoff, Альпине Майнер). При этом за последнее десятилетие наблюдался рост числа импортных комбайнов: производства Украины – с 84 до 104, производства западных фирм – с 10 до 32 [2]. Однако скорость проходки импортными комбайнами составляет в среднем 100 м/мес, изменяясь на различных шахтах от 55 до 285 м/мес [2]. Помимо отсутствия должной организации труда и обслуживания оборудования, приводящих к значительному снижению показателей работы и возрастанию расходов на ремонт, относительно низкие темпы проходки с применением импортных комбайнов объясняются тем, что они не рассчитаны на эксплуатацию в тяжелых условиях российских шахт (значительный объем присечки крепких пород кровли, отсутствие высокопроизводительных перегружателей и возможности установки анкерной крепи) [2].

Для буровзрывной проходки используются погрузочные и буропогрузочные машины с нагребающими лапами (1ПНБ-2, 2ПНБ-2), с ковшовым исполнительным органом (1ППН-5, МПК-3), а также импортные машины (МПК1600, Eimco ED-10, EL-160, EL-356, Hazemag, L-513T, Unizenk), при этом отечественные машины составляют порядка 75% [2]. Доля наиболее прогрессивных машин МПК с боковой разгрузкой ковша составляет около 11%, а доля импортных машин – 14%. По данным [2, 3] более 75% парка машин 2ПНБ-2, 2ПНБ-2Б, МПНБ и МПК-3 имеют износ более 80%. До сих пор на балансе шахт находятся машины 1ППН-

5. Низкие показатели буровзрывной проходки выработок объясняются низким техническим уровнем и надежностью проходческого оборудования, которые не отвечают современным требованиям.

Среднее сечение выработок по шахтам составляет около 12,9 м^2, при этом средняя скорость проходки – 95 м/мес. В перспективе [2] усложнятся условия механизации горнопроходческих работ, увеличится глубины разработки, возрастет объем протяженных выработок, увеличатся сечения проводимых выработок и количество забоев с присечкой боковых пород крепостью до *f*=5-8 по шкале проф. М.М. Протодьяконова [2].

Анализ литературы и современного состояния в области технологии и механизации горнопроходческих работ позволил выявить основные недостатки, сложившихся к настоящему времени:

1) при создании горнопроходческой техники в недостаточной мере реализуется системный подход, направленный на достижение высокой итоговой эффективности; параметры и показатели отдельных операционных машин не взаимоувязаны, в итоге повышение производительности отдельных машин не позволяет получить сопоставимый результат на выходе системы (например, несоответствие высокой производительности разрушающего органа проходческого комбайна с возможностями его погрузочного органа и т.д.);

2) выпускаемая горнопроходческая техника не соответствует современным требованиям, уступает по техническому уровню зарубежным аналогам; особенно велико отставание в создании средств анкерного крепления; парк отечественных горнопроходческих машин морально и физически устарел, износ действующего парка достигает 70%;

3) необоснованный выбор параметров техники и технологии горно-подготовительных работ, необходимых для обеспечения максимальных или заданных темпов проходки в конкретных горно-геологических условиях;

4) недостаточная эффективность используемых технологических схем проведения подготовительных выработок, характеризующихся последовательным выполнением операций и высокой цикличностью процесса, что, как следствие,

приводит к снижению темпов и повышению себестоимости проходки;

5) высоки объемы ручного труда и удельная трудоемкость вспомогательных работ, достигающая при бурении шпуров и погрузке горной массы 70%; это характеризует недостаточную степень изученности рабочих процессов, что сдерживает разработку более эффективных средств для механизации этих операций;

6) низкая степень или полное отсутствие механизации операций крепления выработки, заряжания шпуров и ряда других технологических процессов; трудоемкость крепления занимает около 40% всех трудозатрат проходческого цикла;

7) высока трудоемкость доставки материалов в призабойную зону; нередко эта операция выполняется вручную по причине отсутствия специальных доставочных и такелажных средств;

8) недостаточный уровень надежности и ремонтопригодности машин, организации их ремонта и профилактического обслуживания, в результате чего много времени и средств расходуется на поддержание работоспособного состояния оборудования; до 20-25% времени цикла занимает ликвидация отказов; более 70% простоев происходит по причине неисправности оборудования [2].

В этом контексте возникает проблема создания технологического оборудования, способного решить задачу своевременного воспроизводства фронта очистных работ.

Проведение горной выработки – это многооперационный процесс. Известны три основных пути интенсификации многооперационных технологий – исключение операций, увеличение выхода каждой операции и совмещение операций в различных формах. Исключение операций из технологического процесса осуществимо крайне редко, так как при этом получение требуемого результата зачастую невозможно. Увеличение выхода каждой операции, применительно к процессу проведения выработки комплектом проходческого оборудования, заключается в совершенствовании отдельных операционных машин для улучшения показателей их работы. Однако, даже значительное повышение эффективности операционной машины, как правило, не приводит к существенному улучшению показателей проходки в целом. Поэтому наиболее перспективным представляется путь

совмещения технологических операций, который приводит к созданию комплексов оборудования.

Метод агрегатирования оборудования, заключающийся в объединении разнофункциональных элементов на единой базовой основе, начавший в первой половине XX века широко использоваться в станкостроении, довольно быстро стал находить успешное применение в транспортном и строительном машиностроении и других отраслях [5]. По оценкам специалистов, развитие техники для многооперационных технологий, интенсификация которых осуществляется путем совмещения операций в различных формах (временно́й (во времени), операторной (функций операторов), агрегатной (функций орудий труда)), неизбежно приходит к этапу агрегатирования машин [5, 6]. В горном деле наиболее наглядно эффективность агрегатирования проявилась в создании комплексов для выемки полезного ископаемого (угля). Как упоминалось ранее, внедрение в практику очистных работ комплексов добычного оборудования (комбайновых и струговых), созданных на основе метода агрегатирования и работающих по поточной схеме (совмещение операций разрушения, погрузки и транспортировки угля, поддержания кровли), позволило резко повысить показатели выемки [5]. К настоящему времени в угольной промышленности не осталось шахт, ведущих добычу без комплексной механизации очистных забоев. Для горнопроходческих работ, также характеризующихся многооперационностью, совмещение (или, по возможности, исключение) операций является важнейшим технологическим принципом, приводящим к созданию агрегатированных проходческих систем (комплексов) как к необходимому этапу развития горнопроходческой техники.

Необходимость развития проходческих работ в направлении разработки и применения агрегатированных проходческих комплексов отмечается в работах [2, 5-15]. Разработками в этом направлении занимались КузНИИшахтострой, ННЦ ГП–ИГД им. А.А. Скочинского, Институт угля и углехимии СО АН РФ, ЮРГПУ(НПИ), ЦНИИподземмаш и многие другие.

Разработка горнопроходческой техники исторически основывалась на создании оборудования, механизирующего отдельные проходческие операции. Для

нормального функционирования организации-разработчики оборудовали свои машины органом перемещения. Это, очевидно, было вызвано необходимостью приближения и отвода их от забоя в соответствии с технологией [10]. Наличие механизма перемещения как общего структурного элемента привело к формулировке положения о возможности разработки многофункциональных машин, базирующихся на единой конструкции, орган перемещения которой объединяет аналогичные функции отдельных машин. Другими словами, обособленные перемещения функциональных машин трансформируются в технологические перемещения всей системы, что в общем случае приводит к сокращению непроизводительных потерь времени на маневровые операции и способствует повышению технико-экономических показателей [10, 16]. Таким образом, метод агрегатирования, использовавшийся в горном деле при разработке очистных комплексов, нашел свое применение и при создании проходческих систем.

В середине прошлого века появились бисистемы [17] – комбинированные машины, выполняющие две функции. Это практически все проходческие комбайны и буропогрузочные машины. Применение бисистем по сравнению с двумя индивидуальными машинами (например, буропогрузочной машины по сравнению с погрузочной и бурильной машинами) позволило: во-первых, сократить массу (бисистема весит меньше, чем две машины), габариты (бисистема занимает меньше места, чем две машины, что особенно актуально при разминовке и в выработках малых сечений), энергоемкость (бисистема потребляет энергии меньше, чем две машины) и стоимость оборудования (бисистема стоит дешевле, чем две машины); во-вторых, сократить время на маневровые операции по обмену машин в призабойной зоне. Проходческие комбайны, кроме перечисленного, позволяют совместить во времени и пространстве операции разрушения и уборки горной массы. Указанными преимуществами объясняется тот факт, что бисистемы и в настоящее время широко используются при проведении горных выработок.

На основе положительных результатов, полученных при внедрении бисистем в практику проходческих работ, многими исследователями был сделан логичный вывод: если объединение двух элементов в единую систему позволяет в

определенной степени повысить эффективность проходки, то объединение большего числа элементов может повысить эффективность в большей степени. Этот вывод послужил толчком к дальнейшему развитию АПС в направлении увеличения количества функциональных элементов (однотипных и разнотипных) в составе одной системы. В СССР, в 80-90-х годах XX века различными проектными организациями в содружестве с коллективами горных предприятий разработаны и успешно функционировали семейство комплексов «Сибирь», комплексы АПК-2 и КН-5Н «Кузбасс» [17]. За рубежом в этот период также шло развитие агрегатированных комплексов [17].

В развитии АПС, создаваемых в последние десятилетия, прослеживаются два основных направления.

Направление 1. Агрегатирование функциональных элементов на общей базе с целью сокращения маневровых операций и снижения массы, энергоемкости и стоимости проходческой системы (эта тенденция четко прослеживается с момента возникновения АПС).

Направление 2. Разработка агрегатированных конструкций, позволяющих, помимо целей первого направления, совмещать во времени (и в других формах) различные операции проходческого цикла, что приводит к снижению или исключению цикличности процесса проведения выработки. Это направление представляется более перспективным, т.к. реализует известные принципы интенсификации многооперационных технологий.

В первом направлении в настоящее время за рубежом развиваются, в основном, буропогрузочные машины, главным преимуществом которых является исключение операций обмена погрузочной и бурильной машин при буровзрывной проходке. Например, НКМЗ (Украина) выпускается буропогрузочная машина МБП-2 [18]. Конструкция машины позволяет осуществлять подъем питателя на высоту до 2 м и использовать его в качестве полка при креплении выработки.

НГМЗ (Украина) выпускается машина поддирочно-бурильная МПБ1200 [18], которая в отличии от принятой классической схемы почвоподдирочных машин известных фирм, выполнена с двумя стреловидными манипуляторами – один

телескопический с почвоподдирочным ковшом (или погрузочным ковшом с боковой разгрузкой), а второй с бурильной машиной.

Во втором направлении развитие зарубежных АПС идет по пути создания комбайновых комплексов. Например, различными фирмами (Sandvik, DBT и др.) выпускаются уже упоминавшиеся комбайновые комплексы типа Болтер Майнер [19], позволяющие реализовывать полностью поточную технологию проведения горизонтальных выработок сечением около 20 м^2 по устойчивым породам крепостью до f=6 по шкале проф. Протодьяконова без твердых включений и горно-геологических нарушений и обеспечивать в этих условиях подвигание забоя до 1000 метров в месяц и более. Аналогичную область применения имеет комбайновый комплекс КПА (Украина) [20].

Развитие агрегатирования оборудования в области комбайнов избирательного действия идет, в основном по первому направлению, в частности, путем оснащения их навесным оборудованием для бурения шпуров под анкеры и прицепными (или подвесными) перегружателями. Совмещение операций разрушения и крепления при этом, как правило, не происходит. Практически все комбайны данного вида имеют погрузочный орган непрерывного действия (за редким исключением, например, механогидравлические комбайны, использующие гидросмыв угля (типа КСП-22МГ)).

В России принципиально новых агрегатированных проходческих комплексов за последнюю четверть века в производство не внедрено. Подчиняясь общемировой тенденции, идет дооснащение существующих комбайнов избирательного действия дополнительным оборудованием (бурильные машины, перегружатели), например, по желанию заказчика комбайны производства Копейского машзавода (1ГПКС, КП21, КП200, КП200Т) могут быть укомплектованы мостовыми ленточными перегружателями, а комбайн 1ГПКС – двумя бурильными установками для бурения шпуров под анкеры, работающими от гидросистемы комбайна.

Работы в области создания горнопроходческих систем, в том числе агрегатированных, направлены в основном на решение частных задач, например, создание буровзрывных комплексов для наклонных выработок, в частности, комплек-

сов «Сибирь». Для этого вида оборудования авторами [5, 8-11] разработаны систематизация, структурные формулы, методика оценки структурного совершенства, алгоритм этапов разработки, типоразмерный ряд комплексов «Сибирь». В работах [5, 10, 11] предложены также основные положения проектирования, структурной систематизации средств механизации, формализации структурных схем буровзрывных проходческих комплексов и методы оценки параметров проходческого цикла. Эти подходы имеют свои недостатки, рассмотренные далее, и требуют дальнейшего развития.

Вместе с тем, к настоящему времени не разработаны эффективные методы анализа и синтеза рациональных вариантов агрегатированных структур на основе принципов системного подхода, оценивания эффективности компоновочных схем, охватывающие все оборудование рассматриваемого класса.

В настоящей работе используются следующие термины:

Агрегатированная проходческая система (АПС) - совокупность функциональных элементов, предназначенных для выполнения операций проходческого цикла, скомпонованных методом агрегатирования на едином базовом элементе и объединенных кинематическими или конструктивными связями.

Функциональный элемент – устройство, которое выполняет одну из операций проходческого цикла, например, бурильная машина, перегружатель и т.д.

Операции проходческого цикла – разрушение массива, бурение шпуров по забою или под анкеры, погрузка горной массы в средства транспорта, транспортировка горной массы из призабойной зоны, возведение постоянной крепи.

Базовый элемент – конструкция, предназначенная для перемещения связанных с нею функциональных элементов относительно проводимой выработки.

1.2 Существующие методы синтеза технических систем и анализ возможности их использования для агрегатированного оборудования

В технике под синтезом принято понимать проектную процедуру, в ходе которой осуществляется соединение различных элементов в единое целое, в резуль-

тате чего создается новая техническая система [21].

В современных условиях, при ограничениях на время проектирования, разработки и выпуска новых конструкций машин, связанных с периодом морального износа и конкуренцией между фирмами-производителями, только при использовании вычислительной техники и информационных технологий возможно выполнение всего комплекса проектных работ. Однако, как показал анализ (п.1.1), основная масса задач проектирования и методов расчета ПС дана в форме, неприемлемой для решения с помощью вычислительной техники [11], а общие методы синтеза рациональных вариантов агрегатированных структур ПС к настоящему времени не разработаны.

Поэтому необходимо проанализировать существующие подходы к синтезу технических систем с целью выбора аналитического метода, который позволит решить задачу создания агрегатированных вариантов ПС с учетом перспектив автоматизации их проектирования.

Следует отметить, что «большая часть работ по теории проектирования посвящена вопросам параметрического синтеза и геометрического моделирования технических систем» [21]. Структурному синтезу уделено существенно меньшее внимание, хотя в общем цикле проектных работ он имеет базовое значение, поскольку «именно структура … несет в себе основную информацию о функциональном назначении объекта и определяет его основные технические характеристики» [21]. Тем не менее, «структурное проектирование … адекватного формального описания не получило до настоящего времени» [21].

В силу широты спектра объектов, в отношении которых могут осуществляться процедуры синтеза и, соответственно, количества возможных классификационных признаков, существует множество классификаций задач синтеза. В [21] отмечается, что «современное состояние исследований в области автоматизированного синтеза не дает оснований для построения достаточно полной и непротиворечивой классификации его задач» [21]. Поэтому данная на рисунке 1.1 классификация не является окончательной [21] и рассматривается как один из вариантов классификации задач синтеза применительно к техническим объектам, поскольку

в технических науках понятие «синтез» делится на: синтез структуры, синтез параметров и синтез конструкции [22].

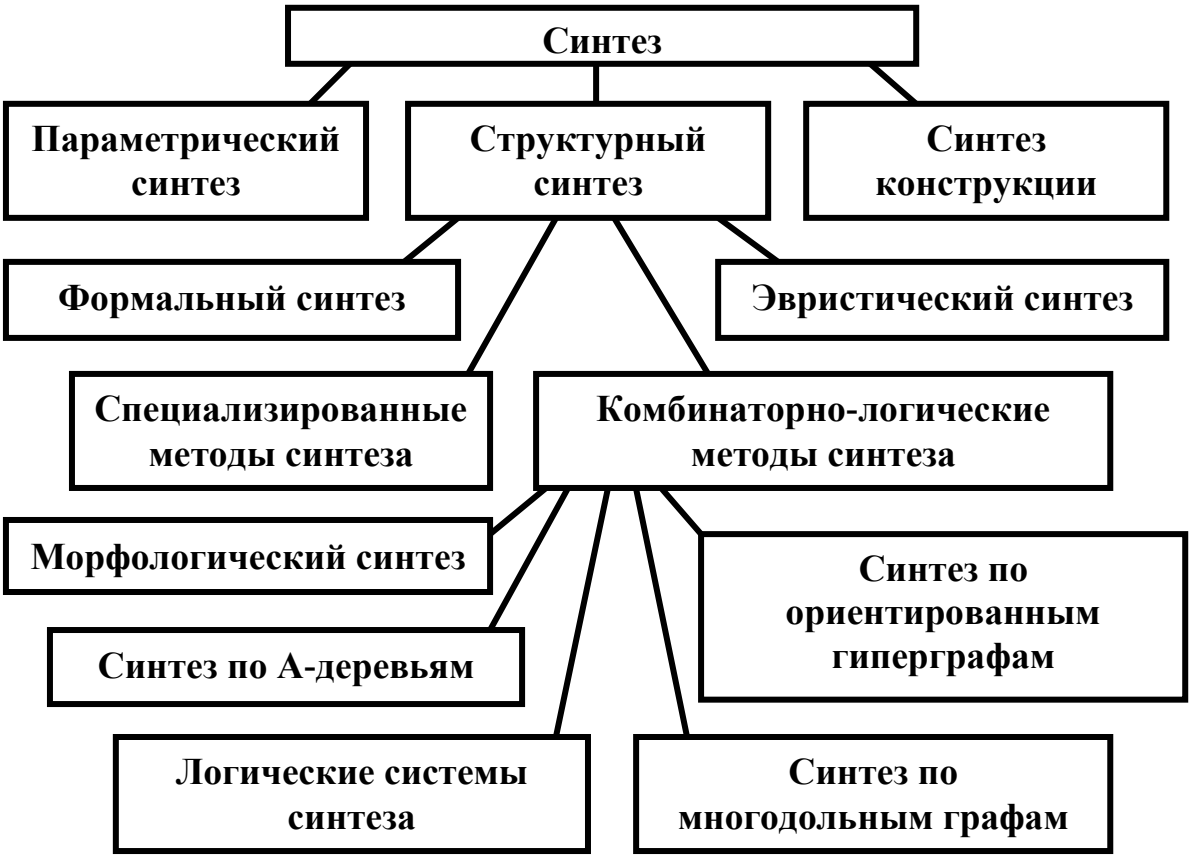


Рисунок 1.1 – Классификация задач синтеза и методов структурного синтеза

«Параметрический синтез заключается в определении значений параметров элементов при заданной структуре и условиях работоспособности» [21] технической системы, которые должны либо просто выполняться, либо выполняться наилучшим образом. «Если разработана математическая модель объекта, то по постановке и методам решения задача параметрического синтеза в первом случае сводится, а во втором случае является задачей оптимизации» [21].

Параметрическая оптимизация технического решения является составной частью общей процедуры структурно-параметрического синтеза, сложность которой применительно к АПС заключается в том, что они являются многофункциональными машинами, которые выполняют несколько операций и включают в себя

несколько исполнительных органов, характеризующихся различными принципами действия, физической природой взаимодействия со средой и сложными внутрисистемными связями. При оптимизации их параметров не исключена ситуация, в которой для отыскания оптимального решения, обеспечивающего достижение экстремума целевой функции АПС, потребуется поиск локальных решений по отдельным подсистемам, при этом каждая из них будет иметь свою целевую функцию. Поэтому параметрический синтез АПС является оригинальной задачей, для решения которой необходима разработка общих методических процедур выбора оптимальных параметров, учитывающих перечисленные особенности АПС.

Синтез конструкции заключается в проектировании геометрического облика разрабатываемого изделия. Методы решения этой достаточно сложной и трудноформализуемой задачи основаны на использовании графических пакетов прикладных программ [21]. Здесь следует отметить, что автоматизированное проектирование достигло наилучших результатов именно в задачах разработки чертежной документации и инженерных расчетах, в том числе при оптимизации параметров, а вот процедуры синтеза структур в теории автоматизированного проектирования являются одними из самых сложных и малоисследованных [22], особенно с точки зрения возможности формализации. Это объясняется с одной стороны тем, что «свойства синтезируемого объекта зависят от большого числа зачастую случайных, противоречивых, но не до конца исследованных факторов» [21], а с другой – тем, что «при решении задачи синтеза часто приходится выбирать вариант из множества очень большой конечной … мощности» [21].

Среди множества «подходов к решению задачи структурного синтеза наибольшее распространение … получили различные методы, принадлежащие к классу комбинаторно-логических. В основе этого подхода лежит хорошо организованный перебор в массиве решений, которые являются аналогами и прототипами» [21]. Основные допущения, имеющие место при использовании комбинаторно-логических методов, заключаются в следующем [21, 22].

1. Синтезируемый объект имеет структуру.

2. Синтезируемый объект принадлежит к классу (множество аналогов и

прототипов) объектов одного функционального назначения.

3. Множество аналогов и прототипов имеет достаточную мощность, обеспечивающую результативность поиска в нем новых сочетаний.

4. Элементы «объектов класса обладают хорошими «комбинаторными способностями», ... принципы действия объектов не различаются настолько, чтобы запретить объединение разных компонент в составе нового объекта» [21].

Очевидно, что в случае, когда синтезируемым объектом является агрегатированная проходческая система, перечисленные допущения являются корректными и комбинаторно-логические методы потенциально могут быть применены в качестве инструмента для структурного синтеза новых объектов класса АПС.

Под структурой объекта (технической системы, в том числе горнопроходческой), понимают совокупность элементов, входящих в его состав, и связей между этими элементами.

Структуру класса объектов с одинаковым функциональным назначением (в рассматриваемом случае это проведение горной выработки), принято называть обобщенной [23]. Элементы этого класса – агрегатированные проходческие системы – являются аналогами и прототипами синтезируемого объекта. Обобщенная структура является «комбинаторным пространством», в котором имеются разные сочетания элементов, представляющих собой структуры разрабатываемых АПС. Классификация комбинаторно-логических методов представлена на рисунке 1.1.

Методы комбинаторно-логического класса достаточно формальны и допускают компьютерную реализацию. Комбинаторное пространство должно содержать все возможные структурные решения. Поэтому для его формирования необходимо провести классификацию объектов, входящих в рассматриваемый класс. «Особенность такой классификации в том, что она является строгой в том смысле, что, задав все значения классификационных признаков, можно однозначно идентифицировать структуру» [24] системы.

Другими словами, для разработки обобщенной структуры объектов класса АПС необходимо составить классификацию, имеющую такой набор признаков,

который позволил бы идентифицировать и буровзрывные, и комбайновые агрегатированные проходческие системы, представляющие собой класс объектов, имеющих одинаковое функциональное назначение.

Здесь следует отметить, что «большинство известных подходов к решению задачи структурного синтеза не предлагают средств для описания запретов на сочетания структурных элементов» [24], что обуславливает актуальность учета дополнительной информации о правилах объединения элементов в составе одного решения.

Поэтому выбор конкретного метода для осуществления процедуры синтеза может быть сделан только после разработки классификации АПС и обобщенной структуры, поскольку в значительной степени зависит от ее вида.

1.3 Анализ возможности применения известных классификационных систем горнопроходческих машин для АПС

Как показано ранее, для разработки процедур синтеза агрегатированных проходческих систем необходимо составить классификацию, имеющую такой набор признаков, который позволил бы однозначно идентифицировать структуру системы, а также составить обобщенную структуру АПС.

Сначала проанализируем АПС с помощью существующих классификаций и систематизаций [25-27]. В случае их непригодности для систематизации АПС потребуется разработать новые классификационные признаки.

«Классификации по конструктивному или технологическому признаку … принося несомненную пользу в познавательном плане, не дают возможности наметить перспективные решения» [10]. Вместе с тем, опыт разработки технических систем и устройств для других областей [11, 28-31] показывает, что «наиболее общим классификационным признаком является функциональный. Он позволяет отвлечься от внутреннего содержания системы и охватить разнообразие в самом ее поведении. Функция характеризует взаимодействие системы со средой и может реализоваться в определенной структуре» [10]. Классификация по функци-

ональному признаку получила широкое применение в машиностроении и других отраслях [11, 23, 32, 33].

Структурная систематизация очистных и транспортных средств по функциональному признаку в горном деле была впервые осуществлена профессорами Солодом В. И. и Солодом Г. И. [34, 35]. На базе предложенных ими принципов структурообразования разработаны структурные формулы средств механизации проведения выработок [7, 10, 11, 13, 36], которые могут быть применены и к агрегатированным проходческим системам.

Обозначив проходческие машины, выполняющие определенные функции, соответствующими символами: О – отделение разрушаемого материала от массива (буровзрывным или механическим способом), У – уборка разрушенного материала из призабойной зоны, К – крепление образовавшихся обнажений, а так же присвоив кинематической связи (сочленение) знак “+“ и конструктивной связи (совмещение) знак “•“, можно для каждой агрегатированной системы составить формулу, структурно характеризующую схему механизации проведения горной выработки.

Кинематическая связь между машинами, входящими в состав одной технологической совокупности, представляет собой такую форму их взаимодействия, при которой перемещения одной машины вызывают перемещения другой. Кинематическая связь между машинами предполагает наличие объединенных частей или узлов (рам, гидросистем, приводов, ходовых механизмов и др.).

Конструктивная связь между машинами представляет собой такую форму их взаимодействия, при которой утрачивается их кинематическая самостоятельность и происходит объединение в общую конструкцию – единую многофункциональная машину, в которой их использование порознь уже невозможно. При конструктивной связи могут быть объединены исполнительные органы, поддерживающие конструкции и т.д.

С использованием принятых символов, описание классической схемы механизации, при наличии всех функциональных элементов, можно выполнить в виде

следующих общих формул:

- с кинематическими связями О+У+К;

- с конструктивными связями О•У•К.

В практике горнопроходческих работ существуют схемы механизации, не требующие выполнения некоторых технологических операций и, как следствие, не имеющие соответствующих функциональных элементов. Например, при проведении выработок на крутонаклонных пластах транспортировка горной массы происходит самотёком (гравитационный способ), поэтому погрузочная и транспортирующая машины в схеме механизации отсутствуют. Формулы, описывающие такую схему механизации, имеют вид: с кинематической связью – О+К; с конструктивной связью – О•К .

Получаемые формулы позволяют определять структуры схем механизации горнопроходческих работ (ГПР), в которых каждый функциональный элемент является структурным элементом базовой формулы. На ее основе, используя различные сочетания элементов и связей, вырождение элементов, можно составить множество структурных формул, что позволяет систематизировать как существующие, так и возможные схемы и средства механизации ГПР (таблица 1.1) [34, 35].

Таблица 1.1 – Структурообразование агрегатированных проходческих систем (по методике профессора В. И. Солода)

Принцип структурообразования	Сочленение		Совмещение		
	полное	с вырождением	частичное	полное	полное с вырождением
	О+У+К	О+У О+К У+К	О•У+К О•К+У О+К•У	О•У•К	О•У О•К У•К
Вид средств механизации	Комплексы		Полуагрегаты	Агрегаты	

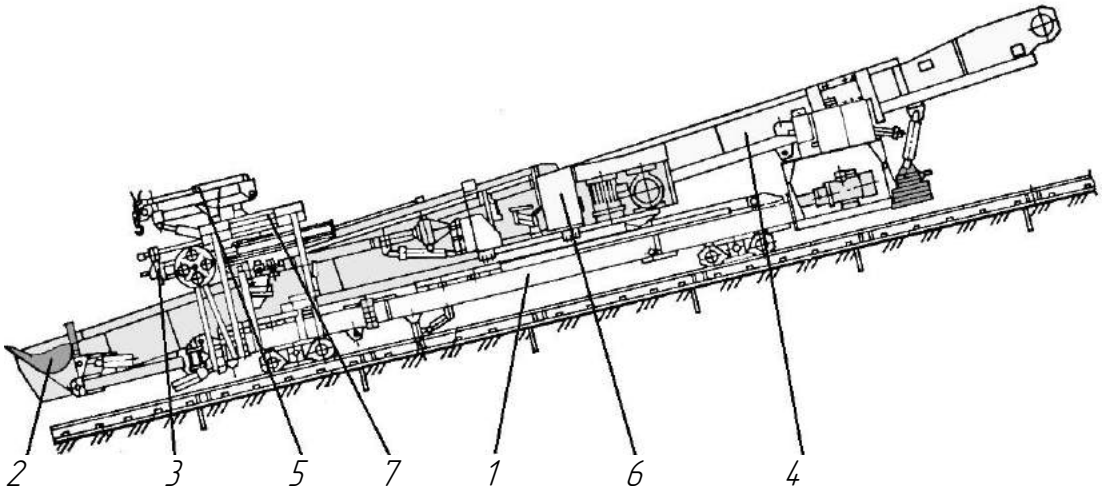
Вышеизложенные принципы структурообразования разработаны применительно к технологическому процессу выемки угля. В связи с этим необходимо отметить, что при выемке применяются следующие основные функциональные элементы: выемочная машина (очистной комбайн или струг), транспортирующая

машина (забойный конвейер) и механизированная крепь. При агрегатировании функциональных элементов в качестве базовой машины используется конвейер. В процессе проведения выработок складывается другая ситуация. В качестве базы можно использовать погрузочную машину, механизированную крепь, специальную опорную раму, монорельсовый полок и т. д., а отделение горной массы может производиться как механическим, так и буровзрывным способом.

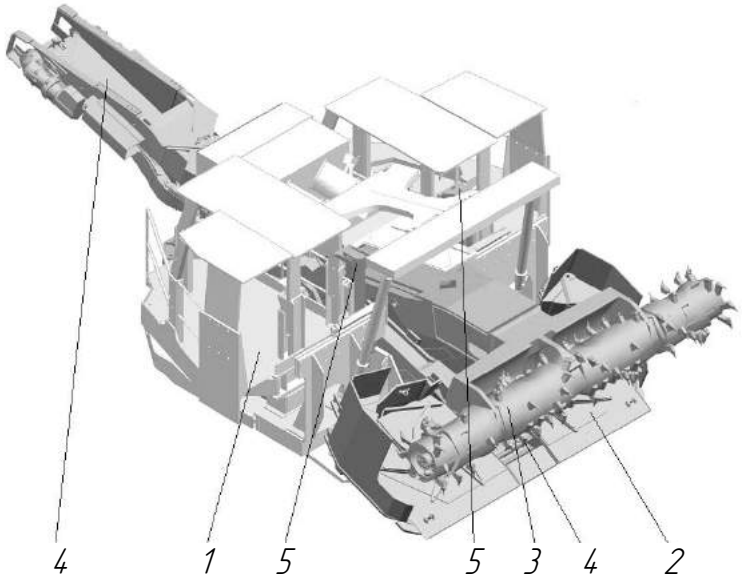
В этой ситуации, составленные по изложенной методике структурные формулы не дают возможности отразить конструктивные особенности АПС. Например, буровзрывной проходческий комплекс «Сибирь-2М» [37] и комбайновый проходческий комплекс типа Болтер Майнер [19] описываются одинаковыми структурными формулами О+У+К, следовательно, имеют связанные кинематической связью функциональные элементы по отделению, уборке горной массы и возведению крепи, но существенно отличаются по конструктивному исполнению и по способу разрушения забоя. В частности, «Сибирь-2М» (рисунок 1.2, а) при проведении выработки разрушает массив буровзрывным способом. В состав комплекса входит базовая опорная рама 1 с колесно-рельсовым механизмом перемещения. На раме 1 расположены два ковшовых погрузочных органа 2, две бурильные машины 3 с манипуляторами, конвейер 4 и крепеустановщик 5 для установки рамной крепи. Ходовые каретки 6 перемещают относительно рамы 1 бурильное оборудование, а ходовая каретка 7– крепеустановщик. «Болтер Майнер» (рисунок 1.2, б) разрушает массив механическим способом и представляет собой опорную конструкцию 1 на гусеничном ходу, несущую погрузочный орган 2 непрерывного действия, стрелу с барабанным исполнительным органом 3, конвейер 4 и шесть комплектов бурильного оборудования 5 для бурения шпуров и установки анкерной крепи.

Рассмотрим более простой пример. Сравним две буропогрузочные машины – 2ПНБ-2Б и МПБ-1200, которые также являются агрегатированными комплексами и описываются одинаковыми структурными формулами О+У.

а)



б)



в)

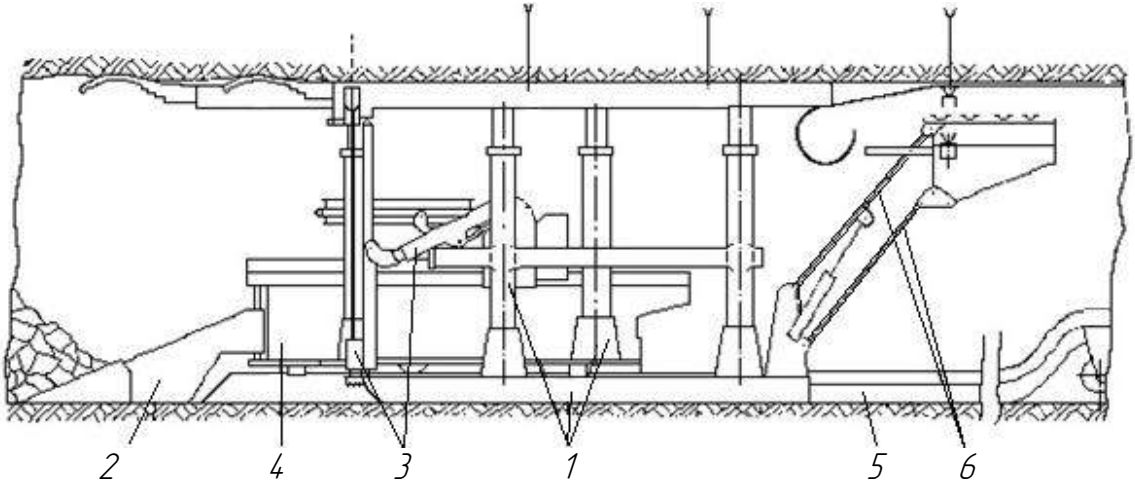


Рисунок 1.2 - Агрегатированные проходческие комплексы:

а – «Сибирь-2М»; б – Болтер Майнер; в – «ПАКВМК»

Обе машины имеют бурильное оборудование с манипуляторами, но 2ПНБ-2Б имеет погрузочный орган непрерывного действия и перегружатель, а МПБ-1200 имеет только ковшовый погрузочный орган.

В [6] предпринята попытка адаптировать рассматриваемые принципы структурообразования применительно к буровзрывным проходческим системам. В качестве средства отделения горной массы от забоя принята бурильная машина и обозначена буквой Б, а для уборки горной массы предусмотрены два элемента – погрузочный П и транспортирующий Т. Обозначения остальных структурных элементов оставлены прежними. С учетом введенных дополнений совокупность возможных схем механизации буровзрывной проходки будет выглядеть следующим образом (таблица 1.2) [6]. При таком подходе структурная формула 2ПНБ-2 выглядит как Б+П+Т, а структурная формула МПБ-1200 – Б+П.

Таблица 1.2 – Структурообразование буровзрывных АПС

Принцип структурообразования	Сочленение		Совмещение			
	полное	с вырождением	частичное	частичное с вырождением	полное	полное с вырождением
	Б+П+Т+К	Б+П+Т Б+П+К Б+К+Т П+Т+К Б+П Б+Т Б+К П+Т П+К К+Т	Б•П+Т+К Б•Т+П+К Б•К+П+Т Б+П•Т+К Б+П•К+Т Б+Т•К+П Б•П•Т+К Б•П•К+Т Б•Т•К+П П•Т•К+Б Б•П+Т•К Б•Т+П•К Б•К+П•Т	Б+П•Т Б•П+Т Б•Т+П Б+П•К Б•П+К Б•К+Т Б•К+П Б+К•Т Б•Т+К П•Т+К П+Т•К П•К+Т	Б•П•Т•К	Б•П•Т Б•П•К Б•К•Т П•Т•К Б•П Б•Т Б•К П•Т П•К К•Т
Вид средства механизации	Комплексы		Полуагрегаты		Агрегаты	

Однако при рассмотрении более сложных буровзрывных АПС становится очевидно, что введенных дополнений недостаточно для описания особенностей

их структур и состава. Например, рассмотренный ранее проходческий комплекс «Сибирь-2М» и «Проходческий агрегатированный комплекс с временной механизированной крепью – ПАКВМК» [38] по таблице 1.2 описываются одной структурной формулой полного комплекса – Б+П+Т+К, т. е. имеют связанные кинематическими связями бурильные, погрузочные, транспортирующие и крепеустановочные функциональные элементы.

Тем не менее, конструкция «ПАКВМК» (рисунок 1.2, в) существенно отличается от описанной ранее конструкции комплекса «Сибирь-2М», а именно, «ПАКВМК» состоит из передвижных секций механизированной крепи 1, имеющей распорно-подающий механизм перемещения, погрузочного органа 2, бурильного оборудования 3, перемещающегося по направляющим, расположенным на стойках механизированной крепи 1. Погрузочный орган перемещается с помощью опорной рамы 4, которая связана с конвейером 5 и механизированной крепью 1 кинематическими связями. Так же на механизированной крепи 1 располагается крепеустановочный механизм 6, осуществляющий крепление выработки постоянной крепью.

Рассмотрение других АПС выявило множество аналогичных ситуаций, когда конструкции АПС, имеющие значительные различия в компоновке, описываются практически одинаковыми структурными формулами. Очевидно, что признаков, которыми описаны выемочные системы, недостаточно для систематизации АПС, поскольку получаемые структурные формулы не позволяют описать конструктивные особенности сравниваемых агрегатированных систем.

В ИГД СО АН СССР Горбуновым В.Ф. и Эллером А.Ф., по функциональному признаку, выполнена структурная систематизация средств механизации горнопроходческих работ для буровзрывного способа проведения выработок (рисунок 1.3) [10, 11, 36]. В ней углублена традиционная классификация и, с позиции функционального подхода, в обобщенном виде выделены исполнительные органы, принадлежащие разным функциональным элементам системы.

Рисунок 1.3 – Структурная систематизация буровзрывных средств механизации горнопроходческих работ (Горбунов В. Ф. и Эллер А. Ф.)

Даже с конкретизацией разновидности каждого исполнительного органа, например, органа для зачерпывания горной массы, который может быть ковшовым, грейферным, с нагребающими лапами и др., очевидно, что совокупность используемых классификационных признаков недостаточна и не позволяет идентифицировать известные технические решения АПС.

В области систем, скомпонованных на основе комбайнов избирательного действия, в доступной литературе не найдено даже упоминания о структурной систематизации комбайновых комплексов.

В работах [6, 39-41], для буровзрывных АПС разработана структурно-функциональная систематизация (рисунок 1.4), отличающаяся от рассмотренных дополнительными классификационными признаками, в том числе, учитывающими особенности агрегатированного оборудования, в частности, видом, типом движителя и расположением базового элемента, наличием и видом промежуточных элементов, а также совокупностью функциональных элементов.

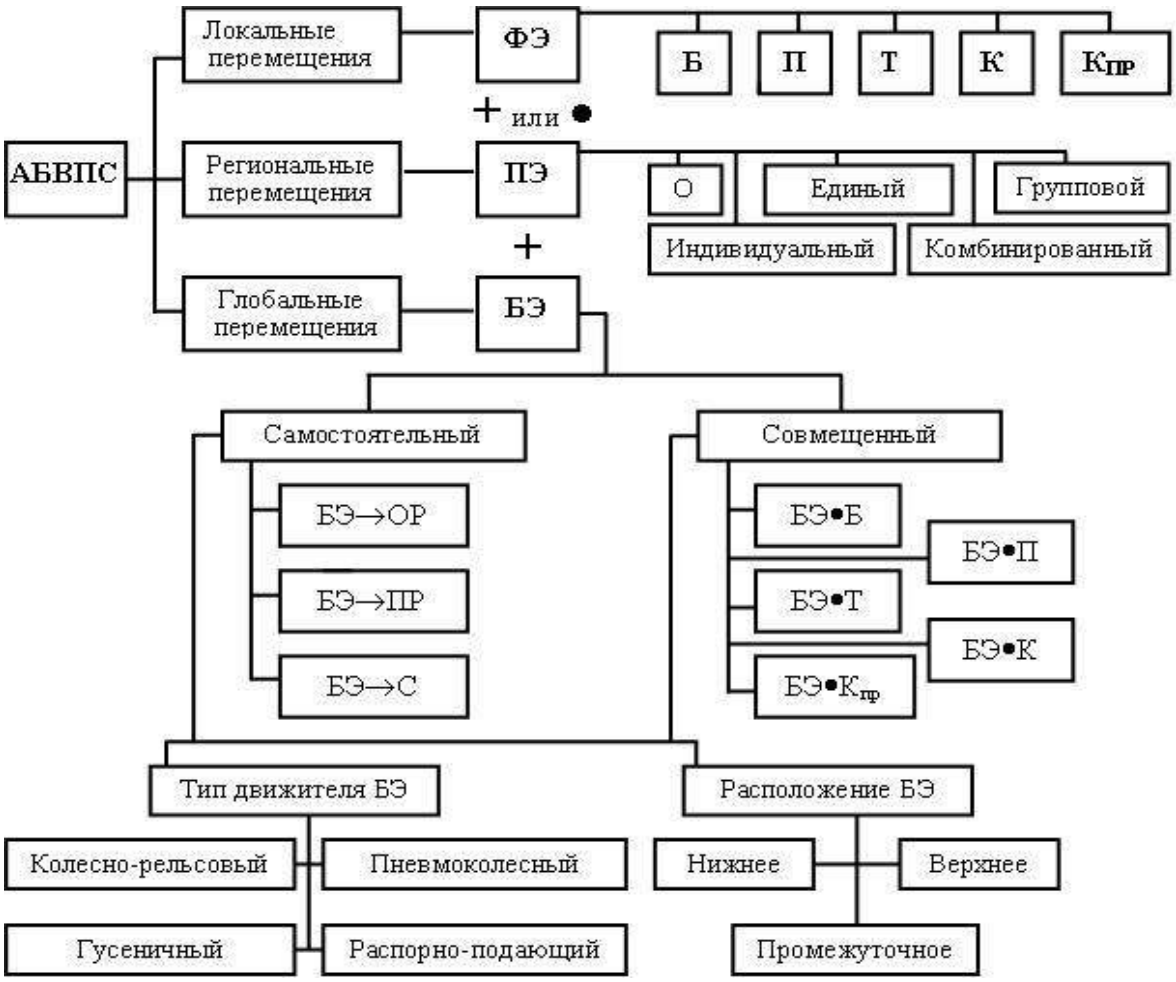


Рисунок 1.4 – Структурная систематизация буровзрывных АПС:
ФЭ - функциональный элемент; ПЭ – промежуточный элемент; БЭ – базовый элемент; Б – бурильный; П – погрузочный; Т – транспортирующий; К – крепеустановочный; $К_{ПР}$ – призабойная крепь; БЭ→ОР – БЭ - опорная рама; БЭ→ПР – БЭ - портальная рама; БЭ→С – БЭ - стойки распорно-подающего механизма перемещения; «+» - кинематическая связь; «•» - конструктивная связь

Такой подход может быть взят за основу при разработке классификации и обобщенной структуры, охватывающей и буровзрывные, и комбайновые АПС. Очевидно, что это потребует разработки дополнительных классификационных признаков, достаточных для идентификации структуры и состава систем и формирования «комбинаторного пространства», необходимого для структурного синтеза новых вариантов АПС.

1.4 Анализ работ по разработке математических и имитационных моделей и моделированию функционирования горнопроходческих систем

Для повышения эффективности проходческого оборудования нужно знать, каким образом происходит его функционирование, какова взаимосвязь между параметрами машин, характеристиками среды и параметрами проходческого цикла (производительностью, темпами, трудоемкостью проходки и другими).

Кроме этого, математическое описание (модель) функционирования проходческих систем необходимо для оценки их максимальных возможностей, эксплуатационных характеристик, а также для обоснованного ведения работ по их созданию и совершенствованию. Особенно это актуально для АПС, являющихся относительно новым классом оборудования. Поэтому необходимо проанализировать работы по методам расчета параметров проходческого цикла с целью выявления возможностей их использования применительно к АПС.

По мере развития проходческой техники разрабатывались и совершенствовались методы расчета параметров проходческого цикла, состоящего, как известно, из основных (разрушение массива, уборка разрушенной горной массы и крепление обнажений) и вспомогательных операций.

В работах А.Ф. Суханова и Н.М. Покровского [11, 42] за главный параметр была принята глубина шпуров. Рациональное ее значение А.Ф. Суханов вывел на основе ширины проводимой выработки и центрального угла клинового вруба (тогда работоспособных бурильных кареток еще не существовало). Н.М. Покровским была выведена формула для определения наиболее предпочтительной глубины

шпуров в случае последовательной работы бурильной каретки и погрузочной машины относительно заданной продолжительности цикла. С развитием техники эти зависимости утратили свою актуальность и использовать их в современных расчетах нецелесообразно.

В работе Э.О. Миндели [43] основным параметром принята оптимальная трудоемкость операций цикла. Однако полученная зависимость в большей степени отражает технологический подход, поскольку нет явного учета параметров машин и, следовательно, возможности выявить их рациональные значения.

Анализ вышеупомянутых зависимостей позволяет сделать вывод [11] о том, что в них не отражены теоретические, технические, эксплуатационные показатели и надежность машин.

В методике, разработанной Ю.А. Дмитраком [44], при расчете показателей горнопроходческих работ для буровзрывного способа проведения выработок, основным параметром является время проведения одного метра выработки, определяемое как сумма продолжительности операций цикла с учетом коэффициентов совмещения в зависимости от того, последовательная или частично совмещенная схема работ используется. Время каждой операции определяется из объема работ, трудоемкости и количества задействованных в ее выполнении рабочих. Трудоемкость операции определяется с учетом технической производительности операционной машины, количества ее рабочих органов, коэффициента ее готовности, коэффициента потерь времени по организационно-техническим причинам и времени вспомогательных работ. Затем находится производительность труда и сменные темпы проходки.

К недостаткам данной методики [11] можно отнести то, что вопрос формирования технической производительности в методике не рассматривается, поскольку для расчета технологических параметров неважно, как формируется производительность. Тем не менее, под технической производительностью понимают среднюю производительность в конкретных условиях эксплуатации при технически возможной непрерывности работы и достигнутом уровне надежности, т. е. коэффициент готовности и коэффициент непроизводительных потерь времени уже

учтены внутри технической производительности. В итоге, при определении трудоемкости, учет коэффициента готовности и потерь времени происходит дважды. Кроме этого, данная методика не позволяет оценить максимально возможные темпы проходки для сравнения с достигнутыми для рационального повышения технических показателей существующих и вновь создаваемых машин [11].

В основу методики определения параметров проходческого цикла, разработанной В.С. Верхотуровым (КузНИИшахтострой) [45] положен принцип расчета длительности проходческих операций через эксплуатационную производительность машин и объемы работ. Для каждого класса операционных машин автором, на основе большого статистического материала, разработаны достаточно простые в использовании регрессионные зависимости между эксплуатационной производительностью и основными влияющими факторами – горнотехническими и организационными. Однако, для выбора и оценки рациональных технологических схем и технических средств необходимо иметь информацию о технически возможных темпах проведения выработок конкретными средствами механизации. Данная методика не позволяет этого осуществить, поскольку исходными величинами в ней являются достигнутые на практике результаты.

В рассмотренных методах расчета параметров проходческого цикла входная информация носит детерминированный характер.

Очевидно, что параметры цикла зависят от конкретного набора технических средств, характеризующихся определенной надежностью, поэтому авторами [46], на основе хронометражных наблюдений и обработки статистических материалов, получены данные о средних показателях надежности основного проходческого оборудования при буровзрывном способе проходки, а именно – наработка на отказ и время восстановления в зависимости от крепости пород. Установлено, что эти показатели распределены по экспоненциальному закону.

С помощью имитационной модели, позволяющей рассчитывать параметры проходческого цикла с учетом надежности, в [46] определено, какой уровень надежности должен быть у технологической системы для обеспечения необходимой скорости проходки. В качестве критерия надежности принят коэффициент

готовности. В результате моделирования на ЭВМ получены уравнения зависимости математического ожидания продолжительности цикла и темпов проходки от коэффициента готовности. Помимо показателей надежности, в имитационной модели время выполнения операций цикла также рассматривается как стохастическая величина.

К недостаткам методики можно отнести то, что значительная ее часть посвящена определению коэффициента готовности, отражающего технический уровень машины, при этом в [11] отмечается, что технологам горнопроходческих работ необходимо более детально учитывать внезабойные причины простоев оборудования. Выполнение внезабойных операций (монтаж-демонтаж оборудования, доставка оборудования из одного забоя в другой, подготовка монтажного участка и т.д.) имитационной моделью не описывается. Горно-геологические и горно-технические характеристики проводимой выработки (кроме коэффициента использования шпура) рассматриваются как детерминированные величины. Кроме этого, во всех рассмотренных выше методиках не учитывается формирование производительности горнопроходческих машин и тем более их систем в условиях их совместной работы.

В работах [10, 11] предлагается определять производительность буровзрывной проходческой системы через техническую производительность операционных машин и коэффициенты технически возможной непрерывности их работы (с учетом простоев), при этом производительность системы ограничивается производительностью лимитирующей машины, т.е. операционной машины или рабочего органа (если речь идет о комплексах) с минимальной производительностью. Эксплуатационная производительность системы непосредственно зависит от организационно-технических факторов и учитывается коэффициентом использования технической возможности, определяемым как отношение времени выполнения операции к сумме времени выполнения и времени непроизводительных простоев по организационным и эксплуатационным причинам.

Однако, в данной методике определять производительность системы различного иерархического уровня (комплект, комплекс, агрегат) предлагается из

единого выражения, которое, по нашему мнению, не обладает достаточной универсальностью для всех уровней систем, в частности для агрегатированных комплексов, не учитывает особенности их функционирования, о которых будет сказано далее. Кроме того, выражения для учета совмещения во времени операций даны без учета степени (полностью или на определенную долю времени) совмещения.

В работе [5], посвященной созданию агрегатированных комплексов для проходки наклонных выработок буровзрывным способом, в частности, комплексов «Сибирь», большое внимание уделено формированию производительности новой конструкции погрузочного органа. Техническая производительность всего комплекса как системы с кинематическими и конструктивными связями определена по общеизвестной формуле [5] как отношение объема проводимой выработки ко времени, затрачиваемому на выполнение основных и вспомогательных операций проходческого цикла. При этом время цикла определено по результатам хронометражных наблюдений за работой комплекса. Эксплуатационная производительность также определена по результатам хронометражных наблюдений. Кроме этого в [5] отмечается, что кинематические и конструктивные связи, имеющие место в агрегатированных проходческих комплексах, отличаются от технологической (логической) тем, что они являются материальными связями и могут служить источниками отказов.

Развитие данного направления осуществлено в работе [47], посвященной повышению технического уровня комплексов «Сибирь», где определение производительности за цикл производится с учетом потерь времени на восстановление работоспособности комплексов в результате отказов. При этом время, потраченное на восстановление работоспособности комплекса, определяется с учетом вероятности безотказной работы каждой из функциональных подсистем комплекса и надежности материальных связей (кинематических и конструктивных). Установлено, что для комплексов «Сибирь» наработка на отказ и время восстановления, как и для оборудования, рассмотренного в [46], распределяются по экспоненциальному закону. Автором разработана имитационная модель функциониро-

вания комплексов «Сибирь», позволяющая определять производительность с учетом структурных состояний подсистем в процессе цикла и вероятностного характера формирования надежности.

Недостатком методики можно считать то, что при формировании производительности проходческой системы не рассматривается возможность совмещения операций в процессе цикла. Возможно, это объясняется тем, что методика предназначена только для комплексов «Сибирь», технология применения которых не предусматривает возможности совмещения операций. За исключением показателей надежности, все остальные компоненты, влияющие на формирование производительности ПС, имеют детерминированный характер.

В работе [12] выражение для определения производительности проходческой системы дано с учетом совмещения операций. Он производится при помощи коэффициентов попарного совмещения, представляющих собой отношение времени совмещенного выполнения текущей и последующей операций ко времени текущей операции. Тогда время цикла вычисляют как разность между полным временем выполнения операций и временем попарного их совмещения.

Влияние материальных связей внутри системы, стохастический характер внешних воздействий и функционирования ПС не учитываются.

Имитационная модель процесса проведения выработок, описанная в [48], также как и предыдущие, не учитывает влияния материальных связей, действующих внутри агрегатированных проходческих систем. В качестве основных параметров цикла в ней используется трудоемкость операций и время их выполнения. Основное внимание в [48] уделено совершенствованию технологических и организационных схем, при оценке которых в математических выражениях учитывается производительность операционных машин в части определения трудоемкости механизированных операций, но вопросы формирования этой производительности не рассматриваются. В итоге, разработанные в [48] модели не могут быть использованы при повышении технических показателей существующих и вновь создаваемых машин, а только для анализа и оценки технологических схем с их участием.

В [6, 41, 49, 50] получена математическая модель формирования производительности проходческой системы на основе пооперационных производительностей с учетом совмещения операций и времени маневров по обмену оборудования. Применительно к буровзрывным проходческим системам разработана имитационно-статистическая модель их функционирования, учитывающая наличие внутренних материальных связей в системе и смену ее структурных состояний в период проходческого цикла, надежность оборудования, причем показатели надежности, пооперационная производительность и внешние горно-геологические и горнотехнические факторы, имеющие вероятностный характер, задаются как стохастические величины. Результатом моделирования является вероятностная гарантия достижения системой требуемой производительности при проведении заданного объема выработки.

Общим недостатком математических и имитационных моделей, описанных в трех последних источниках, можно считать то, что они предназначены только для буровзрывных ПС и не учитывают влияние внезабойных операций.

В работах, посвященных проходке выработок комплектами и комплексами на основе комбайнов избирательного действия [16, 51, 52], основное внимание уделено формированию производительности исполнительного органа комбайна при разрушении массива и вопросам ее повышения. В работе [11] отмечается, что решающее влияние на величину сменной проходки комбайна оказывает время простоев по различным причинам, включая технологические, и увеличение производительности комбайна эффективно только при малых значениях времени простоев.

Для комбайнового способа проведения выработок моделей формирования производительности проходческих систем, учитывающих вероятностный характер функционирования, внезабойные операции и внутрисистемные связи, в доступной литературе не найдено.

Анализ рассмотренных работ позволяет утверждать следующее:

- практически во всех методиках при расчете параметров проходческого цикла используется детерминированная входная информация, в некоторых рабо-

тах используется вероятностный подход, но только при учете надежности машин;

- большинство методик рассматривают производительность проходческой системы как комплекта операционных машин, объединенных только технологическими связями;

- в методиках, предназначенных для расчета параметров проходческого цикла и производительности оборудования, кроме [5, 6, 47], не учитываются такие особенности проходческих комплексов как наличие внутренних материальных (кинематических и конструктивных) связей и смена структурных состояний системы в процессе цикла;

- в большинстве методик, кроме [6, 10-12, 48], не учитываются совмещения операций в процессе цикла;

- математические и имитационные модели функционирования проходческих систем позволяют определять их производительность только в период проходческого цикла, без учета внезабойных операций, имеющих место при проведении заданного объема выработок в рамках воспроизводства фронта очистных работ;

- существующие модели предназначены для какого-либо одного из способов проведения выработок – буровзрывного или комбайнового; универсальных методик, позволяющих моделировать формирование производительности для любой из рассматриваемых разновидностей ПС, не создано.

Проведенный обзор показал, что к настоящему времени ни одна из существующих математических или имитационных моделей не пригодна для системного описания функционирования ПС и процесса формирования и оценки их производительности.

1.5 Оценка эффективности горнопроходческих машин: анализ существующих критериев эффективности и возможностей их применения для АПС

При создании нового или выборе существующего технологического обору-

дования, в том числе горнопроходческого, прежде всего, возникает вопрос об эффективности его использования. Экономические потери предприятия от неправильного выбора оборудования могут быть весьма значительными, поскольку, как известно, горно-подготовительные работы в угольной шахте являются главными фондообразующими и фондопотребляющими процессами [53].

Проблему эффективности технических систем изучают в течение длительного времени [5, 10, 48, 54, 55]. В Академии наук СССР в 80-е годы XX века сформулированы общие подходы к исследованию эффективности операций в технике [54], основанные на методологии системного анализа, в соответствии с которой процесс исследования эффективности включает три этапа: постановку задачи, получение результатов (оценка эффективности) и анализ результатов (принятие наилучшего решения из множества возможных). Этап оценки эффективности состоит из следующих основных процедур: построения математической модели, оценки качества модели и вычисления критерия эффективности, под которым в теории исследования эффективности понимается «мера соответствия реального результата требуемому» [54].

Сложность задачи выбора критерия эффективности заключается в том, что оценка качества процесса является многопараметрической. Для систем ГПО существует ряд общеизвестных параметров как технических, так и экономических: производительность системы (Q, м^3/ч), трудоемкость проведения единицы объема выработки общая (τ, чел·ч/м^3), производительность труда ($П$, м^3/чел·ч), трудоемкость ручных немеханизированных операций ($\tau_{тр}$, чел·ч/м^3), энергоемкость ($Э$, Вт·ч/м^3), показатели безотказности и ремонтопригодности – наработка на отказ (ч/м^3), среднее время восстановления (ч/м^3), коэффициент готовности ($К_г$), коэффициент технического использования ($К_{ти}$), вероятность безотказной работы ($P(t)$) и др., суммарные затраты на проведение единицы объема ($С$, руб/м^3).

Очевидно, что оценить эффективность каким-то одним критерием невозможно. Машины и комплексы, эффективные по производительности и, следовательно, скорости проведения выработки, могут оказаться существенно более затратными. Экономически более дешевые варианты могут не удовлетворять требо-

ваниям необходимой производительности проходческой системы и удельной трудоемкости. При оценке эффективности каким-либо из перечисленных параметров, остальные должны составить систему технических и экономических ограничений.

Для решения этой многофакторной задачи разными исследователями были разработаны различные методы оценивания эффективности (рисунок 1.5).

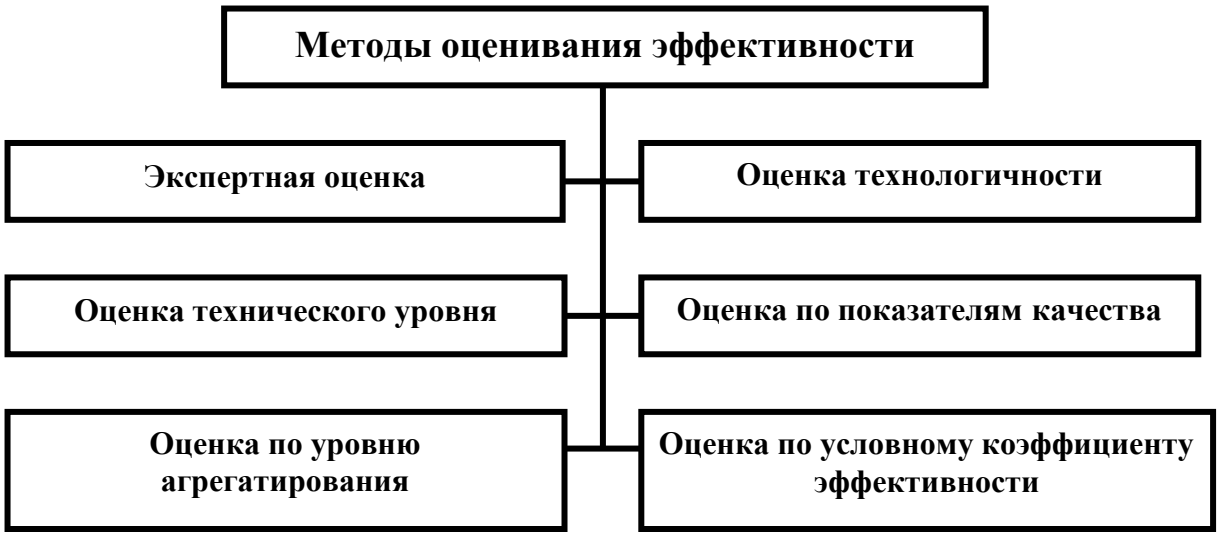


Рисунок 1.5 – Методы оценивания эффективности горнопроходческой техники

В [55] приведено описание метода оценки эффективности по критерию технологичности, под которой понимается совокупность свойств конструкции, проявляющихся в возможности наилучшего сочетания таких показателей как трудозатраты, средства, материалы и время, требующиеся на техническую подготовку производства, изготовление, эксплуатацию и ремонт в сравнении с аналогичными показателями конструкций такого же типа и назначения при достижении заданного уровня показателей качества при изготовлении, эксплуатации и ремонте в принятых условиях.

В качестве основы расчета берут среднюю суммарную оперативную трудоемкость процесса на стадиях эксплуатации машины и капремонта. Имея лучшие абсолютные частные показатели технологичности, машина может обладать другими худшими потребительскими свойствами (производительностью, длиной

транспортирования и т.д.). Учитывать эти и другие свойства предлагается путем ввода удельных показателей технологичности, определяемых как отношение трудоемкости выполняемой машиной операции к функциональному критерию (техническому, эксплуатационному, межремонтному).

Уровень технологичности определяется по отношению к соответствующему базовому показателю технологичности конструкции [55]. Оценка технологичности горного оборудования проводится с целью осуществления сравнительной оценки уровней реализации технического и технологического потенциала рассматриваемых машин в заданных условиях эксплуатации или капремонта.

К недостаткам рассмотренной методики можно отнести невозможность получения достаточно объективной оценки совершенно нового оборудования, находящегося только на этапе проектирования. Помимо этого, результат оценки существенно зависит от уровня базового варианта.

При сравнении между собой двух образцов горнопроходческого оборудования (например, двух погрузочных машин или двух бурильных установок), они, в общем случае, будут обладать различными значениями однотипных показателей. Причем одни показатели могут быть лучше у первой машины, а другие – у второй. В таких случаях при обосновании выбора пользуются интегральным свойством – показателем качества [56], значение которого возрастает с увеличением положительных и уменьшением отрицательных показателей. Он представлен в [56] как функциональная зависимость:

$$K=f(P_a^+,\ldots,P_{a+n}^+,P_b^-,\ldots,P_{b+m}^-)\ ,$$

где K – показатель качества;

f – функция качества;

$P_a^+,\ldots,P_{a+n}^+$ – группа положительных показателей;

$P_b^-,\ldots,P_{b+m}^-$ – группа отрицательных показателей.

Показатель качества должен быть безразмерной величиной и определять степень соответствия различных показателей машины установленным требовани-

ям. Если ни положительные, ни отрицательные показатели им не соответствуют, то в этом случае показатель качества машины считается равным нулю.

Тогда функция качества примет вид:

$$K=f\left(P_a^+,\ldots,P_{a+n}^+,P_b^-,\ldots,P_{b+m}^-\right)\cdot\rho\left(\frac{P_a^+}{P_a^{+T}},\ldots,\frac{P_{a+n}^+}{P_{a+n}^{+T}},\frac{P_b^-}{P_b^{-T}},\ldots,\frac{P_{b+m}^-}{P_{b+m}^{-T}}\right),$$

где $f(\ldots)=\begin{cases}1 & \text{, если } P_a^+\geq P_a^{+T},\ldots,P_{a+n}^+\geq P_{a+n}^{+T},P_b^-\leq P_b^{-T},\ldots,P_{b+m}^-\leq P_{b+m}^{-T};\\ 0 & \text{, в другом случае;}\end{cases}$

$P_{a+n}^{+T},\ldots,P_{b+m}^{-T}$ – требуемые значения соответствующих показателей;

ρ – любая функция, которая удовлетворяет следующим требованиям:

$$\frac{\partial\rho}{\partial P_i^+}>0,(i=a,\ldots,a+n);$$

$$\frac{\partial\rho}{\partial P_j^-}<0,(j=b,\ldots,b+m).$$

В работе [5] отмечено, что технические средства для проведения выработок должны выбираться по условию соответствия требованиям агрегатирования, а их разработка, по функциональному критерию, должна максимально удовлетворять концепции комплексной механизации проходческого процесса. В соответствии с этим, В.И. Буниным, применительно к структурным схемам комплексов «Сибирь» для проведения наклонных выработок, разработана методика оценки их рациональности на начальной стадии проектирования [57]. В этой методике, в качестве критерия рациональности принят так называемый уровень агрегатирования ($У_а$), который представляет собой отношение цены структурной схемы $Ц_{сс}$ к цене технологической схемы $Ц_{тс}$ и определяется из выражения:

$$У_а=Ц_{сс}/Ц_{тс}.$$

$Ц_{сс}$ определяется в зависимости от числа N и вида связей функциональных органов проходческой системы с базовым элементом (механизмом перемещения), определяемым по пилот-схемам рассматриваемых вариантов разрабатываемых комплексов:

$$Ц_{сс} = \sum_{i=1}^{N} T_i + \sum_{i=1}^{N} K_{нi} + \sum_{i=1}^{N} K_{ci} \ ,$$

где T – технологическая связь;

$K_н$ – кинематическая связь;

$K_с$ – конструктивная связь;

i – индекс соответствующей связи.

Если для выполнения операции применяют несколько функциональных органов, то в расчете принимают только связь одного, но если один орган осуществляет несколько функций, то в расчете принимают соответствующее число связей. Условно принято: T=0,1; $K_н$=0,5; $K_с$=1,0 [5].

$Ц_{тс}$ определяется в зависимости от числа операций $N_о$, выполнение которых требуется механизировать, т.е. $Ц_{тс}=N_о$. В АПС, при наличии функциональных элементов, обеспечивающих выполнение всех операций, которые возможно механизировать, $У_а$ = 1. Это тот уровень агрегатирования, к которому необходимо стремиться при разработке новых проходческих систем [5].

Описанная методика дает возможность произвести оценку и сравнение проходческих систем только по уровню механизации проходческих процессов. Какой-либо достоверной информации о показателях производительности системы, скорости или трудоемкости проведения выработки эта методика не дает, а выбор структурных схем, оцениваемых по указанной методике, производится с использованием метода экспертных оценок, имеющего ряд недостатков.

Метод экспертных оценок отличается высокой трудоемкостью, для его осуществления требуется сбор и анализ значительного количества информации об эксплуатационных характеристиках существующего оборудования рассматриваемого вида. При этом значительное влияние на получаемую оценку оказывает уровень компетентности экспертов. В работе [5] применение метода экспертных оценок обосновано тем, что к настоящему времени не разработана методика, позволяющая количественно и качественно оценить структурную схему на стадии разработки и выбрать перспективный (рациональный) вариант.

ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского рекомендует оценивать эффективность горнопроходческих работ по показателю технического уровня [48], под которым понимается совокупная технико-технологическая характеристика применяемого решения. Она отражает потенциально возможный в заданных условиях уровень экономии трудозатрат и времени на реализацию производственного процесса в сравнении с некоторым базовым вариантом, в качестве которого можно использовать любую технологическую схему. Замена одной базовой схемы на другую, к примеру, в процессе развития технологии, не изменяет качественного соотношения получаемых оценок.

На рисунке 1.6 дано графическое представление модели оценки технического уровня [48].

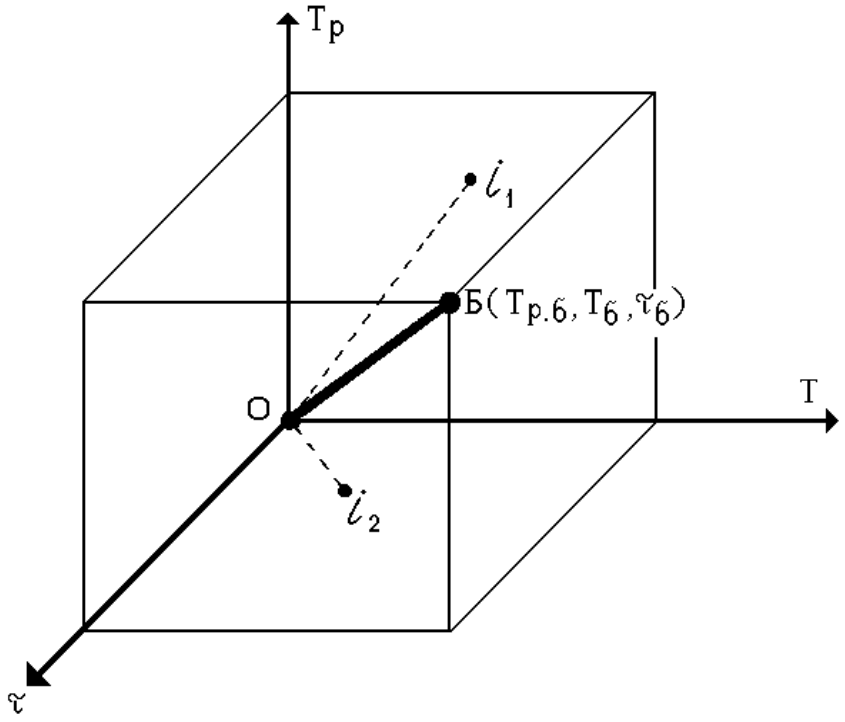


Рисунок 1.6 – Модель оценки технического уровня

В условной трехмерной системе координат каждая *i*-я технологическая схема соответствует определенной точке пространства, характеризующейся значениями показателей трудоемкости работ T_i, затрат ручного труда T_{pi} и времени τ_i на единицу готовой продукции. Точка *Б* характеризует базовую технологическую

схему с соответствующими показателями $T_б$, $T_{рб}$, $\tau_б$, а точка O – идеальную схему. При этом i-я технологическая схема будет оценена как имеющая более высокий технический уровень, чем базовая, если «расстояние» от точки i до точки O будет больше, чем «расстояние» от точки $Б$ до точки O. Приближение точки i к точке O свидетельствует о прогрессивной тенденции развития технологии.

Количественная оценка технического уровня, полученная на основе геометрических соотношений и преобразований в трехмерном векторном пространстве значений T, $T_б$, $T_р$, $T_{рб}$, τ, $\tau_б$, описывается интегральным критерием – коэффициентом технического уровня $K_{ТУ}$:

$$K_{ТУ} = 1 - \sqrt{\frac{T_i^2 + T_б^2}{2 \cdot (T_{р.б}^2 + T_{р.i}^2)} + \frac{\tau_i^2}{2 \cdot \tau_б^2}} \qquad (1.1)$$

Анализ материалов, опубликованных в [48] приводит к следующим выводам:

1) положительной стороной предлагаемого метода оценки эффективности горнопроходческого оборудования является использование в качестве основы показателей базовых технических решений; об этом свидетельствует возможность преобразования выражения (1.1) к безразмерной форме

$$K_{ТУ} = 1 - \sqrt{\frac{1}{2}\left[\alpha_{Tiб}^2 \cdot \frac{1 + \alpha_{Tpi}^2}{1 + \alpha_{Tpб}^2} + \beta_{iб}^2\right]}, \qquad (1.2)$$

где $\alpha_{Tiб}^2$ – отношение суммарных трудоемкостей i-го (разрабатываемого) и базового вариантов;

α_{Tpi}^2 – доля трудоемкости ручных операций в i-м варианте;

$\alpha_{Tpб}^2$ – доля трудоемкости ручных операций в базовом варианте;

$\beta_{iб}^2$ – соотношение времени выполнения процесса в i-м и базовом вариантах.

Последнее соотношение определяет, по существу, отношение производительностей проходческих систем в базовом и i-м вариантах.

Таким образом, коэффициент технического уровня (1.2) является безразмерной (относительной) оценкой, зависящей от четырех других частных крите-

риев, что логически соответствует сложившимся представлениям об эффективности технического решения в сравнении с базовым вариантом. Предложенная оценка технического уровня отличается от существующих оценочных методик, использующих набор большого количества различных характеристик, и дает возможность, во-первых, установить степень технического совершенства принимаемого решения, а во-вторых – получить основу для дальнейшей оценки его эффективности при использовании в производственных условиях;

2) в доступных информационных источниках не удалось обнаружить вывода формулы (1.1), ее математическое выражение приводится без доказательств со ссылкой на «...анализ тенденций развития технологических схем проведения подготовительных выработок» [48], поэтому такое математическое представление $K_{ТУ}$ не может быть признано доказанным;

3) судя по структуре выражения (1.1) оно получено путем геометрического сложения векторов T, T_p и τ, в то время как все рассматриваемые величины являются скалярными; рассмотрение их как составляющих некоторого результирующего вектора эффективности объяснить с позиций общей теории эффективности затруднительно.

Учеными ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова предложен упрощенный вариант определения показателя эффективности ГПО [58, 59], как отношение производительности системы $Q_{\sum}$ (м^3/смену) к трудоемкости получения единицы объема продукции $\tau_{\sum}$ (м^3/чел.-смену)

$$K_{эф} = Q_{\sum} / \tau_{\sum}. \qquad (1.3)$$

Технико-экономический смысл этого показателя очевиден: он оценивает не просто величину производительности создаваемого или выбираемого на рынке ГПО, а какой «ценой», измеренной в единицах трудоемкости, получен этот результат. Вместе с тем показатель $K_{эф}$:

- не может выполнять функции коэффициента, т. к. имеет размерность, причем в зависимости от принятой системы единиц измерений коэффициент будет изменять численное значение;

- в формуле (1.3) не отражаются показатели конкретной модели ГПО в сравнении с базовым вариантом, например, с лучшим комплектом, комплексом или агрегатом, предназначенным для аналогичных условий применения;

- в таком виде соотношение (1.3) не учитывает стохастический характер формирования производительности и трудоемкости процесса.

Кроме этого, существующие критерии и методики оценивания эффективности горнопроходческого оборудования (исключение составляет оценка по уровню агрегатирования) разработаны применительно к процессу проведения выработок комплектами индивидуальных машин с технологическими связями, особенности агрегатированного оборудования в них не учитываются. Все рассмотренные методы используют детерминированную входную информацию, не учитывающую случайный характер многих факторов.

1.6 Цель и задачи исследований

Проведенный анализ современного состояния проблем и тенденций развития средств механизации горнопроходческих работ позволил сделать следующие выводы:

- проблему повышения эффективности проходческих работ целесообразно решать с использованием принципов системного подхода в направлении разработки конкурентоспособного оборудования более высокого технико-технологического уровня – агрегатированных проходческих систем, позволяющих механизировать весь комплекс проходческих операций и совмещать их во времени;

- при создании проходческих систем используется метод агрегатирования функциональных органов на общей базовой конструкции, но в большинстве случаев это делается интуитивно, без должного научного обоснования;

- существующие элементы научно-методической базы по разработке агрегатированного проходческого оборудования разрозненны и предназначены для ре-

шения локальных задач. Общие методы систематизации и разработки оборудования класса АПС в настоящее время отсутствуют;

- не разработаны критерии и методики оценки эффективности проходческих систем, учитывающие особенности агрегатированных структур и функционирования АПС в конкретных условиях эксплуатации при выполнении забойных и внезабойных операций, а также случайный характер внешних и внутренних воздействий;

- отсутствуют методики структурного и параметрического синтеза рациональных вариантов технических решений агрегатированных проходческих систем.

На основании изложенного целью диссертационной работы является формирование научных основ разработки агрегатированных проходческих систем, включающих принципы систематизации, описания функционирования, оценки эксплуатационных показателей, структурного и параметрического синтеза, обеспечивающих повышение эффективности проведения выработок за счет использования проходческого оборудования нового конструктивно-технологического исполнения.

Поставленная цель достигается решением следующих задач.

1. Сформировать структурно-функциональную систематизацию АПС путем уточнения совокупности классификационных признаков и построения обобщенной структуры агрегатированных проходческих систем на основе анализа агрегатированных конструкций.

2. Разработать адекватные реальному процессу модели функционирования проходческих систем, в том числе агрегатированных, с учетом вероятностного влияния внешних и внутренних воздействий.

3. Разработать критерий оценки эффективности проходческих систем, учитывающий конструктивные особенности агрегатированного оборудования, для выбора вариантов, наиболее эффективных в конкретных условиях эксплуатации.

4. Выполнить моделирование и исследовать зависимость эффективности функционирования проходческих систем от влияющих факторов.

5. Разработать порядок формирования эффективных вариантов структур АПС (порядок структурного синтеза) с учетом сочетаемости структурных элементов, включающий оценку эффективности вариантов АПС в заданных условиях эксплуатации при выполнении требуемого объема работ и стохастическом характере внешних и внутренних воздействий и выбор вариантов АПС, имеющих наивысшие показатели и соответствующих требуемым критериям.

6. Разработать общие методические принципы и процедуры параметрического синтеза, учитывающие особенности АПС как многофункциональных систем и реализовать их на примере перспективного варианта агрегатированной системы с проведением необходимых исследований рабочих процессов.

ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА ПРИНЦИПОВ СИСТЕМАТИЗАЦИИ АПС

2.1 Системный подход к структурообразованию средств комплексной механизации горнопроходческих работ

Как отмечалось ранее, для проектирования эффективных АПС необходима разработка теоретически обоснованных процедур их синтеза, базирующихся на научной методологии исследования операций с использованием принципов системного подхода. «Синтез представляет собой проектную процедуру, целью которой является соединение различных элементов, свойств, сторон и т. п. объекта в единое целое, систему» [21]. Поскольку в начале процесса проектирования рассматриваются абстрактные системы, возникает задача формализации структур АПС. Решение этой задачи основывается на положениях системного подхода и исследования операций [60, 61]:

1) при рассмотрении объекта как системы, каждая его часть описывается не изолированно, а с учетом ее значения во всем объекте, т.е. описание частей объекта не имеет самостоятельного значения;

2) специфика системы не ограничивается особенностями входящих в ее состав подсистем и элементов, а зависит от характера взаимосвязей между ними;

3) исследование системы должно проводиться с учетом условий ее функционирования;

4) при исследовании сложных объектов, к которым относятся АПС, необходимо учитывать взаимозависимость между состоянием отдельных частей и всей системы в целом.

Совокупность объектов «является системой, если: заданы связи, существующие между этими объектами; каждый из элементов (подсистема) считается неделимым; с окружающей средой система взаимодействует как единое целое. В систему включают обычно конечное число элементов, необходимое для выполнения ею поставленной цели.

При определении границ системы необходимо учитывать факторы, воздей-

ствующие на нее. Взаимодействие системы со средой представляется внешними связями. На входе система получает воздействие от среды, а выход системы воздействует на среду» [62]. Для ПС внешними воздействиями на входе являются горно-геологические и горно-технические условия ее функционирования. На выходе ПС оказывает воздействие на горный массив (среду) путем образования в нем полости (горной выработки). Главными ограничениями здесь являются характеристика готовой выработки, требования ПБ и экологической безопасности, энерговооруженность и технические возможности оборудования.

Любая система характеризуется иерархичностью структуры, т.е. может быть разделена на подсистемы по некоторому признаку. Например, по функциональному признаку ПС можно разделить на операционные машины (разрушающую, погрузочную, крепеустановочную, транспортирующую и т. д.), состоящие, в свою очередь, из различных исполнительных органов и функциональных узлов. В итоге, в зависимости от цели исследования, в одной иерархической системе объект может рассматриваться как самостоятельная система, в другой – этот же объект может представляться как подсистема некоторой системы более высокого уровня, а в третьей – как неделимый элемент.

Под структурой системы понимают совокупность составляющих ее элементов и связей между ними, необходимых для достижения поставленных целей. Другими словами, «структура представляет собой способ организации целого из составных частей» [62]. «В общем случае структура системы может состоять из различного числа подсистем, каждая из которых имеет разное число элементов» [62].

Рассматривая широко используемые в системном подходе операции синтеза и анализа в их единстве, можно установить общие взаимосвязи в иерархическом строении систем (число подсистем и их элементный состав). Этот подход позволит выявить принцип формирования агрегатированных структур проходческих систем и построить обобщенную структуру АПС, что является одной из задач настоящей работы.

Наличие обобщенной структуры, являющейся «комбинаторным простран-

ством» (пункт 1.3), в котором находятся различные сочетания элементов, представляющих собой возможные структуры, позволит получить массив вероятных вариантов и произвести систематизацию как существующих, так и возможных технических решений АПС. С одной стороны, получение массива структур АПС позволит разработать алгоритм синтеза их технических решений, с другой стороны, нахождение формализованных признаков агрегатированных структур необходимо для математического и логического обеспечения алгоритмов расчета при анализе и оценке эффективности вариантов АПС.

2.2 Сопоставительный анализ структур средств механизации очистных и подготовительных работ

Создание очистных комплексов, которое основано на «конструктивном объединении всего забойного оборудования, позволило резко повысить производительность труда, снизить себестоимость угля» [5], а также увеличить нагрузку на лаву. Дальнейшее совершенствование выемочных комплексов позволяет постоянно расширять область их применения и повышать эффективность добычных работ.

Однако многолетний и эффективный опыт комплексной механизации очистных работ не может быть применен в полной мере для создания проходческих комплексов, сопоставимых по своей эффективности с добычными. Причина заключается в ряде существенных отличий горнопроходческих работ от очистных [63]:

1. Разные способы разрушения массива (в зависимости от крепости пород).

2. Большее число операций, требующих механизации.

3. Необходимость выполнения в непосредственной близости от забоя (около 2 м) нескольких операций, требующих использования различных средств механизации, в пространстве, ограниченном проектным сечением выработки.

Все вышеперечисленные обстоятельства приводят к цикличности процесса проведения выработки, в то время как процесс добычи с помощью очистных ме-

ханизированных комплексов практически полностью является поточным.

В общем виде оба эти процесса состоят из трех основных операций – отделение материала от массива, уборка отделенного материала из забоя и крепления зоны производства работ для защиты людей и оборудования.

При осуществлении структурной систематизации средств механизации очистных работ проф. В.И. Солод и др. [34, 35], обозначив условными символами В – выемочную машину, Д – доставочную машину и К – крепь, предложили описывать средства механизации структурными формулами, классифицирующими их на комплекты, комплексы и агрегаты (с возможными промежуточными решениями) по видам связей, действующих между функциональными машинами («–» технологическая связь, «+» кинематическая связь, «•» конструктивная связь). Таким образом, структурная формула добычного агрегата – В•Д•К, а комплекса – В+Д+К. Для придания формулам конструктивной определенности символы структурных элементов снабжались индексами, а при необходимости – количественными показателями.

Для систематизации средств механизации проходческих работ другими исследователями были применены подходы данной методики. Однако, как было показано в пункте 1.4, при попытке описать ими существующие схемы и средства механизации проходческих работ, авторы [5, 6, 10, 11] были вынуждены углублять данную систематизацию, расширять номенклатуру классификационных признаков, разрабатывать новые формы записи структурных формул. Такая необходимость возникала в силу отличий горнопроходческих работ от очистных.

Проанализируем эти отличия с целью выявления общих подходов к созданию проходческих комплексов.

1. Как известно, разрушение угля в очистных комплексно механизированных забоях (КМЗ) осуществляется выемочной машиной (комбайном или стругом), т. е. механическим способом. На проходческих работах эта операция может выполняться как механическим способом (проходческим комбайном), так и буровзрывным, обусловленным высокой крепостью пород.

2. В КМЗ все основные операции механизированы: выемка (отделение и погрузка) – комбайн или струг; доставка – скребковый (или др.) конвейер; крепление и передвижка комплекса – механизированная крепь. Т.е. для каждой операции существует своя функциональная машина, и даже для выемки, которая формально состоит из отделения и погрузки разрушенного угля на конвейер, имеется выемочная машина, конструктивно совмещающая в себе обе эти функции.

На горнопроходческих работах те же три процесса – отделение, уборка, крепление – выполняются бóльшим количеством механизмов, так как часто включают в себя ряд подпроцессов:

- отделение – при механическом способе осуществляется исполнительным органом комбайна и представляет собой разрушение массива, аналогичное процессу выемки; при буровзрывном способе состоит из подпроцессов бурения, разметки, заряжания шпуров и взрывания, после которого следует регламентированное нормативными документами время проветривания выработки, при этом не требуют механизации только взрывание и проветривание;

- уборка – при любом способе проходки состоит из двух подпроцессов – погрузки горной массы в средства призабойного транспорта и транспортировки до средств магистрального транспорта, чаще всего выполняется либо двумя машинами совмещенно во времени (погрузочная и транспортная), либо одной раздельно во времени (погрузочно-доставочная); исключение составляет применение взрывонавалки (при буровзрывном способе), когда функцию погрузки осуществляет энергия взрыва, однако это требует применения специальных транспортирующих устройств;

- крепление – операция крепления для выемочных работ предполагает лишь достаточно кратковременное поддержание кровли и ограждение оборудования от вывалов горной массы из зоны самообрушения (в КМЗ эту функцию выполняет механизированная крепь); аналогичная операция присутствует и на проходке, но ее называют временным или предохранительным креплением и осуществляют самыми разнообразными способами и средствами.

Одним из главных отличий проходческих работ от очистных является нали-

чие операции возведения постоянной крепи, обеспечивающей надежное закрепление контура выработки на весь период ее эксплуатации. Эта операция, имеющая высокую трудоемкость и слабо поддающаяся механизации, делает цикличной даже комбайновую технологию, когда процесс разрушения массива приходится останавливать для того, чтобы закрепить пройденную часть выработки. Наряду с этим, крепеустановочное оборудование также отличается разнообразием, обусловленным разными типами крепей (анкерная, рамная, с различными видами затяжки и т. д.).

Кроме вышеперечисленных операций, существует еще ряд процессов, отсутствующих в добычных забоях: наращивание коммуникаций, проведение и крепление водоотливной канавки, доставка материалов и оборудования и т.д., а для буровзрывного способа еще и отвод оборудования на безопасное расстояние перед взрывом и подвод его обратно в забой после взрывных работ.

3. В КМЗ за один цикл происходит отделение слоя угля, совмещенное во времени и пространстве с его удалением из лавы, поскольку функциональное оборудование находится в кинематических и конструктивных взаимосвязях. Затем осуществляется подвигание оборудования и выемочный цикл повторяется.

В проходческом забое, при механическом (комбайновом) способе проходки, операции отделения и уборки горной массы из призабойной зоны также выполняются одновременно, но операцию крепления выработки постоянной (а иногда и временной) крепью далеко не всегда удается совместить с разрушением массива. Даже в случаях, когда не требуется специального крепеустановщика, а крепемонтажное оборудование расположено на проходческом комбайне, операции крепления и разрушения не удается совместить по конструктивным причинам (значительные динамические нагрузки, недостаточная устойчивость, совмещение функций исполнительных органов, например, когда удержание верхняка крепи осуществляется стрелой проходческого комбайна, и т.д.). При буровзрывном способе, помимо указанных операций, по понятным причинам не удается совместить даже отделение и уборку горной массы.

Таким образом, основной проблемой, не позволяющей в полной мере при-

менить опыт комплексной механизации очистных работ к проходческим, является цикличный характер процесса проведения горных выработок, обусловленный значительным количеством и разнородностью операций, выполняемых в стесненных условиях призабойной зоны. Если при выполнении очистных работ оборудование перемещается только в одном направлении – к забою (за исключением выемочной машины, которая перемещается еще и вдоль забоя), то на проходке оборудование осуществляет значительно бóльшее количество перемещений в самых разных направлениях. Это приводит к необходимости оснащения операционных машин ходовыми механизмами для выполнения маневров при функционировании и обмене оборудования в процессе проходческого цикла.

В итоге, структуры проходческих комплексов отличаются от структур очистных комплексов не только бóльшим количеством функциональных элементов и соответствующих им связей, но и наличием ходовых устройств (и их связей) для обеспечения технологически необходимых маневровых перемещений.

2.3 Разработка структурно-функциональной систематизации и обобщенной структуры АПС

Целью функционирования АПС является механизация проведения горной выработки. Для осуществления этого процесса в общем случае необходимо наличие в составе системы механизмов (функциональных элементов) для выполнения следующих операций: разрушение массива; предохранительное (временное) крепление; погрузка горной массы и транспортировка ее из призабойной зоны; крепление обнажений постоянной крепью. Здесь следует отметить, что предохранительное крепление, обеспечивающее, в соответствии с правилами безопасности, ограждение зоны работы людей и оборудования от возможных вывалов горной массы с кровли выработки, является неотъемлемой (за редким исключением) операцией проходческого цикла, хотя и не относится к числу основных операций. Для решения этого вопроса сооружают различные предохранительные полки, защитные козырьки и т. п., либо используют механизированную крепь. Поэтому в

дальнейшем предохранительная крепь (либо механизм для ее возведения) будет рассматриваться как один из функциональных элементов АПС. В частных случаях АПС может быть оборудована дополнительными механизмами, выполняющими ряд вспомогательных процессов (откачка воды из забоя при проходке сверху вниз, настилка временного пути и др.).

Как показано в пункте 2.2, одним из основных отличий работы проходческих комплексов от очистных является необходимость различного рода перемещений в пределах призабойной зоны. В результате структура проходческих комплексов состоит из бóльшего количества элементов.

С функциональной точки зрения агрегатированные и неагрегатированные системы практически не отличаются – и те, и другие механизируют проведение выработки, и в тех, и в других часто используются одни и те же исполнительные органы (бурильные машины, ковши, питатели, перегружатели и др.). Поэтому построение иерархии по функциональному признаку не полностью отражает особенности агрегатированных структур. Более целесообразным представляется деление их на уровни иерархии по видам (или масштабу) пространственных перемещений, осуществляемых в процессе функционирования, поскольку с этой точки зрения АПС и ПС имеют существенные отличия.

Для системных исследований рекомендуется разделение систем на три уровня иерархии [62].

При работе АПС осуществляются перемещения следующих видов [6]:

- глобальные - перемещения всей АПС относительно проводимой выработки (рисунок 2.1, а);

- региональные - перемещения функциональных элементов относительно самой АПС, технологически необходимые, но не связанные с непосредственным выполнением ими своих функций (рисунок 2.1, б);

- локальные - перемещения функциональных элементов, необходимые для реализации ими своих функций по выполнению операций цикла (рисунок 2.1, в).

При разделении АПС на уровни иерархии по характеру пространственных перемещений выделены следующие структурные составляющие:

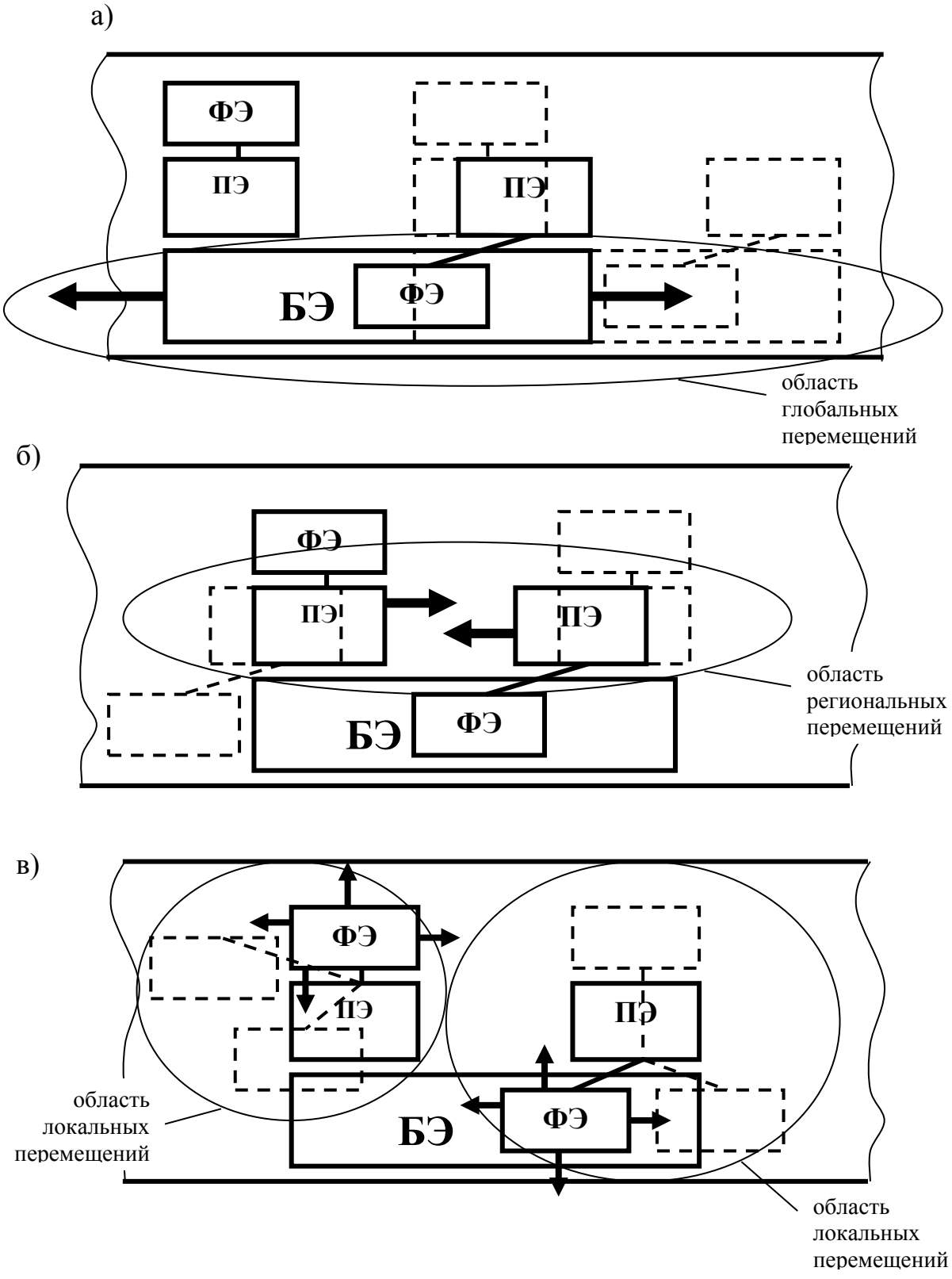


Рисунок 2.1 – Перемещения АПС в процессе функционирования:
а) глобальные перемещения; б) региональные перемещения;
в) локальные перемещения

- подсистема глобальных перемещений;

- подсистема региональных перемещений;

- подсистема локальных перемещений.

Перечисленные подсистемы, в свою очередь, разделяются на некоторое число элементов.

2.3.1 Классификационные признаки подсистемы глобальных перемещений

Как следует из определения АПС, приведенного в пункте 1.1, основой любой буровзрывной или комбайновой агрегатированной проходческой системы является базовый элемент (БЭ). Наличие базового элемента позволяет идентифицировать ПС как агрегатированную. По определению, данному в пункте 1.1, БЭ – это конструкция, перемещающая связанные с нею элементы АПС относительно проводимой выработки. Таким образом, БЭ выполняет глобальные перемещения всей АПС. Очевидно, что АПС может иметь лишь один БЭ, т.е. подсистема глобальных перемещений АПС будет состоять из одного элемента. Данное обстоятельство не противоречит положениям системного анализа, т.к. количество подсистем и элементов в них может быть различным в зависимости от сложности системы и от постановленной задачи [62].

По результатам анализа существующих конструкций буровзрывных и комбайновых АПС, подсистему глобальных перемещений можно классифицировать:

- по виду БЭ;

- по расположению БЭ;

- по типу движителя БЭ.

Выделены два вида базовых элементов [6]:

- самостоятельный БЭ;

- совмещенный БЭ.

Разделение базовых элементов на самостоятельные и совмещенные обусловлено следующими причинами. Нередко АПС компонуются на базе существующей горнопроходческой техники. В этом случае в качестве базового эле-

мента используют функциональные машины, выполнявшие ранее одну из проходческих операций. При создании АПС такую машину оснащают дополнительными функциональными элементами. В этом случае она лишается своей функциональной обособленности, становится частью системы и выполняет в ней роль БЭ. Такие БЭ будут классифицированы как БЭ совмещенного вида. Например, механизированная предохранительная крепь может выполнять функции БЭ в случае, когда ее стойки оборудованы направляющими (рисунок 1.2, в), предназначенными для взаимосвязи с другими элементами АПС (например, с ходовыми тележками манипуляторов бурильного оборудования и т. д.). Тогда, перемещаясь к забою, предохранительная крепь будет перемещать также и взаимосвязанные с ней элементы. Такой базовый элемент будет классифицирован как совмещенный с предохранительной крепью. Другой пример, самопередвижной проходческий конвейер (перегружатель), традиционно выполнявший только функцию транспортирования горной массы, может стать базовым элементом АПС, если его став оборудован направляющими, по которым перемещаются элементы других подсистем АПС (рисунок 2.2) [64]. В этой ситуации конвейер сохраняет функцию транспортирования горной массы, но при передвижке перемещает взаимосвязанные с ним элементы АПС. Такой базовый элемент будет классифицирован как совмещенный с транспортирующим элементом.

Обозначать совмещенные БЭ будем следующим образом:

- БЭ•$К_{ПР}$ – БЭ, совмещенный с призабойной механизированной крепью;

- БЭ•Т – БЭ, совмещенный с транспортирующим элементом (конвейером, перегружателем и т.д.);

- БЭ•П – БЭ, совмещенный с погрузочным органом;

- БЭ•Б – БЭ, совмещенный с бурильной машиной;

- БЭ•К – БЭ, совмещенный с крепеустановщиком;

- БЭ•Р – БЭ, совмещенный с разрушающим органом (например, комбайна избирательного действия).

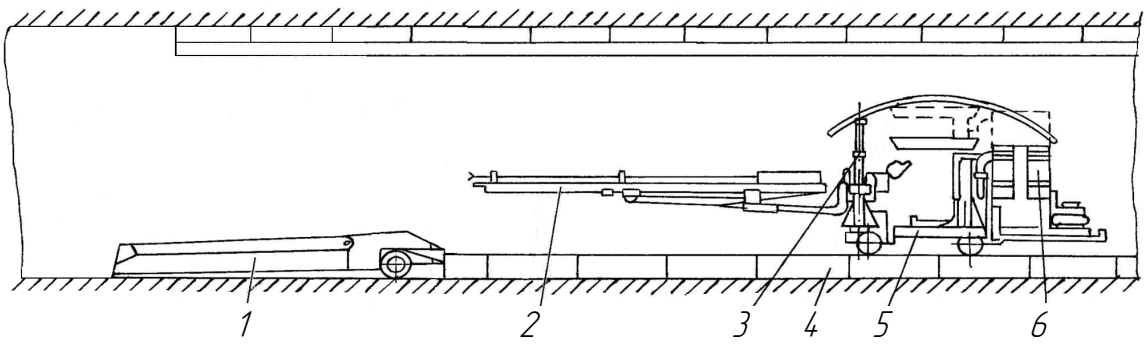


Рисунок 2.2 – АПС с базовым элементом, совмещенным
с транспортирующим элементом (конвейером):
1 – погрузочный орган; 2 – бурильное оборудование; 3 - крепеустановщик;
4 – конвейер (базовый элемент); 5 – ходовая тележка, перемещающая бурильное
и крепеустановочное оборудование; 6 – кассеты с затяжкой

К настоящему времени БЭ последних четырех типов, среди рассматриваемых объектов исследования, не имеют конструктивного воплощения, но в дальнейшем, с учетом развития технического прогресса, их появление исключать нельзя, поэтому они введены в общую классификационную систему АПС.

К базовым элементам самостоятельного вида отнесены опорные несущие рамы или другие конструкции, специально созданные для перемещений АПС по выработке, не выполняющие какие-либо другие функции и являющиеся базой для элементов других подсистем. Самостоятельные БЭ могут иметь различное конструктивное исполнение.

Из анализа существующих конструкций АПС известны следующие варианты исполнений самостоятельных БЭ:

- БЭ→ОР – БЭ в виде опорной рамы (рисунок 1.2, а, б);

- БЭ→С – БЭ в виде стоек распорно-подающего механизма [65, 66] (рисунок 2.3; 1.2, в).

БЭ в виде опорной рамы является наиболее распространенным среди существующих. Иногда рама выполняется в форме портала [67, 68], несущего функциональные элементы, под которым могут перемещаться вагонетки, доставляться

материалы к забою и т.п. Однако, исследования [6] показали, что форма опорной рамы не оказывает заметного влияния на показатели работы АПС. Поэтому выделять портальные рамы как отдельную разновидность БЭ нецелесообразно и все конструкции подобного типа будут отнесены к варианту исполнения БЭ→ОР.

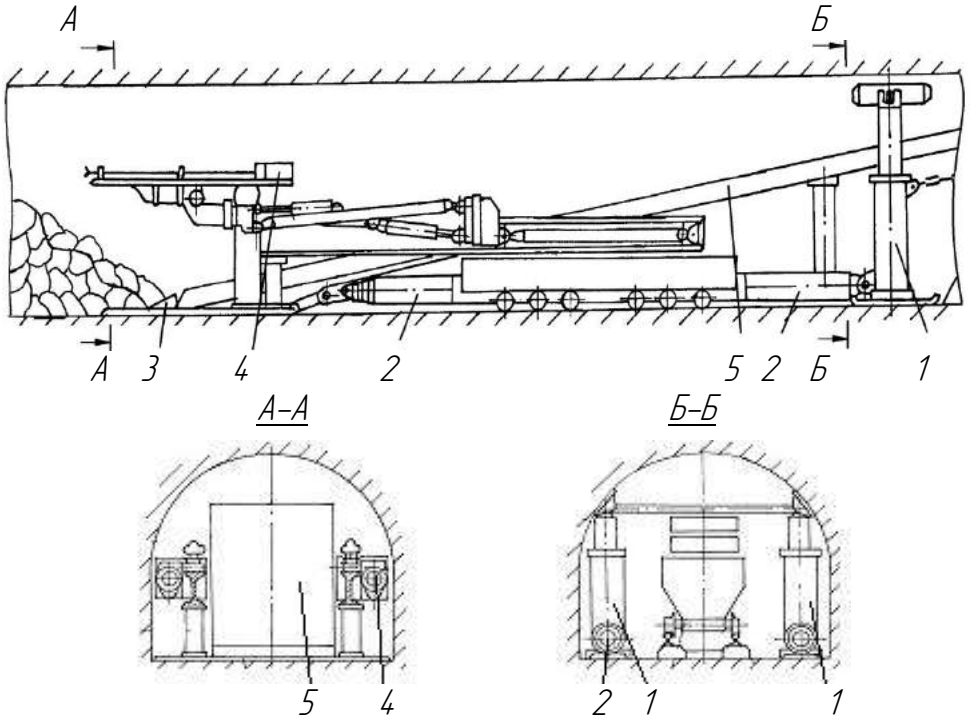
Второй вариант – БЭ→С – это стойки распорно-подающего механизма перемещения, оборудованные какими-либо направляющими приспособлениями для размещения на них функциональных машин. В том случае, если конструкция распорно-подающего механизма позволяет выполнять функцию призабойного (предохранительного) крепления (рисунок 1.2, в), он, естественно, будет обозначен как БЭ•$К_{ПР}$.

В перспективе возможно расширение перечня вариантов исполнения самостоятельных БЭ, но на сегодняшний момент он ограничивается перечисленными вариантами.

Базовый элемент может иметь нижнее, верхнее и промежуточное расположение [6]. При нижнем расположении БЭ перемещается либо непосредственно по почве выработки, либо по направляющим, расположенным на почве (например, рельсовый путь) (рисунок 1.2; 2.2; 2.3). При верхнем расположении, перемещения базового элемента осуществляются по направляющим, расположенным на кровле выработки (например, монорельс) [69] (рисунок 2.4), а при промежуточном – на бортах выработки. Расположение базового элемента обозначим верхним индексом: $БЭ^{Н}$, $БЭ^{В}$ и $БЭ^{П}$ – базовые элементы, соответственно, с нижним, верхним и промежуточным расположением.

По типу движителя к настоящему времени известны четыре разновидности, обозначенные нижним индексом: $БЭ_{КР}$, $БЭ_{Г}$, $БЭ_{ПК}$, и $БЭ_{РП}$ – базовые элементы, соответственно, с колесно-рельсовым (КР) (напочвенный рельсовый путь (рисунок 1.2, а) или монорельс (рисунок 2.4)), гусеничным (Г) [70] (рисунок 2.5), пневмоколесным (ПК) [71] (рисунок 2.6) и распорно-подающим (РП) движителем (рисунок 1.2, в; 2.3).

а)



б)

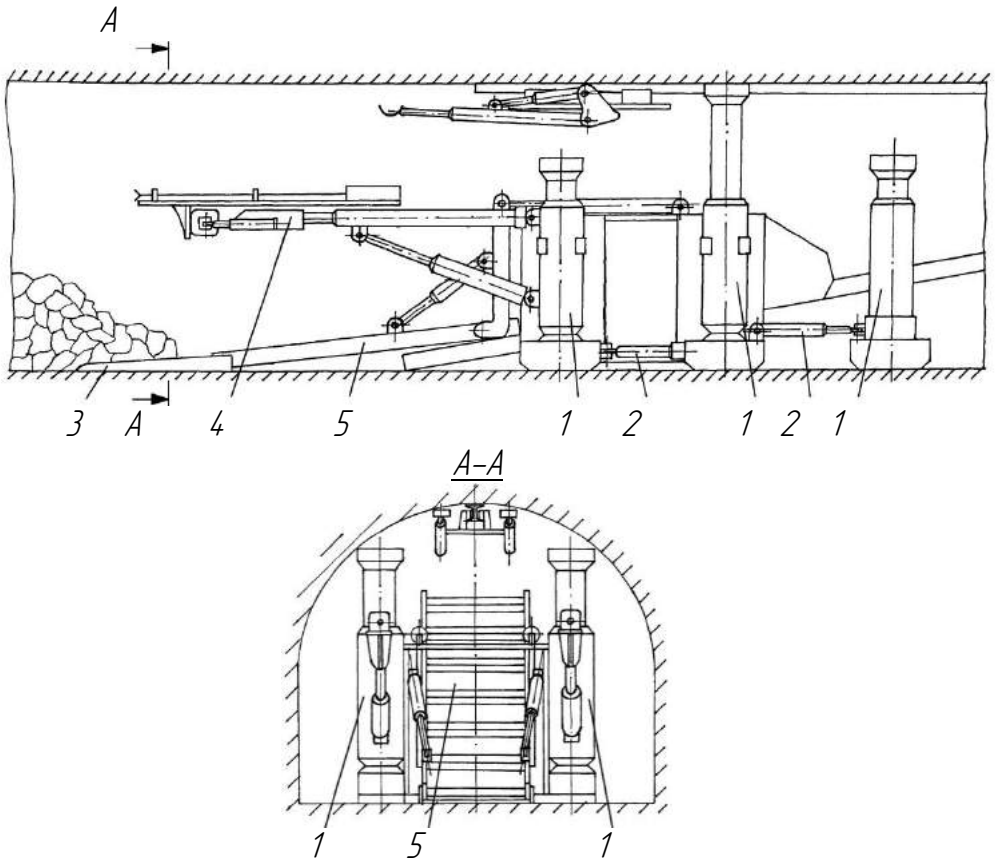


Рисунок 2.3 – Базовый элемент – стойки распорно-подающего механизма перемещения АПС: а) «Проходческий агрегат» [65]; б) «Агрегатированный погрузочно-транспортный комплекс – АПТК» [65]; 1 – стойки распорно-подающего механизма (БЭ); 2 – подающие гидроцилиндры; 3 – погрузочный орган; 4 – бурильное оборудование; 5 – конвейер (транспортирующий элемент)

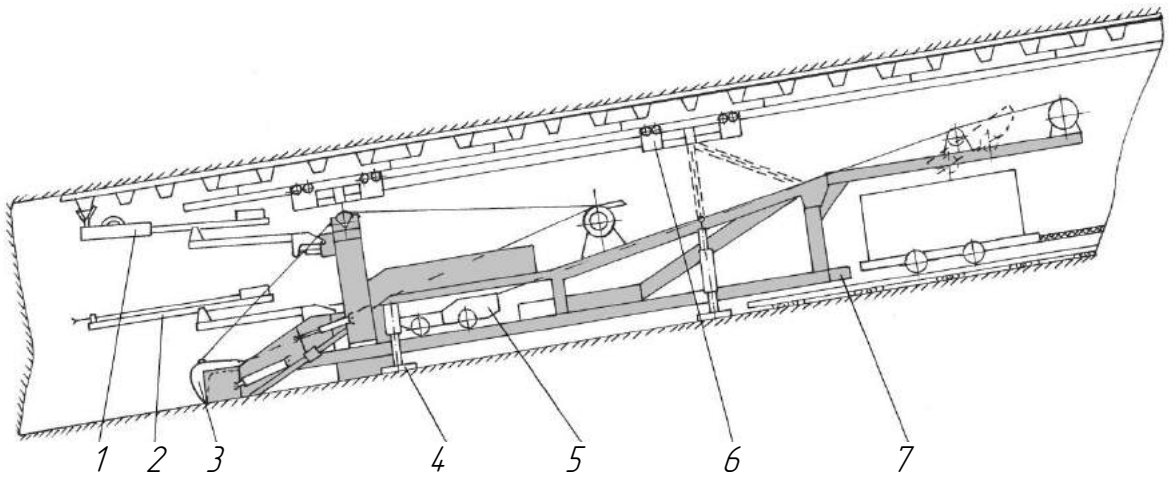


Рисунок 2.4 – АПС с верхним расположением базового элемента:
1 – крепеустановщик; 2 – бурильное оборудование; 3 – погрузочный орган; 4 – опора; 5 – скип (транспортирующий элемент); 6 – ходовая монорельсовая тележка; 7 – опорная рама

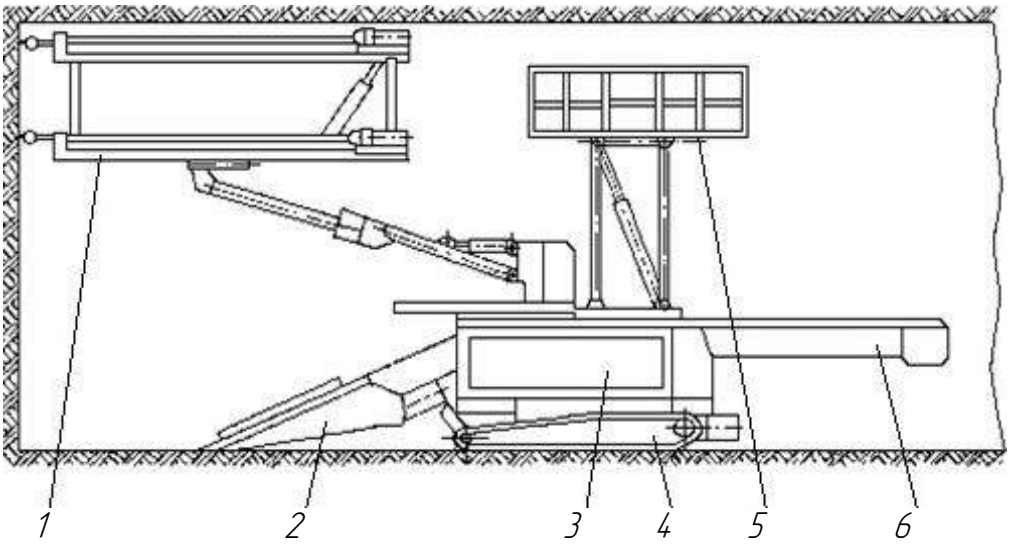


Рисунок 2.5 – АПС с гусеничным типом движителя:
1 – бурильное оборудование; 2 – погрузочный орган; 3 – опорная рама (БЭ); 4 – гусеничная ходовая часть; 5 – крепеустановочное оборудование; 6 – конвейер (транспортирующий элемент)

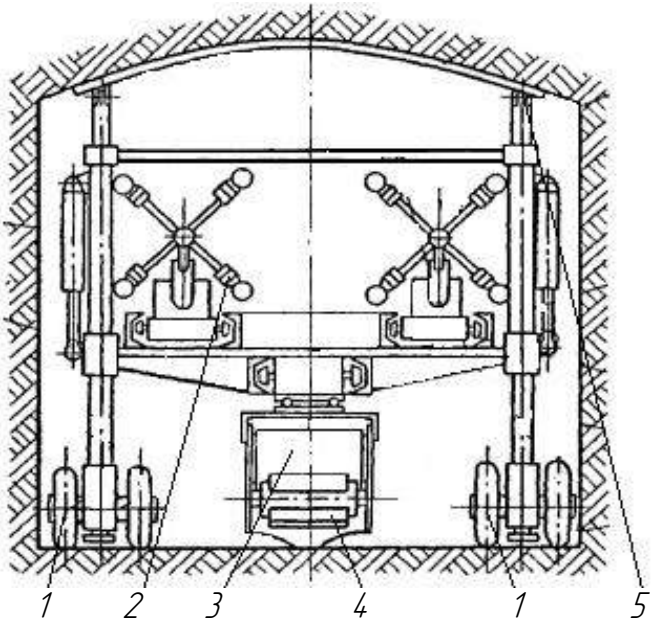


Рисунок 2.6 – АПС с пневмоколесным типом движителя:
1 – пневмоколесная ходовая часть; 2 – бурильное оборудование;
3 – конвейер (транспортирующий элемент); 4 – погрузочный орган;
5 – предохранительная крепь (БЭ)

Взаимосвязь БЭ с другими подсистемами в АПС – кинематическая (+).

2.3.2 Классификационные признаки подсистемы региональных перемещений

В АПС региональные перемещения осуществляются при помощи промежуточных элементов. Как показано в [6], под промежуточным элементом (ПЭ) понимается конструкция, кинематически связанная с БЭ и предназначенная для перемещения связанных с ней функциональных элементов (ФЭ) относительно БЭ. Совокупность промежуточных элементов составляет подсистему региональных перемещений АПС.

По результатам анализа существующих конструкций АПС подсистему региональных перемещений можно классифицировать по количеству и виду ПЭ.

Количество ПЭ может варьироваться от нуля до числа, равного числу функциональных элементов, т.е. подсистема региональных перемещений может вклю-

чать в себя один или несколько ПЭ, а может отсутствовать полностью. В работе [6] подробно изложены обстоятельства, обуславливающие необходимость региональных перемещений, связанных с потребностью в обмене ФЭ, что отличает их от глобальных и локальных перемещений.

В случае, когда области региональных и локальных перемещений совпадают (рисунок 2.7, а) [6], ПЭ могут отсутствовать, а их функции переходят к подсистеме локальных перемещений.

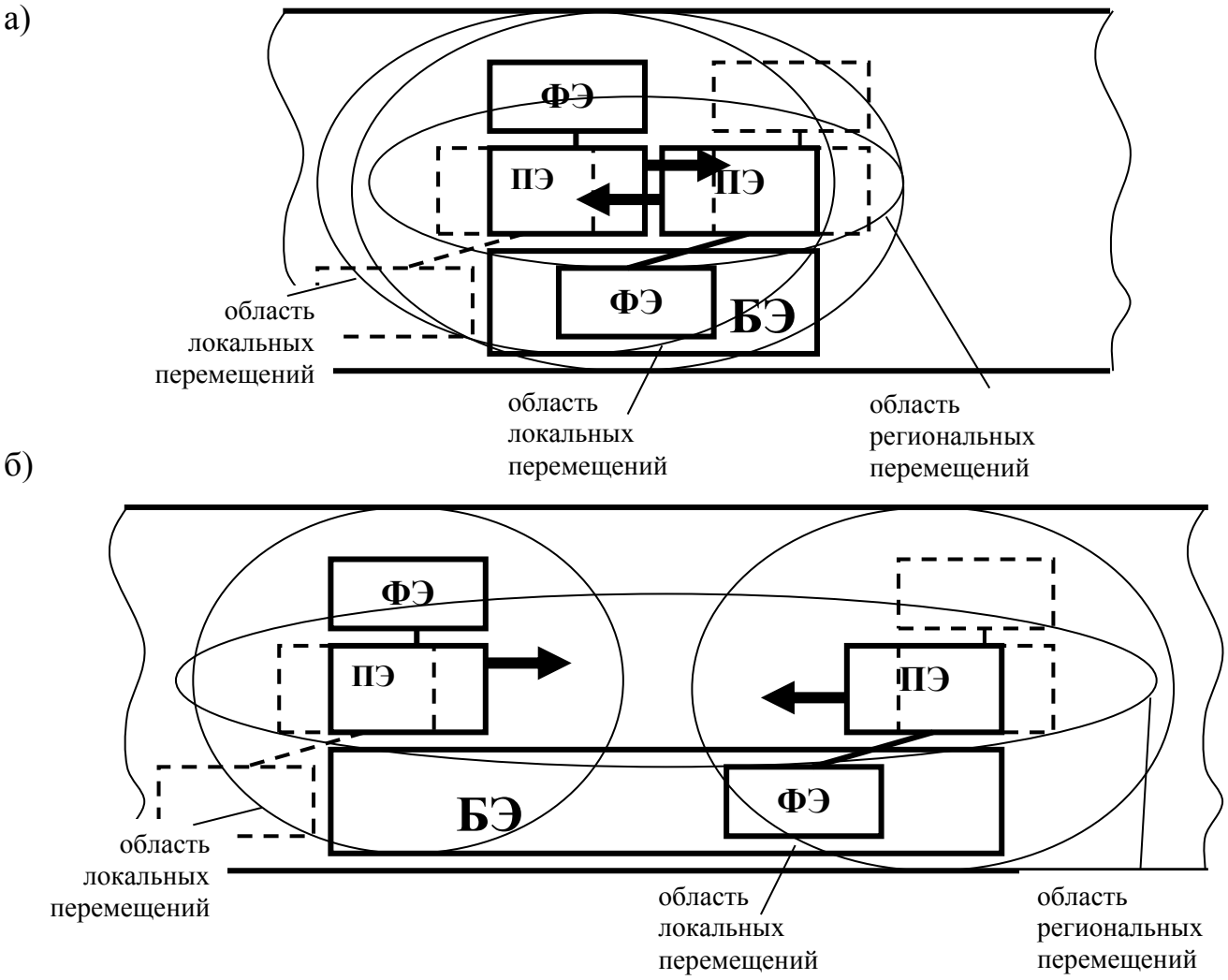


Рисунок 2.7 – Варианты взаимного расположения области региональных и области локальных перемещений при разной протяженности БЭ:
а) области перемещений различных видов совпадают (ПЭ не нужен);
б) области перемещений различных видов не совпадают (ПЭ необходим)

Такой вариант возможен при незначительной протяженности АПС вдоль оси выработки. При значительных габаритных размерах АПС (рисунок 2.7, б) области региональных и локальных перемещений не перекрываются, а подсистема региональных перемещений состоит из ПЭ, вид и количество которых индивидуальны для каждого конкретного технического решения.

Вид ПЭ зависит от числа перемещаемых функциональных элементов [6].

Единый ПЭ перемещает все функциональные элементы, входящие в состав системы, относительно базового элемента (рисунок 2.8, а).

Групповой ПЭ перемещает несколько (более одного) функциональных элементов, но не все (рисунок 2.8, б).

Индивидуальный ПЭ перемещает один из ФЭ системы (рисунок 2.8, в).

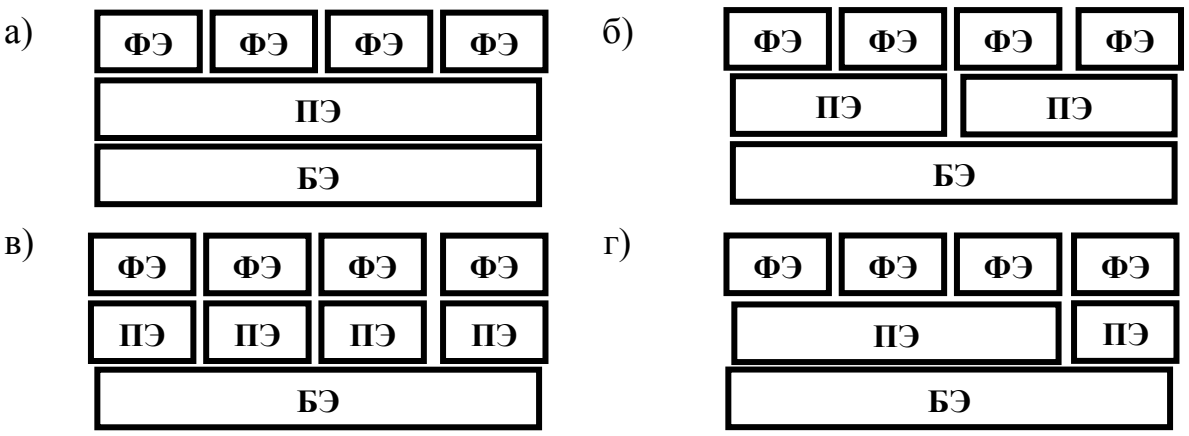


Рисунок 2.8 – Варианты компоновки подсистемы региональных перемещений: а) единый ПЭ; б) групповые ПЭ; в) индивидуальные ПЭ; г) комбинация из групповых и индивидуальных ПЭ

Подсистема региональных перемещений может состоять из:

- единого ПЭ (рисунок 2.8, а);
- одного или нескольких групповых ПЭ (рисунок 2.8, б);
- одного или нескольких индивидуальных ПЭ (рисунок 2.8, в);
- комбинации индивидуальных и групповых ПЭ (рисунок 2.8, г).

Из определения промежуточного элемента следует, что его связь с БЭ – ки-

нематическая. Связи с функциональными элементами, т.е. с подсистемой локальных перемещений, бывают кинематические и конструктивные.

2.3.3 Классификационные признаки подсистемы локальных перемещений

Локальные перемещения выполняются в рамках перемещений ФЭ. Например, перемещения бурильной машины посредством манипулятора в процессе обуривании забоя являются локальными перемещениями бурильного элемента. Перемещения разрушающего органа избирательного действия (короны) при помощи стрелы при разработке забоя механическим способом будут рассматриваться как локальные перемещения разрушающего элемента. Движения ковша в процессе погрузки горной массы, его перемещения при помощи рукояти характеризуются как локальные перемещения погрузочного элемента и т.д.

Подсистема локальных перемещений представляет собой совокупность ФЭ. ФЭ рассматриваются как элементы АПС, которые не подвергаются дальнейшему разделению.

Классифицировать подсистему локальных перемещений предлагается по следующим признакам:

- назначение ФЭ (функциональный признак);
- количество однотипных ФЭ (т.е. выполняющих одинаковые функции);
- расположение опорной поверхности ФЭ.

По назначению (по функциональному признаку) функциональные элементы подсистемы локальных перемещений делятся на: разрушающий (Р) – для механического способа проходки; бурильный (Б) – для бурения шпуров по забою при буровзрывном способе проходки или для бурения анкерных шпуров и установки анкеров при всех способах; погрузочный (П), транспортирующий (Т), крепеустановочный для установки элементов крепи (К) и призабойную крепь ($К_{ПР}$) – для всех способов. Для создания АПС используются, как правило, исполнительные органы известных операционных машин. При разработке новых функциональных органов (например, неизвестного ранее тягового органа, разрушающего органа и др.) они

должны, в первую очередь, занять соответствующие места в классификациях оборудования своих областей. Поэтому разработка классификационных признаков самих ФЭ представляется нецелесообразной, т.к. они находятся в рамках известных общепринятых классификаций исполнительных органов горных машин.

Введение признака «количество однотипных ФЭ» обусловлено тем, что оснащение АПС несколькими однотипными ФЭ, например, несколькими бурильными машинами, ковшами или другими исполнительными органами, оказывает заметное влияние на показатели их работы – производительность, скорость проведения выработки и др.

Минимальное количество однотипных ФЭ системы – ноль – при вырождении ФЭ. Максимальное количество обоснованно ограничить не представляется возможным. Некоторые рекомендации по рациональному количеству однотипных ФЭ, на основе анализа известных конструкций и результатов имитационного моделирования, будут выработаны в рамках настоящей работы, но и они, с учетом дальнейшего развития техники, со временем могут подвергнуться определенным коррективам.

Обозначать количество однотипных ФЭ будем индексом перед их наименованием, например, запись «2П» будет означать, что в системе имеются два погрузочных органа, а «6Б» - шесть бурильных машин. В случае оснащения каждого из однотипных ФЭ индивидуальными ПЭ их количество также будет обозначено индексом (например, «2ПЭ» - два промежуточных элемента). Очевидно, что число связей между ФЭ и ПЭ будет соответствовать количеству последних.

По расположению опорной поверхности функциональные элементы предлагается делить на расположенные внутри системы и вне системы. Например, перегружатель, расположенный на базовом элементе, т.е. имеющий опорную поверхность «внутри системы» (например, в комплексе «Сибирь-2М», рисунок 1.2, а) требует одних параметров БЭ, а опирающийся на почву выработки «вне системы», совершенно других (например, в комплексе ПАКВМК (рисунок 1.2, в)). Расположение «вне системы» может подразумевать наличие некоторого ходового устройства, не оснащенного собственным движителем (если перегружатель имеет

собственный движитель и может перемещаться самостоятельно, то, исходя из определения БЭ, он не является элементом АПС).

Деление ФЭ по расположению опорной поверхности показано на примере перегружателя (транспортирующего элемента) по той причине, что к настоящему времени только он имеет конструктивное воплощение обоих вариантов этого классификационного признака. Остальные ФЭ в известных конструкциях АПС и АПК располагаются «внутри системы». Однако нельзя исключать, что в дальнейшем вариант «вне системы» может быть реализован и для других ФЭ.

Расположение опорной поверхности ФЭ вне системы может быть:

- нижним (Н) – по почве выработки;

- верхним (В) – ФЭ перемещается по направляющим, закрепленным под кровлей выработки, например, монорельс;

- промежуточным (П) – ФЭ перемещается по направляющим, закрепленным к бортам выработки.

ФЭ, расположенные внутри системы, специальных условных обозначений иметь не будут, чтобы не загромождать структурную формулу лишними символами, а ФЭ, расположенные вне системы, будем обозначать соответствующим верхним буквенным индексом справа от наименования элемента (например, «$Т^{Н}$» – транспортирующий элемент, расположенный вне системы и перемещающийся по почве выработки; «$Т^{В}$» – транспортирующий элемент, расположенный вне системы и перемещающийся под кровлей выработки; «Т» – транспортирующий элемент, расположенный внутри системы).

Связи функциональных элементов с элементами подсистемы региональных перемещений, а при ее отсутствии, с элементами подсистемы глобальных перемещений, как упоминалось ранее, бывают кинематические и конструктивные.

2.3.4 Разработка обобщенной структуры АПС

На рисунке 2.9 представлена структурно-функциональная систематизация, объединяющая перечисленные выше классификационные признаки подсистем и демонстрирующая принцип структурообразования и построения обобщенной

структуры АПС.

В общем случае, буровзрывная или комбайновая АПС имеет три подсистемы – глобальных, региональных и локальных перемещений, которые состоят из, соответственно, БЭ, ПЭ и ФЭ.

БЭ и ПЭ связаны кинематической связью. ФЭ с БЭ и ПЭ могут быть связаны кинематически или конструктивно. С использованием принятых символов, обобщенная структура АПС, имеющая все элементы, может быть описана следующими общими структурными формулами (рисунок 2.10).

Нижний прямоугольник структурной формулы – подсистема глобальных перемещений – показывает вид БЭ, его расположение и тип движителя.

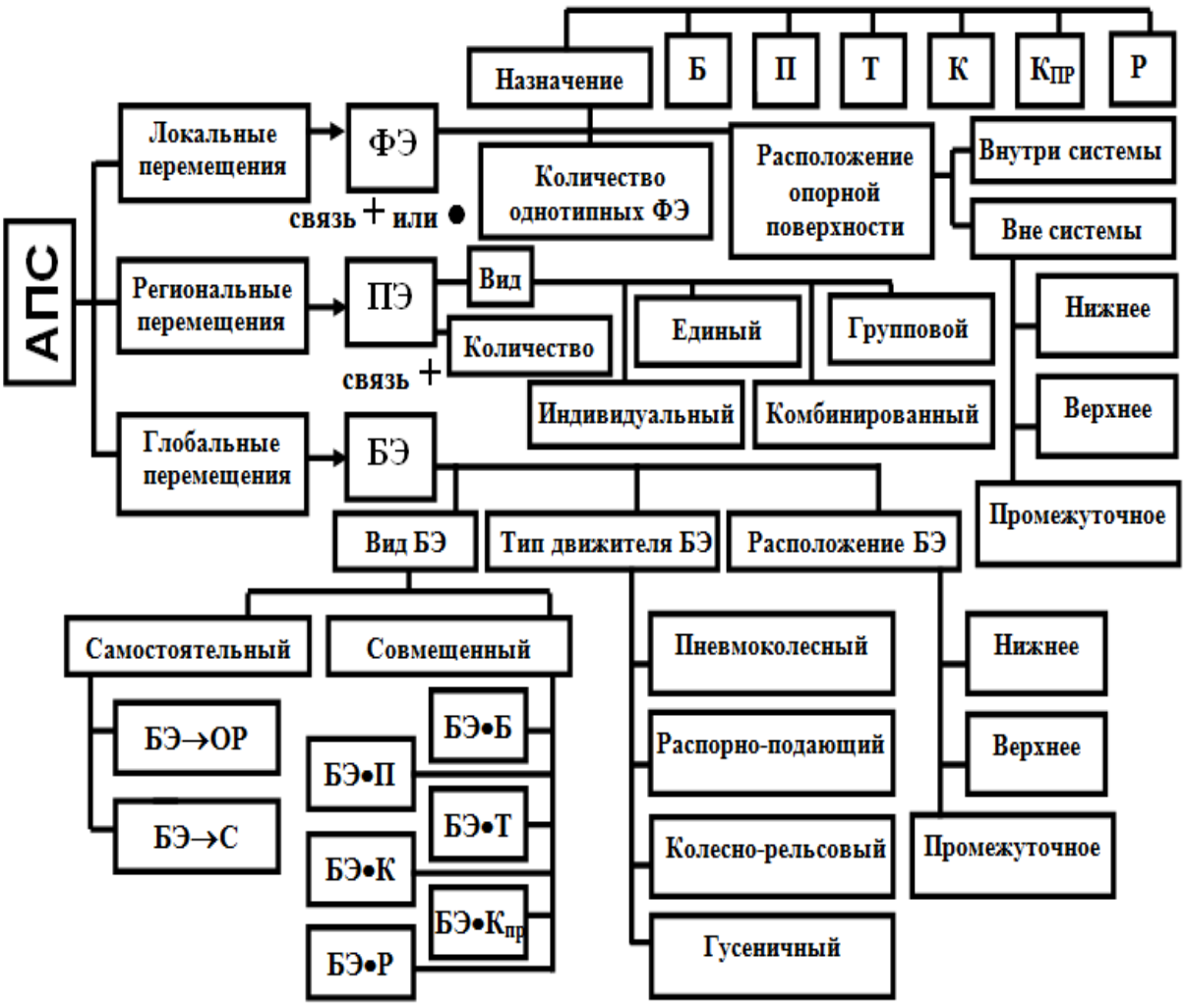


Рисунок 2.9 – Структурно-функциональная систематизация АПС

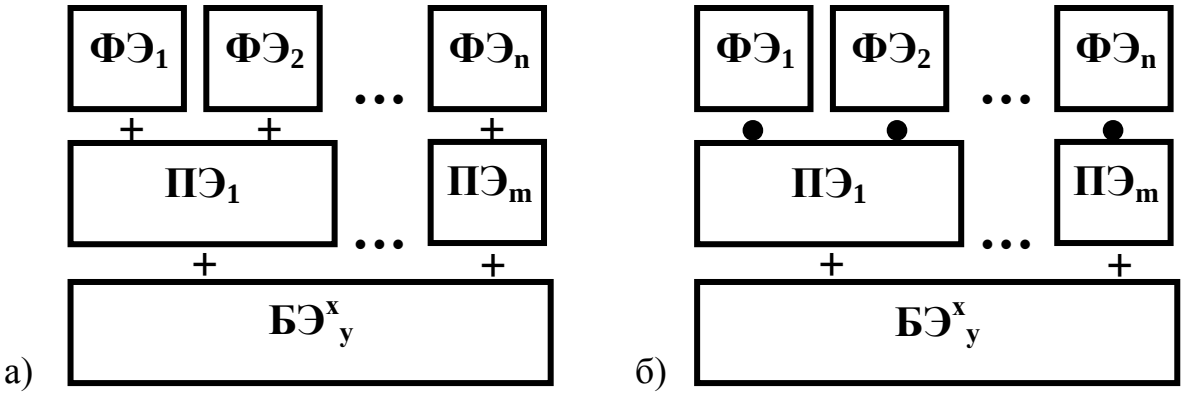


Рисунок 2.10 – Обобщенная структура АПС:
а) при наличии кинематических связей; б) при наличии конструктивных и кинематических связей; n – число видов функциональных элементов; m – число ПЭ; x – расположение БЭ; y – тип движителя БЭ

Средний ряд прямоугольников обозначает подсистему региональных перемещений, образованную промежуточными элементами в различном числе и комбинациях.

Кинематическая связь каждого ПЭ с базовым элементом обозначена знаком «+» между соответствующими прямоугольниками. Связи ПЭ с функциональными элементами обозначены соответствующими знаками над средним рядом прямоугольников. Количество связей соответствует количеству видов ФЭ, имеющихся в АПС.

Верхний ряд прямоугольников обозначает подсистему локальных перемещений, которая состоит из функциональных элементов. Каждый прямоугольник этой подсистемы символизирует один из видов ФЭ, входящих в систему (П – погрузочный, Б – бурильный и т.д.).

Количество ПЭ и ФЭ одного вида, как было показано в пункте 2.3.3, обозначается соответствующим индексом перед буквенным обозначением ПЭ и ФЭ, например, запись 2Б означает, что в комплексе имеются две бурильные машины, а если под прямоугольником с этой записью стоит «+» и ниже 2ПЭ, значит, каждая из этих бурильных машин имеет индивидуальный промежуточный элемент (ходовую тележку) для перемещения по базовому элементу комплекса.

В случае, если нет необходимости в региональных перемещениях, промежуточные элементы и их связь с БЭ будут отсутствовать в структурной формуле, а ФЭ будут связаны непосредственно с БЭ.

Различное сочетание элементов и связей приводит к образованию новых структур, производных от обобщенной структуры. Это позволяет осуществить систематизацию не только существующих, но и возможных вариантов АПС. Представляя обобщенную структуру как «комбинаторное пространство», содержащее все возможные структурные решения, можно, задавая различные значения классификационных признаков, получить множество аналогов и прототипов, то есть осуществить структурный синтез объектов класса АПС.

Итак, общий принцип образования структур АПС заключается в том, что в рамках обобщенной структуры определяется:

- состав АПС, т. е. разновидности, количество и сочетание элементов, входящих в систему;

- структура АПС, т. е. виды и количество материальных связей между элементами разных подсистем.

2.4 Соответствие предложенных принципов структурообразования существующим АПС

Предложенный принцип структурообразования и разработанная на его основе структурно-функциональная систематизация (классификация) позволяют идентифицировать все известные к настоящему времени АПС. Для примера составим структурные формулы рассмотренных в пункте 1.3 агрегатированных проходческих комплексов «Сибирь-2М», «Болтер Майнер» и «ПАКВМК».

По структурной формуле №1 (рисунок 2.11, а), можно сказать следующее. Базовым элементом данной АПС является опорная рама на колесно-рельсовом ходу, которая перемещается по почве выработки. На опорной раме размещены две бурильные машины, два погрузочных органа, а также крепеустановочный и транспортирующий элементы. В состав системы не входят средства призабойного

крепления. Каждая бурильная машина и крепеустановочный элемент обеспечены индивидуальными ПЭ, т.е. имеют возможность перемещаться относительно опорной рамы.

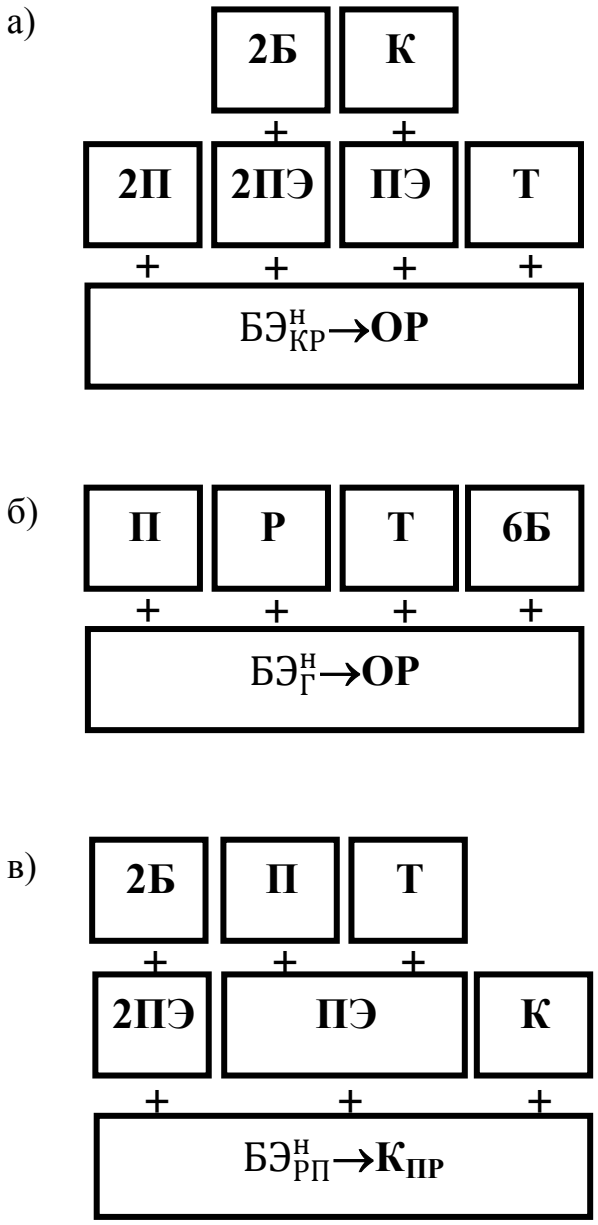


Рисунок 2.11 – Структурные формулы АПС:
а) формула № 1 – комплекс «Сибирь-2М»; б) формула № 2 – комплекс «Болтер Майнер»; в) формула № 3 – комплекс «ПАКВМК»

Структурная формула №2 (рисунок 2.11, б) описывает АПС, базовым элементом которой является опорная рама на гусеничном ходу, перемещающаяся по

почве выработки. На раме располагается исполнительный орган, разрушающий забой механическим способом, погрузочный орган, транспортирующий элемент и шесть комплектов бурильного оборудования.

По структурной формуле №3 (рисунок 2.11, в) можно сказать следующее. Базовым элементом является призабойная крепь, которая имеет распорно-подающий механизм перемещения и опирается на почву выработки. При этом крепеустановщик не имеет возможности перемещения относительно призабойной крепи, в то время как погрузочный орган и транспортирующий элемент имеют такую возможность при помощи отдельной конструкции (группового ПЭ), кинематически связанной с призабойной крепью. Каждая из двух бурильных машин имеет индивидуальный ПЭ, поэтому может независимо перемещаться относительно призабойной крепи.

Описания агрегатированных комплексов «Сибирь-2М», «Болтер Майнер» и «ПАКВМК», сделанные на основе указанных формул, идентичны конструкциям данных систем, которые приведены в пункте 1.3. Структурные формулы, составленные для других АПС, также демонстрируют достаточную степень информативности и соответствия получаемого с их помощью описания конструкциям АПС.

Таким образом, предложенные структурно-функциональная систематизация и обобщенная структура позволяют идентифицировать и описать структурными формулами все разработанные к настоящему времени АПС. Это дает возможность использовать их в качестве основы при разработке процедур синтеза новых вариантов, формализации и исследования процесса функционирования АПС.

Выводы

1. На основе анализа агрегатированных структур горнопроходческого оборудования установлено, что агрегатированные буровзрывные и комбайновые проходческие системы имеют общие правила построения, описываемые единой обобщенной структурой.

2. Разработана общая структурно-функциональная систематизация буровзрывных и комбайновых АПС на основе обобщения и развития существующих классификаций горнопроходческого оборудования и дополнения их новыми классификационными признаками.

3. Структурные формулы, составленные на основе обобщенной структуры, дают информативное представление о конструкции и компоновке описываемых ими АПС и позволяют идентифицировать существующие варианты технических решений, а также иллюстрируют взаимодействие структурных элементов в процессе функционирования.

4. Обобщенная структура является комбинаторным пространством для получения новых вариантов технических решений АПС путем задания значений классификационных признаков, что является основой процедур синтеза и оценки эффективности новых технических решений.

ГЛАВА 3 ВЫБОР КРИТЕРИЯ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ АПС. РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ АПС

3.1 Требования к модели функционирования. Выбор метода моделирования

Горнопроходческая система включает в себя две тесно взаимодействующие подсистемы – горную выработку и средства механизации ее проведения. Горная выработка характеризуется условиями ее проведения (сечением, углом наклона, обводненностью, крепостью и абразивностью пород и т. д.) и проектом выполнения горнопроходческих работ (паспортом проведения и крепления, паспортом БВР, требованиями к готовой выработке и др.). Средства механизации проведения выработок характеризуются структурой, конструкцией и компоновкой. Взаимодействие этих подсистем заключается в том, что характеристики горной выработки обуславливают вид подсистемы средств механизации, на основе которого, в свою очередь, осуществляется формирование диапазона выработок, которые можно провести этими средствами (рисунок 3.1). Средства механизации проведения выработок могут быть выполнены в виде комплектов индивидуальных машин, агрегатированных проходческих систем (комплексов и полукомплексов), агрегатов. Вопросам механизации проходческих процессов посвящено большое количество научных трудов [1-13, 48, 51-53], однако в них не в полном объеме рассмотрены вопросы системного выбора эффективных технологических подсистем механизации применительно к конкретным условиям. Помимо этого, среди всевозможных рассматриваемых вариантов проходческого оборудования наименьшее внимание уделено АПС [6].

На основе изложенного, подсистему горной выработки и АПС, как подсистему средств механизации, необходимо рассматривать во взаимосвязи друг с другом, при этом решение задач анализа и синтеза агрегатированных структур горнопроходческого оборудования должно осуществляться для конкретных условий проведения выработки, путем определения:

- характеристик диапазона горных выработок;

- оборудования для проведения выработок этого диапазона [6].

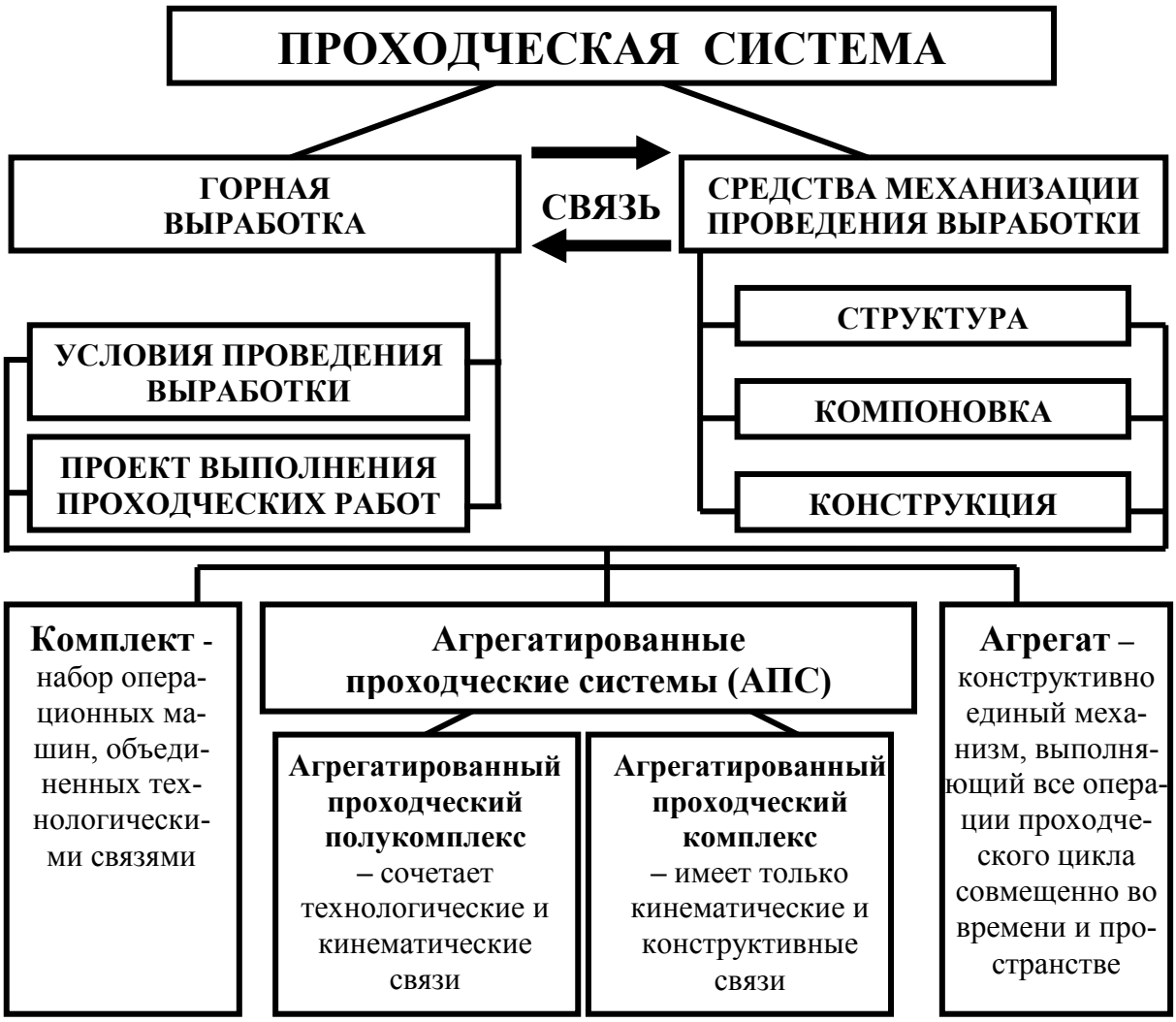


Рисунок 3.1 – Схема проходческой системы

Однако не исключено, что существуют диапазоны условий, в которых применение АПС будет менее выгодно, чем использование комплекта индивидуальных машин с технологическими связями. Поэтому необходима разработка теории и практических методов моделирования *формирования производительности* (*функционирования*) для всех рассматриваемых разновидностей проходческих систем с целью получения максимально точных и адекватных оценок возможных вариантов для:

- выбора наилучшего в конкретных условиях, в том числе, на стадии проек-

тирования;

- исследования влияния различных факторов и параметров машин на критерий эффективности ПС.

Под формированием производительности проходческой системы будем понимать процесс ее функционирования, характеризующийся некоторой совокупностью рабочих процессов ее элементов, протекающий под воздействием внешних и внутренних влияющих факторов различного характера, осуществляемый в определенных условиях в период времени, необходимый для проведения заданного объема горных выработок, в течение которого формируется количественное значение производительности как конечного показателя работы ПС.

Рассмотрим основные требования к математической модели формирования производительности проходческой системы.

Значительный вклад в создание расчетных моделей производительности ПС внесли ученые научных школ КузГТУ, ННЦ ГП–ИГД им. А.А. Скочинского, Института угля и углехимии СО АН РФ, ЮРГПУ(НПИ), КузНИИшахтостроя и др.

Многие авторы признают случайный характер формирования производительности и трудоемкости проходческих операций, тем не менее, в доступных источниках не приводится доверительных оценок получаемых показателей [59]. По сути, расчетные формулы представляют собой детерминированные соотношения, использующие среднюю производительность оборудования и трудоемкость вспомогательных операций. Тем не менее, к настоящему времени накоплен значительный объем информации о закономерностях формирования рабочих процессов горнопроходческого оборудования, обеспечивающей возможность учета реальные стохастических свойств среды взаимодействия: изменения характеристик пород, гранулометрического состава горной массы, формирования потоков отказов и т.д. [59]. Это даст возможность более информативно моделировать производительность оборудования как случайный процесс, а также увеличить достоверность получаемых показателей работы горнопроходческих систем [59].

Еще одна причина необходимости рассмотрения процесса проведения выработки с учетом случайного характера внешних и внутренних факторов заклю-

чается в том, что значение показателя технической производительности, указываемое в технических характеристиках и инструкциях по эксплуатации, дается без ссылки на конкретные условия, в которых оно получено, и носит, как правило, рекламный характер.

Противоречивость сложившейся ситуации заключается в том, что с одной стороны, в доступных источниках имеется достаточно информации о результатах исследований закономерностей формирования рабочих процессов операционных машин, а с другой стороны, информация об этих закономерностях не используется для того, чтобы определять реальные потребительские свойства оборудования [59].

Таким образом, *первым требованием* к модели является необходимость учета вероятностного характера внешних и внутренних воздействий при функционировании ПС.

При исследовании функционирования проходческого оборудования авторы, как правило, рассматривают формирование производительности (теоретической, технической, эксплуатационной, за чистое время работы) в рамках одного проходческого цикла. Это вполне оправдано при исследовании отдельных операционных машин, при изучении влияния их конструктивных, энергетических и других параметров на конечные показатели. Однако, при формировании производительности проходческой системы в целом, даже с учетом технологических и эксплуатационных факторов, производительность системы за цикл не может адекватно отразить эффективность ее использования в условиях конкретного предприятия.

Каждая шахта, в зависимости от ее проектной мощности и горно-геологических характеристик месторождения, имеет свой план горных работ, в соответствии с которым горно-подготовительные работы должны обеспечивать своевременное воспроизводство фронта очистных работ. Как известно [12], горно-подготовительные работы представляют собой совокупность технологических процессов: проведение горных выработок (горнопроходческие работы), их оборудование, создание систем вентиляции, водоотлива, транспортировки угля и гор-

ной массы, доставки материалов, оборудования, энергоснабжения, обеспечения безопасности. Основной частью горно-подготовительных работ являются горно-проходческие работы, которые, для нормальной организации процесса добычи, должны вестись определенными темпами. Время горнопроходческих работ складывается из времени монтажа оборудования, проведения горной выработки проектной длины, демонтажа, перебазирования оборудования к забою следующей по плану выработки и т.д., т.е. из времени забойных и внезабойных операций (рисунок 3.2). Для сложных комплексов с большими габаритными размерами требуется еще подготовка монтажного участка определенной длины, но она, как правило, выполняется одновременно с проходкой предыдущей выработки.

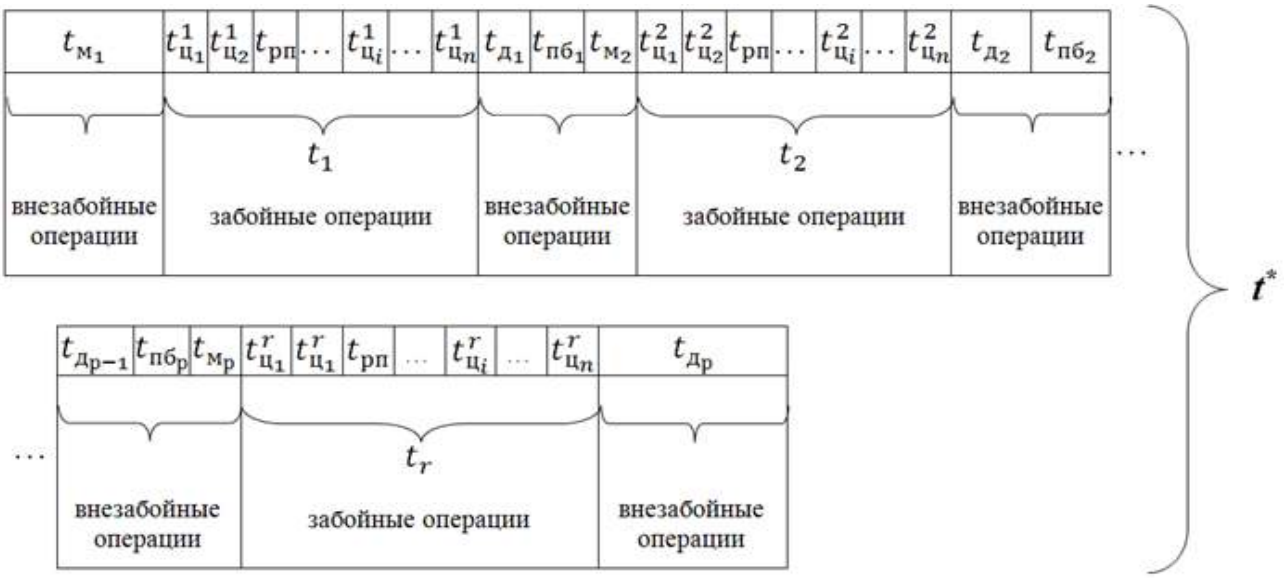


Рисунок 3.2 – Формирование времени выполнения структуры объемов горнопроходческих работ: $t_{м_i}$ – время монтажа и наладки; $t_{пб_1}$ – время перебазирования; $t_{д_i}$ – время демонтажа; $t_{ц_i}^j$ – время i-го проходческого цикла при проведении j-й выработки; t_1, t_2, t_r – время проведения, соответственно, 1-й, 2-й, r-ой выработок структуры объемов горнопроходческих работ; r – число выработок в структуре объемов горнопроходческих работ; $t_{пм}$ – время перемонтажа ПС из i-ой выработки в i+1-ю; p – число перемонтажей проходческой системы; n – число циклов при проведении одной выработки; t^* – время выполнения структуры объемов горнопроходческих работ

Поскольку проходческое оборудование используется на предприятии для проведения совокупности выработок, то и эффективность его использования должна оцениваться для этой совокупности, т.е. с учетом продолжительности и трудоемкости внезабойных операций. Выбор ПС, произведенный только по величине производительности цикла (забойных операций) может оказаться ошибочным. Например, более производительная система может иметь настолько продолжительное время монтажа-демонтажа, что применение менее производительной системы, требующей меньше времени на перемонтаж, окажется более целесообразным. Также существенное значение имеет длина выработок, т.к. при проведении выработок небольшой длины удельная доля внезабойных операций будет выше, чем при проведении длинных, и соответственно, эффективность ПС будет отличаться.

Итак, *вторым требованием* к модели является необходимость формирования производительности ПС при выполнении всего объема горнопроходческих работ по шахте или по участку шахтного поля (панели, горизонту и т.д.) в увязке с требованиями своевременного воспроизводства фронта очистных работ.

Проходческая система, как объект моделирования, обладает следующими особенностями [59]:

1) процессы проходческого цикла (разрушение – уборка – крепление) имеют принципиальные отличия физических закономерностей рабочих процессов взаимодействия исполнительных органов машин с внешней средой;

2) для различных проходческих систем осуществляются различные виды совмещения операций: во времени, функций операторов, функций орудий труда;

3) в каждый момент времени подсистемы находятся в разных частях рабочего пространства, а также в различных состояниях: функционирование, восстановление после отказа, ожидание и т.д.;

4) большое количество разновидностей проходческих систем, действующих внутри них материальных связей, вариантов технологического оборудования, входящего в их состав: разрушающего, бурильного, погрузочного, призабойного транспортного, крепеустановочного, вспомогательного [59].

Эти особенности предопределяют сложность системы, а также ее модели, которая должна адекватно их учитывать.

Таким образом, модель формирования производительности (функционирования) ПС должна соответствовать следующим требованиям [72]:

а) учет вероятностного характера внешних (горно-геологических и горно-технических) и внутренних (надежности, старения оборудования по мере отработки ресурса) воздействий при функционировании ПС;

б) учет выполнения забойных и внезабойных операций при выполнении горнопроходческих работ в объеме, необходимом для своевременного воспроизводства фронта очистных работ;

в) учет чередований событий и структурных состояний системы, в том числе при совмещении операций, как в процессе цикла, так и в процессе всего моделируемого объема проходческих работ;

г) универсальность для любых структур и компоновок ПС, в том числе АПС.

Проведенный в пункте 1.5 обзор показал, что к настоящему времени ни одна из существующих математических или имитационных моделей не соответствует списку требований, которым должна отвечать модель для адекватного системного описания процесса формирования и оценки производительности ПС. Поэтому необходима разработка математической, а затем на ее основе, имитационной модели функционирования ПС, отвечающей всем необходимым требованиям.

Как показано ранее, целью моделирования формирования производительности ПС является их оценка для выбора наилучшей в конкретных условиях, а также исследование влияния различных факторов и параметров на критерий эффективности ПС. В литературе [54] описаны подходы к классификации методов моделирования, среди которых ведущее место принадлежит математическому моделированию. Исследование сложных технических систем [73], к которым относятся проходческие системы, возможно осуществлять при помощи двух типов математических моделей – имитационных и аналитических – с применением методологии системного анализа. «Одной из основных форм системного анализа эффек-

тивности операций (технических систем) является имитационное исследование, проводимое на имитационных моделях» [54], методом вычислительных экспериментов на ЭВМ. Основой имитационных моделей являются математические модели, которые описывают функционирование исследуемой системы в период заданного промежутка времени. Учет влияния случайных факторов осуществляется при помощи датчиков случайных величин (имитаторов), генерируемых по соответствующим законам распределения. Однако метод имитационного моделирования обладает существенным недостатком – при высокой сложности моделируемой системы и, соответственно, ее адекватной имитационной модели, реализация исследуемого явления (прогон) может быть весьма длительной и при необходимости проведения значительного количества опытов – оказаться неприемлемой по продолжительности.

Сократить время прогона модели можно, выявив подпроцессы, которые не обязательно имитировать во времени, и получив их характеристики при помощи метода статистических испытаний (метод Монте-Карло) [74]. Для этого, необходимо иметь генератор случайных величин с достаточным набором законов распределения. В итоге, при сохранении вероятностного характера процессов, во времени имитируются только явления, составляющие предмет исследований, что упрощает модель и сокращает продолжительность ее реализации. Такая модель названа имитационно-статистической (ИСМ) [6].

В результате моделирования должно быть получено значение определенного критерия, характеризующего эффективность функционирования системы.

В [73] приведены способы описания имитационных моделей (формализации объектов моделирования): непосредственно активностями (под активностью понимается определенный алгоритм выполнения функционального действия с последующим подвиганием модельного времени), аппаратом событий, агрегатами, транзактами, процессами. Каждый из этих способов характеризуется соответствующим способом построения квазипараллелизма активностей, входящих в состав модели [73].

3.2 Формализация объекта моделирования. Выбор критерия оценки эффективности АПС

При выборе способа построения квазипараллелизма активностей, для имитационного моделирования функционирования ПС принят процессный способ, в наибольшей степени обеспечивающий соответствие структур модели и объекта. При этом способе имитационная модель представлена как набор описаний процессов, в которые объединены связанные друг с другом активности, определяющие работу каждой из компонент модели [6, 73].

В соответствии с общепринятой методологией [73] после определения способа организации квазипараллелизма активностей, производится формализация объекта моделирования, включающая в себя этапы:

- декомпозиции системы;
- выбора параметров и переменных модели;
- выбора критерия эффективности функционирования системы;
- аппроксимации реальных процессов математическими моделями;
- обоснования и учета выдвигаемых гипотез и предположений;
- установления структуры модели [73].

3.2.1 Этап декомпозиции системы

При процессном способе структура ИСМ будет соответствовать структуре реальной системы при условии, что каждой компоненте ставится в соответствие свой процесс. Под процессами будем понимать операции проходческого цикла, в этом случае активностями будут являться действия, обеспечивающие выполнение этих операций (таблица 3.1). Кроме этого, процессами будут являться также внезабойные операции, выполняемые после проведения необходимого числа проходческих циклов.

Таблица 3.1 – Компоненты и активности ИСМ ПС

Процессы (компоненты) ИСМ	Активности компонент
1	2
Разрушение забоя (при комбайновом способе проходки)	Подготовительно-заключительные операции (ПЗО)
	Разрушение забоя (с погрузкой горной массы)
	Подкидка породы к погрузочному органу
	Обеспечение транспортирующими средствами (передвижка перегружателя, наращивание конвейера и т. п.)
	Смена оси установки комбайна
	Замена резцов
	Устранение отказов оборудования
Бурение шпуров (при буровзрывном способе проходки)	ПЗО
	Оборка забоя и разметка шпуров
	Замена режущего инструмента и буровых штанг
	Бурение шпуров
	Переход от шпура к шпуру
	Раскайловка и очистка почвы для бурения нижних шпуров
	Чистка шпуров
	Устранение отказов оборудования
Заряжание, взрывание, проветривание	ПЗО
	Заряжание и взрывание
	Проветривание
Погрузка разрушенной горной массы	ПЗО
	Оборка забоя
	Сооружение или передвижка предохранительной крепи
	Механизированная погрузка горной массы
	Раскайловка крупных кусков породы
	Зачистка почвы и подкидка породы к погрузочному органу
	Обеспечение транспортирующими средствами (передвижка перегружателя, наращивание конвейера и т. п.)
	Устранение отказов оборудования
Крепление выработки рамной крепью	Доставка элементов крепи
	Подготовка элементов крепи
	Установка верхняка и боковых стоек
	Соединение элементов крепи
	Расклинивание рамы
	Устройство лунок и подмостей
	Затяжка кровли и боков выработки
	Забутовка закрепного пространства
	Устранение отказов оборудования

Продолжение таблицы 3.1

1	2
Крепление выработки анкерной крепью	ПЗО
	Доставка элементов крепи
	Разметка шпуров
	Замена режущего инструмента и буровых штанг
	Бурение шпуров
	Переход от шпура к шпуру
	Чистка шпуров
	Установка анкеров
	Затяжка кровли и боков выработки
	Подтяжка анкеров
	Устранение отказов оборудования
Вспомогательные работы	Доставка материалов и оборудования
	Устройство водоотливной канавки
	Наращивание коммуникаций
	Настилка пути
	Наращивание конвейера
	Обслуживание и ремонт оборудования
Перебазирование оборудования из одного забоя в другой	Демонтаж оборудования
	Подготовка монтажного участка
	Перемещение оборудования к месту монтажа
	Монтаж оборудования
	Наладка оборудования

3.2.2 Этап выбора параметров и переменных

При построении модели следует ориентироваться на решение тех вопросов, на которые необходимо получить ответы, имитация реальной системы во всех подробностях нецелесообразна [73]. Работа заключается в выявлении аспектов функционирования, имеющих отношение к выбранным критериям эффективности.

Согласно [73], параметрами ИСМ являются величины, изучение влияния которых на исследуемую систему является целью имитации. Значения остальных характеристик, называемых переменными модели, задаются перед началом каждой имитации.

В соответствии с целями моделирования выделены две группы параметров:

- область применения ПС (условия эксплуатации);

- особенности разновидностей проходческих, в том числе агрегатированных, систем.

Область применения исследуемых ПС ограничивается:

1. Крепостью пород. Диапазон значений ограничен областью применения комбайнового и буровзрывного способов проведения выработок и находится в пределах, соответственно, $1 \le f \le 9$ и $7 \le f \le 20$.

2. Сечением выработки. Минимальное сечение ограничивается условиями вписываемости ПС в контуры выработки. Обобщая имеющийся опыт по применению ПС, можно принять $S_{пр\min} \ge 10{,}9$ м^2, $S_{св\min} \ge 9{,}2$ м^2. Поскольку в данной работе ПС рассматриваются применительно к горнодобывающим предприятиям (т.е. без учета возможностей их применения при строительстве метро, тоннелей и т.д.), считаем целесообразным задать ограничение по максимальному сечению в рамках типовых сечений горных выработок [12] и принять $S_{пр\max}=21{,}1$ м^2, $S_{св\max}=18{,}3$ м^2.

3. Углом наклона выработки. Углы наклона более 90% подготовительных выработок находятся в пределах $\beta=0\div16^{o}$ [5, 12]. При $\beta>25^{o}$ технология проходки приобретает ряд специфических особенностей требующих отдельных исследований. Поэтому область применения ПС ограничим в пределах $\beta=0\div25^{o}$.

4. Объемом работ. Максимальный объем выполняемых проходческой системой работ должен ограничиваться ресурсом ПС до капитального ремонта, требующего полного демонтажа системы и отправки на специализированное ремонтное предприятие.

Особенностями разновидностей проходческих систем, в том числе агрегатированных, являются:

- наличие и вид материальных (кинематических и конструктивных) связей между различными подсистемами;

- наличие базового элемента (БЭ) и, следовательно, общая ходовая часть (единый движитель) системы [75];

- перемещения ПС на время выполнения БВР (при буровзрывном способе проходки);

- региональные перемещения (маневровые операции по обмену функциональных элементов (ФЭ), осуществляемые промежуточным элементом (ПЭ) в комплексе или маневры по обмену операционных машин в комплекте), [75];

- одинаковые структуры ПС могут быть оснащены различными типами ФЭ, отличающихся значениями показателей эффективности;

- возможность и степень совмещения операций в процессе цикла;

- объемы монтажно-демонтажных, доставочных и наладочных работ при перебазировании оборудования.

Указанные особенности выражаются следующими параметрами:

- продолжительность отвода оборудования от забоя перед взрывными работами и подвода к забою (при буровзрывном способе), час;

- продолжительность маневров по обмену оборудования, час;

- продолжительность операций цикла, час;

- продолжительность совмещенного выполнения операций, час;

- продолжительность монтажно-демонтажных, доставочных и наладочных работ при перебазировании ПС в другую выработку, час;

- наработка на отказ и время восстановления базового, промежуточных, функциональных элементов и материальных связей час;

Численные значения параметров ПС будут заданы индивидуально при исследовании каждой конкретной системы.

К переменными модели относятся следующие исходные данные: характеристики среды функционирования ПС, требования заказчика (необходимые темпы горнопроходческих работ, максимальная удельная стоимость выработки и т.д.), исходная документация на исследуемую ПС. Численные значения переменных задаются перед началом имитации. В зависимости от типов функциональных элементов, входящих в состав ПС, исходные данные в каждом конкретном случае могут быть различными.

3.2.3 Этап выбора критерия эффективности

3.2.3.1 Показатель эффективности при оценивании вероятностных процессов

В классической теории эффективности в технике, изложенной в [54], под показателем эффективности $H(u)$ операции понимается «мера степени соответствия реального результата операции требуемому» [54]. Если достижение требуемого результата z^{mp} является обязательным условием выполнения поставленной задачи, то показателем эффективности является вероятностная гарантия выполнения поставленной задачи [54]

$$H(u) = P(\hat{z}(u), z^{mp}) , \qquad (3.1)$$

где $\hat{z}(u)$ – реальный результат операции, выражаемый случайной переменной и зависящий от стратегии $u \in U$ (символ ∧ ставится над обозначением случайной величины для отличия от ее возможных значений).

Например, если целью операции является повышение темпов горнопроходческих работ до требуемого уровня z^{mp}, то показателем эффективности операции (3.1) является вероятность того, что темпы горнопроходческих работ будут не менее требуемых.

3.2.3.2 Выбор критерия эффективности

В соответствии с [54], «показатель эффективности зависит от стратегии u» [54], под которой понимается рациональный способ использования активных средств в операции. «Критерий эффективности *К* есть правило, позволяющее сопоставить стратегии, характеризующиеся различной степенью достижения цели, и осуществлять направленный выбор стратегий из множества допустимых» [54]. Применение положений теории эффективности к задачам настоящей работы требует приведения в соответствие следующих понятий:

- стратегия – некоторое техническое решение ПС, имеющее определенную структуру;

- результат операции – значение целевой функции ПС, зависящее от вероятностных параметров и являющееся случайной величиной;

- требуемый результат – заданная величина целевой функции, определенная техническим заданием на разработку АПС (будет рассмотрено в главе 5) или выбор ПС.

Критерий эффективности вводится на основе одной из трех существующих концепций рационального поведения систем: пригодности, оптимизации, адаптивизации [54]. В рамках перечисленных концепций выделяют, соответственно, критерии пригодности, критерии оптимальности и критерии адаптивности.

В работе [6] выполнен подробный анализ возможности использования положений теории [54] для оценивания эффективности функционирования проходческих систем. Приведем основные, полученные в [6] выводы, т.к. промежуточные результаты и рассуждения в настоящей работе излагать нецелесообразно.

1. Среди концепций рационального поведения систем наиболее полно отвечающей поставленным задачам является концепция оптимизации, в соответствии с которой рациональными считаются стратегии $u \in U$, обеспечивающие максимальный эффект в операции, т. е.

$$H(u^*) = max_{u \in U} H(u). \qquad (3.2)$$

При решении задачи (3.2) можно получить несколько равноценных оптимальных стратегий.

2. Из числа критериев оптимальности поставленным задачам в наибольшей степени соответствует критерий наибольшей вероятностной гарантии результата, при этом выбор оптимальной стратегии $u^* \in U$ осуществляется из условия

$$u^* : max_{u \in U} P(\hat{z}(u) \geq z^{mp}). \qquad (3.3)$$

Показателем эффективности в этом случае является вероятность того, что значение реального результата будет не ниже требуемого:

$$H(u) = P(\hat{z}(u) \geq z^{mp}). \qquad (3.4)$$

Важнейшим условием, которое всегда необходимо соблюдать при выборе критерия эффективности [54], является его согласование с целью операции. Глав-

ной целью функционирования проходческой системы является обеспечение заданных темпов горнопроходческих работ, необходимых для своевременного воспроизводства фронта очистных работ, т.е. требуемым результатом является некоторая скорость горнопроходческих работ, обусловленная подвиганием очистного забоя (забоев).

Таким образом, для оценки сравниваемых между собой или разрабатываемых технических решений ПС, критерием оптимальности будет вероятностная гарантия достижения требуемой скорости проходки $P(\hat{v}_i \geq v_{mp})$, где v_{mp} – требуемая скорость горнопроходческих работ.

3.2.4 Разработка критерия оценки эффективности

Как отмечалось в пункте 1.6, оценка качества процесса является многопараметрической задачей, а оценка эффективности только по критерию оптимальности не может считаться полностью корректной по следующим причинам:

- классическая теория оценки эффективности в технике [54] разрабатывалась для универсального применения к любым техническим системам, практическое ее применение в области горнопроходческой техники требует дополнительного анализа и разработки комплексного критерия, который в отличие от существующих оценок путем набора большого количества разнородных характеристик, позволит объективно и полно оценить эффективность ПС в конкретных условиях эксплуатации в течение всего требуемого периода ее функционирования;

- при расчете критерия оптимальности не предусматривается сопоставление с каким-либо из известных технических решений, т.е. мера совершенства разработанной или выбранной из альтернативных вариантов технической системы оценивается лишь степенью достижения требуемого результата. Это снижает практическую ценность методики [54], делает ее узкоспециальной для оценки предельных возможностей объекта техники без сопоставления с существующими или базовыми вариантами;

- большинство исследователей (пункт 1.5) при попытке выбрать или разработать критерий оценки эффективности для горнопроходческой техники приходили к выводу, что он не может быть единичным, а должен быть интегральным, комбинированным, т.к. основные влияющие факторы противоречивы и взаимосвязаны, изменение одного из них приводит к изменению остальных. В некоторых случаях улучшение одного показателя приводит к ухудшению других настолько, что понижается общая эффективность проходческой системы.

Поэтому так важна задача разработки интегрального критерия оценки эффективности ПС, включающего в свой состав критерий оптимальности, выбранный в пункте 3.2.3, как один из параметров оценки.

Под эффективностью горного и, в том числе, проходческого оборудования, как правило, понимают совокупность следующих составляющих – трудоемкости работ, производительности и стоимости единицы объема готовой продукции [12]. Какая бы из этих составляющих ни была принята в качестве целевой функции, остальные непременно будут являться ограничениями. При разных целевых функциях, для одинаковых условий эксплуатации могут стать эффективными разные ПС. Например, если в качестве целевой функции принята производительность ПС, то наиболее эффективным вариантом может быть высокопроизводительное импортное оборудование (не выходящее за рамки ограничений по стоимости и трудоемкости). В случае, если в качестве целевой функции принята минимальная стоимость, то, вероятнее всего, оптимальным вариантом стане недорогая техника отечественного производства, которая уступает импортной (в пределах ограничений) по производительности и трудоемкости обслуживания. Целью функционирования ПС при этом остается обеспечение необходимых темпов проходки, которые определяет заказчик.

Таким образом, разработка единого оценочного критерия, интегрирующего в себе все перечисленные составляющие понятия «эффективность» в увязке с целью функционирования ПС, позволила бы принять его в качестве целевой функции и тем самым разрешить противоречия, возникающие при попытке отдать предпочтение какому-то одному показателю.

В качестве такого оценочного критерия предлагается использовать коэффициент эффективности $K_{эф}$ [76, 77].

За основу предлагаемого коэффициента эффективности ГПО принята идея ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова [58, 59], в которой устранены недостатки, сформулированные в пункте 1.5. Коэффициент эффективности представляет собой отношение безразмерных величин производительности системы $\alpha_{Qiб}$ и трудоемкости $\alpha_{Tiб}$

$$K_{эф} = \frac{\alpha_{Qiб}}{\alpha_{Tiб}} P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр}\right), \tag{3.5}$$

где $\alpha_{Qiб}$ – отношение производительностей ГПО i-го проектируемого или приобретаемого варианта Q_i к базовому $Q_б$,

$$\alpha_{Qiб} = \frac{Q_i}{Q_б}; \tag{3.6}$$

$\alpha_{Tiб}$ – отношение трудоемкостей процессов при использовании i-го и базового оборудования

$$\alpha_{Tiб} = \frac{T_i}{T_б}; \tag{3.7}$$

$P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр}\right)$ – вероятностная гарантия достижения требуемой скорости проходки.

Таким образом, выражение (3.5) с учетом (3.6) и (3.7) представляет собой безразмерный параметр, который определяет, как изменилась производительность на выходе рассматриваемой системы по сравнению с базовым вариантом по отношению к аналогичным изменениям показателя трудоемкости с учетом темпов проведения выработки.

Рассмотрим более подробно величины, входящие в математическое выражение коэффициента эффективности $K_{эф}$.

Как было отмечено, эффективность ПС, в том числе агрегатированных, принято оценивать следующими величинами:

- производительностью системы Q, м^3/час;

- трудоемкостью работ T, чел.час/м^3 или производительностью труда $П$, м^3/чел.час;

- удельной стоимостью *C*, руб./м^3.

Известно, что между этими показателями существуют сложные функциональные и стохастические соотношения [12].

Общепринятым универсальным показателем является удельная стоимость сооружения 1 м^3 готовой выработки, которая интегрирует все составляющие расходов.

Однако сопоставлять, оценивать и оптимизировать различные варианты горнопроходческих машин по величине стоимости весьма сложно и ненадежно, что объясняется временно́й нестабильностью этого показателя. Действительно, стоимость ручного и механизированного труда на шахтах России существенно изменяется во времени, в зависимости от места географического расположения предприятия, принадлежности к той или иной угольной компании и других конъюнктурных факторов. Рыночная стоимость оборудования, как импортного, так и отечественного, меняется в значительных пределах в зависимости от спроса и предложения, наличия фирм-посредников, уровня инфляции и многих других факторов. Это же касается и стоимости материалов и энергии. Поэтому для оценки эффективности целесообразно применять другие показатели, которые, непосредственно определяя удельные затраты, могут быть рассчитаны с использованием более достоверных и надежных методов.

В частности, в работе [6] подробно проанализирована взаимосвязь между удельной стоимостью проходки и показателями трудоемкости работ и производительности на примере процесса уборки (погрузки и призабойного транспорта) горной массы. Результаты анализа позволили сделать вывод о том, что увеличение производительности погрузочной машины приводит к снижению удельных суммарных затрат. Применительно к системам горнопроходческих машин сформировано общее правило [6]: системы с более высокой производительностью, как правило, имеют меньшие удельные затраты на проходку, если увеличение производительности системы достигается за счет повышения производительности операционных машин – погрузочных, бурильных и т.д. Повышение производительности ПС за счет уменьшения продолжительности ручных вспомогательных опе-

раций, достигнутого путем увеличения числа проходчиков, может дать противоположный результат. Поэтому при оценке ПС первоочередное внимание необходимо уделять показателям производительности системы и трудоемкости работ.

Помимо этого, в пользу технических показателей свидетельствует то, что в соответствии с основными положениями системного подхода к процессу конструирования, экономическая оценка конструкции, являющаяся важным стимулом разработки рациональных вариантов технических решений, может быть выполнена лишь после того, как появятся технически осуществимые варианты, соответствующие требованиям функционирования изделия [33]. Поэтому, для оценки эффективности проходческих систем на этапе синтеза технического решения целесообразно использовать технические показатели – производительность системы и трудоемкость работ.

Трудоемкость проходки, определяющая, по мнению экспертов-экономистов, главную составляющую затрат – заработную плату – может быть определена при помощи методики расчета трудоемкости операций проходческого цикла, разработанной ННЦГП–ИГД им. А.А. Скочинского [48] и базирующейся на обобщении результатов многолетних наблюдений в производственных условиях. Математическая модель трудоемкости, чел.-мин/м^3(в свету), имеет следующий вид [48]:

$$T = \sum_{i=1}^{m} \beta_i \left(\frac{n_{мехi}}{Q_i' K_{ГГi} K_{мi} K_{Гi}} + N_{вi} K_{оргi} K'_{ГГi} \right) \mu , \qquad (3.8)$$

где m – количество рассматриваемых операций;

β_i – коэффициент для пересчета трудозатрат на единицу измерения объемов работ по каждой операции в трудозатраты на 1 м^3 готовой выработки в свету;

Q_i' – производительность машины за чистое время в базовых условиях;

$n_{мехi}$ – число проходчиков, занятых управлением машиной;

$K_{мi}$ – доля продолжительности механизированного выполнения маневровых и вспомогательных операций;

$K_{ГГi}$ – коэффициент, учитывающий изменение горно-геологических условий

по отношению к базовым, для которых установлена величина Q_i';

$K_{Гi}$ – коэффициент готовности оборудования;

$N_{вi}$ – среднепрогрессивные значения затрат ручного труда на выполнение операции в определенных горно-геологических условиях, чел.-мин. на единицу объема работ;

$K_{оргi}$ – коэффициент изменения трудозатрат в зависимости от количества проходчиков, выполняющих ручные операции;

$K'_{ГГi}$ – коэффициент, учитывающий изменение горно-геологических условий по отношению к базовым, для которых установлена величина $N_{вi}$;

μ – коэффициент, учитывающий продолжительность регламентированных перерывов [48].

Трудоемкость проведения выработки представляет собой совокупность двух основных составляющих: трудоемкости механизированных операций и трудоемкости ручных и вспомогательных операций.

Производительность системы машин, функционирование которых в одной технологической среде направлено на достижение единой конечной цели, является важнейшей выходной характеристикой. По ней оценивают технический уровень системы и подбирают параметры операционных машин. Очевидным является то, что оценивать реальную производительность проходческой системы и ее отдельных процессов (машин) необходимо по их эксплуатационным возможностям. В общем случае суммарная продолжительность выполнения процесса включает в себя чистое время механизированных операций и не совмещенное с ним время вспомогательных и подготовительно-заключительных операций (ПЗО), выполняемых по технологической необходимости. Для вычисления значений этих составляющих продолжительности процесса нужно знать среднюю производительность технологических машин за чистое время работы, трудозатраты на ПЗО, вспомогательные операции и численность занятых на них проходчиков. На основе этого, конструируя процесс проведения выработки как сочетание механизированных и сопутствующих операций, можно определить значения эксплуатационной

производительности каждой проходческой машины или всей системы при выполнении работ проходческого цикла. Таким образом, эксплуатационную производительность нужно вычислять по величинам производительности оборудования за чистое время работы и трудоемкости немеханизированных процессов [6].

Как следует из сказанного, трудоемкость вспомогательных операций входит в состав обоих рассматриваемых показателей. Что касается выходных характеристик механизированных процессов – удельной трудоемкости механизированных операций и производительности оборудования – они имеют очень тесное взаимовлияние. Трудоемкость механизированных операций определяется зависимостью

$$T_{мех} = \frac{n_{мех}}{Q \cdot K_{м} \cdot K_{Г}} \cdot \mu,$$

а производительность машины при выполнении механизированных операций находится из выражения

$$Q_{мех} = Q \cdot K_{м} \cdot K_{Г} \cdot \frac{1}{\mu}.$$

Если записать оба выражения относительно производительности, приравнять друг к другу и сократить однородные члены, то можно получить зависимость, которая отражает взаимосвязь между $Q_{мех}$ и $T_{мех}$ [6]:

$$Q_{мех} = \frac{n_{мех}}{T_{мех}}.$$

Таким образом, решая задачу повышения производительности ($Q \Rightarrow MAX$), необходимо контролировать величину трудоемкости и наоборот, снижение трудоемкости проходки ($T \Rightarrow MIN$) не должно сопровождаться уменьшением производительности. Поэтому оба эти показателя включены в состав оценочного критерия – коэффициента эффективности $K_{эф}$. При этом, поскольку производительность связана с эффективностью функционирования ПС прямой зависимостью, а трудоемкость – обратной, то в математическом выражении (3.5) производительность стоит в числителе формулы, а трудоемкость – в знаменателе.

Для вариантов ГПО, в которых повышение производительности системы

сопровождается снижением трудоемкости процесса, соотношение $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$ >1. Повышение эффективности возможно также при увеличении производительности и неизменной трудоемкости (или некотором ее повышении, но не превышающем процентное повышение производительности), а также при уменьшении трудоемкости с сохранением производительности (или некоторым ее снижением, но не превышающем процентное снижение трудоемкости), для этих вариантов $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$ всегда больше единицы. Значения $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$<1 свидетельствуют о снижении эффективности ГПО, что может быть вызвано уменьшением производительности и повышением трудоемкости, или изменением одного из этих факторов.

При умножении соотношения $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$ на значение вероятностной гарантии достижения требуемой скорости проходки $P\left(\hat{v}_i \geq v_{mp}\right)$ происходит окончательная корректировка значения $K_{эф}$ с точки зрения соответствия цели функционирования. Это особенно актуально в следующих условиях.

Во-первых, в случаях, когда значительно снижается трудоемкость и незначительно – производительность, соотношение $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$ получается больше единицы, т.е. эффективность ГПО по сравнению с базовым вариантом повысилась, однако, снижение производительности может негативно сказаться на цели операции – темпы проходки в итоге могут оказаться меньшими, чем в базовом варианте, что недопустимо.

Во-вторых, могут возникать случаи, когда при сравнении двух ПС с разными численными значениями Q и T с одним и тем же базовым вариантом, соотношения $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$ для обоих ПС окажутся одинаковыми. Например, у первой ПС Q_1=4 м^3/час, T_1=1,5 чел.-час/м^3, у второй – Q_2=8 м^3/час, T_2=3 чел.-час/м^3, а у базового варианта $Q_Б$=2 м^3/час, $T_Б$=1,5 чел.-час/м^3. Подставляя численные значения в соотношение $\frac{\alpha_{Qi\delta}}{\alpha_{Ti\delta}}$, получаем для первой ПС $\frac{\alpha_{Q1\delta}}{\alpha_{T1\delta}} = \frac{4/2}{1{,}5/1{,}5} = \frac{2}{1} = 2$, и для второй ПС тоже

$\frac{\alpha_{Q2б}}{\alpha_{T2б}} = \frac{8/2}{3/1,5} = \frac{4}{2} = 2$. В этом случае неясно, какая из систем эффективнее и какую из них выбрать. Естественно, что такие ПС не могут считаться одинаково эффективными, а выбирать следует ту, которая лучше согласуется с целью функционирования, т.е. обеспечивает более высокую скорость проходки. Если, к примеру, требуемая скорость $\upsilon_{тр}$ = 150 пог.м/мес, скорость проходки (математическое ожидание) первой ПС υ_1 = 100 пог.м/мес (при Q_1=4 м^3/час, сечении 18 м^3, трех рабочих сменах в сутки и 25 рабочих днях в месяц), а скорость проходки второй ПС υ_2 = 200 пог.м/мес (при Q_2=8 м^3/час и прочих равных условиях), то $P(\hat{\upsilon}_1 \geq \upsilon_{тр})$ = 0,23, а $P(\hat{\upsilon}_2 \geq \upsilon_{тр})$ = 0,87. Тогда коэффициент эффективности в форме (3.5) для первой ПС будет равен $K_{эф1} = \frac{\alpha_{Q1б}}{\alpha_{T1б}} P(\hat{\upsilon}_1 \geq \upsilon_{тр})$ = 2 · 0,23 = 0,46, а для второй ПС $K_{эф2} = \frac{\alpha_{Q2б}}{\alpha_{T2б}} P(\hat{\upsilon}_2 \geq \upsilon_{тр})$ = 2 · 0,87 = 1,74. Теперь выбор очевиден – более эффективной является вторая ПС. Таким образом, вероятностная гарантия достижения требуемой скорости $P(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр})$ дифференцирует соотношения $\frac{\alpha_{Qiб}}{\alpha_{Tiб}}$ по степени достижения цели функционирования ПС.

Отдельно следует остановиться на выборе базового варианта, поскольку получаемый по формуле (3.5) результат носит относительный характер и представляет собой эффективность оцениваемого варианта по сравнению с базовым. При этом следует придерживаться следующего:

- в качестве базового может быть использован любой вариант ГПО, предназначенный для работы в рассматриваемом диапазоне условий проведения выработки; это не изменяет качественных соотношений оценки;

- предпочтительнее выбрать вариант, обладающий минимально допустимой эффективностью при условии $P(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр}) \geq 0,5$, и, приняв его за «точку отсчета», выстроить условную «шкалу эффективности» ПС, возможных к применению в данных условиях, причем для базового варианта условно принимаем $K_{эфб} = P(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр})$; окончательное решение по оценке и выбору наиболее эффек-

тивной альтернативы должен принимать заказчик или другое лицо, принимающее решение (ЛПР) на основе определенного им списка требований;

- варианты ПС, в которых математическое ожидание скорости проходки ниже требуемого, т.е. $P(\hat{v}_i \geq v_{mp}) < 0{,}5$, рассматривать нецелесообразно, поскольку они не удовлетворяют цели функционирования ПС;

- методическим инструментом для получения количественных значений $K_{эф}$ должно служить имитационное моделирование, проводимое с учетом вероятностного характера функционирования ПС.

Например, произведем оценку ПС (таблица 3.2) для следующих условий: сечение в свету/в проходке, м^2 – 13,8/15,7; крепость пород f = 9; угол наклона – 0^o; шаг крепления – 1,1 м, требуемая скорость проходки 150 м/мес.

Расчет показателей производительности (математическое ожидание) Q, суммарной трудоемкости (математическое ожидание) проходки T, вероятности достижения проходческой системой требуемой скорости $P(\hat{v}_i \geq v_{mp})$ выполнен при помощи имитационно-статистической модели функционирования, которая будет подробно рассмотрена в следующих пунктах. Как видно из данных таблицы, на эффективность системы влияет не то, насколько мощными и производительными машинами она укомплектована (см. варианты 8 и 9), или насколько снижается или повышается трудоемкость (см. варианты 5 и 6), или насколько выше вероятность $P(\hat{v}_i \geq v_{mp})$, а от того, как они сочетаются между собой.

Таблица 3.2 – Значения коэффициента эффективности для различных вариантов проходческих систем

№ варианта	Состав оборудования: погрузочная машина; бурильная установка; призабойный транспорт; средства крепления	Производительность системы, м^3/час	Трудоемкость, чел.час/м^3	$P(\hat{v}_i \geq v_{mp})$	Коэффициент эффективности
1	2	3	4	5	6
1	2ПНБ-2Б; 5ВС-15М [1)]	2,17	1,93	К анализу не принимаются, т.к. $P(\hat{v}_i \geq v_{mp}) < 0{,}5$	
2	2ПНБ-2Б; 5ВС-15М + 1Л-80 [1)]	2,61	2,13		
3	МПК-3; УБШ-308; ППЛ-1К + состав вагонеток [1)]	2,95	1,82		
4	2ПНБ-2, УБШ-313, СП-202, КПМ-8	3,81	2,34		

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6
5 Базовый вариант	МПК-3; УБШ-308; СП-202 + 1Л100К [1)]	5,04	1,58	0,52	0,52
6	Агрегатированный комплекс[2)]: клиновой погрузочный орган; 2×УБШ-313; клиновой конвейер; крепеустановщик (типа КПМ-8)	5,32	1,74	0,65	0,62
7	Агрегатированный комплекс[2)]: клиновой погрузочно-транспортный орган; 2×УБШ-313; крепеустановщик (типа КПМ-8), призабойная мехкрепь	5,65	1,56	0,78	0,89
8	Агрегатированный взрывонавалочный комплекс: клиновой погрузочно-транспортный орган, 2×УБШ-313; предохранительная мехкрепь, крепеустановщик	7,36	0,83	0,98	2,75
9	Агрегатированный взрывонавалочный комплекс: клиновой погрузочно-транспортный орган, 2×УБШ-313; предохранительная мехкрепь[3)]	7,5	1,6	0,985	1,45

[1)] крепление осуществляется вручную;
[2)] описание погрузочных и транспортирующих машин с клиновыми рабочими элементами приведено в [12];
[3)] крепление осуществляется вручную с отставанием от забоя.

Вариант 9 отличается более высокой производительностью и $P\left(\hat{v}_i \geq v_{mp}\right)$, чем вариант 8, но в то же время бóльшей трудоемкостью, которая, в итоге, снижает эффективность применения этого варианта.

3.2.5 Этап аппроксимации реальных процессов математическими моделями

3.2.5.1 Математические модели формирования производительности ПС и скорости проходки при выполнении структуры объемов горнопроходческих работ

Аппроксимация реальных процессов математическими моделями может оказаться затруднительной, если неизвестны законы распределения случайных параметров, входящих в ИСМ. В случае с моделированием ПС ситуация иная.

Стохастический характер имеют следующие характеристики горной выра-

ботки:

- сечение выработки в проходке;
- глубина шпура (при буровзрывном способе (БВС) проходки);
- коэффициент использования шпура (при БВС);
- подвигание за цикл (при комбайновом способе проходки);
- крепость породы;
- средний размер куска горной массы.

Помимо этого, случайными величинами также являются показатели работы функциональных элементов (производительность, трудоемкость и т. д.) по каждому технологическому процессу и показатели надежности каждого элемента и материальных связей (наработка на отказ, время восстановления).

Отклонения значений сечения горной выработки, глубины шпура, коэффициента использования шпура, подвигания за цикл, крепости пород и среднего размера куска горной массы с определенным допущением можно рассматривать как случайные величины, распределенные по нормальному закону [6, 46, 62].

Показатели работы элементов по каждой операции определяются в процессе статистического моделирования. Согласно центральной предельной теореме [78], при необходимом числе опытов их законы распределения можно считать близкими к нормальному [6].

Наработку на отказ элементов ПС полагаем распределенной по экспоненциально-степенному закону (Вейбулла) (обосновано в пункте 3.2.5).

Время восстановления проходческого оборудования, согласно данным [46], описывается логарифмически нормальным законом распределения.

Математические модели операций проходческого цикла рассматриваются в пункте 3.4. Каждая операция характеризуется производительностью выхода Q'_i.

В работе [6] получена математическая модель производительности системы за один проходческий цикл, в которой скорректирован общий подход к формированию производительности с учетом времени на маневры по обмену машин, а также попарного совмещения операций во времени, выражаемого через коэффициент попарного совмещения $K_{ci(i+1)}$. Помимо этого в модели учтено, что во время

обмена оборудования между *i*-й и (*i*+1)-й операциями функционируют только его механизмы перемещения, надежность которых характеризуется коэффициентами готовности, выраженными через соответствующую наработку на отказ и время восстановления.

Итоговое выражение для определения эксплуатационной производительности системы за один проходческий цикл имеет следующий вид [6]:

$$Q_c = \left(\sum_{i=1}^{m} \left(\frac{\left(\frac{S_{пр} \cdot l_ц}{Q'_i} \cdot \frac{T_{Oi} + T_{Bi}}{T_{Oi}} \cdot K_{мi}^{-1} + t_{моi} \cdot \frac{T_{Омпi}}{T_{Омпi} + T_{Вмпi}} \right) \mu}{S_{пр} \cdot l_ц} \right) - \right. \\ \left. - \sum_{i=1}^{m-1} \left(\frac{K_{ci(i+1)} \cdot \left(\frac{S_{пр} \cdot l_ц}{Q'_i} \cdot \frac{T_{Oi} + T_{Bi}}{T_{Oi}} \cdot K_{мi}^{-1} + t_{моi} \cdot \frac{T_{Омпi}}{T_{Омпi} + T_{Вмпi}} \right) \mu}{S_{пр} \cdot l_ц} \right) \right)^{-1} \quad (3.9)$$

где m – число операций цикла;

$Q'_i = V_ц / t_i$ – производительность при выполнении *i*-го процесса, м^3/час, за чистое время работы t_i,;

$V_ц = S_{пр} \cdot l_ц$ – объем выработки, проводимой за цикл, м^3;

$S_{пр}$ – сечение в проходке, м^2;

$l_ц$ – подвигание забоя за цикл, м;

T_{Oi}, $T_{Омпi}$ – наработка на отказ, соответственно, *i*-й машины (в случае АПС – наработка на отказ функциональных элементов и материальных связей, участвующих в *i*-м процессе) и механизма перемещения *i*-й машины (в случае АПС – наработка на отказ механизма перемещения (БЭ или ПЭ), участвующего в *i*-м процессе), час;

T_{Bi}, $T_{Вмпi}$ – время восстановления, соответственно, *i*-й машины (в случае АПС – время восстановления функциональных элементов и материальных связей,

участвующих в *i*-м процессе) и механизма перемещения *i*-й машины (в случае АПС – время восстановления механизма перемещения (БЭ или ПЭ), участвующего в *i*-м процессе), час;

$K_{мi}$ – коэффициент влияния времени маневров в процессе работы;

$t_{мoi}$ – продолжительность маневров по обмену машин, час;

$K_{ci(i+1)}$ – коэффициент попарного совмещения *i*-й и *(i+1)*-й операций;

μ – коэффициент регламентированных перерывов.

Тогда время проходческого цикла будет равно [6]:

$$t_{ц} = \sum_{i=1}^{m}\left(\left(\frac{S_{пр}\cdot l_{ц}}{Q_i'}\cdot\frac{T_{Oi}+T_{Bi}}{T_{Oi}}\cdot K_{мi}^{-1} + t_{мoi}\cdot\frac{T_{Oмпi}}{T_{Oмпi}+T_{Bмпi}}\right)\mu\right) - \\ - \sum_{i=1}^{m-1}\left(K_{ci(i+1)}\cdot\left(\frac{S_{пр}\cdot l_{ц}}{Q_i'}\cdot\frac{T_{Oi}+T_{Bi}}{T_{Oi}}\cdot K_{мi}^{-1} + t_{мoi}\cdot\frac{T_{Oмпi}}{T_{Oмпi}+T_{Bмпi}}\right)\mu\right). \quad (3.10)$$

Одним из требований к модели является необходимость формирования производительности ПС при выполнении всего объема горнопроходческих работ по шахте или по участку шахтного поля (панели, горизонту и т.д.) в увязке с требованиями своевременного воспроизводства фронта очистных работ. Этот объем характеризуется определенной структурой. Здесь и далее структура объемов горнопроходческих работ (СОГПР), для выполнения которых выбирается или синтезируется ПС, представляет собой совокупность следующих данных:

- количество выработок;
- протяженность каждой выработки;
- площадь сечения каждой выработки;
- горно-геологическая характеристика (крепость пород, проведение по породе, по углю, по углю с присечкой, доля присечки, наличие твердых включений и т.д.) каждой выработки;
- порядок (последовательность) проведения выработок;
- расстояние (протяженность и условия транспортировки) от места демонтажа оборудования по окончании предыдущей выработки до места монтажа оборудования перед началом проведения последующей выработки.

Выполнение СОГПР можно представить в виде графика организации работ при последовательном или частично совмещенном выполнении процессов (рисунок 3.3).

а)

№ п.п	Наименование работ	месяцы														
		1	2	3	4	5	6	7	8	…	i	i+1	…	n-2	n-1	n
1	Проведение выработки															
2	Демонтаж оборудования															
3	Перебазирование в другой забой															
4	Монтаж и наладка оборудования															
5	Подготовка монтажного участка															
6	Выдача на поверхность для капитального ремонта или списания															

t*

б)

№ п.п	Наименование работ	месяцы														
		1	2	3	4	5	6	7	8	…	i	i+1	…	n-2	n-1	n
1	Проведение выработки															
2	Демонтаж оборудования															
3	Перебазирование в другой забой															
4	Монтаж и наладка оборудования															
5	Подготовка монтажного участка															

t*

Рисунок 3.3 – График организации работ при выполнении СОГПР:

а) при последовательном выполнении;

б) при частично совмещенном выполнении

Таким образом, время t^* выполнения СОГПР составит, час:

$$t^* = \sum_{k=1}^{q} t_{цk} + \sum_{k=1}^{p} t_{мдk} + \sum_{k=1}^{p-1} t_{пбk} + \sum_{k=1}^{j} t_{рпсk}\,, \qquad (3.11)$$

где $t_{цk}$ – время k-го проходческого цикла, час;

$q = \sum_{i=1}^{r} n_i$ – число проходческих циклов при проведении выработок, входящих в СОГПР;

n – число проходческих циклов при проведении i-ой выработки;

r – общее число выработок, входящих в СОГПР;

$t_{мдk}$ – время k-го перемонтажа (монтаж, наладка и демонтаж) ПС, час;

p – число перемонтажей ПС;

$t_{пбk}$ – время k-го перебазирования (подготовка монтажного участка и транспортировка демонтированной ПС к месту монтажа) ПС, час;

$t_{рпсk}$ – время k-ой ремонтно-подготовительной смены, час;

j – количество ремонтно-подготовительных смен за период выполнения СОГПР.

Число перемонтажей p, в общем случае будет равно числу выработок r.

Тогда производительность ПС, Q_c^*, м^3/час, при выполнении СОГПР:

$$Q_c^* = \frac{V^*}{t^*} = \frac{S_{пр}^* \cdot L^*}{t^*}, \tag{3.12}$$

где V^* – объем выработок, проводимых в рамках выполнения структуры объемов горнопроходческих работ, м^3,

$$V^* = V_1 + V_2 + ... + V_r = \sum_{i=1}^{r} V_i ; \tag{3.13}$$

$V_i = \sum_{i=1}^{n} V_{цi}$ – объем i-й выработки, входящей в СОГПР, м^3;

$V_{цi}$ – объем выработки, пройденный в i-м цикле;

$S_{пр}^*$ – средневзвешенное сечение (в проходке) выработок, входящих в СОГПР, м^2;

L^* – общая протяженность выработок, входящих в СОГПР, м.

$$L^* = L_1 + L_2 + ... + L_r = \sum_{i=1}^{r} L_i , \tag{3.14}$$

где $L_1, L_2, ..., L_r$ – протяженность каждой из выработок, входящих в СОГПР, м.

$$S_{пр}^* = \frac{S_{пр1} \cdot L_1 + S_{пр2} \cdot L_2 + ... + S_{прr} \cdot L_r}{L^*} = \frac{\sum_{i=1}^{r} S_{прi} L_i}{\sum_{i=1}^{r} L_i}, \tag{3.15}$$

где $S_{пр_1}, S_{пр_2}, ..., S_{пр_r}$ – сечение (в проходке) каждой из выработок, входящих в СОГПР, м^2.

Скорость выполнения СОГПР, м/час, являющаяся критерием оптимальности при выборе ПС:

$$\upsilon^* = \frac{L^*}{t^*} = \frac{L^* \cdot Q_c^*}{V^*} = \frac{L^* \cdot Q_c^*}{S_{пр}^* \cdot L^*} = \frac{Q_c^*}{S_{пр}^*}. \qquad (3.16)$$

Выражение (3.22), с учетом (3.21) и (3.23) можно представить в виде:

$$Q_c^* = \frac{\sum_{i=1}^{r} V_i}{\sum_{k=1}^{q} t_{цk} + \sum_{k=1}^{p} t_{мдk} + \sum_{k=1}^{p-1} t_{пбk} + \sum_{k=1}^{j} t_{рпсk}}. \qquad (3.17)$$

Подставив в (3.17) время проходческого цикла, определяемое из выражения (3.10), и с учетом зависимостей (3.14) и (3.15), получим производительность Q_c^* проходческой системы при выполнении СОГПР:

$$Q_c^* = \frac{\sum_{i=1}^{r} S_{пр_i} L_i}{\sum_{k=1}^{q} \left(\begin{array}{l} \sum_{i=1}^{m} \left(\left(\frac{S_{пр} \cdot l_ц}{Q_i'} \cdot \frac{T_{oi} + T_{вi}}{T_{oi}} \cdot K_{мi}^{-1} + t_{мoi} \cdot \frac{T_{омпi}}{T_{омпi} + T_{вмпi}} \right) \mu \right) - \\ - \sum_{i=1}^{m-1} \left(K_{ci(i+1)} \cdot \left(\frac{S_{пр} \cdot l_ц}{Q_i'} \cdot \frac{T_{oi} + T_{вi}}{T_{oi}} \cdot K_{мi}^{-1} + t_{мoi} \cdot \frac{T_{омпi}}{T_{омпi} + T_{вмпi}} \right) \mu \right) \end{array} \right)_k + \sum_{k=1}^{p} t_{мдk} + \sum_{k=1}^{p-1} t_{пбk} + \sum_{k=1}^{j} t_{рпсk}}. \qquad (3.18)$$

Представим наработку на отказ, распределенную по закону Вейбулла, соответствующим выражением [79]:

$$T_o = \frac{\Gamma\left(\frac{1}{k_v} + 1\right)}{\lambda^{\frac{1}{k_v}}},$$

где $\Gamma(x)$ – значение гамма-функции; k_v – коэффициент в распределении Вейбулла; λ - интенсивность отказов, час$^{-1}$.

Подставив ее в выражение (3.18) можно получить формулу для определения производительности системы, учитывающую старение оборудования, а с учетом

(3.15) и (3.16) – выражение для определения скорости выполнения СОГПР.

3.2.5.2 Математическая модель формирования трудоемкости проходки при выполнении структуры объемов горнопроходческих работ

Величина трудоемкости выполнения СОГПР T^* складывается из трудоемкости работ по выполнению операций цикла $T_ц$, трудоемкости монтажно-демонтажных работ $T_{мд}$, работ по перебазированию $T_{пб}$ ПС из одного забоя в другой и работ по обслуживанию оборудования $T_{рпс}$, выполняемых в ремонтно-подготовительные смены:

$$T^* = \sum_{k=1}^{q} T_{цk} + \sum_{k=1}^{p} T_{мдk} + \sum_{k=1}^{p-1} T_{пбk} + \sum_{k=1}^{j} T_{рпсk}\,, \qquad (3.19)$$

где $T_{цk}$ – трудоемкость k-го проходческого цикла, час;

q – число проходческих циклов при проведении выработок, входящих в СОГПР;

$T_{мдk}$ – трудоемкость k-го перемонтажа ПС, час;

p – число перемонтажей ПС;

$T_{пбk}$ – трудоемкость k-го перебазирования (подготовка монтажного участка и транспортировка демонтированной ПС к месту монтажа) ПС, час;

$T_{рпсk}$ – трудоемкость работ, выполняемых в k-ую ремонтно-подготовительную смену, час;

j – количество ремонтно-подготовительных смен за период выполнения СОГПР.

В выражении (3.8) коэффициент β_i, предназначенный для пересчета трудозатрат на единицу измерения объемов работ по каждой операции в трудозатраты на 1 м^3 выработки в свету, может быть исключен при условии, что все Q_i', подставляемые в формулу будут иметь единицы измерения м^3/час. Помимо этого, коэффициент изменения горно-геологических условий $K_{ГГi}$ также может быть исключен, поскольку величина Q_i' будет рассчитываться для реальных условий функционирования. Тогда выражение (3.8) примет вид

$$T_{ц} = \sum_{i=1}^{m} \left(\frac{n_{мехі}}{Q_i' K_{мі} K_{Гі}} + N_{ві} K_{оргі} K'_{ГГі} \right) \mu . \qquad (3.20)$$

С учетом (3.9) получаем общую модель формирования трудоемкости проведения выработки за один проходческий цикл (3.21) (дано на следующей странице). Подставив (3.21) в (3.19), получим трудоемкость выполнения СОГПР.

Выражение для расчета трудоемкости СОГПР, учитывающее старение оборудования, можно получить, выразив наработку на отказ соответствующей зависимостью.

3.2.6. Этап обоснования и учета выдвигаемых гипотез и предположений

При моделировании функционирования АПС с учетом его стохастического характера, учесть все влияющие факторы не представляется возможным.

АПС являются достаточно новым типом горнопроходческого оборудования, для которого затруднительно определить значения некоторых показателей по причине недостаточной изученности этого класса техники. В связи с этим выдвинут ряд предположений и гипотез, которые сформулированы в виде следующих положений.

Положение 1. Значения показателей надежности элементов АПС принимаются равными значениям, которые получены при эксплуатации идентичных элементов операционных машин, которые входят в комплекты проходческого оборудования: погрузочная машина, проходческий комбайн, крепеустановщик, анкероустановщик, бурильная установка и т.д.

Положение 2. Для моделирования поцикловой производительности ФЭ АПС и трудоемкости выполнения процессов используются известные математические модели.

Положение 3. Для моделирования поцикловой производительности ФЭ без учета затрат времени на устранение отказов используется метод статистических испытаний в соответствии с условиями эксплуатации.

$$T_{ц}=\sum_{i=1}^{m}\left(\frac{n_{мехі}\left(\left(\frac{S_{пр}\cdot l_{ц}}{Q_i'}\cdot\frac{T_{оі}+T_{ві}}{T_{оі}}\cdot K_{мі}^{-1}+t_{моі}\cdot\frac{T_{омпі}}{T_{омпі}+T_{вмпі}}\right)-K_{сі(і+1)}\left(\frac{S_{пр}\cdot l_{ц}}{Q_i'}\cdot\frac{T_{оі}+T_{ві}}{T_{оі}}\cdot K_{мі}^{-1}+t_{моі}\cdot\frac{T_{омпі}}{T_{омпі}+T_{вмпі}}\right)\right)}{S_{пр}\cdot l_{ц}}+N_{ві}K_{оргі}K_{ГГі}'\right)\mu \qquad (3.21)$$

Положение 4. Продолжительность и трудоемкость операций заряжания шпуров, взрывания, проветривания выработки, а также вспомогательных операций принимаются в соответствии с существующими нормативами [48].

Положение 5. Учет надежности системы производится по последовательной схеме моделирования надежности, т.е. при отказе одного элемента происходит отказ всей системы.

Положение 6. Влияние угла наклона выработки и коэффициента крепости пород на производительность и надежность ФЭ АПС принимается равным аналогичному влиянию, установленному для исполнительных органов отдельных операционных машин.

Положение 7. Полагается, что АПС представляет собой механизм, подверженный старению, характеризующемуся увеличением интенсивности отказов в ходе эксплуатации.

Положение 8. Моделирование процессов перемонтажа и перебазирования АПС осуществляется методом статистических испытаний. При этом среднее значение затрат времени и труда на монтаж, демонтаж и перебазирование оборудования АПС из одного забоя в другой принимаются по существующим нормативам [80], а среднеквадратичное отклонение и коэффициент вариации принимаются равными аналогичным показателям забойных операций.

Положение 9. Предполагается, что подготовка монтажной зоны для монтажа АПС после перебазирования из одного забоя в другой осуществляется одновременно с демонтажом и перебазированием, и поэтому к окончанию перебазирования монтажная зона уже подготовлена. Трудоемкость подготовки монтажной зоны суммируется с трудоемкостью монтажно-демонтажных работ.

Далее приводятся обоснование и пути реализации перечисленных положений.

По положению 1. По итогам анализа результатов многолетних исследований показателей производительности, работоспособности и надежности горнопроходческого оборудования различного функционального назначения и конструктивного исполнения получены показатели, представленные в таблице 3.3 [6].

Таблица 3.3 – Показатели функциональных элементов ПС

№ п/п	Функциональные элементы	Наработка на отказ, T_O, час (чистого времени)	Среднеквадратичное отклонение T_O, σ_{To}	Время восстановления, T_B, час	Источник исходных данных
1	2	3	4	5	6
1	Погрузочные органы с нагребающими лапами, (типоразмер ПНБ-2), ширина питателя, В: В = 1,8 м В = 2,0 м	 4,5 3,2	 0,25 0,31	 3,5 2,7	[81]
2	Погрузочные органы с нагребающими лапами, (типоразмер ПНБ-3Д) ширина питателя, В = 2,7, м:	3,7	0,27	4,2	[81]
3	Ковшовые погрузочные органы с боковой разгрузкой, вместимость, V_K: $V_K \le 0,6$ м^3 $V_K = 0,6 \div 1$ м^3	 10,5 12,5	 0,15 0,25	 1,5 1,2	прогноз
4	Ковшовые погрузочные органы с боковой разгрузкой и телескопической поворотной рукоятью, вместимость, VK: VK ≤ 0,6 м3 VK = 0,6÷1 м3	 5,0 4,7	 0,17 0,21	 2,4 2,7	[47]
5	Ковшовые погрузочные органы с осевой разгрузкой, вместимость, VK: VK = 0,25÷0,32 м3 VK = 0,32÷0,5 м3	3,4 3,6	0,11 0,12	1,7 1,9	[82]
6	Погрузочные органы с клиновыми нагребающими лапами, ширина питателя, В, м: В ≤ 1,0 В > 1,0	 7,8 8,6	 0,21 0,17	 2,1 1,8	прогноз
7	Погрузочные органы с клиновыми нагребающими рамками, ширина питателя, В, м: В ≤ 1,0 В > 1,0	 10,2 10,5	 0,2 0,2	 1,5 1,6	прогноз
8	Барабанно-лопастной погрузочный орган, ширина питателя, В, м: В ≤ 1,0 В > 1,0	 10,2 10,2	 0,2 0,2	 2,0 2,0	прогноз
9	Бурильные машины, вращательный способ: по породе f=4÷6	4,3	0,03	1,5	Приложение 1, 2
10	Бурильные машины, вращательно-ударный способ: по породе f=4÷6 по породе f=12÷14	 4,6 4,9	 0,03 0,03	 1,2 1,7	Приложение 1, 2

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6
11	Бурильные машины, ударно-поворотный способ: по породе f=12÷14	3,5	0,03	1,3	Приложение 1, 2
12	Перегружатель ленточный	5,1	0,03	2,1	[5]
13	Перегружатель скребковый	5,1	0,03	2,1	прогноз
14	Перегружатель клиновой	5,1	0,03	2,1	прогноз
15	Крепеустановщик, рам/сут	3,3	н. д.	1,8	[47]
16	Анкероустановщик по породам f=4÷6 по породам f=12÷14	 4,6 4,9	 0,03 0,03	 1,2 1,7	Приложение 1, 2
17	Исполнительный орган проходческого комбайна с осевой короной	10,97	0,08	1,95	Приложение 1, 2
18	Исполнительный орган проходческого комбайна с радиальной короной	10,97	0,08	1,95	прогноз

Приведенные данные используются в качестве исходных (с учетом влияния крепости пород на показатели надежности) для моделирования работы проходческих систем, в том числе агрегатированных.

По положению 2. В работах [12, 18] изложены методики расчета трудоемкости операций цикла и производительности основных технологических машин - бурильных, транспортирующих, погрузочных, крепеустановочных, анкероустановочных, проходческих комбайнов. В случаях, когда в состав АПС входят исполнительные органы известной конструкции, полагаем возможным моделировать пооперационную производительность и трудоемкость процессов с помощью известных математических моделей и методик (рассмотрено в пункте 3.4). В случае оснащения АПС неизвестным ранее исполнительным органом, потребуется разработка математического описания его функционирования.

По положениям 3-7. Как было отмечено в пункте 1.4, в работе [6], применительно к буровзрывным проходческим системам, разработана имитационно-статистическая модель их функционирования в период проведения отдельно взятой выработки или ее участка. При разработке этой модели сделаны допущения, аналогичные изложенным в положениях 3-7.

При моделировании функционирования буровзрывных и комбайновых АПС за период выполнения СОГПР, в части моделирования показателей производи-

тельности и надежности элементов АПС за период проходческого цикла применяется подход, идентичный описанному в [6], поэтому считаем допустимым в рамках данной работы использовать положения 3-7. Их подробное обоснование дано в [6] и в настоящей работе не приводится.

По положению 8. АПС, в большинстве своем, компонуются из известных деталей, узлов, агрегатов, а иногда и целых исполнительных органов горнопроходческих машин, для которых существующими нормативами [80] определены затраты времени и труда на монтаж, демонтаж и перебазирование оборудования в подземных условиях. Для оборудования, не указанного в нормах, но близкого по конструкции и уровню сложности монтажа, разрешается нормировать работы по существующим нормам с применением поправочных коэффициентов в зависимости от величины коэффициента изменения массы оборудования. Поэтому среднее значение трудоемкости монтажа, демонтажа и перебазирования оборудования задается по общепринятым нормативам [80], а среднее значение времени выполнения этих операций, зависящее от численности состава бригады, вычисляются до начала имитации.

Среднеквадратичное отклонение и коэффициент вариации времени выполнения забойных операций вычисляются в ходе статистического моделирования. Поскольку внезабойные операции выполняются в тех же горно-геологических условиях, что и забойные, и закон распределения времени их выполнения можно считать близким к нормальному (пункт 3.2.4), считаем допустимым принять значения среднеквадратичного отклонения и коэффициента вариации внезабойных операций равными аналогичным показателям забойных.

По положению 9. В соответствии с главной целью функционирования ПС – обеспечением необходимой скорости проходки выработок – непроизводительные потери времени недопустимы. Очевидно, что несвоевременная подготовка монтажной зоны приведет к потерям времени и может оказать существенное влияние на темпы выполнения СОГПР в плане снижения эффективности применения высокопроизводительных ПС. Подобное негативное влияние будет наблюдаться при использовании любых разновидностей ПС и может исказить результаты модели-

рования формирования их производительности. Поэтому считаем возможным, при моделировании работы ПС, считать подготовку монтажной зоны оконченной к моменту начала монтажа. При общей оценке эффективности ПС, трудоемкость выполнения СОГПР суммируется с трудоемкостью подготовки монтажной зоны, т.к. последняя осуществляется, в том числе, силами дополнительно привлеченных рабочих, не входящих в состав основной проходческой бригады, и влияния на трудоемкость забойных операций и, следовательно, на Q_c^* и $\upsilon*$ не оказывает.

Этап установления структуры модели, являющийся последним этапом процесса формализации объекта моделирования, представляет собой важную и объемную задачу, поэтому рассматривается отдельно в пункте 3.3.

3.3 Разработка общей структуры имитационно-статистической модели функционирования АПС с учетом стохастического характера внешних и внутренних воздействий

Для установления структуры имитационно-статистической модели (ИСМ) необходимо представлять последовательность действий при моделировании работы АПС. Алгоритм этапов моделирования приведен на рисунке 3.4.

Далее рассмотрены этапы алгоритма.

Ввод исходных данных.

Определяются данные, характеризующие:

- структуру объемов горнопроходческих работ, для выполнения которой предназначена АПС (таблица 3.4);

- требования заказчика, формирующего техническое задание на исследование системы. В техническом задании заказчик конкретизирует: требуемое значение критерия оптимальности – скорости выполнения СОГПР $\upsilon_{\text{тр}}$; значения ограничений (если таковые имеются); список параметров системы, влияние которых необходимо исследовать; базовый вариант ПС для определения коэффициента эффективности и оценки исследуемой системы.

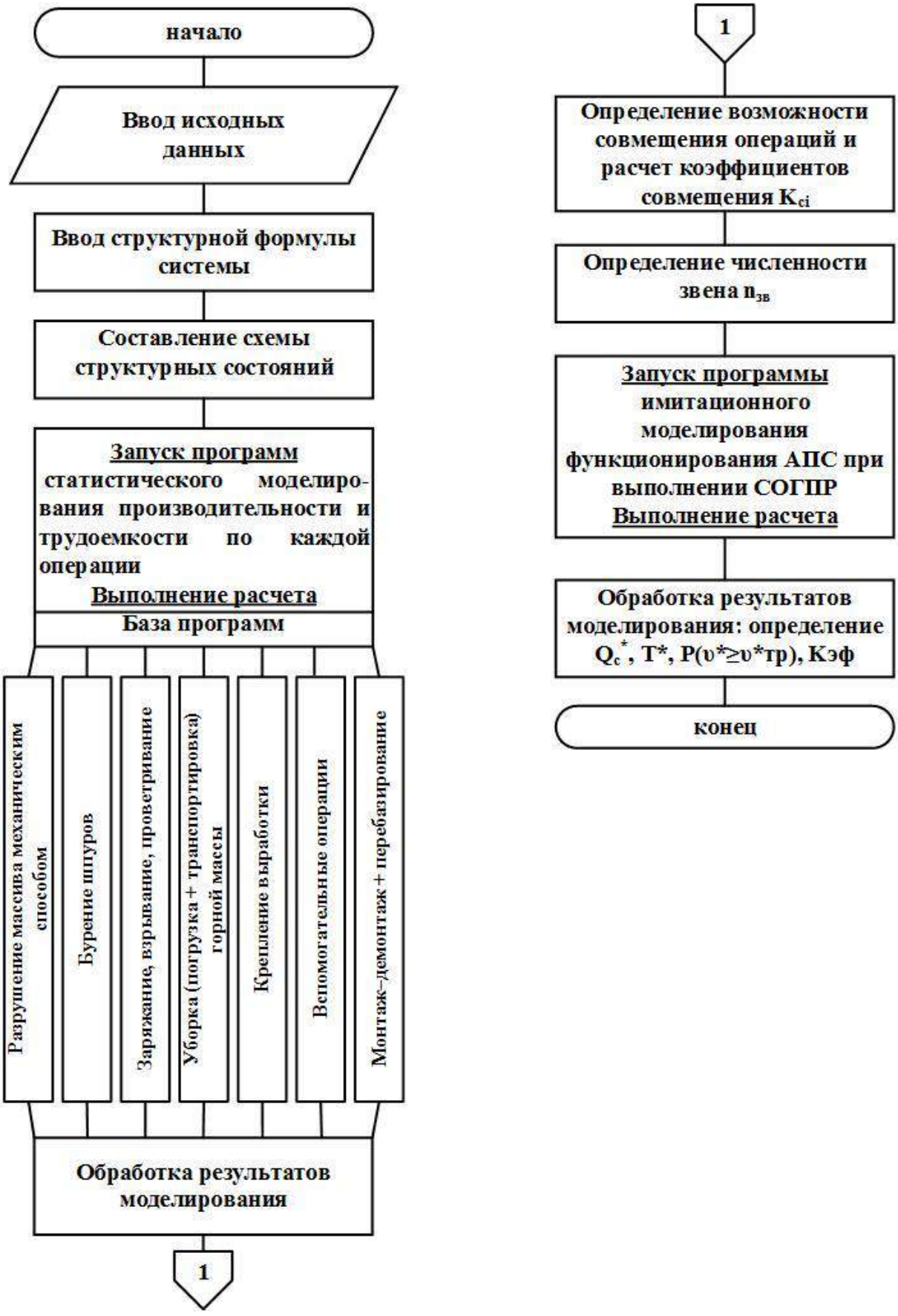


Рисунок 3.4 – Алгоритм этапов имитационно-статистического моделирования функционирования АПС

Помимо этого, должна быть предоставлена техническая информация по исследуемой АПС и проект выполнения проходческих работ (паспорта БВР, паспорта крепления, требования к готовым выработкам).

Таблица 3.4 – Характеристика структуры объемов горнопроходческих работ

Наименование		Единицы измерения
1		2
Выработка № 1		
Сечение выработки в проходке		$м^2$
Сечение выработки в свету		$м^2$
Длина выработки		м
Угол наклона выработки		град
Ширина выработки в проходке		м
Высота выработки в проходке		м
При БВС	Высота штабеля (min 1,76 м и max 2,2 м) [12]	м
	Число шпуров (из паспорта БВР)	шт
	Длина шпура (из паспорта БВР)	м
Подвигание забоя за цикл		м
Крепость породы по шкале проф. М.М.Протодьяконова		-
Средний размер куска погружаемого материала		м
Плотность горной массы		$кг/м^3$
Контактная прочность пород		МПа
Абразивность породы (по методу А.В.Кузнецова)		мг
Коэффициент структурного ослабления пород		-
Коэффициент разрыхления горной массы		-
Тип крепи (анкерная или рамная)		-
Шаг крепи		1/м
Количество анкеров в ряду (кровля)		шт
Количество анкеров в ряду (борта (слева/справа))		шт
Расстояние до монтажной зоны выработки № 2		м
Длина монтажной зоны в сечении выработки №2		м
Выработка №2		
--//--		
Выработка № *i*		
--//--		
Выработка № *r*		

Разработка структурной формулы.

На основе информации, предоставленной заказчиком, необходимо формализовать структуру исследуемой АПС, уточнить состав ее элементов, вид и количество материальных связей. Для этого разрабатывается структурная формула

АПС, или, если она уже существует, то вводится готовая. Разработка структурной формулы с последующим составлением схемы структурных состояний осуществляются вручную. Автоматизация выполнения этих блоков на данном этапе затруднительна, но в последующем не исключается.

Разработка схемы структурных состояний АПС.

Мощность множества состояний, в которых может находиться моделируемая система в процессе функционирования, является одним из важных классификационных признаков моделей. При работе любой ПС множество ее состояний больше единицы и состояния меняются во времени, в этом случае модель системы является динамической [54]. Если динамическая модель используется для описания процессов с учетом случайных факторов, оказывающих влияние на смену состояний системы, то эта модель является стохастической. Такая модель позволяет, при известном первоначальном состоянии системы, предсказать последующие смены состояний лишь с определенной вероятностью [54]. Поэтому составление схемы структурных состояний АПС в процессе проходческого цикла представляет собой особую задачу.

Уровень эффективности любых ПС, в том числе агрегатированных, зависит от состава функциональных машин, их эффективности и надежности, а также от вида и надежности материальных связей [62]. Как отмечалось ранее, функциональные машины в системах объединяются с помощью конструктивных, кинематических и технологических связей, влияющих на формирование потока отказов системы в целом.

«Технологическая (логическая) связь не является источником отказов, а кинематическая и конструктивная связи являются материальными связями, поэтому они, предопределяя последовательное, с точки зрения формирования надежности, взаимодействие элементов в системе, участвуют наряду с функциональными машинами (элементами) в формировании потока отказов системы в целом. Число и тип функциональных машин, а также вид связи между ними и базовым элементом системы определяются структурными формулами» [6].

В различные периоды времени функционирует разное количество структур-

ных элементов, т.е. АПС находится в различных структурных состояниях, обусловленных последовательным или частично совмещенным выполнением операций во времени, определяемым характером (цикличным или поточно-цикличным) проходческой технологии. Структурное состояние АПС – это совокупность элементов и материальных связей, задействованных в выполнении операций проходческого цикла в данный момент времени. Процесс функционирования АПС – это чередование структурных состояний, число которых (при последовательном выполнении операций), в общем случае, равно числу операций цикла, поскольку каждая операция характеризуется различным сочетанием структурных элементов.

Например, при буровзрывном способе проходки, в операции уборки горной массы после взрывных работ задействованы погрузочный и транспортирующий элементы и базовый элемент. Помимо этого, в зависимости от структуры АПС, могут быть использованы механизмы региональных перемещений погрузочного и транспортирующего элементов. Наряду с этим функционирует призабойная крепь. В итоге, при уборке могут одновременно работать 4-6 элементов системы, а также материальные связи между ними. А при отводе АПС от забоя перед взрывными работами функционирует только базовый элемент [6].

При частично или полностью совмещенном выполнении операций количество структурных состояний будет отличаться от числа операций в большую или меньшую сторону в зависимости от количества и степени совмещения. Например, при проходке комбайнами типа «Болтер Майнер» выполняются операции разрушения массива, погрузки и транспортировки горной массы, анкерного крепления бортов и кровли выработки, но структурное состояние системы при этом одно, поскольку выполнение всех операций осуществляется одновременно.

Итак, модель функционирования АПС необходимо разрабатывать с учетом надежности материальных связей и структурных состояний системы в период проходческого цикла. Схема структурных состояний разрабатывается на основании структурной формулы АПС. В общем случае, функциональные элементы по операциям цикла сочетаются следующим образом: при буровзрывном способе (таблица 3.5), при комбайновом способе (таблица 3.6) – операции разрушения и

погрузки горной массы разделены, т.к. существуют технологические схемы, в которых эти операции выполняют разные машины (проходческий комбайн без погрузочного органа и погрузочная машина).

Для каждой операции набор и взаимодействие элементов подсистем локальных, региональных и глобальных перемещений определяется по структурной формуле как цепочка от функционального элемента, участвующего в операции, через материальную связь до механизма его перемещения – промежуточного или базового элемента.

Таблица 3.5 – Обобщенная схема структурных состояний АПС в цикле при буровзрывном способе проходки

Элементы АПС*	Подвод АПС	Погрузка	Отвод П	Подвод Б	Бурение	Отвод Б	Подвод К	Крепление	Отвод АПС
БЭ	■								■
Б					■				
П		■							
Т		■							
К								■	
$К_{пр}$		■	■	■	■	■	■	■	
$ПЭ_{Б}$				■	■	■			
$ПЭ_{П}$		■	■						
$ПЭ_{Т}$		■	■						
$ПЭ_{К}$							■	■	
$ПЭ_{Кпр}$		■	■	■	■	■	■	■	
БЭ+ПЭ**		■	■	■	■	■	■	■	
ПЭ+ФЭ**		■			■			■	

*) БЭ – базовый элемент; Б – бурильный элемент; П – погрузочный элемент; Т – транспортирующий элемент; К – крепеустановочный элемент; $К_{пр}$ – призабойная крепь; $ПЭ_{Б}$, $ПЭ_{П}$, $ПЭ_{Т}$, $ПЭ_{К}$, $ПЭ_{Кпр}$ – промежуточный элемент, соответственно, Б, П, Т, К, $К_{пр}$; БЭ+ПЭ – кинематическая связь между БЭ и ПЭ; ПЭ+ФЭ - кинематическая связь между ПЭ и ФЭ; ■ - элемент функционирует;

**) число кинематических связей типа БЭ+ПЭ и ПЭ+ФЭ определяется числом ПЭ и ФЭ соответственно

Если промежуточного элемента нет, то перемещения функционального элемента выполняет БЭ. Тогда в операции задействованы: ФЭ, БЭ и материальная связь между ними. Например, структурная формула № 1 на рисунке 2.11 позволяет определить, что в операции бурения задействованы: два бурильных элемента (2Б), соответствующие им кинематические связи (Б+ПЭ), два промежуточных

элемента (2ПЭ), соответствующие им кинематические связи (ПЭ+БЭ); в процессе уборки горной массы: два погрузочных органа (2П), транспортирующий элемент (Т), кинематическая связь (П+БЭ), кинематическая связь (Т+БЭ) и базовый элемент (БЭ) и так далее; структурная формула № 2 на рисунке 2.11 позволяет определить, что в операции бурения задействованы: шесть бурильных элементов (6Б), соответствующие им кинематические связи (Б+БЭ) и базовый элемент (БЭ).

Таблица 3.6 – Обобщенная схема структурных состояний АПС в цикле при комбайновом способе проходки

Элементы АПС*	Подвод АПС	Разрушение	Отвод Р	Подвод П	Погрузка	Отвод П	Подвод К	Крепление	Отвод АПС
БЭ	■								■
Р		■							
П					■				
Т					■				
К								■	
$К_{пр}$		■	■	■	■	■	■	■	
$ПЭ_{Б}$		■	■						
$ПЭ_{П}$				■	■	■			
$ПЭ_{Т}$				■	■	■			
$ПЭ_{К}$							■	■	
$ПЭ_{Кпр}$		■	■	■	■	■	■	■	
БЭ+ПЭ**		■	■	■	■	■	■	■	
ПЭ+ФЭ**		■			■			■	

*) БЭ – базовый элемент; Р – разрушающий элемент; П – погрузочный элемент; Т – транспортирующий элемент; К – крепеустановочный элемент; $К_{пр}$ – призабойная крепь; $ПЭ_{Р}$, $ПЭ_{П}$, $ПЭ_{Т}$, $ПЭ_{К}$, $ПЭ_{Кпр}$ – промежуточный элемент, соответственно, Р, П, Т, К, $К_{пр}$; БЭ+ПЭ – кинематическая связь между БЭ и ПЭ; ПЭ+ФЭ - кинематическая связь между ПЭ и ФЭ; ■ - элемент функционирует;

**) число кинематических связей типа БЭ+ПЭ и ПЭ+ФЭ определяется числом ПЭ и ФЭ соответственно

При совмещении операций во времени колонки схемы структурных состояний также совмещаются, например, для случая проведения выработок комбайновым способом, когда разрушение и уборка горной массы совмещены, схема структурных состояний представлена в таблице 3.7.

При проведении выработок комбайновым комплексом «Болтер Майнер» операции разрушения, погрузки и транспортировки горной массы, крепления выработки анкерной крепью совмещены во времени. Схема структурных состояний комплекса представлена в таблице 3.8.

Таблица 3.7 – Схема структурных состояний проходческой системы при комбайновом способе проходки с совмещением операций разрушения и уборки горной массы и с индивидуальным крепеустановщиком

Элементы ПС*	Подвод комбайна	Разрушение + уборка	Отвод комбайна	Подвод Крепеустановщика	Крепление	Отвод Крепеустановщика
БЭ	■	■	■			
Р		■				
П		■				
Т		■				
БЭ+Р		■				
БЭ+П		■				
БЭ+Т		■				
Крепеустановщик**				■	■	■

*) БЭ – базовый элемент; Р – разрушающий элемент; П – погрузочный элемент; Т – транспортирующий элемент; БЭ+Р, БЭ+П, БЭ+Т – кинематическая связь между БЭ и, соответственно, Р, П, Т; ■ - элемент функционирует

**) Крепеустановщик – отдельная операционная машина для механизации работ по возведению крепи (деление на элементы не предусмотрено)

Таблица 3.8 – Схема структурных состояний комплекса «Болтер Майнер»

Элементы комплекса	Подвод комплекса	Разрушение + Погрузка + Крепление	Отвод комплекса
БЭ	■	■	■
Р		■	
П		■	
Т		■	
6Б		■	
$К_{пр}$		■	
БЭ+Р		■	
БЭ+П		■	
БЭ+Т		■	
6(БЭ+Б)		■	

*) БЭ – базовый элемент; Р – разрушающий элемент; П – погрузочный элемент; Т – транспортирующий элемент; Б – бурильный элемент (для анкерного крепления); БЭ+Р, БЭ+П, БЭ+Т, БЭ+Б – кинематическая связь между БЭ и, соответственно, Р, П, Т и Б; ■ - элемент функционирует

Запуск программ статистического моделирования производительности и трудоемкости по каждой операции.

Результатом реализации программ моделирования производительности и трудоемкости операций проходческого цикла является определение их количественных значений с учетом вероятностного характера входных воздействий. Для

разработки соответствующих подпрограмм необходимо адекватное математическое описание каждого процесса, учитывающее влияние случайных факторов.

Математическим моделям производительности и трудоемкости отдельных процессов проходческого цикла посвящено множество работ [5, 10, 12, 45, 48, 59, 83 и другие]. Модели постоянно уточняются и совершенствуются различными исследователями. Разработка моделей для каждой из операций (бурение, погрузка горной массы, разрушение массива механическим способом, транспортировка и т.д.) – это отдельные сложные вопросы, которые не могут быть в полной мере представлены в рамках данной работы. Процесс моделирования поцикловой производительности и трудоемкости, для получения средних значений Q_i и T_i по каждой i-й операции цикла и определения σ_{Qi} и σ_{Ti}, будет рассмотрен в пункте 3.4.

Кроме этого, на данном этапе производится определение средних значений t_i и среднеквадратичных отклонений σ_{ti} времени операций цикла, а также средних значений времени монтажно-демонтажных работ $t_{мд}$ и перебазирования $t_{пб}$ (согласно положению 8, пункт 3.2.6).

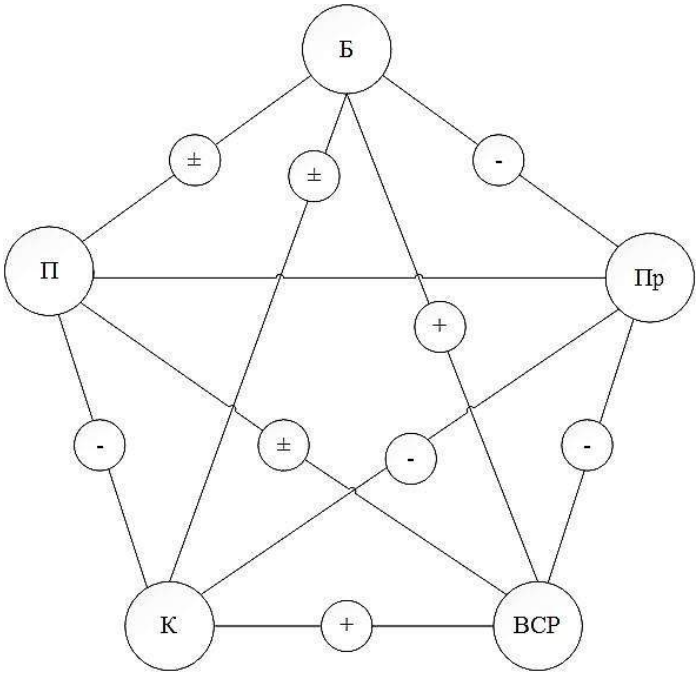
Определение возможного совмещения операций проходческого цикла и расчет коэффициентов совмещения операций.

Для этого составляются графы возможного совмещения операций проходческого цикла при буровзрывном (рисунок 3.5, а) и комбайновом (рисунок 3.5, б) способах проходки [12].

При буровзрывном способе операция «заряжание-взрывание» не входит в число вершин графа, так как с ней никакие другие операции не совмещаются.

Принципиально можно полностью совместить вспомогательные работы с операцией бурения или с операцией крепления, тогда коэффициент совмещения K_c=1. При безлюдной уборке горной массы возможно полное совмещение с проветриванием выработки (K_c=1). Операции уборки и крепления обычно не совмещаются, тогда K_c=0. Для остальных операций коэффициенты совмещения находятся в диапазоне $0<K_c<1$.

а)



б)

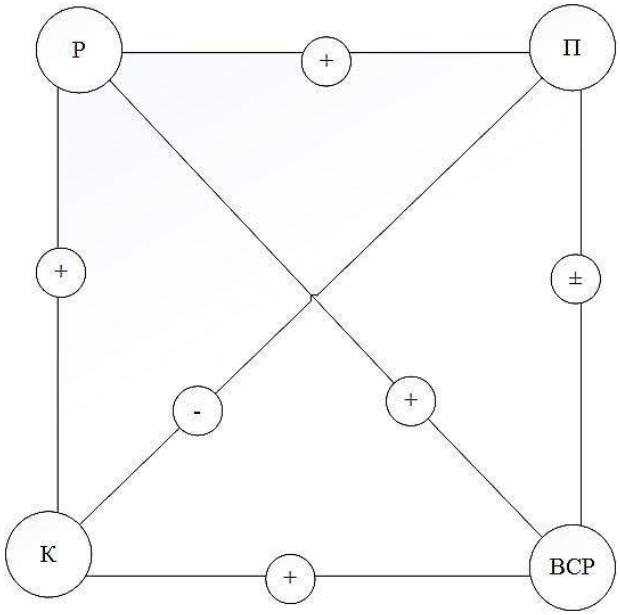


Рисунок 3.5 – Граф возможного совмещения процессов проходческого цикла: а) при буровзрывном способе проходки; б) при комбайновом способе проходки; “+” – возможность полного совмещения операций; “–” –совмещение операций невозможно; “±” – возможность частичного совмещения операций; Р – разрушение массива; Б – бурение шпуров; Пр – проветривание выработки после взрыва; К – крепление выработки; П – погрузка горной массы; ВСР – вспомогательные работы

При комбайновом способе процессы разрушения и погрузки в структуре графа разделены, т.к. существуют технологии, при которых они выполняются последовательно разными средствами механизации. В случае, если разрушение и погрузка осуществляются одновременно, то принципиально они могут быть полностью совмещены с креплением и вспомогательными работами ($К_с$=1), хотя на практике чаще используется частичное совмещение этих процессов (0<$К_с$<1), обусловленное техническими возможностями оборудования.

Помимо качественной оценки возможностей совмещения операций, необходимо найти количественные значения $К_с$, которые определяются из выражения:

$$К_{ci(i+1)} = \frac{t_{i(i+1)}}{t_i},$$

где i – номер операции;

$t_{i(i+1)}$ – продолжительность совмещенного выполнения i-й и (i+1)-й операции;

t_i – продолжительность i-й операции [12].

Значение $К_{ci(i+1)}$ определяется по объемам работ и пооперационной производительности. Например, пусть в некоторых условиях возможно совместить операцию погрузки породы производительностью $Q_п$ с операцией бурения шпуров производительностью $Q_б$. Если это комплект операционных машин, то совмещение возможно, когда габариты погрузочной машины и бурильной установки позволяют осуществлять их совместную работу. Для обеспечения возможности выполнения операции бурения, погрузочная машина должна убрать определенную часть штабеля породы объемом в целике V_I, м^3, в этом случае коэффициент совмещения операций [12]

$$К_{с1,2} = \frac{(V_ц - V_I)Q_п}{Q_п \cdot V_ц} = 1 - \frac{V_I}{V_ц}.$$

В случае с АПС совмещение операций возможно, когда при функционировании оборудования (в рассматриваемом случае – погрузочного и бурильного) зоны работы не пересекаются, другими словами, исполнительные органы не конфликтуют в пространстве. По вопросу обеспечения необходимой устойчивости

АПС, вызванному дополнительными динамическими нагрузками на базовый элемент при одновременном функционировании нескольких ФЭ, следует отметить, что в случаях, когда моделируется работа проектируемой АПС, и устойчивость БЭ не может быть определена путем расчета или принята по аналогии с другим оборудованием, целесообразно принимать K_c=0.

Необходимо отметить, что получаемые значения $K_{ci(i+1)}$ являются максимально возможными. Уровень их реализации обусловлен необходимостью задействовать освободившихся проходчиков и определяется на этапе построения графика организации работ [12].

Определение численности звена проходчиков.

В соответствии с [12], оптимальная численность проходчиков, задействованных в каждой операции проходческого цикла, различается.

Удельная площадь забоя, приходящаяся на одного проходчика, составляет a_n=1,5-2,0 м^2 в свету [12], отсюда максимальное число рабочих $n_{зв.\max}$, одновременно находящихся в призабойной зоне, определяется из выражения:

$$n_{зв.max} = \left[\frac{S_{св}}{a_n} \right].$$

Результат должен быть округлен до ближайшего целого с соблюдением пределов нормы a_n [12]. Оптимальный состав звена рабочих в каждом конкретном случае должен определяться из условий обеспечения фактических потребностей в обслуживании оборудования ПС, а также с учетом недопущения перерасхода трудовых ресурсов.

Запуск программы имитационного моделирования функционирования АПС при выполнении СОГПР.

Для реализации имитационного моделирования работы АПС при выполнении СОГПР необходимо сформировать структуру ее формирования, которая состоит из следующих этапов.

1. Формирование микроструктуры функционирования системы.

2. Формирование макроструктуры идеального функционирования системы.

3. Формирование макроструктуры реального функционирования системы.

4. Формирование макроструктуры выполнения СОГПР.

Далее подробно рассмотрим каждый этап.

Этап 1. Формирование микроструктуры функционирования системы.

Микроструктура функционирования АПС в процессе цикла представляет собой временну̀ю диаграмму, составленную на основе схемы структурных состояний системы и линейного графика организации работ, правила построения которого известны [12, 48].

В работе [6] описано формирование микроструктуры функционирования буровзрывных проходческих систем, которое полностью соответствуют задачам настоящей работы и может быть использовано, в том числе для комбайновых АПС. Подробное описание построения временно́й диаграммы, данное в [6], здесь не приводится.

При формирование микроструктуры функционирования, т.е. работы системы в период одного проходческого цикла, случайные значения сечения выработки $\hat{S}_{пр}$, м^2, подвигания за цикл $\hat{l}_{ц}$, м, производительности i-й операции $\hat{Q}_i$, м^3/час, задаются с помощью ДСВ. Вычисляемые с их помощью значения продолжительности выполнения операций $\hat{t}_{oni}$, и объема выработки $\hat{V}_{ц}$, проводимого за цикл, также являются случайными величинами и в каждом n-м цикле принимают разные значения.

Пределы вариации для производительности системы $\hat{Q}_c$ определяются в ходе статистического моделирования. Пределы вариации для $\hat{S}_{пр}$ и $\hat{l}_{ц}$ определяются по известным данным [46] в пределах 20 %.

На временной диаграмме горизонтально располагается шкала модельного времени, а вертикально – элементы системы (рисунок 3.6). Линиями отмечены периоды выполнения операций цикла и элементы, которые в эти периоды функционируют. Событием C_h, h=1, 2,…,H, считается любое изменение числа функционирующих элементов.

Этап 2. Формирование макроструктуры идеального функционирования системы.

На этом этапе определяется необходимое количество проходческих циклов $\hat{n}_ц$ для проведения заданного объема $V_{тр}$, м^3, выработки, без учета фактора надежности [6]. Т.к. $\hat{V}_ц$ носит случайный характер, то и $\hat{n}_ц$ является случайной величиной [6].

Макроструктура идеального функционирования (и ее временна́я диаграмма) представляет собой линейный набор из $\hat{n}_ц$ микроструктур функционирования и составляется для каждой из *r* выработок, входящих в СОГПР.

Этап 3. Формирование макроструктуры реального функционирования системы.

Макроструктура реального функционирования также составляется для каждой из *r* выработок, входящих в СОГПР, и формируется путем добавления потоков отказов и восстановлений элементов к идеальному функционированию системы (рисунок 3.6), т.е. путем учета показателей ее надежности. Наработки на отказ генерируются отдельно по каждому *n*-му элементу системы датчиком случайных величин DO_n, в паре с которым функционирует ДСВ времени восстановления DV_n. Эта процедура также подробно описана в [6] и здесь не приводится.

Помимо этого, макроструктура реального функционирования учитывает время ремонтно-подготовительных смен. Для этого, с момента начала функционирования, через период, равный времени рабочих смен в сутки $t_{раб}$, активность DO_n и время функционирования всех элементов системы приостанавливаются и происходит подвигание модельного времени на период ремонтно-подготовительной смены $t_{рпс}$. Т. е. в период $t_{рпс}$ отказ элементов произойти не может. Исключение составляет только $\hat{T}_{вп}$ тех элементов, которые в момент начала $t_{рпс}$ находились в состоянии восстановления. Предполагается, что восстановление отказавших элементов продолжается во время ремонтно-подготовительной сме-

ны. Если $\hat{T}_{вп}$ истекает до окончания ремонтно-подготовительной смены, то по ее завершении возобновляется функционирование элементов и активность DO_n. Если же $\hat{T}_{вп}$ превышает время $t_{рпс}$, то функционирование возобновится только по окончании $\hat{T}_{вп}$.

Таким образом, в разработанной ИСМ, функционирование АПС, состоящей из N структурных элементов, смоделировано как единый поток случайных событий для $V_{тр}$ готовой выработки (рисунок 3.6), состоящий из трех параллельных потоков:

а) потока смены структурных состояний системы (выполнения операций проходческого цикла);

б) потока наработок на отказ $\hat{T}_{оп}$, объединяющего N потоков по каждому n-му элементу;

в) потока времени восстановления $\hat{T}_{вп}$, также объединяющего N потоков по каждому n-му элементу.

В итоге, при известных значениях пооперационной производительности $\hat{Q}_i$, производительность системы $\hat{Q}_c$ за цикл зависит от времени простоев системы, а продолжительность цикла $\hat{t}_ц$ складывается из продолжительности выполнения операций $\hat{t}_{оni}$, учитывая их совмещение $\hat{t}_{i(i+1)}$, и времени восстановления $\hat{T}_{вп}$ элементов системы [6]:

$$\hat{t}_ц = \sum_{i=1}^{m} \hat{t}_{оni} - \sum_{i=1}^{m} \hat{t}_{i(i+1)} + \sum \hat{T}_{вп},$$

где m – число операций в цикле.

Производительность системы за цикл, м^3/час [6]:

$$\hat{Q}_c = \frac{\hat{V}_ц}{\hat{t}_ц}.$$

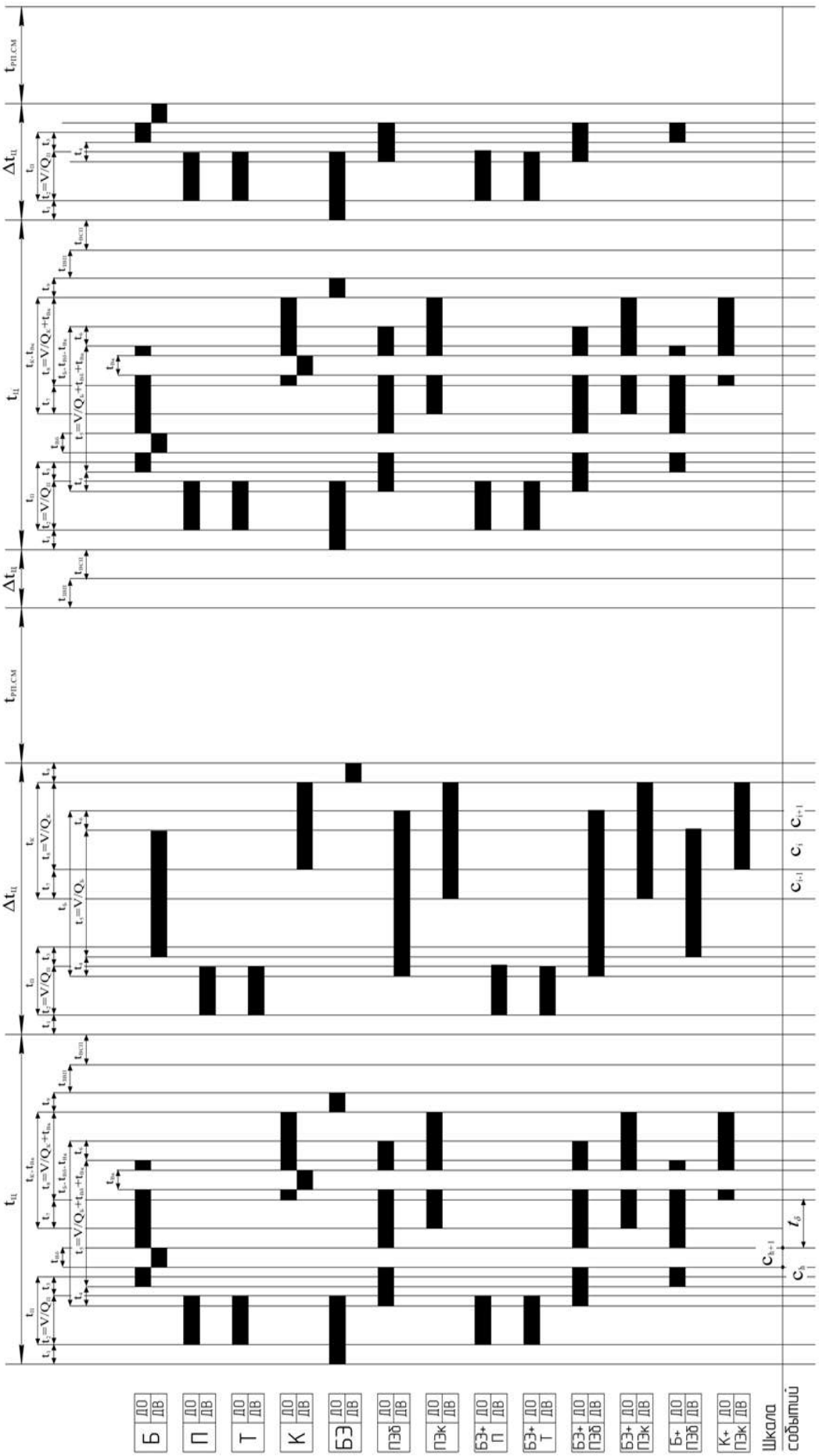


Рисунок 3.6 – Макроструктура реального функционирования системы (на примере буровзрывной проходческой системы):

$t_ц$ – время цикла; t_1 – время подвода АПС; t_2 – чистое время погрузки; t_3 – время отвода погрузочного элемента; t_4 – время подвода бурильного элемента; t_5 – чистое время бурения; t_6 – время отвода бурильного элемента; t_7 – время подвода крепеустановщика; t_8 – чистое время крепления; t_9 – время отвода АПС; $t_П$ – полное время погрузки; $t_Б$ – полное время бурения; $t_К$ – полное время крепления; $t_{ЗВП}$ – время заряжания, взрывания, проветривания; $t_{ВСП}$ – время выполнения вспомогательных операций $t_{рмс}$ – время ремонтно-подготовительной смены; $\Delta t_ц$ – часть времени проходческого цикла, выполняемая до/после $t_{рмс}$; $t_{Вб}$ – время восстановления бурильного элемента; $t_{Вк}$ – время восстановления крепеустановщика; $t_б$ - период безотказной работы

Производительность системы $\hat{Q}_{V_{mpi}}$ за период проведения *i*-й выработки заданного объема V_{mpi}, входящей в СОГПР, зависит от времени выполнения общего количества циклов $\hat{n}_{ц}$ и времени ремонтно-подготовительных смен $t_{рпс}$, количество $\hat{j}_{рпс}$ которых пропорционально $\hat{n}_{ц}$ и тоже является случайной величиной:

$$\hat{Q}_{V_{mp}i} = \frac{V_{mpi}}{\sum_{i=1}^{\hat{n}_{ц}} \hat{t}_{цi} + \sum_{i=1}^{\hat{j}} t_{рпс}} = \frac{V_{mpi}}{\hat{t}_{V_{mp}i}},$$

где $\hat{t}_{V_{mp}i}$ – время проведения *i*-й выработки заданного объема V_{mpi}, входящей в СОГПР.

Этап 4. Формирование макроструктуры выполнения СОГПР

Формирование макроструктуры выполнения СОГПР производится путем составления единой временно́й диаграммы, включающей макроструктуры реального функционирования АПС при проведении *r* выработок, входящих в состав СОГПР, чередующиеся с выполнением монтажно-демонтажных работ и работ по перебазированию АПС из одной выработки в другую.

Составление единой временно́й диаграммы идентично формированию времени выполнения СОГПР, представленному на рисунке 3.2. Обозначенные на нем периоды забойных операций являются макроструктурами реального функционирования АПС, которые чередуются с периодами внезабойных операций, т.е. работами по перемонтажу и перебазированию системы.

Тогда время выполнения СОГПР, в соответствии с (3.11), составит:

$$\hat{t}^{*} = \sum_{i=1}^{r} \hat{t}_{V_{mp}i} + \sum_{k=1}^{p} \hat{t}_{мдk} + \sum_{k=1}^{p-1} \hat{t}_{пбk},$$

где *r* – общее число выработок, входящих в СОГПР;

$\hat{t}_{мдk}$ – время *k*-го перемонтажа (монтаж и наладка + демонтаж) ПС, час;

p – число перемонтажей ПС;

$\hat{t}_{пбk}$ – время *k*-го перебазирования (подготовка монтажного участка и транс-

портировка демонтированной ПС к месту монтажа) ПС, час.

Случайные значения времени внезабойных операций – $\hat{t}_{мдк}$ и $\hat{t}_{пбк}$ – согласно положению 8 (пункт 3.2), задаются при помощи ДСВ на основании средних значений $t_{мдк}$, $t_{пбк}$ и значений среднеквадратичных отклонений и коэффициентов вариации, получаемых на этапе статистического моделирования.

Помимо этого, на данном этапе вычисляются значения $\hat{Q}_c^*$ по выражению (3.17) и $\hat{T}^*$ по выражению (3.19).

Обработка результатов моделирования.

На этом этапе производится вычисление критерия оптимальности – вероятностной гарантии достижения требуемой скорости проходки $P(\hat{v}_i \geq v_{тр})$.

На основе результатов моделирования строится график распределения вероятности достижения системой заданной скорости выполнения СОГПР (рисунок 3.7) и определяется величина вероятностной гарантии для рассматриваемой АПС.

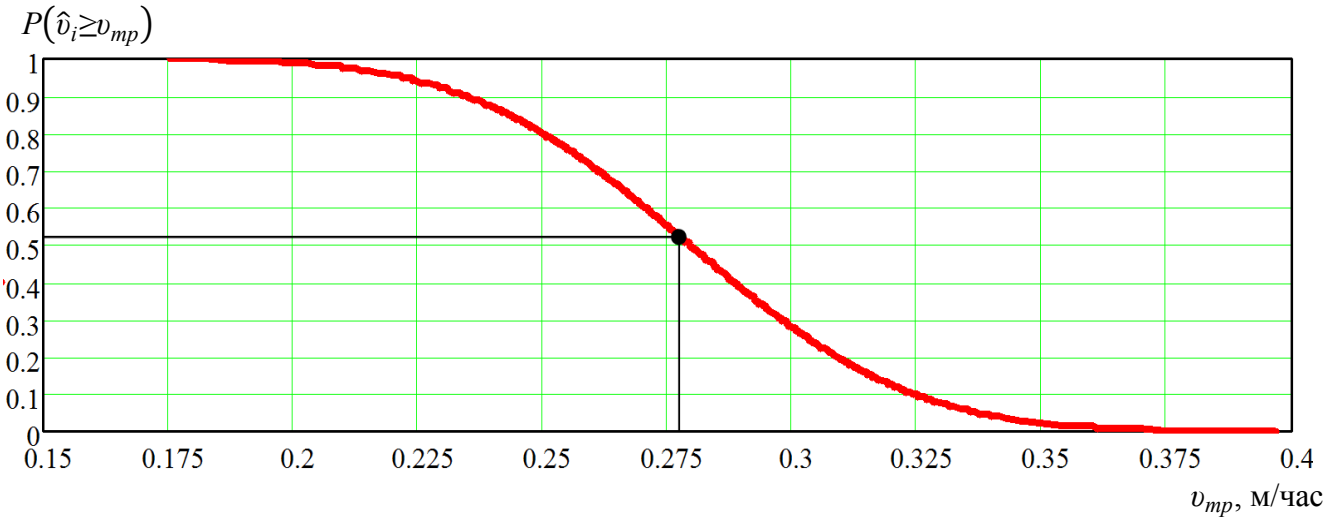


Рисунок 3.7 – График распределения вероятности достижения системой требуемой скорости выполнения СОГПР (образец):
при требуемой скорости выполнения СОГПР $v_{тр}$=0,278 м/час
вероятностная гарантия $P(\hat{v}_i \geq v_{тр})$=0,517

Затем значение $P(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{mp})$ и полученные на предыдущем этапе случайные значения $\hat{Q}_c^*$ и $\hat{T}^*$ подставляются в формулу (3.5) и производится вычисление коэффициента эффективности $K_{эф}$ системы.

3.4 Моделирование пооперационной производительности и трудоемкости ФЭ АПС

Согласно положений 2 и 3 (пункт 3.2.5) моделирование производительности и трудоемкости по каждой операции проходческого цикла производится методом статистических испытаний с использованием известных математических моделей. Для этого в соответствующих моделирующих подпрограммах исходные значения параметров, имеющих стохастическую природу, должны генерироваться датчиками случайных чисел. В итоге, на выходе получаем случайные значения производительности $\hat{Q}_i$ и трудоемкости $\hat{T}_i$ i-го процесса за цикл. В результате выполнения необходимого количества реализаций подпрограммы и обработки полученных результатов, определяем среднеквадратичное отклонение σ_{Qi} и σ_{Ti}, (согласно положению 3, пункт 3.2.5).

В работе [6], статистическое моделирование поцикловой производительности показано на примере процесса уборки горной массы погрузочным органом с боковой разгрузкой ковша на конвейер и последующей перегрузкой ее в состав вагонеток. Перечень входных параметров и основные положения методики расчета производительности в полном объеме приводить нецелесообразно, но необходимо отметить ключевые моменты.

Производительность за чистое время работы [12] определяется как наименьшая из нескольких возможных значений Q'_1, Q'_2,…, Q'_N, каждое из которых рассчитано по одному из основных ограничивающих производительность факторов. Например, для ковшовых погрузочных органов производительность ограничивают следующие факторы: вместимость ковша $\upsilon_к$, м^3, и длительность цикла черпания $t'_ц$, с; максимальный момент, обеспечиваемый приводом механиз-

ма зачерпывания; максимальное напорное усилие механизма подачи ковша на штабель [12]. На основе рассмотрения рабочего процесса вычисляются допустимые значения технологических характеристик, например, глубина внедрения ковша, продолжительность цикла и т. д., с помощью которых определяются объем захвата q_i и производительность Q_i единичного черпания [12].

Статистическая обработка результатов производится по формулам [78]

$$\overline{m}_Q = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_i}{n}, \quad \overline{D} = \frac{\sum_{i=1}^{n} (Q_i - \overline{m}_Q)^2}{n-1}, \quad \overline{\sigma}_Q = \sqrt{\overline{D}_Q}, \tag{3.21}$$

где $\overline{m}_Q$ – оценка математического ожидания;

Q_i – производительность i-го черпания;

$\overline{D}_Q$ – оценка дисперсии.

Полученная по изложенной методике производительность $\widehat{Q}_n^{'}$ за чистое время работы является случайной величиной. Поскольку, как показано в [6], количество черпаний за один цикл $n_ч$>43(исходя из минимально возможного объема штабеля), в то время как минимально необходимое число опытов составляет n≥24 (при ошибке в определении среднего значения математического ожидания $\overline{m}_{Qn}$ и среднеквадратичного отклонения σ_{Qn} не более 10% и заданном значении доверительной вероятности β=0,95), т.е. $n_ч$>n, следовательно, для их нахождения достаточно промоделировать погрузку за один проходческий цикл [6]. Рассмотрение других процессов (бурения, крепления и т.д.) приводит к аналогичным выводам.

Трудоемкость процесса погрузки определяется по методике, изложенной в [12, 48]. Для этого соответствующие (детерминированные и случайные) исходные данные (таблица 3.9) и полученное случайное значение производительности $\widehat{Q}_n^{'}$ машины за чистое время необходимо подставить в зависимость (3.20):

$$\hat{T}_n = \left(\frac{n_{мех}}{\hat{Q}_n' K_м K_Г} + \hat{N}_{вi} K_{оргi} K'_{ГГi} \right) \hat{\mu}.$$

Таблица 3.9 – Входные параметры для статистического моделирования трудоемкости погрузки горной массы

Наименование параметра	Единицы измерения
1	2
Детерминированные величины	
Длина откатки оборудования	м
Число путей в выработке	шт.
Количество проходчиков, занятых на погрузке	чел.
Количество проходчиков, занятых на обмене вагонеток	чел.
Коэффициент влияния горно-геологических условий на передвижку временной предохранительной крепи	-
Случайные величины	
Коэффициент, учитывающий влияние регламентированных перерывов	-
Затраты ручного труда на выполнение подготовительно-заключительных и вспомогательных операций	чел.-мин/ $м^3$

Здесь $K'_{ГГ}$ =1, поскольку величина $\widehat{Q}_n^{'}$ рассчитана для заданных условий; $K_Г$=1, т.к. на данном этапе происходит моделирование трудоемкости за чистое время работы без учета надежности; $K_м$ и μ определяется по [48].

Поскольку среднепрогрессивные значения затрат ручного труда [48] определены на основе хронометражных опытных данных, т.е. путем усреднения определенного набора значений, среднее значение математического ожидания которых $\overline{m} = N_в$, считаем целесообразным, для повышения достоверности получаемых результатов моделирования, задавать их как случайные величины $\widehat{N}_{вi}$, распределенные по нормальному закону (пункт 3.2.4) с коэффициентом вариации, взятым по аналогии с производительностью горнопроходческих машин [46] в пределах 0,25.

С этой же целью, коэффициенты, имеющие определенный диапазон значений, задаются случайным образом в пределах этого диапазона (например, коэффициент регламентированных перерывов $\hat{\mu}$). Коэффициенты, имеющие фиксированное значение, задаются как детерминированные величины.

Получаемая таким образом трудоемкость $\hat{T}_n$ за чистое время работы (т.е. без учета отказов и восстановлений оборудования) также как и производительность

$\widehat{Q}_n^{'}$, является случайной величиной. При числе опытов $n \geq 24$ (как показано ранее) ошибка в определении среднего значения математического ожидания $\overline{m}_{Tn}$ и среднеквадратичного отклонения σ_{Tn} не превысит 10% при доверительной вероятности β=0,95.

Методики расчета по операциям бурения и крепления также приведены в [12]. Количество опытов принимаем по аналогичным условиям (β=0,95, $O_{ш} \leq 10\%$).

В итоге, произведя статистическую обработку результатов моделирования по формулам (3.21), определяем значения следующих показателей:

- средняя производительность $Q_i^{'}$ и средняя трудоемкость T_i за цикл по каждому процессу, выраженные в м^3/час и чел.-час/м^3 готовой выработки соответственно;

- среднеквадратичное отклонение производительности σ_{Qn} и трудоемкости σ_{Tn} по каждому процессу.

Моделирование работы исполнительных органов новой конструкции, использующих известные принципы функционирования, потребует корректировки или уточнения существующих математических моделей. Для исполнительных органов нового принципа действия, аналогов которым в настоящее время нет, потребуется разработка нового математического описания.

3.5 Программная реализация модели функционирования АПС

Для программной реализации ИСМ функционирования АПС использована среда математического пакета «Mathcad Professional 2014». Программа «Определение показателей и эффективности агрегатированной проходческой системы с учетом вероятностного характера функционирования» (далее Программа ИСМ) позволяет выполнить имитационное моделирование работы АПС при проведении заданного объема горной выработки с учетом времени и трудозатрат на монтаж-демонтаж и перебазирование из одного забоя в другой, и получить значения таких

показателей как производительность АПС, трудоемкость и скорость проходки, вероятность достижения требуемой скорости, коэффициент эффективности исследуемой АПС по сравнению с базовым вариантом. Основные этапы работы и листинг Программы ИСМ представлены в приложении 3.

Исходные данные для моделирования:

а) детерминированные величины:

- число элементов и связей в системе (по всем структурным состояниям);

- число структурных состояний системы;

- заданный объем проводимой выработки (выработок), $м^3$;

- требуемая скорость проходки, $м^3$/ч;

- коэффициент изменения горно-геологических условий по сравнению с базовыми, для которых установлены среднепрогрессивные значения затрат ручного труда;

- коэффициент изменения затрат труда в зависимости от числа проходчиков;

- количество человек в бригаде;

- производительность базового варианта ПС, $м^3$/час;

- трудоемкость проходки базовым вариантом ПС, чел.-час/$м^3$.

б) случайные величины с заданным математическим ожиданием и среднеквадратичным отклонением:

- сечение горной выработки, $м^2$;

- подвигание забоя за цикл, м;

- продолжительность операций проходческого цикла (разрушение массива, бурение шпуров, крепление и т.д.), час;

- продолжительность маневровых операций (отвод-подвод оборудования при БВР, обмен оборудования и т. д.), час;

- трудоемкость монтажа-демонтажа оборудования, чел.-час;

- трудоемкость перебазирования, чел.-час;

- среднепрогрессивные значения затрат ручного труда на выполнение операций (разрушение массива, бурение шпуров, крепление и т.д.), чел.-час.

в) случайные величины с ограничением максимального значения:

- интенсивность отказов с заданным параметром распределения Вейбулла;

- математическое ожидание времени восстановления с заданным средне-квадратичным отклонением.

Пример таблицы итоговых значений, получаемых по окончании цикла моделирования, представлен на рисунке 3.8.

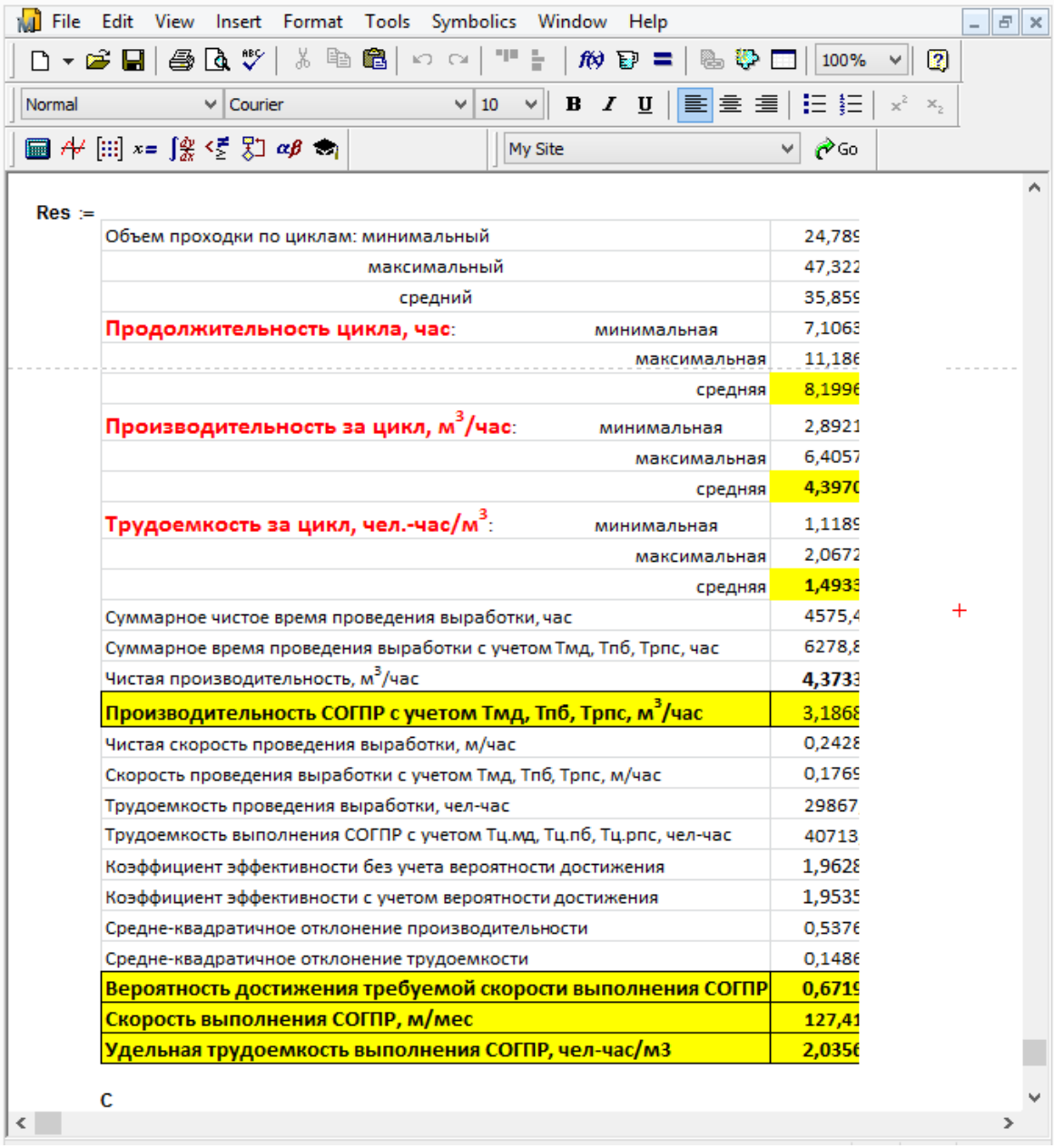


Рисунок 3.8 – Фрагмент Программы ИСМ. Таблица итоговых значений (образец)

3.6 Оценка адекватности модели функционирования АПС на основе данных производственных наблюдений

Адекватность ИСМ функционирования АПС оценивается соответствием получаемых с ее помощью результатов данным хронометражных наблюдений за работой горнопроходческого оборудования в реальных условиях.

На основе известных закономерностей процессов, протекающих в ходе эксплуатации горнопроходческих машин, произведена оценка качественной адекватности ИСМ и ее программной реализации, которая подтверждается следующими результатами (подробно представлены в главе 4):

- увеличение трудоемкости монтажа-демонтажа и перебазирования оборудования приводит к увеличению времени их выполнения, повышению трудоемкости проходки, снижению производительности и скорости выполнения СОГПР;

- увеличение трудоемкости ручных операций (одной или нескольких) повышает цикловую трудоемкость и увеличивает время цикла, снижая производительность и скорость проходки;

- снижение значения требуемой скорости выполнения СОГПР υ_{mp} влечет за собой повышение вероятности ее достижения $P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{mp}\right)$;

- увеличение производительности отдельных операций Q_i приводит к повышению υ^*, и, соответственно, уменьшение Q_i – к снижению υ^*;

- увеличение значения наработки на отказ какого-либо элемента системы приводит к незначительному увеличению $P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{mp}\right)$;

- при уменьшении наработки на отказ какого-либо элемента системы и при возрастании интенсивности отказов (старение машины) вероятность достижения требуемой скорости выполнения СОГПР существенно снижается ($P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{mp}\right) \to 0$).

Оценка адекватности количественных результатов моделирования произведена путем сравнения численных значений данных, полученных в ходе производственных хронометражных наблюдений за работой реальной техники [5, 6, 46, 47,

приложение 1, 2, 4], с данными, полученными при имитационном моделировании работы такого же оборудования, в тех же условиях и при том же объеме эксплуатации. Сравнительная оценка результатов моделирования показателей надежности агрегатированного проходческого оборудования и результатов наблюдений, выполненная, в том числе, с использованием данных [6], приведена в таблицах 3.10 – 3.13.

Сравнительная оценка результатов моделирования функционирования проходческих систем и результатов наблюдений приведена в таблице 3.14.

Таблица 3.10 – Сравнительная оценка результатов наблюдений и моделирования показателей надежности «Сибирь-2М»

Наименование структурных элементов комплекса	Количество смен наблюдений и статистич. испытаний	Число отказов		Общее время простоев, час	
		наблюдения	статистич. испытания	наблюдения	статистич. испытания
Бурильная машина	695	20	20	23,5	23,81
Погрузочный орган	695	56	53	116	116,5
Конвейер	695	18	19	27,5	29,57
Крепеустановщик	695	30	29	42,3	40,87
Базовая опорная рама	695	15	15	22,9	23,3
Материальные связи ФЭ с БЭ комплекса	695	8	7	6,6	6,28
Итого	695	147	143	238,8	240,33

Таблица 3.11 – Сравнительная оценка результатов наблюдений и моделирования показателей надежности комплекса «Сибирь-1»

Наименование структурных элементов комплекса	Количество смен наблюдений и статистич. испытаний	Число отказов		Общее время простоев, час	
		наблюдения	статистич. испытания	наблюдения	статистич. испытания
Бурильная машина	475	27	28	22,64	23,23
Погрузочный орган	475	48	49	143,3	155,77
Базовая опорная рама	475	31	30	36,8	36,39
Материальные связи ФЭ с БЭ комплекса	475	11	11	10,9	11,5
Итого	475	117	118	213,64	226,89

Таблица 3.12 – Сравнительная оценка результатов наблюдений и моделирования показателей надежности комплекса «Сибирь-3»

Наименование структурных элементов комплекса	Количество смен наблюдений и статистич. испытаний	Число отказов		Общее время простоев, час	
		наблюдения	статистич. испытания	наблюдения	статистич. испытания
Бурильная машина	102	9	8	10,7	9,38
Погрузочный орган	102	13	13	23,3	25,78
Конвейер	102	3	3	5,3	5,24
Базовая опорная рама	102	4	5	3	3,55
Материальные связи ФЭ с БЭ комплекса	102	2	2	1,43	1,46
Итого	102	31	31	43,73	45,41

Таблица 3.13 – Сравнительная оценка результатов наблюдений и моделирования показателей надежности горнопроходческой техники

Марка и заводской номер машины	Объем выработки, $м^3$, пройденный за период испытаний	Число отказов		Общее время простоев, час	
		наблюдения	статистич. испытания	наблюдения	статистич. испытания
2ПНБ-2Б № 3127	17733	60	63	195	204
2ПНБ-2Б № 3212	4150	31	35	96,1	101,5
2ПНБ-2Б № 3236	10350	43	39	107,5	103,5
2ПНБ-2Б № 3207	11400	45	44	121,5	118,8
2ПНБ-2Б №2804	4733	12	11	17,5	16,0
2ПНБ-2Б №3251	5326	80	71	127	114
2ПНБ-2Б №2809	9730	16	18	37	41,6
2ПНБ-2Б №3205	4845	10	11	28	31
2ПНБ-2Б №3203	4263	16	15	40	38
МПНБ №13	5975	31	29	132	124
МПНБ №35	5106	8	9	25	28
МПНБ №32	6624	7	7	23	22
МПНБ №4	2347	6	6	17	17
МПНБ №34	8004	19	17	56	49
1ГПКС №702	4534	15	16	52	56

Таблица 3.14 – Сравнительная оценка результатов моделирования и наблюдений за функционированием проходческой техники на шахтах Восточного Донбасса

Шахта	Выработка	Сечение в свету/в проходке, $м^2$	Марка оборудования	Объем проходки, п.м	Скорость, п.м/мес	
					наблюдения	стат. испытания
1	2	3	4	5	6	7
ОАО «Шахта Восточная»	Конвейерный штрек №420	14,8/ 17,9	УБШ-313А, 2ПНБ-2, СП-250, 2ЛТП 1000	1100	105	97

Продолжение таблицы 3.14

1	2	3	4	5	6	7
«Садкинская» ОАО «ШУ «Садкинское»	Ходок №109	13,78/ 13,78	Комбайн КПД с ленточным перегружателем КПД, 1Л-120	2160	190	204
	Откаточный штрек гор.- 23м	12,6/ 12,6	Комбайн 1ГПКС – 01 с перегружателем КПД, 1Л-1000А	750	180	175
	Ходок №109 - бис	12,6/ 12,6	Комбайн 1ГПКС – 01, самоходный вагон ВС –15М, конвейер 1Л-80	2160	176	172
	Ходок № 111 - бис	12,6/ 12,6	Комбайн 1ГПКС – 01 с перегружателем КПД, 1Л-1000А	2300	180	186
	Восточный откаточный штрек гор. – 215м	12,6/ 12,6	Самоходная бурильная установка CMJ17HJ, погрузочная машина ZSY100 R, конвейер 1Л-1000А	2350	90	95
«Замчаловская» ОАО «Замчаловский антрацит»	Конвейерный штрек №412	14,0/ 14,0	2ПНБ-2Б, СП-250, 1Л1000ПП-54, анкероустановщик MQT-130/3,0	1000	95	103
«Алмазная» ОАО «УК «Алмазная»	Вентиляционный штрек №113	13,2/ 15,9	УБШ-313А, 2ПНБ-2, СП-250, 2ЛТП 1000	1300	108	102
	Конвейерный штрек №115	14,8/ 17,9	Комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем	1300	234	228
	Фланговая сбойка №115	18,3/ 21,0	Комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем	200	175,5	162
	Приемно-отправительная площадка №115-116	18,3/ 21,0	УБШ-313А, 2ПНБ-2, СП-250	58	75	79
	Конвейерный штрек №116	14,8/ 17,9	Комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем	950	193	186
«Дальняя» ОАО «ШУ «Обуховская»	Восточный коренной штрек	11,91 / 14,04	УБШ-313, 2ПНБ-2, СП-202, 2ЛТП1000, ПТ-48, ПТ-54	2200	95	101
	Конвейерный штрек №28	14,04/ 14,04	УБШ-313, 2ПНБ-2, СП-202, 1ЛТ1000, ПТ-48, ПТ-54, «Рамбор»	2250	110	121
	Конвейерный штрек №26	14,04/ 14,04	УБШ-313, 2ПНБ-2, СП-202, 1ЛТ1000, ПТ-54, «Рамбор»	1144	107	99

Анализ представленных данных свидетельствует об адекватности работы Программы ИСМ, поскольку расхождение между результатами расчетов и данными наблюдений не превышает 14%, что удовлетворяет данному типу исследований.

Выводы

1. Разработано математическое описание функционирования проходческих систем, в том числе агрегатированных, при выполнении заданной структуры объемов горнопроходческих работ. Оно представлено как многофакторный стохастический процесс, учитывающий выполнение забойных и внезабойных проходческих операций, совмещение операций во времени, а также информацию о надежности оборудования. Это позволяет дать объективную оценку эффективности проходческих систем в общем процессе своевременного воспроизводства фронта очистных работ.

2. Предложенный коэффициент эффективности проходческих систем, объединяющий основные показатели их работы – производительность, трудоемкость и скорость выполнения СОГПР, позволяет оценивать технический уровень проходческих систем в сравнении с базовым вариантом с учетом вероятности выполнения ими требований заказчика.

3. Разработана имитационно-статистическая модель функционирования буровзрывных и комбайновых проходческих систем, которая учитывает вероятностный характер проходческого процесса, в том числе влияние показателей надежности оборудования и материальных связей, чередование и продолжительность различных структурных состояний в течение проходческого цикла.

4. Разработан программный продукт для компьютерного моделирования функционирования проходческих систем различных конструкций, позволяющий получать как итоговые показатели работы систем за период выполнения заданной структуры объемов горнопроходческих работ, так и промежуточные результаты в каждом проходческом цикле в конкретных условиях эксплуатации.

5. Выполнена качественная и количественная оценка адекватности имитационно-статистической модели функционирования ПС и ее программной реализации, подтвердившая соответствие получаемых с их помощью результатов производственным данным. Расхождение между результатами расчетов и данными наблюдений не превышает 14%, что удовлетворяет данному типу исследований.

ГЛАВА 4 ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ АПС. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ АПС

4.1 Имитационное моделирование работы различных вариантов проходческих систем

4.1.1 Цель и задачи статистических исследований

В соответствии с задачами настоящей работы (пункт 1.6) необходимо выполнить моделирование функционирования различных вариантов ПС при помощи разработанной имитационно-статистической модели. Целью проведения статистических испытаний ПС является установление зависимости показателей работы и эффективности функционирования от влияющих факторов.

Основными задачами статистических испытаний являются:

- исследование зависимости показателей работы и эффективности ПС от влияющих факторов;

- анализ результатов испытаний и установление существующих закономерностей;

- выявление факторов, оказывающих существенное влияние на эффективность АПС;

- определение путей повышения эффективности и разработка рекомендаций по синтезу новых АПС.

4.1.2 Обоснование основных исследуемых и влияющих факторов

Первой задачей статистических испытаний является исследование влияния основных параметров элементов и структуры проходческих систем на эффективность их функционирования. В качестве критерия оценки эффективности ПС в настоящей работе принят коэффициент эффективности $K_{эф}$ (пункт 3.2.4), интегрирующий показатели производительности, трудоемкости и скорости проведения выработки или совокупности выработок. Он отражает изменение эффективности рассматриваемой ПС в сравнении с некоторой базовой или эталонной, что акту-

ально при выборе системы из ряда возможных вариантов для конкретных условий эксплуатации.

Однако, при анализе существующих систем, для решения задач синтеза эффективных АПС и разработки рекомендаций по формированию их рациональных структур необходимо установить зависимость составляющих принятого критерия от влияющих факторов. При этом зависимость скорости проходки в их числе не рассматривается, поскольку она является функцией двух величин – сечения выработки и производительности, и всегда изменяет свое значение прямо пропорционально последней. Кроме этого, введение вероятностной гарантии достижения требуемой скорости проходки $P\left(\hat{v}_i \geq v_{mp}\right)$ в выражение (3.5) осуществлено исключительно с целью корректировки значения $K_{эф}$ с точки зрения соответствия требованиям заказчика.

Поэтому основными исследуемыми зависимостями при проведении статистических испытаний будут производительность и трудоемкость проходки при выполнении СОГПР. Зная их зависимости от влияющих факторов, можно установить зависимости $P\left(\hat{v}_i \geq v_{mp}\right)$ и $K_{эф}$.

Как показано ранее, структурно-функциональная систематизация, необходимая для разработки процедур синтеза АПС, обладает совокупностью классификационных признаков, позволяющей идентифицировать все существующие системы. Таким образом, определив влияние каждого из классификационных признаков на исследуемые факторы, можно оценить влияние агрегатирования на эффективность АПС.

Известно, что параметры и показатели (характеристики) отдельных элементов и операций (забойных и внезабойных) – надежность, производительность, трудоемкость – оказывают влияние на параметры и показатели ПС в целом [12, 46, 62]. Однако результаты оценки такого влияния применительно к АПС не установлены. В работе [6] приведены результаты исследований аналогичной направленности, выполнявшиеся для буровзрывных систем, но моделирование их работы проводилось в рамках только одной выработки, без учета внезабойных опера-

ций и ремонтно-подготовительных смен, а исследуемым фактором была только производительность. То есть результаты [6] получены для частного случая, поэтому не могут быть корректно использованы, так как не в полной мере отвечают задачам настоящего исследования.

Кроме этого, как показано в пункте 3.1, частью проходческой системы является горная выработка (среда), имеющая определенные условия ее проведения и проект выполнения (технологию) проходческих работ, которые, в свою очередь, характеризуются рядом факторов. Поскольку с позиций системного подхода функционирование АПС должно рассматриваться во взаимодействии со средой за период выполнения СОГПР, т.е. в конкретных условиях эксплуатации при проведении совокупности выработок (в комплексе «среда-система»), необходимо установить, как влияют характеристики СОГПР на исследуемые факторы.

На основе сказанного и с учетом выбора параметров и переменных, осуществленного в пункте 3.2.2, сформированы три группы влияющих факторов:

1) классификационные признаки;

2) характеристики элементов;

3) характеристики СОГПР.

В таблицах 4.1, 4.2 и 4.3 даны перечни, разновидности и диапазоны изменения факторов для каждой группы. Обоснование каждого фактора приведено после соответствующей таблицы.

Таблица 4.1 – Группа влияющих факторов «классификационные признаки»

№ фактора	Наименование фактора	Исследуемые разновидности фактора	Диапазон изменения
1	2	3	4
1	Вид БЭ	Самостоятельный	БЭ→ОР; БЭ→С
		Совмещенный	БЭ•Т; БЭ•$К_{ПР}$
2	Тип движителя БЭ	Распорно-подающий	–
		Колесно-рельсовый	–
		Гусеничный	–
3	Тип ПЭ	групповой; индивидуальный	–
4	Количество ПЭ	–	0÷6
5	Количество однотипных ФЭ	Количество погрузочных ФЭ	1; 2
		Количество бурильных ФЭ	1÷6

Продолжение таблицы 4.1

1	2	3	4
6	Количество ФЭ с разным назначением, агрегатированных в системе	–	2÷6
7	Расположение опорной поверхности	Внутри системы	Транспортирующий ФЭ
		Вне системы	

Фактор № 1. Диапазоны изменения каждой разновидности данного фактора ограничены существующими вариантами исполнения БЭ.

Фактор № 2. Поскольку пневмоколесный тип движителя используется в шахте крайне редко (самоходные вагоны и погрузочно-доставочные машины), а существующие АПС с базовым элементом на пневмоколесном ходу ограничиваются только несколькими техническими решениями в виде авторских свидетельств, то к исследованию принимаются три разновидности движителей – распорно-подающий, колесно-рельсовый и гусеничный – имеющие более широкое распространение.

Фактор № 3. Так как ПЭ единого и комбинированного типов практически не используются среди существующих технических решений АПС, то к рассмотрению принимаются групповой и индивидуальный типы ПЭ.

Фактор № 4. Количество ПЭ ограничено шестью по числу основных ФЭ.

Фактор № 5. Количество крепеустанавливающих, транспортирующих и разрушающих элементов не рассматривается по причине того, что к настоящему времени неизвестно о существовании систем, с количеством этих ФЭ больше единицы. Число погрузочных органов не более двух выбрано из аналогичных соображений. Количество бурильных машин ограничивается шестью, так как в настоящее время функционируют комплексы с таким числом бурильных ФЭ [19]. Известны технические решения и с бóльшим их количеством, но полагаем, что для выявления общей тенденции достаточно исследований в рамках принятого диапазона.

Фактор № 6. АПС могут быть укомплектованы не всеми ФЭ, необходимыми для проведения выработки. Например, буропогрузочные, погрузочно-крепеустановочные машины и т. п., представляют собой неполные комплексы,

которые обычно работают в комплекте с индивидуальными машинами, образуя полукомплексы. Таким образом, при прежнем составе ФЭ в АПС, число агрегатированных элементов может изменяться. В рассматриваемый диапазон не включено число «один», поскольку агрегатированных (т. е. имеющих общий БЭ) функциональных элементов не может быть меньше двух. Так как основных ФЭ шесть (разрушающий, бурильный, погрузочный, транспортирующий, крепеустановочный и призабойная крепь), то диапазон ограничивается цифрой «шесть».

Фактор № 7. Диапазон изменения ограничивается транспортирующим элементом, т.к. в настоящее время только он имеет конструктивное воплощение обеих разновидностей этого классификационного признака.

Таблица 4.2 – Группа влияющих факторов «характеристики элементов»

№ фактора	Наименование фактора	Ед. измерения	Исследуемые разновидности фактора	Обозначение	Диапазон изменения
1	2	3	4	5	6
8	Производительность ФЭ	$м^3$/час	Бурения	$Q_Б$	$0{,}1Q_Б \le Q_Б \le 10Q_Б$
			Уборки	$Q_П$	$0{,}1Q_У \le Q_У \le 10Q_У$
			Крепления	$Q_К$	$0{,}1Q_К \le Q_К \le 10Q_К$
			Разрушения	$Q_Р$	$0{,}1Q_Р \le Q_Р \le 10Q_Р$
9	Интенсивность отказов элементов ПС	$час^{-1}$	Бурильного	$\lambda_Б$	$0{,}01\lambda_Б \le \lambda_Б \le 100\lambda_Б$
			Погрузочного	$\lambda_П$	$0{,}01\lambda_П \le \lambda_П \le 100\lambda_П$
			Транспортирующего	$\lambda_Т$	$0{,}01\lambda_Т \le \lambda_Т \le 100\lambda_Т$
			Крепеустановочного	$\lambda_К$	$0{,}01\lambda_К \le \lambda_К \le 100\lambda_К$
			Разрушающего	$\lambda_Р$	$0{,}01\lambda_Р \le \lambda_Р \le 100\lambda_Р$
			Базового	$\lambda_{БЭ}$	$0{,}01\lambda_{БЭ} \le \lambda_{БЭ} \le 100\lambda_{БЭ}$
			Промежуточного	$\lambda_{ПЭ}$	$0{,}01\lambda_{ПЭ} \le \lambda_{ПЭ} \le 100\lambda_{ПЭ}$
10	Интенсивность отказов материальных связей	$час^{-1}$	Кинематических	λ_+	$0{,}01\lambda_+ \le \lambda_+ \le 100\lambda_+$
11	Время восстановления элементов ПС	час	Бурильного	$t_{вБ}$	$0{,}01\ t_{вБ} \le t_{вБ} \le 100\ t_{вБ}$
			Погрузочного	$t_{вП}$	$0{,}01t_{вП} \le t_{вП} \le 100t_{вП}$
			Транспортирующего	$t_{вТ}$	$0{,}01t_{вТ} \le t_{вТ} \le 100t_{вТ}$
			Крепеустановочного	$t_{вК}$	$0{,}01t_{вК} \le t_{вК} \le 100t_{вК}$
			Разрушающего	$t_Р$	$0{,}_{01}t_{вР} \le t_{вР} \le 100t_{вР}$
			Базового	$t_{вБЭ}$	$0{,}01t_{вБЭ} \le t_{вБЭ} \le 100t_{вБЭ}$
			Промежуточного	$t_{вПЭ}$	$0{,}01t_{вПЭ} \le t_{вПЭ} \le 100t_{вПЭ}$
12	Время восстановления материальных связей	час	Кинематических	$t_{в+}$	$0{,}01t_{в+} \le t_{в+} \le 100t_{в+}$

Продолжение табл. 4.2

1	2	3	4	5	6
13	Время маневровых операций	час	По обмену функциональных элементов	$t_{ман}$	$0{,}1t_{ман} \le t_{ман} \le 10t_{ман}$
14	Трудоемкость монтажа-демонтажа ПС	чел.-ч	–	$T_{МД}$	$0{,}1T_{МД} \le T_{МД} \le 10T_{МД}$
15	Трудоемкость перебазирования	чел.-ч	–	$T_{ПБ}$	$0{,}1T_{ПБ} \le T_{ПБ} \le 10T_{ПБ}$
16	Трудоемкость ручных операций	чел.-ч/м^3	Бурение	$T_Б$	$0,\ 1T_Б \le T_Б \le 10T_Б$
			Уборка	$T_У$	$0{,}1T_У \le T_У \le 10T_У$
			Крепление	$T_К$	$0{,}1T_К \le T_К \le 10T_К$
			Разрушение	$T_Р$	$0{,}1T_Р \le T_Р \le 10T_Р$
17	Интенсивность старения оборудования	–	Коэффициент Вейбулла	k_v	$1 \le k_v \le 1{,}353$
18	Технологический фактор	–	Коэффициент совмещения операций	K_c	$0 \le K_c \le 1$

Факторы № 8-18. Из формул (3.18) и (3.19) следует, что эти факторы влияют на производительность ПС, скорость и трудоемкость выполнения СОГПР в целом. Чтобы выявить потенциальные пределы степени влияния, диапазоны изменения значений этих факторов приняты достаточно широкими. Максимальное значение диапазона изменения коэффициента в распределении Вейбулла рассчитано из условия, что за период отработки 200000 м^3 выработки интенсивность отказов возрастет в 100 раз, при этом k_v=1,353. При минимальном значении диапазона (k_v=1) интенсивность отказов λ=*const*.

Таблица 4.3 – Группа влияющих факторов «характеристики СОГПР»

Номер фактора	Наименование фактора	Ед. измерения	Обозначение	Диапазон изменения
19	Средняя длина выработок	м	$L_{ср}$	$500 \le L_{ср} \le 3500$
20	Средневзвешенное сечение выработок	м^2	$S^*_{пр}$	$10{,}9 \le S^*_{пр} \le 21{,}1$

Факторы № 19-20. Из факторов, характеризующих СОГПР и приведенных в

пункте 3.2.5, исследуются только средневзвешенное сечение и средняя длина выработок по следующим причинам.

1. Горно-геологические и горнотехнические характеристики (крепость пород, проведение по породе, по углю, по углю с присечкой, доля присечки, наличие твердых включений, углы наклона выработок и т.д.) оказывают влияние непосредственно на производительность функциональных элементов. Это влияние, в соответствии с положением 6 (пункт 3.2), оцениваться не будет. Влияние производительности ФЭ является отдельным фактором №8 и включено во вторую группу влияющих факторов.

2. Расстояние от места демонтажа оборудования по окончании предыдущей выработки до места монтажа оборудования перед началом проведения последующей выработки, зависящее, в том числе, от порядка (последовательности) проведения выработок, и влияющее на время перебазирования системы, учитывается фактором №15, отнесенным ко второй группе влияющих факторов.

3. Такие характеристики СОГПР как количество выработок и протяженность каждой выработки, учитываемые через среднюю длину выработок, влияют на производительность системы и удельную трудоемкость проходки, поскольку обуславливают удельную долю объема внезабойных операций по перемонтажу ПС в общем объеме проходческих работ за весь период выполнения СОГПР. Диапазон изменения фактора №18 принят достаточно широким с целью выявления предельных значений степени влияния и с учетом существующих тенденций к выемке длинными столбами и, соответственно, к увеличению длины подготовительных выработок.

4. Площадь сечения выработки не влияет на производительность ФЭ, но ее увеличение приводит к сокращению удельной доли времени и трудоемкости выполнения вспомогательных, маневровых работ, несовмещаемых во времени (например, взрывных) работ, обусловленного увеличением числа проходческих циклов, оказывает положительное влияние на производительность системы и трудоемкость проходки в целом. Как хорошо видно из выражения (3.12), влияние площади сечения выработок на исследуемые факторы можно оценить через сред-

невзвешенное сечение выработок, определяемое выражением (3.15). Диапазон изменения фактора №20 ограничен областью применения ПС, являющихся объектом исследования, обоснование которой приведено в пункте 3.2.2.

4.1.3 Выбор вариантов проходческих систем, принятых к исследованию

Для оценки влияния классификационных признаков АПС на исследуемые факторы необходимо рассмотреть функционирование систем, отличающихся исследуемыми разновидностями влияющих факторов, приведенных в таблице 4.1, т.е. имеющих различные:

а) вид БЭ (самостоятельный или совмещенный);

б) тип движителя БЭ (распорно-подающий, колесно-рельсовый, гусеничный);

в) тип ПЭ (групповой, индивидуальный);

г) количество ПЭ;

д) количество однотипных ФЭ (погрузочных, бурильных);

е) количество ФЭ, агрегатированных в системе;

ж) расположение опорной поверхности ФЭ (внутри системы или вне системы).

Системы должны быть выбраны из вариантов, имеющих опыт эксплуатации, для которых известны конструкция, техническая характеристика и показатели работы. Это позволит более объективно оценить результаты, полученные в ходе исследования. Если не существует ПС, обладающих тем или иным классификационным признаком, могут быть приняты к исследованию системы, имеющие только техническое решение. В этом случае они должны быть скомпонованы из известных ФЭ.

Руководствуясь изложенным, к исследованию были приняты следующие АПС, структурные формулы которых представлены на рисунке 4.1:

- буровзрывной комплекс «Сибирь-1» [12];
- буровзрывной комплекс «Сибирь-2М» [12];
- буровзрывной комплекс «Сибирь-3» [12];

- комбайновый комплекс П-110А [84];

- буровзрывной комплекс «Самоходная горная машина» (СГМ) [65];

- буровзрывной комплекс фирмы «Тракхедер» (Англия) [12];

- комбайновый комплекс Болтер Майнер [19];

- буровзрывной комплекс «НПИ – ИГД им. А.А. Скочинского» [12];

- буровзрывной комплекс «Проходческий агрегат» (ПАКВМК) [38];

- комбайновый комплекс КН-5Н «Кузбасс» [17];

- буровзрывной комплекс «Агрегат для проходки горных выработок» (АПК-2) [85];

- буровзрывной комплекс «Агрегатированный погрузочно-транспортный комплекс» (АПТК) [65].

С целью исследования влияния агрегатирования на эффективность работы ПС, каждую из рассматриваемых АПС необходимо сравнивать с комплектом индивидуальных машин, имеющим те же ФЭ и в таком же количестве, что и сравниваемая с ним АПС.

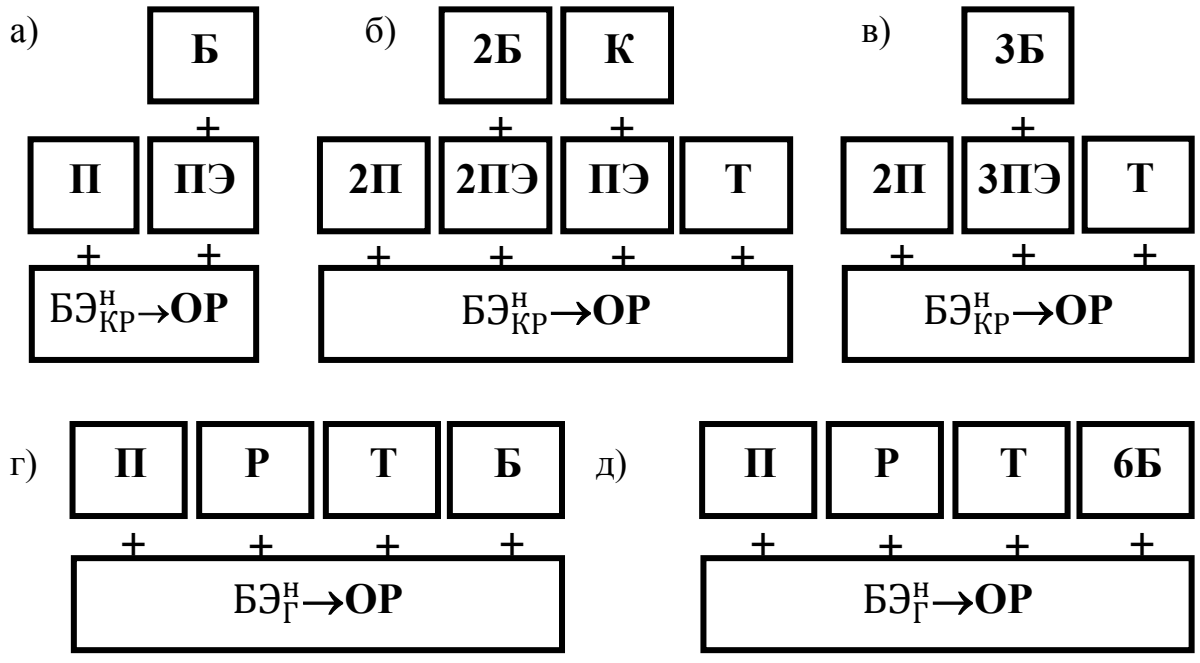
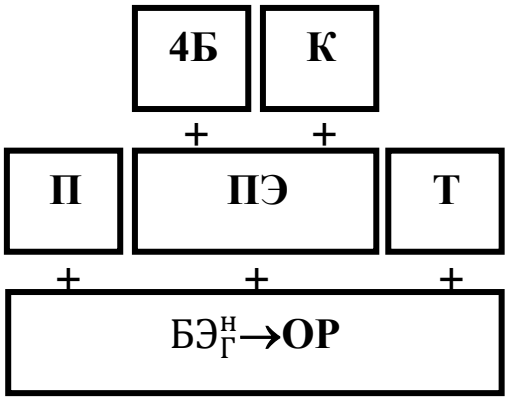
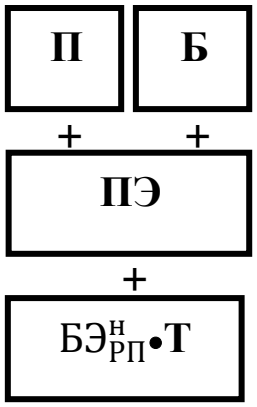


Рисунок 4.1 – Структурные формулы исследуемых АПС (начало):
а) «Сибирь-1»; б) «Сибирь-2М(02)»; в) «Сибирь-3»; г) П-110А; д) Болтер Майнер; е) СГМ; ж) «Тракхедер»; з) «НПИ– ИГД»; и) ПАКВМК; к) «Кузбасс»; л) АПК-2; м) АПТК

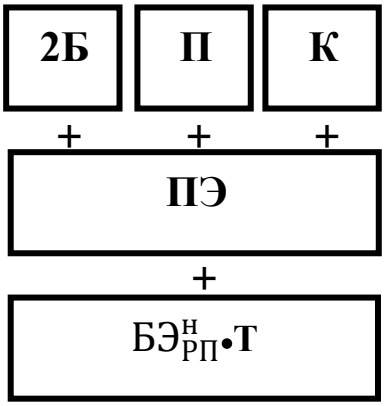
е)



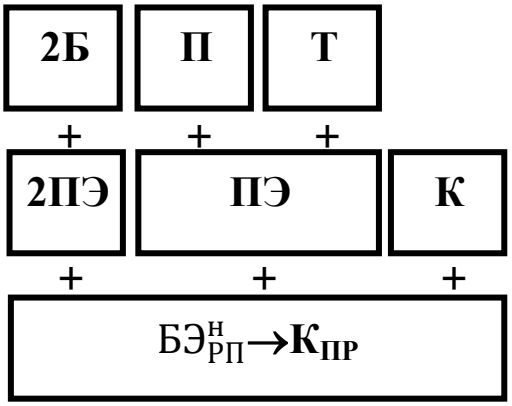
ж)



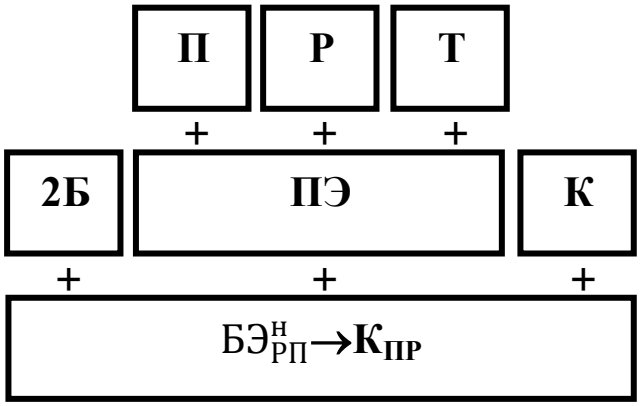
з)



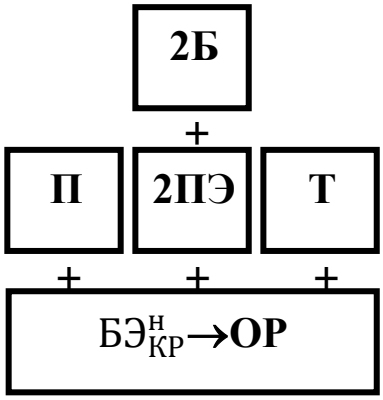
и)



к)



л)



м)

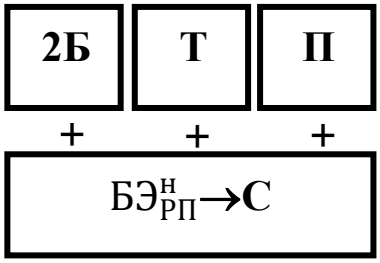


Рисунок 4.1 – Окончание

4.2 Исследование зависимости эффективности АПС от влияющих факторов

4.2.1 Программа статистических испытаний

С целью обеспечения возможности объективного сопоставления получаемых результатов статистических испытаний по исследуемым ПС необходимо, чтобы системы отличались только классификационными признаками. Следовательно, показатели и условия эксплуатации, на которые не влияет агрегатирование элементов, должны быть приняты фиксированными и едиными для всех исследуемых ПС (таблица 4.4). Величины базовых показателей определены как усредненные, полученные по данным наблюдений за работой различных проходческих машин и существующим нормативам (приложения 1, 2, [5, 46-48, 80]).

Таблица 4.4 – Базовые показатели и условия работы ПС

Наименование показателя	Единицы измерения	Условное обозначение	Значение
1	2	3	4
Производительность бурения (для БВС)	$м^3$/час	$Q_Б^б$	23
Производительность разрушения (для механического способа)	$м^3$/час	$Q_Р^б$	18
Производительность погрузки (уборки)	$м^3$/час	$Q_П^б$	30
Производительность крепления	$м^3$/час	$Q_К^б$	10
Интенсивность отказов бурильного оборудования	$час^{-1}$	$\lambda_Б^б$	0,0093
Интенсивность отказов разрушающего органа	$час^{-1}$	$\lambda_Р^б$	0,0098
Интенсивность отказов погрузочного органа	$час^{-1}$	$\lambda_П^б$	0,0080
Интенсивность отказов транспортирующего элемента	$час^{-1}$	$\lambda_Т^б$	0,0029
Интенсивность отказов крепеустановщика	$час^{-1}$	$\lambda_К^б$	0,0075
Интенсивность отказов БЭ	$час^{-1}$	$\lambda_{БЭ}^б$	0,0027
Интенсивность отказов индивидуального ПЭ	$час^{-1}$	$\lambda_{ПЭи}^б$	0,0003
Интенсивность отказов группового ПЭ	$час^{-1}$	$\lambda_{ПЭг}^б$	0,0012
Интенсивность отказов материальных связей	$час^{-1}$	$\lambda_+^б$	0,0007
Время восстановления бурильного оборудования	час	$t_{вБ}^б$	1,18
Время восстановления разрушающего органа	час	$t_{вР}^б$	1,63
Время восстановления погрузочного органа	час	$t_{вП}^б$	2,07
Время восстановления транспортирующего элемента	час	$t_{вТ}^б$	1,53
Время восстановления крепеустановщика	час	$t_{вК}^б$	1,41
Время восстановления БЭ	час	$t_{вБЭ}^б$	1,52
Время восстановления индивидуального ПЭ	час	$t_{вПЭи}^б$	1,05
Время восстановления группового ПЭ	час	$t_{вПЭг}^б$	1,28
Время восстановления материальной связи	час	$t_{в+}^б$	1,1

Продолжение табл. 4.4

1	2	3	4
Время маневровых операций по обмену двух ФЭ	час	$t_{ман}^{б}$	0,4
Время маневровых операций по отводу-подводу оборудования при БВР	час	$t_{о\text{-}п}^{б}$	0,3
Трудоемкость монтажа-демонтажа бурильного оборудования (одного комплекта)	чел.-ч	$T_{МДб}^{б}$	15,5
Трудоемкость монтажа-демонтажа разрушающего органа	чел.-ч	$T_{МДр}^{б}$	156,8
Трудоемкость монтажа-демонтажа погрузочного органа	чел.-ч	$T_{МДп}^{б}$	67,4
Трудоемкость монтажа-демонтажа транспортирующего элемента	чел.-ч	$T_{МДт}^{б}$	39,8
Трудоемкость монтажа-демонтажа крепеустановщика	чел.-ч	$T_{МДк}^{б}$	16
Трудоемкость монтажа-демонтажа призабойной крепи	чел.-ч	$T_{МДкпр}^{б}$	43
Трудоемкость монтажа-демонтажа индивидуального ПЭ	чел.-ч	$T_{МДи}^{б}$	4
Трудоемкость монтажа-демонтажа группового ПЭ	чел.-ч	$T_{МДг}^{б}$	7,5
Трудоемкость монтажа-демонтажа БЭ	чел.-ч	$T_{МДбэ}^{б}$	61,2
Трудоемкость перебазирования бурильного оборудования*	чел.-ч/ 1000м	$T_{ПБб}^{б}$	6,16
Трудоемкость перебазирования разрушающего органа*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБр}^{б}$	8,1
Трудоемкость перебазирования погрузочного органа*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБп}^{б}$	7,3
Трудоемкость перебазирования транспортирующего элемента*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБт}^{б}$	5,6
Трудоемкость перебазирования крепеустановщика*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБк}^{б}$	5,9
Трудоемкость перебазирования призабойной крепи*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБкпр}^{б}$	14
Трудоемкость перебазирования индивидуального ПЭ*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБи}^{б}$	4,5
Трудоемкость перебазирования группового ПЭ*	чел.-ч/1000м	$T_{ПБг}^{б}$	4,5
Трудоемкость перебазирования БЭ*	чел.-ч/1000м	$T_{ПББэ}^{б}$	25
Трудоемкость ручных операций по бурению	чел.-ч/м^3	$T_{Б}^{б}$	0,15
Трудоемкость ручных операций по уборке	чел.-ч/м^3	$T_{У}^{б}$	0,05
Трудоемкость ручных операций по креплению	чел.-ч/м^3	$T_{К}^{б}$	0,10
Трудоемкость ручных операций по разрушению	чел.-ч/м^3	$T_{Р}^{б}$	0,029
Коэффициент совмещения операций	-	$K_{с}^{б}$	0
Коэффициент Вейбулла	-	$k_{ν}^{б}$	1,064
Средневзвешенное сечение выработки в проходке	м^2	$S_{пр}^{б}$	18
Средняя длина выработок	м	$L_{ср}^{б}$	1000
Объем проходки	м^3	$V_{зад}$	180000
Время заряжания, взрывания, проветривания (для БВС)	час	$t_{звп}^{б}$	1
Подвигание за цикл	м	$l_{ц}^{б}$	2
*)Трудоемкость перебазирования включает погрузочно-разгрузочные работы			

Статистические испытания проводятся при помощи Программы ИСМ, описанной в пункте 3.5, для каждой из принятых к исследованию ПС.

Для исследования влияния по каждому фактору осуществляется изменение его значений в рамках диапазона, определенного в пункте 4.1, при этом величины остальных показателей остаются равными базовым значениям. Количество реализаций n по каждому опыту (совокупности исходных данных) принято в соответ-

ствии с предположением, что случайные значения производительности $\widehat{Q}$ и трудоемкости $\widehat{T}$ имеют нормальный закон распределения. В инженерных расчетах данного класса при оценке ошибки в определении среднего доверительная вероятность должна составлять β=0,95. Широко распространенное при обработке результатов эксперимента правило трех сигм гласит: «отклонение истинного значения измеряемой величины от среднего арифметического значения результатов измерений не превосходит утроенного среднеквадратичного отклонения этого среднего значения» [86, 87]. Если величина среднеквадратичного отклонения неизвестна, то наименьшее необходимое количество реализаций в значительной степени зависит от β. По данным таблицы [86, таблица 2.2-1] можно определить, что уже при количестве реализаций n=5 доверительная вероятность составляет β=0,96. Поэтому количество повторных реализаций по каждому опыту принимаем n=5.

Обработка результатов моделирования производится с применением методов математической статистики в Программе ИСМ. Таким образом, на выходе получаем уже статистически обработанные величины: среднего значения и среднеквадратичного отклонения производительности системы и трудоемкости работ при выполнении СОГПР, максимальной и минимальной поцикловой производительности и трудоемкости, вероятности достижения требуемой скорости проходки и другие показатели (рисунок 3.8). Затем производим анализ полученных результатов статистических испытаний.

4.2.2 Анализ результатов статистических испытаний

По результатам статистических испытаний установлено следующее.

1. Группа факторов «классификационные признаки».

Фактор №1 «Вид БЭ» и фактор №2 «Тип движителя БЭ». При исследовании разновидностей данных факторов в рамках принятых диапазонов установлено, что существенного влияния на производительность выполнения СОГПР Q_c^* и трудоемкость выполнения СОГПР T^* они не оказывают. Некоторое повышение

производительности при использовании совмещенных видов БЭ находится в пределах ошибки вычислений. Незначительное повышение Q_c^* при использовании распорно-подающего типа движителя, обусловленное простотой его конструкции и более высокой надежностью в сравнении с другими, нивелируется наличием ПЭ, необходимых для компенсации его недостаточной маневренности. При использовании колесно-рельсового типа движителя в сравнении с другими типами наблюдается увеличение трудоемкости забойных операций и снижение поцикловой производительности Q_c в пределах 5,5%, обусловленное необходимостью настилки рельсового пути. Это отклонение находится на границе пределов ошибки вычислений.

Фактор № 3 «Тип промежуточного элемента» и фактор №4 «Количество ПЭ». Влияние этих факторов также находится в пределах ошибки вычислений. Тип промежуточного элемента оказывает несущественное влияние на производительность: при использовании одного группового ПЭ вместо двух индивидуальных снижение Q_c не превышает 0,8%, а при использовании одного группового вместо четырех индивидуальных Q_c не изменяется.

Увеличение количества ПЭ приводит к незначительному увеличению производительности системы (до 3%) по причине того, что при отсутствии ПЭ его функцию осуществляет БЭ, который, в общем случае, работает в условиях более тяжелых, чем ПЭ (контакт с почвой выработки), имеет в целом более сложную конструкцию и, следовательно, более высокую интенсивность отказов.

Фактор № 5 «Количество однотипных ФЭ». Увеличение количества однотипных ФЭ в целом улучшает показатели функционирования (рисунок 4.2). В частности, производительность Q_c^* и скорость υ^* выполнения СОГПР увеличиваются, причем это увеличение происходит в практически одинаковом процентном соотношении. Это объясняется сокращением времени проходческого цикла при использовании нескольких ФЭ одинакового назначения. Трудоемкость выполнения СОГПР, напротив, уменьшается, но менее интенсивно. Причина в том, что происходит увеличение производительности труда при выполнении механи-

зированных операций, в то время как доля ручных трудозатрат остается неизменной [88]. На рисунке 4.2 и далее: $Q_c^{*б}$ – производительность выполнения СОГПР, м^3/час, в базовых условиях (таблица 4.4); $T^{*б}$ – удельная трудоемкость выполнения СОГПР, чел.-час/м^3 в базовых условиях.

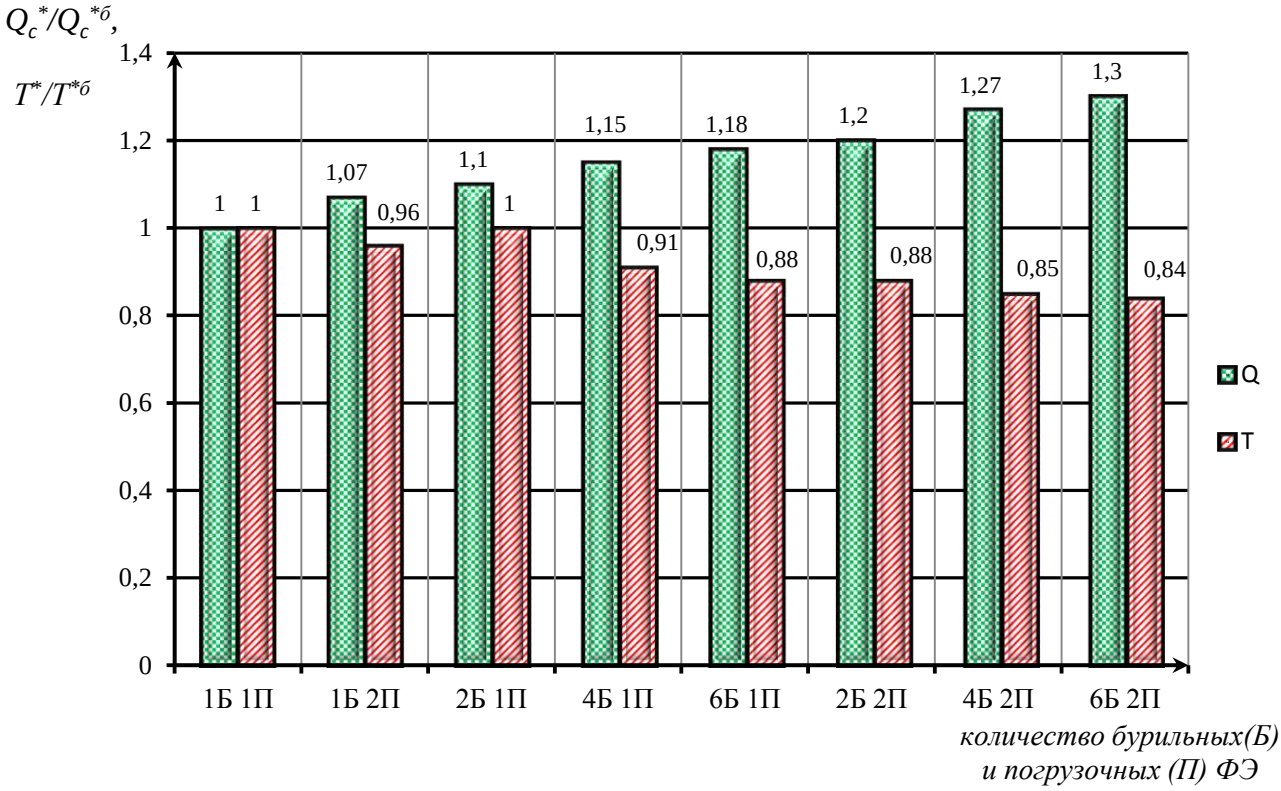


Рисунок 4.2 – Зависимость Q_c^* и T^* от количества однотипных ФЭ

Фактор № 6 «Количество ФЭ с разным назначением, агрегатированных в системе». При увеличении количества элементов, агрегатированных в одной АПС наблюдается повышение Q_c^* (рисунок 4.3) выполнения СОГПР.

Основной причиной этого является сокращение продолжительности маневров по обмену оборудования и, соответственно, продолжительности цикла. Поскольку доля маневровых операций в общем времени цикла относительно невелика, увеличение Q_c^* при объединении всех ФЭ не превышает 14%. Значение T^*, напротив, сокращается, но по причине того, что маневровые операции имеют низкую трудоемкость, величина этого сокращения граничит с ошибкой вычислений.

Фактор № 7 «Расположение опорной поверхности». Этот фактор не оказывает влияния на показатели Q_c^* и T^*. В большей степени он может сказываться на конструкторских решениях, например, при обеспечении возможностей взаимного перемещения ФЭ, необходимых для совмещения операций и т.д. Тогда совмещение операций может повлиять на конечные показатели. Однако само по себе различное расположение опорной поверхности не приводит к таким изменениям характеристик БЭ и других элементов, которые могли бы ощутимо отразиться на конечной эффективности.

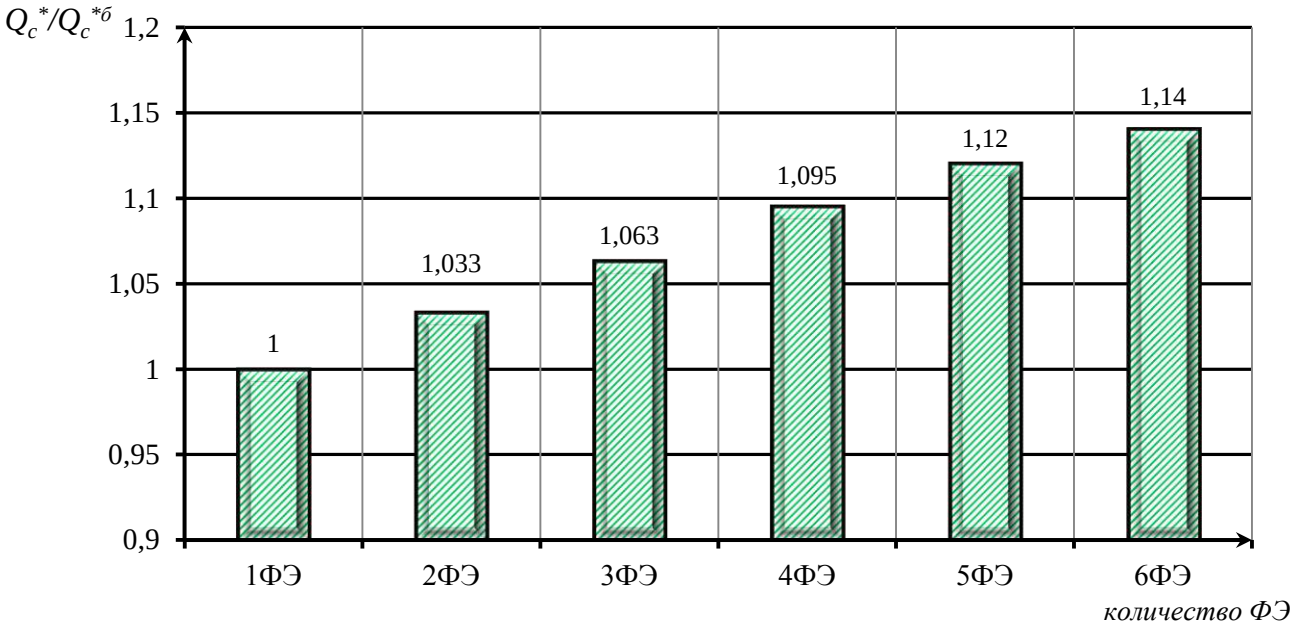


Рисунок 4.3 – Зависимость Q_c^* от количества ФЭ с разным назначением, агрегатированных в проходческой системе

2. Группа факторов «характеристики элементов».

Фактор № 8 «Производительность ФЭ».

Результаты исследования разновидностей фактора представлены на рисунках 4.4-4.7 и в таблице 4.5, из которых видно, что с уменьшением производительности ФЭ происходит существенное падение производительности Q_c^* и увеличение трудоемкости T^*. С увеличением производительности ФЭ значение Q_c^* возрастает, а T^* снижается, но менее интенсивно.

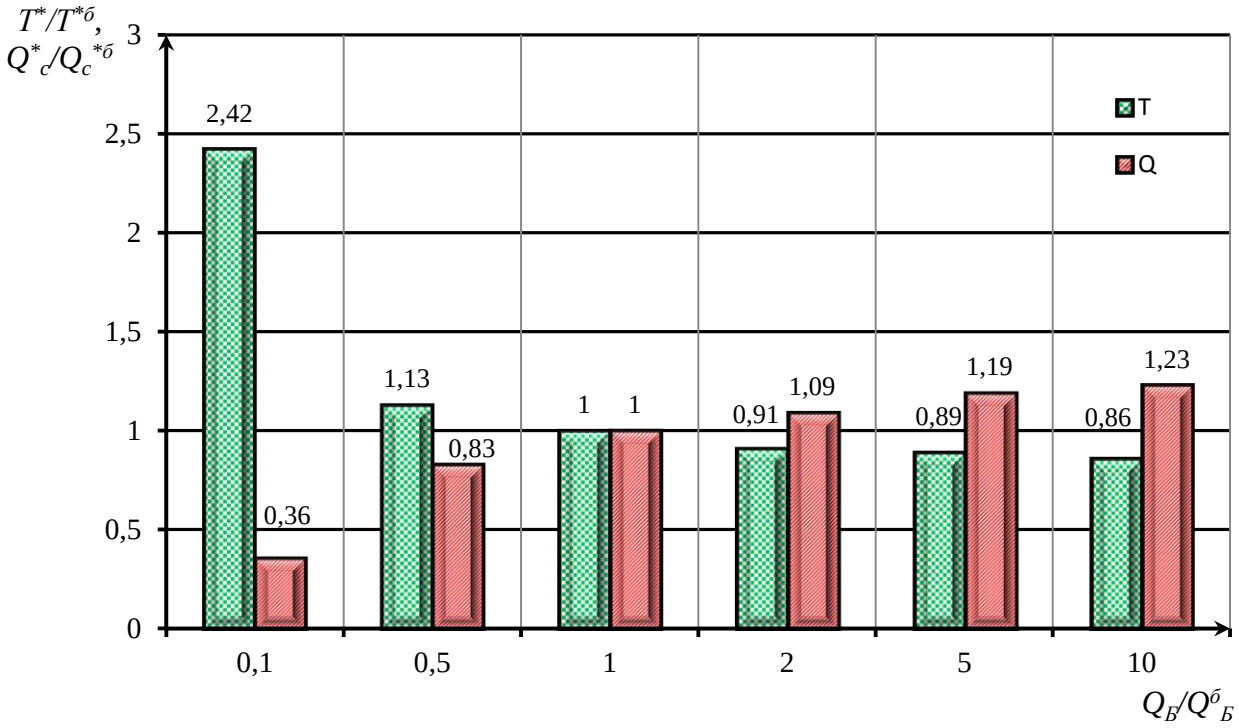


Рисунок 4.4 – Зависимость Q_c^* и T^*от производительности бурильного элемента $Q_Б$

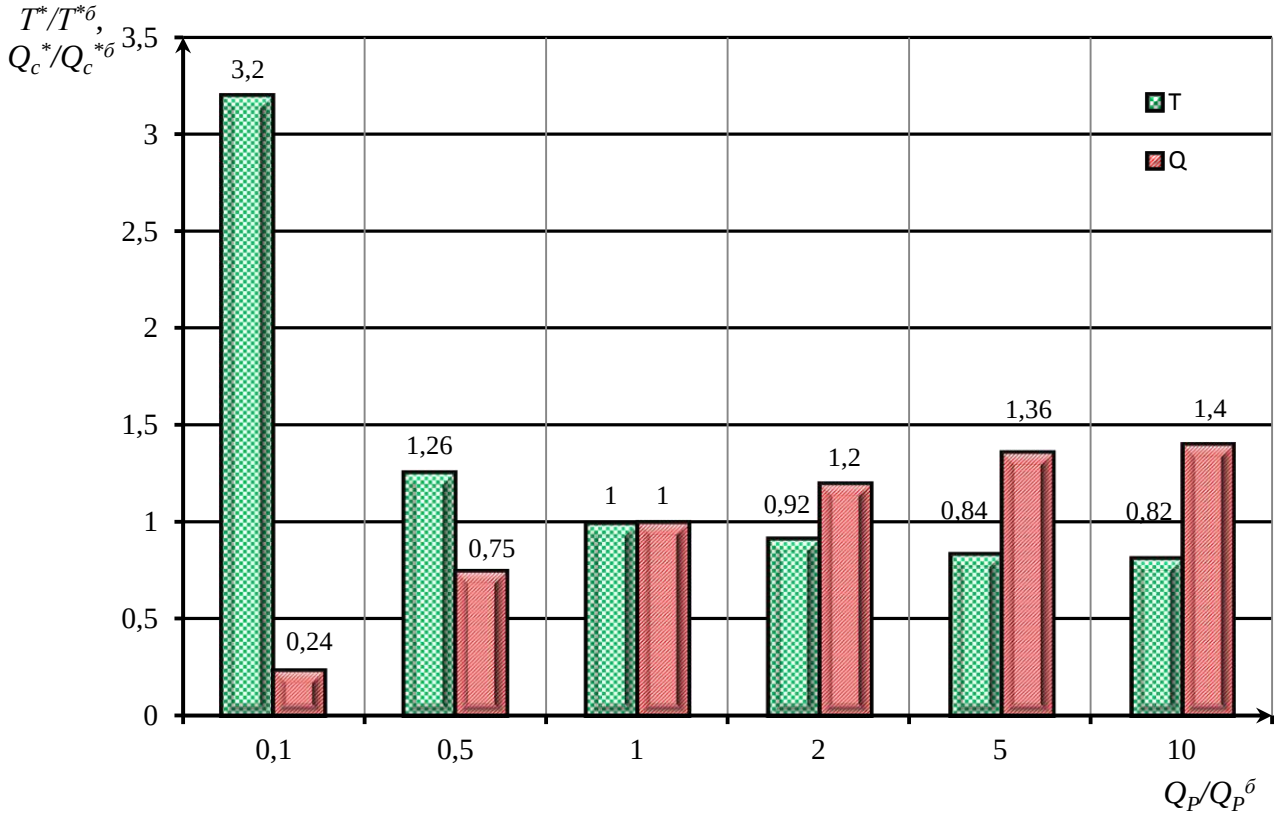


Рисунок 4.5 – Зависимость Q_c^* и T^*от производительности разрушающего элемента Q_P

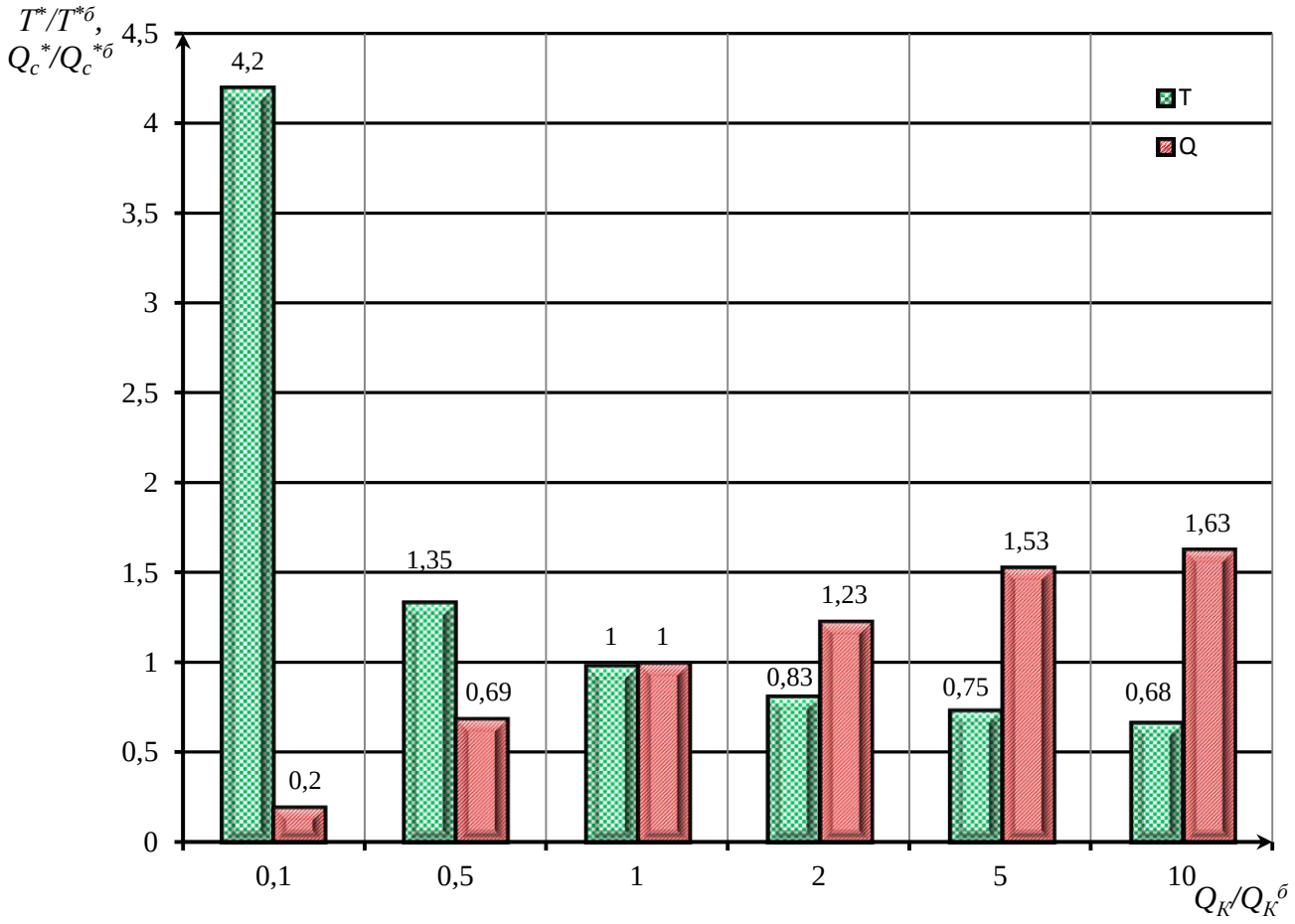


Рисунок 4.6 – Зависимость Q_c^* и T^*от производительности крепеустановочного элемента Q_K

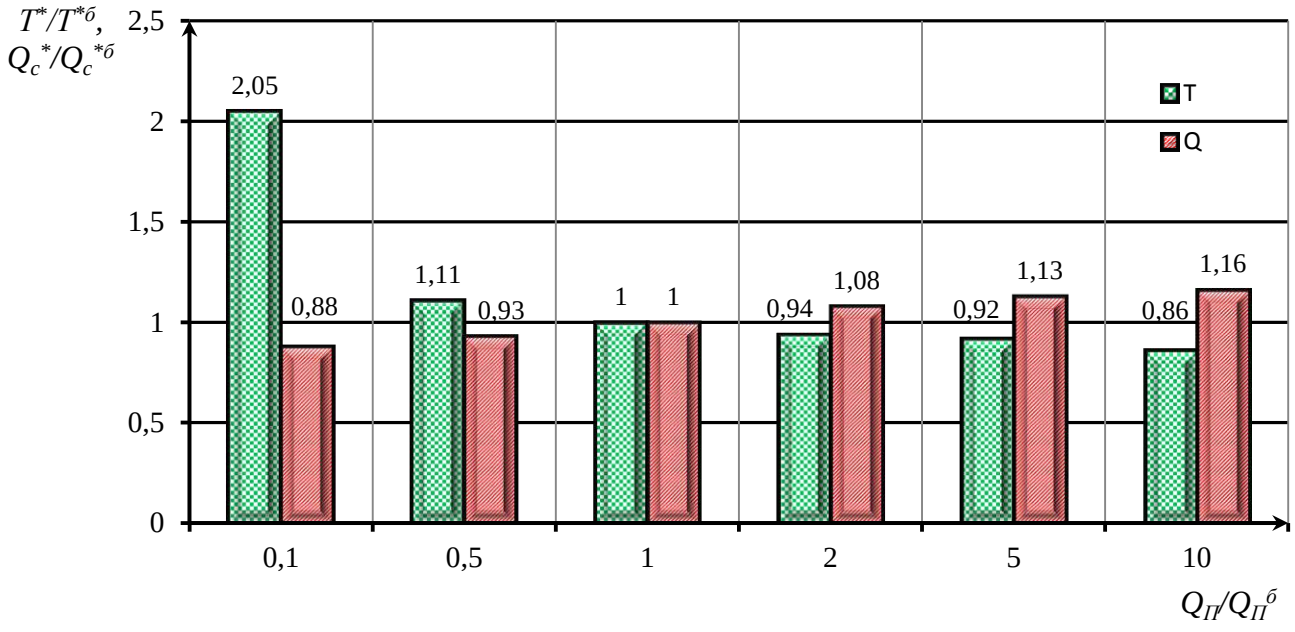


Рисунок 4.7 – Зависимость Q_c^* и T^*от производительности погрузочного $Q_П$ и транспортирующего Q_T элементов

Таблица 4.5 – Зависимость Q_c^* и T^*от производительности ФЭ

Функциональные элементы	$0{,}1\,Q^{б}$ *)		$0{,}5Q^{б}$		$2Q^{б}$		$5Q^{б}$		$10Q^{б}$	
	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$
Бурильный	0,36	2,42	0,83	1,13	1,09	0,91	1,19	0,89	1,23	0,86
Разрушающий	0,24	3,20	0,75	1,26	1,20	0,92	1,36	0,84	1,40	0,82
Крепеустановочный	0,20	4,20	0,69	1,35	1,23	0,83	1,53	0,75	1,63	0,68
Погрузочный+ транспортирующий	0,88	2,05	0,93	1,11	1,08	0,94	1,13	0,92	1,16	0,86
*) $Q^{б}$ – базовая производительность соответствующего функционального элемента (по данным таблицы 4.4)										

Из полученных данных видно, что разные ФЭ в разной степени влияют на изменения Q_c^* и T^*. Это связано с различной долей времени выполняемых ими операций в общем времени проходческого цикла. Изменение производительности более длительных операций оказывает более значительное влияние на Q_c^* и T^* и наоборот. Изменение производительности погрузочного и транспортирующего ФЭ рассматривается в совокупности, поскольку изменение производительности только одного из них не повлияет на показатели системы, т.к. время операции уборки горной массы не изменится.

Фактор № 9 «Интенсивность отказов элементов ПС» и фактор № 10 «Интенсивность отказов материальных связей». Снижение интенсивности отказов элементов и материальных связей в 100 раз по отношению к базовому значению $\lambda^{б}$, что можно характеризовать как практически безотказную работу, не приводит к существенным изменениям показателей Q_c^* и T^*, (повышение Q_c^* не превышает 1%, а снижение T^* не превышает 1,5%). Повышение интенсивности отказов элементов и материальных связей оказывает влияние на показатели Q_c^* и T^*. Степень этого влияния отражена в таблице 4.6.

Различия в степени влияния разных структурных элементов на показатели Q_c^* и T^* обусловлены разными значениями интенсивности отказов элементов и разной долей времени функционирования в общей продолжительности цикла – чем больше продолжительность функционирования и значение $\lambda^{б}$, тем сильнее влияние изменения λ на конечные показатели.

Таблица 4.6 – Зависимость показателей Q_c^* и T^* от интенсивности отказов структурных элементов и материальных связей

Структурный элемент проходческой системы	$\lambda=10\lambda^{б}$ *)		$\lambda=100\lambda^{б}$	
	$Q_c^*/Q_c^{*б}$	$T^*/T^{*б}$	$Q_c^*/Q_c^{*б}$	$T^*/T^{*б}$
Бурильный	0,93	1,04	0,61	1,46
Разрушающий	0,90	1,07	0,50	1,92
Погрузочный	0,96	1,02	0,73	1,27
Транспортирующий	0,98	1,01	0,90	1,08
Крепеустановочный	0,93	1,06	0,57	1,55
Промежуточный индивидуальный	0,99	1,01	0,93	1,04
Промежуточный групповой	0,98	1,02	0,90	1,07
Базовый	0,94	1,06	0,66	1,22
Кинематическая связь	0,98	1,01	0,87	1,10
*) $\lambda^{б}$ – базовая интенсивность отказов соответствующего структурного элемента (таблица 4.4)				

Фактор № 11 «Время восстановления элементов ПС» и фактор № 12 «Время восстановления материальных связей». Характер влияния этих факторов на показатели Q_c^* и T^* и его причины полностью совпадают с факторами №9 и №10. Величина степени влияния для различных структурных элементов несколько отличается, что связано с разницей в базовых значениях интенсивности отказов и времени восстановления $T_в$. Результаты статистических испытаний приведены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Зависимость показателей Q_c^* и T^* от времени восстановления структурных элементов и материальных связей

Структурный элемент проходческой системы	$t_в=10\,t_в^{б}$ *)		$t_в=100\,t_в^{б}$	
	$Q_c^*/Q_c^{*б}$	$T^*/T^{*б}$	$Q_c^*/Q_c^{*б}$	$T^*/T^{*б}$
Бурильный	0,98	1,02	0,91	1,08
Разрушающий	0,84	1,16	0,38	2,56
Погрузочный	0,97	1,04	0,69	1,38
Транспортирующий	0,99	1,01	0,91	1,08
Крепеустановочный	0,93	1,06	0,50	1,80
Промежуточный индивидуальный	0,99	1,01	0,95	1,05
Промежуточный групповой	0,98	1,02	0,91	1,08
Базовый	0,94	1,06	0,72	1,14
Кинематическая связь	1,00	1,00	0,99	1,01
*) $t_в^{б}$ – базовое время восстановления соответствующего структурного элемента (таблица 4.4)				

Фактор № 13 «Время маневровых операций». Влияние времени маневровых операций $t_{ман}$ на показатели Q_c^* и T^* представлено на рисунке 4.8 в виде графиков,

из которых видно, что сокращение времени маневров в 10 раз по отношению к базовому значению $t_{ман}^{б}$ (таблица 4.4) приводит к увеличению Q_c^* на 20% и снижению T^* на 6%. Увеличение времени на маневровые операции приводит к обратному эффекту. Так, увеличение $t_{ман}$ вдвое снизит Q_c^* на 12% и повысит T^* на 10%, а увеличение $t_{ман}$ в десять раз снизит Q_c^* на 54% и повысит T^* на 97%.

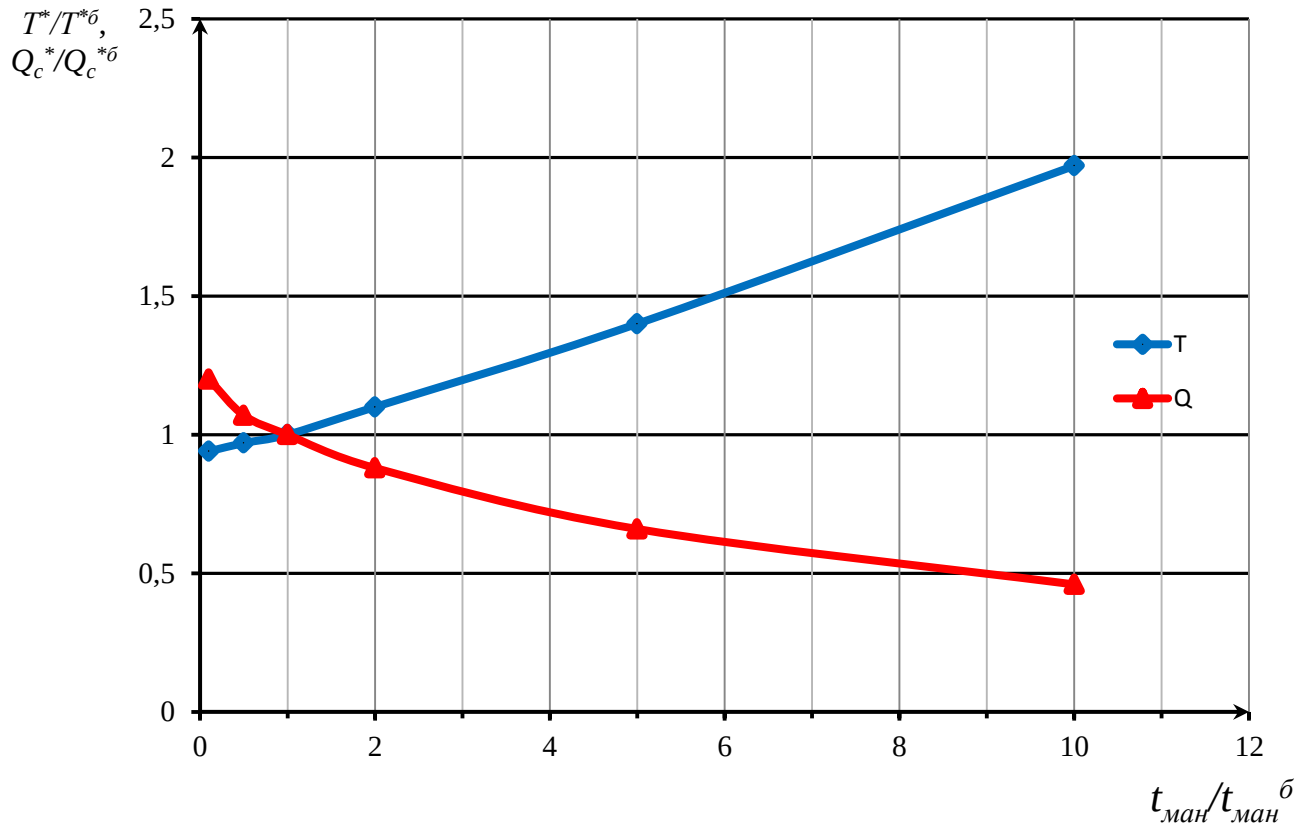


Рисунок 4.8 – Зависимость Q_c^* и T^*от времени маневровых операций по обмену функциональных машин

Фактор № 14 «Трудоемкость монтажа-демонтажа ПС». Увеличение трудоемкости монтажа-демонтажа $T_{мд}$ оборудования приводит к снижению производительности Q_c^* и повышению трудоемкости T^* выполнения СОГПР (рисунок 4.9).

Уменьшение $T_{мд}$ приводит к обратному результату, но в очень незначительной степени. Это объясняется невысокой долей $T_{мд}$ в общем объеме проходческих работ. При увеличении этой доли влияние изменения $T_{мд}$ на показатели Q_c^* и T^* становится более значительным, например, при увеличении $T_{мд}$ по сравнению с $T^{б}_{мд}$ в 10 раз, T^* увеличивается на 20%, а Q_c^* снижается на 22%.

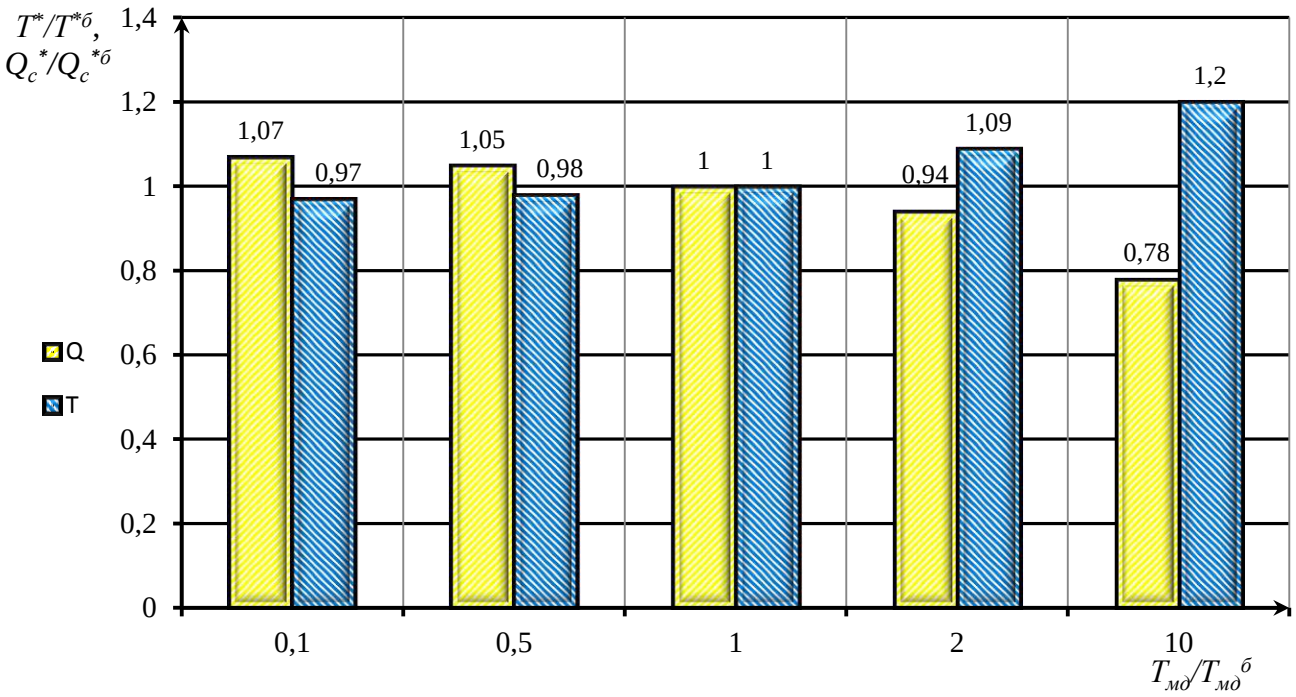


Рисунок 4.9 – Зависимость Q_c^* и T^*от трудоемкости работ по перемонтажу оборудования из одного забоя в другой

Фактор № 15 «Трудоемкость перебазирования». Влияние изменения этого фактора на показатели Q_c^* и T^* показано на рисунке 4.10. Тенденции влияния и их причины аналогичны фактору №14. Меньшая степень влияния, чем у $T_{мд}$ также объясняется меньшей долей $T_{пб}$ в общем объеме проходческих работ.

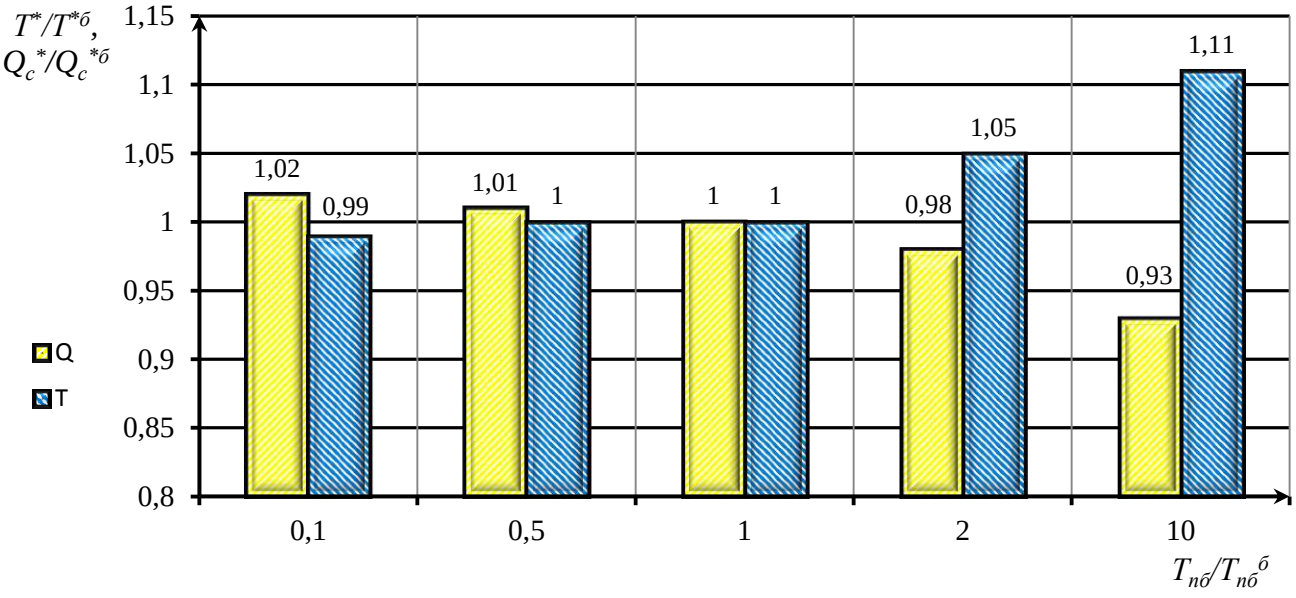


Рисунок 4.10 – Зависимость Q_c^* и T^*от трудоемкости работ по перебазированию оборудования из одного забоя в другой

Фактор № 16 «Трудоемкость ручных операций». Влияние трудоемкости каждой из основных операций процесса проведения выработки на величину трудоемкости T^* выполнения СОГПР представлено на рисунке 4.11. Различная интенсивность влияния пооперационной трудоемкости на T^* обусловлена разной долей удельных трудозатрат по каждой операции в общих трудозатратах на проведение выработки. Например, трудоемкость ручных операций T_y по уборке горной массы при проходке буровзрывным способом имеет меньшую удельную трудоемкость, чем трудоемкость ручных операций по креплению $T_к$ и бурению $T_б$, поэтому ее снижение в 10 раз приведет к уменьшению T^* только на 4%, а такое же снижение $T_к$ и $T_б$ на 7% и 9% соответственно.

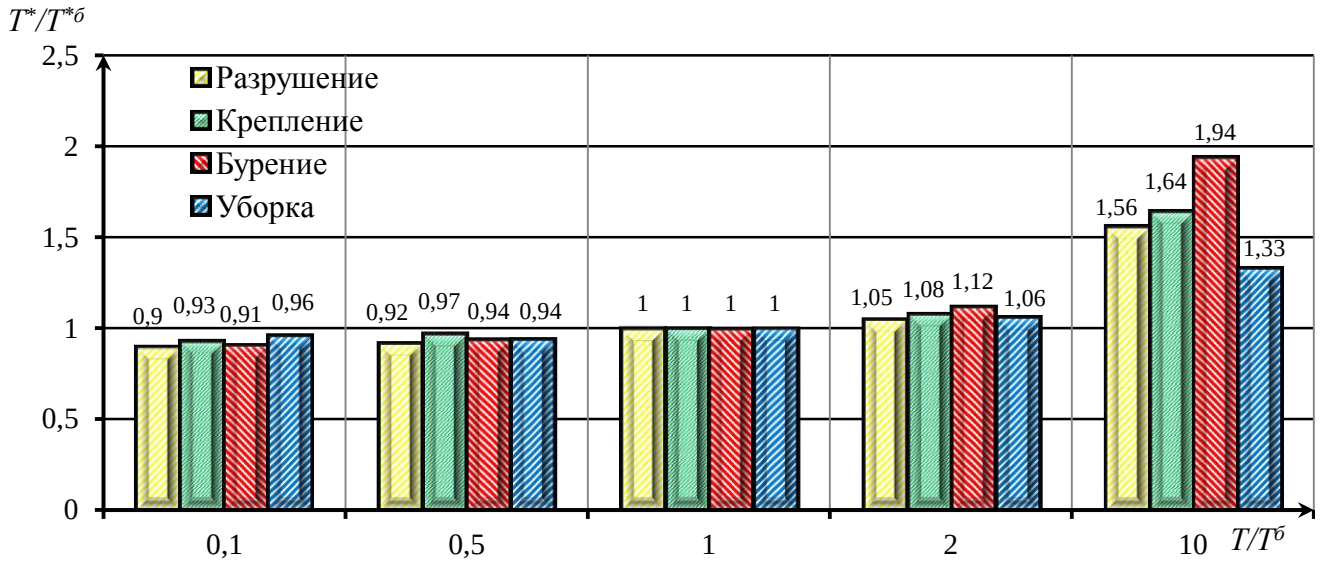


Рисунок 4.11 – Зависимость T^*от трудоемкости ручных операций

Фактор № 17 «Интенсивность старения оборудования». Изменение показателей Q_c^* и T^* в зависимости от повышения интенсивности отказов, выражаемой коэффициентом k_v показано в таблице 4.8 и на рисунках 4.12, 4.13.

Таблица 4.8 – Влияние интенсивности старения оборудования на Q_c^* и T^*

Способ проходки	k_v=1		k_v=1,1		k_v=1,2		k_v=1,3		k_v=1,353	
	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$	$\frac{Q_c^*}{Q_c^{*б}}$	$\frac{T^*}{T^{*б}}$
Комбайновый	1,0	1,0	0,97	1,02	0,90	1,08	0,81	1,19	0,74	1,31
Буровзрывной	1,0	1,0	0,98	1,02	0,91	1,06	0,82	1,16	0,76	1,27

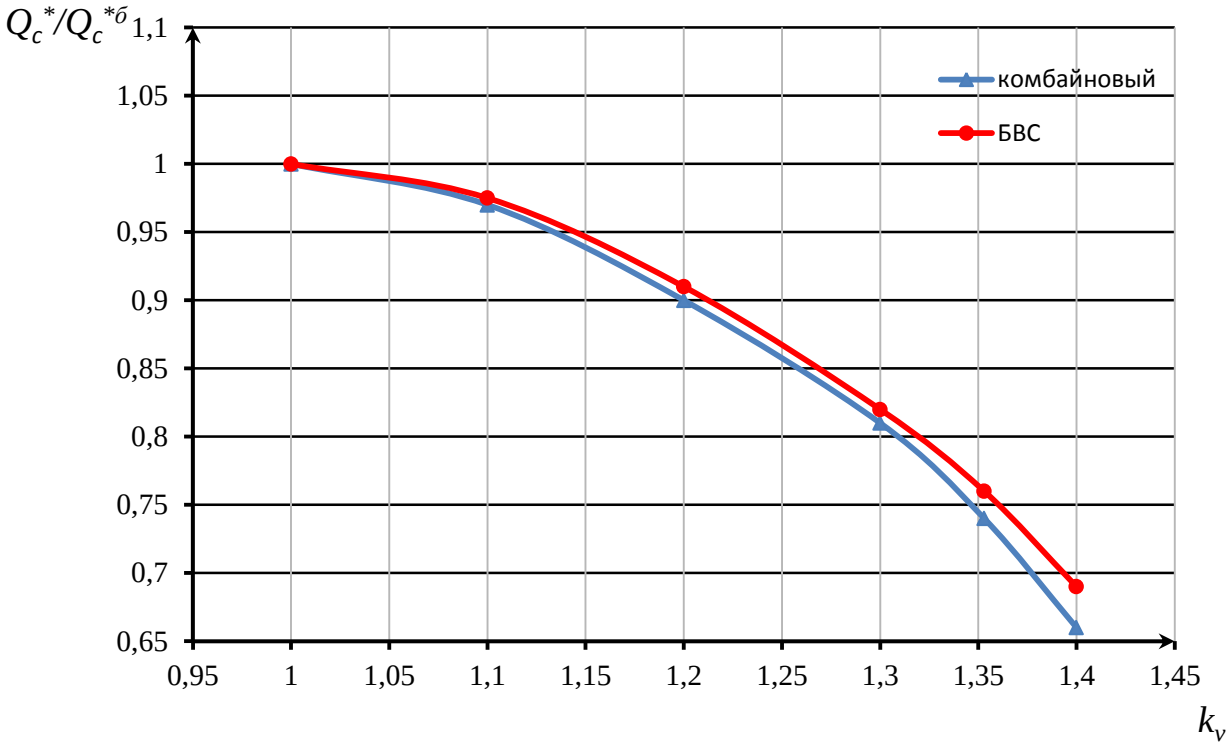


Рисунок 4.12 – Зависимость Q_c^* от коэффициента в распределении Вейбулла

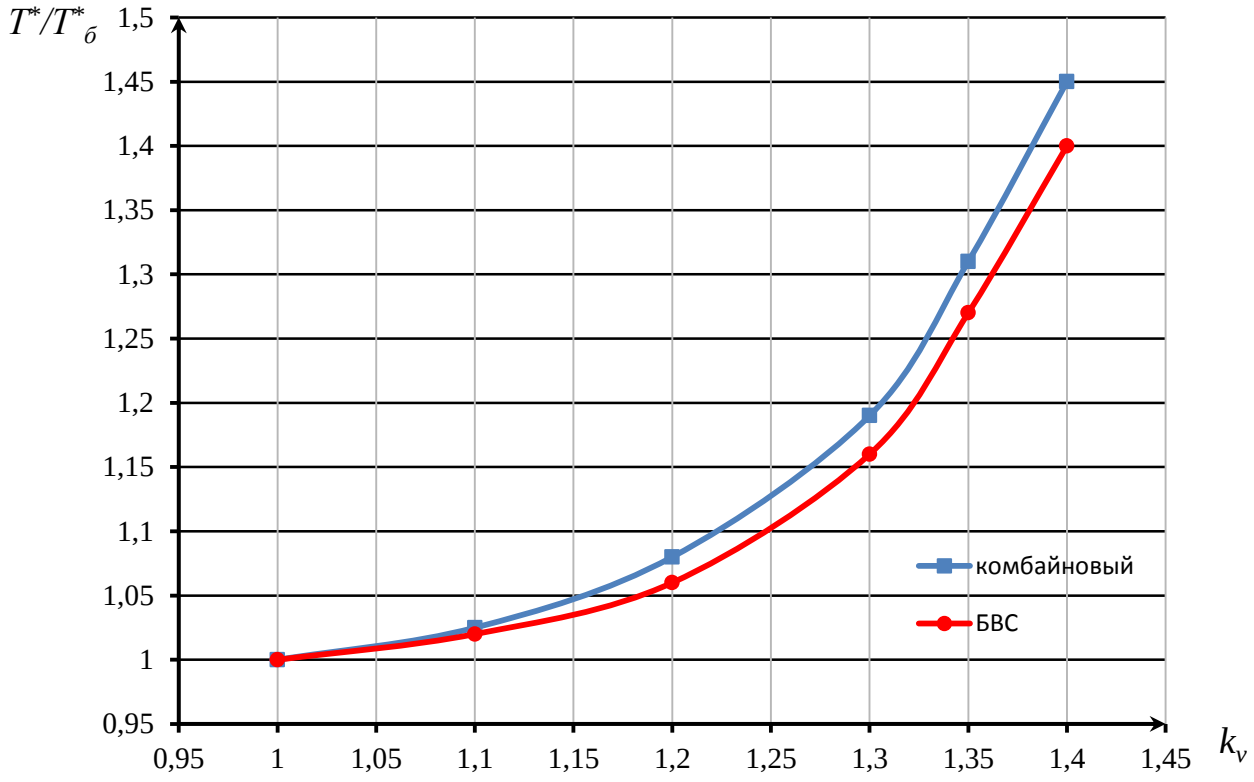


Рисунок 4.13 – Зависимость T^* от коэффициента в распределении Вейбулла

Из полученных данных видно, что по мере возрастания интенсивности отказов происходит снижение производительности и повышение трудоемкости про-

ходки. При этом, изменение коэффициента k_v в границах исследуемого диапазона ($1 \le k_v \le 1{,}353$) приводит к снижению Q_c^* на 24% при БВС и на 26% при комбайновом способе, а также к увеличению T^* на 27% и 31% соответственно. Такое различие в степени влияния фактора при разных способах проходки объясняется тем, что интенсивность старения влияет, прежде всего, на механизированные операции. При буровзрывной проходке доля ручных операций выше, чем при комбайновой, кроме того, имеется перерыв на взрывание и проветривание выработки после взрыва. При комбайновом способе доля ручных операций ниже, поэтому возрастание интенсивности отказов оборудования сильнее сказывается на показателях Q_c^* и T^*.

Фактор № 18 «Коэффициент совмещения операций». На величину T^* этот фактор влияния практически не оказывает, но имеет существенное влияние на величину Q_c^*. На рисунке 4.14 отражена зависимость Q_c^* от величины коэффициента попарного совмещения операций K_c.

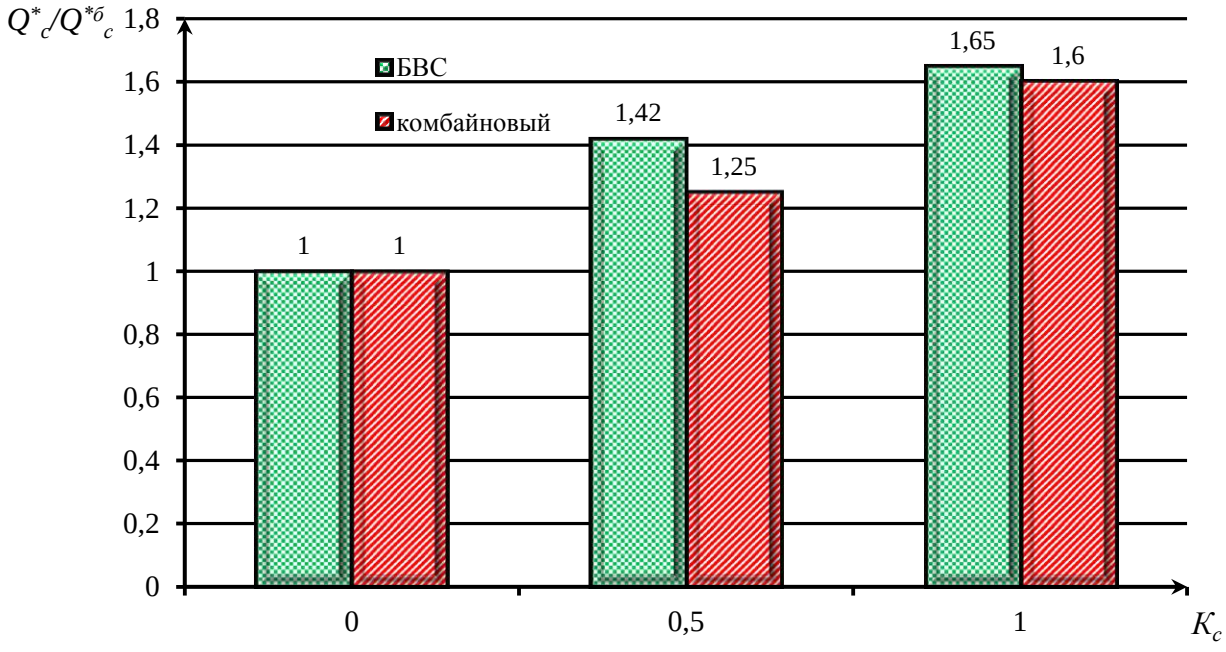


Рисунок 4.14 - Зависимость Q_c^* от степени совмещения операций

Из представленных данных видно, что при увеличении K_c наблюдается повышение Q_c^*, но оно имеет разную интенсивность и характер изменения. В част-

ности, при буровзрывном способе с увеличением K_c до 0,5 происходит резкое увеличение производительности проходки до 42%. При комбайновом способе это увеличение составляет только 25 %. Это объясняется тем, что буровзрывная технология предусматривает последовательное выполнение операций цикла, в то время как в комбайновой технологии операции разрушения и уборки уже совмещены во времени. Поэтому при буровзрывном способе проходки совмещение операций дает больший эффект в сравнении с базовыми показателями (при K_c=0). Однако при дальнейшем повышении K_c до 1 характер увеличения Q_c^* при разных способах проходки изменяется. Показатели буровзрывного способа изменяются менее интенсивно (еще на 23%), а показатели комбайнового, напротив, увеличиваются сильнее (на 35%). В итоге общее увеличение Q_c^* и υ^* в сравнении с базовыми показателями составляет 60% для комбайнового и 65% для буровзрывного способа. Уменьшение интенсивности повышения Q_c^* при БВС связано с наличием несовмещаемых операций (заряжание, взрывание и проветривание), доля которых в общем цикле работ по мере повышения K_c увеличивается.

3. Группа факторов «характеристики СОГПР».

Фактор № 19 «Средняя длина выработок». Изменение средней длины выработок, входящих в состав СОГПР, от 500 до 3500 м приводит к повышению Q_c^*, υ^* и снижению T^*, однако значения изменения этих показателей не превышают 4÷6%, что граничит с величиной ошибки вычислений. Влияние этого фактора на показатели проходки объясняется изменением доли трудозатрат на монтажно-демонтажные работы и работы по перебазированию оборудования из одного забоя в другой (влияние этих работ было проанализировано при исследовании факторов №14 и №15). Поскольку доля этих трудозатрат составляет (по базовым условиям) около 4% от общей трудоемкости проходческих работ, то и величина влияния данного фактора незначительна.

Фактор № 20 «Средневзвешенное сечение выработок». При увеличении сечения выработок в исследуемом диапазоне (с 10,9 до 21,1 м^2) наблюдаются снижение T^* и υ^* (рисунки 4.15-4.16), а также повышение Q_c^* (рисунок 4.17).

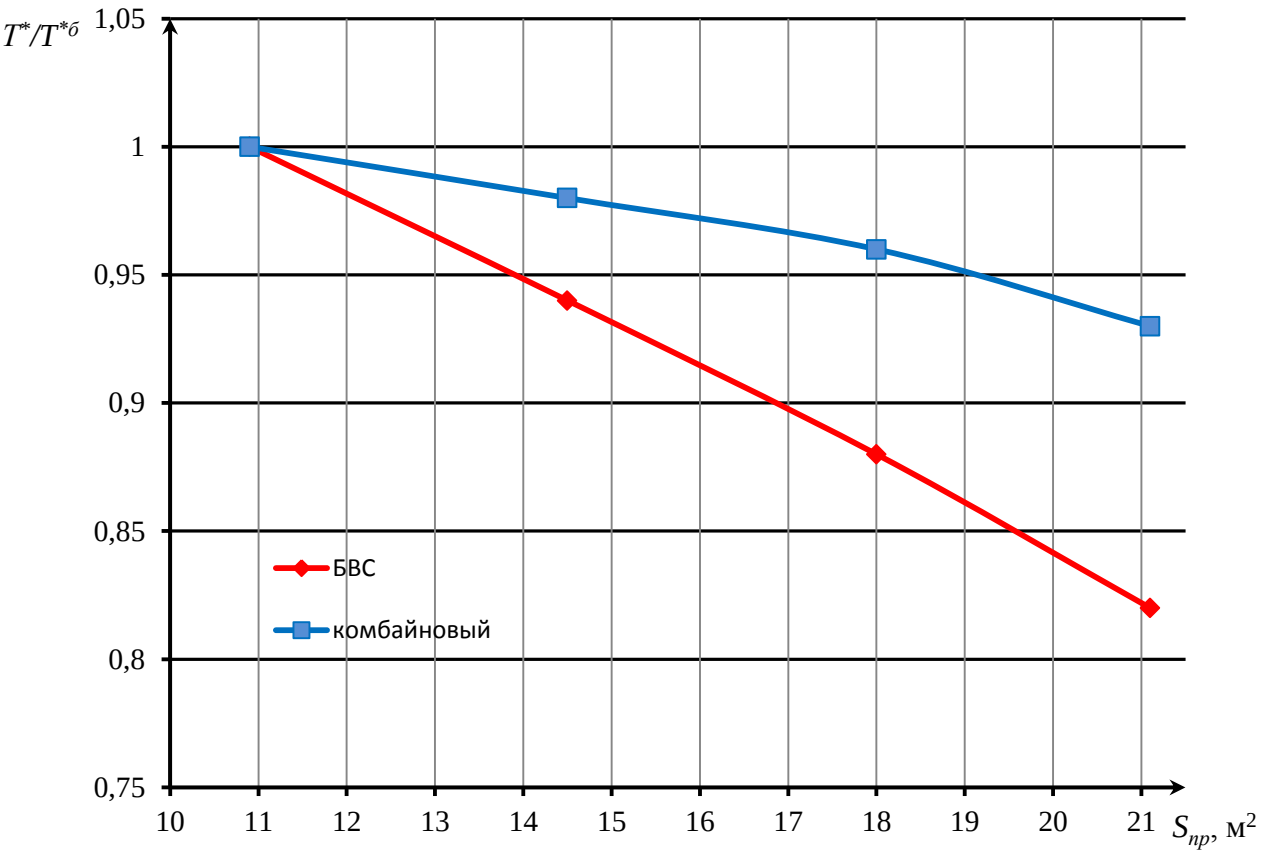


Рисунок 4.15 - Зависимость T^* от площади сечения проводимых выработок

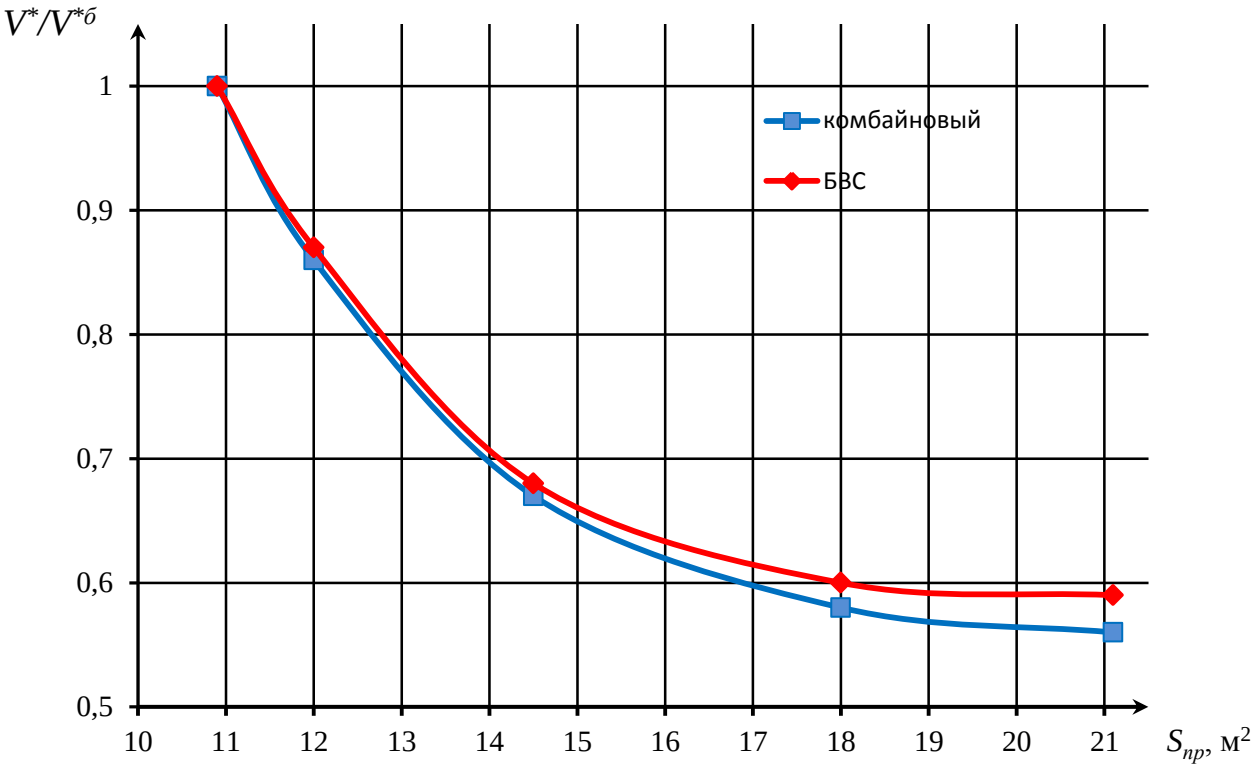


Рисунок 4.16 - Зависимость υ^* от площади сечения проводимых выработок

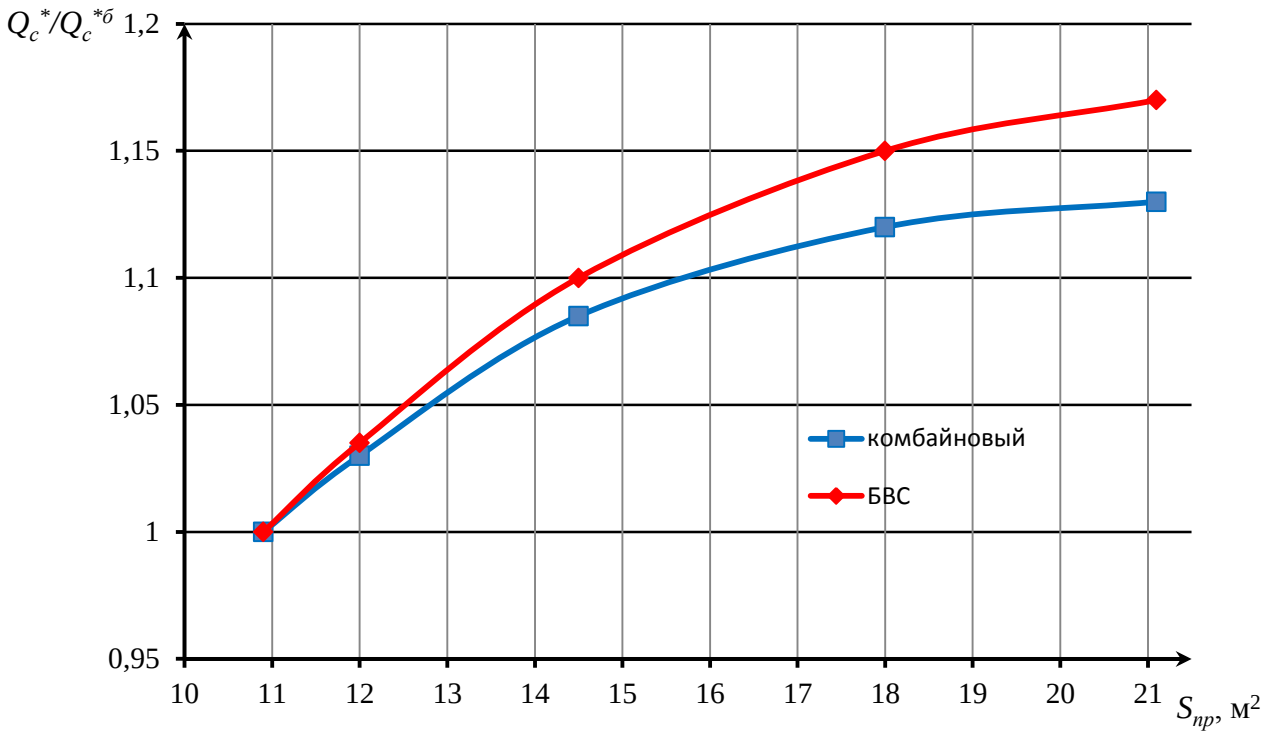


Рисунок 4.17 - Зависимость Q_c^* от площади сечения проводимых выработок

Причиной этого является изменение соотношения объема работ по проведению выработки к объему условно-постоянных работ (наращивание вентиляционного става и коммуникаций, проведение водоотливной канавки, доставка материалов и т.д.), выполняемых в каждом цикле. С увеличением сечения выработки объем условно-постоянных работ по отношению к объему готовой выработки уменьшается. При буровзрывном способе, за счет операций заряжания, взрывания, проветривания, приведения забоя в безопасное состояние, доля условно-постоянных работ выше, чем при комбайновом способе. Этим объясняется более интенсивное снижение T^* (комбайновый – до 7%, буровзрывной – до 18%) и увеличение Q_c^* (комбайновый – до 13%, буровзрывной – до 17%) и менее интенсивное снижение υ^* (комбайновый – до 44%, буровзрывной – до 41%).

Выводы

1. На основе имитационного моделирования работы АПС установлено влияние основных характеристик структурных элементов, условий эксплуатации и

классификационных признаков, отражающих конструктивные особенности агрегатированных структур, на эффективность их функционирования.

2. Конструктивные особенности, приобретаемые проходческой системой в результате агрегатирования элементов, снижают степень цикличности технологии проходки. Эксплуатационная производительность АПС в сравнении с аналогичными комплектами при агрегатировании структурных элементов может возрасти до 60%, а удельная трудоемкость проходческих работ - снизиться до 25%. Последняя снижается также за счет уменьшения количества однотипных элементов, приводящего к сокращению общего числа отказов и продолжительности простоев, связанных с их устранением.

3. Определены перспективные направления в области повышения эффективности проходческих систем, в том числе агрегатированных:

- при улучшении показателей надежности проходческого оборудования первоочередное внимание следует уделять элементам, в наибольшей степени влияющим на показатели функционирования системы: разрушающему, крепеустановочному, бурильному, базовому, погрузочному (перечислены в порядке убывания степени влияния);

- при повышении производительности функциональных элементов (исполнительных органов), в качестве приоритетных направлений следует выбирать совершенствование средств механизации тех операций, которые оказывают наибольшее влияние на конечную эффективность: крепление, разрушение, бурение, уборка (перечислены в порядке убывания степени влияния);

- при компоновке проходческих систем следует стремиться к максимально возможному сокращению времени маневровых операций по обмену машин;

- при разработке проходческого оборудования необходимо предусматривать возможность его монтажа-демонтажа и перебазирования из одного забоя в другой крупными узлами для минимизации трудозатрат на эти операции, при этом проходческие системы, имеющие трудозатраты на перемонтаж из одного забоя в другой свыше 10% от общей трудоемкости выполнения СОГПР, целесообразно применять для проведения протяженных (от 1500-2000 м) выработок.

4. По результатам статистических испытаний разработаны рекомендации, по оснащению АПС различными структурными элементами в ходе синтеза новых эффективных технических решений.

4.1. При выборе вида БЭ, типа движителя и расположения опорной поверхности необходимо руководствоваться конструктивными соображениями для обеспечения вписываемости оборудования в сечение выработки, требуемой маневренности, несущей способности, обеспечения необходимых перемещений ФЭ и другими, т.е. решение этого вопроса может происходить на стадии конструкторской проработки.

4.2. В силу незначительного влияния таких факторов как тип и количество ПЭ на конечные показатели, какие-либо ограничения на их выбор накладывать нецелесообразно. Индивидуальные ПЭ представляются более предпочтительными, чем групповые, поскольку, во-первых, позволяют ФЭ перемещаться независимо друг от друга, чем повышают маневренность системы, а во-вторых, создают лучшие условия для возможного совмещения операций.

4.3. Увеличение количества однотипных ФЭ и количества ФЭ с разным назначением, агрегатированных в составе одной системы, является целесообразным, т.к. оказывает положительное влияние на конечные показатели.

ГЛАВА 5 СТРУКТУРНЫЙ СИНТЕЗ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ АПС И ЕГО РЕАЛИЗАЦИЯ

5.1. Список требований для технического решения АПС

Как показано ранее, в соответствии с принципами системного подхода, создание АПС должно вестись в комплексе «среда-система», т.е. применительно к конкретным условиям эксплуатации. Этап внешнего проектирования, называемый также этапом синтеза технического решения (ТР) и являющийся для любого технического объекта или системы начальной стадией ее жизненного цикла, включает процедуры формирования группы возможных решений, установления критерия эффективности и разработки технического задания (ТЗ), в котором формализована система предпочтений заказчика. ТЗ представляет собой набор требований, в котором оговорен необходимый уровень выполнения системой своих функций в заданной совокупности условий и ограничений [54].

На этапе синтеза ТР выбор рациональных требований к системе производится в условиях неопределенности, поскольку система предпочтений заказчика определена еще недостаточно четко, а группа возможных ТР может иметь очень большую конечную мощность. При синтезе АПС степень неопределенности еще выше, поскольку они являются оборудованием достаточно нового и малоисследованного типа. Этим объясняется необходимость формирования обобщенного списка требований, обеспечивающего разработку ТЗ для синтеза любых конкретных ТР класса АПС.

В [89, 90] отмечено, что в условиях задач синтеза ТР технических систем обязательно присутствует ряд требований к их функции и структуре, соответствие между которыми выражается в том, что каждому элементу или его конструктивному признаку соответствует хотя бы одна функция, обеспечивающая реализацию функции технической системы, т. е. при исключении элемента или признака происходит ухудшение какого-либо показателя технической системы или прекращение выполнения ею своих функций. Совокупность такого рода соответствий в

технической системе является ее функциональной структурой, отражающей ее системную целостность [89, 90]. Взаимозависимость функции и структуры проявляется, в том числе, в форме соответствия технической системы минимальному перечню требований. Так как АПС рассматриваются во взаимосвязи со средой, т.е. с горной выработкой, то и перечень должен содержать как требования к показателям АПС (к эффективности системы), так и параметры горной выработки или совокупности выработок, для проведения которых синтезируется ТР. Такими параметрами являются характеристики СОГПР, горно-геологические условия, паспорта крепления выработок и паспорта буровзрывных работ (для буровзрывного способа проходки).

Имеется в виду необходимый и достаточный набор требований, выполнение которых обеспечит заданную эффективность АПС. Если в нем не учтено хотя бы одно требование, то это приведет либо к появлению в разрабатываемой АПС как минимум одного существенного недостатка, либо к ее неработоспособности. Из сказанного следует важность перечня требований, составляющего основу ТЗ. Исходя из анализа обобщенного многовариантного перечня требований к различным техническим объектам [89, 91], а также учитывая опыт и условия эксплуатации проходческого оборудования, получаем обобщенный перечень требований для ТР АПС (таблица 5.1).

В разделе «Структура объемов работ» должно быть указано количество объектов, т.е. выработок, которые заказчик планирует провести с помощью проектируемой системы. Кроме этого, указывают условия доставки оборудования от одного объекта к другому: расстояния между ними, возможные маршруты доставки, имеющиеся или планируемые средства транспорта по маршрутам. Эти данные необходимы для объективного подсчета необходимых ресурсов на перемонтаж АПС с одного объекта на другой.

Для каждого из объектов структуры объемов работ должен быть предусмотрен раздел «Параметры горной выработки». В нем приводят величины, позволяющие достаточно четко определить область применения оборудования и объем проходческих работ на конкретном объекте. Величины влажности и абразив-

ности пород не оказывают значительного влияния на конечные показатели работы ФЭ АПС, поэтому в перечень требований не включены.

Таблица 5.1 – Обобщенный перечень требований для синтеза структур АПС

№	Наименование требования	Обозначение, единицы измерения
Структура объемов работ		
1	Количество объектов (выработок)	$N_{выр}$, шт
2	Расстояния между монтажными зонами	$L_{МДi}$
2	Условия доставки перемонтируемого оборудования	-
Параметры горной выработки (для каждой выработки)		
3	Сечение выработки (в свету/в проходке)	$S_{св}/S_{пр}$, м^2
4	Угол наклона выработки	β, град
5	Крепость породы (максимальная)	f, по шкале М.М. Протодьяконова
6	Крупность разрушенной горной массы (максимальная) (если предполагается БВС)	Δ, мм
7	Удельное количество шпурометров по забою на цикл (если предполагается БВС)	N_{shpm}, шпм/м^3 (из паспорта БВР)
8	Длина шпура по забою	l_{shp}, м (из паспорта БВР)
9	Вид крепи	анкерная, рамная, комбинированная
10	Шаг крепи	$n_{кр}$, м (из ППК)
11	Удельное количество шпурометров под анкеры на один шаг крепи (если анкерная крепь)	$N_{shpm.a}$, шпм/м^3 (из ППК)
12	Длина выработки	L, м
13	Вид призабойного транспорта	-
Показатели АПС		
14	Вид целевой функции	-
15	Производительность АПС (минимальная)	Q^*, м^3/час (или в смену)
16	Удельная трудоемкость выполнения СОГПР (максимальная)	T^*, чел.смен/м^3
17	Скорость проходки (минимальная)	υ^*, м/час
18	Коэффициент эффективности (минимальный)	$K_{эф}$
19	Производительность базового варианта	$Q_{баз}$, м^3/час (или в смену)
20	Трудоемкость базового варианта	$T_{баз}$, чел.смен/м^3

В разделе «Показатели АПС» должны быть определены вид целевой функции и конечные требования к эффективности функционирования системы.

Виды целевых функций могут быть следующими:

- единичные, не имеющие систему ограничений (например, скорость проведения выработки вне зависимости от трудоемкости);

- единичные, имеющие систему ограничений (например, минимальная тру-

доемкость при производительности, не превышающей определенного значения);

- комбинированные, с сочетанием нескольких показателей (в рамках настоящей работы в качестве целевой функции комбинированного вида принят коэффициент эффективности $K_{эф}$).

Возможные варианты целевых функций предлагаются заказчику и он определяет ее вид. Целевую функцию могут не задавать в том случае, когда заказчик желает только произвести оценку эффективности оборудования и затем самостоятельно выбрать наиболее предпочтительное для него решение. В этом случае определяют перечень показателей, интересующих заказчика, которые могут быть получены по результатам моделирования.

В случае, когда необходимо сравнить синтезируемую АПС с некоторой существующей (базовой), задают значения показателей производительности и трудоемкости базового варианта, необходимые для определения коэффициента эффективности $K_{эф}$.

В таблице 5.1 дан перечень показателей АПС для решения полной задачи моделирования и определения АПС, наиболее эффективной при выполнении СОГПР с требуемой скоростью.

Задав конкретное значение по каждому пункту обобщенного перечня требований, заказчик получает частный перечень требований, являющийся техническим заданием на синтез ТР АПС.

5.2 Разработка порядка процедур структурного синтеза вариантов АПС

Как показано в пункте 1.2, основой для осуществления процедуры структурного синтеза должна служить классификация и обобщенная структура класса объектов, имеющих одинаковое функциональное назначение. В главе 2 дано описание предложенной структурно-функциональной систематизации объектов класса АПС и их обобщенной структуры, которые имеют необходимый набор классификационных признаков, позволяющих идентифицировать буровзрывные и комбайновые АПС, и могут служить основой при разработке процедур синтеза новых

вариантов. Обобщенная структура является «комбинаторным пространством», задав в котором значения классификационных признаков, можно синтезировать и описать структурными формулами все возможные варианты АПС.

Из большого количества возможных технических решений АПС далеко не все смогут быть применены к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям. Выбор технического решения должен быть основан на ТЗ заказчика (пункт 5.1), где указаны условия эксплуатации и требуемые значения конечных показателей АПС. Однако, даже в этом случае не исключено, что придется выбирать вариант из множества очень большой конечной мощности. Порядок процедур структурного синтеза вариантов АПС представлен на рисунке 5.1.

Заданные условия эксплуатации системы (требования заказчика)	
1 процедура	Определение состава системы: - синтез подсистемы локальных перемещений (вид и количество ФЭ); - синтез подсистемы региональных перемещений (вид и количество ПЭ); - синтез подсистемы глобальных перемещений (вид БЭ)
2 процедура	Определение условий совместимости элементов
3 процедура	Определение связей между элементами (подсистемами)
4 процедура	Синтез группы возможных структур АПС
5 процедура	Моделирование функционирования выбранных вариантов (решение полной или частной задачи моделирования)
6 процедура	Анализ результатов и выбор эффективной АПС (в зависимости от вида целевой функции и требований заказчика)

Рисунок 5.1 - Порядок процедур структурного синтеза вариантов АПС

В [21] отмечается, что задачи синтеза технических объектов характеризуются большой размерностью, поэтому для их решения целесообразно применять блочно-иерархический подход. Его суть состоит в том, что процесс синтеза представлен совокупностью иерархических уровней, на каждом из которых выполняется синтез определенных подсистем в соответствии с принятым способом декомпозиции системы на подсистемы. Таким образом, синтезируется не весь тех-

нический объект целиком, что значительно упрощает процесс синтеза. Поскольку в структурно-функциональной систематизации выделены три подсистемы - локальных, региональных и глобальных перемещений – то и синтез АПС будет реализован по подсистемам. Так, в *первой процедуре*, вначале выбирают вид и количество ФЭ, т.е. синтезируют подсистему локальных перемещений. Затем вид и количество ПЭ, т.е. синтезируют подсистему региональных перемещений, и в завершении синтезируют подсистему глобальных перемещений путем выбора вида базового элемента. Такой порядок синтеза подсистем принят произвольно, поскольку при выборе состава АПС очередность значения не имеет.

Методы структурного синтеза комбинаторно-логического класса (синтез по морфологическим таблицам или матрицам инцидентности, аппарат многодольных графов, альтернативных деревьев) являются композиционными [21]. Это значит, что они описывают только потенциально реализуемые сочетания элементов, которые получены в соответствии с правилами композиции рассматриваемой обобщенной структуры. Однако, среди полученных решений могут содержаться неработоспособные, нереализуемые варианты, а также уже известные решения. Нередки проектные ситуации, в которых выбор структур приходится осуществлять с наложением дополнительных условий и ограничений, не представленных в обобщенной структуре [21]. Это обуславливает важность учета в алгоритме структурного синтеза дополнительной информации о возможностях объединения различных элементов в составе одной технической системы [21]. Поэтому *вторая процедура* определяет совместимость элементов, выбранных в ходе первой процедуры, в составе одного ТР.

В ходе *третьей* и *четвертой процедур*, путем задания связей между элементами подсистем в соответствии с обобщенной структурой, формируют группу вариантов структур АПС, возможных к применению в заданных условиях.

В ходе реализации *пятой процедуры* производится определение показателей работы выбранных вариантов путем моделирования их функционирования при помощи имитационно-статистического модели. В зависимости от вида целевой функции решается полная или частная задача моделирования.

В *шестой процедуре* производится анализ результатов моделирования и, в зависимости от вида целевой функции и требований заказчика, выбор АПС, наиболее эффективной в заданных условиях.

Для каждой из перечисленных процедур необходима разработка подробной последовательности действий по ее реализации.

5.2.1 Разработка алгоритма определения вариантов состава АПС для заданных условий

На рисунке 5.2 приведен алгоритм определения состава АПС для условий, указанных в техническом задании. В блоке 2 происходит ввод исходных данных, определенных в разделах «*Структура объемов работ*» и «*Параметры горной выработки*» технического задания. В блоке 3 определяется способ разрушения забоя – буровзрывной или механический. В блоках 4 – 8 производится выбор способа бурения в зависимости от крепости пород, а в блоках 9-15 – выбор типоразмера исполнительного органа для разрушения забоя [11, 51, 92, 93]. Далее, в блоках 16-26 определяются типы погрузочных органов, применяемых в заданных условиях эксплуатации: НЛ – погрузочный орган с нагребающими лапами; НЗ – погрузочный орган с нагребающими звездами (дисками); СК – скребково-кольцевой погрузочный орган; Кб – погрузочный орган с боковой разгрузкой ковша; $Кб_{тпс}$ – погрузочный орган с боковой разгрузкой ковша на телескопической поворотной стреле; Ко – погрузочный орган с осевой разгрузкой ковша; Кл – клиновой погрузочный орган. Осуществление выбора типов погрузочных органов происходит на основе области их применения, скорректированной с учетом информации об условиях их рационального использования [5, 6, 12, 51, 94-98].

В работе [6] проанализированы варианты транспортирующих элементов (вагонетки и их составы, скребковые призабойные конвейеры, телескопические ленточные конвейеры, самоходные вагоны, конвейерные поезда) и возможности их сопряжения с различными средствами магистрального транспорта (рельсовый, конвейерный) и сделан вывод о том, что наиболее перспективным и универсальным транспортирующим элементом при синтезе АПС является конвейерный.

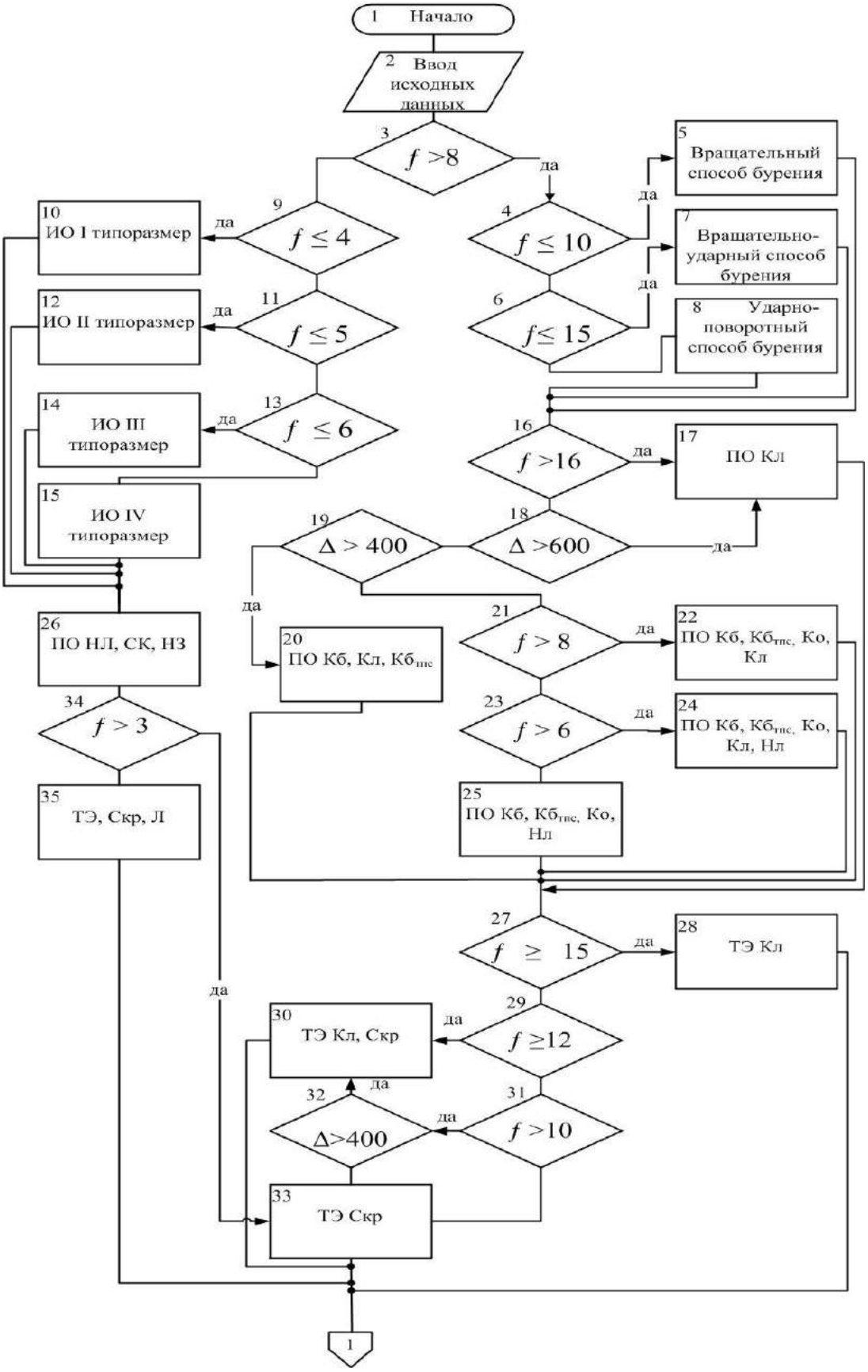


Рисунок 5.2 – Блок-схема процедуры синтеза структур АПС для заданных условий (начало)

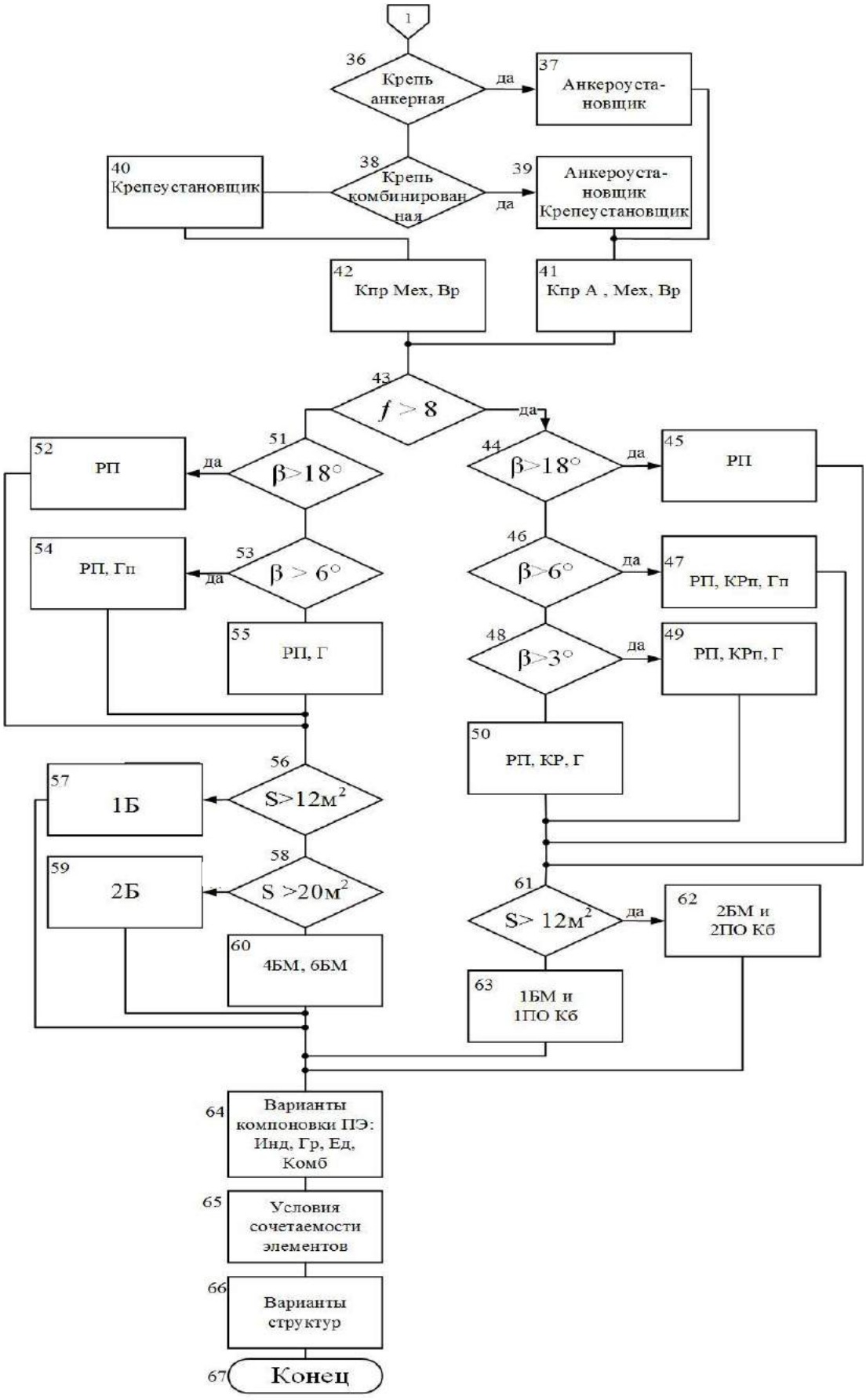


Рисунок 5.2 – окончание

Реализация блоков 27-35 позволяет, на основе определенных в [6] областей рационального применения различных типов транспортирующих органов, выбрать типы транспортирующего элемента: Кл – клиновой; Скр – скребковый; Л - ленточный.

В блоках 36-40, на основе определенного техническим заданием вида крепи, определяется вид крепеустановочного оборудования – анкероустановщик, крепеустановщик или комбинация анкероустановочного оборудования с установщиком рамной крепи. Прогрессивными считают технологии проведения выработок [2, 5, 12], в которых временным креплением является сталеполимерная анкерная крепь, а постоянным – рамная крепь либо верхняк (в зависимости от характеристик массива) с затяжкой.

В соответствии с концепцией комплексной механизации и максимального приближения проходческой технологии к поточной, в состав АПС должно входить анкероустановочное приспособление для обеспечения временного крепления в зоне работы комплекса, а также крепеустановщик, оснащенный комплектом крепежных материалов для закрепления участка выработки, пройденного за цикл, постоянной крепью. Это даст возможность во время цикла не прерывать проходку на период подвода крепеустановочного оборудования к забою и исключить доставку крепежных материалов.

В общем случае анкероустановщик должен либо располагаться в головной части АПС, либо иметь возможность перемещения к забою с целью установки анкерной крепи в призабойной зоне (около 2 м). Крепеустановщик следует располагать в хвостовой части АПС, так как его работа не должна препятствовать функционированию остальных исполнительных органов. В принципе, оборудование для установки любого вида крепи может быть расположено в любой части АПС, если это соответствует условиям, технологии проведения выработки и паспорту крепления.

В буровзрывных АПС операцию возведения анкерной крепи в ряде случаев может выполнять бурильное оборудование, предназначенное для бурения шпуров по забою.

Оснащение крепеустановочным приспособлением исполнительного органа избирательного действия, достаточно распространенное среди выпускаемых в настоящее время проходческих комбайнов, противоречит идее поточности технологии, т.к. делает однозначно несовместимыми процессы разрушения забоя и крепления выработки. Более перспективным в этом отношении является решение, используемое в комбайнах Болтер Майнер, когда анкерование происходит одновременно с разрушением. Однако это в немалой степени зависит от условий проходки, которые для данных комбайнов ограничиваются крепостью f=6. В более тяжелых условиях необходима конструкторская проработка на предмет придания системе устойчивости, необходимой для качественного обуривания кровли, поскольку динамические воздействия при разрушении забоя в совокупности с бурением шпуров могут оказаться недопустимыми.

Блоки 41-42 предусматривают введение в состав системы призабойной (временной) крепи. Она несет предохранительную функцию, обеспечивая безопасность пребывания людей и оборудования в призабойной зоне. Как правило, для этого используют следующие способы: установку анкеров (А) в призабойной зоне (в случае, если используется анкерная или комбинированная крепь); применение механизированной крепи (Мех); возведение временной крепи (Вр) вручную (стойки под верхняк, выдвижной козырек с настилом из досок и т.д.). В случаях, если принята А или Вр, при моделировании работы должно быть учтено время и трудозатраты на их возведение.

Блоки 43-55 позволяют определить тип движителя БЭ для заданных условий. В [6] определены типы движителей, рекомендуемые к применению в буровзрывных АПС в зависимости от угла наклона выработки как от наиболее важного в данном случае фактора: колесно-рельсовый – для углов наклона до 3^{o}; гусеничный – до 6^{o}; распорно-подающий – до 25^{o}; колесно-рельсовый или гусеничный, имеющие подвесное устройство для удержания – до 18^{o}.

В современном горнопроходческом оборудовании колесно-рельсовая ходовая часть находит все меньшее применение. Основные причины – низкая манев-

ренность, ограничение по углу наклона (при угле более 3^{o} уже требуются удерживающие приспособления, дополнительные материальные и трудовые затраты на настилку рельсового пути). Проходческих комбайнов на колесно-рельсовом ходу практически нет. Возможно, при буровзрывной проходке, в некоторых случаях применение этого типа движителя оправдано, например, комплекс «Сибирь» при проходке сверху вниз опускается в забой на канате лебедки под собственным весом, при этом механизм перемещения у комплекса отсутствует. Перед взрывом комплекс на канате поднимают на безопасное расстояние, а после проветривания опускают обратно. При синтезе АПС применение колесно-рельсовых движителей, особенно при использовании механического способа разрушения, нецелесообразно.

Увеличение количества однотипных ФЭ позволяет добиться повышения показателей выполнения соответствующей операции, но при этом загромождает стесненное пространство проходческого забоя. Поэтому оборудование АПС рациональным количеством функциональных элементов является одним из условий ее эффективной работы. На основе аналитического обзора существующих АПС (пункт 1.1) [6, 17] в блоках 56-63 производится выбор количества бурильных машин и погрузочных органов в зависимости от площади сечения выработки. Остальные функциональные элементы могут входить в состав АПС в одном экземпляре без ущерба для ее потенциальных показателей [6].

В блоке 64 производится ввод в состав системы различных вариантов компоновки промежуточных элементов (Ед – единый, Гр – групповой, Инд – индивидуальный, Комб – комбинированный), а в блоке 65 – условий сочетаемости элементов в составе одного технического решения. Для вариантов состава, образовавшихся в результате реализации перечисленных действий, блок 66 формирует группу возможные вариантов структур, путем распределения связей между элементами подсистем на основе обобщенной структуры. Таким образом, рассмотренная блок-схема (рисунок 5.2), реализует первые четыре процедуры алгоритма структурного синтеза вариантов АПС, представленного на рисунке 5.1.

5.2.2. Условия сочетаемости элементов

Блок 65 (рисунок 5.2) требует дополнительных пояснений. Ранее, в пункте 1.2, отмечалась актуальность учета дополнительной информации о правилах объединения элементов в составе одного ТР, поскольку «большинство известных подходов к решению задачи структурного синтеза не предлагают средств для описания бинарных запретов на сочетания структурных элементов» [21].

Эта задача может быть решена на основе применения *N*-дольных графов. «*N*-дольным называется граф вида $H=(X, R)$, где множество вершин X разбито на совокупность непересекающихся подмножеств $X_1, X_2, \ldots, X_n$, а из существования ребра $h=(z,y)$ следует, что инцидентные ребру вершины принадлежат разным подмножествам» [21].

«Средствами *N*-дольных графов можно описывать обобщенные структуры с не очень сложной системой разбиения функции на подфункции» [21]. В наилучшем случае главная функция технического объекта имеет единственное разбиение на подфункции. Это одно из основных допущений метода морфологического синтеза, встречающееся на ранних этапах проектирования очень часто [21].

Это допущение вполне можно применить к АПС, разделив функционирование на подфункции в соответствии с классификационными признаками структурно-функциональной систематизации.

Затем в соответствие подфункциям ставим доли многодольного графа. Техническими реализациями подфункций являются возможные варианты исполнения классификационных признаков, которые представляем в виде вершин. Две вершины связываем ребром только в том случае, когда нет запретов на сочетание элементов, соответствующих этим вершинам, в составе одного ТР.

Аппарат многодольных графов, помимо способа описания обобщенных структур с простой функциональной структурой, может дать четкое описание учета бинарных запретов на сочетания элементов. В многодольном графе содержится некоторое множество полных *N*-вершинных подграфов, каждый из которых является решением задачи синтеза, что соответствует алгоритму поиска решений, повторяющему метод морфологических таблиц. «Решающий граф должен быть

полным, поскольку он не может содержать запрещенные пары вершин. … Количество вершин в решающем графе должно совпадать с числом долей, которое равно *N*. … Любой граф можно разложить на совокупность долей, вершины которых не связаны друг с другом» [21]. Для нахождения структурных решений с помощью многодольных графов существуют стандартные схемы, применяющиеся для работы с графами общего вида и описанные в трудах по теории графов [99, 100], однако все они являются *NP*-трудными (т.е. нахождение полного подграфа с фиксированным количеством вершин характеризуется экспоненциальной трудоемкостью [21]).

Недостатком аппарата *N*-дольных графов является их громоздкость. Классы реальных объектов могут описываться обобщенными структурами, содержащими десятки долей и несколько сотен вершин. Для кодирования такого рода графов применение традиционных способов (матриц смежности, матриц инцидентности, списков смежности и других) не будут эффективными. В [21] предложен достаточно простой и эффективный способ, позволяющий компактно представлять многодольные графы высокой размерности – хранить не сам граф, а только данные о его дополнениях. «Формально, дополнением графа $S=S(X,R)$ называется граф $K(S)=K(X, D)$, причем ребро $r=(x,y)$ существует в S тогда и только тогда, когда аналогичные вершины не связаны ребром $d=(x,y)$ в графе K. Объединение любого графа и его дополнения дает в итоге полный граф на том же множестве вершин n, который содержит $n\cdot(n-1)/2$ ребер» [21] (включая ребра между вершинами одной доли).

При синтезе АПС, представив ее структуру в виде графа, доли которого соответствуют основным классификационным признакам, получаем 12-дольный граф с количеством вершин в каждой доле n_i =3÷7. Разработка полного 12-дольного графа-дополнения и, тем более, самого графа, как уже отмечалось, является задачей весьма высокой трудоемкости. Поэтому для учета совместимости элементов в структуре ТР АПС целесообразно разработать подграфы-дополнения, включающие две-три доли основного графа.

Граф синтеза АПС состоит из следующих долей:

1 – вид БЭ;

2 – тип движителя БЭ;

3 – расположение БЭ;

4 – вид ПЭ;

5 – количество ПЭ;

6 – количество однотипных ФЭ;

7 – тип бурильного ФЭ;

8 – тип погрузочного ФЭ;

9 – тип транспортирующего ФЭ;

10 – тип крепеустановщика;

11 – предохранительная крепь;

12 – тип разрушающего ФЭ.

Для примера на рисунке 5.3 приведен подграф-дополнение для первой, второй и третьей долей основного графа.

Четвертая доля графа – вид ПЭ – не имеет запретов на сочетания с вершинами второй и третьей долей, но имеет таковые с вершинами первой доли – видом БЭ – и с вершинами пятой доли – количеством ПЭ. Подграф, определяющий эти запреты, приведен на рисунке 5.4.

Состав вершин в долях 6-12 в значительной степени зависит от условий технического задания, поэтому разработка подграфов-дополнений, содержащих запреты на сочетания вершин должна осуществляться после определения состава элементов подсистем АПС. К примеру, доля 8 «Тип погрузочного ФЭ» при крепости пород $f \geq 16$ будет содержать единственную вершину ПО Кл (погрузочный орган клинового типа), а доля 9 «Тип транспортирующего ФЭ» – единственную вершину ТЭ Кл (транспортирующий элемент клиновой). При таком сочетании ПО Кл в доле 6 «Количество однотипных ФЭ» может быть соединен с двумя вершинами – 0 и 1.

Отсутствие погрузочного органа свидетельствует о том, что в данном варианте должен использоваться режим взрывонавалки. Подграф-дополнение для рассмотренного случая приведен на рисунке 5.5.

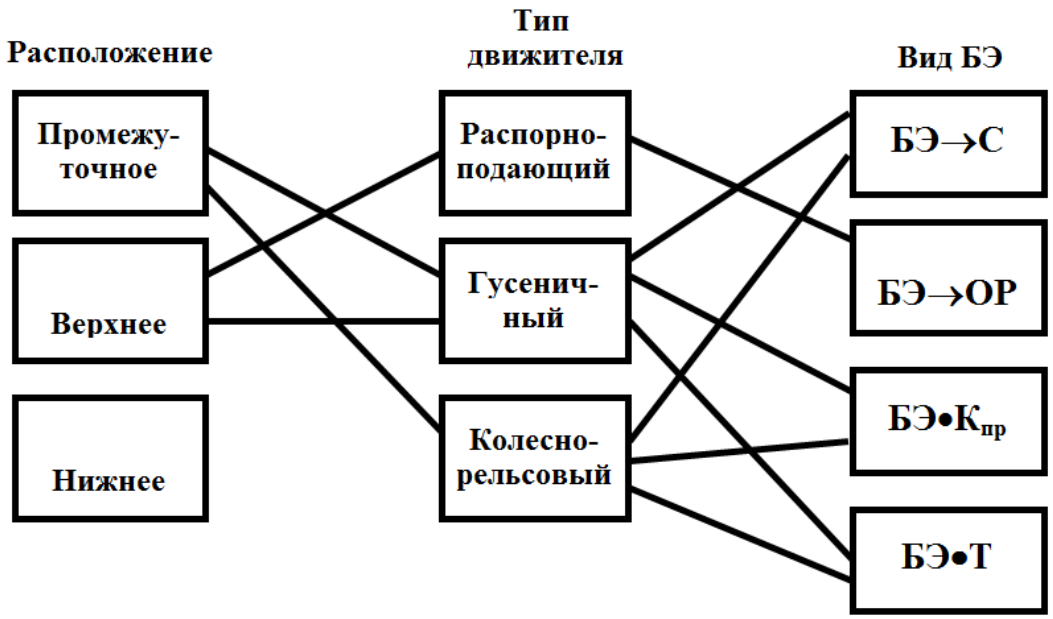


Рисунок 5.3 – Подграф-дополнение запретов на сочетания вариантов типа движителя, расположения и вида БЭ

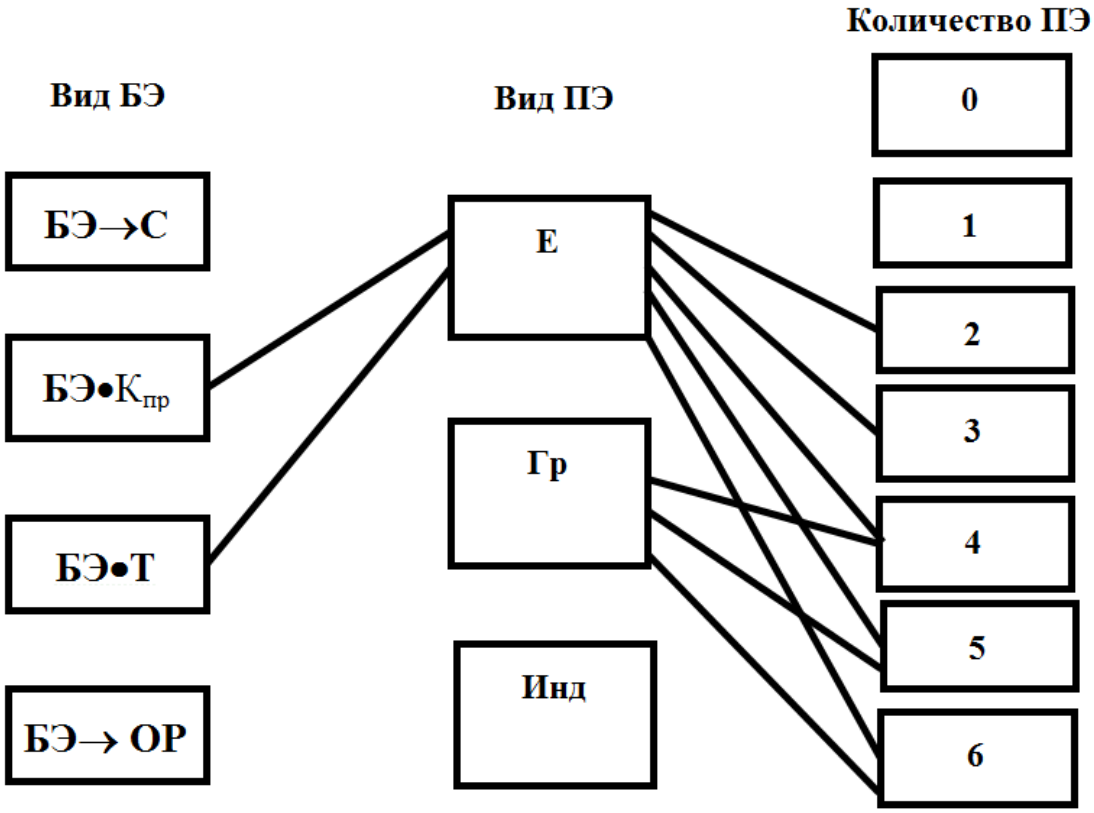


Рисунок 5.4 – Подграф-дополнение запретов на сочетания вариантов количества ПЭ и вида БЭ

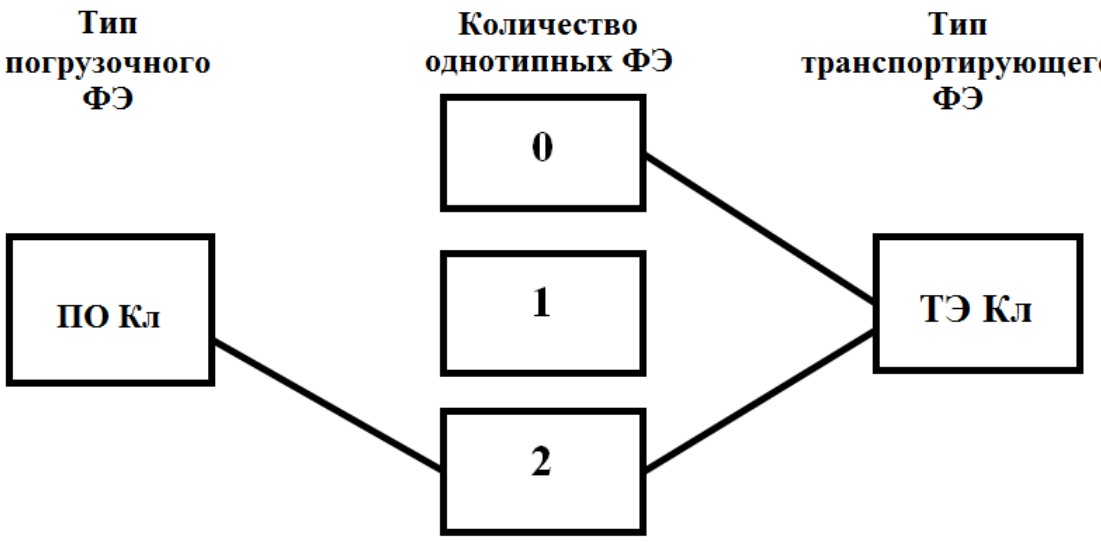


Рисунок 5.5 – Подграф-дополнение запретов на сочетания вариантов типа погрузочного ФЭ, типа транспортирующего ФЭ и количества однотипных ФЭ при крепости пород $f \geq 16$

Аналогичным образом получают подграфы-дополнения для других долей графа и с их помощью производят учет условий сочетаемости структурных элементов в составе одного ТР, предусмотренный блоком 65 алгоритма синтеза структур АПС (рисунок 5.2).

5.2.3. Разработка алгоритма выбор эффективной АПС

Моделирование работы выбранных вариантов структур [49, 101-103], предусмотренное *пятой процедурой* (рисунок 5.1), производится при помощи имитационно-статистической модели, рассмотренной в главе 3. При этом решается полная или частная задача моделирования.

На рисунке 5.6 в виде блок-схемы представлена общая структура методики выбора эффективных АПС, осуществляющая реализацию *пятой* и *шестой процедур*. В блоке 2 вводятся условия технического задания (таблица 5.1), в блоке 3 – варианты структур АПС, определенные *четвертой процедурой* структурного синтеза, а в блоке 4 определяется, относится ли вид заданной в ТЗ целевой функции к единичным, не имеющим системы ограничений (см. пункт 5.1).

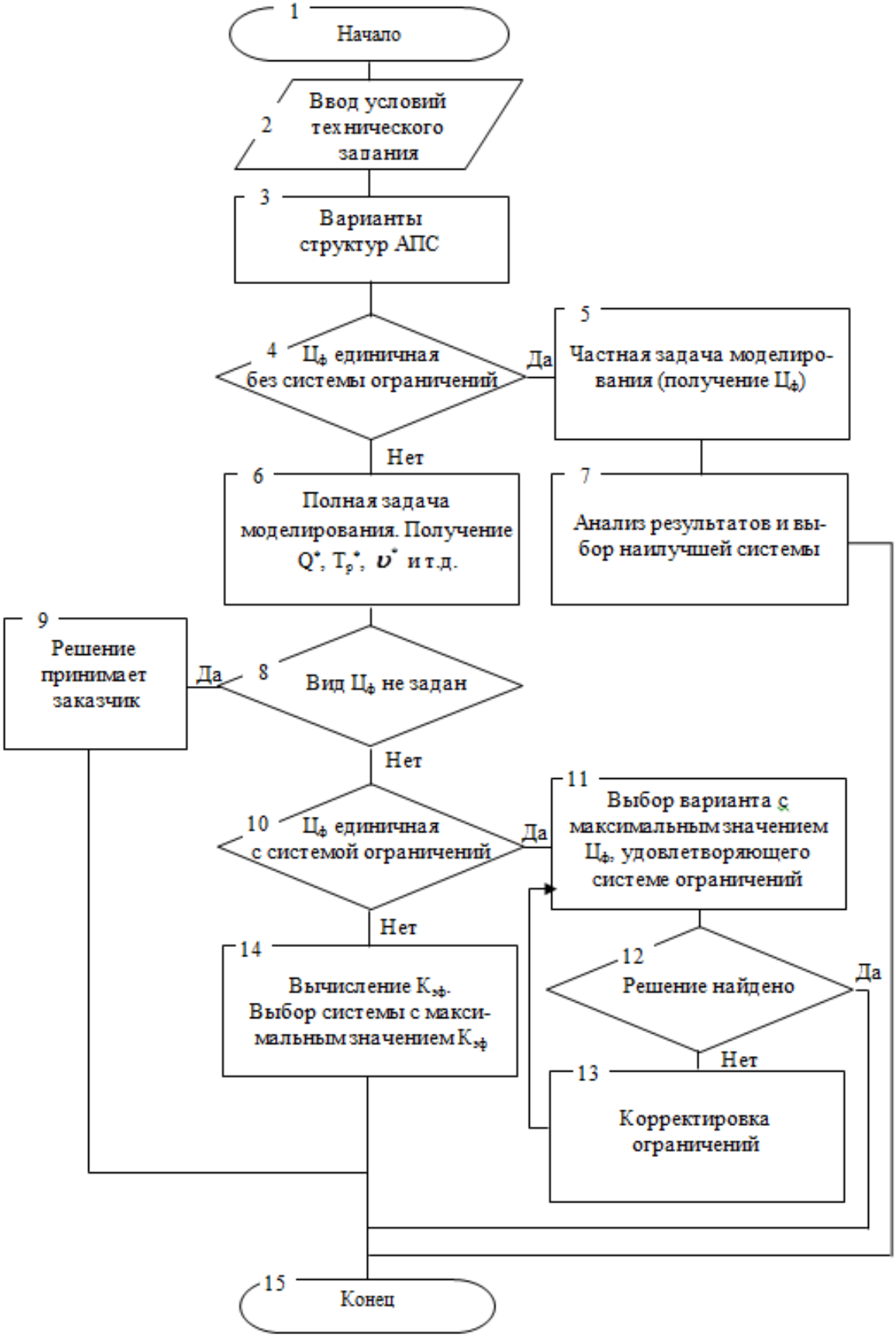


Рисунок 5.6 – Структура методики выбора эффективных АПС

Если относится, то переходят к блоку 5, где решают частную задачу моделирования работы вариантов АПС, введенных в блоке 3, и определяют значения целевой функции для каждого варианта. В противном случае переходят к блоку 6, где решают задачу полного моделирования работы исследуемых вариантов АПС, для определения показателей их работы, таких как производительность (Q^*), удельная трудоемкость выполнения СОГПР (T^*), скорость проходки (υ^*). Могут быть также определены другие показатели (например, энергоемкость проведения выработки, коэффициент готовности оборудования), если это оговорено техническим заданием. В блоке 7 производят анализ результатов моделирования и выбирают вариант, имеющий максимальное значение целевой функции.

В блоке 8 определяют, задан ли заказчиком конкретный вид целевой функции. Если не задан, то в блоке 9 заказчик, по результатам моделирования (блок 6), принимает решение о выборе варианта АПС. Если же вид целевой функции задан, то он уточняется в блоке 10. Когда целевая функция единичная и имеющая систему ограничений, то переходят к блоку 11 и определяют наилучший вариант, который удовлетворяет ограничениям. Если решение найти не удалось (блок 12), то выполняют корректировку системы ограничений (блок 13) и возвращаются к блоку 11. Цикл повторяют столько раз, сколько необходимо для отыскания удовлетворительного решения.

Когда целевая функция комбинированная, то для нахождения оптимального решения в блоке 14 производится вычисление коэффициента эффективности $K_{эф}$ и выбор наиболее эффективной структуры АПС.

При вычислении коэффициентов эффективности принятых к рассмотрению структур может возникнуть такая ситуация, когда у нескольких из них значения $K_{эф}$ одинаковы. В этом случае необходимо проанализировать показатели, входящие в $K_{эф}$, и отдать предпочтение варианту структуры, имеющему наибольшую вероятность достижения требуемой скорости проходки $P\left(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{mp}\right)$, т.к. она принята в пункте 3.2 в качестве критерия оптимальности. Суть использования этой величины для сравнения между собой различных структур АПС заключается в сле-

дующем. По ряду сменных или цикловых скоростей проходки, полученных в ходе имитационно-статистического моделирования, для каждой *i*-й из *n* сравниваемых структур АПС определяем плотность вероятности $f_i(\hat{\upsilon}_i)$ в предположении, что значения $\hat{\upsilon}_i$ распределены по нормальному закону с математическим ожиданием $\hat{\upsilon}_{cp}$ и среднеквадратичным отклонением σ_i. Плотность вероятности $f_i(\hat{\upsilon}_i)$ определяем из выражения:

$$f_i(\hat{\upsilon}_i)=\frac{1}{\sigma_i\sqrt{2\pi}}e^{\frac{(\hat{\upsilon}_i-\hat{\upsilon}_{cp})^2}{2\sigma_i^2}}. \qquad (5.1)$$

В итоге, по количеству *n* рассматриваемых структур АПС, получаем некоторое семейство плотностей (рисунок 5.7). Зная требуемую скорость проходки υ_{TP}, определяем вероятность того, что полученная скорость проходки будет иметь значение не ниже требуемого для каждой *i*-ой структуры АПС, т. е. $P_i\left(\upsilon_{mp}\leq\hat{\upsilon}_i\leq\infty\right)$. Она может быть определена известным [104] способом:

$$P_i\left(\upsilon_{mp}\leq\hat{\upsilon}_i\leq\infty\right)=\frac{1}{2}\left[\Phi(\infty)-\Phi\left(\frac{\upsilon_i-\upsilon_{mp}}{\sigma_i}\right)\right], \qquad (5.2)$$

где $\Phi(\upsilon_i)=\frac{2}{\sqrt{2\pi}}\int_0^{\upsilon_i}e^{-\frac{t^2}{2}}dt$ – функция Лапласа (интеграл вероятности).

В случае одинаковых значений $\hat{\upsilon}_{cp}$ и σ_i у нескольких вариантов структур, определение наиболее эффективной структуры будет производиться по площади интеграла вероятности, расположенной справа от υ_{mp} (рисунок 5.7). Чем больше размер этой площади, тем выше вероятность того, что скорость проходки примет значение, не ниже требуемого, а из *n*-го количества полученных $P\left(\hat{\upsilon}_i\geq\upsilon_{mp}\right)$ наиболее высокая будет соответствовать АПС с самым эффективным вариантом структуры.

5.3 Примеры синтеза структур АПС

Работоспособность предложенного порядка процедур структурного синтеза АПС и входящих в него алгоритмов проверена при разработке нового техниче-

ского решения для условий, наиболее распространенных для шахт Восточного Донбасса, угольные месторождения которого характеризуются небольшой мощностью пластов и высокой крепостью (до f=12÷14) вмещающих пород.

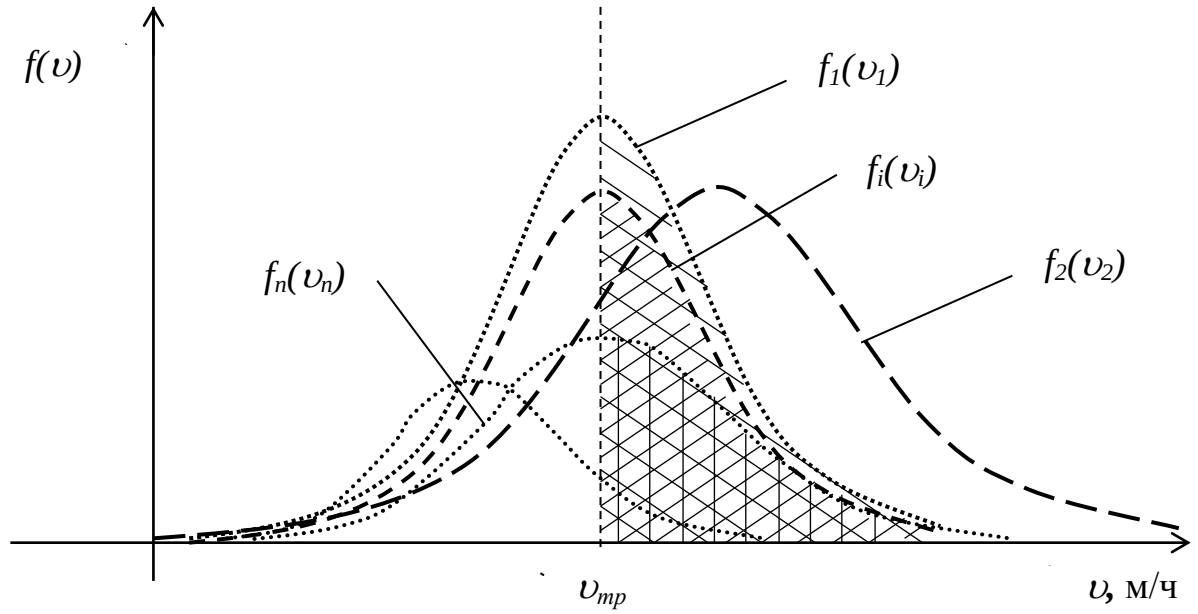


Рисунок 5.7 – Функции распределения случайных значений $\hat{\upsilon}_i$ для n вариантов структур АПС

Этот регион выбран потому, что по причине сложности горно-геологических условий, темпы проведения выработок в нем в настоящее время являются самыми низкими в России [2]. Поэтому проблема разработки АПС для повышения эффективности горнопроходческих работ здесь наиболее актуальна.

С этой целью, на основе обобщенного перечня требований (таблица 5.1) сформирован перечень требований для синтеза структуры АПС, представленный в таблице 5.2. Раздел «*Параметры горной выработки*» содержит требования, значения которых определены на основе анализа характеристик подготовительных выработок, проводимых на шахтах Ростовской области.

В разделах «*Структура объемов работ*» и «*Показатели АПС*» назначены значения показателей для проведения пяти штреков с требуемой скоростью 200 м/мес и численностью звена 6 чел. Выбор структуры должен производиться по

максимальному значению коэффициента эффективности синтезируемых АПС по сравнению с базовым вариантом, показатели которого ($Q_б$ и $T_б$) даны в списке требований.

Таблица 5.2 – Перечень требований для синтеза структур АПС

№	Наименование требования	Обозначение, единицы измерения	Значение
Структура объемов работ			
1	Количество объектов (выработок)	$N_{выр}$, шт	5
2	Расстояния между монтажными зонами	$L_{МДi}$, *м*	1600
2	Условия погрузки (разгрузки)/доставки перемонтируемого оборудования	Электрической лебедкой / на площадках	
Параметры горной выработки (для каждой выработки)			
3	Сечение выработки (в свету/в проходке)	$S_{св}/S_{пр}$, м^2	14,4
4	Угол наклона выработки	β, град	0÷3
5	Крепость породы по шкале Протодьяконова (не более)	f	12
6	Крупность разрушенной горной массы (не более) (если предполагается БВС)	Δ, мм	400
7	Удельное количество шпурометров по забою на цикл (если предполагается БВС)	N_{shpm}, шпм/м^3	5
8	Длина шпура по забою	l_{shp}, м	2,2
9	Вид крепи	Анкерная + металлическая сетка с металлическим подхватом	
10	Шаг крепи	$n_{кр}$, м	1
11	Удельное количество шпурометров под анкеры на один шаг крепи (если анкерная крепь)	$N_{shpm.a}$, шпм/м^3	6,8
12	Длина выработки	L, м	1300
13	Вид призабойного транспорта	конвейерный	
Показатели АПС			
14	Вид целевой функции	комбинированная, $K_{эф}$	
17	Скорость проходки требуемая	$\upsilon^*_{тр}$, м/мес	200
18	Коэффициент эффективности	$K_{эф}$	max
19	Производительность базового варианта	$Q_б$, м^3/час	4,00
20	Трудоемкость базового варианта	$T_б$, чел.час/м^3	1,58

При помощи алгоритма синтеза структур АПС (рисунок 5.2), определен возможный состав элементов, который представлен в таблице 5.3.

В рамках настоящего исследования принято допущение о том, что при выборе структурных элементов предпочтение следует отдавать тем, которые к настоящему времени имеют конструктивную реализацию и подтвержденную, как

минимум экспериментально, работоспособность. Задача разработки новых, неизвестных ранее функциональных механизмов не ставилась.

Таблица 5.3 – Варианты состава синтезируемой АБВПС

№	Наименование ФЭ	Возможные варианты / количество
1	Бурильный	Вращательно-ударный способ / 2
2	Погрузочный	Ковшовый с боковой разгрузкой / 2; ковшовый с телескопической поворотной стрелой / 2; клиновой
3	Транспортирующий	Клиновой
4	Крепеустановочный	Крепеустановщик для установки рамной крепи
5	Крепь призабойная	механизированная; временная
6	Тип движителя БЭ	Распорно-подающий; колесно-рельсовый; гусеничный
7	ПЭ	Индивидуальные / по количеству БМ и ковшовых ПО
8	Тип движителя БЭ	Распорно-подающий; колесно-рельсовый; гусеничный
9	Вид БЭ	БЭ•Т; БЭ•$К_{пр}$; БЭ→С; БЭ→ОР

Вид и количество ФЭ. По значению крепости пород способ проведения выработки – буровзрывной, а также способ бурения – вращательно-ударный, поэтому бурильную машину следует принимать для этого способа. С учетом крупности горной массы, определены возможные типы погрузочных органов и транспортирующих элементов. При крепости f=12 и максимальном размере куска 400 мм наиболее рационально применение клинового транспортирующего элемента (перегружателя) в сочетании с ковшовым или клиновым погрузочным органом. Клиновой перегружатель допускает работу по взрывонавалочной технологии, поэтому допустимы структуры, в которых погрузочный элемент отсутствует. Для установки анкеров (т.к. по заданию крепь комбинированная) могут быть применены бурильные машины, использующиеся для бурения шпуров по забою. При использовании механизированной предохранительной крепи или базового элемента, совмещенного с призабойной крепью, наличие крепемонтажного оборудования для установки подхвата и затяжки не обязательно, т.к. эта операция может выполняться с отставанием от забоя. При сечении выработки 12 м^2 для бурения шпуров по забою, под анкеры и для установки анкеров могут использоваться две бурильные машины, а при выборе погрузочного органа ковшового типа – два ковша.

Вид и количество ПЭ. Промежуточными элементами должны быть оснащены бурильные машины, поскольку они используются и для бурения, и для анке-

рования, поэтому в течение проходческого цикла необходимо их присутствие в разных частях выработки. Возможны варианты структур с наличием ПЭ крепеустановщика и без такового, поскольку конструктивные реализации этого элемента могут быть различными. Ковш должен иметь ПЭ как для внедрения в горную массу и перемещения ее на конвейер, так и для отвода от забоя при бурении и взрывных работах.

Вид и тип движителя БЭ. Тип движителя БЭ может быть распорно-подающим, колесно-рельсовым или гусеничным, а вид БЭ – самостоятельным (БЭ→С; БЭ→ОР) или совмещенным (БЭ•Т; БЭ•$К_{пр}$). Однако применение клинового перегружателя, имеющего, по результатам исследований [105, 106], существенную массу и габариты, в совокупности БЭ→С или БЭ→ОР к настоящему времени неизвестно и априори должно сопровождаться разработкой новых БЭ самостоятельного типа, что противоречит принятому допущению. Для БЭ совмещенного типа (БЭ•Т и БЭ•$К_{пр}$), напротив, опыт применения аналогичных сочетаний доказал их работоспособность в комплексе фирмы «Тракхедер» [12] и в комплексе «Кузбасс». Помимо этого, применение БЭ совмещенного типа представляется в большей степени соответствующим концепции агрегатирования. По подграфу на рисунке 5.3 определяем: тип движителя БЭ – распорно-подающий; расположение БЭ – нижнее (напочвенное).

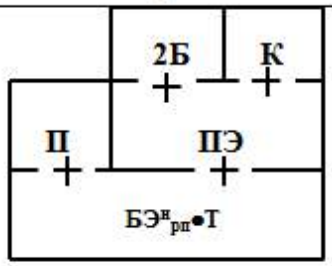
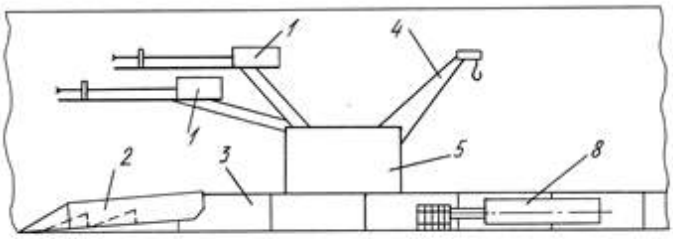
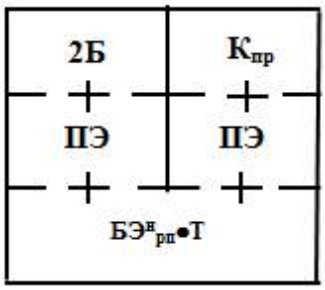
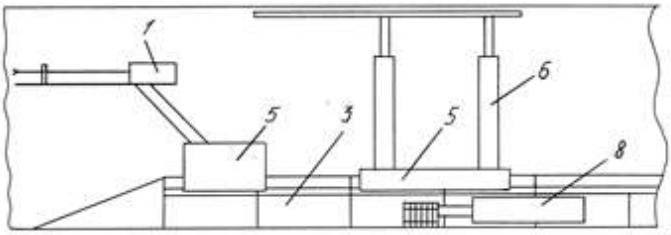
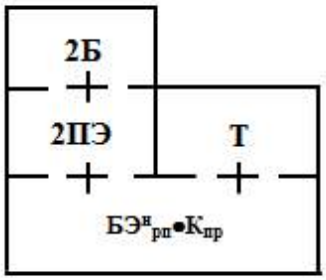
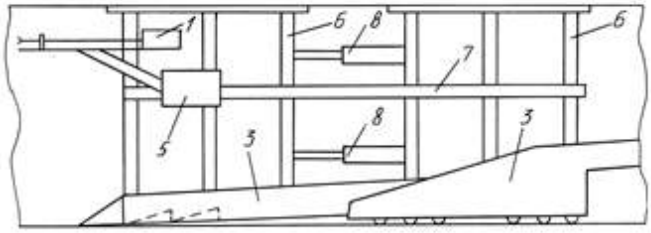
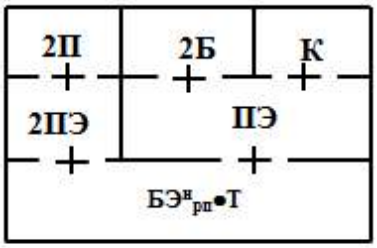
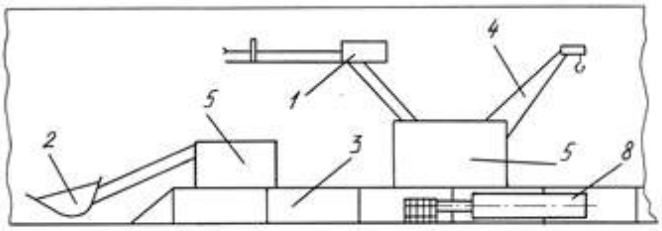
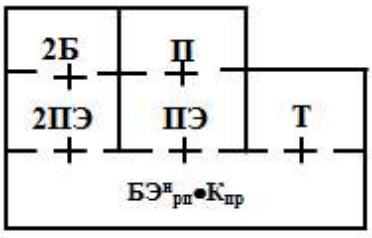
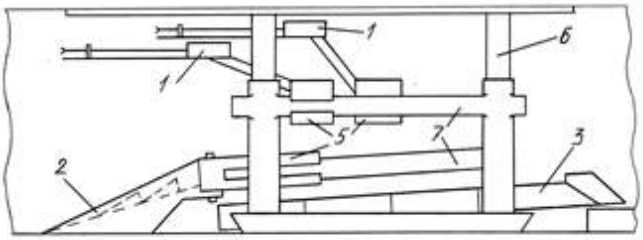
Связи между элементами подсистем. Связи между элементами подсистем, согласно обобщенной структуре (рисунок 2.9), предполагаются «по вертикали» – БЭ кинематически связан с промежуточным, а промежуточный – с соответствующим ему ФЭ. При отсутствии ПЭ, функциональный элемент связывают непосредственно с базовым. Конструктивную связь в данном случае рассматривать не будем, поскольку она приводит к слиянию функций ФЭ и ПЭ в единой конструкции, а это неизбежно влечет за собой разработку нового исполнительного органа, позволяющего такое слияние осуществить, что не является задачей настоящей работы.

Варианты структурных формул. Путем сочетания выбранных структурных элементов системы в различных комбинациях, получаем группу структурных

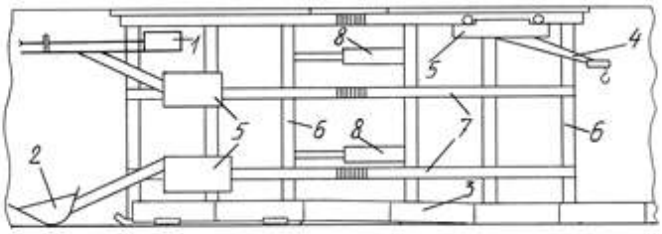
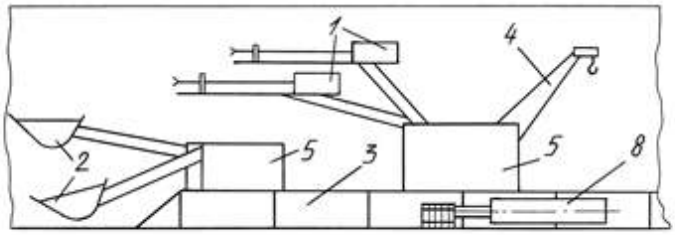
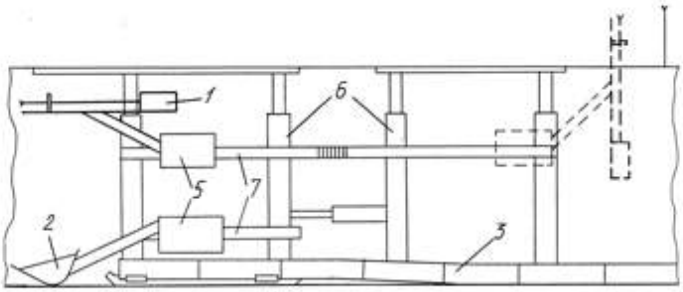
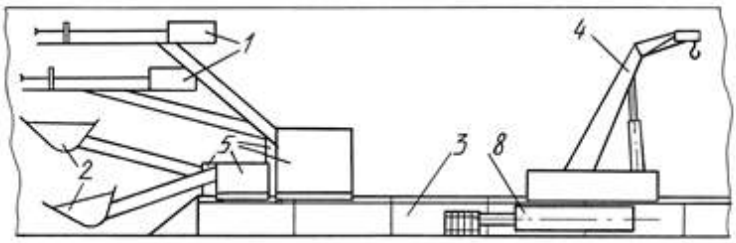
формул, описывающих варианты АПС для заданных условий эксплуатации.

В таблице 5.4 представлены девять структурных формул вариантов АПС и их возможных компоновочных схем, синтезированных для условий таблицы 5.2.

Таблица 5.4 – Результаты структурного синтеза АПС

№	Структурная формула	Компоновочная схема
1	2	3
1		
2		
3		
4		
5		

Продолжение таблицы 5.4

1	2	3
6	2Б 2П К 2ПЭ 2ПЭ ПЭ Т $БЭ^{н}_{рп}•К_{пр}$	
7	2П 2Б К 2ПЭ ПЭ $БЭ^{н}_{рп}•Т$	
8	2Б 2П 2ПЭ 2ПЭ Т $БЭ^{н}_{рп}•К_{пр}$	
9	2П 2Б К 2ПЭ 2ПЭ ПЭ $БЭ^{н}_{рп}•Т$	

Условные обозначения: 1 – бурильная машина; 2 – погрузочный орган; 3 - транспортирующий элемент (конвейер); 4 – крепеустановщик; 5 – ходовая тележка (промежуточный элемент); 6 – механизированная крепь; 7 – направляющие; 8 – гидроцилиндр механизма самопередвижки; $БЭ^{н}_{рп}$ базовый элемент с нижним (н) расположением и распорно-подающим (рп) типом движителя (см. рис. 1)

Анализ показывает, что количество реализуемых структур ими не ограничивается, но остальные отличаются весьма незначительно. Каждая формула может иметь несколько конструктивных исполнений, но порядок взаимодействия и взаимовлияния элементов будет аналогичным.

Моделирование функционирования выбранных вариантов. Далее, согласно алгоритма синтеза, производим моделирование функционирования синтезированных вариантов структур для выбора наиболее эффективной. Моделирование производим при помощи ИСМ, описанной в главе 3, для условий таблицы 5.2., при этом полагаем, что все операции цикла выполняются последовательно. Поскольку заданием определена полная задача моделирования и даны значения производительности и трудоемкости для базового варианта, определяем коэффициент эффективности $К_{эф}$. Результаты моделирования по всем вариантам сводим в таблицу 5.5.

Таблица 5.5 – Результаты моделирования функционирования вариантов структур АПС

Номер структуры	Производительность системы при проходке, Q_c / при выполнении СОГПР, Q_c^*, м^3/час	Трудоемкость проходки, T_n / выполнения СОГПР, T^*, хтл.-час/м^3	Отношение изменения производительности к изменению трудоемкости, $\frac{\alpha_{Qiб}}{\alpha_{Tiб}}$	Скорость выполнения СОГПР, υ^*, м/мес	Вероятность достижения требуемой скорости, $P(\hat{\upsilon}_i \geq \upsilon_{тр})$	Коэффициент эффективности, $К_{эф}$
1	4,75 / 3,50	1,59 / 1,615	0,856	175	0,14	0,11
2	6,34 / 4,65	1,30 / 1,320	1,397	232,5	0,89	1,24
3	5,71 / 4,20	1,30 / 1,320	1,265	210	0,60	0,759
4	4,91 / 3,58	1,56/ 1,595	0,886	179	0,20	0,177
5	5,18 / 3,79	1,37/ 1,400	1,079	189,5	0,15	0,268
6	5,37 / 3,89	1,29 / 1,334	1,150	194,5	0,45	0,51
7	4,91 / 3,58	1,56 / 1,596	0,886	179	0,20	0,177
8	5,37 / 3,90	1,34 / 1,380	1,120	195	0,45	0,504
9	4,91 / 3,58	1,56 / 1,596	0,886	179	0,20	0,177
Базовая	4	1,58	-	200	0,50	0,5

Анализ результатов и выбор эффективной АПС. Из анализа представленных результатов видно, что повышение производительности по сравнению с базовым вариантом наблюдается в структурах №2 и №3. Наряду с этим, в структурах №№ 2, 3, 5, 6 и 8 наблюдается снижение трудоемкости. Это приводит к тому, что в перечисленных структурах соотношение $\frac{\alpha_{Qiб}}{\alpha_{Tiб}}>1$, т.е. эффективность использования трудовых ресурсов при достижении определенного значения производительности выше, чем в базовом варианте.

Однако в вариантах №№ 5, 6 и 8 вероятность достижения требуемой скоро-

сти выполнения СОГПР $P(\hat{v}_i \geq v_{тр}) < 0{,}5$. Это свидетельствует о том, что средняя скорость имеет значение менее требуемого, т.е. цель функционирования АПС – своевременное воспроизводство фронта очистных работ – не достигается, что недопустимо. В результате, выбор структуры производим из вариантов № 2 и № 3 по наибольшему значению $K_{эф}$.

Таким образом, из рассмотренных вариантов структур наиболее эффективным в заданных условиях является вариант №2, имеющий максимальное значение $K_{эф}$=1,24.

5.4 Конструктивная реализация и прогнозная оценка синтезированной структуры АПС

Выбранный в пункте 5.3 вариант структуры АПС характеризуется отсутствием погрузочного органа и совмещением базового элемента с транспортирующим, выполненным в виде клинового перегружателя. Известна конструкция клинового перегружателя, разработанная Шахтинским институтом (филиалом) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова совместно с ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского [105, 106] и имеющая жесткую и простую конструкцию, позволяющую работать под завалом горной массы [107]. Таким образом, разработка конструкции, воплощающей синтезированную структуру, очевидно, должна предусматривать технологию со взрывонавалочной погрузкой горной массы. Кроме этого, из структурной формулы видно, что два комплекта бурильного оборудования и предохранительная крепь должны располагаться на промежуточных элементах, т.е. иметь возможность перемещения относительно перегружателя. При таком составе системы ключевым вопросом является подача образовавшегося после взрыва объема горной массы в зону работы транспортирующего органа для уборки ее из призабойной зоны. Этот вопрос может быть решен путем применения бункера для взрывонавалки, имеющего поворотные борта, перекрывающие выработку на всю ширину. Такое конструктивное решение [108-120], защищенное патентами № 2451791 RU, № 2451792 RU, № 2515759 RU и получившее название «Проходческий комплекс взрывонавалочный – ПКВН», представлено на рисунке 5.8.

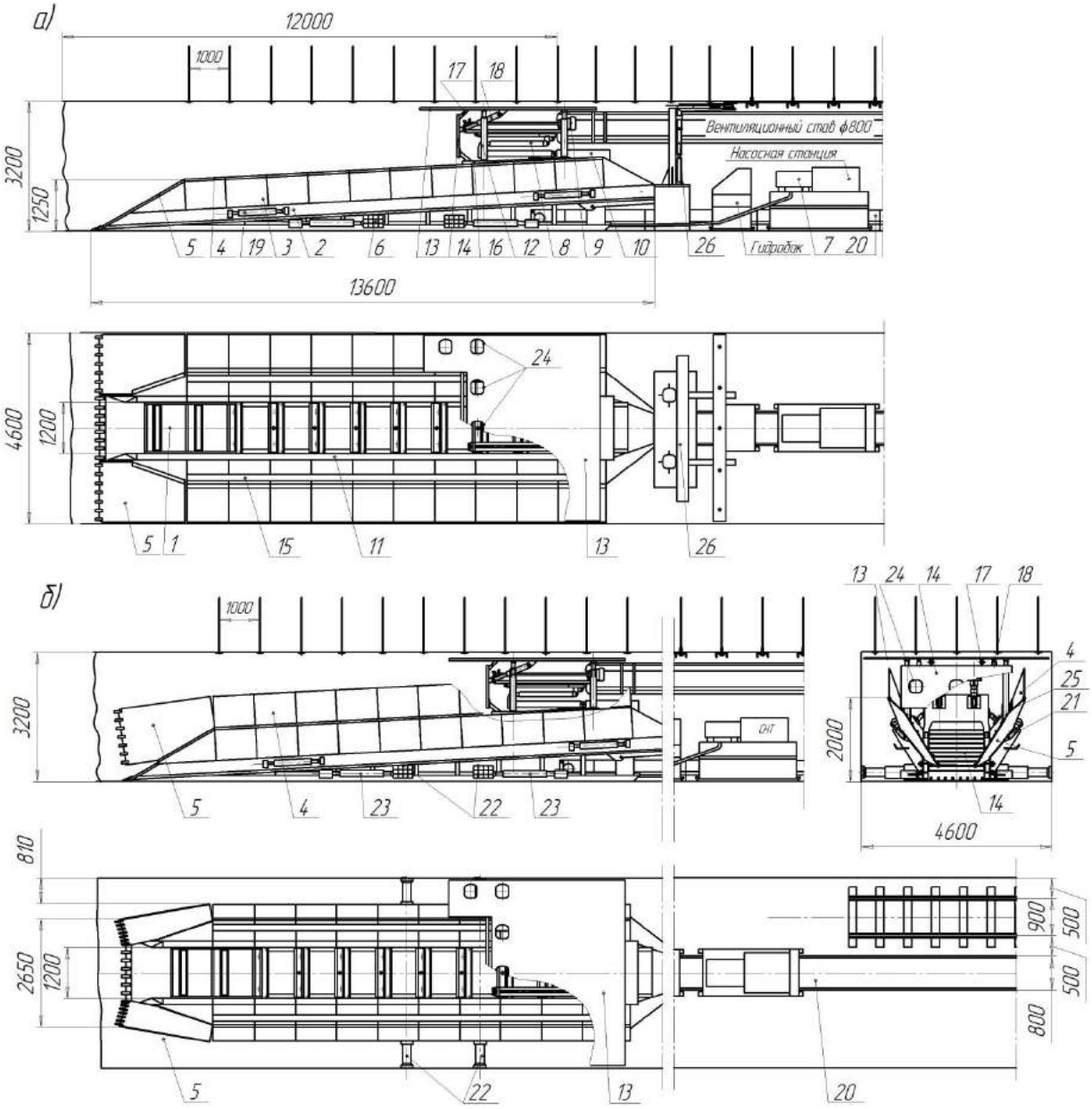


Рисунок 5.8 – Расположение комплекса ПКВН в выработке:
а – перед взрывными работами (борта опущены); б – после выгрузки горной массы (борта подняты); 1 – клиновой перегружатель; 2 – прямой борт; 3 – наклонный борт; 4 – поворотный борт; 5 – передний поворотный борт; 6 – механизм самопередвижки;7 – пульт управления; 8 – манипулятор; 9 – бурильная машина; 10 – портальная тележка;11 – направляющая; 12 – стойка предохранительной крепи; 13 – предохранительный щит;14 – поворотная секция; 15 – направляющая; 16 – ходовая каретка; 17 – шарнирное соединение; 18 – гидроцилиндр подъема поворотной секции; 19 – гидроцилиндр привода перегружателя; 20 – скребковый конвейер; 21 – гидроцилиндр подъема поворотного борта; 22 – распорный гидроцилиндр; 23 – подающий гидроцилиндр; 24 – отверстие; 25 – аутригеры; 26 - крепеустановщик

Комплекс состоит из клинового перегружателя 1, бункера для взрывонавалки, состоящего из прямых бортов 2, наклонных бортов 3, поворотных бортов 4 и передних поворотных бортов 5, механизма самопередвижки 6, насосной станции, пульта управления 7, гидравлического манипулятора 8 с бурильной машиной 9 на портальной тележке 10, перемещающейся по направляющим 11, предохранительной крепи, включающей стойки 12 и предохранительный щит 13, имеющий поворотную секцию 14. Предохранительная крепь перемещается по направляющим 15 на наклонных бортах 3 бункера для взрывонавалки посредством ходовых кареток 16. Поворотная секция 14 предохранительного щита 13 крепится к нему при помощи шарнирных соединений 17. Подъем и удержание поворотной секции в горизонтальном положении, а также опускание поворотной секции осуществляется посредством гидроцилиндров 18. Управление передними секциями осуществляется с пульта управления 7 комплексом. Возвратно-поступательное движение тягово-транспортирующего органа клинового перегружателя 1 осуществляется гидроцилиндрами 19.

Порядок работы комплекса ПКВН. Перед началом взрывных работ комплекс располагается у груди забоя (рисунок 5.8, а). Бурильное оборудование 8, 9 на портальной тележке 10 отведено в хвостовую часть бункера для взрывонавалки и зафиксировано аутригерами 25.

Предохранительная крепь 12, 13 также располагается в хвостовой части бункера для взрывонавалки и зафиксирована путем распора в кровлю выработки. Поворотная секция 14 предохранительного щита 13 опущена и зафиксирована на специальных упорах (для защиты от смещения во время взрыва). Поворотные борта 4 и передние поворотные борта 5 опущены в крайнее нижнее положение. Распорные гидроцилиндры 22 механизма самопередвижки 6 упираются в борта выработки. Электрическое напряжение с оборудования комплекса снято.

После взрывных работ, проводимых согласно паспорту БВР, дистанционно включают систему пылеподавления и освещение в зоне перегрузки горной массы с клинового конвейера на скребковый. После того как место перегрузки становится отчетливо видно с безопасного расстояния включают клиновой перегружатель.

По мере выгрузки горной массы до необходимого уровня, определяемого по уровню грузопотока, посредством гидроцилиндров 21 поднимают поворотные борта 4 для перемещения оставшейся на них горной массы на перегружатель 1 и продолжают выгрузку до необходимого уровня. Затем, при помощи гидроцилиндров 23 механизма самопередвижки, подают комплекс к забою на расстояние 1 м с одновременным внедрением носовой части в штабель горной массы. В это время в хвостовой части комплекса при помощи крепеустановщика 26 производится монтаж металлической сетчатой затяжки и верхняка крепи на установленные ранее анкеры. По завершении комплекс подают к забою еще на 1 м. Поднимают передние поворотные борта 5 для перемещения находящегося на них объема горной массы в зону работы перегружателя 1 (рисунок 5.8, б). Одновременно производится монтаж второго верхняка с затяжкой. Продолжают выгрузку до уровня, соответствующего минимальному слою на конвейере, при котором транспортировка становится малоэффективной. Отводят комплекс от забоя на 1,5 м, опускают поворотные борта 4 и 5, выключают перегружатель.

К этому времени выработка проветрена, уровень вредных веществ соответствует нормам и допускается присутствие людей. Горный мастер и сопровождающие лица проходят в призабойную зону по ставу клинового перегружателя 1 (оборудование полностью обесточено) и производят осмотр забоя, его оборку и приведение в безопасное состояние согласно инструкции. Затем распорные гидроцилиндры 22 складывают, поворотные борта 4 и 5 поднимают, обеспечивая с обеих сторон комплекса свободный проход, ширина которого соответствует необходимым нормам. Передвижную предохранительную крепь 12, 13 перемещают к забою. Рабочие проходят к забою и под защитой предохранительной крепи, при необходимости, производят подкидку оставшейся горной массы на перегружатель и покидают призабойную зону.

Поворотные борта комплекса опускают, при необходимости включают перегружатель и производят уборку подкинутой горной массы до уровня, при котором ее слой на перегружателе не будет препятствовать перемещению портальной тележки 10 с бурильными машинами 9. Затем перегружатель выключают.

Предохранительную крепь отводят от забоя на необходимое расстояние и устанавливают в проектное положение для бурения шпуров под анкеры. Портальную тележку 10 с бурильными машинами 9, подняв аутригеры 25, перемещают по направляющим 11 в сторону забоя, устанавливают в проектное положение для бурения шпуров под анкеры и распирают аутригерами 25 в наклонные борта 3 бункера для взрывонавалки. Производят бурение шпуров под анкеры сквозь отверстия 24 и под защитой предохранительной крепи. Установка анкеров осуществляются рабочими под защитой предохранительной крепи. Рабочие перемещаются по клиновому перегружателю и бункеру для взрывонавалки, которые в это время полностью обесточены.

По завершении крепления предохранительную крепь на ходовых каретках 16 и бурильное оборудование на портальной тележке 10 перемещают к забою по направляющим 15 и 11 соответственно, и устанавливают в проектное положение. Аутригеры 25 опускают и фиксируют портальную тележку 10 относительно бункера для взрывонавалки. Производят обуривание забоя (без предварительной разметки шпуров, т.к. в комплексе используется роботизированная бурильная установка мехатронного класса), поднимают аутригеры, портальную тележку 10 отводят в хвостовую часть комплекса и фиксируют аутригерами на период взрывных работ.

Затем борта комплекса поднимают, взрывники проходят к забою, заряжают шпуры и покидают призабойную зону. Гидроцилиндры 22 распирают в борта выработки, комплекс устанавливают на расстояние 0,5 метра от забоя, борта опускают, выполняют подготовительно-заключительные операции и цикл работ повторяется.

Для описанной конструктивно-технологической схемы разработана последовательность операций цикла, представленная в таблице 5.6 и проведены уточненные расчеты прогнозных показателей работы с учетом совмещения операций и особенностей предложенной технологии, представленные в таблице 5.7.

Поскольку продолжительность цикла составляет 4 часа, то при режиме работы в 3 смены по 8 часов и проведении ремонтно-подготовительных работ в

первую половину первой смены, можно выполнять 5 циклов в сутки. Таким образом, суточное подвигание забоя составит 10 метров.

Таблица 5.6 – Последовательность технологических операций цикла

№	Наименование операций	Время выполнения, мин	Продолжительность смены, мин							
			30	60	90	120	150	180	210	240
1	Анкерное крепление									
1.1	Подготовительно-заключительные операции (ПЗО)	20								
1.2	Бурение шпуров	20								
1.3	Установка анкеров	20								
2	Бурение шпуров по забою									
2.1	ПЗО	10								
2.2	Бурение шпуров	40								
2.3	Отвод и фиксация бурильного оборудования	15								
3	Заряжание шпуров	25								
4	Подготовка комплекса к взрывным работам, взрывание шпуров	15								
5	Проветривание	30								
6	Транспортировка горной массы	35								
7	Подвигание комплекса к забою	10								
8	Затяжка кровли	20								
9	Отвод комплекса от забоя	10								
10	Осмотр и приведение забоя в безопасное состояние	15								
11	Подкидка горной массы	15								
12	Наращивание скребкового конвейера, вентиляционного става, коммуникаций	30								

Анализ расчетных значений показывает существенное повышение технико-экономических показателей комплекса, и в наибольшей степени, по производительности труда рабочих. Для сравнения, при использовании погрузочных машин 2ПНБ-2 или МПК-1000Т в комплекте с бурильными установками УБШ -313 и призабойным конвейером СП-202 максимальная производительность труда на выходе не превышает 2,5 м^3, а темпы проходки – 150-200 м/мес.

Таблица 5.7 – Условия и результаты прогнозной оценки работы ПКВН

Наименование показателей	Значение
Форма поперечного сечения	прямоугольная
Площадь поперечного сечения в проходке, $м^2$	14,72
Угол наклона, град	0
Крепость породы по шкале М.М. Протодьяконова	10
Коэффициент разрыхления	2,0
Средняя глубина шпуров, м	2,2
Количество шпуров на цикл, шп	60
Количество анкеров на цикл	10
Подвигание за цикл, м	2
Количество рабочих дней в месяце	30
Численность рабочих в звене, чел	5
Расчетная производительность комплекса за цикл, $м^3$/час	7,36
Производительность при выполнении СОГПР, $м^3$/час (с учетом времени работ по монтажу-демонтажу и перебазированию оборудования и времени ремонтно-подготовительных смен)	5,96
Скорость проведения выработки, м/мес	300
Скорость выполнения СОГПР, м/мес	291
Удельная трудоемкость проходки, чел.-мин/$м^3$	50
Производительность труда рабочих, $м^3$/чел.-смену	5,9
Численность рабочих в звене, чел	5
Коэффициент эффективности	1,32

Основным достоинством комплекса ПКВН является совмещение во времени операций погрузки, призабойного транспорта и проветривания при практически безлюдном выполнении этих операций.

Выводы

1. Разработанный порядок процедур структурного синтеза АПС, основанный на принципах системного подхода и методе агрегатирования, учитывает вид целевой функции и требования заказчика, позволяет научно обоснованно и последовательно осуществлять разработку принципиально новых схемотехнических решений АПС, эффективных в конкретных условиях эксплуатации.

2. Разработанный алгоритм определения вариантов состава АПС для заданных условий эксплуатации учитывает возможные запреты на сочетания элементов в составе одного технического решения.

3. На основе использования приведенных процедур синтеза новых кон-

струкций АПС разработан перспективный вариант проходческого взрывонавалочного комплекса, не имеющего аналогов в мировой практике, позволяющий совмещать операции проходческого цикла и реализовать поточно-цикличную технологию проходки.

4. Предложенный вариант агрегатированного комплекса позволяет по расчетным прогнозным данным в 1,5 раза повысить скорость проведения выработки и в 2,3 раза – производительность труда по сравнению с результатами, достигнутыми при использовании лучших традиционных комплектов отечественного горнопроходческого оборудования. Прогнозный коэффициент эффективности составит $K_{эф}$=1,32.

ГЛАВА 6 МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФОРМИРОВАНИЯ ГРУЗОПОТОКА КЛИНОВЫМ ТЯГОВО-ТРАНСПОРТИРУЮЩИМ ОРГАНОМ, РАБОТАЮЩИМ ПОД ЗАВАЛОМ ГОРНОЙ МАССЫ В СОСТАВЕ КОМПЛЕКСА ПКВН

В соответствии с основными задачами настоящей работы (пункт 1.6), целью параметрического синтеза является обоснование, разработка общих методических подходов к выбору оптимальных параметров и их реализация на примере одного из перспективных вариантов АПС, в качестве которого в главе 5 принят проходческий взрывонавалочный комплекс ПКВН.

В исследованиях, посвященных выбору оптимальных параметров горнопроходческого и подъемно-транспортного оборудования, выполненных в различных научных школах СССР и Российской Федерации в последние десятилетия [121-125], применен математический аппарат исследования операций [126-134], использование которого требует выполнения определенной последовательности этапов (более подробно рассмотрены в главе 7).

Одним из основных этапов исследования является построение математических моделей исследуемого процесса (функции цели и системы функций-ограничений в виде непрерывных или дискретных зависимостей от влияющих факторов). При параметрической оптимизации АПС, состоящих из известных функциональных элементов (исполнительных органов или модулей), для которых рабочий процесс взаимодействия со средой является изученным и имеет математическое описание, этот этап не представляет сложности. Иначе обстоит дело в случаях, когда в состав синтезируемой АПС входят:

1) исполнительный орган новой конструкции или нового принципа действия, рабочие процессы которого не имеют математического описания;

2) известный исполнительный орган, функционирующий в новом режиме или в новых условиях, в которых его работа еще не была исследована и математически описана.

Анализ конструкции и технологии работы комплекса ПКВН показал, что

среди его исполнительных органов только клиновой конвейер относится ко второму случаю, т.е. требует дополнительных исследований процессов взаимодействия со средой. Причина в том, что ранее он рассматривался только как самостоятельное транспортное средство и не был исследован при работе под завалом горной массы в совокупности со взрывонавалочным бункером, использование которого может существенно изменить процесс формирования грузопотока по сравнению с транспортным режимом и повлиять на выбор параметров. Поэтому данная глава посвящена изучению процесса и построению математических моделей формирования грузопотока клиновым ТТО в указанном режиме.

6.1 Обобщение результатов исследований рабочих процессов клинового тягово-транспортирующего органа

Конвейер с клиновым ТТО (клиновой конвейер) изобретен в России в результате совместных научных исследований сотрудников Шахтинского института (филиала) НГТУ (в настоящее время ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова) и Института горного дела имени А.А. Скочинского (в настоящее время ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского) [135]. Клиновой конвейер явился развитием научного направления по созданию семейства погрузочных органов с клиновыми элементами и гидроприводом для шахтных погрузочных машин и проходческих комбайнов [136]. За прошедшие годы выполнены разработка и изготовление экспериментальных образцов конструкций, экспериментальные и теоретические исследования рабочих процессов клинового ТТО при его использовании в качестве призабойного транспортного средства. Существенный вклад в создание теории работы клиновых ТТО внесли В.Г. Сильня, Г.Ш. Хазанович, Ю.М. Ляшенко, И.В. Ляшенко, А.А. Остановский, Е.В. Никитин, В.Н. Чирков, А.В. Отроков, А.С. Носенко, Р.В. Каргин, Г.В. Лукьянова. Значительный объем экспериментов проведен на физических моделях и на натурных образцах конвейеров [137-139]. При этом основной объем исследований выполнен в так называемом транспортном режиме.

К настоящему времени научные основы определения производительности,

нагрузок и энергоемкости ТТО сформированы в следующих направлениях:

1) при работе в транспортном режиме, при котором на вход конвейера подаются порции материала от погрузочной машины ковшового типа или с нагребающими лапами, высота слоя горной массы $H_{сл}$ над ячейками конвейера не превышает $4d_{ср}$, где $d_{ср}$ – средний размер куска горной массы;

2) при работе в режиме «под завалом», когда $H_{сл}>4d_{ср}$ и конвейер выполняет функцию погрузочно-транспортного модуля, захватывая и перемещая материал из предварительно размещенного на нем штабеля.

Такое условное разделение исследований вызвано существенными отличиями физических процессов взаимодействия клиньев с горной массой в зависимости от высоты слоя материала над плоскостью движения ТТО. Следует отметить, что теоретические представления о рабочих процессах рассмотрены в детерминированной [140] и вероятностной (с учетом случайного характера формирования гранулометрического состава горной массы) интерпретациях [59]. По результатам исследований защищен ряд кандидатских диссертаций [141-143].

Рассмотрим по существу содержание выполненных ранее исследований и возможность их использования при описании процессов формирования грузопотока клинового ТТО в режиме работы под завалом горной массы (взрывонавалка).

К параметрам клинового конвейера относятся (рисунок 6.1): $h_п$, $h_н$ – высота клиньев, м (далее обозначено П – подвижный клин, Н – неподвижный клин); $\beta_н$, $\beta_п$ – углы заострения клиньев, градус; α_μ – угол трения материала по металлу, градус; $B_к$ – ширина конвейера, м; Δ – длина проталкивания (ход) клина, м; $D_ц$ – диаметр поршня приводного гидроцилиндра, м; j - номер ячейки; i – номер цикла проталкивания; $q_{нп}$ – расход насоса маслостанции, м^3/с.

На основе этих данных определяются:

– длина ячейки, м,

$$l_я = \Delta + h_п / tg\beta_п + h_н / tg\beta_н;$$

– продолжительность цикла (при условии, что проталкивание порции груза и обратное движение клина производится при работе двух гидроцилиндров порш-

невой полостью), с,

$$T_{ц} = \pi D_{ц}^{2} \, \Delta / Q_{нп} .$$

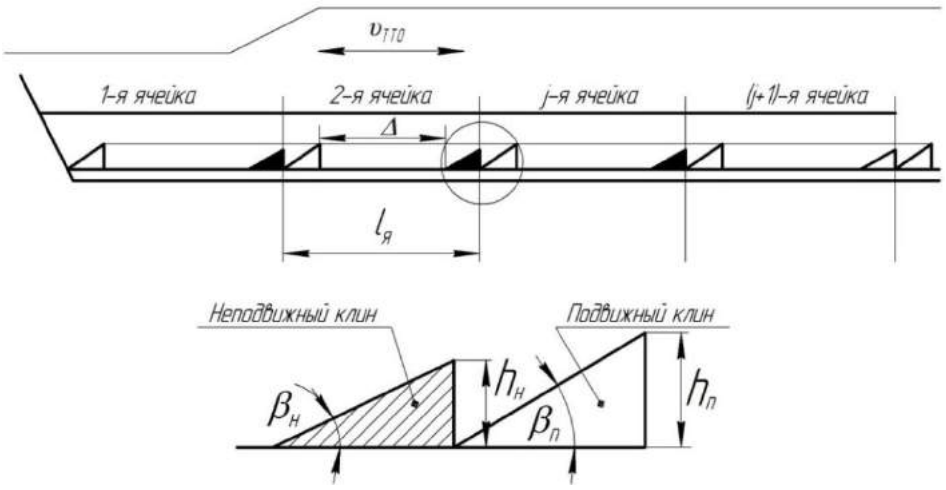


Рисунок 6.1 – Схема клинового конвейера для работы в транспортном режиме

6.1.1 Рабочие процессы и математические детерминированные модели формирования производительности и нагрузок конвейера с клиновым ТТО в транспортном режиме: критический анализ состояния вопроса

6.1.1.1 Формирование грузопотока

Исследования взаимодействия клиньев с кусковым материалом, выполненные на экспериментальных установках в режиме транспортирования [138, 140], позволили разработать математические модели, описывающие формирование объема материала на выходе из *j*-й ячейки конвейера по окончании *i*-го цикла проталкивания $V_{вых.i,j}$, а также формирование объема материала в произвольной ячейке $V_{i,j}$ (рисунок 6.2) [140], выраженное рекуррентным соотношением:

$$V_{i,j}=V_{(i-1),j}+V_{вых.i,(j-1)}+V_{A.i,j} - V_{вых.i,j}, \qquad (6.1)$$

где $V_{(i-1),j}$ – объем, оставшийся в *j*-ой ячейке после (*i*-1)-го цикла проталкивания;

$V_{вых.i,(j-1)}$, $V_{вых.i,j}$ – объемы, образующиеся на выходе (*j*-1)-й и *j*-ой ячеек после *i*-го цикла проталкивания;

$V_{A.i,j}$ – поступление материала извне, например, от шахтной погрузочной ма-

шины, в *j*-ю ячейку в *i*-м цикле. При взрывонавалке $V_{A.i,j}$= 0.

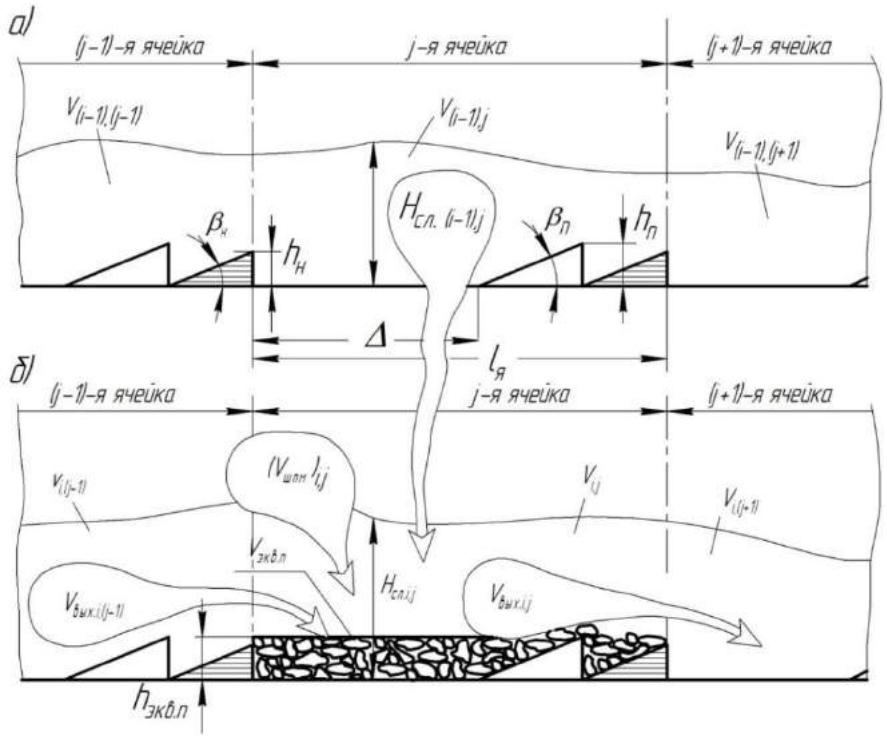


Рисунок 6.2 – Формирование объема материала в *j*-й ячейке клинового ТТО по завершении *i*-го цикла: а) начало *i*-го цикла; б) окончание *i*-го цикла

Объемы материала, образующиеся на выходе из соответствующих (*j*-1)-й и *j*-й ячеек определяются по формулам, полученным на основе обработки большой выборки экспериментальных данных:

$$V_{вых.i,(j\text{-}1)}=V_{экв.п}\prod_{n=1}^{4}K_{n.i,(j\text{-}1)}\cdot K_{\beta}\ , \tag{6.2}$$

$$V_{вых.i,j}=V_{экв.п}\prod_{n=1}^{4}K_{n.i,j}\cdot K_{\beta}, \tag{6.3}$$

где $V_{экв.п}$ – условный эквивалентный объем груза в ячейке.

Он не зависит от номеров ячеек и является некоторой базовой величиной

$$V_{экв.п}=h_{эп}\cdot\Delta\cdot B_к, \tag{6.4}$$

где $h_{эп}(h_{эн})$ – эквивалентная высота подвижного (неподвижного) клиньев, определяемая по аналогии с эквивалентной высотой лапы погрузочной машины [12].

$$h_{эп}(h_{эн})=0{,}5h_п(h_н)\left(1+\frac{d_{ср}}{h_п(h_н)}+0{,}1\frac{h_п(h_н)}{d_{ср}}\right), \tag{6.5}$$

где $d_{ср}$ – средний размер куска материала.

Коэффициенты $K_{n.i,j}$ определены по результатам статистической обработки экспериментальных данных. Их произведение влияет на величину объема груза на выходе из ячейки после очередного цикла проталкивания:

$$\prod_{n=1}^{4} K_{n.i,j} = K_{1.i,j} \cdot K_2 \cdot K_{3.i,j} \cdot K_4, \tag{6.6}$$

где $K_{1.i,j}$ – коэффициент влияния высоты слоя груза на выходе из j-ой ячейки в i-м цикле:

$$K_{1.i,j} = A_1 \left[1 - e^{-\left(a_1 \frac{H_{сл.(i-1),j}}{h_{эп.(i-1),j}} \right)^2} \right], \tag{6.7}$$

здесь A_1 – коэффициент, характеризующий предельную высоту слоя материала, по экспериментальным данным $A_1 = 4{,}3$;

a_1 – параметр, характеризующий кривизну экспоненты при проталкивании материала; на основе статистической обработки опытных данных $a_1 = 0{,}38$;

$H_{сл.i,j}$ – высота слоя материала, находящегося в j-ой ячейке после (i-1)-го цикла проталкивания:

$$H_{сл.i,j} = \frac{1}{l_я} \left[\frac{V_{(i-1),j}}{B_к} + 0{,}5 \left(\frac{h_п^2}{tg\beta_п} + \frac{h_н^2}{tg\beta_н} \right) \right]; \tag{6.8}$$

K_2, K_4 – коэффициенты, учитывающие проникающую способность клиньев:

$$K_2 = 1 - 0{,}1(tg\beta_п / tg\alpha_\mu), \tag{6.9}$$

$$K_4 = 1 - 0{,}187(tg\beta_н / tg\alpha_\mu)\ ; \tag{6.10}$$

$K_{3.i,j}$ – коэффициент, характеризующий «удерживающую» способность неподвижного клина,

$$K_{3.i,j} = e^{-\left(a_3 \frac{H_{сл.(i-1),j}}{h_{эн.(i-1),j}} \right)}, \tag{6.11}$$

где a_3 – параметр, характеризующий кривизну экспоненты процесса транспортирования при внедрении подвижного клина, $a_3 = 0{,}12$;

K_β – коэффициент влияния угла наклона трассы перегружателя, град.:

$$K_\beta = 1 - 0{,}03\beta_к, \tag{6.12}$$

где $\beta_к$ – угол наклона трассы перегружателя, град.

Возможность использования приведенных математических моделей формирования грузопотока требует проверки в режиме работы под завалом в связи со значительными особенностями процесса. Ниже приводятся результаты оценки такой возможности.

Необходимо отметить, что в вышеупомянутых исследованиях влияние среднего размера куска $d_{ср}$ детально не изучалось. Главное внимание уделялось относительной высоте слоя K_h, ($K_h=H_{сл.i,j}/h_{эп.i,j}$), которая введена в математические модели коэффициентов $K_{1.i,j}$ и $K_{3.i,j}$. Как видно из соотношений (6.3), (6.7) и (6.11), с увеличением до K_h=4, относительный объем на выходе из ячейки K_V ($K_V=V_{вых.i,j}/V_{экв.п}$) возрастает (рисунок 6.3) и далее стабилизируется.

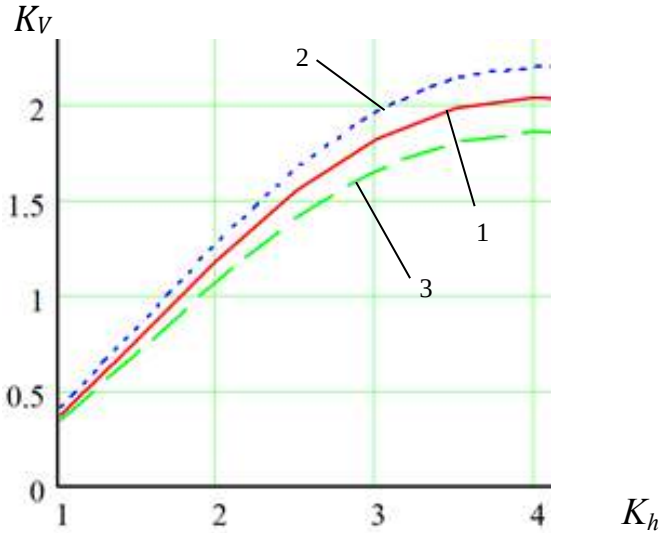


Рисунок 6.3 – Зависимость объема проталкивания в произвольной ячейке клинового ТТО от высоты слоя груза в безразмерной форме:
1 – при $\beta_п=\beta_н=\alpha_\mu$, $\alpha = 3^o$; 2 – при $\beta_п=\beta_н=0{,}8\alpha_\mu$, $\alpha = 3^o$; 3 – при $\beta_п=\beta_н=1{,}2\alpha_\mu$, $\alpha = 3^o$

В математических моделях K_1 и K_3 размер $d_{ср}$ учтен в эквивалентных высотах клиньев $h_{эп}$ и $h_{эн}$. Для оценки влияния $d_{ср}$ на объем единичного проталкивания в относительной форме формулу (6.2) можно записать в следующем виде:

$$K_V=A_1\cdot K_2\cdot K_4\cdot K_\alpha\cdot\left[e^{-a_3^2\left[\frac{K_h}{0{,}5\left(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}\right)}\right]^2}+e^{-(a_1^2+a_3^2)\left[\frac{K_h}{0{,}5(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}}\right]^2}\right], \qquad (6.13)$$

где $K_{dh} = d_{cp}/h_n$.

Зависимость $K_V = f(K_{dh})$, построенная по соотношению (6.13) для условий K_h =1,5; 3; 4,5; $\beta_n = \beta_н = \alpha_\mu$, $\alpha = 3^o$ имеет вид, приведенный на рисунке 6.4.

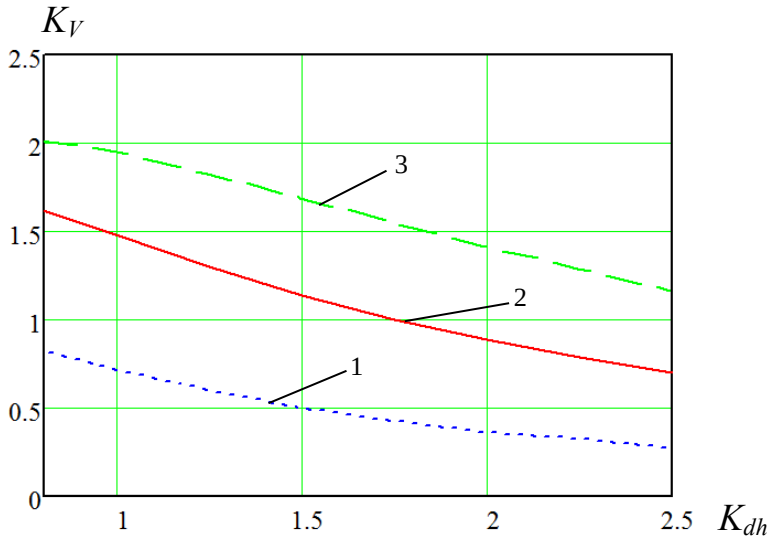


Рисунок. 6.4 – Зависимость объема проталкивания в произвольной ячейке клинового ТТО от среднего размера куска в безразмерной форме:
1 – при K_h=1,5; 2 – при K_h=2,5; 3 – при K_h=3,5

Кривые $K_V = f(K_{dh})$ свидетельствуют о том, что с увеличением $d_{ср}$ по отношению к h_n проталкивающая способность клина должна существенно уменьшаться, что противоречит результатам экспериментальных исследований [138].

Таким образом, базовые математические модели (6.7) и (6.11) не отвечают требованиям достоверности в части влияния среднего размера куска на объем единичного проталкивания и нуждаются в корректировке с учетом известных экспериментальных данных. Это обстоятельство будет учтено при формировании математических моделей производительности ТТО, работающего под завалом горной массы в составе ПКВН.

6.1.1.2 Формирование сопротивлений перемещению груза и энергоемкости процесса

Порядок расчета сил тяги, сопротивлений перемещению ТТО и удельной

энергоемкости в транспортном режиме в целом аналогичен подобным расчетным операциям для других конвейеров, перемещающих груз волочением по желобу, например, скребковых. Однако имеют место отличия, заключающиеся в том, что, во-первых, отдельно учитываются поцикловые (при прямом и обратном ходе ТТО) сопротивления во всех ячейках с их различной нагрузкой, и, во-вторых, к усилиям волочения груза по желобу добавляются сопротивления от «переваливания» груза через неподвижные клинья [144]. Последнее учитывается повышенным коэффициентом сопротивления движению груза $\omega'_{гр}$. На основе экспериментальных данных, сопротивления проталкиванию груза по величине практически не отличаются от сопротивлений внедрению клиньев при обратном ходе. С учетом изложенного расчет сопротивлений сводится к следующему.

Средняя сила тяги клинового ТТО, Н, за конечное число циклов I:

$$W_{ср.i} = \left[\sum_{i=1}^{I}(2W_{пр.i} + W_{хх.1} + W_{хх.2})\right] / I, \qquad (6.14)$$

где $2W_{пр.i}$ – суммарное сопротивление при проталкивании и внедрении в i-м цикле во всех J ячейках;

$W_{хх.1}$, $W_{хх.2}$ – полное сопротивление холостого хода, соответственно, при движении назад и вперед, Н.

Полное сопротивление при проталкивании груза в ***i***-м цикле, Н,

$$W_{пр.i} = G_{гр.i}(\omega'_{гр} \cdot cos\beta_к + sin\beta_к), \qquad (6.15)$$

где $G_{гр.i}$ – суммарная масса груза после i-го цикла проталкивания, кг:

$$G_{гр.i} = \gamma_m \cdot \sum_{j=1}^{J} V_{i,j},$$

где γ_m – плотность погружаемого материала в разрыхленном состоянии, кг/м^3.

Полное суммарное сопротивление холостого хода (вперед и назад)

$$W_{хх.1} + W_{хх.2} = 2 \cdot g \cdot G_{ТТО} \cdot \omega'_{ТТО} \cdot cos\beta_к,$$

где $\omega'_{ТТО}$ – коэффициент сопротивлений движению ТТО;

$G_{ТТО}$ – масса движущихся частей ТТО, Н:

$$G_{ТТО} = \left(\frac{h_n^2}{2tg\beta_n} \cdot \gamma_{ст} \cdot B_к \cdot K_к \cdot K_{зап}\right) \cdot J,$$

где $\gamma_{ст}$ – плотность стали, кг/м^3;

$K_к$ – коэффициент плотности конструкции клина;

$K_{зап}$ – коэффициент запаса.

Средняя работа перегружателя за цикл проталкивания, Дж/цикл,

$$A_{ср.i}=W_{ср.i} \cdot \Delta .$$

Удельная энергоемкость, Дж/(м^3·м)

$$a_{wLк}=A_{ср.i} / (V_{ср.j} \cdot L_к),$$

где $V_{ср.j}$ – средний объем в j-ой ячейке, м^3.

Средний объем на выходе из последней ячейки, м^3/цикл,

$$V_{ср.вых.J}=(\sum_{i=1}^{I} V_{вых.i,J}) / I .$$

Приведенные математические модели силовых и энергетических характеристик транспортного режима ТТО могут быть использованы для расчета его работы под завалом при условии учета следующих особенностей:

1) в процессе транспортирования перемещается не весь объем груза, расположенный в бункере, а лишь его часть, ограниченная снизу днищем конвейера, а сверху – неподвижным слоем горной массы; поэтому необходимо в формуле (6.15), помимо коэффициента сопротивления движению груза по днищу $\omega'_{гр}$, дополнительно учитывать сопротивление движению по породе $\omega'_{гр.пор}$;

2) сопротивления перемещению груза и энергоемкость транспортирования определяются не силой тяжести $G_{гр.i}$, а давлением груза на днище (пункт 6.2).

6.1.2 Рабочие процессы и стохастические модели формирования грузопотока клиновым ТТО в транспортном режиме

При работе клинового ТТО средние размеры куска в ячейке являются случайными величинами. Далее приведены основы методики учета стохастических свойств горной массы при формировании грузопотока клиновым ТТО [59].

Оценка пропускной способности проходческого клинового перегружателя, функционирующего в транспортном режиме, при условии случайного порционного поступления материала на вход производится в соответствии со следующими

положениями. Пусть в некоторую j-ю ячейку перегружателя порциями поступает случайный грузопоток $V_{A.i,j}$; i =0, 1, 2,..., I; j = 1, 2,..., J.

Каждая порция $V_{A.i,j}$ имеет случайное значение размера куска. Из этих порций происходит формирование грузопотока клинового ТТО, описываемое известным рекуррентным соотношением (6.1). Средний случайный размер куска $d_{cp.i,j}$ формируется путем смешивания объемов, с учетом последовательного перемещения груза из одной ячейки в другую и пополнения извне $V_{A.i,j}$. Если в j-ой ячейке после (i-1)-го цикла остался материал объемом $V_{(i\text{-}1),j}$, то во всем объеме j-ой ячейки будет смешиваться материал со средним случайным размером куска $d_{cp.(i\text{-}1),j}$. Когда, при совершении i-го цикла работы ТТО, на выходе из j-ой ячейки формируется объем $V_{вых.i,j}$, все параметры процесса необходимо определять для $d_{cp.(i\text{-}1),j}$.

Объем, отделившийся в i-м цикле, $V_{вых.i,j}<V_{(i\text{-}1),j}$. Этот локальный объем имеет средний размер куска $d_{вых.i,j}$, генерируемый из штабеля со средним размером куска $d_{cp.(i\text{-}1),j}$ в соответствии с нормальным законом распределения. Среднеквадратичное отклонение $\sigma_{вых.i,j}$ определяется по графику зависимости коэффициента вариации K_{Vd} случайного d_{cp} от гранулометрического состава m_x материала штабеля и величины малого выделенного объема V (рисунок 6.5). Величина m_x характеризует отношение d_{cp} к d_{max} в ячейке.

Объем $V_{вых.i,j}$ со средним размером куска $d_{вых.i,j}$ попадает в (j+1)-ю ячейку, в которой имеется остаточный объем $V_{i,(j+1)}$ со средним размером куска $d_{cp.i,(j+1)}$.

В (j+1)-ой ячейке формируется объем

$$V_{i,(j+1)}=V_{(i\text{-}1),(j+1)}+V_{вых.i,j}-V_{вых.i,(j+1)}.$$

Каждая из составляющих характеризуется своим средним размером куска. Тогда значение среднего случайного размера куска в остаточном объеме $V_{i,(j+1)}$ определится из выражения

$$d_{cp.i,(j+1)}=\frac{d_{cp.(i\text{-}1),(j+1)}\cdot V_{(i\text{-}1),(j+1)}+d_{вых.i,j}\cdot V_{вых.i,j}-d_{вых.i,(j+1)}\cdot V_{вых.i,(j+1)}}{V_{(i\text{-}1),(j+1)}+V_{вых.i,j}-V_{вых.i,(j+1)}}. \qquad (6.16)$$

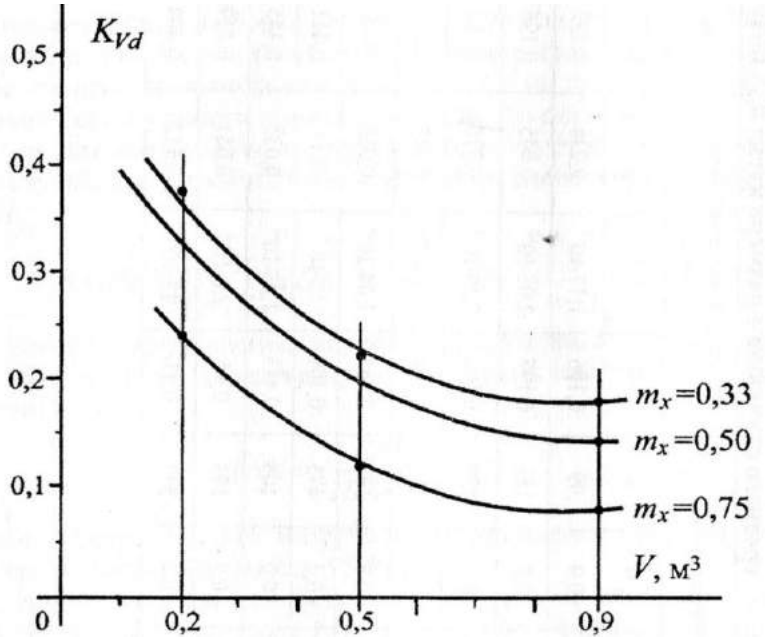


Рисунок 6.5 – Зависимость коэффициента вариации K_{Vd} среднего случайного размера куска от гранулометрического состава m_x штабеля и величины малого выделенного объема V

Итак, в дополнение к приведенному в пункте 6.1.1 детерминированному описанию процесса, при стохастическом подходе реализованы три правила:

1) выходной объем $V_{вых.i,j}$ формируется после (i-1)-го цикла из остаточного объема $V_{(i-1),j}$ со средним размером куска $d_{ср.(i-1),j}$;

2) сформировавшийся выходной объем $V_{вых.i,j}$ характеризуется своим случайным размером куска, генерируемым по нормальному закону распределения из штабеля материала со значениями математического ожидания $d_{ср.(i-1),j}$ и среднеквадратического отклонения $\sigma_{вых.i,j}$;

3) в (j+1)-й ячейке создается остаточный объем $V_{i,(j+1)}$ в соответствии с рекуррентным соотношением (6.1); для него средний размер куска $d_{ср.i,(j+1)}$ вычисляется как средневзвешенный.

На основе изложенных рассуждений и общей теории работы клинового ТТО в транспортном режиме разработаны алгоритм и имитационная модель [59].

В режиме работы ТТО под завалом нет порционных поступлений груза в

некоторую приемную ячейку. Весь состав штабеля, находящийся в бункере над ТТО, характеризуется некоторым гранулометрическим составом m_x с относительным средним размером куска $d_{ср}$. В каждой j-й ячейке к началу транспортирования формируется условный объем, ограниченный размерами ячейки и высотой слоя $H_{сл.i,j}$, зависящей, как будет показано ниже, от величины фактического давления $P_{факт.i,j}$, действующего на днище клинового ТТО. Таким образом, оконтуривается начальный случайный объем $V_{0,j}$, j=1,2...J каждой ячейки, условная величина которого равна $V_{0,j}= l_я \cdot B_к \cdot H_{сл.0,j}$. Эта величина является малым выделенным объемом $V=V_{0,j}$, для которого, по зависимостям рисунка 6.5, определяется коэффициент вариации K_{Vd} среднего размера куска. По величинам V и K_{Vd}, в соответствии с нормальным законом распределения, моделируется средний случайный размер куска в данной ячейке в начальной точке расчета – $d_{ср.0,j}$. Далее по процедуре смешивания, описанной выше, вычисляются случайные размеры кусков по ячейкам j и номерам циклов i.

6.1.3 Гипотеза о влиянии высоты штабеля на процессы изменения грузопотока клинового ТТО

По мнению исследователей, впервые описавших процесс формирования грузопотока клиновым ТТО в режиме работы под завалом [107,145-149], порционный характер грузопотока, свойственный режиму транспортирования, действителен и для работы под завалом, но имеет свои особенности. Процесс формирования грузопотока под завалом отличается характером перемещения верхних слоев груза и существенной высотой штабеля в сравнении с транспортным режимом. Для учета этих особенностей, при разработке математического описания формирования грузопотока клиновым ТТО под завалом, авторы предложили уточнить коэффициенты, функционально зависящие от высоты слоя груза в ячейке. В математические модели транспортного режима (6.1-6.12) введены изменения:

1) коэффициент K_1, который характеризует влияние высоты слоя материала на формирование единичного объема, в режиме транспортирования изменяется в пределах от 0 до A_1 и имеет асимптоту $A_1 \approx 5$. Исследования клинового ТТО под

завалом выполнялись со слоем материала до 10 высот подвижного клина. Следовательно, для режима работы под завалом: $0 \le K_1^{'} \le 10 \Rightarrow A_1^{'} \approx 10$;

2) в режиме транспортирования параметр a_1, входящий в выражение (6.7) для определения коэффициента K_1 и определяющий кривизну функции $K_1=f(H_{сл.i,j})$, изменяется в пределах от 0 до 1; для работы под завалом принято (по аналогии с режимом транспортирования): $0 \le a_1^{'} \le 1$;

3) по утверждению исследователей, при работе под завалом соотношение объема материала, который выталкивается из данной ячейки в предыдущую при внедрении клина, и объема материала, который захватывается при проталкивании, постоянно. Причина этого объяснена тем, что груз в предыдущей ячейке оказывает пассивный подпор материалу в данной ячейке. Пассивный подпор оказывает наиболее сильное влияние при слое, превышающем 5 высот подвижного клина. На этом основании коэффициент K_3, который характеризует «удерживающую» способность неподвижного клина при внедрении подвижного клина, принят постоянным в интервале: $0 < K_3^{'} < 1$.

В результате решения системы уравнений для конкретного материала и высказанных предположений существенно уточнены значения коэффициентов $A_1^{'}$, $a_1^{'}, K_3^{'}$. При этом уравнения (6.6), (6.7) и (6.11) изменили количественно и качественно описание рабочего процесса формирования производительности клиновым ТТО в режиме работы под завалом и представили этот процесс аналогичным по своей сущности транспортному режиму. Такое представление о формирования грузопотока клиновым ТТО, работающим под завалом, может быть принято со многими дополнительными ограничениями, о которых речь пойдет в пункте 6.2.

6.2 Математические модели формирования производительности клинового ТТО

6.2.1 Основная гипотеза поведения штабеля в бункере ПКВН

Ранее выполненными экспериментальными исследованиями установлено

влияние высоты слоя груза $H_{сл}$ над днищем клинового ТТО на формирование объема разового проталкивания материала подвижным клином и, следовательно, на производительность. Необходимо отметить, что высота слоя связана с реальным давлением груза на плоскость его перемещения: с увеличением $H_{сл}$ давление возрастает. Можно было бы остановиться на высоте слоя как на основном определяющем факторе, от которого зависит протекание и результативность процесса транспортирования. Такая позиция сформулирована в работах [107,145-149]. Однако эта гипотеза может быть логически оправданной для транспортирования внутри бункера с прямыми вертикальными бортами, неподвижными в период выгрузки штабеля. Внутри такого бункера давление груза на днище ТТО действительно будет пропорционально высоте слоя над данной ячейкой j в период цикла i. Но такое взаимное положение бункера и клинового ТТО носит частный характер. Реальная ширина ТТО значительно меньше ширины выработки. Горная масса транспортируется из центральной части штабеля, оставаясь неподвижной на бортах. Поэтому в конструкции бункера предусмотрены поворотные борта, перекрывающие расстояние между стенкой горной и наклонными бортами бункера (рисунок 5.8). Борта аккумулируют часть материала и затем выгружают его к центру бункера в зону работы ТТО. Поэтому высота слоя груза не является определяющим фактором при формировании грузопотока.

Такая особенность поведения штабеля приводит к существенному изменению условий формирования объемов и высот слоя над каждой ячейкой после очередного цикла проталкивания [150]. Т.е. решения, полученные в [107,145-149], даже при условии, что объем груза над ячейкой представляет собой условную призму высотой $H_{сл.i,j}$, шириной $B_к$ и длиной Δ, не могут быть использованы при моделировании грузопотока клинового ТТО, встроенного в комплекс ПКВН.

Как уже отмечалось, после выгрузки центральной части штабеля начинается подъем бортов и ссыпание материала к оси ТТО. Этот процесс по длине конвейера является неравномерным, т.к. количество материала на бортах по длине конвейера разное из-за формы штабеля. Следовательно, функция $H_{сл}(x)$, где x – координата поперечного сечения конвейера, является также функцией конструктивных пара-

метров бункера и режима подачи груза от бортов в зону работы ТТО.

В связи с изложенными особенностями сформулирована основная гипотеза: объем груза $V_{вых.i,j}$, выталкиваемый подвижным клином каждой j-й ячейки в произвольном i-м цикле, и производительность ТТО определяются геометрическими параметрами ячейки ($h_п$, $h_н$, Δ, $\beta_п$, $\beta_н$) и нормальным давлением $P_{i,j}$ материала на плоскость днища [151]. Определенное влияние оказывает также касательная составляющая давления (напряжения) $\tau_{i,j}$ в плоскости днища, снижающая эффективность транспортирования материала при проталкивании (рисунок 6.6).

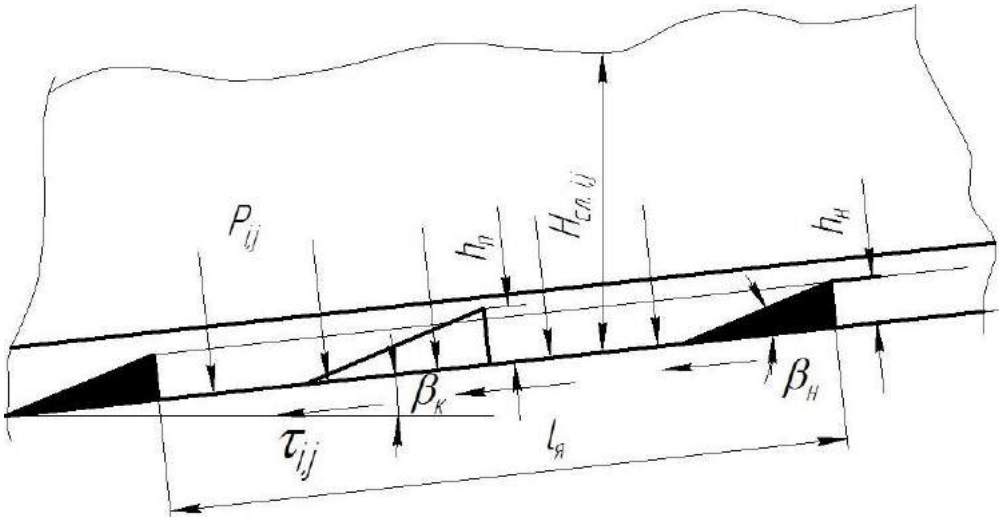


Рисунок 6.6 – Распределение давлений на днище клинового ТТО

В каждой точке плоскости транспортирования (днища) действует фактическое давление $P_{факт.i,j}$, определяемое видом транспортируемого груза, средней высотой и геометрической формой штабеля, расположенного над данной ячейкой, а также наличием и положением наклонных и поворотных бортов. В общем случае задача распределения опорных давлений груза на стенки выработки, борта конвейера и днище ТТО является объемной (трехмерной).

Для целей настоящей работы можно принять допущение: для характеристики положения горной массы в пространстве между стенками выработки и внутренними контурами бункера, в том числе поворотными бортами, достаточно иметь информацию о положении верхней линии профиля штабеля в продольном сечении по оси выработки и в поперечных сечениях, проведенных перпендикулярно оси

выработки через середину каждой ячейки (рисунок 6.7).

В соответствии с этим допущением положение системы «выработка–бункер–штабель» в динамике характеризуется совокупностью дискретных продольных и поперечных профилей штабеля (линий, оконтуривающих штабель в сечении выработки) в каждой *j*-й ячейке и каждом *i*-м цикле.

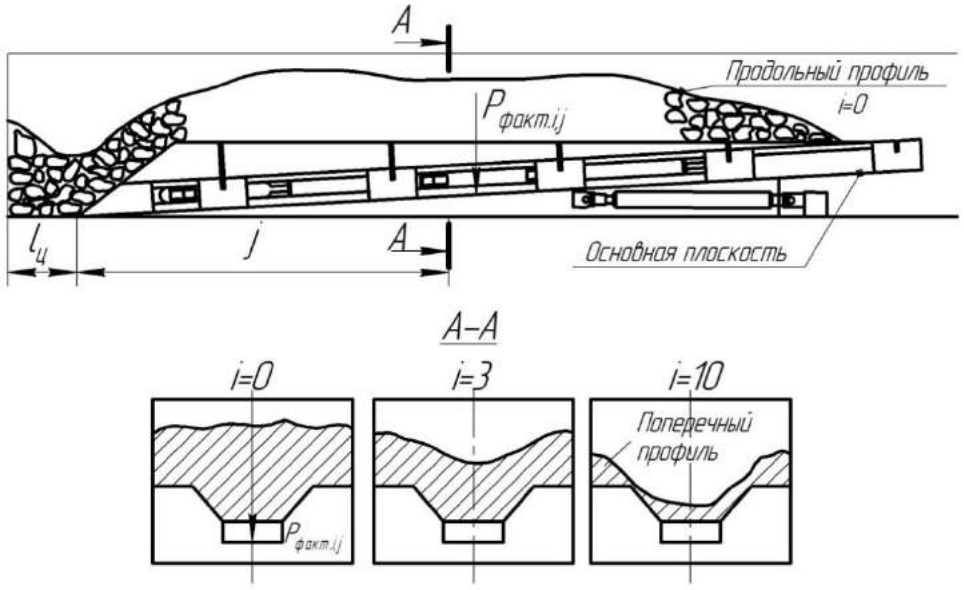


Рисунок 6.7 – Продольный и совокупность поперечных профилей штабеля

Значения функции $L_j=f(j)$ и профилей изменяется дискретно от одной ячейки к другой и от номера цикла проталкивания. Внутри каждого поперечного профиля имеет место уникальное распределение давлений на стенки выработки, борта и днище бункера, определяемое в соответствии с положениями теории сыпучей среды. Распределение давлений $P_{факт.i,j}$ также изменяется от номера ячейки *j* и номера цикла *i*. Помимо изменений профиля штабеля как результата работы ТТО, в процессе выгрузки происходят дополнительные изменения, возникающие при подъеме поворотных бортов и ссыпании с них груза в зону работы ТТО.

Таким образом, в отличие от представлений, описанных и формализованных авторами на начальной стадии исследований работы клинового ТТО под завалом, реальный процесс его работы в составе взрывонавалочного комплекса имеет существенные отличия. Для их описания, вместо высоты слоя как недостаточно информативной величины, необходимо ввести фактическое давление $P_{факт.i,j}$ на

опорную плоскость (днище) клинового ТТО. Величина $P_{факт.i,j}$ определяет напряженное состояние горной массы в зоне формирования объема проталкивания. На основе опытных данных и визуальных наблюдений объем материала на выходе из ячейки $V_{вых.i,j}$, при увеличении $P_{факт.i,j}$ возрастает. Эта зависимость $V_{вых.i,j} = f\left(P_{факт.i,j}\right)$ имеет вид возрастающей функции до некоторого уровня, определяемого предельным давлением на опорную плоскость.

Введем понятие «критическое давление» $P_{кр.i,j}$ горной массы на опорную плоскость (днище) клинового ТТО – это максимальное давление в указанной точке, при увеличении которого объем проталкивания в данном цикле не возрастает. Очевидно, что конкретное значение $P_{кр.i,j}$ зависит от многих независимых факторов, в частности, вида и крупности материала $d_{ср}$, геометрических размеров клиньев $h_п$, $h_н$ и других. Понятие $P_{кр.i,j}$ по своей сущности аналогично понятию «критическая высота штабеля», введенному О.П. Ивановым и экспериментально проверенному В.Г. Сильня [152].

При моделировании работы клинового ТТО с конкретными параметрами $h_п$, $h_н$ с известными свойствами штабеля величина $P_{кр.i,j} = const$. Это в полной мере относится к случаю представления процесса в виде детерминированных соотношений. При стохастическом моделировании, когда значение $d_{ср.i,j}$ переменно в каждой ячейке и в каждом цикле, $P_{кр.i,j}$ также является изменяемой величиной. Таким образом, показатель $P_{кр}$ является одной из основных характеристик рабочего процесса проталкивания материала клиновым ТТО.

Для упрощения учета конкретных свойств горной массы и параметров ТТО при моделировании грузопотока и нагрузок, целесообразно построить зависимости $P_{факт}$ в относительном (безразмерном) виде, т.е. $P_{факт}/P_{кр} = F\left(h_п/d_{ср}\right)$.

6.2.2 Программа исследований

Для обеспечения математического и имитационного моделирования процесса формирования грузопотока клиновым ТТО в режиме работы под завалом необходимо решить следующие частные задачи:

1) разработать методы расчета нормального давления на днище ТТО при произвольной форме начального продольного профиля штабеля с учетом различных фазовых положений горной массы над ТТО и бортами; при этом система «ТТО-борт» должна рассматриваться как бункер с линейным выпускным люком; положение поверхности штабеля над каждой *j*-й ячейкой ТТО изменяется после каждого *i*-го цикла работы и величины подъема бортов;

2) установить значения критического давления $P_{кр}$ горной массы на опорную плоскость для различных сочетаний крупности погружаемого материала $d_{ср}$ и высоты подвижных h_n клиньев;

3) обосновать, на основе теоретических и экспериментальных данных, зависимость $P_{факт}/P_{кр} = F\left(h_n/d_{ср}\right)$;

4) уточнить математические модели поциклового формирования грузопотока на выходах из ячеек с учетом влияния отношения $P_{факт}/P_{кр}$;

5) разработать методику расчетного изменения продольного профиля штабеля и поперечных профилей в отдельных ячейках по мере выгрузки материала по длине клинового ТТО и в результате подъема поворотных бортов; при этом должен соблюдаться баланс между объемом на выходе из последней ячейки $V_{вых.i,J}$ и перераспределением объема по длине и сечениям бункера.

6.2.3 Изменение профиля штабеля в бункере

Рассмотрим общие подходы к описанию процесса и решению задачи изменения профиля штабеля по мере выгрузки материала из бункера клиновым ТТО.

Выход материала из ячеек в общем случае будет иметь различный объем, зависящий от давления груза в каждой ячейке. Изменение профиля груза над ячейкой после очередного проталкивания определяется соотношениями $V_{вых.i\text{-}1,j}$, $V_{вых.i,j}$, $V_{борт.i,j}$, где $V_{борт.i,j}$ – объем груза, попадающего в *j*-ю ячейку после *i*-го цикла за счет поворота бортов (рисунок 6.8). В результате этого высота в *j*-й ячейке изменится. Приращение слоя ΔH за счет поворота бортов зависит от угловой скорости поворота бортов $\omega_б$, ширины поворотных бортов $B_{б.п}$, количества груза на бортах

$V_{борт}$, которое (на двух бортах) определяется по формуле:

$$V_{борт}=2\cdot 0{,}5\cdot B_{б.п}^2\cdot tg\varphi\cdot l_я.$$

Продолжительность рабочего хода в цикле обозначим $t_{прот}$, продолжительность подъема бортов $t_{борт}={}^{\varphi}/_{\omega_б}$. Если $t_{борт} < t_{прот}$, то подъем бортов и высыпание груза $\Delta V_{борт}$ в зону работы ТТО произойдет за один цикл проталкивания.

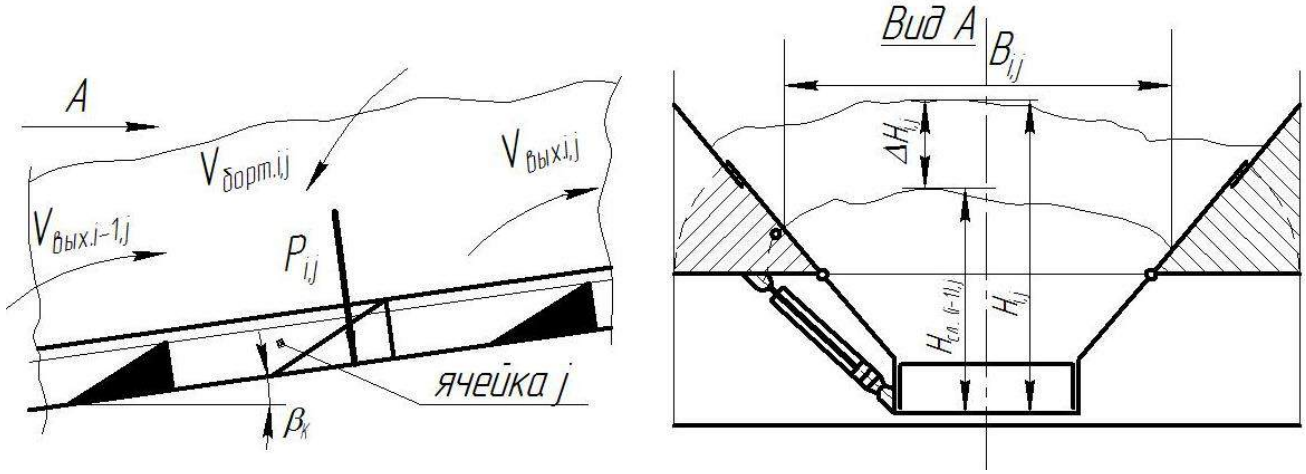


Рисунок 6.8 – Изменение профиля груза и высоты слоя в бункере при повороте бортов

Тогда приращение высоты слоя $\Delta H_{i,j}$ найдем из уравнения:

$$\Delta H_{i,j}^2\cdot tg\varphi\cdot l_я+\Delta H_{i,j}\cdot B_{i,j}\cdot l_я=V_{вых.i\text{-}1,j}-V_{вых.i,j}+V_{борт.i,j}.$$

Если $\varphi = 45^{\circ}$, то справедливо соотношение

$$\Delta H_{сл.i,j}=\sqrt{\frac{V_{вых.i\text{-}1,j}-V_{вых.i,j}}{l_я}+B_{б.п}^2}-0{,}5\cdot B_{i,j}. \qquad (6.17)$$

В этой формуле $B_{б.п}$ является функцией от j или от расстояния ячейки от начала ТТО. Формула (6.17) верна, если в i-м цикле происходит подъем бортов, продолжительность которого $t_{борт} < t_{прот}$, т.е. если ${}^{\varphi}/_{\omega_б} < {}^{\Delta}/_{\upsilon_{прот}}$. Если борта в i-м цикле не поднимают, то $\Delta H_{сл.i,j}$ зависит от разности $V_{вых.i\text{-}1,j}-V_{вых.i,j}$ и ширины штабеля над ТТО, т.е. $B_{i,j}$ в начале i-го цикла. Здесь возможны два варианта.

1. Ширина $B_{i,j}=B_{пр}$, т.е. штабель не опустился до наклонных бортов бункера.

2. Ширина $B_{i,j}<B_{пр}-2B_{б.н}(x)$, т.е. реальная ширина штабеля над клиновым ТТО находится внутри контура с наклонными бортами (рисунок 6.9).

В первом случае

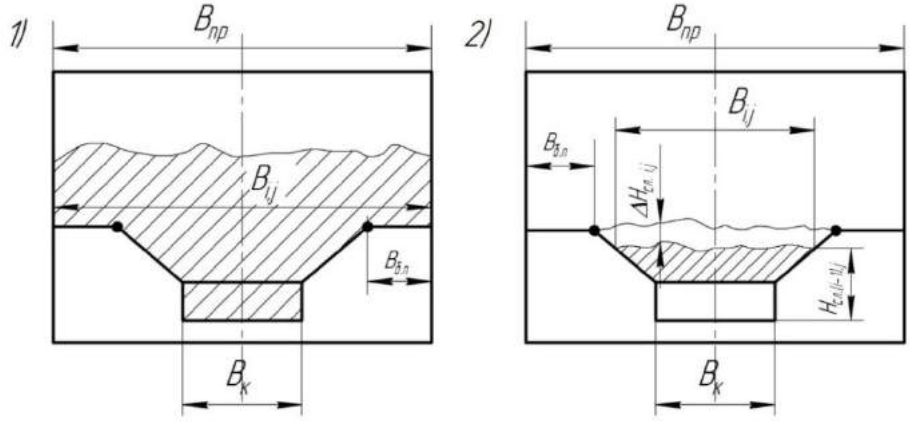


Рисунок 6.9 – Схемы к расчету изменения высоты слоя груза в бункере

$$\Delta H_{сл.i,j}=\left|\frac{V_{вых.i-1,j}-V_{вых.i,j}}{B_{пр}\cdot l_я}\right|.$$

Во втором случае $\Delta H_{сл.i,j}$ находится из решения уравнения:

$$\Delta H_{сл.i,j}\cdot B_{i,j}\cdot l_я+\Delta H^2_{сл.i,j}\cdot tg\beta_{б.н}\cdot l_я=\left|V_{вых.i-1,j}-V_{вых.i,j}\right|. \qquad (6.18)$$

Таким образом, имеем общие правила расчета $\Delta H_{сл.i,j}$ по всей трассе ТТО.

6.2.4 Методы расчета нормального давления на днище ТТО

Нормальное давление P, Н/м^2, передаваемое на днище клинового ТТО, представляет собой функцию многих параметров горной выработки, погрузочно-транспортного модуля (ПТМ), транспортируемой горной массы и переменных, изменяемых в процессе выгрузки материала из бункера, перечисленных ниже.

Параметры погрузочно-транспортного модуля:

– ширина конвейера (ТТО), $B_к$, м;

– высота ТТО по уровню высоты подвижных клиньев, $h_п$, м;

– угол наклона днища конвейера к почве выработки, $\beta_к$, град;

– ширина наклонных бортов, $B_{б.н}$, м;

– угол наклонных бортов к почве выработки (в поперечном сечении выработки по нормали к оси выработки), $\beta_{б.н}$, град;

– ширина поворотных бортов, $B_{б.п}$, м;

– угол поворота при максимальном подъеме поворотных бортов $\beta_{б.п}$, град;

– глубина бункера при $\beta_{б.п}$=0, h_0, м;

– количество ячеек клинового ТТО, J;

– порядковый номер ячейки, j; $1 \le j \le J$; j=1 – ячейка, ближайшая к забою.

Параметры транспортируемой горной массы:

– плотность в разрыхленном состоянии, γ_m, кг/м^3;

– угол внутреннего трения горной массы, φ, град;

– угол трения горной массы о стенки выработки, град, φ_0;

– угол трения горной массы по стали, α_μ, град;

– продольный (начальный) профиль поверхности штабеля после взрывных работ, измеренный по вертикали от уровня днища клинового ТТО, м, $H_{сл.0}(x)$.

Переменные, влияющие на величину и распределение давления P и изменяющие свои значения в процессе выгрузки материала из бункера:

– порядковый номер цикла проталкивания груза клиновым ТТО, i;

– высота слоя по номерам циклов проталкивания и ячейкам $H_{сл.i,j}$, м;

– угол поворота поворотных бортов в зависимости от i, $\beta_{б.п.i}$;

– изменение состояний штабеля в бункере по высоте по мере выгрузки материала (рисунок 6.10):

а) высота слоя $H_{пр} > H_{сл.i,j} > (h_0 + B_{б.п} tg\,\varphi)$, ширина слоя $B_{сл.i,j} = B_{пр}$;

б) высота слоя $(h_0 + B_{б.п} tg\,\varphi) > H_{сл.i,j} > h_0$; ширина слоя $B_{пр} > B_{сл.i,j} > (B_{пр} - 2B_{б.п})$;

в) период подъема поворотных бортов; высота и ширина слоя материала в j-й ячейке после i-го цикла зависят от объема груза, находящегося на бортах, угловой скорости $\omega_б$ поворота бортов и объема груза, выходящего из j-й ячейки в i-м цикле; расчетные значения $H_{сл.i,j}$ и $B_{сл.i,j}$ определяются по методике, приведенной ниже;

г) высота слоя $h_0 > H_{сл.i,j} > h_n$; ширина слоя $(B_{пр} - 2B_{б.п}) > B_{сл.i,j} > B_к$.

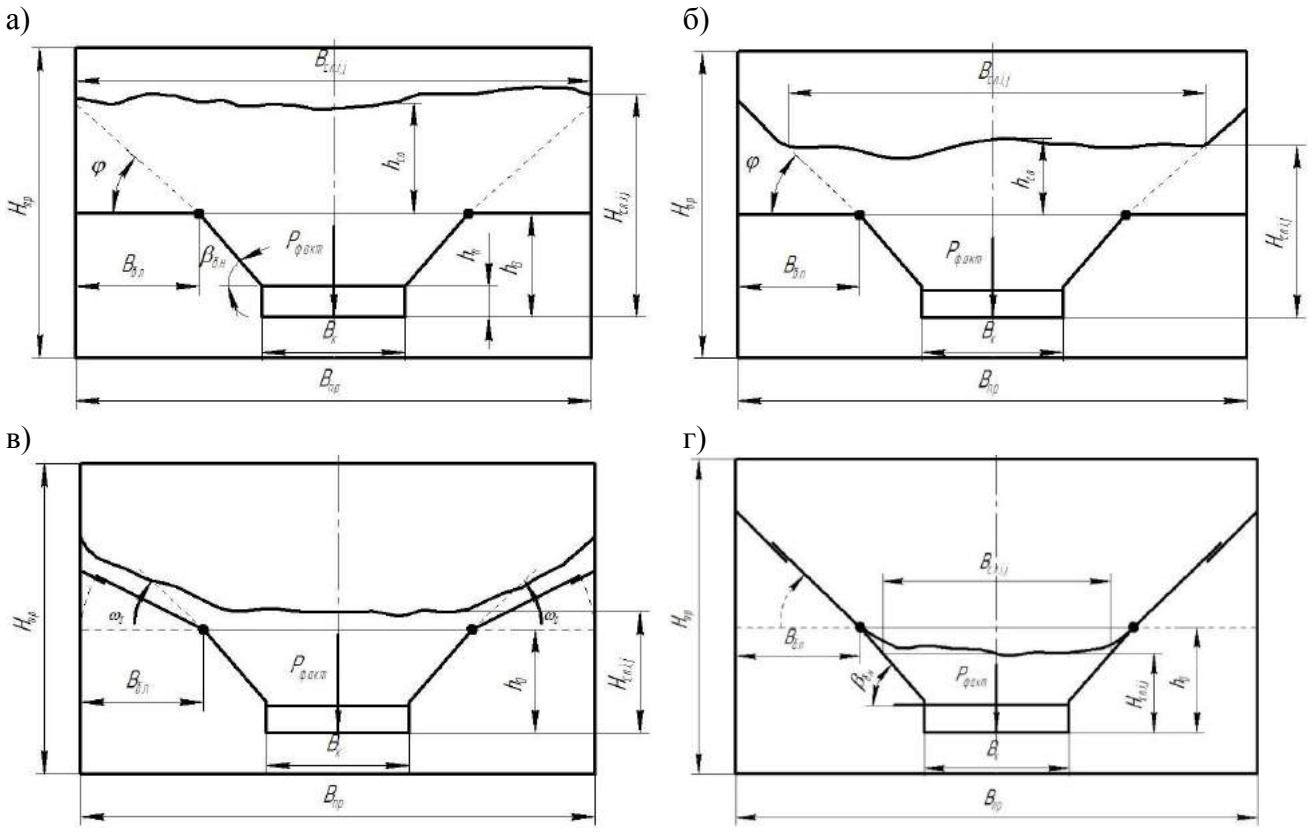


Рисунок 6.10 – Изменение состояний штабеля в бункере

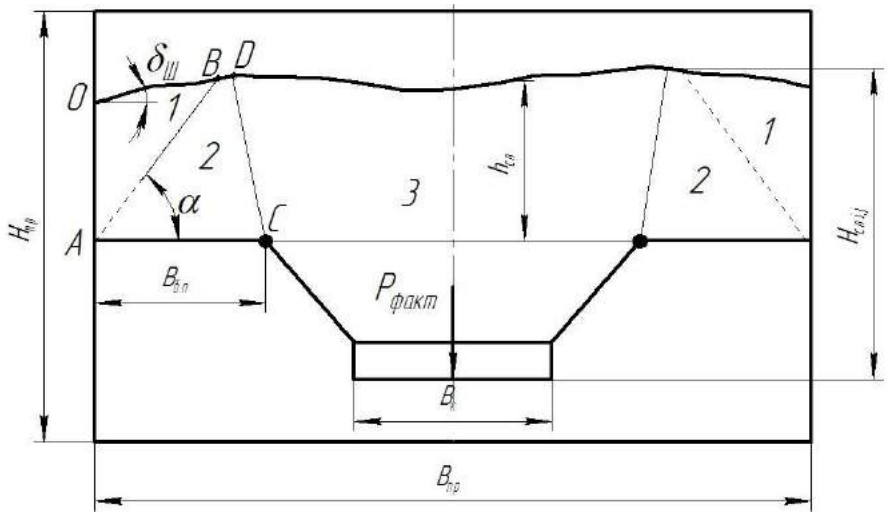


Рисунок 6.11 – Общий порядок расчета давлений на днище клинового ТТО

Расчет давлений горной массы на стенки бункера относится к числу задач механики сыпучей среды [153]. Общий порядок решения задачи по расчету давле-

ний (обозначен цифрами 1, 2, 3) приведен на рисунке 6.11.

Для определения давления на днище клинового ТТО необходимо учесть ряд существенных особенностей взрывонавалочного бункера:

1) переменный профиль штабеля, как продольный, так и поперечный, в отдельных ячейках в процессе выгрузки материала;

2) наличие поворотных бортов, сохраняющих на начальной стадии неподвижное состояние, а затем обеспечивающих интенсивное ссыпание материала.

Вследствие этих особенностей, для выполнения расчета формирования грузопотока путем моделирования, необходимо непрерывно отслеживать поведение поверхности материала, учитывать профиль материала и геометрическую форму внутреннего контура бункера.

Ниже для примера определено давление горной массы на стенки бункера и одновременно положение поверхности скольжения ВС, отделяющей подвижную часть штабеля от неподвижной, опирающейся на борта. Приведен расчет давления на днище ТТО в наиболее общем случае: бункер заполнен на некоторую высоту $H_{сл}$, начальная высота слоя над поворотными бортами $h_{сл}$, угол наклона участка штабеля, примыкающего к стенке выработки – δ, поворотные борта находятся в опущенном состоянии (рисунок 6.11). Задача решена в три этапа:

1) рассмотрено предельное напряженное состояние призмы АОВ, определяются усилия, действующие на подпорную стенку ОА и положение плоскости скольжения АВ;

2) найдено положение плоскости скольжения основной подвижной части штабеля ВС и распределение внутренних давлений между отдельными частями; при этом положение линии скольжения ВС рассмотрено как результат взаимодействия сыпучего тела АВС с плоскостью скольжения АВ;

3) рассмотрено распределение усилий в призме 3 и найдено выражение для расчета давления на днище клинового ТТО.

Во всех этапах решалась плоская задача внутри поперечного сечения выработки, площадью для расчета давления являлось произведение длины ячейки $l_я$ на ширину ТТО $B_к$. Кроме размеров выработки и бункера, включая ширину бортов

$B_{б.п}$, в число исходных данных вошли: плотность материала в разрыхленном состоянии γ_m, угол внутреннего трения φ, угол трения материала о стенки выработки φ_0, угол трения материала о металлические борта α_μ.

Этап 1. Расчет давлений на стенку выработки и сопряженную часть горной массы выполнен на основе графоаналитического метода, предложенного Ш. Кулоном [154, 155]. В этом методе приняты следующие допущения о том, что призма обрушения:

- имеет плоскую поверхность скольжения;
- соответствует максимальному давлению разрыхленной горной массы на ограждающую конструкцию (стенку выработки), поэтому необходимо найти такую поверхность скольжения, при сдвиге по которой давление будет наибольшим.

Экспериментальные исследования, выполненные для подпорных стенок, работающих в грунтовой среде [156], и для ковшей погрузочных машин, работающих в среде кусковой горной массы [152], показали, что ошибка от применения гипотезы Ш. Кулона не превышают 10%.

Рассмотрим силу R_1, действующую на стенку выработки, и R, действующую по линии скольжения АВ (рисунок 6.12). По линиям скольжения силы отклонены от нормали на соответствующие углы трения (рисунок 6.12, а).

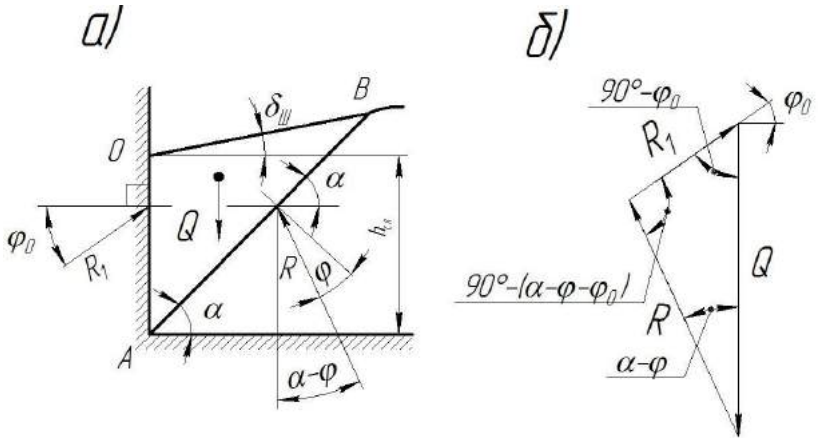


Рисунок 6.12 – Схемы к расчету давления горной массы на стенку выработки и штабель в зоне 2: а – расчетная схема; б – силовой многоугольник.

Здесь и далее, при расчете сил в других зонах штабеля, для удобства изображения на рисунках силы давления показаны как реакции опоры, т.е. имеют противоположно направленные векторы. Однако это не влияет на определение их величин, поскольку их численные значения равны.

Силу R_1, действующую под углом φ_0 к линии подпорной стенки АО, найдем на основе теоремы синусов:

$$R_1 = Q\frac{sin(\alpha-\varphi)}{sin[90^o-(\alpha-\varphi-\varphi_0)]}, \qquad (6.19)$$

где Q – сила тяжести призмы AOB:

$$Q = 0{,}5\gamma_m h_{сл}^2 l_я g \frac{sin\,(90^o+\delta)\cdot cos\alpha}{sin(\alpha-\delta)},$$

тогда выражение (6.19) примет вид:

$$R_1 = 0{,}5\gamma_m h_{сл}^2 l_я g \frac{cos\delta\cdot cos\alpha\cdot sin(\alpha-\varphi)}{sin(\alpha-\delta)\cdot cos(\alpha-\varphi-\varphi_0)}. \qquad (6.20)$$

Для практического использования выражения (6.20) необходимо определить величину угла наклона α линии скольжения AB. Известно [156], что этот угол соответствует максимальному значению давления R_1 на подпорную стенку. Для нахождения R_{1max} возьмем производную по углу α и приравняем полученное выражение к нулю. Предварительно выразим величину R_1 в безразмерной форме:

$$R_{1.отн} = \frac{R_1}{0{,}5\gamma_m h_{сл}^2 l_я g} = \frac{cos\delta\cdot cos\alpha\cdot sin(\alpha-\varphi)}{sin(\alpha-\delta)\cdot cos(\alpha-\varphi-\varphi_0)}. \qquad (6.21)$$

Производная от выражения (6.21) имеет громоздкий вид, поэтому целесообразнее находить решения для $(R_{1.отн})_{max}$ графически или численным методом.

На рисунке 6.13 представлены зависимости $R_{1.отн}(\alpha)$ при $\delta = 20^o$, $\varphi_0 = 30^o$ для углов внутреннего трения φ: 1 – при $\varphi = 40^o$; 2 – при $\varphi = 45^o$; 3 – при $\varphi = 50^o$.

Из графиков видно, что давление на подпорную стенку R_1 имеет четко выраженный максимум. Оптимальное значение угла наклона плоскости скольжения к горизонту α_{max} изменяется в пределах 57-65^o и зависит от угла внутреннего трения горной массы φ. Относительная величина давления на стенку выработки $R_{1.отн}$ существенно зависит от угла внутреннего трения φ и при его увеличении с 40 до 50^o составляет от 0,26 до 0,15 соответственно. Абсолютное значение давле-

ния на стенку выработки R_1 пропорционально плотности разрыхленной горной массы γ_m и квадрату высоты слоя у стенки выработки $h_{сл}$.

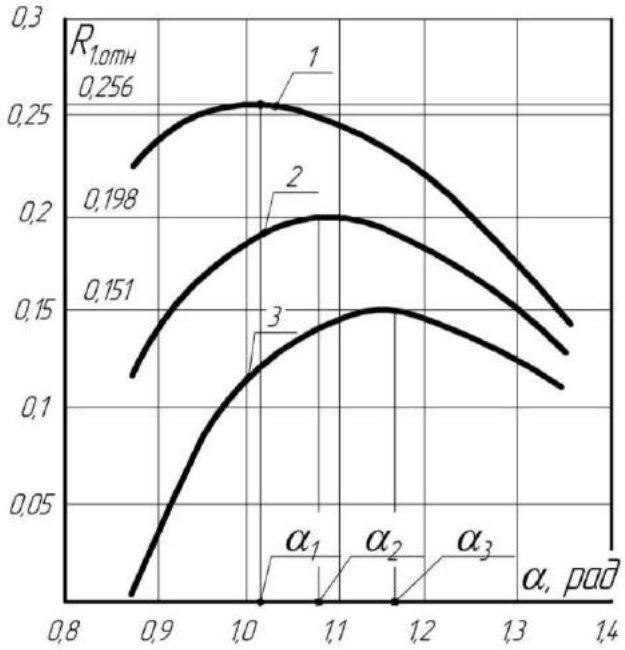


Рисунок. 6.13 – Зависимости силы активного давления горной массы на стенку выработки от угла наклона плоскости скольжения

Из силового треугольника (рисунок 6.12, б) находим также выражение для усилия R – давления призмы AOB на сопряженный массив

$$R_{отн} = \frac{R}{0{,}5\gamma_m h_{сл}^2 l_я g} = \frac{\cos\delta \cdot \cos\alpha \cdot \cos\varphi_0}{\sin(\alpha-\delta)\cdot\cos(\alpha-\varphi-\varphi_0)}. \qquad (6.22)$$

Полученные данные являются исходной информацией для моделирования распределения напряжений в зоне 2 (рисунок 6.11).

Этап 2. Предполагая известной реакцию боковой стенки выработки R_1 рассмотрим равновесие сыпучего тела АОВДС, ограниченное свободной поверхностью ОВД, поворотным бортом АС и предполагаемой плоскостью скольжения CD, наклоненной к горизонту под углом θ. Приложим к нему силу тяжести Q_1, реакции опор R, R_2 и N_1 (рисунки 6.14, 6.15).

Для решения задачи о распределении давлений в зоне 3, в том числе на днище ТТО, необходимо, прежде всего, определить положение линии скольжения CD (рисунок 6.11), отделяющей область предельного наряженного состояния шта-

беля DCGG' от неподвижной части массива OBDCA, и по которой происходит ссыпание горной массы внутрь бункера.

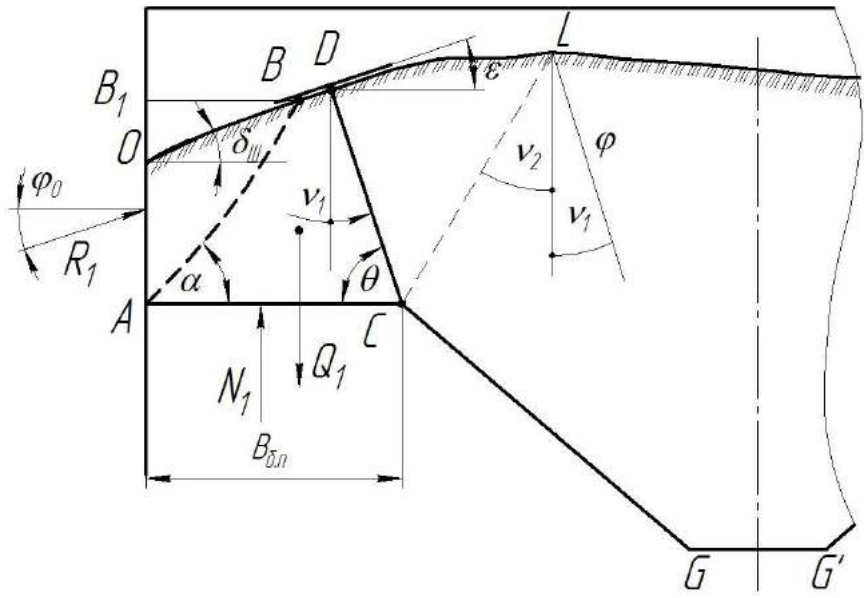


Рисунок 6.14 – Схема к построению линий скольжения, отделяющих зону 2 от зоны 3 методом проф. В.В. Соколовского

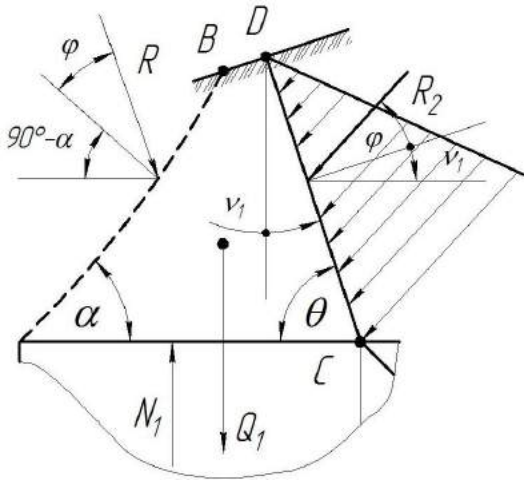


Рисунок 6.15 – Схема к расчету усилий в зоне 2

Положение CD можно определить приближенно на основе теории предельного равновесия сыпучей среды [157]. Здесь и далее, в пределах расчета давлений, точки и усилия, имеющие противоположное положение относительно оси сим-

метрии, будут помечены знаком «'».

Постановка задачи. Пусть дана поверхность произвольной формы, в каждой точке которой угол наклона касательной ε не превышает угол естественного откоса $\varphi_{e.o}$, $|\varepsilon|<\varphi_{e.o}$. На контуре OBDL величина напряжения $\sigma = 0$, т.к. пригрузка (масса груза, расположенного выше рассматриваемого контура) отсутствует. Согласно теории предельного равновесия В.В. Соколовского [157], углы наклона линий скольжения, измеренные от вертикали, определяются по формуле:

$$\nu_{1,2} = \frac{\varepsilon \mp \varphi}{2} \pm \frac{\pi}{4} - \frac{1}{2} arcsin \frac{sin\varepsilon}{sin\varphi}. \qquad (6.23)$$

Если поверхность горизонтальна, $\varepsilon = 0$, формула (6.23) принимает вид

$$\nu_{1,2} = \pm\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right).$$

Изменение углов наклона линий скольжения ν_1 и ν_2 при углах наклона поверхности штабеля $|\varepsilon| = 0\ldots30^o$ и $\varphi = 40\ldots50^o$ показаны на рисунке 6.16.

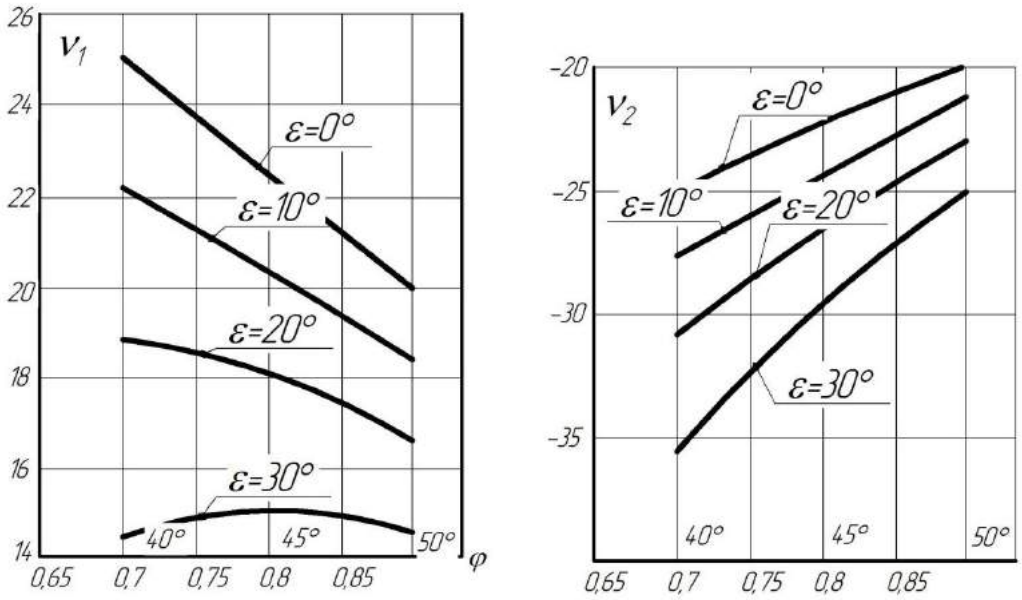


Рисунок 6.16 – Изменение углов линий скольжения от углов поверхности штабеля

В каждом конкретном случае реализуется одна линия скольжения, соответствующая максимальному или минимальному предельному состоянию сыпучей среды. На рисунке 6.15 показано положение линии CD, имеющей угол наклона ν_1 к вертикали, соответствующий углу наклона линии активного давления горной

массы на стенки бункера. Поверхность со следом на плоскости CD отделяет подвижную часть горной массы LDCGG' (рисунок 6.14) от неподвижных боковых частей AOBDC. Определенное положение линии CD позволяет установить распределение давлений по этой поверхности.

Величину силы R_2 находим из соотношения (рисунок 6.15)

$$R \cdot cos\left[90^0\text{-}\left(\alpha\text{-}\varphi\right)\right] = R_2\, cos(\varphi+v_1),$$

откуда

$$R_2 = R\,\frac{sin(\alpha\text{-}\varphi)}{cos(\varphi+v_1)}\,. \qquad (6.24)$$

Аналогично вычисляется сила R_2'. Сила R определяется по формуле (6.22).

Этап 3. Расчет усилий в зонах *а* и *б* (рисунок 6.17) производим в следующей последовательности.

Сначала вычисляем усилие $\boldsymbol{N}_2$ из силового многоугольника, приведенного на рисунке 6.17,а:

$$N_2 = Q_2\text{-}2R_2 \cdot sin(\varphi+v_1), \qquad (6.25)$$

где Q_2 – сила тяжести груза в границах трапеции *DCGG'C'D'* на длину ячейки $l_я$:

$$Q_2 = \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot h_{сл}\left[\left(B_{пр}\text{-}2B_{б.п}\right)+h_{сл} \cdot tgv_1\right]. \qquad (6.26)$$

Для определения давлений на наклонные борта и расчета усилий R_3 в зоне *б* используем методы расчета бункеров, известные из строительной практики [158].

Нормальное давление на наклонный борт (Н/м^2) от силы тяжести горной массы внутри бункера и пригрузки q находим по формуле:

$$p_\Sigma = \frac{q}{cos\,\beta_{б.н}} + p_н, \qquad (6.27)$$

где $p_н$ – нормальное давление в произвольной точке наклонного борта от силы тяжести горной массы, находящейся внутри наклонной части бункера; согласно действующей инженерной методике

$$p_н = p_y\left(cos^2\beta_{б.н} + m \cdot sin^2\beta_{б.н}\right), \qquad (6.28)$$

где m – коэффициент сыпучести горной массы (коэффициент Ренкина),

$$m = \frac{1\text{-}sin\varphi}{1+sin\varphi}; \qquad (6.29)$$

p_y – давление материала (Н/м^2) на горизонтальную площадку, находящуюся на

глубине y от верхнего уровня бункера

$$p_y = \gamma_m \cdot y \cdot g, \tag{6.30}$$

где g – ускорение свободного падения.

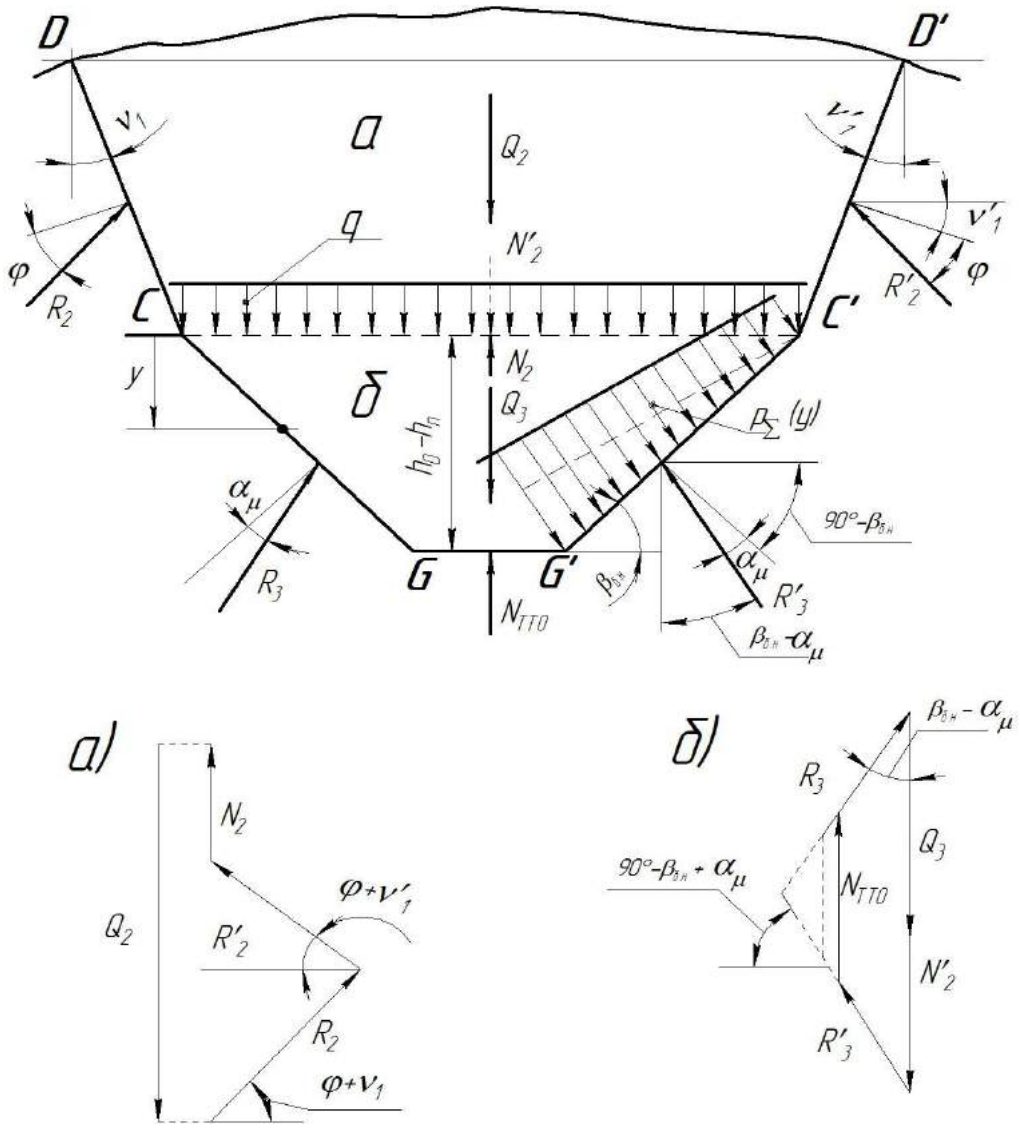


Рисунок 6.17 – Схема к расчету давлений в зоне 3

Распределенную нагрузку q найдем как частное от деления известного усилия Q_2 на площадь, соответствующую ширине бункера и длине одной ячейки, т.е.

$$q = \frac{N_2}{(B_{пр} - 2B_{б.п}) \cdot l_я}. \tag{6.31}$$

Подставляя в (6.27) значения из формул (6.28-6.31), получим зависимость нормального давления p_Σ на наклонные стенки бункера в функции расстояния y:

$$p_{\Sigma}(y)=\frac{N_2}{(B_{пр}-2B_{б.п})\cdot l_я\cdot cos\beta_{б.н}}+\gamma_m\cdot y\cdot g\cdot\left(cos^2\beta_{б.н}+m\cdot sin^2\beta_{б.н}\right). \quad (6.32)$$

Результирующую нормальную составляющую силы R_{3N}, приходящуюся на длину одной ячейки $l_я$, получим из выражения (6.32) интегрированием в пределах изменения $\boldsymbol{y}$ от 0 до $(h_0\text{-}h_n)$:

$$R_{3N}=\int_0^{h_0-h_n}p_{\Sigma}(y)\,dy=$$

$$=\frac{N_2\,(h_0-h_n)\cdot l_я}{(B_{пр}-2B_{б.п})\cdot l_я\cdot cos\,\beta_{б.н}}+\gamma_m\cdot g\cdot\left(cos^2\beta_{б.н}+m\cdot sin^2\beta_{б.н}\right)\frac{(h_0-h_n)^2}{2}\cdot l_я. \quad (6.33)$$

Тангенциальная составляющая $R_{3\tau}$:

$$R_{3\tau}=R_{3N}\cdot tg\alpha_{\mu}. \quad (6.34)$$

Модуль вектора силы R_3 (рисунок 6.17) равен:

$$R_3=\sqrt{R_{3N}^2+R_{3\tau}^2}. \quad (6.35)$$

Зная величину и направление вектора $R_3\approx R_3'$ можно решить конечную задачу – найти суммарную силу давления на днище клинового ТТО (рисунок 6.17, б):

$$P_{факт}=Q_3+N_2\text{-}2R_3\cdot cos\left(\beta_{б.н}\text{-}\alpha_{\mu}\right), \quad (6.36)$$

где сила тяжести Q_3 призмы CGG'C' длиной $l_я$ составит:

$$Q_3=0{,}5\cdot\gamma_m\cdot g\cdot l_я\cdot\left(B_{пр}\text{-}2B_{б.п}+B_к\right)\cdot(h_0\text{-}h_n) \quad (6.37)$$

Таким образом, последовательное применение изложенных методов позволяет рассчитать изменение давлений на днище по номерам ячеек и циклам работы клинового ТТО. При этом необходимо для каждого i-го цикла и j-ой ячейки прогнозировать положение профиля штабеля внутри контура выработки и бункера. Закономерности изменения давлений, действующих на днище ТТО, позволяют определить объем груза на выходе из каждой ячейки и техническую производительность клинового ТТО в целом.

6.2.5 Расчет критического давления на днище конкретной ячейки

Как показано ранее, критическое давление $P_{кр}$, Па, представляет собой предельную величину, выше которой увеличение давления не приводит к росту объема проталкивания на выходе груза из ячейки. Величина $P_{кр}$ зависит от соотноше-

ния высоты клина h_n или $h_н$ и среднего размера куска $d_{ср}$ и для детерминированного описания формирования $V_{вых.i,j}$ является величиной постоянной. Таким образом, для процесса моделирования грузопотока на выходе произвольной j-й ячейки по завершении i-го цикла проталкивания критическое давление принимает два значения: $P_{кр.п}$ – для оценки проталкивающих свойств подвижного клина и $P_{кр.н}$ – для оценки тормозящих свойств неподвижного клина. Значение $P_{кр}$ задается в функции соотношения $d_{ср}/h$, единицей измерения является сила тяжести груза в пределах ячейки P_0, т.е.

$$P_{0п}=B_к \cdot l_я \cdot h_п \cdot \gamma_m \cdot g, \quad P_{0н}=B_к \cdot l_я \cdot h_н \cdot \gamma_m \cdot g.$$

В общем случае, имея в виду высоту одного из клиньев h, масштабная единица критического давления запишется в виде:

$$P_0=B_к \cdot l_я \cdot h \cdot \gamma_m \cdot g. \qquad (6.38)$$

Соотношение $(P_{кр}/P_0)=F(d_{ср}/h)$ по предварительным экспериментальным данным имеет вид возрастающей степенной зависимости

$$\frac{P_{кр}}{P_0}=2{,}5\left(\frac{d_{ср}}{h}\right)^{0{,}85}+1,$$

проходящей через точки $O(0;1)$, $A(1;\ 3{,}5)$; $B(2;\ 6)$; $C(3;7{,}5)$ и представленной графически на рисунке 6.18.

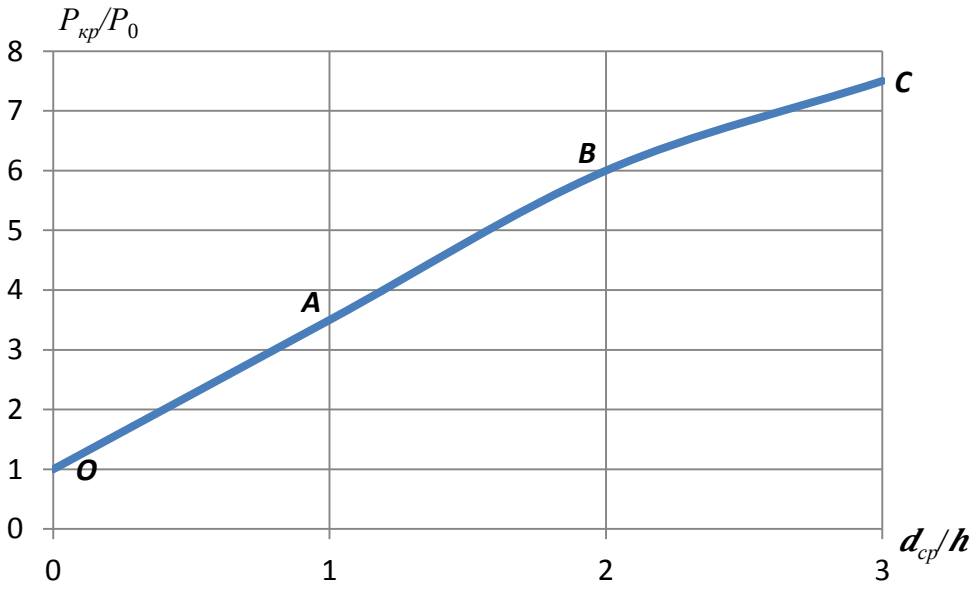


Рисунок 6. 18 – Зависимость относительной величины критического давления $\frac{P_{кр}}{P_0}$ от соотношения среднего размера куска $d_{ср}$ к высоте клина h

Таким образом, при моделировании грузопотока на выходе ячеек величину критического давления необходимо подставлять в виде:

$$P_{кр.п} = P_0[2{,}5\left(\frac{d_{ср}}{h_п}\right)^{0{,}85} + 1]\,, \tag{6.39}$$

$$P_{кр.н} = P_0\left[2{,}5\left(\frac{d_{ср}}{h_н}\right)^{0{,}85} + 1\right]. \tag{6.40}$$

6.2.6 Математические модели формирования грузопотока клиновым ТТО в соответствии с гипотезой влияния нормального давления на объем выхода груза из каждой ячейки

Как показано выше, единственной объективной характеристикой состояния горной массы в ячейке является фактическое давление на опорную поверхность клинового ТТО – $P_{факт.i,j}$, которое определяется методами теории сыпучей среды и зависит от свойств погружаемого материала и формы поверхности внутри контура «выработка–бункер–ТТО». В момент реализации i-го цикла в j-й ячейке имеем значение дискретной функции $P_{факт.i,j}$, в том числе при i=0, т.е. в начале процесса. Для упрощения расчетов принято, что в каждой ячейке средняя высота слоя $H_{сл.i,j}$ = const, т.е. решается плоская задача в продольной и поперечной плоскостях.

По мере выгрузки материала из ячейки, объем материала над ней изменяется на величину

$$\Delta V_{i,j} = V_{вых.i,j-1} - V_{вых.i,j}. \tag{6.41}$$

Из-за этого происходит изменение высоты слоя над опорной поверхностью на $\Delta H_{i,j}$, величина которой зависит от первоначального поперечного сечения груза в ячейке. Для нахождения $\Delta H_{i,j}$ необходимо найти положение линий скольжения в бункере и геометрически определить новый профиль горной массы. Таким образом возникает задача построения зависимости $\Delta H_{i,j} = f(\Delta V_{i,j})$, причем эта задача должна отдельно решаться как для стационарной части сечения бункера, так и для различных положений поворотных бортов – горизонтального и при подъеме.

В каждом цикле необходимо определять $V_{вых.i,j}$, зависящий от:

– состояния штабеля и его влияния на процессы захвата груза и перетекание

его через неподвижный клин;

– торможения потока груза при внедрении подвижных клиньев;

– размеров клиньев $h_п$, $h_н$, $\beta_п$, $\beta_н$ и среднего размера куска $d_{ср}$.

В отличие от транспортного режима, величина $V_{вых.i,j}$ является функцией не высоты слоя $H_{сл.i,j}$, а фактического давления $P_{факт.i,j}$, причем это влияние проявляется в зависимости от величины так называемого критического давления $P_{кр}$, понятие которого введено ранее. Для данного штабеля горной массы и параметров $h_п$, $h_н$, $\beta_п$, $\beta_н$ и $d_{ср}$ – $P_{кр}$ = const. Значению $P_{кр}$ соответствует критическая высота штабеля $H_{кр}$ (рисунок 6.19).

Значения критических давлений устанавливаются экспериментально для данного вида материала и крупности горной массы.

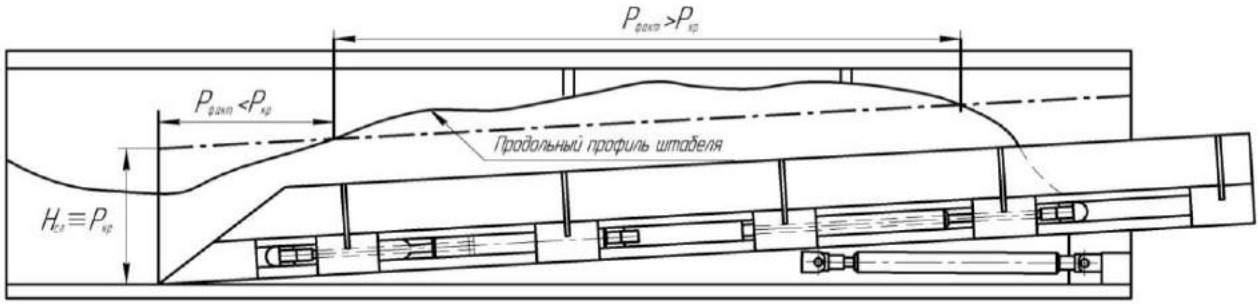


Рисунок 6. 19 – Распределение зон критического давления по длине штабеля

При свободном формировании груза в ячейке критическое давление пропорционально величине (4÷5) $d_{ср}$, такое же значение имеет и высота сдвигаемого слоя. С ростом объема и высоты груза над плоскостью клинового ТТО предельная высота сдвигаемого слоя возрастает до некоторого предела в функции нормального давления, после чего не увеличивается.

Учитывая результаты исследования процесса в транспортном режиме, можно уточнить математические модели (6.2-6.4) для режима работы под завалом. Их общий вид остается прежним, однако порядок определения компонентов скорректирован с учетом высказанной гипотезы.

В частности, эквивалентная высота слоя в ячейке

$$h_{эп}=0{,}5h_n\left(1+\frac{d_{ср}}{h_n}+\frac{0{,}1}{\frac{d_{ср}}{h_n}}\right)=0{,}5h_n\left(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}\right), \quad (6.42)$$

где K_{dh} – коэффициент, характеризующий среднюю крупность кусков горной массы по отношению к высоте подвижного клина h_n.

Формулу (6.2) можно представить в следующем развернутом виде:

$$V_{вых}=0{,}5h_n\left(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}\right)\cdot\Delta\cdot B_к\cdot K_1\cdot K_2\cdot K_3\cdot K_4\cdot K_\beta. \quad (6.43)$$

Если в качестве базовой величины принять полезный объем ячейки

$$V_0=h_n\cdot\Delta\cdot B_к,$$

то объем груза на выходе можно представить в безразмерной форме

$$K_V=\frac{V_{вых}}{V_0}=0{,}5\left(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}\right)\cdot K_1\cdot K_2\cdot K_3\cdot K_4\cdot K_\beta, \quad (6.44)$$

где K_1, K_2, K_3, K_4, K_β – коэффициенты, учитывающие влияние соотношений фактического давления $P_{факт}$ к критическому (K_1 и K_3), углов заострения клиньев к углу трения породы по металлу (K_2 и K_4) и угла наклона днища конвейера к горизонту $\beta_к$ (K_β). Выражения для коэффициентов K_2, K_4 и K_β приводятся соответственно в формулах (6.9), (6.11) и (6.13).

Выполним преобразование коэффициентов K_1 и K_3. В соответствии с основной гипотезой (пункт 6.2.1) в выражениях (6.7) и (6.11) необходимо заменить отношение высот слоя на отношение давлений – фактического $P_{факт}$ и критического $P_{кр}$. Тогда коэффициенты K_1 и K_3 примут вид:

$$K_1=A_1\left[1-e^{-\left[a_1\frac{P_{факт}}{P_{кр.п.}}\right]^2}\right], \quad (6.45)$$

$$K_3=e^{-\left[a_3\frac{P_{факт}}{P_{кр.н}}\right]^2}. \quad (6.46)$$

Целью дальнейших преобразований выражений (6.45) и (6.46) является оценка влияния отношения $P_{факт}$ к $P_{кр}$ и относительного размера крупности кусков K_{dh} на проталкивающую (K_1) и удерживающую (K_3) способность клиньев. Подставим выражения (6.39) и (6.40) в (6.45) и (6.46) соответственно:

$$K_1 = A_1 \left[1 - e^{-\left[a_1 \frac{P_{факт}}{P_{0.n}\left(2{,}5 K_{dh}^{0{,}85} + 1\right)} \right]^2} \right],$$

$$K_3 = e^{-\left[a_3 \frac{P_{факт}}{P_{0.н}\left(2{,}5 \left(\frac{d_{ср}}{h_н} \right)^{0{,}85} + 1 \right)} \right]^2}.$$

В целях унификации соотношений для K_1 и K_3 в дальнейших выводах принято, что геометрические формы подвижных и неподвижных клиньев подобны и отличаются только высотой. Т.е. $\beta_п = \beta_н$, а $\frac{h_п}{h_н} = K_{пн} \geq 1$. С учетом принятых упрощений при $K_{пн}$=1,2 и обозначив $\frac{P_{факт}}{P_{0.n}} = X_p$, получим

$$P_{0.n} = B_к \cdot l_я \cdot h_п \cdot \gamma_m \cdot g \text{ , Н,}$$

$$P_{0.н} = B_к \cdot l_я \cdot h_п \cdot \gamma_m \cdot g \cdot \frac{1}{K_{пн}} = \frac{P_{0.n}}{K_{пн}} \text{ , Н,}$$

$$K_1 = A_1 \left[1 - e^{-\left[\frac{a_1 X_p}{\left(2{,}5 K_{dh}^{0{,}85} + 1 \right)} \right]^2} \right], \qquad (6.47)$$

$$K_3 = e^{-\left[\frac{1{,}2 X_p}{\left(2{,}92 K_{dh}^{0{,}85} + 1 \right)} \right]^2}. \qquad (6.48)$$

Подставляя в (6.44) выражения (6.47), (6.48), а также (6.9), (6.11) и (6.12), получим выражение для расчета объема груза на выходе из произвольной ячейки клинового ТТО (индексы *i* и *j* опущены):

$$K_V = \frac{V_{вых}}{V_0} = 0{,}5 \left(1 + K_{dh} + \frac{0{,}1}{K_{dh}} \right) \cdot \left(1 - 0{,}1 \left(\frac{tg\beta_п}{tg\alpha_\mu} \right) \right) \cdot \left(1 - 0{,}187 \left(\frac{tg\beta_н}{tg\alpha_\mu} \right) \right) \times$$

$$\times \left(1 - 0{,}33 \beta_к \right) \cdot A_1 \left[1 - e^{-\left[\frac{a_1 X_p}{\left(2.5 K_{dh}^{0{,}85} + 1 \right)} \right]^2} \right] \cdot e^{-\left[\frac{1{,}2 X_p}{\left(2{,}92 K_{dh}^{0{,}85} + 1 \right)} \right]^2}. \qquad (6.49)$$

Формула (6.49) представляет собой универсальное соотношение в безразмерной форме, позволяющее исследовать зависимость производительности клинового ТТО, входящего в состав ПКВН, от основных влияющих факторов: X_p;

K_{dh}; $\beta_к$; отношения углов $\beta_п$ и $\beta_н$ к углу α_μ – $\left(\frac{\beta_п}{\alpha_\mu}\right)$ и $\left(\frac{\beta_н}{\alpha_\mu}\right)$.

Для получения абсолютных значений $V_{вых}$ необходимо знать конструктивные параметры конвейера: $B_к$, $h_п$, $h_н$, Δ, $l_я$ и свойства горной массы γ_m и $d_{ср}$.

Вместе с тем, расчеты по формуле (6.49) не в полной мере отвечают экспериментальным данным в отношении влияния среднего размера куска. Как показано ранее, выражение (6.49) построено на зависимости объема проталкивания от высоты слоя груза, полученной для работы ТТО в транспортном режиме [140], но влияние высоты слоя в этом соотношении заменено влиянием фактического давления на днище конвейера. Тем не менее, недостатки базового соотношения, показанные в пункте 6.1.1.1 и на рисунке 6.4, будут проявляться и в формуле (6.49).

На рисунке 6.20 для примера показана зависимость абсолютного значения массы груза G_V, кг, на выходе ТТО за цикл проталкивания от соотношения среднего размера куска к высоте подвижного клина K_{dh}, рассчитанная для физической модели при следующих условиях: $X_p = 5$; $V_0 = 3{,}75 \cdot 10^{-3}$ м^3; $h_п = 0{,}05$ м; $K_\beta = 0{,}97$; K_2=0,93; K_4=0,87.

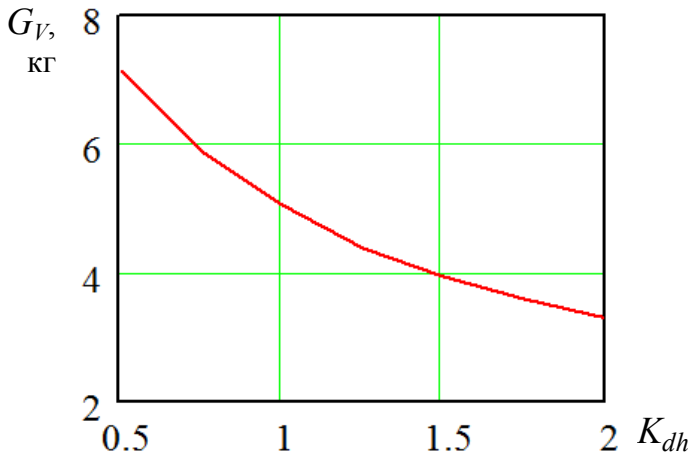


Рисунок 6.20 – Зависимость массы груза в единичном проталкивании клиновым ТТО от относительной крупности кусков транспортируемого материала

Как видно из графика, объем проталкивания уменьшается с ростом крупно-

сти кусков. Это противоречит экспериментальным данным [138] и данным, полученным на физической модели (пункт 6.4.3), что свидетельствует о необходимости корректировки математической модели (6.49). На основе результатов экспериментальных исследований адекватная математическая модель объема единичного проталкивания имеет вид:

$$K_V=\frac{V_{вых}}{V_0}=0{,}5\left(1+K_{dh}+\frac{0{,}1}{K_{dh}}\right)\cdot\left(1\text{-}0{,}1\left(\frac{tg\beta_n}{tg\alpha_\mu}\right)\right)\cdot\left(1\text{-}0{,}187\left(\frac{tg\beta_н}{tg\alpha_\mu}\right)\right)\times$$

$$\times\left(1\text{-}0{,}33\beta_к\right)\cdot A_1\left[1\text{-}e^{-\left[\frac{a_1X_p}{\left(2.5K_{dh}^{0{,}85}+1\right)}\right]^2}\right]\cdot e^{-\left[\frac{1{,}2X_p}{\left(2{,}92K_{dh}^{0{,}85}+1\right)}\right]^2}\cdot K_{dh}\,. \qquad (6.50)$$

На рисунке 6.21 приведены результаты моделирования, выполненные по соотношению (6.50). Зависимости на рисунке 6.21 получены при следующих исходных данных: углы заострения клиньев $\beta_н=\beta_n=35^o$; угол трения породы по металлу $\alpha_\mu=30^o$; угол наклона днища к горизонту $\beta_к=3^o$; коэффициенты влияния углов $K_\beta=0{,}97$, $K_2=0{,}918$, $K_4=0{,}846$; постоянные коэффициенты $A_1=10$; $a_1=0{,}38$.

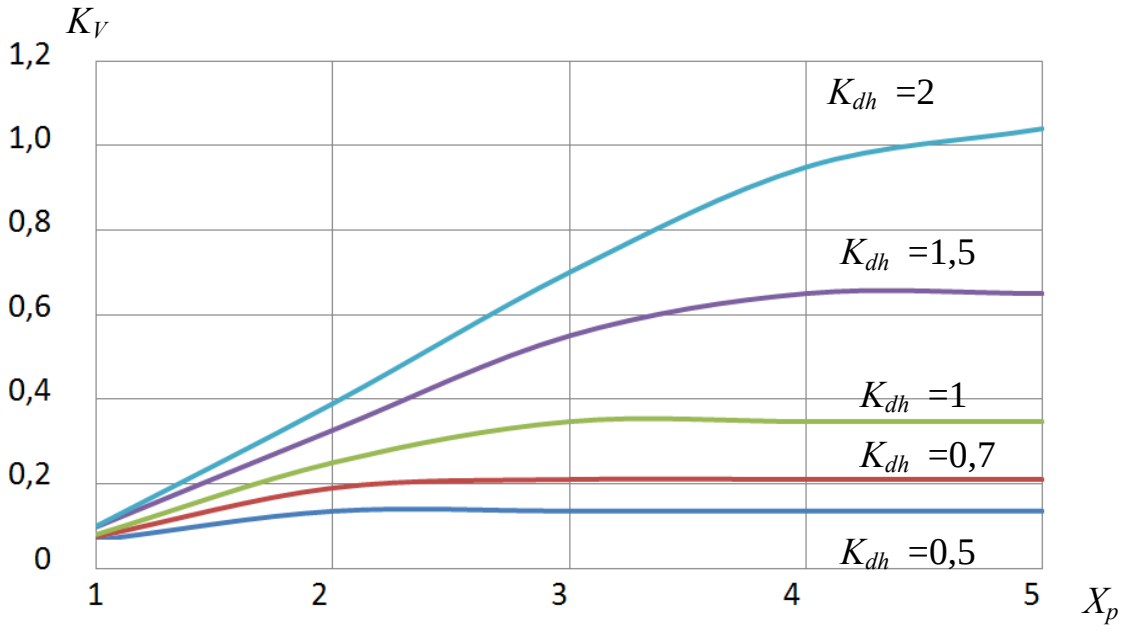


Рисунок 6.21 – Относительный объем единичного проталкивания K_V в функции относительной величины давления на днище ТТО X_p и относительной крупности кусков транспортируемого материала K_{dh}

Как видно из результатов расчетов, при увеличении давления на днище, масса груза за цикл проталкивания возрастает до некоторого значения, а затем стабилизируется. Значение X_p, при котором начинается стабилизация производительности, зависит от крупности кусков материала. С ростом K_{dh} объем единичного проталкивания возрастает, что соответствует экспериментальным данным.

Математическая модель (6.50) может быть принята за основу при параметрической оптимизации погрузочно-транспортного модуля ПКВН и разработке алгоритма моделирования формирования грузопотока каждым из J клиньев по номерам циклов.

6.3 Алгоритм и результаты математического моделирования формирования грузопотока клиновым ТТО

6.3.1 Алгоритм моделирования формирования грузопотока

Задача этой части работы: на основе результатов численного эксперимента установить зависимость грузопотока на выходе J-ой ячейки $V_{вых.i,J}$ от величины нормального давления $P_{факт.i,j}$ и номера цикла проталкивания i для конкретных условий эксплуатации, параметров ТТО и бункера, и оценить адекватность математических моделей и полученных зависимостей экспериментальным данным.

Перечень необходимых исходных данных приведен в таблице. 6.1.

Таблица 6.1 – Исходные данные к моделированию грузопотока

№ п/п	Наименование показателей	Обозначение	Единица измерения	Численное значение
	2	3	4	5
1. Показатели, относящиеся ко всему процессу				
1.1	Порядковый номер цикла проталкивания	i	-	0,1,2,…,I
1.2	Порядковый номер (от забоя) ячейки клинового ТТО	j	-	1,2...,9
1.3	Общий объем породы, загруженный в бункер	$V_{сумм}$	м^3	0,92
2. Показатели, относящиеся к свойствам горной массы				
2.1	Плотность в разрыхленном состоянии	γ_m	кг/м^3	1400
2.2	Средний / максимальный размер куска	$d_{ср}/ d_{max}$	м	0,05/0,12
2.4	Крепость породы по шкале Протодьяконова	f	-	10
2.5	Временное сопротивление сжатию	$\sigma_{сж}$	МПа	140
2.6	Угол внутреннего трения	φ	град.	42
2.7	Угол естественного откоса	$\varphi_{е.о}$	град.	40

Продолжение таблицы 6.1

1	2	3	4	5
2.8	Угол трения породы о стенку выработки (стекло)	φ_0	град.	16
2.9	Угол трения породы по стали	α_μ	град.	30
2.10	Начальная (i=0) усредненная высота штабеля от уровня днища ТТО, распределенная по номерам ячеек от j=0 до j=J	$H_{сл.0,1}$	м	0,38
		$H_{сл.0,2}$		0,43
		$H_{сл.0,3}$		0,45
		$H_{сл.0,4}$		0,50
		$H_{сл.0,5}$		0,47
		$H_{сл.0,6}$		0,35
		$H_{сл.0,7}$		0,28
		$H_{сл.0,8}$		0,15
		$H_{сл.0,9}$		0,10
3. Показатели, относящиеся к конструкции клинового ТТО и бункера				
3.1	Внутренняя ширина клинового ТТО	$B_к$	м	0,30
3.2	Высота подвижного/ неподвижного клина	$h_п$ / $h_н$	м	0,05/0,04
3.3	Угол заострения подвижного и неподвижного клина	$\beta_п$, $\beta_н$	град.	35
3.4	Длина подвижного/ неподвижного клина	$l_к$ / $l_н$	м	0,066/0,057
3.5	Длина ячейки клинового ТТО	$l_я$	м	0,373
3.6	Количество ячеек клинового ТТО	J	-	9
3.7	Угол наклона днища ТТО к почве выработки	$\beta_к$	град.	3
3.8	Ширина наклонных бортов	$B_{б.н}$	м	0,125
3.9	Угол наклонных бортов	$\beta_{б.н}$	град.	50
3.10	Ширина поворотных бортов	$B_{б.п}$	м	0,244
3.11	Максимальный угол наклона поворотных бортов	$\beta_{б.п}$	град.	50
3.12	Ширина бункера по габаритам опущенных поворотных бортов (ширина выработки)	$B_{пр}$	м	1,05
3.13	Продолжительность рабочего/ холостого хода ТТО	$T_{рх}$/ $T_{хх}$	с	6/6
3.14	Ход клинового ТТО за цикл	Δ	м	0,25

При расчете каждого $V_{вых.i,j}$ необходимо вычислять усредненный продольный профиль штабеля, т.е. высоту штабеля над днищем клинового ТТО. Продольный профиль задается в виде линейной матрицы значений $H_{сл.i,j}$, измеренных от опорной плоскости клинового ТТО с шагом, равным длине ячейки $l_я$. Количество значений равно J (таблица 6.2).

Таблица 6.2 – Форма матрицы дискретных профилей материала в бункере

Номер цикла, i	Номер ячейки, j						
	1	2	3	...	...	J-1	J
0	$H_{сл.0,1}$	$H_{сл.0,2}$	$H_{сл.0,3}$	...	...	$H_{сл.0,J\text{-}1}$	$H_{сл..0,J}$
1	$H_{сл.1,1}$	$H_{сл.1,2}$	$H_{сл.1,3}$	...	...	$H_{сл.1,J\text{-}1}$	$H_{сл..1,J}$
2	$H_{сл.2,1}$	$H_{сл.2,2}$	$H_{сл.2,3}$	...	...	$H_{сл.2,J\text{-}1}$	$H_{сл..2,J}$
...	...	...	...	...	...	...	...
I-1	$H_{сл.I\text{-}1,1}$	$H_{сл.I\text{-}1,2}$	$H_{сл.I\text{-}1,3}$	...	...	$H_{сл.I\text{-}1,J\text{-}1}$	$H_{сл..I\text{-}1,J}$
I	$H_{сл.I,1}$	$H_{сл.I,2}$	$H_{сл.I,3}$	...	...	$H_{сл.I,J\text{-}1}$	$H_{сл..I,J}$

Значения формируются до начала расчета при i=0 и далее по завершении каждого цикла «холостой ход - проталкивание».

Для каждого значения $H_{сл.i,j}$ оценивается положение уровня груза в бункере по отношению к характерным конструктивным уровням (рисунок 6.22):

0-0 – уровень днища; для каждой ячейки уровень 0-0 по отношению к почве выработки различен, т.к. конвейер установлен под углом $\beta_к$ к горизонту;

I-I – уровень верхнего габарита ТТО – подвижного клина; $H_{I\text{-}I}=h_n$;

II-II – уровень верхней кромки наклонных бортов; $H_{II\text{-}II}=h_0$;

III-III – уровень верхней точки материала, находящегося на опущенных поворотных бортах перед их подъемом; $H_{III\text{-}III}=h_0+1{,}2(B_{б.п}\cdot tg\varphi)$; 1,2 – коэффициент, учитывающий выдвижение консолей поворотных бортов;

IV-IV – уровень кровли выработки, $H_{IV\text{-}IV}=H_{пр}-H_к(x)$; $H_к(x)$ – расстояние от почвы выработки до уровня днища в функции координаты продольного сечения конвейера, м.

Еще один уровень $H_б$ образуется после полного подъема бортов на угол $\beta_{б.п}$ и высыпания в бункер объема материала $V_{борт}=B_{б.п}^2\cdot tg\varphi\cdot l_я$. Борта поднимаются сразу по всей длине ТТО, когда во всех ячейках уровень $H_{сл.i,j}\le h_0$.

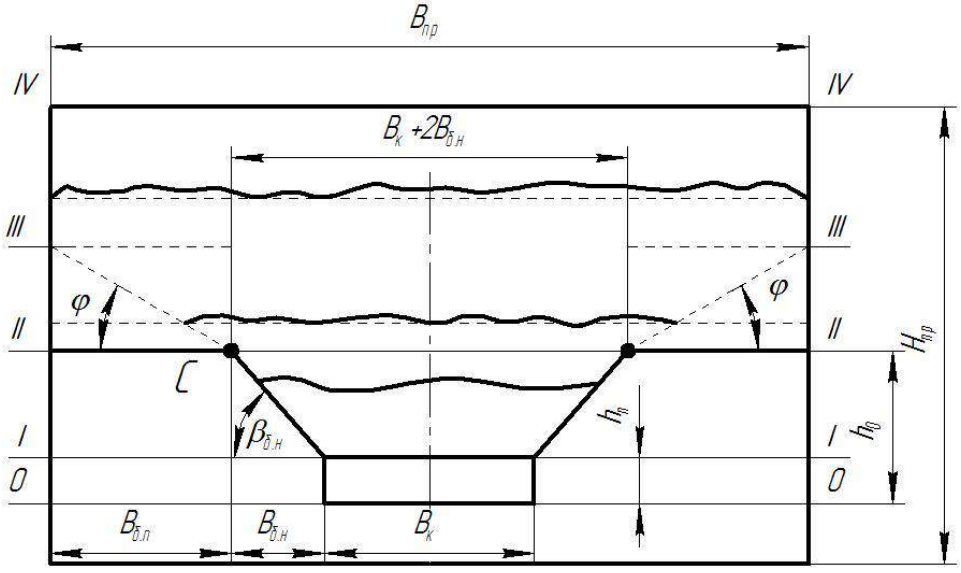


Рисунок 6.22 – Характерные конструктивные уровни в поперечном сечении бункера с клиновым ТТО

Изменение объема груза в *j*-ой ячейке по окончании *i*-го цикла независимо от уровня груза над данной ячейкой определяется разностью $\Delta V_{i,j}=V_{вых.i,j\text{-}1}-V_{вых.i,j}$, которая может быть положительной, отрицательной или равной нулю. Соответственно этому, величина изменения уровня груза в данной ячейке $\Delta H_{i,j}$ также может быть условно положительной $\Delta H_{i,j+}$ (т.е. по окончании *i*-го цикла $H_{сл.i,j}$ увеличится и станет равным $H_{сл.i,j}+\Delta H_{i,j+}$), условно отрицательной $\Delta H_{i,j-}$ (т.е. по окончании *i*-го цикла $H_{сл.i,j}$ уменьшится и станет равным $H_{сл.i,j}-\Delta H_{i,j-}$), или равной нулю.

Давление $P_{факт.i,j}$ и величина $\Delta H_{i,j}$ после завершения очередного цикла, в зависимости от уровня груза в ячейке, вычисляются по-разному. Математические модели для расчета зависят от предыдущего значения $H_{сл.i,j}$ и знака ния $\Delta V_{i,j}$:

а) если уровень груза находится между линиями III и IV (рисунок 6.22) и соответствует условию $[h_0 + 1{,}2(B_{б.п}\cdot tg\varphi)] \le H_{сл.i,j} \le H_{пр} - H(x)$, то с учетом знака $\Delta V_{i,j}$

$$\Delta H_{i,j\pm}=\frac{\Delta V_{i,j\pm}}{B_{пр}\cdot l_{я.}}; \qquad (6.51)$$

б) если уровень груза находится между линиями II и III и соответствует условию $h_0 \le H_{сл.i,j} \le [h_0+1{,}2(B_{б.п}\cdot tg\varphi)]$, то:

– при $\Delta V_{i,j}>0$, величина ΔH_+ (здесь и далее индексы *i* и *j* опущены) находится из уравнения:

$$\Delta V=\left[B\cdot\Delta H+2\left(\frac{1}{2}\cdot\Delta H^2\cdot ctg\varphi\right)\right]\cdot l_я,$$

откуда

$$\Delta H_+=\sqrt{\frac{B^2\cdot tg^2\varphi}{4}+\frac{|\Delta V|}{l_я}tg\varphi}-\frac{B\cdot tg\varphi}{2}, \qquad (6.52)$$

где $B=B_k+2B_{б.н}+2(H_{сл.i,j}-h_0)ctg\varphi$;

– при $\Delta V_{i,j}<0$, величина ΔH_- находится из уравнения

$$\Delta V=\left[B\cdot\Delta H-2\left(\frac{1}{2}\cdot\Delta H^2\cdot ctg\varphi\right)\right]\cdot l_я,$$

откуда

$$\Delta H_{-} = -\sqrt{\frac{B^2 \cdot tg^2\varphi}{4} - \frac{|\Delta V|}{l_я} tg\varphi} + \frac{B \cdot tg\varphi}{2}; \qquad (6.53)$$

Таким образом, обобщенное выражение для расчета приращения уровня груза в ячейке при расположении $H_{сл.i,j}$ между уровнями II и III будет иметь вид:

$$\Delta H_{\pm} = \pm\sqrt{\frac{B^2 \cdot tg^2\varphi}{4} \pm \frac{|\Delta V|}{l_я} tg\varphi} \mp \frac{B \cdot tg\varphi}{2}. \qquad (6.54)$$

в) если уровень груза находится между линиями I и II и соответствует условию $h_n \le H_{сл.i,j} \le h_0$, то изменение уровня груза, по аналогии с (6.50-6.52),

$$\Delta H_{\pm} = \pm\sqrt{\frac{B^2 \cdot tg^2\beta_{б.н}}{4} \pm \frac{|\Delta V|}{l_я} tg\beta_{б.н}} \mp \frac{B \cdot tg\beta_{б.н}}{2}. \qquad (6.55)$$

где $B = B_к + 2(H_{сл.i,j} - h_n) ctg\beta_{б.н}$;

г) в момент времени после подъема поворотных бортов на всем протяжении ТТО, во всех ячейках прибавляется высота слоя, определяемая по предыдущим формулам (6.50-6.53), в которые вместо $\Delta V_{i,j}$ необходимо подставить $\Delta V_{i,j} + B_{б.п}^2 \cdot tg\varphi \cdot l_я$, чтобы учесть объем груза, переместившийся с бортов в ячейку.

Критические давления для всех случаев находят по формулам (6.39), (6.40).

Алгоритм моделирования грузопотока изображен на рисунке 6.23.

В блоке 2 осуществляется ввод исходных данных в соответствии с таблицей 6.1, исходный продольный профиль штабеля в бункере – $H_{сл.0,1}, \ldots, H_{сл.0,J}$, а также значения критических давлений, определенные по формулам (6.39 – 6.40).

В блоке 3 вводится номер цикла, с которого начинается моделирование. Блок 4 производит расчет давлений $P_{факт.i,j}$ в каждой из ячеек по формулам (6.19)-(6.37) в зависимости от уровня груза над ячейкой и с учетом отношений $P_{факт.i,j}/P_{кр}$. Здесь же определяется X_p для каждой ячейки.

Пятый блок производит расчет объемов груза на выходе из каждой ячейки $V_{вых.i,j}$ по формуле (6.43) и разностей $\Delta V_{i,j} = V_{вых.i,j-1} - V_{вых.i,j}$.

На основании полученных в пятом блоке результатов, шестой блок производит расчет изменения уровня груза $\Delta H_{i,j}$ по формулам (6.51)-(6.55), а седьмой блок формирует следующую строку матрицы $H_{сл.i+1,j}$ (таблица 6.2).

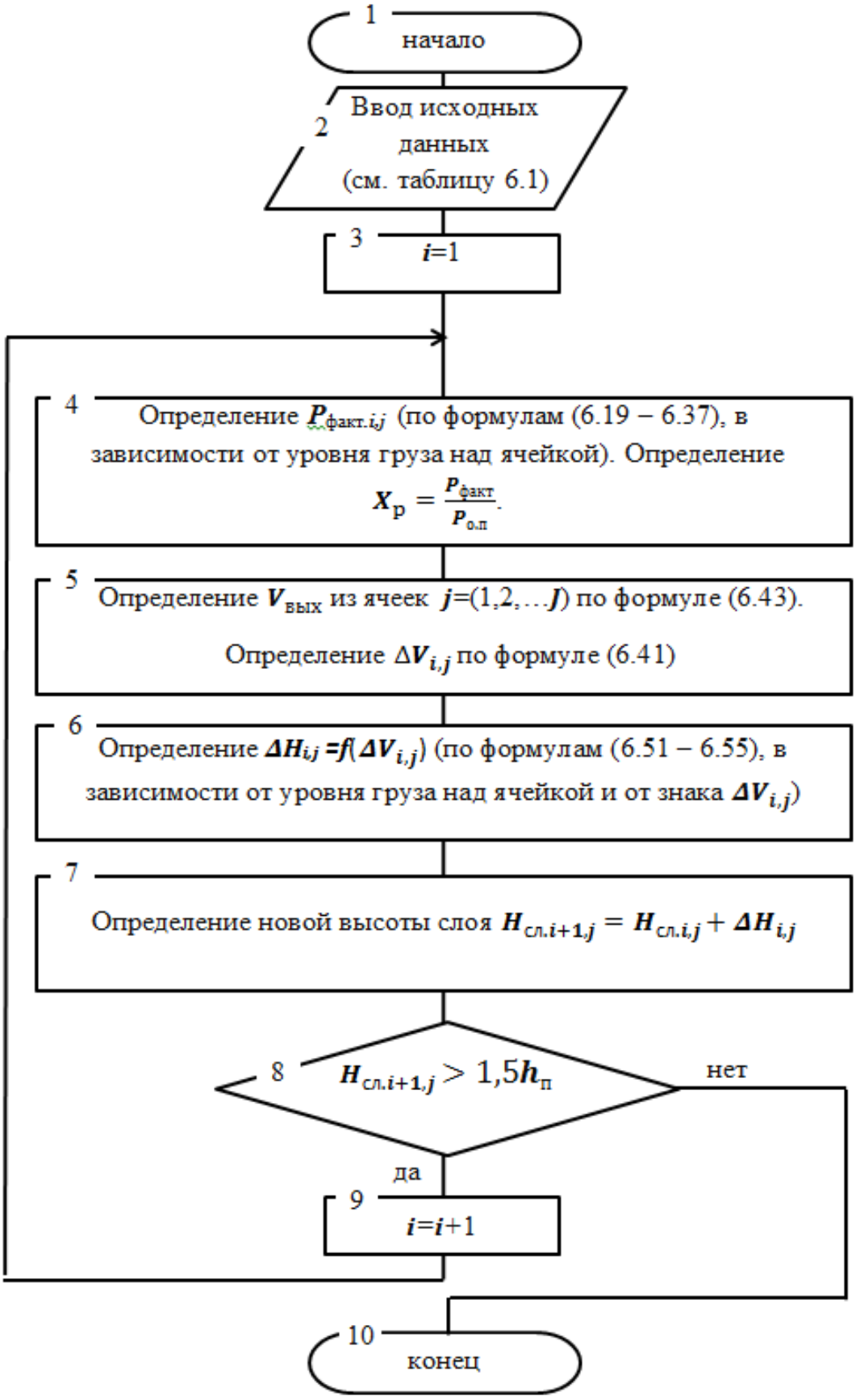


Рисунок 6.23 – Алгоритм моделирования грузопотока клинового ТТО

Затем в блоке 8 идет сравнение вновь сформированной высоты слоя в пятой ячейке (как наиболее загруженной) и, если она превышает $1{,}5h_n$, то осуществляется переход к блоку 4. Затем цикл повторяется до тех пор, пока слой груза в $j = 5$ не снизится до уровня $1{,}5h_n$ или менее.

Обработка результатов моделирования заключается в:

- построении профилей поверхности штабеля $H_{сл.i,j}$ для i=0,10, 20,…,I;
- построение зависимости $V_{вых.i,J}$ в функции номера цикла $V_{вых.i,J}=f(i)$;
- расчет средних значений $V_{вых.i,J}$ за период выгрузки штабеля.

6.3.2 Результаты математического моделирования формирования грузопотока

На основе алгоритма моделирования грузопотока клинового ТТО, в среде математического пакета «Mathcad 14.0» разработана программа «ГРУЗОПОТОК». Распечатка программы приведена в приложении 5.

В ходе проведения вычислительного эксперимента по моделированию грузопотока, для условий таблицы 6.1 получены следующие результаты. В таблице 6.3 представлена матрица дискретных профилей материала в бункере.

Таблица 6.3 – Матрица дискретных профилей материала в бункере

Высота слоя материала, м	Номер цикла, i	Номер ячейки, j								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
	0	0,38	0,43	0,45	0,50	0,47	0,35	0,28	0,15	0,1
	5	0,339	0,394	0,414	0,463	0,433	0,307	0,223	0,062	0,04
	10	0,308	0,369	0,39	0,438	0,409	0,274	0,178	0,024	0,04
	15	0,274	0,342	0,365	0,414	0,386	0,238	0,128	0,024	0,04
	20	0,256	0,328	0,352	0,403	0,373	0,217	0,099	0,024	0,04
	25	0,236	0,313	0,338	0,391	0,36	0,195	0,067	0,024	0,04
	30	0,191	0,281	0,308	0,365	0,333	0,147	0,031	0,024	0,04
	40	0,141	0,245	0,276	0,338	0,303	0,091	0,031	0,024	0,04
	50	0,081	0,205	0,238	0,308	0,27	0,021	0,031	0,024	0,04
	65	0,046	0,183	0,218	0,293	0,251	0,021	0,031	0,024	0,04
	80	0,005	0,103	0,15	0,239	0,188	0,021	0,031	0,024	0,04

На рисунке 6.24 показано изменение профиля штабеля горной массы в бункере за период выгрузки всего объема материала.

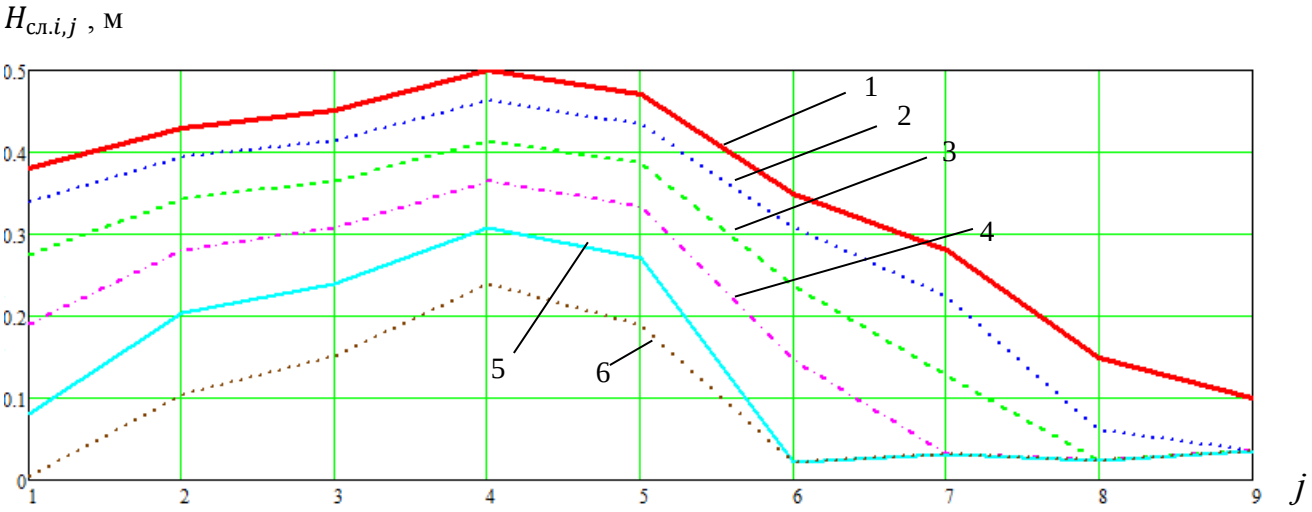


Рисунок 6.24 – Профилограмма изменения штабеля горной массы:
1 – при $i = 0$; 2 – при $i = 5$; 3 – при $i = 15$; 4 – при $i = 30$; 5 – при $i = 50$; 6 – при $i = 80$

На рисунке 6.25 приведена диаграмма изменения объема выхода материала из последней ячейки по номерам циклов.

Приведенные результаты демонстрируют уменьшение грузопотока по мере снижения высоты слоя и, соответственно, давления горной массы на днище ТТО.Это свидетельствует о качественном соответствии результатов моделирования выдвинутой гипотезе и априорным представлениям о формировании грузопотока клиновым ТТО под завалом горной массы.

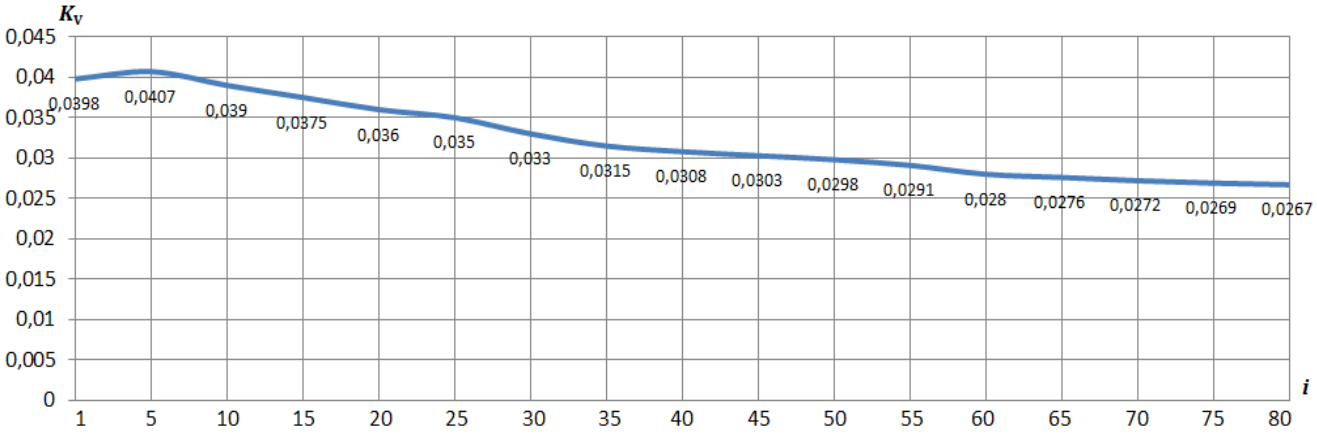


Рисунок 6.25 – Объем грузопотока по номерам циклов

Для оценки адекватности математических моделей формирования грузопотока необходимо сравнение полученных с их помощью результатов с данными

натурных экспериментальных исследований работы клинового ТТО под завалом. С этой целью разработана экспериментальная модель погрузочно-транспортного модуля ПКВН, представленная в пункте 6.4.

6.4 Создание экспериментальной модели базового погрузочно-транспортного модуля ПКВН. Экспериментальные исследования грузопотока клинового ТТО

6.4.1 Назначение, характеристика и условия применения модели

Экспериментальная модель погрузочно-транспортного модуля ПКВН (далее «модель ПТМ») выполнена по заказу ОАО «Ростовшахтострой», в соответствии с техническим заданием (приложение 5), разработанным в Шахтинском институте (филиале) ЮРГПУ(НПИ), согласованным по вопросам безопасности в инженерно-консультационном центре «Мысль» и утвержденным заказчиком.

Модель предназначена для проведения экспериментальных исследований рабочих процессов взаимодействия клинового ТТО с горной массой при работе под завалом, установления основных зависимостей от влияющих факторов, разработки адекватных математических моделей и выбора на этой основе оптимальных параметров натурного образца ПКВН. Экспериментальные исследования на модели ПТМ выполняются совместно с конструкцией, имитирующей проводимую горную выработку (далее «макет выработки»). Модель ПТМ располагается внутри макета выработки, их основные характеристики приведены в таблице 6.4.

Таблица 6.4 – Основные характеристики модели ПТМ и макета выработки

Наименование	Значение
1	2
Площадь сечения макета выработки, м^2	0,92
Форма сечения	прямоугольная
Ширина макета выработки, м	1,15
Высота макета выработки, м	0,80
Угол наклона макета выработки, град	0
Максимальная крепость пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	12
Максимальный размер куска, мм	125
Подвигание модели ПТМ внутри макета выработки, м	0,50

Продолжение таблицы 6.4

1	2
Объем размещаемой горной массы за цикл (при $k_{разр}$=2), м^3	0,92
Длина бункера, м	3,50
Ширина ТТО, мм	0,30
Ширина поворотного/неповоротного борта (по горизонтали), мм	244/125
Угол наклонных бортов к горизонту, град	50
Высота хвостовой части перегружателя над уровнем почвы, м, не менее	0,20
Угол наклона перегружателя относительно горизонта, град	3
Ширина клиньев подвижного и неподвижного, м	0,30
Высота подвижного клина, м: базовый /1-й типоразмер /2-й типоразмер	0,05/0,075/0,10
Высота неподвижного клина, м: базовый /1-й типоразмер /2-й типоразмер	0,04/0,06/0,08
Углы заострения подвижного и неподвижного клиньев, град	35
Длина ячейки клинового ТТО (шаг установки клиньев), м: базовый типоразмер/1-й типоразмер/2-й типоразмер	0,373/435,5/483
Количество ячеек по длине клинового ТТО (базовый типоразмер), шт	9
Мощность электродвигателя насосной станции, кВт	1,5
Насосная станция: подача номинальная, л/мин /давление номинальное, МПа	10/12,5
Продолжительность цикла проталкивания (для базового типоразмера), с	11
Скорость перемещения ТТО/комплекса при подвигании к забою м/с	0,04/0,05
Гидроцилиндр перемещения клинового ТТО - диаметр поршня / штока / ход штока, мм - количество, шт	ЕДЦГ 045 40/25/360 4
Подающий гидроцилиндр механизма самопередвижки: - диаметр поршня / штока / ход штока, мм - количество, шт	ЦГ-50.30 50/30/560 2

Модель ПТМ представляет собой уменьшенный в масштабе 1:4 погрузочно-транспортный модуль комплекса ПКВН, описанного в главе 5. Модель состоит из: бункера для взрывонавалки с клиновым ТТО; опорной рамы; механизма самопередвижки; гидрооборудования; системы управления [159].

Основные функциональные возможности модели ПТМ следующие.

1. Транспортирование груза клиновым ТТО посредством гидроцилиндров.

2. Подъем поворотных бортов бункера для ссыпания с них горной массы.

3. Подъем передних поворотных бортов для ссыпания с них горной массы.

4. Перемещение модели ПТМ вперед и назад посредством гидроцилиндров.

6.4.2 Описание конструкции модели ПТМ

Модель ПТМ (рисунок 6.26) состоит из бункера для взрывонавалки, с поворотными бортами и передними поворотными бортами, клинового ТТО, содержа-

щего подвижные и неподвижные клинья, привода ТТО, состоящего из двух пар гидроцилиндров (рисунок 6.27), механизма самопередвижки в виде двух гидроцилиндров, опорной рамы.

Бункер для взрывонавалки с клиновым ТТО (рисунок 6.27) выполнен в виде желоба с наклонными 1 и прямыми 2 (вертикальными) неподвижными бортами.

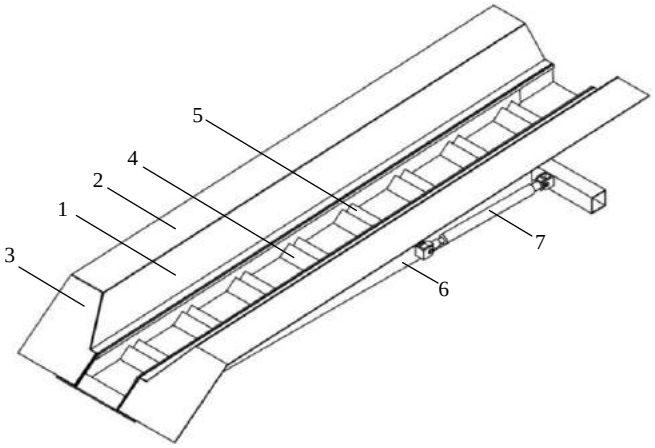


Рисунок 6.26 – Общий вид модели ПТМ: 1– бункер; 2 – поворотный борт; 3 – передний поворотный борт; 4 – неподвижный клин; 5 – подвижный клин; 6 – опорная рама; 7 – гидроцилиндр механизма самопередвижки

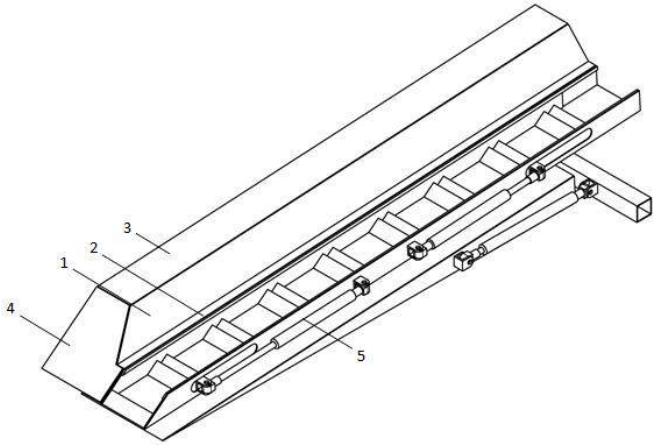


Рисунок 6.27 – ТТО с гидроприводом: 1– наклонный борт; 2 – прямой (вертикальный) борт; 3 – поворотный борт; 4 – передний поворотный борт; 5 – гидроцилиндр перемещения ТТО

На верхней кромке наклонных бортов 1 шарнирно закреплены поворотные борта 3. В передней части бункера располагаются передние поворотные борта 4 с углом наклона к почве 30^{o}. Передние поворотные борта 4 выполнены с возможностью поворота относительно передней кромки бункера. Подъем поворотных бортов осуществляется отдельным подъемным механизмом. Для придания достаточной устойчивости конструкции наклонные борта оснащены ребрами жесткости, на которые опираются поворотные борта в крайнем нижнем положении. Передние поворотные борта в крайнем нижнем положении опираются передними кромками на дно макета выработки. Модель ПТМ располагается внутри макета выработки (рисунок 6.28).

Привод всех механизмов и подсистем макета ПТМ гидравлический.

На днище бункера расположен клиновой ТТО, состоящий из подвижной и

неподвижной частей. Подвижная часть ТТО (рисунок 6.29) – рамка, расположенная внутри желоба бункера, состоящая из бортов 1, жестко соединенных с подвижными клиньями 2 при помощи разъемных соединений (для обеспечения замены типоразмера клиньев при экспериментальных исследованиях).

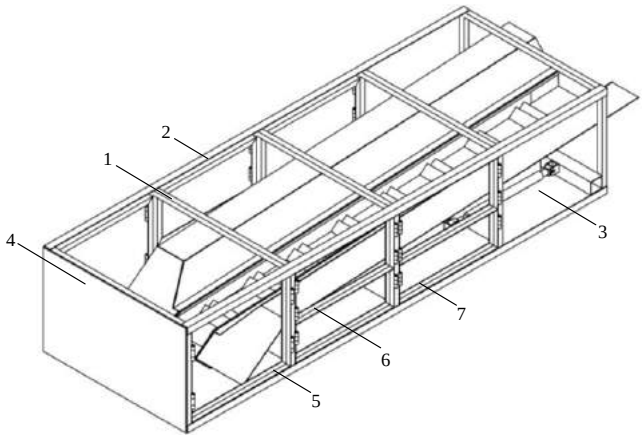


Рисунок 6.28 – Общий вид модели ПТМ внутри макета выработки:
1 – рама; 2 – продольное ребро; 3 – дно макета выработки; 4 – лист; 5,6,7 – панели

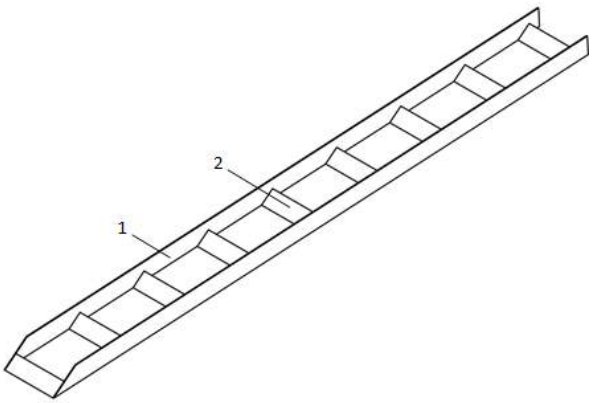


Рисунок 6.29 – Подвижная рамка клинового ТТО:
1 – борт рамки ТТО;
2 – подвижный клин

Борта рамки расположены параллельно вертикальным бортам желоба и ограничены сверху направляющими, препятствующими «всплыванию» рамки при внедрении в штабель материала. Неподвижная часть ТТО – неподвижные клинья – присоединены к днищу желоба с возможностью их замены на клинья другого типоразмера.

Форма клиньев в поперечном сечении – прямоугольный треугольник, длинный катет прижат к днищу бункера, наименьший угол (нос) обращен к «забою выработки», таким образом, угол заострения является прилежащим к днищу бункера. ТТО имеет три комплекта подвижных и неподвижных клиньев разного типоразмера (таблица 6.4). Предусмотрены посадочные места для крепления клиньев с разным шагом установки, позволяющие изменять параметры ТТО в целях исследования их влияния на производительность и нагрузки (таблица 6.5).

Подвижная рамка, выполненная цельной по всей длине модели ПТМ, совершает возвратно-поступательное движение от четырех гидроцилиндров, распо-

ложенных снаружи бункера, под наклонными бортами, по два с каждой стороны (рисунок 6.27). Передняя пара гидроцилиндров перемещает рамку вперед (холостой ход), а дальняя – назад (рабочий ход или проталкивание).

Таблица 6.5 – Варианты комплектации ТТО

Шаг установки клиньев, мм	373						435,5						483					
Высота подвижного клина, мм	50	75		100			50	75		100			50	75		100		
Высота неподвижного клина, мм	40	40	60	40	60	80	40	40	60	40	60	80	40	40	60	40	60	80

Гидроцилиндры прикреплены к вертикальным бортам с наружной стороны, а штоки гидроцилиндров – к бортам рамки через специальные проемы для беспрепятственного перемещения рамки на величину хода подвижного клина.

Опорная рама (рисунок 6.26) выполнена в виде жесткого каркаса 8, на котором установлен и зафиксирован бункер 1. Поверхность опорной рамы имеет угол наклона в сторону «забоя» 3^{o} относительно горизонта.

Механизм самопередвижки (рисунок 6.26) имеет поперечную балку, которая жестко присоединена к макету горной выработки. Гидроцилиндры 7 прикреплены к поперечной балке, а их штоки – к опорной раме 8. Выдвигаясь, они перемещают модель вперед и назад на величину «подвигания забоя за цикл» (0,5 м).

Макет выработки выполнен в виде металлического разборного каркаса (рисунок 6.30), состоящего из неразборных рам 1, продольных ребер 2, днища 3. Передняя часть с торца закрыта сплошным листом 5, верхняя часть открыта. Бока каркаса в пролетах между рамами закрыты панелями 6, 7 и 8, имеющими металлические рамы и вставки из оргстекла (панели 6 и 7) и из металла (панели 8). Все панели имеют приспособления для фиксации в закрытом положении. На рисунках 6.30 – 6.34 представлены фотографии изготовленной и смонтированной в лаборатории экспериментальной модели ПТМ и ее основных узлов.

Выполнена оценка работоспособности модели на холостом ходу, под

нагрузкой при транспортировке песчаника и цикл экспериментальных исследований при работе под завалом, которые показали, что модель выполняет все функции в соответствии с разработанным проектом.

Рисунок 6.30 – Модель ПТМ внутри макета выработки

Рисунок 6.31 – Гидроцилиндры привода ТТО и механизма самопередвижки

Рисунок 6.32 – Модель ПТМ с поднятыми поворотными бортами

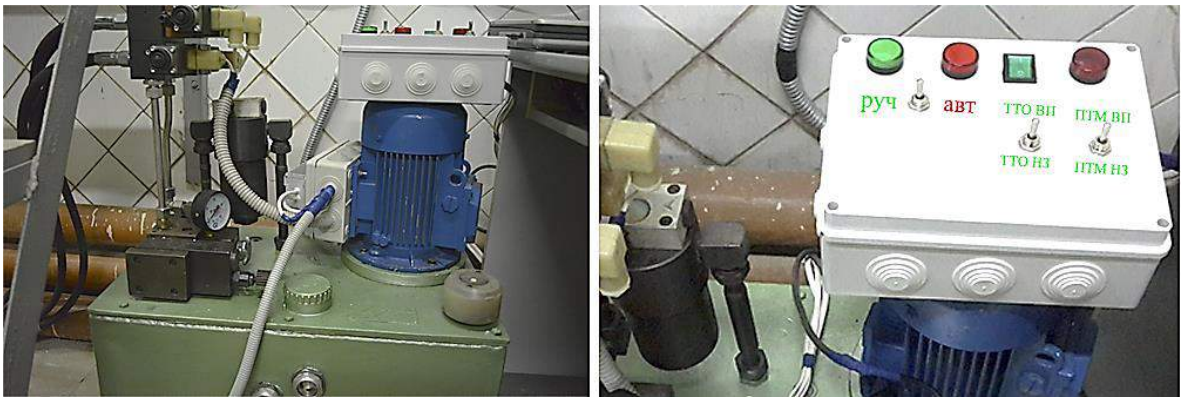


Рисунок 6.33 – Модель ПТМ: насосная станция и аппаратура управления

Рисунок 6.34 – Модель ПТМ при работе под завалом

Результаты выполненных научно-исследовательских работ по созданию экспериментальной модели ПТМ приняты заказчиком – ОАО «Ростовшахтострой» (акт приемки приведен в приложении 6).

6.4.3 Экспериментальные исследования. Оценка адекватности математических моделей

В соответствии с целью исследований использовался сортированный штабель. Для определения гранулометрического состава производился отбор материала с последующим установлением значения среднего размера частиц при помощи фотометода (рисунок 6.35).

Для определения угла естественного откоса использовалась следующая методика. На диск насыпался материал с минимальной высоты. Этот процесс прекращался тогда, когда останавливался рост конуса и начиналось его осыпание. Затем измерялась высота конуса. Угол естественного откоса $\varphi_{е.о}$ определялся из выражения

$$\varphi_{е.о}=arctg(\,2H/D_{ок}\,),$$

где H – максимальная высота конуса материала, м;

$D_{ок}$ – диаметр основания конуса, м.

а)

б)

в)

Рисунок 6.35 – К определению гранулометрического состава штабеля:
а – d_{cp} = 0,65 мм (K_{dh} = 1,3); б – d_{cp} = 0,05 мм (K_{dh} = 1,0); в – d_{cp} = 0,35 м (K_{dh} = 0,7)

При планировании количества экспериментов использовались общепринятые методы математической статистики [160-161]. Опыты выполнялись сериями, каждая из которых состояла из определенного числа опытов, проводимых в одинаковых условиях. Число опытов, необходимое для получения значений исследуемой величины с относительной ошибкой в определении средних значений не более 10 % при доверительной вероятности 0,9, составляет не менее 5 в каждой се-

рии.

Серии объединялись в группы по величине K_{dh} (K_{dh} =0,7; 1,3). Серии внутри группы отличались друг от друга по высоте слоя материала $H_{сл.0}(x)$. Каждая группа состояла из трех серий, при выполнении которых формировались различные уровни (рисунок 6.22) высоты слоя материала $H_{сл.0}(x)$: на уровне II (рисунок 6.36,а), на уровне III (рисунок 6.36,б) и на уровне IV (рисунок 6.36,в).

Изменение профиля штабеля в бункере оценивалось путем замеров высоты слоя в каждой ячейке после каждых двух циклов проталкивания.

Выход материала из последней ячейки измерялся путем взвешивания каждой порции после каждого цикла проталкивания. Для взвешивания использовались промышленные весы с точностью измерения 0,1 кг.

Техника проведения экспериментов основана на том, что в каждом опыте выполняется следующий порядок операций:

1) в соответствии с программой экспериментов подготавливается материал с заданным K_{dh};

2) в бункере ПТМ формируется штабель материала на заданном уровне;

3) замеряется и фиксируется исходное состояние штабеля в каждой ячейке;

4) при помощи гидропривода ТТО осуществляется цикл «проталкивание-внедрение»;

5) взвешивается порция материала, вышедшего из последней ячейки;

6) осуществляется следующий цикл «проталкивание-внедрение»;

7) взвешивается материал, вышедший из последней ячейки, и замеряется высота слоя в каждой ячейке;

8) операции 4-7 повторяются, пока высота слоя материала в ячейке j=5 не станет $H_{сл.i,5} \leq 1{,}5h_n$.

9) во время реализации перечисленных процессов производится фиксация производимых замеров согласно программе опытов.

Оценка результатов модельных исследований проводилась путем обработки полученных данных в программе Microsoft Excel.

а)

б)

в)

Рисунок 6.36 – Формирование штабеля материала:
а – на уровне II; б – на уровне III; в – на уровне IV

На рисунке 6.37 представлена усредненная профилограмма изменения штабеля, полученная по результатам проведения серии опытов с исходными данными таблицы 6.1 (при K_{dh} =1 и высоте слоя в бункере на уровне III), а на рисунке 6.38 – грузопоток на выходе из последней ячейки.

На рисунке 6.39 дана усредненная профилограмма изменения штабеля по результатам проведения серии опытов при K_{dh} =0,7 и высоте слоя в бункере на уровне II, а на рисунке 6.40 – грузопоток на выходе из последней ячейки.

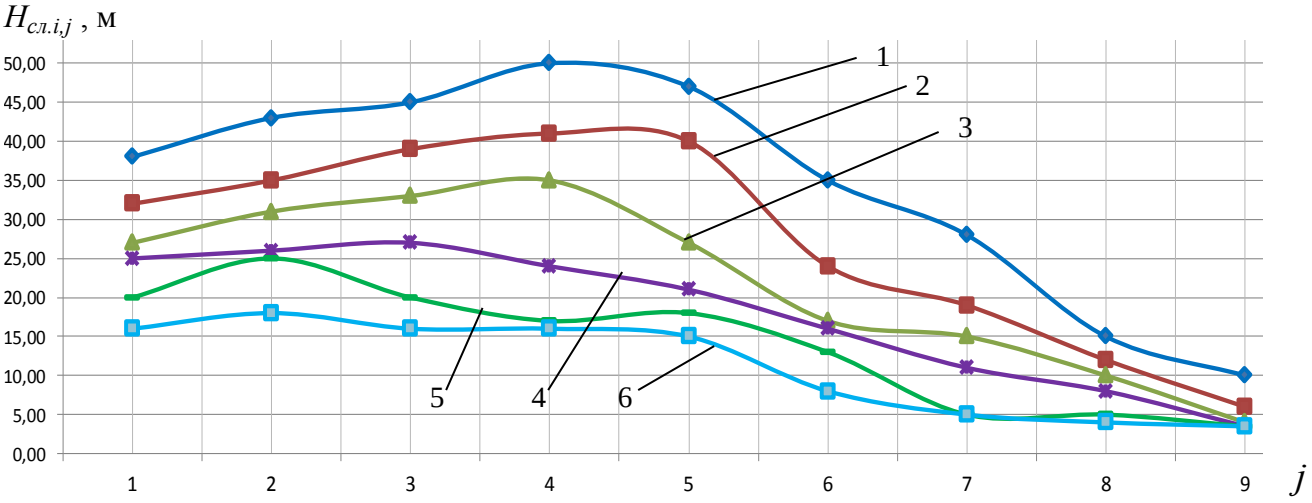


Рисунок 6.37 – Усредненная профилограмма изменения штабеля горной массы: 1 – при i = 0; 2 – при i = 5; 3 – при i = 15; 4 – при i = 30; 5 – при i = 50; 6 – при i = 80

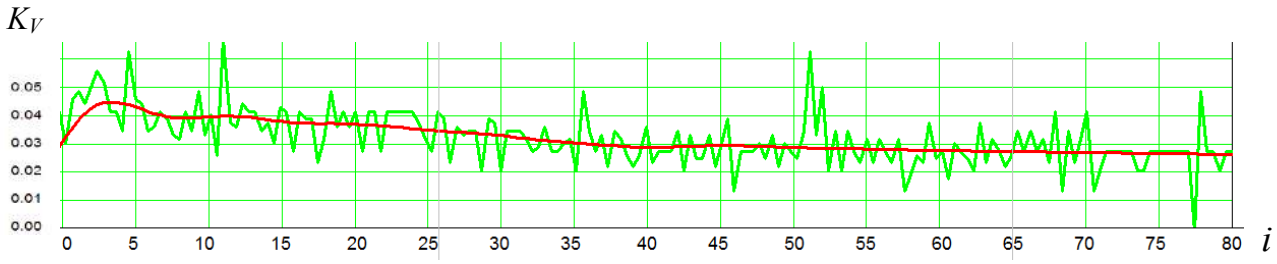


Рисунок 6.38 – Объем грузопотока по номерам циклов

Адекватность математических моделей формирования грузопотока клиновым ТТО комплекса ПКВН под завалом горной массы оценивается соответствием получаемых с ее помощью результатов данным экспериментальных исследований, проводимых на модели ПТМ ПКВН.

Как было отмечено в пункте 6.3.2, уменьшение грузопотока по мере выгрузки материала из бункера и соответствующее этому изменение профиля штабеля, снижение объема выхода при уменьшении K_{dh}, свидетельствуют о качественной адекватности разработанных математических моделей и программы «ГРУЗОПОТОК» реальному процессу.

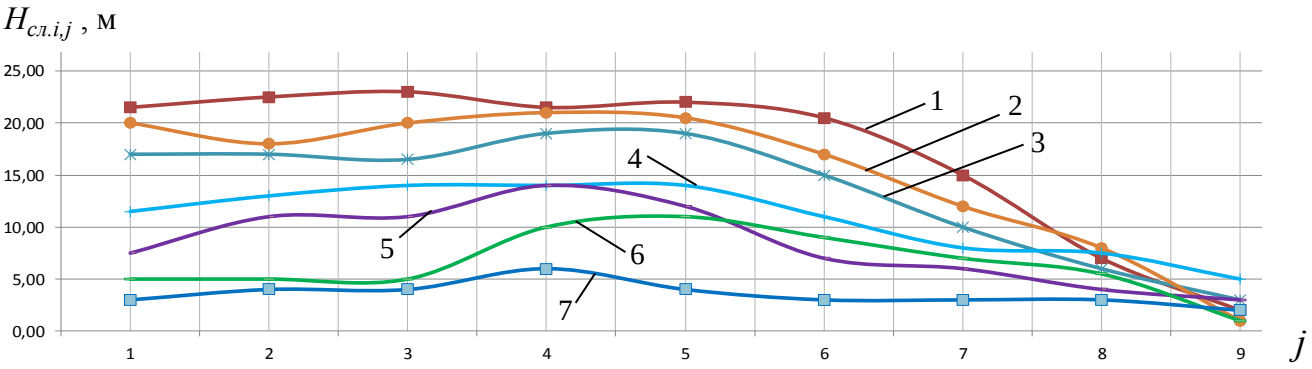


Рисунок 6.39 – Усредненная профилограмма изменения штабеля горной массы:
1 – при i = 0; 2 – при i = 5; 3 – при i = 10; 4 – при i = 20; 5 – при i = 25;
6 – при i = 30; 7 – при i = 40

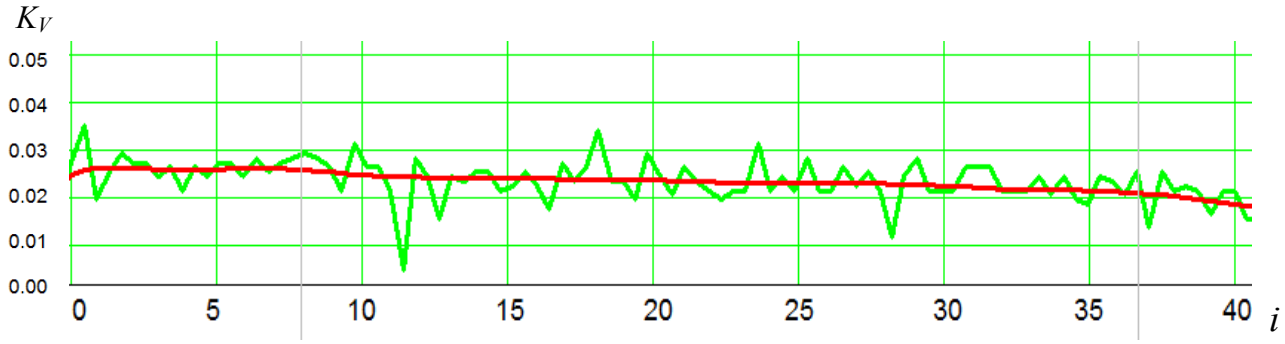


Рисунок 6.40 – Объем грузопотока по номерам циклов

Оценка адекватности количественных результатов моделирования произведена путем сравнения численных значений данных, полученных в ходе натурных экспериментальных исследований на модели ПТМ ПКВН, с результатами моделирования по программе «ГРУЗОПОТОК», полученными при тех же исходных данных. Соответствие этих результатов наглядно продемонстрировано на рисунках 6.24 и 6.37, 6.25 и 6.38. Для примера в таблице 6.6 приведена сравнительная оценка результатов опытов и моделирования при K_{dh} =1 и прочих исходных данных таблицы 6.1.

Аналогичные результаты наблюдаются при сравнительной оценке опытных и расчетных данных для других значений K_{dh}.

Существенные расхождения появляются в первой ячейке к началу второй

трети времени выгрузки штабеля. Это объясняется тем, что при натурных экспериментах между ПТМ «забоем» макета выработки располагается некоторый объем материала, который, по мере снижения высоты слоя в бункере, начинает осыпаться и пополнять первую ячейку. При вычислительном эксперименте пополнение первой ячейки не предусмотрено.

Таблица 6.6 – Сравнительная оценка результатов натурных исследований и моделирования по программе «ГРУЗОПОТОК»

Высота слоя материала, м	Номер цикла, ***i***	Источник получения данных	Номер ячейки, ***j***								
			1	2	3	4	5	6	7	8	9
	0	моделирование	0,38	0,43	0,45	0,50	0,47	0,35	0,28	0,15	0,1
		эксперимент	0,38	0,43	0,45	0,50	0,47	0,35	0,28	0,15	0,1
	5	моделирование	0,339	0,394	0,414	0,463	0,433	0,307	0,223	0,062	0,04
		эксперимент	0,32	0,35	0,39	0,41	0,40	0,35	0,19	0,075	0,05
	15	моделирование	0,274	0,342	0,365	0,414	0,386	0,238	0,128	0,024	0,04
		эксперимент	0,27	0,31	0,33	0,36	0,30	0,19	0,15	0,05	0,05
	30	моделирование	0,191	0,281	0,308	0,365	0,333	0,147	0,031	0,024	0,04
		эксперимент	0,25	0,26	0,27	0,29	0,27	0,16	0,05	0,05	0,05
	50	моделирование	0,081	0,205	0,238	0,308	0,27	0,021	0,031	0,024	0,04
		эксперимент	0,20	0,23	0,20	0,24	0,22	0,025	0,05	0,05	0,05
	80	моделирование	0,005	0,103	0,15	0,239	0,188	0,021	0,031	0,024	0,04
		эксперимент	0,16	0,18	0,17	0,18	0,15	0,7	0,05	0,05	0,05

Кроме этого, некоторые расхождения возникают в последних ячейках. Это характерно только для малых высот слоя и связано с методикой их получения. При вычислительном эксперименте высота слоя рассчитывается из объема материала, приходящегося на площадь ячейки. При натурном эксперименте производить такие вычисления нецелесообразно, а получение данных происходит путем замера высоты слоя по центру ячейки без учета количества, расположения и размеров кусков материала, распределенных по ее площади. Поэтому, при нахождении среднего значения по результатам серии опытов, высота слоя в последних ячейках близка к среднему размеру куска.

В остальных случаях расхождение между результатами расчетов и экспериментальными данными не превышает 15%, что удовлетворяет данному типу исследований и свидетельствует об адекватности математических моделей и работы программы «ГРУЗОПОТОК».

Выводы

1. Обобщение результатов экспериментальных исследований рабочих процессов клинового ТТО позволило выявить отличительные особенности и уточнить закономерности процессов формирования грузопотока и нагрузок клиновым ТТО, входящим в состав проходческого взрывонавалочного комплекса. Установлено, что при использовании наклонных бортов для обеспечения подачи горной массы к транспортирующему органу, объем груза на выходе из ячейки клинового ТТО определяется давлением материала на опорную поверхность клинового конвейера, которое в свою очередь зависит от расположения груза внутри бункера.

2. Разработаны теоретические положения и методика расчета фактических давлений на опорную плоскость ТТО на основе закономерностей механики сыпучих сред.

3. Обоснованы математические модели для расчета высоты слоя в ячейке бункера с учетом положения стационарных и поворотных бортов бункера, что в сочетании с методами определения фактического давления позволяет формализовать процесс расчета производительности транспортирования. Разработано адекватное математическое описание и программное обеспечение процессов формирования грузопотока клиновым ТТО, входящим в состав проходческого взрывонавалочного комплекса.

4. Разработана действующая экспериментальная модель базовой погрузочно-транспортной части проходческого комплекса ПКВН (масштаб 1:4), позволяющая выполнять полный комплекс исследований для уточнения параметров и создания натурного образца.

5. Результаты экспериментальных исследований подтвердили адекватность разработанного математического и программного обеспечения. Расхождение между результатами расчетов и экспериментальными данными в большинстве случаев не превышает 15%, что удовлетворяет данному типу исследований и свидетельствует об адекватности математических моделей и расчетной программы.

ГЛАВА 7 ПРИНЦИПЫ ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО СИНТЕЗА АПС И ИХ РЕАЛИЗАЦИЯ НА ПРИМЕРЕ

7.1 Общая постановка задачи параметрического синтеза АПС

7.1.1 Особенности постановки и решения задачи параметрического синтеза АПС

Параметрическая оптимизация технического решения является составной частью общей методологии структурно-параметрического синтеза в связи с тем, что выбор наилучшей АПС, представляющий собой итерационный процесс отбора и сопоставления конкурирующих вариантов, корректен только при условии, что выбранный вариант имеет наилучшие в определенном смысле параметры.

В научных работах, посвященных оптимизации параметров горнопроходческого оборудования, в различной степени использованы принципы системного подхода и математический аппарат исследования операций [126-134]. Конечной целью исследования операций является отыскание оптимального решения, обеспечивающего достижение экстремума некоторого критерия (целевой функции) при научно-обоснованной системе ограничений [122].

Использование науки исследования операций для выбора параметров горнопроходческого оборудования требует учета ее методических особенностей:

1) последовательное применение следующих этапов исследования: выбор критериальной (целевой) функции; обоснование совокупности ограничений; построение математических моделей исследуемого процесса (функции цели и системы функций-ограничений в виде зависимостей от влияющих факторов); определение необходимой информации к математическим моделям; отыскание и анализ оптимального решения с помощью одного из методов математического программирования;

2) применение основных принципов системного подхода [127-129], сущность которых заключается в необходимости учитывать изменения функционирования системы при воздействии на ее части. Для этого требуется установление

всех существенных связей в системе, которые могут быть нарушены или изменены при выборе конкретного решения частной задачи.

При соблюдении изложенной последовательности основных этапов, задача оптимизации параметров АПС приобретает характер типовой, для решения которой необходима лишь разработка конкретной инженерной методики с соответствующим математическим и программным обеспечением.

Однако при более детальном рассмотрении выявляются существенные особенности АПС, которые должны быть учтены [162]. Рассмотрим главные из них.

1) АПС проектируются для использования в некоторой области применения, характеризующейся горно-техническими условиями: тип и характеристика горных пород; форма и размеры поперечного сечения выработок (назначаются либо из числа унифицированных [163-164], либо по требованиям заказчика); угол наклона и длина выработки и другие. Эти условия составляют важнейшую часть системы ограничений, без их конкретизации выбор оптимальных параметров АПС невозможен. Другими словами, задача нахождения наилучших параметров агрегатированного комплекса может иметь единственное решение только внутри области с установленными границами, которые необходимо предварительно определить. Возникает противоречивая ситуация, когда для отыскания оптимальных параметров комплекса необходимо знать область его применения, а последняя как раз зависит от параметров машины. Решение такой задачи возможно методом последовательных приближений: сначала назначаются требуемые (директивные) условия применения АПС, затем для этих условий выполняется оптимизация (первый цикл); затем для полученной совокупности параметров уточняется область возможных условий применения и производится оптимизация для измененных условий (второй цикл) и т.д. до тех пор, пока область возможных условий не будет соответствовать требуемым (рисунок 7.1);

2) важнейшей особенностью постановки и решения задачи оптимального параметрического синтеза АПС является ее многофункциональная структура. Рассмотренные в главе 5 возможные варианты структур АПС свидетельствуют о том, что в общем случае агрегатированные проходческие системы, несмотря на единую

конечную цель функционирования, имеют различные конструктивные исполнения и условия взаимодействия технологических подсистем.

Рисунок 7.1 – Итеративный процесс выбора оптимальных параметров АПС для уточнения области применения комплекса

Общее состоит только в том, что АПС имеет не одну, а несколько взаимосвязанных частей, каждая из которых предназначена для выполнения одной или нескольких функций. В отличие от методов выбора оптимальных параметров отдельных горных машин, например, погрузочных [122], оптимизация параметров должна выполняться как для АПС в целом, так и для отдельных элементов – базового, промежуточных и функциональных. При этом конечная целевая функция всей системы должна отражать эффективность АПС на выходе, целевые функции

отдельных подсистем и АПС в целом должны быть непротиворечивы друг другу. Важно отметить, что базовый элемент АПС может быть задействован в перемещениях каждого из функциональных элементов, при этом требования к нему со стороны отдельных функциональных действий могут быть различными. Например, в состав АБВПС, как правило, входят бурильный, погрузочно-транспортный и крепеустановочный ФЭ (модули), а также БЭ, обеспечивающий глобальные перемещения. Целевой функцией такой АПС может быть производительность, удельная энергоемкость или удельные затраты. Аналогичные функции цели могут быть выбраны и для отдельных подсистем, так что экстремумы целевых функций подсистем не будут противоречить целевой функции АПС. Иначе обстоит ситуация с системами ограничений: они будут различаться по-существу и в конкретных числовых выражениях. Сложность реализации общей концепции параметрического синтеза будет заключаться в возможности использования энерговооруженности системы, которая для каждой из подсистем будет различной, что потребует принятия в каждом конкретном случае индивидуальных решений.

7.1.2 Общая постановка задачи выбора оптимальных параметров АПС произвольной структуры

Учитывая особенности структуры АПС, сформулированные выше, общая постановка задачи выбора оптимальных параметров АПС сводится к следующему (рисунок 7.2).

1. На основе отобранной структурной формулы, представляющей АПС как совокупность взаимосвязанных структурных элементов, выполняющих конкретные функции по разрушению забоя, погрузке и призабойному транспорту, креплению и осуществлению региональных и глобальных перемещений, необходимо составить функционально-структурную схему (ФСС), составными частями которой являются:

– схема кинематического взаимодействия (СКВ) структурных элементов, представленных в виде конструктивно-технологических модулей с указанием выполняемых ими функций (подфункций), исполнительных органов или механиз-

мов, выполняющих эти функции (подфункции), и источников энергии их рабочих перемещений; должны быть выделены модули, использующие индивидуальный или групповой (один и тот же совместный источник энергии) привод;

Рисунок 7.2 - Структура общей постановки задачи выбора оптимальных параметров АПС

– условный временной график выполнения работ проходческого цикла, отражающий последовательность и возможное совмещение операций.

Для примера на рисунке 7.3 приведена схема кинематического взаимодействия модулей комплекса «Сибирь-2М» (конструкция дана на рисунке 1.2, а).

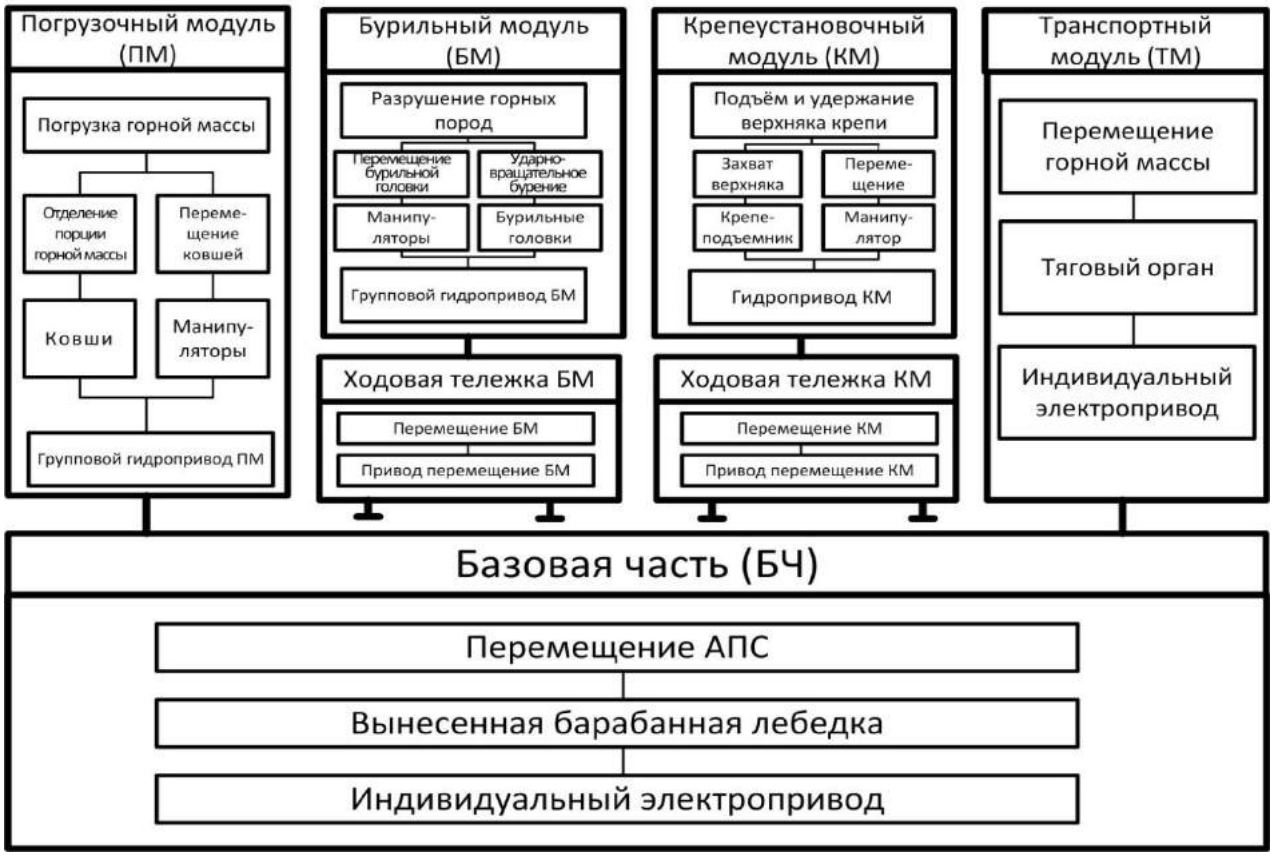


Рисунок 7.3 – Схема кинематического взаимодействия модулей комплекса «Сибирь-2М»

Из нее может быть получена следующая информация, необходимая для параметрической оптимизации системы:

– АПС, описываемая данной схемой, состоит из пяти модулей: бурильного; погрузочного; транспортного; крепеустановочного; базового (модуля глобальных перемещений); промежуточные элементы (ходовые тележки) бурильного оборудования и крепеустановщика входят в состав соответствующих модулей;

– в системе используются пять независимых источников энергообеспечения: насосные станции для питания гидроприводов бурильных установок, погрузочного органа и крепеустановщика; электродвигатели для независимого питания при-

вода ленточного конвейера и лебедки перемещения всего комплекса.

Информация, полученная из ФСС, используется для конкретизации объектов параметрической оптимизации, установления условной доли производительности системы, которая создается каждым модулем, выбора целевых функций каждого модуля и очередности этапов решения задачи.

2. Независимо от структуры отобранной АПС решение задачи параметрической оптимизации должно выполняться итеративным путем, причем количество циклов итераций может быть различным:

а) на начальном этапе необходимо уточнить габаритные ограничения для заданного диапазона поперечных сечений горных выработок, т.е. определить условия вписывания АПС в контуры сечений. Для этого составляются позиционные схемы расположения структурных элементов (модулей) АПС внутри контура выработки при выполнении ими различных технологических операций (бурение шпуров, погрузка горной массы, временное крепление и т.п.);

б) следующим этапом итеративного подхода является определение энергетических ограничений, т.е. предельной энерговооруженности отдельных модулей и АПС в целом. При решении этой частной задачи возможны различные варианты системы приводов АПС:

– единый групповой привод, обеспечивающий энергией все модули;

– индивидуальный привод отдельных модулей;

– комбинация индивидуального и группового привода нескольких модулей;

в) на основе энергетических ограничений, полученных на предыдущем этапе, осуществляется предварительный выбор конкретных типоразмеров источников энергообеспечения из выпускаемых промышленностью типоразмерных рядов стандартных или унифицированных моделей источников энергии, прежде всего двигателей или насосных станций для каждого из модулей или для АПС в целом. Этот этап итеративного подхода имеет принципиальное значение для выбора оптимального сочетания параметров, т.к. именно энерговооруженность для конкретной структуры АПС в наибольшей степени определяет возможности достижения максимальной производительности и других показателей качества.

Решение этой задачи требует знания закономерностей рабочих процессов, реализуемых в каждом из конструктивно-технологических модулей АПС. На основе силовых и кинематических соотношений устанавливаются наиболее нагруженные режимы модулей, рассчитываются максимальные моменты или усилия на рабочих органах, устанавливаются предполагаемые скорости перемещений и необходимая мощность привода с учетом возможных потерь энергии. На этом этапе могут быть выбраны единственная модель источника энергообеспечения или варианты для дальнейшего анализа;

г) выбор оптимальных параметров АПС выполняется в соответствии с последовательностью этапов исследований, приведенной в пункте 7.1.1. Основные этапы этой главной процедуры содержат, как показано выше, несколько шагов. Далее представлен развернутый порядок действий:

– обоснование и выбор конкретного вида целевой функции в соответствии с требованиями заказчика к необходимой эффективности проходческой системы;

– установление номенклатуры оптимизируемых параметров АПС;

– отбор, систематизация и формирование совокупности ограничений, определяющих предельные конструктивные, кинематические, силовые и энергетические возможности АПС;

– построение адекватных математических моделей рабочих процессов, на основе которых формализуется целевая функция и функции-ограничения;

– сбор и идентификация исходной информации к математическим моделям, обеспечивающей полное количественное соответствие исходных данных условиям эксплуатации и конструктивно-технологической схеме комплекса;

– формирование полного математического описания взаимодействий в системе как многофакторной задачи для поиска экстремальных значений целевой функции при известной совокупности функций-ограничений;

– выбор метода математического программирования с учетом свойств и особенностей математического описания процессов АПС [131-134];

– поиск оптимальных параметров с использованием специального программного обеспечения;

– оценка соответствия полученных оптимальных параметров заданным (директивным) условиям проведения выработок и принятие решения о необходимости дополнительного итеративного цикла решения задачи;

– анализ результатов оптимизации, оценка экономической эффективности технического решения, уровня использования ресурсов системы и устойчивости полученных решений при изменении условий проведения выработки;

– экспертная оценка возможности практической реализации варианта АПС с оптимальными параметрами.

7.1.3 Постановка задачи параметрического синтеза АПС с базовой частью в виде взрывонавалочного погрузочно-транспортного модуля

Рассмотрим особенности формулирования и реализации задачи параметрического синтеза АПС – проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН), создаваемого на основе взрывонавалочной технологии с использованием в качестве базового элемента ПТМ с клиновым ТТО. Описание конструкции и технологии применения комплекса приведены в пункте 5.4 и на рисунке 5.8.

Общий порядок процедур выбора оптимальных параметров ПКВН, используемый ниже, соответствует структурной схеме, представленной на рисунке 7.2.

Комплекс ПКВН разрабатывается для проведения выработок буровзрывным способом при следующих условиях и ограничениях:

– по породам средней крепости и крепким с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова $f \geq 10$ ($\sigma_{сж} \geq 140$ МПа) или с присечкой пород указанной крепости не менее 30%;

– угол наклона выработки β – от -5 до +10 градусов;

– постоянное крепление – анкерное (по заданному паспорту крепления);

– допустимый максимальный размер куска d_{max} определяется принятой шириной клинового ТТО по внутренним размерам желоба $B_к$: $d_{max} \leq 0{,}5B_к$;

– дробление породы при взрывных работах с обеспечением рядового гранулометрического состава: $(0...0{,}1)d_{max}$ – 10%, $(0{,}1...0{,}5)d_{max}$ – 40%, $(0{,}5...0{,}9)d_{max}$ – 40%, $(0{,}9...1{,}0)\ d_{max}$ – 10%;

– для пород известного типа плотность в целике $\gamma_ц$, кг/м^3, коэффициент внутреннего трения ρ, угол естественного откоса $\varphi_{е.о}$ и коэффициент разрыхления $K_р$ устанавливаются по минералогическому и гранулометрическому составам;

– перегрузка горной массы с клинового ТТО производится на скребковый конвейер, ширина желоба которого $B_{ск}$ должна соответствовать ширине желоба клинового ТТО $B_к$ и находиться в пределах, обеспечивающих передачу груза с клинового ТТО на скребковый конвейер: $0{,}6B_к \leq B_{ск} \leq 0{,}8B_к$;

– скребковый конвейер должен размещаться под разгрузочной частью клинового ТТО так, чтобы величина перекрытия $l_п$ была больше подвигания забоя за цикл $l_ц$ не менее, чем на средний размер куска $d_{ср}$: $l_п \geq l_ц + d_{ср}$;

– расстояние между нижней габаритной кромкой клинового ТТО и верхней габаритной кромкой скребкового конвейера должно быть не менее среднего размера куска;

- приемная способность скребкового конвейера $Q_{ск}$ должна превышать максимальный грузопоток на выходе клинового ТТО Q_{mTTO} не менее, чем на 15%, т.е. $Q_{ск} \geq 1{,}15Q_{mTTO}$.

ПКВН может иметь несколько типоразмеров, каждый из которых разрабатывается для определенного диапазона поперечных сечений выработок $S_{пр.min}$... $S_{пр.max}$, который устанавливается заказчиком.

Схема кинематического взаимодействия модулей ПКВН, составленная на основе его структурной формулы, приведена на рисунке 7.4.

Из нее видно, что АПС содержит базовую часть (базовый элемент) в виде клинового ТТО с бункером для размещения горной массы, получаемой после взрывных работ. Базовая часть снабжена гидравлическим распорно-подающим механизмом самопередвижки, осуществляющим глобальные перемещения АПС. Одновременно базовая часть выполняет функции погрузочно-транспортного модуля, а также является опорным элементом, по которому перемещаются бурильный модуль для бурения шпуров по забою и под анкеры (манипуляторы с гидравлическими бурильными головками) и модуль предохранительного крепления с

собственными механизмами регионального перемещения.

Рисунок 7.4 – Схема кинематического взаимодействия модулей ПКВН

Подготовительный этап к проведению основных процедур параметрического синтеза АПС включает определение геометрических параметров и выбор типоразмеров источников энергообеспечения (двигателей и насосных станций).

Минимально необходимая длина ПКВН. Для выбора геометрических параметров должны быть заданы следующие условия для выработки минимального

сечения $S_{пр.min}$ из заданного диапазона:

– форма поперечного сечения выработки – прямоугольная или арочная;

– ширина $B_{пр}$ и высота $H_{пр}$ поперечного сечения выработки в проходке, м;

– площадь поперечного сечения выработки в проходке $S_{пр}$, м^2;

– угол трения породы по стали (материалу бортов) – α_{μ};

– угол наклона бортов $\beta_{б.н}$ должен обеспечить надежное ссыпание породы, $\beta_{б.н} > \alpha_{\mu}$ и составляет 50 градусов.

Таким образом, предварительные размеры ПКВН должны выбираться из следующих условий (рисунок 7.5):

а) угол наклона днища конвейера к горизонту β не должен превышать 3^{o};

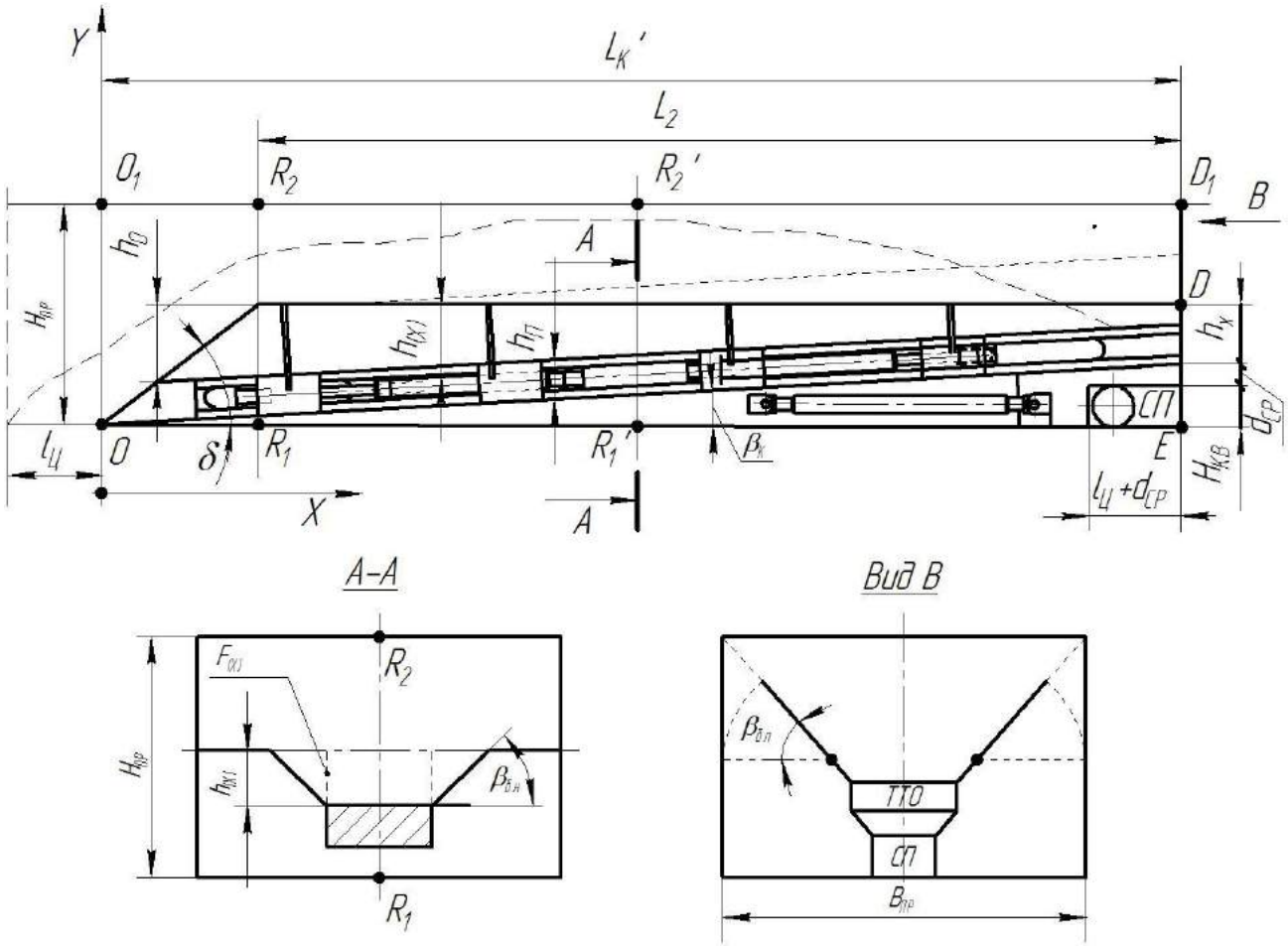


Рисунок 7.5 – Схема к предварительному определению геометрических параметров базовой части ПКВН

б) должно выполняться условие допустимого зазора между нижней кромкой

клинового ТТО и габаритом скребкового конвейера;

в) скребковый конвейер должен размещаться под опорной рамой ПКВН так, чтобы длина размещенной части была не менее подвигания забоя за цикл в сумме со средним размером куска погружаемой породы;

г) вместимость пространства, ограниченного клиновым ТТО, бортами бункера, стенками и кровлей выработки, в положении перед взрыванием шпуров, должна быть достаточной для размещения взорванной породы.

Расчет размеров ПКВН производим в следующем порядке (рисунок 7.5):

условия «а» и «б»:

$$tg\beta = \frac{H_{кв}+d_{ср}}{L_к'} \le tg3°;$$

откуда

$$L_{к(а+б)}' > \frac{H_{кв}+d_{ср}}{0{,}054};$$

условие «в»:

$$L_{к(в)}' \ge \frac{H_{кв}}{tg\beta} + l_ц + d_{ср};$$

условие «г»: для вывода аналитического условия размещения горной массы в бункере с бортами необходимо определить составляющие вместимости V_1, V_2 и V_3, сопоставить сумму с объемом горной массы из проходческого цикла; предварительно нужно вычислить:

– координата точки D

$$Y_D \ge H_{кв}+d_{ср}+h_x,$$

где h_x – высота хвостовой части бункера, мм;

– величина отрезка OR_1

$$(OR_1) = Y_D \cdot ctg\delta;$$

– объем пространства OO_1R_2R

$$V_1 = S_{пр} \cdot OR_1 - 0{,}5 \cdot (OR_1) \cdot Y_D \cdot B_{пр} = (S_{пр} \cdot Y_D - 0{,}5 \cdot Y_D^2 \cdot B_{пр}) \cdot ctg\delta;$$

– угол δ определяется конструктивным путем из условия размещения передних бортов в плоскости OR и узла крепления штока гидроцилиндра; для дальнейших расчетов принято $\delta = 30^o$;

– объем пространства R_2D_1DR; поперечное сечение по длине выработки R_1E не изменяется, объем составит

$$V_2=[L_к^{'}-(OR_1)]\cdot(H_{пр}-Y_D)\cdot B_{пр}=L_2\cdot(H_{пр}-Y_D)\cdot B_{пр},$$

где $L_2=L_к^{'}-(OR_1)$;

– объем пространства над клиновым ТТО – V_3 (без учета объема в пределах габаритов поперечного сечения клинового ТТО) определяется с учетом переменной величины поперечного сечения $F(x)$ (рисунок 7.5):

$$V_3=\int_0^{L_2} F(x)dx;\quad F(x)=B_к\cdot h(x)+h(x)^2\cdot ctg\beta_{б.н},$$

где $L_2=L_к^{'}-(OR_1)$;

$h\,(x)=h_0\left(1-\frac{x}{L_2}\right)$ – переменная высота желоба;

x – переменное расстояние, измеряемое от сечения R_1R_2;

$h_0=\frac{L_2}{L_2+Y_D\cdot ctg\delta}(Y_D-h_n)$ – высота желоба при x=0;

h_n – высота подвижного клина.

Тогда объем V_3 может быть определен в результате вычисления интеграла:

$$V_3=\int_0^{L_2}[B_к\cdot h_0\left(1-\frac{x}{L_2}\right)+\left[h_0\left(1-\frac{x}{L_2}\right)\right]^2\cdot ctg\beta_{б.н}]dx=$$

$$=[B_к\cdot h_0\cdot\left(x-\frac{x^2}{2\cdot L_2}\right)+h_0^2\left(x-\frac{x^2}{L_2}+\frac{x^3}{3\cdot L_2^2}\right)\cdot ctg\beta_{б.н}]_0^{L_2}.$$

После подстановки пределов интегрирования получим

$$V_3=0{,}5\,B_к\,h_0\,L_2+0{,}33\,h_0^2\,L_2\,ctg\beta_{б.н}.$$

Объем пространства, ограниченного клиновым ТТО, бортами бункера, стенками и кровлей выработки, в положении перед взрыванием шпуров равен:

$$V_\Sigma=V_1+V_2+V_3.$$

Минимальная длина комплекса определится из условия

$$V_\Sigma\geq K_{рез}\,K_р\,S_{пр}\,l_ц\,, \qquad (7.1)$$

где $K_{рез}$ – коэффициент резервного объема;

$K_р$ – коэффициент разрыхления.

Подставляя в (7.1) значения объемов V_1, V_2, V_3, получим уравнение для вы-

числения длины L_2, которая в сумме с отрезком OR_1 определит минимальную длину клинового ТТО по фактору «г» $L'_{к(г)}$.

Минимально необходимая длина ПКВН определяется как наибольшая из полученных для факторов «а»-«г»:

$$L'_к \rightarrow max(L'_{к(а+б)}, L'_{к(в)}, L'_{к(г)}). \quad (7.2)$$

В таблице 7.1 для примера приведены результаты расчета минимально допустимой длины бункера ПКВН для проведения горизонтальной выработки типовым сечением $S_{пр}$=14,72 м^2 ($B_{пр}\times H_{пр}$=4,6×3,2 м). Расчеты выполнены по изложенной выше методике.

Таблица 7.1 – Исходные данные и результаты расчета минимально допустимой длины клинового ТТО в составе ПКВН

Показатели	Единицы измерения	Обозначение	Значение	Примечания
Высота приемного скребкового конвейера	м	$H_{кв}$	0,25	Конвейер СПЦ-251
Средний размер куска горной массы	м	$d_{ср}$	0,2	
Высота подвижного клина	м	$h_п$	0,2	
Угол наклона передних поворотных бортов	град.	δ	30	
Ширина желоба клинового ТТО	м	$B_к$	1,2	
Угол наклонных бортов к горизонту	град.	$\beta_{б.н}$	50	
Подвигание забоя за цикл	м	$l_ц$	2,0	
Коэффициент резервного объема	-	$K_{рез}$	1,5	
Коэффициент разрыхления горной массы	-	$K_р$	2,0	
Расчетный объем взорванной горной массы за цикл	м^3	-	58,88	
Необходимый объем пространства для размещения горной массы	м^3	-	88,32	
Допустимая длина бункера по условию максимального угла наклона	м	$L'_{к(а+б)}$	8,58	
Допустимая длина бункера по условию размещения скребкового конвейера	м	$L'_{к(в)}$	7,0	
Допустимая длина бункера по условию вместимости рабочего пространства	м	$L'_{к(г)}$	7,38	

Как видно из полученных данных, лимитирующим условием является максимальный угол наклона днища бункера.

Выбор параметров источников энергоснабжения ПКВН. Предварительный выбор типоразмеров источников энергообеспечения (двигателей и насосных стан-

ций) производится для обоснования основного ограничения – уровня энерговооруженности подсистем и АПС в целом. Как видно из схемы (рисунок 7.4), потребление энергии в каждом проходческом цикле происходит при:

– перемещении комплекса к забою при погрузочно-транспортных операциях и от забоя перед очередным циклом бурения шпуров по забою и под анкеры;

– погрузочно-транспортной операции – перемещении породы на призабойное транспортное средство (скребковый конвейер) при помощи клинового ТТО с параллельным активным ссыпанием путем подъема поворотных бортов;

– бурении шпуров по забою и под анкеры и перемещении бурильных головок с помощью гидравлических манипуляторов;

– подъеме и опускании поворотной секции предохранительной крепи;

– перемещении по направляющим базовой части ходовых тележек бурильного модуля и модуля предохранительного крепления.

Ориентировочный график организации работ в подготовительном забое с использованием ПКВН приведен в таблице 5.6.

Основными энергопотребляющими подсистемами ПКВН являются базовая часть в виде с погрузочно-транспортного модуля, бурильный модуль и модуль предохранительного крепления, все перемещения которых выполняются с использованием гидропривода, а бурение шпуров – с помощью гидроперфораторов.

Анализ возможных технических решений в части выбора вариантов привода и трансмиссий АПС привел к выводу, что ПКВН должен быть снабжен насосными станциями трех типоразмеров:

– для перемещения базовой части с помощью распорно-подающего механизма, возвратно-поступательного движения клиньев ТТО и подъема бортов – наиболее мощная насосная станция из числа серийного оборудования, используемого для питания механизированных крепей очистных забоев или других типов;

– для бурильного модуля – типовая насосная станция бурильных установок; особенностью блока гидравлического питания бурильного модуля является необходимость жесткой конструктивной увязки с ходовой тележкой для перемещения по направляющим базовой части; электроснабжение насосной станции должно осуществляться по кабелю с использованием кабельного барабана для обеспече-

ния безопасности работ;

– для модуля предохранительного крепления – независимое питание от насосной станции небольшой мощности, смонтированной на ходовой тележке.

Перемещение ходовых тележек модулей будет производиться канатными лебедочными устройствами с асинхронными приводами небольшой мощности.

Ниже произведен выбор типоразмера насосной станции для базовой части ПКВН. В качестве наиболее нагруженного процесса принимается возвратно-поступательное движение клинового ТТО от двух пар гидроцилиндров, работающих попеременно штоковыми полостями, с одновременным подъемом бортов. Другой технологический процесс, энергоснабжение которого производится от этой же насосной станции – перемещение ПКВН – выполняется последовательно, и по уровню энергозатрат существенно ниже процесса работы ТТО.

Главными параметрами для выбора насосной станции являются:

– мощность длительного режима электродвигателя насоса, $N_{дв.нас}$, кВт;

– номинальное рабочее давление, $P_{ном}$, МПа;

– номинальный расход, $q_{ном}$, л/мин.

Необходимо отметить, что выбор типоразмера насосной станции производится в условиях неопределенности, касающейся детального представления о силовых и энергетических закономерностях рабочих процессов ТТО, работающего под завалом горной массы. Несмотря на то, что идея применения клинового ТТО с гидроприводом поступательного действия в качестве погрузочно-транспортного модуля взрывонавалочного проходческого комплекса возникла еще в 90-х годах прошлого столетия [106, 165], выбор параметров и реальное проектирование комплекса реализуются только в настоящее время. В исследованиях, выполненных под руководством проф. Г.Ш. Хазановича [166], проф. Ю.М. Ляшенко [145-148] и нашедших отражение в кандидатской диссертации А.В. Отрокова [107, 149], рассматриваются вопросы поциклового формирования массы груза на выходе ячеек ТТО при работе под завалом. Сформулирована гипотеза о поведении штабеля кускового материала большой высоты при взаимодействии с ТТО, дана ее математическая интерпретация, разработано программное обеспечение, позволившее моделировать процесс изменения формы штабеля и реализации грузопотока. Эти ис-

следования подробно рассмотрены в пункте 6.1.

Вместе с тем, силовые и энергетические закономерности транспортирования горной массы в режиме взрывонавалки не изучались и в указанных работах не отражены. В связи с этим, основным показателем для расчета энерговооруженности ТТО принята удельная энергоемкость транспортирования $\boldsymbol{a}_w$, кДж/(м^3·м), полученная по результатам экспериментальных исследований клинового конвейера, работающего в транспортном режиме [66, 105, 144], с учетом сопротивлений перемещению груза клиновым ТТО при его работе под завалом.

Необходимая мощность двигателя насосной станции:

$$N_{дв.нас} = \frac{a_w \cdot K_з \cdot Q_{ТТО} \cdot L_к}{60 \cdot \eta_{гн}}, \qquad (7.3)$$

где $K_з$ – коэффициент увеличения удельной энергоемкости транспортирования за счет высоты штабеля над клиновым ТТО и потерь энергии за счет подъема бортов в процессе транспортирования;

$Q_{ТТО}$ – необходимая производительность ТТО, м^3/мин;

$L_к$ – длина клинового ТТО, м;

$\eta_{гн}$ – объемный КПД гидронасоса.

Для предварительного выбора типоразмера двигателя насосной станции ПКВН для проведения выработок в условиях, указанных выше, с учетом результатов исследования и испытания принято: a_w = 45 кДж/(м^3·м); $L_к$ = 15 м; $\eta_{гн}$ = 0,75; $K_{зап}$ = 1,2. Наиболее ответственное решение необходимо принимать для величины $Q_{ТТО}$, т.к. величина производительности комплекса, а, следовательно, и клинового ТТО является целевой функций процесса оптимизации параметров ПКВН. Как видно, мощность привода насосной станции линейно зависит от требуемой производительности при заданном значении удельной энергоемкости. Будем ориентироваться на график организации работ в подготовительном забое (таблица 5.6), согласно которому для обеспечения скорости проходки 250-300 м в месяц продолжительность выгрузки горной массы в проходческом цикле не должна превышать 35 минут. Тогда требуемая средняя производительность ТТО составит 2 м^3/мин, а максимальная – 3 м^3/мин.

С учетом сделанных допущений и принятых средних значений факторов,

влияющих на величину необходимой мощности двигателя насосной станции, она составит $N_{дв.нас}$ = 54 кВт. Это позволяет ориентироваться на асинхронный двигатель номинальной мощностью 55 кВт и соответствующий типоразмер насосной станции, например, СНЕ 90/32 производства ОАО «Агрегатный завод» (г. Людиново), имеющей следующие характеристики:

- подача насоса: 90 л/мин;
- редуцированное давление, предел верхний-нижний: 20-2 МПа;
- давление настройки предохранительного клапана: 38 МПа;
- мощность электродвигателя основного насоса: 55 кВт;
- вместимость гидробака: 2 000 л;

В соответствии с параметрами принятой насосной станции могут быть выбраны гидроцилиндры ТТО, механизма самопередвижки и подъема бортов.

7.2 Параметрический синтез АПС на примере агрегатированного взрывонавалочного комплекса ПКВН

7.2.1 Обоснование целевой функции всей системы и отдельных подсистем, их взаимосвязь. Структура параметрической оптимизации системы

В настоящем пункте обосновывается конкретная методология выбора оптимальных параметров комплекса ПКВН, описание конструкции которого приведено в главе 5.

Все операции проходческого цикла, за исключением погрузки, транспортирования горной массы и проветривания после взрывных работ, выполняются последовательно. Отсюда производительность ПКВН определяется простой суммой затрат времени на все операции, считая операцию погрузка-транспорт-проветривание единым технологическим процессом. Поэтому чем выше производительность каждой подсистемы комплекса, тем большее значение имеет результирующая производительность системы. Исходя из этого, необходимо при выборе оптимальных параметров ПКВН стремиться к достижению максимальной производительности каждой функциональной подсистемы, учитывая при этом габаритные и энергетические ограничения.

Выбор глобальной целевой функции при оптимизации параметров рассматриваемой АПС представляет собой вариативную задачу. Возможные варианты целевых функций, применительно к техническим системам, в том числе горнопроходческим, общеизвестны (глава 3): техническая производительность (для АПС – это скорость проведения выработки); удельная энергоемкость конечного продукта; себестоимость единицы объема готовой выработки. Главную роль при выборе варианта целевой функции играет заказчик. Вместе с тем, для разработки рекомендаций по выбору критериальной функции применительно к ПКВН, необходимо определить особенности данного конкретного случая.

Во-первых, принципиальная компоновка комплекса определена, не имеет большого числа конструктивных разновидностей. Поэтому первоначальная стоимость типоразмера, а также удельные амортизационные отчисления для конкретных условий не могут являться существенными влияющими факторами при определении варианта целевой функции.

Во-вторых, как следствие из первой особенности, затраты на содержание АПС в работоспособном состоянии, зависящие от ее безотказности и ремонтопригодности, не будут практически изменяться от конкретных параметров.

В-третьих, суммарная трудоемкость технологических операций и, прежде всего, численность обслуживающего персонала, остаются также неизменными и от параметров комплекса практически не зависят.

Приведенные аргументы свидетельствуют о том, что в качестве целевой функции рассматриваемой системы целесообразно принимать техническую производительность, величина которой определяется параметрами системы. С другой стороны, как доказано в главе 3, горнопроходческий комплекс с известной конструктивно-технологической схемой, имеющий максимальную производительность, обеспечит получение конечного результата с наименьшими производственными затратами, а также наибольшую скорость проведения выработки. Таким образом, для решения задачи параметрической оптимизации ПКВН необходимо разработать методологию выбора основных параметров, позволяющих достичь наивысшей производительности за общее время проходки. Причем в состав

временных затрат должны входить только те составляющие, которые зависят от параметров комплекса.

Достижение максимальной производительности ПКВН, как показано ранее, есть результат последовательного функционирования всех подсистем – по разрушению горных пород, погрузочно-транспортным операциям, временному и постоянному креплению, передвижке комплекса по почве выработки и отдельных механизмов – по направляющим базовой части. Исходя из конструктивно-технологических особенностей ПКВН, необходимо выбрать оптимальные параметры каждой подсистемы на основе единой критериальной функции с обязательной взаимной увязкой параметров подсистем с учетом габаритных и других ограничений. Решение такой задачи представляется технически громоздким и трудоемким. Кроме того, для отдельных подсистем, например, перемещения бурильного и крепеустановочного оборудования, выбор параметров должен производиться одновременно с детальной конструктивной проработкой. Поэтому в настоящей работе осуществляется разработка методики выбора параметров двух главных подсистем: погрузочно-транспортной, конструктивно являющейся базовой частью комплекса, и бурильного модуля. Структура процесса их параметрической оптимизации, приведенная на рисунке 7.6, отображает полную последовательность действий для получения конечного результата.

Трудоемкость предлагаемой процедуры заключается в необходимости для каждого сочетания параметров подсистемы, в особенности погрузочно-транспортной подсистемы, проводить полный цикл расчета производительности, нагрузок и мощности привода, т.к. производительность клинового ТТО представляет собой усредненную величину по всей совокупности циклов проталкивания при выгрузке основной части штабеля. В этом же процессе моделируются нагрузки силовых цилиндров и загрузка насосной станции по мощности. При моделирования работы бурильного модуля ситуация аналогична: необходимо моделировать весь цикл обуривания забоя согласно паспорту буровзрывных работ, включая операции по переходу от шпура к шпуру, замене инструмента и т.д.

Рисунок 7.6 – Структура процесса оптимизации параметров ПКВН

7.2.2 Обоснование ограничений для основных подсистем

Как известно, ограничения представляют собой числовые или функциональные соотношения, с помощью которых система вводится в границы, внутри которых необходимо производить выбор наилучших параметров.

Ограничения должны содержать те же варьируемые переменные, которые входят в перечень оптимизируемых параметров (приведен на рисунке 7.6). Рассмотрим совокупность ограничений для основных модулей ПКВН.

7.2.2.1 Система ограничений при выборе оптимальных параметров погрузочно-транспортного модуля

Для придания процессу формирования ограничений определенной последовательности, выполним их систематизацию. Целесообразно ограничения разделить по их основному назначению: геометрические; кинематические; силовые; энергетические; прочие.

Геометрические ограничения являются наиболее многочисленными, они определяют предельные размеры комплекса в целом или его отдельных узлов и элементов:

а) габаритные размеры и конфигурация поперечного сечения комплекса – длина, ширина, высота клинового ТТО в составе ПКВН, включая размеры и углы наклона неподвижных и поворотных бортов, угол наклона транспортирующей части конвейера к почве выработки – должны обеспечить вписывание в заданную форму и размеры выработки, как правило, прямоугольного сечения, а также надежное ссыпание горной массы с бортов в зону работы ТТО;

б) минимально допустимый объем приемного бункера для размещения горной массы, отделяемой от забоя при взрывных работах за один проходческий цикл;

в) максимальная высота подвижных и неподвижных клиньев с учетом средней крупности кусков горной массы;

г) диапазон допустимых углов заострения подвижных и неподвижных клиньев;

д) допустимый диапазон величины хода клинового ТТО внутри ячейки.

К кинематическим ограничениям относится, прежде всего, допустимая линейная скорость перемещения подвижных клиньев, а также допустимая линейная скорость передвижки комплекса и угловая скорость поворота бортов.

Силовые ограничения устанавливают предельные усилия, которые допустимо развивать в механизмах проталкивания клиньев, передвижки комплекса и поворота бортов.

Энергетические ограничения определяют недопустимость превышения установленной мощности двигателей насосных станций с учетом режима их работы.

Установим ограничительные соотношения, вытекающие из обоснованной и принятой схемы кинематического взаимодействия ПКВН (рисунок 7.4).

Сложность решения задачи реализации перечисленных ограничений в том, что необходимо предварительное знание величины установленной мощности, которая в свою очередь зависит от параметров ПКВН, являющихся предметом поиска. При этом, как показано в (7.3) (пункт 7.1), типоразмер насосной станции, включая энерговооруженность подсистемы, требует на предварительном этапе знания двух важнейших показателей рабочего процесса – средней производительности и удельной энергоемкости транспортирования. В связи с тем, что производительность клинового ТТО принята в качестве целевой функции, то процедуры параметрической оптимизации, как отмечалось ранее, должны носить итеративный характер:

– на первом этапе, исходя из необходимой величины производительности $Q_{\text{ТТО}}$ (задается заказчиком на основе требуемых темпов проведения выработки) и установленного экспериментально значения удельных энергозатрат a_w, определяется мощность двигателя $N_{дв.нас}$ и подбирается типоразмер насосной станции ($q/P_{раб.}$ – расход насоса/максимальное давление);

– на втором этапе, путем имитационного моделирования, выбираются наилучшие параметры ПКВН, обеспечивающие максимально возможную производительность погрузочно-транспортной части комплекса $Q_{max}>Q_{TTO}$ с соблюде-

нием ограничения по мощности привода насосной станции $N_{факт} \leq N_{дв.нас}$);

– оценивается величина остаточного ресурса по мощности привода: $r=[(N_{дв.нас}-N_{факт})/N_{дв.нас}]\times 100\%$; если $r>15\%$, то делается попытка принять меньший типоразмер насосной станции и поиск оптимальных параметров клинового ТТО повторяется;

– если условие по производительности для системы с оптимальными параметрами выполнить не удается и $[(Q_{ТТО}-Q_{max})/Q_{ТТО}]\times 100\%>15$ %, то делается попытка принять насосную станцию большего типоразмера и поиск оптимальных параметров повторяется.

Математические модели ряда базовых ограничений сформулированы в пункте 7.1.3. Прежде всего, установлен порядок выбора типоразмера насосной станции, включая мощность привода, номинальное рабочее давление и номинальный расход жидкости. Выведены также аналитические условия минимальной длины комплекса по трем ограничивающим условиям: максимально возможному углу наклона клинового ТТО, размещению концевой головки конвейера под консолью клинового ТТО и условию достаточной вместимости рабочего пространства для размещения породы от проходческого цикла.

В результате этих двух процедур устанавливаются главные ограничения: энерговооруженность комплекса $N_{дв.нас}$ и минимально допустимая длина клинового ТТО (бункера), измеренная по почве выработки, $L_к'$.

Рассмотрим соотношения для идентификации других геометрических ограничений клинового ТТО.

Введем следующие обозначения, дополнительные к тем, которые приняты ранее:

- $l_{б.н}$ – ширина неподвижного борта (абсолютная), м;

- $h_п$ – высота подвижного клина (высота клинового ТТО);

- $\delta_п$ – минимальный зазор между верхней точкой подвижного борта и кровлей выработки.

Ориентируясь на поперечный профиль клинового ТТО внутри контура вы-

работки (рисунок 7.5) в верхней точке конвейера, можно записать:

– условие вписывания по горизонтали

$$B_к + 2l_{б.н} cos\beta_{б.н} + 2B_{б.п} \le B_{пр}; \quad (7.4)$$

– условие вписывания по вертикали

$$L_к' \, tg\beta_к + h_п + l_{б.н} \, sin\beta_{б.н} + B_{б.п} \, tg\beta_{б.п} + \delta \le H_{пр}. \quad (7.5)$$

В формулах (7.4 и 7.5) отдельные параметры могут быть приняты постоянными. В частности, угол наклона бортов неподвижного $\beta_{б.н}$ и поворотного $\beta_{б.п}$, который должен на 10-15 градусов превышать угол трения горной массы о поверхность стального листа ($\beta_{б.н}$=45÷50°), а также угол наклона оси ТТО к почве выработки должен быть $\beta_к \le 3°$.

При построении оптимального профиля клинового ТТО необходимо обосновать требования к допустимой ширине конвейера $B_к$ и к суммарной ширине бортов ($l_{б.н} + B_{б.п}$). Относительно ширины конвейера в пункте 7.1.3 определено ограничение $0{,}6B_к \le B_{ск} \le 0{,}8B_к$.

При ориентировочной проектной производительности клинового ТТО $Q_{ТТО}$=3,0...3,5 м^3/мин (около 300-350 т/ч), необходим скребковый конвейер с соответствующей приемной способностью, например, конвейер СПЦ-251 (приемная способность $Q_к$=8 т/мин, ширина решетака $B_{ск}$=0,65 м). Для такого конвейера допустимая ширина клинового ТТО находится в пределах 0,8-1,25 м. Этот интервал и должен быть принят в качестве ограничения для ширины клинового ТТО.

При детальном рассмотрении целевой функции и списка ограничений установлено, что размеры бортов неподвижного $l_{б.н}$ и поворотного $B_{б.п}$ должны быть внесены в число оптимизируемых факторов и, следовательно, в состав ограничительных требований.

Во-первых, общая их ширина ($l_{б.н} + B_{б.п}$), в плоскости неподвижного борта должна перекрывать выработку по ширине с зазором до стенки не более $\delta_п$.

Во-вторых, соотношение размеров по ширине $l_{б.н}$ и $B_{б.п}$ влияет на производительность клинового ТТО из-за изменения поперечного профиля штабеля после взрывных работ (рисунок 7.7). При увеличении $B_{б.п}$ высота слоя горной массы $H_{сл}$

уменьшается, что приводит к снижению давления на днище ТТО и уменьшению производительности.

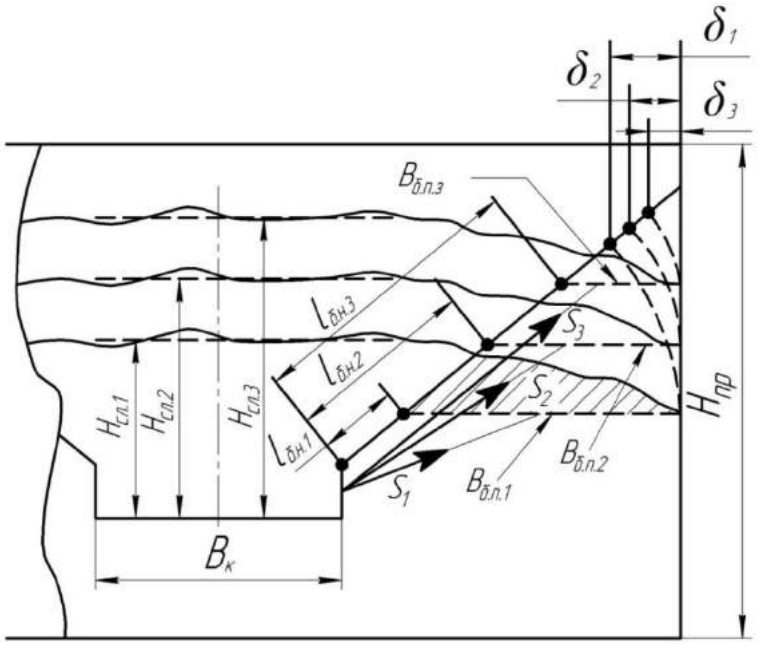


Рисунок 7.7 – Влияние ширины поворотных бортов $B_{б.п}$ на высоту слоя груза $H_{сл}$, зазор δ_n и усилие подъема бортов S_n

В-третьих, увеличение ширины поворотных ботов существенно влияет на усилия, требуемые для подъема бортов при их разгрузке.

В-четвертых, с ростом $B_{б.п}$ увеличивается объем рабочего пространства перед взрывом для размещения горной массы. Необходимо также отметить, что с увеличением ширины поворотных бортов существенно возрастает зазор δ_n между кромкой борта и стенкой выработки, что потребует разработки дополнительных конструктивных решений.

С учетом изложенного, перечень ограничений, кроме соотношений (7.4) и (7.5), имеет вид:

– взаимосвязь размеров бортов со средней высотой штабеля $H_{сл.ср}$:

$$[B_к\left(h_n + l_{б.н} \cdot sin\beta_{б.н}\right)+(H_{сл.ср} - l_{б.н} \cdot sin\beta_{б.н} - h_n)\, B_{пр} + + l^2_{б.н}\, cos\beta_{б.н}]\cdot L_{шт.ср} \geq l_ц \cdot B_{пр} \cdot H_{пр} \cdot K_р \cdot K_н; \quad (7.6)$$

$$0{,}5(B_{пр} - B_к)\, cos\beta_{б.н} = l_{б.н} \cdot cos\beta_{б.н} + B_{б.п}, \quad (7.7)$$

где $L_{шт.ср}$ – средняя длина штабеля, размещенная в бункере клинового ТТО, м;

$$L_{шт.ср}=0,7\ L_к\ ;$$

$K_н = 0,9$ – доля объема штабеля, размещенного в бункере ТТО;

– взаимосвязь ширины поворотных боров с усилиями для их поворота при разгрузке:

$$h_s \cdot n_s \cdot S \geq L_{шт.ср} \cdot \tfrac{1}{3} B^3_{б.п} \cdot tg\varphi \cdot \gamma \cdot g \qquad (7.8)$$

где S – усилие гидроцилиндра для подъема поворотного борта, Н;

n_s – количество гидроцилиндров по одной стороне ТТО;

h_s– плечо штока гидроцилиндра (расстояние от точки крепления штока гидроцилиндра к борту до оси вращения борта), м;

g – ускорение свободного падения, м/с^2.

Ограничения по высоте подвижных $h_п$ неподвижных $h_н$ клиньев связаны со средней крупностью транспортируемого материала $d_{ср}$. Как было отмечено ранее, при решении задачи выбора оптимальных параметров в детерминированной постановке $d_{ср}$ принимается постоянным, соответствующим результатам производственных наблюдений [141]. Средний размер куска в рядовом штабеле составляет 0,2-0,25 м. В соответствии с этим диапазон высот подвижных клиньев составляет.

$$0,8 \leq (h_п/d_{ср}) \leq 1,5. \qquad (7.9)$$

Высота неподвижных клиньев $h_н$ по данным экспериментальных исследований клиновых конвейеров в транспортном режиме [144] должна приниматься на 20-25 % ниже, чем $h_п$. Поэтому при исследовании влияния высоты клиньев целесообразно одновременно измененять пары значений $h_п$ и $h_н$.

Углы заострения клиньев $\beta_н$ и $\beta_п$ определяют как сопротивления внедрению и проталкиванию при формировании производительности клинового ТТО, так и полезную длину ячейки. Граничные значения углов заострения принимаем также по результатам экспериментальных исследований клиновых ТТО в транспортном режиме:

$$16^o \leq \beta_п (\beta_н) \leq 38^o. \qquad (7.10)$$

Величина хода относится к числу определяющих параметров клинового

ТТО. Для каждой пары клиньев (подвижного и неподвижного) с конкретными углами заострения существует оптимальное значение величины хода подвижных клиньев Δ, при котором реализуется максимальный объем единичного захвата, передаваемый в соседнюю ячейку. Ход ТТО определяет также число пар рабочих клиньев на всей длине конвейера, что сказывается на стоимости рабочего органа. Вместе с тем известно, что с увеличением длины проталкивания увеличиваются потери при передаче груза в соседнюю ячейку. В то же время, вариант ТТО с малым ходом приводит к увеличению числа циклов переключения гидроцилиндров и аппаратуры управления. Существенное влияние оказывает соотношение длины хода Δ и среднего размера куска $d_{ср}$. С учетом ранее выполненных исследований принимаем

$$3 \leq \Delta / d_{ср} \leq 6. \qquad (7.11)$$

При этом число циклов переключений не должно превышать нормативное значение $N_ц$ для принятых электрогидрораспределителей. Число циклов в единицу времени определяется не только величиной хода подвижных клиньев, но и скоростью линейных перемещений $\upsilon_{тто}$. Это ограничение имеет вид:

$$3600\frac{\upsilon_{тто}}{\Delta} \leq [N_ц], \text{ час}^{-1}. \qquad (7.12)$$

Предварительный выбор кинематических ограничений. Как показано выше, в системе кинематических ограничений необходимо прежде всего регламентировать линейную скорость перемещения подвижных клиньев $\upsilon_{тто}$. Очевидно, что скорость ТТО определяет с одной стороны продолжительность цикла и производительность конвейера, а с другой – мощность, требуемую для процесса перемещения горной массы и, соответственно, мощность насосной станции. Установлено [144], что в диапазоне $\upsilon_{тто}$= 0,2...0,4 м/с, скорость не оказывает влияния на сопротивления перемещению клиновых элементов в штабеле. При дальнейшем увеличении скорости ТТО возможно проявление динамических процессов в результате взаимодействия клиньев со штабелем.

Значение скорости $\upsilon_{тто}$ внутри ограниченного диапазона должно выби-

раться из дискретного ряда, соответствующего расходу насоса предварительно выбранной насосной станции $q_{нп}$, л/мин, и стандартному ряду гидроцилиндров с диаметром поршня $D_ц$, м. Если перемещение подвижных клиньев производится за счет подачи жидкости в поршневую полость двумя гидроцилиндрами, то значение скорости υ_{mmo}, м/с, составит

$$\upsilon_{mmo}=1{,}06\cdot10^{-5}\left(\frac{q_{нп}}{D_ц^2}\right).$$

Тогда ограничение по фактору скорости движения клиньев примет вид

$$0{,}15\le1{,}06\cdot10^{-5}\left(\frac{q_{нп}}{D_ц^2}\right)\le0{,}45. \qquad (7.13)$$

Если перемещение подвижных клиньев производится подачей жидкости в штоковые полости с диаметром штока $d_{шт}$, то условие (7.13) примет вид

$$0{,}15\le1{,}06\cdot10^{-5}\left(\frac{q_{нп}}{D_ц^2-d_{шт}^2}\right)\le0{,}45. \qquad (7.14)$$

Силовые ограничения определяют уровень соответствия сопротивлений движению клинового ТТО в периоды проталкивания и внедрения с развиваемыми усилиями гидроцилиндрами. Известно, что максимальные сопротивления перемещению груза возникают в режиме проталкивания груза вверх при наибольших давлениях груза на опорную плоскость клинового ТТО. Контроль выполнения силового ограничения должен проводиться в начальной фазе погрузки и в режиме работы ТТО с поднятыми бортами. Соотношения для расчета $W_{пр.i}$ приведены в пункте 6.1.1.2. Для контроля выполнения силового ограничения необходимо в наиболее нагруженных циклах проталкивания определять фактическое давление в рабочих полостях гидроцилиндров и сравнивать его с допустимым:

$$P_{гц}=\frac{2W_{пр}}{\pi(D_п^2-d_{шт}^2)}\le P_{гц.доп} \qquad (7.15)$$

Величина $P_{гц.доп}$ может принимать значения на 20-25% выше рабочего давления.

При расчете $W_{пр.i}$ необходимо учитывать особенности режима эксплуатации ТТО под завалом в сравнении с транспортным режимом. При использовании фор-

мул пункта 6.1.1.2 вместо $G_{гр.i}$ необходимо подставлять фактическое давление в ячейке $P_{факт.i}$, умноженное на площадь ячейки ($l_я \cdot B_к$).

Проверка выполнения *энергетических ограничений* производится по двум показателям: максимальная мощность, развиваемая приводом насосной станции в отдельных циклах, и эквивалентная мощность двигателя в период выгрузки объема горной массы из бункера. Порядок выполнения перечисленных процедур общеизвестен. Для проверки по максимальной мощности в каждом цикле вычисляется произведение $W_{пр.i}$ на скорость движения клинового ТТО – $\upsilon_{тто}$ с учетом потерь в гидроцилиндрах, в гидролиниях и насосе, учитываемых общим КПД.

7.2.2.2 Ограничения при выборе параметров бурильного модуля

Для бурильного модуля перечень основных ограничений аналогичен ограничениям базовой части: геометрические; кинематические; силовые; энергетические.

Особенность выбора параметров бурильного модуля ПКВН заключается в том, что необходимость проведения каких-либо дополнительных исследований по изучению рабочих процессов взаимодействия режущего инструмента с разрушаемой породой отсутствует, поскольку эти процессы не зависят от того, входит бурильное оборудование в состав АПС или в состав индивидуальной бурильной установки.

Условно все оптимизируемые параметры (рисунок 7.6), которые в то же время составляют систему ограничений, можно разделить на две группы:

1) зависящие от свойств разрушаемого массива:

- тип бурильной головки;

- вид бурового инструмента;

- режимные параметры бурения - энергия удара, частота ударов, частота вращения, вращающий момент, угол поворота инструмента (при ударно-поворотном способе), усилие подачи по допускаемому прогибу штанги;

2) зависящие от конструкции и типоразмера комплекса:

- тип манипуляторов;

- габариты в транспортном положении;

- усилие подачи (осевое усилие) по жесткости манипулятора и устойчивости ходовой тележки бурильного модуля.

Таким образом, к первой группе относятся почти все кинематические, силовые и энергетические параметры. Зная исходные характеристики породного массива (крепость, абразивность, трещиноватость, категорию по буримости и др.) и воспользовавшись известными результатами работ в данной области, можно для параметров первой группы принять значения из существующих, априори оптимальных для данных конкретных условий [12, 167-169]. Параметры этой группы далее в работе не рассматриваются.

С целью обеспечения максимальной производительности при обуривании забоя, бурильный модуль целесообразно оснастить блоком автоматического управления, которое в общем случае сокращает время переходов от шпура к шпуру и не исключает операцию разметки шпуров.

Ограничения второй группы, за исключением усилия подачи, обусловлены геометрическими факторами – контуром сечения выработки и габаритами комплекса.

Тип манипуляторов (так же как и бурильных головок) может быть выбран из выпускаемых в настоящее время модификаций при условии, что он соответствует максимальным и минимальным ограничениям по зоне бурения (от опорной плоскости). Минимальные габариты манипулятора ограничены площадью забоя, которую необходимо обурить с одного фиксированного местоположения ходовой тележки бурильного модуля, расположенной над ТТО в крайнем ближнем к забою положении. Эта площадь обозначена точками AA_1B_1B для одного манипулятора и $A_1A_2B_2B_1$ для второго манипулятора (рисунок 7.8, а) и составляет

$$S_{min.бур}=0{,}5B_{пр}\cdot H_{пр},\ м^2.$$

Максимальные габариты манипулятора ограничены условиями его вписываемости в пространство выработки между забоем AB (рисунок 7.8, б), почвой выработки AK ($AK=l_ц+0{,}5$, м), кровлей выработки (плоскость BC) и передними пово-

ротными бортами комплекса (плоскость *КЕ*) при бурении шпуров по забою и под анкеры.

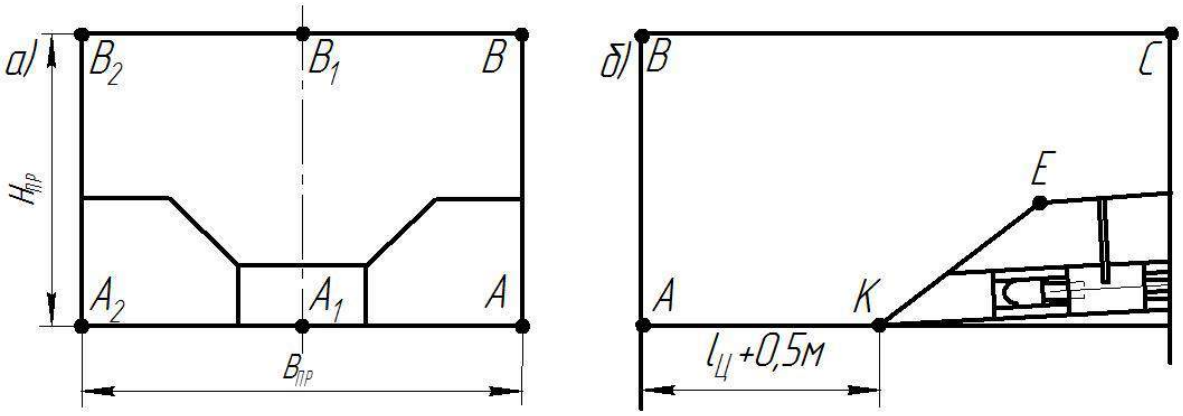


Рисунок 7.8 – К определению зоны работы бурильного оборудования

Габариты бурильного модуля в транспортном положении должны соответствовать условию его вписываемости в пространство, ограниченное в продольном сечении – расстоянием от поворотной секции предохранительной крепи, опущенной перед взрывными работами, до хвостовой части бункера (рисунок 7.9,а), а в поперечном сечении – внутренними контурами бункера и щитом предохранительной крепи (рисунок 7.9,б).

а) б)

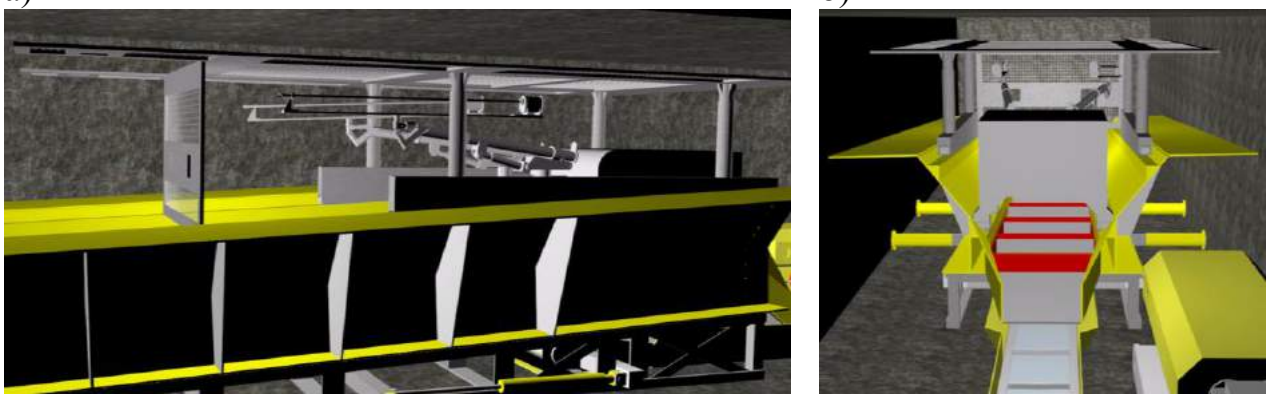


Рисунок 7.9 – Бурильный модуль в транспортном положении под защитой предохранительной крепи: а – вид сбоку; б – вид сзади

По предварительным оценкам, перечисленным геометрическим ограничениям удовлетворяет гидравлический манипулятор фирмы «Секома» (Франция) с податчиком длиной 2,5 м. С целью проверки вписываемости оборудования в кон-

туры выработки, взаимного расположения и взаимодействия подсистем комплекса, в системе Autodesk Inventor разработан 3D-прототип ПКВН, позволяющий осуществлять виртуальную визуализацию его функционирования при выполнении основных операций проходческого цикла. Выполненная 3D-анимация показала, что выбранный манипулятор соответствует перечисленным геометрическим ограничениям. На рисунках 7.9-7.11 приведены фрагменты анимации, демонстрирующие соблюдение условий вписываемости бурильного оборудования в требуемые контуры.

Рисунок 7.10 – Бурильный модуль при бурении анкерного шпура сквозь кондукторное отверстие в щите предохранительной крепи

Усилие подачи по жесткости манипулятора и устойчивости ходовой тележки бурильного модуля должно ограничиваться для предотвращения поломок и опрокидывания тележки.

Ограничения усилия подачи по прочности рабочей части коронки и по допускаемому прогибу штанги, как правило, не являются лимитирующими. Учитывая, что критическая прочность коронок имеет достаточно высокое значение (более 25 кН) [12], усилие подачи выбирается по допускаемому прогибу штанги из условия

$$R = 12{,}0 + 4{,}0\, l_{шп},$$

которое при $l_{шп} = 2{,}2$ м составляет $R = 20{,}8$ кН.

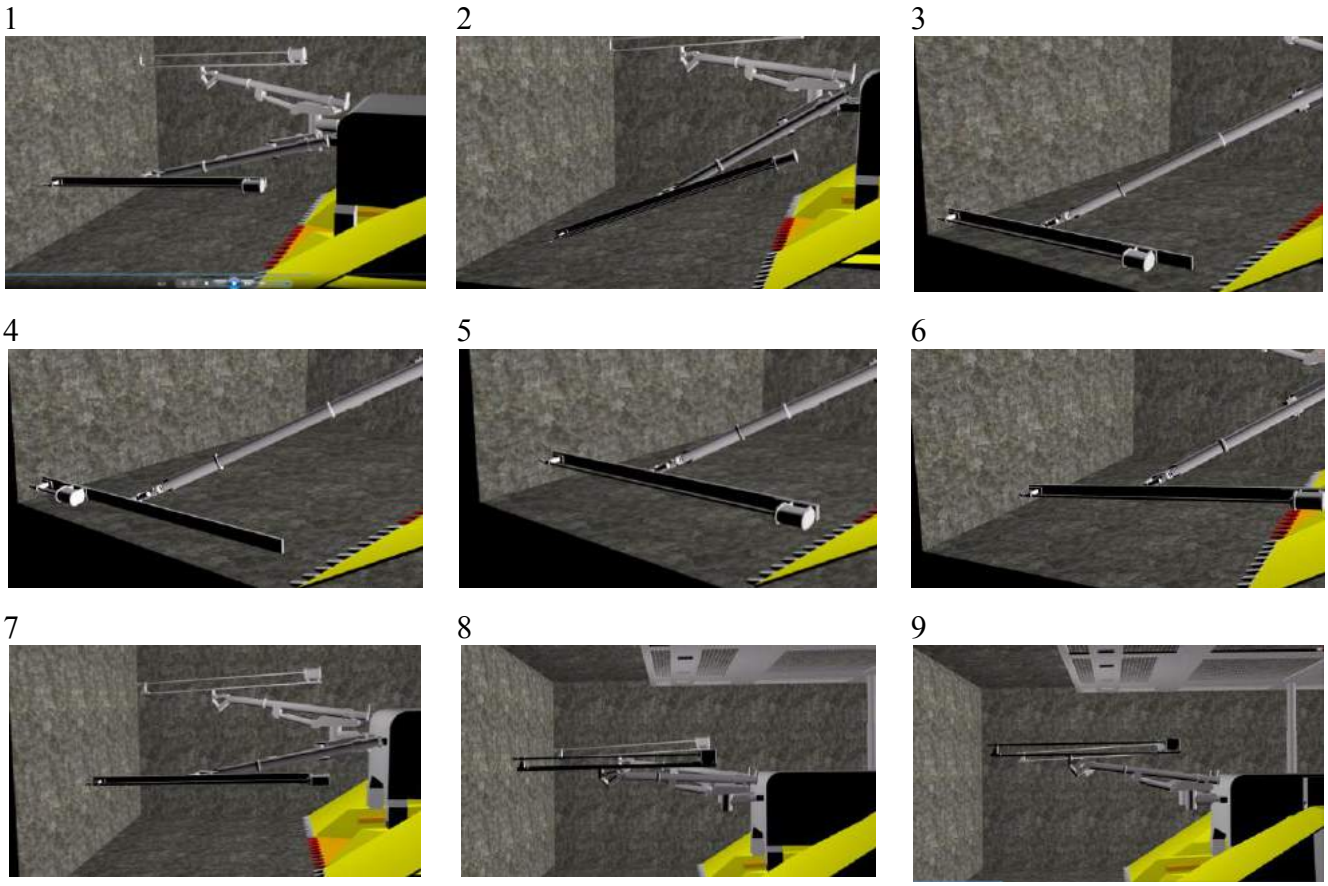


Рисунок 7.11 – Положения бурильного оборудования в процессе бурения крайнего нижнего шпура

Принимая во внимание тот факт, что усилие подачи большинства податчиков выпускаемых бурильных установок не превышает 18-19 кН, именно устойчивость бурильной установки является основным ограничением. Поэтому к устойчивости ходовой тележки бурильного модуля должны предъявляться особые требования, так как от нее непосредственно зависит усилие подачи и, соответственно, скорость бурения.

Однако, как отмечалось в пункте 7.2.1, выбор параметров ходовой тележки бурильного модуля должен производиться только одновременно с детальной конструктивной проработкой, без которой невозможно рассчитать его устойчивость.

7.2.3 Выбор оптимальных параметров погрузочно-транспортного модуля ПКВН

Алгоритм поиска оптимальных параметров погрузочно-транспортного мо-

дуля ПКВН составлен в соответствии с обоснованной выше целевой функцией – достижение максимально возможной технической производительности при соблюдении полного списка ограничений (рисунок 7.12). Отметим некоторые особенности разработанного алгоритма.

1. Алгоритм состоит из отдельных блоков. В первом блоке производится ввод исходных данных, которые разделены на две группы: условия проведения выработки ($B_{пр}$; $H_{пр}$; f; $l_ц$; $d_{ср}$; $\gamma_ц$; φ; $K_р$; ρ; $H_{кв}$; $B_{ск}$; $Q_{ск}$) и исходные данные о ПКВН ($\beta_к$; $\beta_{б.п}$; $\beta_{б.н}$; δ; h_0; $K_з$, ряд насосных станций $N_{дв.нас}$, $q_{ном}$, $P_{ном}$), которые не изменяются в процессе моделирования и выбора параметров ПТМ.

Во втором блоке рассчитывается объем рабочего пространства V_Σ для размещения горной массы после взрыва из условия (7.1), минимально допустимая длина конвейера $L_к^{'}$ из условия (7.2), по основным технологическим и конструктивным требованиями по условию (7.3) выбирается типовая насосная станция в соответствии с требуемой заказчиком производительностью и удельной энергоемкостью погрузки.

Завершает подготовительную часть алгоритма определение величины критического давления $P_{кр}$ на днище конвейера, зависящее от вида породы, угла ее внутреннего трения и средней крупности кусков (блок 3).

2. Непосредственный расчет грузопотока начинается с блока 4, в котором клиновому ТТО и бункеру присваиваются начальные параметры. Следующую часть присвоения составляет процедура прогнозирования или назначения по данным производственных наблюдений продольного и поперечного профилей штабеля, расположенного в бункере (блок 5), по которым в блоке 6, в соответствии с разработанными математическими моделями (6.19-6.37), определяются фактические давления на днище в каждой j-й ячейке.

3. Для каждого i-го проталкивания на выходе каждой из J ячеек вычисляется объем $V_{вых.i,j}$, который последовательно используется при расчете грузопотока на выходе конвейера (блок 7). С учетом времени цикла проталкивания определяется производительность клинового ТТО Q_{TTOi} в данном i-м цикле и средняя $Q_{TTOср}$ за I

проталкиваний, необходимых для выгрузки всего объема груза. В этом же 7 блоке вычисляются величины нагрузок (6.14), (6.15).

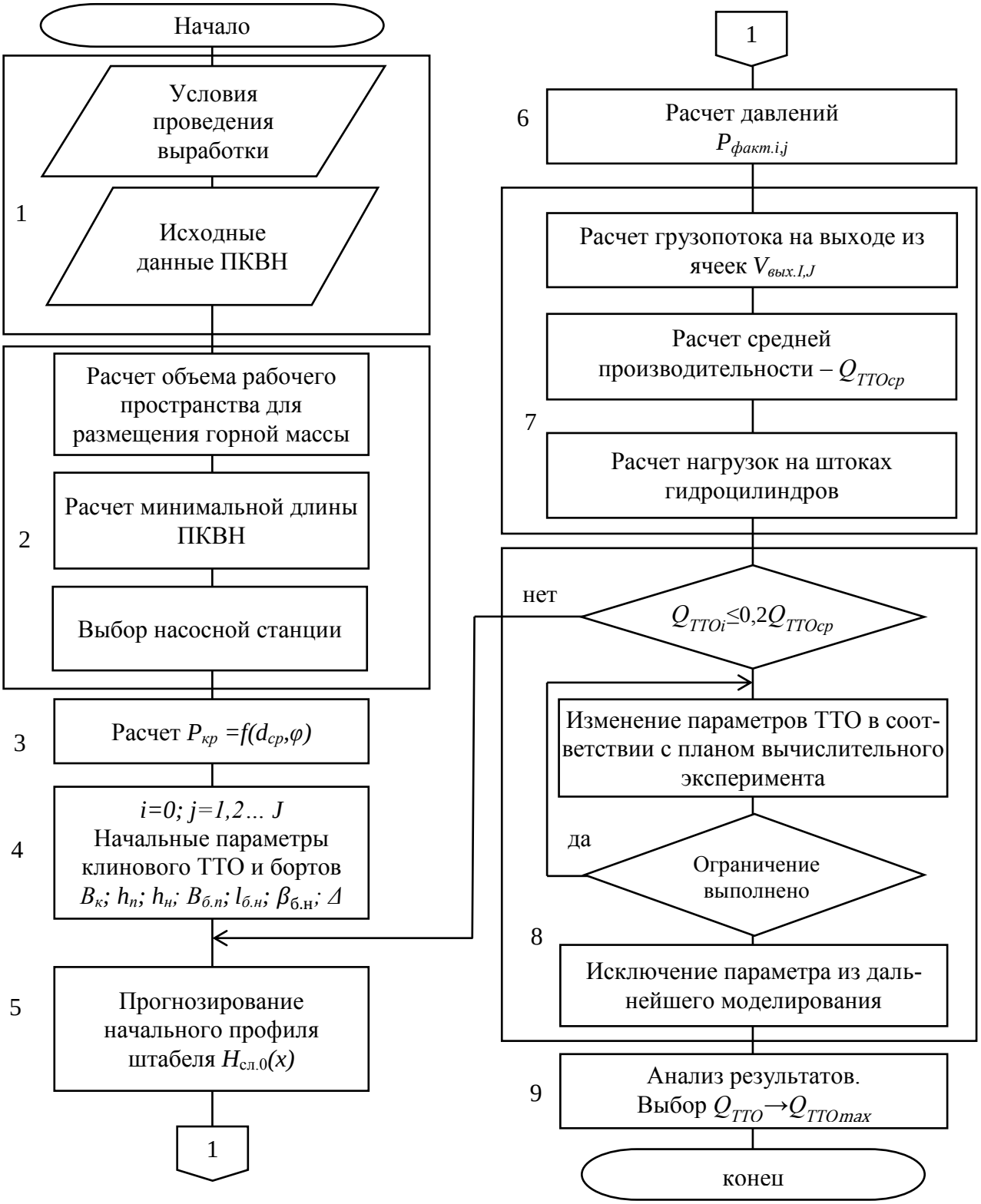


Рисунок 7.12– Укрупненный алгоритм определения оптимальных параметров погрузочно-транспортной части ПКВН

4. Следующая часть алгоритма посвящена перебору вариантов путем последовательного изменения значений каждого из искомых параметров в пределах, допустимых системой ограничений. Расчет для данной совокупности параметров прекращается, когда количество груза на выходе обеспечивает получение менее 20% средней производительности (блок 8).

5. Анализ результатов моделирования и выбор альтернативных вариантов производится в ручном режиме (блок 9). Для этого формируется база результатов расчета производительности, нагрузок и числа циклов включений гидросистемы с изменением всех влияющих факторов. При окончательном выборе конкурирующих вариантов учитывается уровень использования энергетических ресурсов.

Разработанные общие методические процедуры параметрического синтеза АПС реализованы на примере перспективного варианта агрегатированной системы – ПКВН – в виде экспериментальной и методической базы, необходимой для оптимизации его параметров и включающей:

- общую постановку задачи выбора оптимальных параметров ПКВН;

- выбор целевой функции подсистем ПКВН;

- перечень оптимизируемых параметров и обоснованную систему ограничений погрузочно-транспортного и бурильного модулей ПКВН;

- схему кинематического взаимодействия модулей;

- временной график выполнения работ проходческого цикла;

- аналитические соотношения для определения минимальной длины ПКВН;

- порядок выбора типоразмера источников энергоснабжения;

- математическое описание формирования грузопотока погрузочно-транспортным модулем при работе под завалом горной массы;

- компьютерную программу моделирования формирования производительности ТТО ПТМ при работе под завалом горной массы «ГРУЗОПОТОК»;

- действующую экспериментальную модель ПТМ ПКВН с макетом горной выработки;

- структуру процесса оптимизации параметров ПКВН;

- 3D-прототип и виртуальную визуализацию функционирования ПКВН, де-

монстрирующую выполнение геометрических ограничений;

- алгоритм определения оптимальных параметров погрузочно-транспортной части ПКВН.

Перечисленные инструменты разработанного аналитического и материально-технического аппарата дают возможность научно обоснованно выполнять оптимизацию параметров различных типоразмеров ПКВН для конкретных условий эксплуатации.

Выводы

1. Разработана общая методология параметрического синтеза АПС, включающая последовательность процедур постановки и решения задачи достижения экстремальных значений целевой функции и учитывающая многофункциональную структуру агрегатированных вариантов проходческих систем.

2. АПС представлены в виде совокупности конструктивно-технологических модулей, что позволяет учесть их технологические и конструктивные особенности и на начальном этапе итеративного процесса оптимизации определить базовые энергетические ограничения. Такое представление АПС дает возможность формализовать целевые функции структурных элементов (модулей) АПС, обосновать совокупность геометрических, кинематических, силовых и энергетических ограничений и сформировать конкретную последовательность действий по оптимизации параметров каждого модуля и АПС в целом.

3. Разработанные общие методические процедуры параметрического синтеза АПС реализованы на примере перспективного варианта агрегатированной системы – ПКВН – в виде экспериментальной и методической базы, необходимой для оптимизации его параметров. Осуществлена постановка задачи и первый этап параметрической оптимизации комплекса ПКВН: разработана конструктивно-технологическая схема взаимодействия его модулей, конкретизированы источники энергоснабжения, выведены аналитические условия для расчета его минимальной длины.

4. Разработан укрупненный алгоритм определения оптимальных параметров

ПТМ, обоснована система ограничений погрузочно-транспортного и бурильного модулей.

5. Разработанный 3D-прототип ПКВН, позволяющий осуществлять виртуальную визуализацию его функционирования для оценки выполнения условий вписываемости оборудования в контуры выработки и взаимодействия функциональных элементов в пространстве, подтвердил выполнение геометрических ограничений основных подсистем.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе на основании выполненных теоретических и экспериментальных исследований решена актуальная научная проблема в области создания конкурентоспособного горнопроходческого оборудования нового технического уровня, заключающаяся в формировании научных основ разработки агрегатированных проходческих систем для подземного способа добычи полезных ископаемых, включающих структурно-функциональную систематизацию АПС, математическую и имитационно-статистическую модели функционирования с программным продуктом и комплексный критерий оценки эффективности проходческих систем, закономерности и зависимости показателей их производительности и трудоемкости от горно-технических, технологических и конструктивных факторов, основные методические положения структурного и параметрического синтеза АПС, что имеет важное хозяйственное значение для отраслей горной промышленности.

Основные научные выводы и практические результаты диссертационной работы заключаются в следующем:

1. На основе анализа агрегатированных структур горнопроходческого оборудования установлено, что агрегатированные буровзрывные и комбайновые проходческие системы имеют общие правила построения, описываемые единой обобщенной структурой. В результате обобщения и развития имеющихся классификаций, дополнения их новыми классификационными признаками, разработана общая структурно-функциональная систематизация буровзрывных и комбайновых АПС, являющаяся основой процедур синтеза и оценки эффективности новых технических решений.

2. Разработаны математические модели производительности и трудоемкости работы проходческих систем, отличающиеся от существующих тем, что помимо учета совмещения операций в процессе цикла, времени маневровых операций по обмену машин, показателей надежности и старения оборудования при выполнении забойных операций, они учитывают и внезабойные операции, такие как мон-

таж-демонтаж оборудования и перебазирование его из одного забоя в другой, что позволяет дать более полную оценку их эффективности в общем процессе своевременного воспроизводства фронта очистных работ.

3. Предложен комплексный оценочный критерий – коэффициент эффективности проходческих систем, объединяющий основные показатели их работы (производительность и трудоемкость проходки), позволяющий характеризовать технический уровень систем в сравнении с базовым вариантом с учетом вероятности обеспечения требуемой заказчиком скорости выполнения структуры объемов горнопроходческих работ.

4. Разработанная имитационно-статистическая модель функционирования буровзрывных и комбайновых проходческих систем, адекватность которой подтверждена производственными данными, учитывает смену структурных состояний в период проходческого цикла, вероятностный характер процесса и позволяет получать как итоговые показатели работы систем за период выполнения заданной структуры объемов горнопроходческих работ, так и промежуточные результаты в каждом проходческом цикле в конкретных условиях эксплуатации.

5. Установлены закономерности и зависимости эффективности работы АПС от характеристик структурных элементов, условий эксплуатации, классификационных признаков, отражающих особенности агрегатированных структур. В частности, приобретаемые ими при агрегатировании конструктивные особенности, снижающие степень цикличности технологии проходки, позволяют повысить производительность АПС до 60%, и снизить удельную трудоемкость проходческих работ до 25% в сравнении с аналогичными комплектами оборудования. Кроме того, удельная трудоемкость снижается также за счет того, что при агрегатировании функциональных элементов в составе одной АПС уменьшается количество однотипных элементов, что приводит к снижению количества отказов и продолжительности простоев, связанных с их устранением.

6. Разработанный порядок процедур структурного синтеза АПС, основанный на принципах системного подхода, позволяет последовательно осуществлять разработку принципиально новых схемотехнических решений АПС, эффективных

в конкретных условиях эксплуатации. На основе использования процедур синтеза разработан один из перспективных вариантов новой конструкции проходческого взрывонавалочного комплекса, не имеющего аналогов в мировой практике, позволяющего совмещать операции проходческого цикла, реализовать поточно-цикличную технологию проходки, в 1,5 раза повысить скорость проведения выработки и в 2,3 раза – производительность труда ($К_{ЭФ}$=1,32) по сравнению с результатами, достигнутыми при использовании лучших традиционных комплектов отечественного горнопроходческого оборудования ($К_{ЭФ}$=0,5).

7. Впервые разработана общая методология и последовательность процедур постановки и решения задачи параметрического синтеза АПС, учитывающая их многофункциональную структуру. Представление АПС в виде совокупности конструктивно-технологических модулей позволяет на первом этапе итеративного процесса определить базовые габаритные и энергетические ограничения системы, на втором – обосновывать и формализовать целевые функции элементов АПС, совокупность их геометрических, кинематических, силовых и энергетических ограничений, математические модели формирования производительности, нагрузок, энергозатрат и алгоритм поиска оптимальных параметров.

8. Осуществлена постановка задачи и первый этап параметрической оптимизации проходческого комплекса ПКВН: разработана конструктивно-технологическая схема взаимодействия его модулей, конкретизированы источники энергоснабжения, выведены аналитические условия для расчета его минимальной длины. Разработан укрупненный алгоритм определения оптимальных параметров ПТМ, обоснована система ограничений погрузочно-транспортного и бурильного модулей. Виртуальная визуализация функционирования разработанного 3D-прототипа ПКВН подтвердила соблюдение геометрических ограничений.

9. Разработаны адекватные математические модели и программное обеспечение процессов формирования грузопотока и нагрузок клиновым ТТО, входящим в состав проходческого комплекса ПКВН, отличающиеся тем, что при использовании наклонных бортов для обеспечения подачи горной массы к транспортирующему органу, объем груза на выходе из ячейки и нагрузки тягового органа опре-

деляются давлением груза на опорную поверхность клинового ТТО, которое в свою очередь, зависит от расположения груза внутри бункера. Для реализации этого процесса, на основе теорий сыпучей среды и распределения давлений на стенки бункеров, разработана методика определения фактического давления на опорную поверхность ТТО и изменения профиля штабеля в ячейках по мере выгрузки горной массы из бункера.

10. Разработана действующая экспериментальная модель базовой погрузочно-транспортной части ПКВН (масштаб 1:4), позволяющая выполнять полный цикл исследований для уточнения параметров и создания натурного образца комплекса.

11. Результаты диссертационной работы используются ОАО «Копейский машиностроительный завод», ООО «Шахтоуправление «Садкинское», ОАО «Шахтоуправление «Обуховская», шахтой Алмазная ОАО «УК Алмазная», ОАО «Ростовшахтострой».

СПИСОК УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

Условные обозначения, используемые в главе 3

λ - интенсивность отказов, час$^{-1}$.

μ - коэффициент регламентированных перерывов;

$\Gamma(x)$ – значение гамма-функции;

j – количество ремонтно-подготовительных смен за период выполнения СОГПР, шт;

$K_{Гi}$ – коэффициент готовности i-й машины (в случае АПС – коэффициент готовности функциональных элементов, участвующих в i-м процессе);

$K_{мi}$ – коэффициент влияния времени маневров в процессе работы;

k_v – коэффициент Вейбулла;

L^* – общая протяженность выработок, входящих в СОГПР, м.

n – число проходческих циклов при проведении i-ой выработки, шт;

p – число перемонтажей ПС, шт;

$Q_i' = V_ц / t_i$ – производительность за чистое время работы t_i в i-м процессе, м^3/час;

Q_i – эксплуатационная производительность системы в i-м процессе;

Q_c – производительность системы за один проходческий цикл;

$\hat{Q}_{V_{mpi}}$ – производительность системы (вероятностное значение) за период проведения i-й выработки заданного объема V_{mpi}, входящей в СОГПР, м^3/час,

Q_c^* – производительность проходческой системы при выполнении СОГПР, м^3/час;

$q = \sum_{i=1}^{r} n_i$ – число проходческих циклов при проведении выработок, входящих в СОГПР, шт;

r – общее число выработок, входящих в СОГПР, шт;

$S_{пр}$ – сечение выработки в проходке, м^2;

$S_{пр}^*$ – средневзвешенное сечение выработок, входящих в СОГПР, в проходке, м^2;

$S_{св}$ – сечение выработки в свету, м^2;

T^* – трудоемкость выполнения СОГПР, чел.-час;

$T_{МДk}$ – трудоемкость k-го перемонтажа ПС, чел.-час;

$T_{ПБk}$ – трудоемкость k-го перебазирования (подготовка монтажного участка и транспортировка демонтированной ПС к месту монтажа) ПС, чел.-час;

$T_{РПСk}$ – трудоемкость работ, выполняемых в k-ую ремонтно-подготовительную смену, чел.-час;

$T_{цп}$ – трудоемкость n-го проходческого цикла, чел.-час;

$t_{мдk}$ – время k-го перемонтажа ПС, час;

$t_{пбk}$ – время k-го перебазирования ПС, час;

$t_{рпсk}$ – время k-ой ремонтно-подготовительной смены, час;

$t_{мoi}$ – время маневров по обмену оборудования в i-м процессе цикла, час;

$t_{ц}$ – время проходческого цикла, час;

$t_{цk}$ – время k-го проходческого цикла, час;

t_i – время выполнения i-го процесса цикла, час,

t'_i – чистое время работы i-й машины в i-м процессе цикла, час;

V^* – объем выработок, проводимых в рамках выполнения СОГПР, м^3;

$V_{ц}$ – объем выработки, проводимой за цикл, м^3;

$V_{цi}$ – объем выработки, пройденный в i-м цикле, м^3;

$V_i = \sum_{i=1}^{n} V_{цi}$ – объем i-й выработки, входящей в СОГПР, м^3;

υ^* – скорость выполнения СОГПР, м/час

Условные обозначения, используемые в главе 6 и главе 7

α – угол сдвига (угол наклона линии скольжения) на границе зон 1 и 2 (рисунок 6.12, 6.14, 6.15);

α_{μ} – угол трения материала по стали, град.;

β – угол наклона выработки, град;

$\beta_к$ – угол наклона трассы перегружателя, град.;

$\beta_н$ – угол заострения неподвижного клина, град.;

$\beta_п$ – угол заострения подвижного клина, град.;

$\beta_{б.п}$ – угол подъема поворотных бортов, град;

$\beta_{б.н}$ – угол наклонных бортов к почве выработки, град;

$\gamma_ц$ – плотность породы в целике, кг/м^3;

$\gamma_т$ – плотность горной массы в разрыхленном состоянии, кг/м^3;

$\gamma_{ст}$ – плотность стали, кг/м^3;

Δ – длина проталкивания (ход) подвижного клина, м;

δ – угол наклона передних поворотных бортов к почве выработки, град;

$\delta_Ш$ – угол наклона участка штабеля, примыкающего к стенке выработки, град;

ε – угол наклона касательной к контуру поверхности штабеля, град;

$\eta_{гн}$ – объемный КПД гидронасоса;

θ – угол наклона плоскости скольжения CD к горизонту, град (рисунок 6.14, 6.15);

$\nu_{1,2}$ – углы наклона линий скольжения, измеренные от вертикали, град;

ρ – коэффициент внутреннего трения;

σ – величина напряжения на контуре штабеля;

$\sigma_{вых.i,j}$ – среднеквадратичное отклонение;

$\tau_{i,j}$ – касательная составляющая давления (напряжения) в плоскости днища, Н;

φ – угол внутреннего трения, град;

$\varphi_{е.о}$ – угол естественного откоса, град;

φ_0 – угол трения материала о стенки выработки, град;

$\omega_б$ – угловая скорость поворота бортов;

$\omega'_{гр}$ – коэффициент сопротивления движению груза по желобу;

$\omega'_{ТТО}$ – коэффициент сопротивления движению ТТО по желобу;

A_1 – коэффициент, характеризующий предельную высоту слоя материала;

$A_{ср.i}$ – средняя работа перегружателя за цикл проталкивания, Дж/цикл,

a_1 – параметр, характеризующий кривизну экспоненты процесса транспортирования материала при проталкивании груза ТТО;

a_3 – параметр, характеризующий кривизну экспоненты процесса транспортирования при внедрении подвижного клина;

a_w – удельная энергоемкость транспортирования, кДж/(м^3·м);

$B_{б.н}$ – ширина наклонных бортов по почве выработки, м;

$B_{б.п}$ – ширина поворотных бортов, м;

$B_к$ – ширина клинового ТТО (конвейера), м;

$B_{пр}$ – ширина поперечного сечения выработки в проходке, м;

$B_{ск}$ – ширина желоба скребкового конвейера, м;

$B_{i,j}$ – ширина штабеля в бункере, м;

$D_ц$ – диаметр поршня приводных гидроцилиндров, м;

$d_{вых.i,j}$ – средний размер куска в локальном объеме $V_{\text{вых}.i,j}$, м;

$d_{ср}$ – средний размер куска, м;

$d_{ср.i,j}$ – средний размер куска материала, находящегося в данной ячейке, м;

d_{max} – максимальный размер куска, мм;

K_β – коэффициент влияния угла наклона трассы перегружателя;

$K_{1.i,j}$ – коэффициент влияния высоты слоя материала на выходе из j-ой ячейки в i-м цикле;

K_2, K_4 – коэффициенты, учитывающие проникающую способность клиньев;

$K_{3.i,j}$ – коэффициент, характеризующий «удерживающую» способность неподвижного клина;

$K_з$ – коэффициент увеличения удельной энергоемкости транспортирования за счет высоты штабеля над клиновым ТТО и потерь энергии за счет поворота бортов в процессе транспортирования;

$K_{зап}$ – коэффициент запаса;

$K_к$ – коэффициент плотности конструкции клина;

$K_н$ – доля объема штабеля, размещенного в бункере ТТО;

$K_р$ – коэффициент разрыхления;

$K_{рез}$ – коэффициент резервного объема;

K_{dh}– коэффициент, характеризующий среднюю крупность кусков горной массы по отношению к высоте подвижного клина h_n.

K_h – относительная высота слоя;

K_V – относительный объем на выходе из ячейки;

K_{Vd} – коэффициент вариации среднего случайного размера куска;

L_2 – расстояние от начала поворотных бортов до конца бункера (по почве выработки), м;

$L_к$ – длина комплекса (бункера, ТТО), м;

$L_к'$ – длина комплекса (бункера, ТТО) по почве выработки, м;

$L_{шт.ср}$ – средняя длина штабеля, размещенная в бункере, м;

$l_{б.н}$ – ширина наклонных бортов (абсолютная), м;

$l_п$ – величина перекрытия обводной головки скребкового конвейера консольной разгрузочной частью клинового ТТО, м;

$l_ц$ – величина подвигания забоя за цикл, м;

$l_я$ – длина ячейки, м;

m – коэффициент сыпучести горной массы (коэффициент Ренкина),

m_x – гранулометрический состав штабеля (относительная величина среднего размера куска в штабеле в сравнении с максимальным размером);

$N_{дв.нас}$ – мощность двигателя насосной станции, кВт;

$N_ц$ – нормативное число переключений электрогидрораспределителей, час$^{-1}$;

n_s – количество гидроцилиндров подъема бортов по одной стороне ТТО, шт;

$P_{гц}$ – фактическое давление в рабочей полости гидроцилиндра, МПа;

$P_{гц.доп}$ – допустимое давление в рабочей полости гидроцилиндра, МПа;

$P_{ном}$ – номинальное рабочее давление, МПа;

P – нормальное давление материала на плоскость днища ТТО, Н;

$P_{i,j}$ – нормальное давление материала на плоскость днища j-ой ячейки в i-ом цикле проталкивания, Н;

$P_{факт.i,j}$ – фактическое давление материала на плоскость днища ТТО, Н;

$P_{кр.i,j}$ – «критическое давление» груза на плоскость днища ТТО, Н;

P_0 – сила тяжести груза в пределах ячейки, Н;

$P_{кр.п}$ – критическое давление при оценке проталкивающих свойств подвижного клина, Н;

$P_{кр.н}$ – критическое давление при оценке тормозящих свойств неподвижного клина, Н;

p_y – давление материала на горизонтальную площадку, находящуюся на глубине y от верхнего уровня бункера, Н/м^2;

R_{1max} – максимальное значение давления R_1 на подпорную стенку;

R_{3N} – нормальная составляющая вектора силы R_3;

$R_{3\tau}$ – тангенциальная составляющая вектора силы R_3;

S – усилие гидроцилиндра для подъема поворотного борта, Н;

$Q_{ск}$ – приемная способность скребкового конвейера, м^3/мин;

$Q_{ТТО}$ – производительность ТТО, м^3/мин;

$Q_{mТТО}$ – максимальный грузопоток на выходе клинового ТТО, м^3/мин;

$q_{ном}$– номинальный расход, л/мин.

$q_{нп}$ – расход насоса маслостанции, м^3/с;

$H_{кв}$ – высота скребкового конвейера, мм;

$H_{пр}$ – высота поперечного сечения выработки в проходке, м;

$H_{сл}$ – высота слоя горной массы над плоскостью днища, м;

$H_{сл.0}(x)$ – начальный продольный профиль поверхности штабеля, измеренный по вертикали от плоскости днища в функции координаты продольного сечения конвейера, м,

$H_{сл.i,j}$ – высота слоя материала, находящегося в j-ой ячейке после i-го цикла проталкивания, м;

$H_{сл}(x)$ – высота слоя в функции координаты поперечного сечения конвейера, м;

$H_к(x)$ – расстояние от почвы выработки до плоскости днища в функции координаты продольного сечения конвейера, м

ΔH – приращение слоя за счет поворота бортов, м;

$\Delta H_{i,j}$ – изменение уровня груза над данной j-ой ячейкой после i-го цикла, м;

h_0 – глубина бункера от днища до верхней кромки неподвижных бортов, м;

$h_н$– высота неподвижного клина, м;

$h_п$ – высота подвижного клина, м;

$h_{сл}$ – высота слоя над уровнем верхней кромки наклонных бортов, м;

h_x – высота хвостовой части бункера, мм;

$h_{эп}(h_{эн})$ – эквивалентная высота подвижного (неподвижного) клиньев, м;

$h_{эп.i,j}$ – эквивалентная высота подвижного клина в j-ой ячейке после i-го цикла проталкивания, м;

h_s – плечо штока гидроцилиндра (расстояние от точки крепления штока гидроцилиндра к борту до оси вращения борта), м;

$h(x)$ – переменная высота желоба, м;

$S_{пр}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м^2;

$F(x)$ – переменная величина поперечного сечения;

i – номер цикла проталкивания;

J – число ячеек в клиновом ТТО;

j – номер ячейки;

$T_ц$ – продолжительность цикла проталкивания, с;

$t_{прот}$ – продолжительность рабочего хода в цикле, с;

V – величина малого выделенного объема при определении K_{Vd}, м^3;

$V_{борт.i,j}$ – объем груза, попадающего в данную j-ю ячейку после i-го проталкивания за счет поворота бортов, м^3;

$V_{вых.i,(j\text{-}1)}$, $V_{вых.i,j}$ – объемы, образующиеся на выходе (j-1)-й и j-ой ячейках после i-го цикла работы клинового ТТО;

$V_{вых.i,j}$ – объем материала на выходе из ячейки конвейера за цикл, м^3;

$(V_{шпм})_{i,j}$ – поступление материала извне, например, от шахтной погрузочной машины (ШПМ) в j-ю ячейку в i-м цикле;

$V_{ср.j}$ – средний объем в j-ой ячейке, м^3;

$V_{ср.J}$ – средний объем в последней ячейке, м^3/цикл;

$V_{ср.вых.\ J}$ – средний объем на выходе из последней ячейки, м^3/цикл;

$\Delta V_{борт}$ – количество груза на бортах, м^3;

$V_{экв.п}$ – условный эквивалентный объем груза в ячейке, м^3;

$V_{A.i,j}$ – случайный порционный грузопоток от внешнего источника, м^3;

$V_{i,j}$ – объем материала в j-ой ячейке после i-го цикла проталкивания, м^3;

$V_{(i\text{-}1),j}$ – объем, оставшийся в j-ой ячейке после (i-1)-го цикла проталкивания, м^3;

$\upsilon_{ттo}$ – скорость движения ТТО, м/мин;

$W_{пр.i}$ – сопротивление при проталкивании груза, Н;

$W_{ср.i}$ – средняя сила тяги клинового ТТО в i-м цикле, Н;

$W_{хх.1}$ – полное сопротивление холостого хода (движение вверх), Н;

$W_{хх.2}$ – полное сопротивление холостого хода (движение вниз), Н;

$G_{гр.i}$ – суммарная масса груза после i-го цикла проталкивания, кг;

$G_{ТТО}$ – масса движущихся частей ТТО, Н;

x – координата положения поперечного (продольного) сечения конвейера.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1 Беликов, В.В. Проблемы и пути повышения эффективности проведения подготовительных выработок на угольных шахтах России / В.В. Беликов, А.И. Чавкин // Уголь. – 2009. - №3.– С.31-34.

2 Афанасьев, В.Я. Уголь России: состояние и перспективы: монография / В.Я. Афанасьев, Ю.Н. Линник, В.Ю. Линник. – М.: ИНФРА-М, 2014. – 71с.

3 Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г. / Ю.Н. Линник [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. – 2006. – №2. – С. 2-12. Концепции развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г. (Продолжение) / Ю.Н. Линник [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. - 2006. - № 3. – С. 2-6.

4 Линник, В.Ю. Анализ эффективности применения проходческих комбайнов / В.Ю. Линник // Маркшейдерский вестник. -2011. -№3. - С.15-18.

5 Бунин, В. И. Создание комплексов для проведения наклонных горных выработок /В.И. Бунин. - Кемерово: Кузбассвузиздат, 1998. – 156 с.

6 Воронова, Э.Ю. Синтез и оценка эффективности технических решений при агрегатировании буровзрывных проходческих систем. Дис.... канд. техн. наук: 05.05.06 - Горные машины / Воронова, Элеонора Юрьевна, Юж.-Рос. гос. техн. ун-т; Защищена 14 мая 2004 г. Новочеркасск: ЮРГТУ. – 2004. – 263 с.

7 Горбунов, В. Ф. Методические указания по определению производительности и выбору основных параметров буровзрывных проходческих комплексов / В.Ф. Горбунов, В.И. Бунин, А.Ф. Эллер. –Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1982. –56с.

8 Першин, В.В. Совершенствование разработки проходческих систем буровзрывного действия /В.В. Першин, М.Д. Войтов, Ю.Д. Григоренко // Горные машины и автоматика. – 2003. -№3. – С.11-15.

9 Першин, В.В. Основные направления развития горно-проходческих машин и комплексов буровзрывной технологии для угольной промышленности Кузбасса / В.В. Першин, М.Д. Войтов, Ю.Д. Григоренко // Горные машины и автоматика. – 2002. -№11. – С.2-4.

10 Горбунов, В. Ф. Основы проектирования буровзрывных проходческих систем / В.Ф. Горбунов, А.Ф. Эллер, В.М. Скоморохов. –Новосибирск: Наука, 1985. –185с.

11 Проектирование и расчет проходческих комплексов / В.Ф. Горбунов [и др.]. –Новосибирск: Наука, 1987. –190с.

12 Хазанович, Г. Ш. Буровзрывные проходческие системы: учеб. пособие / Г.Ш. Хазанович, В.В. Ленченко ; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск: ЮРГТУ, 2000. –504с.

13 Черепанов, Г. С. Системное исследование технологии проведения горных выработок буровзрывным способом / Г.С. Черепанов. –М.: Наука, 1987. – 140с.

14 Габов, В.В. Пути повышения эффективности и безопасности проведения подготовительных выработок в крепких породах / В.В. Габов, Л.К. Горшков, М.Г. Менжулин, А.Б. Незаметдино, Э.В. Кустриков // Экология и развитие общества. –2013. - №2-3(8). – С.99-100.

15 Бреннер, В. А. Щитовые проходческие комплексы / В. А. Бреннер, А. Б. Жабин, М. М. Щеголевский, Ал. В. Поляков, Ан. В. Поляков. – М.: Горная книга, 2009. – 447 с.

16 Альтшуллер, Г. С. Найти идею: Введение в теорию изобретательских задач / Г.С. Альтшуллер. –Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1986.

17 Воронова, Э.Ю. Опыт создания и развитие агрегатированных проходческих систем для проведения горизонтальных и наклонных горных выработок /Э.Ю. Воронова, Ю.В. Антипов // Горное оборудование и электромеханика. - 2013. - №6. - С.30-37.

18 Машины и оборудование для горностроительных работ: учеб. пособие / под

ред. проф. Л.И. Кантовича и проф. Г.Ш. Хазановича. – М.: Изд-во «Горная книга», 2011. – 445 с.

19 Ортнер, П. Проходческие комбайны типа «Bolter Miner» серии MB600 компании «Sandvik» - системное решение для скоростной и безопасной проходки выработок на угольных шахтах / П. Ортнер, К.В. Григорьев // Уголь. – 2008. - №11. – С.7-9.

20 По итогам работы IX Международной специализированной выставки угледобывающих и перерабатывающих технологий и оборудования // Уголь. – 2006. - №11. – С. 9-20.

21 Божко, А.Н. Структурный синтез на элементах с ограниченной сочетаемостью [Электронный ресурс] / А.Н. Божко, А.Ч. Толпаров // Наука и Образование: электрон. науч.-техн. изд. -2004. - №5. – Режим доступа: http://www.techno.edu.ru:16001/db/msg/13845.html. – (Дата обращения: 4.04.2011).

22 Божко, А.Н. Структурный синтез как задача дискретной оптимизации [Электронный ресурс] // Наука и Образование: электрон. науч.-техн. изд. -2010. -№9. – Режим доступа: technomag.edu.ru/doc/158337.html. – (Дата обращения: 14.01.2012).

23 Норенков, И. П. Введение в автоматизированное проектирование технических устройств и систем / И.П. Норенков. –М.: Высш. шк., 1980. –311с.

24 Акимов, С.В. Введение в морфологические методы исследования и моделирование знаний предметной области [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.structuralist.narod.ru/articles/morphmethod/morphmethod.htm – Заглавие с экрана. – (Дата обращения: 4.04.2011).

25 Горные машины и комплексы /А.В. Топчиев [и др.]. –М.: Недра, 1971. – 560 с.

26 Евневич, А. В. Транспортные машины и комплексы /А.В. Евневич. –М.: Недра, 1975. – 415 с.

27 Малевич, Н. А. Горнопроходческие машины и комплексы /Н.А. Малевич. –

М.: Недра, 1980. – 384 с.

28 Окунев, Ю. Б. Принципы системного подхода к проектированию в технике связи / Ю.Б. Окунев, В.Г. Плотников. –М.: Связь, 1978. –184с.

29 Аганбегян, А. Г. Система моделей народнохозяйственного планирования / А.Г. Аганбегян, К.А. Баринский, А.Г. Гранберг. –М.: Наука, 1972. – 184 с.

30 Денисов, А. А. Теория больших систем управления / А.А. Денисов, Д.Н. Колесников. –Л.: Энергоиздат. Ленингр. отд-ние, 1982. –288с.

31 Марков, Ю. Г. Функциональный подход в современном научном познании / Ю.Г. Марков. –Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1982. –255с.

32 Система синтеза оптимальных конструктивных решений автоматизированных технологических комплексов // Ильинский, Д.Я. Теория машин и механизмов / Д.Я. Ильинский. –М.: Наука, 1976. –С. 45-54.

33 Автоматизация поискового конструирования / под ред. А. И. Половинкина. –М.: Радио и связь, 1981. –344с.

34 Солод, В. И. Основы проектирования выемочных комплексов и агрегатов / В.И. Солод, К.М. Первов. –М.: изд. МГИ, 1972. –170с.

35 Общие вопросы конструкции конвейеров. Структурообразование и классификация конвейеров // Шахмейстер, Л.Г. Подземные конвейерные установки / Л.Г. Шахмейстер, Г.И. Солод. –М.: Недра, 1976. – Гл. 2.- С.31-37.

36 Горбунов, В. Ф. Структурные схемы проходки выработок и средств механизации /В.Ф. Горбунов, А.Ф. Эллер // Изв. вузов. Горн. журн, -1978. – №12.- С. 31-37.

37 Гетопанов, В. Н. Горные и транспортные машины и комплексы /В.Н. Гетопанов, Н.С. Гудилин, Л.И. Чугреев . –М.: Недра, 1991. –304с.

38 Пат. 2026982 Российская Федерация, МКИ 6 Е 21 С 27/24. Проходческий агрегат / Хребто И. Ф., Хазанович Г. Ш., Хребто С. И. - №5034474 / 03; заявл. 26.03.1992; опубл. в БИ, 1995, №2.

39 Хазанович, Г.Ш. Систематизация агрегатированных буровзрывных проходческих систем / Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Горный информацион-

но-аналитический бюллетень. - 2000. - №4. -С. 56-59.

40 Воронова, Э.Ю. Перспективы развития агрегатированных проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - №3. - С. 56-64

41 Хазанович, Г.Ш. Разработка схем и выбор параметров агрегатированных буровзрывных проходческих систем: монография / Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова; Шахтинский ин-т ЮРГТУ(НПИ). – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2005. – 144 с.

42 Покровский, Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт / Н.М. Покровский. – М.: Недра, 1977. – 400 с.

43 Миндели, Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых / Э.О. Миндели. – М.: Недра, 1966. – 556 с.

44 Дмитрак, Ю.А. Методика расчета основных показателей при комплексной механизации проведения выработок буровзрывным способом / Ю.А. Дмитрак. – М.: ЦНИИподземмаш, 1982. – 193с.

45 Верхотуров, В.С. Разработка методики расчета рациональных параметров проходческого цикла при проведении горизонтальных горных выработок буровзрывным способом в однородных крепких породах: автореф. дис. …канд. техн. наук / В.С. Верхотуров. – Л., 1985. – 19 с.

46 Першин, В. В. Интенсификация горнопроходческих работ при реконструкции шахт / В.В. Першин. –М.: Недра, 1988. – 136с.: ил.

47 Григоренко, Ю. Д. Повышение технического уровня проходческих комплексов типа "Сибирь": автореф. дис. …на соискание ученой степени канд. техн. наук / Ю.Д. Григоренко. – Кемерово, 2000. – 22 с.

48 Техника и технология горноподготовительных работ в угольной промышленности / под ред. Э. Э. Нильвы. –М.: Недра, 1991. – 315 с.

49 Хазанович, Г.Ш. Об имитационном моделировании буровзрывных проходческих систем /Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова, Г.В. Лукьянова // Горные машины и автоматика. – 2004. – №6. – С. 42-45.

50 Хазанович, Г.Ш. Развитие научных основ моделирования работы буровзрывных проходческих систем / Г.Ш. Хазанович, Ю.М. Ляшенко, В.Г. Черных, Э.Ю. Воронова, А.В. Отроков // Горное оборудование и электромеханика. - 2010. - №4. - С. 37-48.

51 Проходческие комбайны избирательного действия отечественного и зарубежного производства /В.В. Семёнов [и др.] ; Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ(НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2012. - 123с.

52 Солод, В.И. Горные машины и автоматизированные комплексы: учебник для вузов / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов. – М.: Недра, 1981. - 503 с.

53 Ляшенко, И.В. Проблемы интенсификации проведения горных выработок – системная интерпретация / И.В. Ляшенко, В.Г. Сильня // Системное исследование процессов добычи угля. – М.: Недра, 1983. – Гл. II. – С. 41-77.

54 Надежность и эффективность в технике: справочник. В 10 т. Т.3. Эффективность технических систем / под общ. ред. В. Ф. Уткина, Ю. В. Крючкова; [ред. совет: В.С. Авдуевский (пред.) и др.] .- М.: Машиностроение, 1988. – 328 с.: ил.

55 Временная методика оценки фактической эксплуатационной и –ремонтной технологичности очистных механизированных комплексов. –М.: Минуглепром, 1978. – 32 с.

56 Глазунов, В. Н. Параметрический метод разрешения противоречий в технике (методы анализа проблем и поиска решений в технике) / В.Н. Глазунов. –М.: Речной транспорт, 1990. – 150 с.

57 Бунин, В. И. Оценка рациональности конструктивно-компоновочных схем проходческих комплексов на первой стадии проектирования /В.И. Бунин // Совершенствование техники и технологии строительства угольных предприятий: сб. науч. тр./ КГТУ. – Кемерово, 1997. – С.86-89.

58 Хазанович, Г.Ш. К вопросу об оценке эффективности горно-проходческих систем /Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Горное оборудование и элек-

тромеханика. - 2011.- №7. – С. 15–22.

59 Хазанович, Г.Ш. Моделирование рабочих процессов погрузочно-транспортных модулей с учетом случайного характера внешних воздействий: монография / Г.Ш. Хазанович [и др]. – Шахты: ГОУ ВПО «ЮРГУЭС», 2010. – 179 с.

60 Чернов, Л. Б. Основы методологии проектирования машин / Л. Б. Чернов.– М.: Машиностроение, 1978. –148с.

61 Солод, В. И. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов / В.И. Солод, В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек. – М.: Недра, 1982. - 350 с.

62 Гетопанов, В. Н. Проектирование и надежность средств комплексной механизации: учебник для вузов / В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек. –М.: Недра, 1986. –208с.

63 Воронова, Э.Ю. Проблемы структурообразования средств механизации горнопроходческих работ / Э.Ю. Воронова // Перспективы развития Восточного Донбасса: сб. науч. тр. по материалам 60-й Всероссийской науч.-практ. конф. / Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ(НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2011. - Ч.2. – С. 82-87.

64 Пат. 2144139 Рос. Федерация, МКИ 7 Е 21 D 13/04, 9/10, 9/12, Е 21 F 13/00. Система горнопроходческих машин / Хазанович Г. Ш., Ляшенко Ю. М., Воронова Э. Ю. и др. - № 97112667 / 03; Заявл. 14.07.1997; опубл. в БИ, 2000, № 1.

65 Горнопроходческие машины и комплексы. Альбом конструкций и схем: учеб. пособие для вузов / под ред. Г.Ш. Хазановича ; Шахтинский ин-т.- Вып. 4. Агрегатированное проходческое оборудование / Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова, Р.П. Воронов.- Новочеркасск : ЮРГТУ, 2001.- 202 с.

66 Проходческие агрегатированные комплексы на базе погрузочно-транспортных модулей с клиновыми исполнительными органами // Проходческие погрузочно-транспортные модули и подсистемы угольных шахт на основе клиновых гидрофицированных исполнительных органов: моно-

графия / под общ. ред. Г. Ш. Хазановича; Шахтинский ин-т ЮРГТУ. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001.- Гл.10. –С. 171-180.

67 А. с. 1661429 СССР, МКИ Е 21 D 9/10. Агрегат для проходки горных выработок со сборной обделкой / Степанов Е. В., Горшев В. Е., Коган В. З., Маркаускас И. А., Касанов Р. И. (СССР). - №4386220/03; заявл. 01.03.1988;опубл. в БИ, 1991, № 25.

68 Новые разработки. Агрегат проходческий «Темп-1У» // Уголь. –1996. -№3. –С.10.

69 А. с. 1458602 СССР, МКИ 4 Е 21 F 13/00, Е 02 F 3/54. Установка для проходки наклонных горных выработок / Громов А. А., Федоров С. В., Соболев Л. В. - №4216359/29-03; заявл. 30.03.1987 ;опубл. в БИ, 1989, №6.

70 А. с. 1721228 СССР, МКИ 5 Е 21 С 11/02. Самоходная горная машина / Котляровский В. Э., Легкобыт С. Е., Нестеренко В. И. и др. (СССР). - № 4476730 / 03; заявл. 22.08.1988; опубл. в БИ, 1992, № 11.

71 А.с. 911038 СССР, МКИ Е 21 D 9/10. Агрегат для проведения горных выработок большого сечения / Полуянский С. А. и др. (СССР). - № 2780063/22-03; заявл.07.05.1979;опубл. в БИ, 1982, №9.

72 Воронова, Э.Ю. Системные аспекты формирования производительности проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - №4. - С.259-265.

73 Максимей, И. В. Имитационное моделирование на ЭВМ / И.В. Максимей. – М.: Радио и связь, 1988. – 232с.: ил.

74 Метод статистических испытаний (метод Монте-Карло): справочник / под общ. ред. Л. А. Люстерника, А. Р. Янпольского. –М.: Физматгиз, 1962. – 332с.

75 Воронова, Э.Ю. Структурный синтез агрегатированных проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Горное оборудование и электромеханика. - 2013. - №1. -С.32-39.

76 Воронова, Э.Ю. Показатели эффективности горнопроходческого оборудо-

вания / Э.Ю. Воронова, В.Г. Хазанович // Горное оборудование и электромеханика. - 2015. - №2. - С. 36-42.

77 К вопросу об определении показателей эффективности горнопроходческого оборудования / Г.Ш. Хазанович [и др.] // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. тр. XII междунар. науч.-техн. конф. «Чтения памяти В.Р. Кубачека», (Екатеринбург, 24-25 апреля 2014 г.) / Оргком.: Ю.А. Лагунова, Н.М. Суслов. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2014. – С. 134-138.

78 Вентцель, Е. С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. – М.: Наука, 1969. – 565 с.

79 Сборник задач по теории надежности / под ред. А. М. Половко , И. М. Маликова. –М.: Советское радио, 1972. – 408 с.

80 ЕНиР. Сборник Е37. Монтаж шахтного оборудования. Вып.2. Монтаж шахтного оборудования и такелажные работы в подземных условиях / Госстрой СССР. – М.: Стройиздат,1988. – 111 с.

81 Носенко, С.И. Погрузочные машины с гидравлическими приводами: Монография / С.И. Носенко, А.С. Носенко. – Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2002. – 205 с.

82 Сапунов, О. С. Исследование надежности и разработка путей повышения эффективности шахтных погрузочных машин: автореф. дис…. канд. техн. наук / О.С. Сапунов. –Новочеркасск, 1975. – 22 с.

83 Сысоев, Н. И. Мехатронная бурильная машина для угольных шахт Восточного Донбасса / Н.И. Сысоев, С.Г. Мирный, Д.А. Гринько // Горное оборудование и электромеханика. - 2013. - №4. - С.17-19.

84 Проходческий комбайн П110 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://ru.mining.wikia.com/wiki/9F110. – Заглавие с экрана. – (Дата обращения: 14.11.2014).

85 А. с. 870724 СССР, МКИ Е 21 D 9/00. Агрегат для проходки горных выработок / Цой А., Шаляпин В. А., Зюбин В. М. и др. (СССР). - № 2778264 /

22-03; заявл. 06.06.1979;опубл. в БИ, 1981, №37.

86 Румшинский, Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента / Л. З. Румшинский. – М.: Наука, 1971. – 192с.: ил.

87 Водяник, Г. М. Математическое моделирование технологических машин: учеб. пособие / Г.М. Водяник; Новочерк. гос. техн. ун-т. –Новочеркасск: НГТУ, 1994. – 256с.

88 Воронова, Э.Ю. Имитационное моделирование функционирования агрегатированных проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Научные и практические результаты в технических, общественных, естественных и гуманитарных науках. Перспективы их развития (Санкт-Петербург, 22-23 января 2015 г.): сб. науч. стат. по мат. Всерос. науч.-практ. конф. –СПб: Изд-во «Культ-ИнформПресс», 2015. – С. 38-42.

89 Половинкин, А. И. Основы инженерного творчества: учеб. пособие для студентов ВТУЗов / А.И. Половинкин. –М.: Машиностроение, 1988. –368с.

90 Моисеева, Н. К. Основы теории и практики функционально-стоимостного анализа: учеб. пособие для техн. спец. вузов / Н.К. Моисеева. –М.: Высш. шк., 1988. –192с.

91 Моисеева, Н. К. Функционально-стоимостной анализ в машиностроении / Н.К. Моисеева. –М.: Машиностроение, 1987. –200с.

92 Нестеров, В.И. Исполнительный орган проходческого комбайна для совмещения процессов разрушения забоя с дроблением негабаритов и погрузкой горной массы / В.И. Нестеров, Л.Е. Маметьев, А.А. Хорешок, А.Ю. Борисов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2012. – № 3(91). – С. 112-117.

93 Жабин, А.Б. Гидромеханические исполнительные органы проходческих комбайнов / А.Б. Жабин [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. - 2008. - №4. - С. 12-16.

94 Проходчик горных выработок: справочник рабочего / под ред. А. И. Петрова. –М.: Недра, 1991. – 646 с.: ил.

95 Васючков, Ю. Ф. Горное дело: учебник для техникумов / Ю.Ф. Васючков. – М.: Недра, 1990. –512с.: ил.

96 Кальницкий, Я.Б. Подземная механизированная погрузка / Я.Б. Кальницкий, Х.И. Абрамсон, Г.В. Родионов. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 197 с.

97 Справочник механика-шахтостроителя / под ред. Д.И. Малиованова. – М.: Недра, 1986. – 622 с.

98 Кантович, Л.И. Горные машины и оборудование для подземных горных работ: учеб. пособие / Л.И. Кантович, В.Г. Мерзляков. – М.: Изд-во МГГУ, 2014.– 408 с.

99 Алгоритмы и программы решения задач на графах и сетях/ под ред. М.И. Нечепуренко. – Новосибирск: Наука, Сибирское отделение, 1990. – 312 с.

100 Гэри, М. Вычислительные машины и труднорешаемые задачи / М. Гэри, Д. Джонсон. - М.: Мир, 1982. –317с.

101 Методические основы компьютерной технологии выбора технических решений проходческих модулей / Г.Ш. Хазанович [и др.] // Горный журнал. Известия вузов. - 2002. - №5. – С.24-27.

102 Носенко, С. И. Оценка эффективности агрегатированных буровзрывных проходческих систем / С.И. Носенко, Э.Ю. Воронова // Научно-технические и социально-экономические проблемы Российского Донбасса: сб. науч. тр./ Шахтинский ин-т ЮРГТУ. - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2003. – С.126-129.

103 Воронова, Э.Ю. Разработка математической модели формирования производительности проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - №5. - С.162-171.

104 Сборник задач по теории вероятностей, математической статистике и теории случайных функций / под ред. А. А. Свешникова. –М.: Наука, 1970. – 656с.: ил.

105 Остановский, А.А. Создание перегружателя для крепких крупнокусковых

пород с клиновым тягово-транспортирующим органом: автореф. дис.... канд. техн. наук : 05.05.04 Подъемно-транспортные машины и 05.05.06 - Горные машины / А.А. Остановский ; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск, 2000. – 23 с.

106 Хазанович, Г.Ш. Стендовые испытания клиновых проходческих перегружателей для крепких крупнокусковых пород / Г.Ш. Хазанович [и др.] // Совершенствование машин и технологий в горно-обрабатывающей промышленности и сторойиндустрии (Шахты, апрель 1996 г.): тез. докл. науч.-техн. конф. Шахтинского ин-та НГТУ / Новочерк. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: НГТУ, 1996. – С.11-12.

107 Отроков, А.В. Выбор рациональной совокупности конструктивно-функциональных признаков шахтных погрузочных машин: автореф. дис.... канд. техн. наук : 05.05.06 - Горные машины / А.В. Отроков; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т.- Москва.: МГГУ, 2001. - 20 с.

108 Корниченко, А.С. Анализ технико-экономической эффективности проходческого комплекса с использованием взрывонавалочных технологий /А.С. Корниченко, Э.Ю. Воронова // Механизация, автоматизация и электрификация горного и строительного производств, сервис технологических машин и оборудования: сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т ЮРГТУ(НПИ). - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ(НПИ), 2006. – С. 20-24.

109 Системы горнопроходческих машин на основе клиновых гидрофицированных исполнительных органов /Г.Ш. Хазанович [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. - 2007. - №10. - С.21-29.

110 Прогрессивные системы горнопроходческих машин на основе клиновых гидрофицированных исполнительных органов для проведения выработок по крепким породам /Г.Ш. Хазанович [и др.] // Научно-педагогические школы ЮРГТУ (НПИ): История. Достижения. Вклад в отечественную науку: сб. науч. ст. / Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. –Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2007. – Т.2. – С.81-96.

111 Хазанович, Г. Ш. Повышение эффективности агрегатированного проходческого комплекса с использованием взрывонавалочных технологий / Г.Ш. Хазанович, А.С. Корниченко, Э.Ю. Воронова // Перспективы развития Восточного Донбасса: сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ(НПИ), 2007. – С. 29-37.

112 Хазанович, Г.Ш. Усовершенствование проходческого комплекса для проведения горных выработок по крепким породам с использованием взрывонавалочных технологий /Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Горное оборудование и электромеханика. - 2009. - №7. – С.2-4.

113 Хазанович, Г.Ш. Повышение эффективности горнопроходческих систем путем агрегатирования технологического оборудования /Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // III International Symposium ENERGY MINING, 8-11 Sept. 2010, Apatin, Serbia; Energy mining, new technologies, sustainable evelopment: proceedings. – Apatin: Banja Junakovic, 2010. – С. 353-360.

114 Воронова, Э.Ю. Модернизация конструкции горнопроходческого комплекса для взрывонавалочных технологий / Э.Ю. Воронова, М.Ю. Захаров // Перспективы развития Восточного Донбасса: сб. науч. тр. по материалам 60-й Всероссийской науч.-практ. конф. / Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2011. – Ч.2. -С. 80-82.

115 Тенденции развития конструкций и эксплуатации современного горнопроходческого оборудования / В.Г. Черных [и др.] // Горная техника: каталог-справ. -2012. – Вып. 2 (10). – С.8-11.

116 Хазанович, Г.Ш. Конструктивные особенности и основные параметры агрегатированного взрывонавалочного проходческого комплекса /Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Горное оборудование и электромеханика. - 2013. - №4. – С.9-16.

117 О некоторых направлениях разработки эффективного горнопроходческого оборудования /Г.Ш. Хазанович [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. - 2013. - №4. – С.20-24.

118 Хазанович, Г.Ш. Повышение эффективности проведения подготовительных выработок буровзрывным способом/ Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова// Перспективные технологии добычи и использования углей Донбасса : мат. междунар. научно-практ. семинара (Новочеркасск, 1-2 окт. 2009 г.)/ Юж.-Рос. гос. техн. ун-т (НПИ). -Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2009. – С.78-82.

119 Воронова, Э.Ю. Повышение эффективности агрегатированных проходческих систем / Э.Ю. Воронова // Перспективы развития Восточного Донбасса: сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т (филиал) ГОУ ВПО ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2010. - Ч.1.– С. 250-254.

120 Направления и результаты исследований по созданию проходческого оборудования нового технического уровня / Г.Ш. Хазанович [др.] //Актуальные вопросы в научной работе и образовательной деятельности (Тамбов, 31 января 2013 г.): сб. науч. тр. по мат. Междунар. науч.-практ. конф; в 13 ч.- Тамбов: Изд-во ТРОО «Бизнес-Наука-Общество», 2013.- Ч.7. – С. 148-152.

121 Нестеров, А.П. Оптимизация силовых процессов и параметров шахтных подъемных установок: автореф. дис...д-ра техн. наук: 10.06.86./ А.П. Нестеров; Ин-т геотехн. механики АН УССР. –Днепропетровск, 1986. –36с.

122 Хазанович, Г.Ш. Оптимизация рабочих процессов и параметров шахтных погрузочных машин. Дис....д-р техн. наук : 05.05.06 - Горные машины / Хазанович, Григорий Шнеерович; Новочерк. политехн. ин-т; Защищена 19 октября 1990 г. Новочеркасск, 1990.– 502 с.

123 Ляшенко, Ю.М. Научно-методические основы выбора технических решений и параметрической оптимизации проходческих погрузочно-транспортных модулей: автореф. дис.... д-ра техн. наук: 05.05.06 - Горные машины / Ляшенко, Юрий Михайлович ; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск,1999.- 49 с. – Библ.: с. 42-49.

124 Носенко, А.С. Рабочие процессы, параметры и эффективность шахтных погрузочных машин с гидравлическими приводами: автореф. дис.... д-ра

техн. наук: 05.05.06 - Горные машины / Носенко, Алексей Станиславович; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск, 2000. - 59 с. – Библ.: С. 54-59.

125 Чернова, Н.М. Развитие теории оптимального проектирования механизмов грузоподъемных кранов пролетного типа: автореф. дис.... д-ра техн. наук : 05.05.04 / Чернова, Наталья Михайловна; Саратовс. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск, 2009. – 40 с. – Библиогр.: 37-39 с.

126 Вентцель, Е.С. Исследование операций: Задачи, принципы, методология / Е.С. Вентцель . - М.: Изд-во «Дрофа», 2006.– 208 с.

127 Оптнер, С. Системный анализ для решения деловых и промышленных проблем / С. Оптнер. – М.: Советское радио, 1969. – 216 с.

128 Перегудов, Ф.И. Введение в системный анализ / Ф.И. Перегудов, Ф.П. Тарасенко. – М.: Высшая школа, 1989. – 367 с.

129 Спицнадель, В.Н. Основы системного анализа: учеб. пособие /В.Н. Спицнадель. – СПб.: «Издательский дом «Бизнес-пресса», 2000. – 326 с.

130 Ляшенко, И.В. Выявление основной проблемы интенсификации добычи угля и определение методов ее решения. Проблемы интенсификации проведения подготовительных выработок – системная интерпретация / И.В. Ляшенко, В.Г. Сильня // Системное исследование проблем интенсификации процессов добычи угля . – М.: Недра, 1983. – Гл.1. – С.6–40.

131 Реклейтис, Г. Оптимизация в технике. В 2-х кн. / Г. Реклейтис ; пер. с англ. – М.: Мир, 1986. - Кн.2. – 320 с.

132 Пшеничный, В.И. Численные методы в экстремальных задачах /В.И. Пшеничный, Ю.М. Данилин. – М.: Наука, 1975. – 270 с.

133 Моисеев, Н.А. Методы оптимизации / Н.А. Моисеев, Ю.П. Иванилов, Е.Н. Столярова. – М.: Наука, 1978. – 186 с.

134 Гончаров, В.А. Методы оптимизации / В.А. Гончаров. – М.: Высшее образование, 2009. – 191 с.

135 А.с. 1684188 СССР, МКИ В65 G 25/00, 25/08. Конвейер для транспортирования сыпучих и кусковых материалов / В.Г. Сильня, Г.Ш. Хазанович,

А.А. Остановский (СССР).–№4753039/03. Заявл. 07.09.89; Опубл. 15.10.91, Бюл. № 38.

136 Хазанович, Г.Ш. Разработка гидрофицированных погрузочных и транспортных модулей горнопроходческих машин // Г.Ш. Хазанович, С.И. Носенко, Ю.М. .Ляшенко, А.С. .Носенко, В.Г. Хазанович, А.А. Остановский, Е.В. Никитин / Научно-технические проблемы строительства вертикальных стволов, околоствольных дворов, горизонтальных и наклонных выработок: Сб. науч. тр./ОАО «Ростовшахтострой»; Новочерк. гос. техн. ун-т, Новочеркасск: НГТУ, 1998. - С.159-164.

137 Хазанович, Г.Ш. Проходческие перегружатели с клиновыми рабочими элементами и гидроприводом поступательного действия // Г.Ш. Хазанович, И.В. Ляшенко, Ю.М. Ляшенко, Е.В. Никитин, А.А. Остановский, В.Н. Чирков. / Новочерк. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск, 1995. - 87 с. - Деп. в ВИНИТИ 07.06.95, № 1688-В95.

138 Хазанович, Г.Ш. Процессы формирования грузопотока тягово-транспортирующим органом проходческого перегружателя // Г.Ш. Хазанович, Ю.М. Ляшенко, А.А. Остановский / Научно-технические проблемы строительства и охраны горных выработок: Сб. науч. тр. / Новочеркасск: НГТУ, 1996. - С. 131-136

139 Хазанович, Г.Ш. Исследование рабочих процессов клиновых погрузочных и транспортных машин на экспериментальных стендах // Г.Ш. Хазанович, Ю.М. Ляшенко, Е.В. Никитин, А.А. Остановский / Механизация и электрификация горных работ: Материалы 45-й науч.-техн. конф. ШИ НГТУ, апр. 1996 г.– Новочеркасск: НГТУ, 1996.- С.40-44.

140 Остановский, А.А. Разработка и выбор параметров клинового перегружателя возвратно-поступательного действия // Механизация и электрификация горных работ. Материалы XXXXV науч.-техн. конф. Шахтинского ин-та НГТУ. Апрель, 1996 г. / Новочерк. гос. техн. ун-т, Новочеркасск: НГТУ, 1996. – С.44-48.

141 Остановский, А.А. Создание перегружателя для крепких крупнокусковых пород с клиновым тягово-транспортирующим органом. Дис.... канд. техн. наук : 05.05.04 - Подъемно-транспортные машины и 05.05.06 - Горные машины / Остановский, Александр Аркадьевич; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т; Защищена 17 марта 2000 г. Новочеркасск, 2000. – 250 с.

142 Отроков, А.В. Выбор рациональной совокупности конструктивно-функциональных признаков шахтных погрузочных машин. Дис.... канд. техн. наук : 05.05.06 - Горные машины / Отроков, Александр Васильевич, Юж.-Рос. гос. техн. ун-т; Защищена 2 ноября 2001 г. Москва.: МГГУ. – 2001. – 218 с.

143 Лукьянова, Г.В. Выбор рациональных вариантов проходческих погрузочно-транспортных модулей на основе моделирования рабочих процессов с учетом случайного характера внешних воздействий Дис.... канд. техн. наук : 05.05.06 - Горные машины / Лукьянова, Галина Викторовна, Юж.-Рос. гос. техн. ун-т; Защищена 4 июля 2006 г. Новочеркасск, 2006. – 212 с.

144 Хазанович, Г.Ш. Математические модели и методика выбора рациональных параметров перегружателя с клиновым тягово-транспортирующим органом /Г.Ш. Хазанович, Г.В. Лукьянова, А.А. Остановский; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: ЮРГТУ, 1999. – 30 с.

145 Ляшенко, Ю.М. Физическая картина рабочего процесса клиновой погрузочной машины в режиме работы под завалом / Ю.М. Ляшенко, А.В. Отроков// Компьютерное моделирование рабочих процессов и технологий горного производства и транспортных работ : сб. науч. тр.- Новочеркасск: НГТУ, 1999. – С.12-20.

146 Ляшенко, Ю.М. Математическое описание рабочего процесса клиновой погрузочной машины, работающей под завалом / Ю.М. Ляшенко, А.В. Отроков // Компьютерное моделирование рабочих процессов и технологий горного производства и транспортных работ: сб. науч. тр.- Новочеркасск: НГТУ, 1999. – С.20-28.

147 Ляшенко, Ю.М. Исследование и моделирование процессов погрузочно-транспортных модулей для взрывонавалочных технологий / Ю.М. Ляшенко, А.В. Отроков // ГИАБ. - 2000. - №4. – С. 143-145.

148 Ляшенко, Ю.М. Математическая модель работы клиновой погрузочной машины под завалом горной массы / Ю.М. Ляшенко, А.В. Отроков// Научно-технические и социально-экономические проблемы Российского Донбасса : мат. 49-й науч.- произв. конф. (г. Шахты) .- Ростов-н/Д: СКНЦ ВШ, 2000. - № 4. – С.153-157.

149 Отроков, А.В. Моделирование грузопотока клиновой погрузочной машины при работе под завалом горной массы / А.В. Отроков //Моделирование. Теория, методы и средства : мат. межд. науч.-практ. конф. (г. Новочеркасск). -Новочеркасск: УПЦ «Набла», ЮРГТУ (НПИ), 2001. - Ч.4. - С.20-22.

150 Воронова, Э.Ю. Постановка задач исследований работы клинового тягово-транспортирующего органа под завалом горной массы / Э.Ю. Воронова, Ю.В. Антипов // Перспективы развития Восточного Донбасса (Шахты, апрель 2013 г.): мат. IV-й Междунар. и 62-й Всерос. науч.-практ. конф. / Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ(НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2013. – С. 72-76.

151 Хазанович, Г.Ш. Математические модели производительности клинового тягово-транспортирующего органа в составе взрывонавалочного проходческого комплекса / Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Пути применения научных достижений: тенденции, перспективы и технологии развития в экономике, управлении проектами, педагогике, праве, истории, культурологии, искусствоведении, языкознании, природопользовании, растениеводстве, биологии, зоологии, химии, политологии, психологии, медицине, филологии, философии, социологии, математике, технике, физике, информатике, градостроительстве (Санкт-Петербург, 13-14 февраля 2015 г.): сб. науч. стат. по мат. Междунар. науч.-практ. конф. – СПб: Изд-во «КультИнформПресс», 2015. – С. 191-198.

152 Сильня, В.Г. К теории работы ковшового погрузочного органа в уклоне / В.Г. Сильня, В.Г. Михайлов // Работы кафедры горных машин и рудничного транспорта. – Тр. Новоч. политехн. ин-та.– Т.130, 1961. – С. 5-18.

153 Зенков, Р. Л. Бункерные устройства/ Р.Л. Зенков, Г.П. Гриневич, В.С. Исаев. – М.: Машиностроение, 1977. - 223 с.

154 Алексеев, С. И. Механика грунтов: учебное пособие для студентов вузов / С. И. Алексеев. – СПб.: Петербургский государственный университет путей сообщения, 2007. – 111 с.

155 Ухов, С.Б. Механика грунтов, основания и фундаменты: Учеб. пособие для строит. спец. вузов / С.Б. Ухов, В.В Семенов, В.В. Знаменский и др.; Под. ред. С.Б. Ухова. – М.: Высш. шк., 2004. – 566 с.

156 Долматов, Б.И. Механика грунтов, основания и фундаменты (включая специальный курс инженерной геологии): Учебник / Б.И. Долматов. – СПб.: Изд-во «Лань», 2012. – 416 с.

157 Соколовский, В.В. Статика сыпучей среды / В.В. Соколовский. – М.: Физматгиз, 1960. –260 с.

158 Руководство по расчету и проектированию железобетонных, стальных комбинированных бункеров / Ленпромстройпроект. – М.: Стройиздат, 1983. – 200 с.

159 Воронова, Э.Ю. Разработка экспериментальной модельной установки проходческого взрывонавалочного комплекса / Э.Ю. Воронова, Ю.В. Антипов, П.Р. Воронов // Научные и практические результаты в технических, общественных, естественных и гуманитарных науках. Перспективы их развития (Санкт-Петербург, 22-23 января 2015 г.): сб. науч. стат. по мат. Всерос. науч.-практ. конф. –СПб: Изд-во «КультИнформПресс», 2015. – С. 34-38.

160 Водяник, Г.М. Математическое моделирование технологических машин: Учеб. пособие / Г.М. Водяник. – Новочерк. гос. техн. ун-т. Новочеркасск: НГТУ, 1994. – 256 с.

161 Чистяков, В.П. Курс теории вероятностей: Учебник, 3-е изд., испр. /В.П.

Чистяков. – М.: Наука. – 1987. – 240 с.

162 Хазанович, Г.Ш. Параметрическая оптимизация агрегатированных проходческих систем: общие методические подходы / Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова // Наука. Технологии. Производство. - 2015. № 1(5). – С. 88-93.

163 ГОСТ 21152–75. Сечения основных горных выработок. Основные размеры. – Введ.01.0176. – М.: Изд. стандартов, 1975. – 52 с.

164 Типовые сечения горных выработок. Том 6. Сечения выработок, закрепленных стальной арочной и штанговой крепью, для 1-, 2- и 3-тонных вагонеток. – М.: Госгортехиздат,1960.- 503 с.

165 Создание образцов проходческих погрузочно-транспортных модулей для интеграции многомашинных технологий / Г.Ш. Хазанович [и др.] // Технология и механизация горнопроходческих работ: сб. науч. тр. / Юж.-Рос. отд. АГН РФ; Новочерк. гос. техн. ун-т.- Новочеркасск: НГТУ, 1997. – С.63-70.

166 Хазанович, Г.Ш. Перспективные технологии и средства механизации проведения выработок на шахтах Российского Донбасса / Г.Ш. Хазанович, А.С. Корниченко // Горные машины и автоматика.- 2002.-№7.-С.16-20.

167 Медведев, И.Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин / И.Ф. Медведев. – М.: Недра. – 1986. – 252 с.

168 Бреннер, В.А. Повышение эффективности ударно-бурового инструмента / В.А. Бреннер, В.М. Манаков; Тул. гос. техн. ун-т. – Тула. – 1995. – 90 с.

169 Крапивин, М.Г. Горные инструменты / М.Г. Крапивин, И.Я Раков, Н.И. Сысоев. – М: Недра. – 1990. – 256 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Результаты производственных наблюдений за работой горнопроходческой техники

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ НАБЛЮДЕНИЙ ПО НАДЕЖНОСТИ И РЕМОНТОПРИГОДНОСТИ ПРОХОДЧЕСКОЙ ТЕХНИКИ

Шахта, выработка	Характеристика выработки	Применяемое оборудование	По данным журнала наблюдений					
			Период наблюдений	Объем проходки за период наблюдений, п.м./м^3	Количество отказов	Продолжительность ремонтов,ч	Трудоемкость ремонтов, чел-ч.	Трудоемкость ремонтно-профилактических работ, чел-ч.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
"Шахтоуправление" Садкинское"	Прямоугольная выработка сечение 13,78 м^2 f = кровля (4-6), почва (2-4) ед.	ПП-80 + Компрессор (ЗИФ-ШВ 7,5/0,6)	14.07.14-02.10.14	437/6021	2	13		
		ЛС-55			-	-		
		2ЛТ1000А			4	23		
		ПТ-48			1	6		
		1ЛШВ-01			-	-		
		1 ГПКС			9	84		
		По данным опросного листа						
		ПП-80 + Компрессор (ЗИФ-ШВ 7,5/0,6)		450/6210	2	13		
		ЛС-55			-	-		
		2ЛТ1000А			4	23		
		ПТ-48			1	6		
		1ЛШВ-01			-	-		
		1 ГПКС			9	84		

1	2	3	4	5	6	7	8	9
«Ростовская» главный наклонный ствол	Полевая выработка, арочной формы, сечение 18/17,3 м^2 *f*=6-14	ПП-45 + компрессор	3.01.02г.-31.03.02 г.	65/1170	3	12	21,3	123
		ЛС-55			0	0	0	
		СП-202			1	2,25	2,25	
		ЛВ-25			0	0	0	-
		По данным опросного листа						
		ПП-45 + компрессор		1170	0	0	0	
		ЛС-55		-	0	0	0	
		СП-202		1170	0	0	0	
		ЛВ-25		-	0	0	0	
			По данным журнала наблюдений					
«Гуковская», квершлаг 4615	Полевая выработка, арочной формы, сечение 17,9/14,8 м^2, *f* = 6-8	УБШ-313	1.02.02 г.-31.03.02 г.	133/2395	1	1	2	117
		2ПНБ-2Б-01			4	9,5	21	118,5
		СП-202М56			1	3	9	-
		УТБК			0	0	0	-
		По данным опросного листа						
		УБШ-313		10740	1	2	2	-
		2ПНБ-2Б-01		10740	4	8,5	68	-
		СП-202М56		43980	1	2,5	7,5	-
		УТБК		-	0	0	0	-
«Гуковская» вентиляционный штрек № 455	Выработка арочной формы, сечение 15,9 / 13,2 м^2, *f* = 5 - 7	УБШ-313	1.02.02 г.-31.03.02 г.	289,7 / 4606	2	3,5	7	100,5
		2ПНБ-2Б-01			3	5	10	106,5
		СП-202М56			8	4	8	-
		1Л80			0	0	0	-
		УТБК			0	0	0	-
		По данным опросного листа						
		УБШ-313		11289	1	2,5	5	-
		2ПНБ-2Б-01		11289	4	4	8	-
		СП-202М56		29,8	8	4	8	-
		1Л80		-	0	0	0	-
		УТБК		-	0	0	0	-

1	2	3	4	5	6	7	8	9
			По данным журнала наблюдений					
«50 – летия Октября», конвейерный ходок № 511	Выработка арочной формы, сечение 15,9 / 13,2 м^2, f = 5-12	УБШ-313	3.01.02 г.-31.01.02 г.	122,4 / 1946	0	0	0	-
		2ПНБ-2			0	0	0	-
		СП-202			3	5,5	11	4
		ЛВ-25			0	0	0	-
		2Л80			1	5	10	-
			По данным опросного листа					
		УБШ-313		-	0	0	0	-
		2ПНБ-2		1500	0	0	0	-
		СП-202		-	2	3	6	-
		ЛВ-25		-	0	0	0	-
		2Л80		-	0	0	0	-
			По данным журнала наблюдений					
«50 – летия Октября», Конвейерный ходок № 513	Выработка арочной формы, сечение 15,9/13,2 м^2, f = 5-12	УБШ-252	3.01.02 г.-31.01.02 г.	108 / 1717	2	7	20	
		2ПНБ-2			6	6	12	[н/д}
		СП-202			3	6	12	2
		ЛВ-25			0	0	0	-
		2Л80			0	0	0	-
			По данным опросного листа					
		УБШ-252		-	3	16	44	-
		2ПНБ-2		14755	8	48	132	-
		СП-202		-	4	20	40	-
		ЛВ-25		-	0	0	0	-
		2Л80		-	0	0	0	-
			По данным журнала наблюдений					
«50 – летия Октября», Промштрек № 414	Выработка арочной формы, сечение 17,8/14,8 м^2, f = 5-12	УБШ-313	3.01.02 г.-31.01.02 г.	72,9 / 1297	0	0	0	-
		2ПНБ-2			2	3	3	-
		СП-202			1	4	16	4
		2Л80			0	0	0	-
		АМ- 8Д			0	0	0	-
			По данным опросного листа					
		УБШ-313		-	5	7,5	16,5	-

1	2	3	4	5	6	7	8	9
		2ПНБ-2		19188	9	14	24	-
		СП-202		-	11	20,5	41	-
		2Л80		-	0	0	0	-
		АМ-8Д		-	0	0	0	-
«50 – летия Октября», промштрек № 416	Выработка арочной формы, сечение 17,8/14,8 м^2, f = 5-8	2ПНБ-2	3.01.02 г. – 31.01.02 г.	104,5 /1859,7	3	9	31	4
		СП-202			0	0	0	-
		1Л80			0	0	0	-
		АМ-8Д			0	0	0	-
			По данным опросного листа					
		2ПНБ-2		5464,6	3	14	46	-
		СП-202			8	16	32	-
		1Л80			0	0	0	-
		АМ-8Д			0	0	0	-
«Дальняя», конвейерный штрек №06	Выработка арочной формы, сечение 16,2/12,8 м^2, f = 5-14	По данным журнала наблюдений						
		2ПНБ-2Б	3.05.02 г.- 31.05.02 г.	193 / 3126,6	10	15,7	29,5	10
		СП-202			5	17	24	3
		ЛВ-25			1	0	0	-
		ЦНС			3	9,4	30	-
		По данным опросного листа						
		2ПНБ-2Б		1020	0	0	0	-
		СП-202		16000	0	0	0	-
		ЛВ-25			0	0	0	-
		ЦНС			0	0	0	-

ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОХОДИМОЙ ВЫРАБОТКИ

1. Название и № **ходок № 41 "ШУ "Садкинское"**
2. Угол наклона и направление проведения **3-7 град. По восстанию пласта с подрывкой почвы и кровли**
3. Форма и площадь сечения проходке в свету **прямоугольная 13,78/13,78 м²**
4. Тип подрывки: нижняя, верхняя, смешанная **по породе**
5. Мощность пласта **1,35-1,76 м.**
6. Крепость породы по М. М. Протодьяконову кровля/почва **f = кровля (4-6), почва (2-4) ед.**
7. Вид крепи **сталеполимерный анкер**
8. Полная проектная длина выработки **760 м.**
9. Способ выемки угля и породы: комбинированный **(комбайновый, буровзрывной)**
10. Индекс пласта $\mathbf{m_8^1}$
11. Присечка пород **43 %**
12. Глубина заложение выработки **180 м.**
13. Подхват **металлический полосовой подхват 4900х100х5**
14. Затяжка **металлическая сетка 2,0х1,3 м.**

ПРИМЕНЯЕМОЕ ГОРНОПРОХОДЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ НА МОМЕНТ НАЧАЛА ЗАПОЛНЕНИЯ ЖУРНАЛА (НАЗВАНИЕ И МАРКА-ОБОЗНАЧЕНИЕ ПО ПАСПОРТУ)

1. Для бурения шпуров по породе **ПП-80** - 1 шт.
2. Для погрузки угля, породы или горной массы **1 ГПКС (ГУ 120165629.001-86 №702 декабрь 2013 г.)**
3. Средства призабойного транспорта **конвейер 2ЛТ1000А (ТУ 3143-065-00165563-2006 март 2013 г. 627 №116)**
4. Средства механизации установки крепи **ПТ-48** - 1 шт.
5. Шахтная компрессорная станция **ЗИФ-ШВ 7,5/0,6** - 2 шт.
6. Буровые штанги из шестигранной стали - 2 набора.
7. Вентилятор ВМ-6 - 1 шт.
8. Лопаты, поддиры, молотки, ключи - 1 набор.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОСМЕННЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

Дата	Объем выполненных работ за смену*: бурение, погрузка, крепление, другие работы	Характеристика профилактической работы или отказов оборудования за смену						Примечание
		Марка оборудования	Узел, деталь	Характеристика или причина отказа, профилактика	Продолжительность простоя за-боя, ч	Время ремонта или профилактики, ч, к-во рабочих занятых на ремонте-профилактике, чел.	Способ восстановления: замена, детали, замена узла, оборудования ремонт и др.	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
14.07.14	137	конвейер 2ЛТ1000А	Транспортная лента	Ревизия стыков	-	5 час. / 4 чел.	Ремонт стыка	-
17.07.14	164	ЗИФ-ШВ 7,5/0,6	-	Замена воздушного фильтра	-	30 мин. / 1 чел.	-	-
18.07.14	173	1 ГПКС	Конвейер 54.00.000	Перегрев двигателя ВРП180S4	15	5 час. / 4 чел.	Замена двигателя	-
19.07.14	182	конвейер 2ЛТ1000А	Привод	Лепестки привода	2	1 час. / 1 чел.	Замена лепестков	-
21.07.14	200	1 ГПКС	Станция насосная 00.10.000	Износ подшипника насоса реверсивного КП 21.05.30.00-02	4	3 час. / 2 чел.	Замена подшипника 53612 ГОСТ 24695-81	-
22.07.14	209	1 ГПКС	Гидроблок 65.15.510	Облом шарового пальца	8	4 час. / 2 чел.	Замена шарового	-
27.07.14	254	1 ГПКС	Износ 10-и резцов ПС1.00.00.00	Замена резцов	-	4 час. / 2 чел.	-	-

1	2	3	4	5	6	7	8	9
27.07.14	254	1 ГПКС	Ходовая часть 13.00.000	Износ 3-х траков к75ГД 03.02.010	-	8 час. / 4 чел.	Замена траков	-
29.07.14	272	ПП-80	Поворотный механизм	Износ поворотной втулки	8	1 час. / 1 чел.	Замена поворотной втулки	-
31.07.14	290	1 ГПКС	Редуктор гусеничного хода К 75 ГД.03.02.200	Износ полумуфты КП 25.63.21.021	12	7 час. / 3 чел.	Замена полумуфты	-
1.08.14	299	1 ГПКС	Питатель 22.00.000	Износ подшипника ШС 50 ГОСТ 3635-75	9	6 час. / 4 чел.	Замена подшипника	-
3.08.14	317	ПП-80	Пусковое устройства	Нарушение резьбового соединения крана	5	2 час. / 2 чел.	Замена крана	-
4.08.14	326	1 ГПКС	Цепь скребковая 44.16.00	Износ шплинтов 44.16.003	-	4 час. / 4 чел.	Замена шплинтов	-
8.08.14	362	1 ГПКС	Ходовая часть 13.00.000	Износ 6-и пальцев трака	-	6 час. / 3 чел.	Замена пальцев	-
9.08.14	371	1 ГПКС	Конвейер 54.00.000	Износ поворотного листа	3	1 час. / 3 чел.	Замена поворотного листа	-
12.08.14	398	1 ГПКС	Гидроблок (предохранительный клапан) 65.15.510	Износ пружины	12	7 час. / 2 чел.	Замена предохранительного клапана	-
15.08.14	425	1 ГПКС	Корона исполнительного органа 11.04.000	Износ 14-и резцов ПС1.00.00.000	-	3 час. / 2 чел.	Замена резцов	-

1	2	3	4	5	6	7	8	9
17.08.14	443	ПТ-48	Ударный механизм	Излом штока ударника	6	1 час. / 2 чел.	Замена ударника	-
18.08.14	452	конвейер 2ЛТ1000А	Транспортная лента	Порыв стыка	4	2 час. / 2 чел.	Ремонт стыка	-
21.08.14	479	1 ГПКС	Редуктор гусеничного хода 13.21.000	Износ фрикционных дисков 26.01.02.010	10	8 час. / 3 чел.	Замена дисков	-
22.08.14	488	конвейер 2ЛТ1000А	Транспортная лента	Порыв стыка	4	2 час. / 2 чел.	Ремонт стыка	-
24.08.14	506	конвейер 2ЛТ1000А	Транспортная лента	Ревизия стыков	-	5 час. / 2 чел.	Ремонт стыка	-
28.08.14	542	1 ГПКС	Корона исполнительного органа 11.04.000	Износ 4-х кулаков	-	8 час. / 2 чел.	Замена кулаков	-
30.08.14	551	конвейер 2ЛТ1000А	Привод	Перегрев двигателя	13	6 час. / 4 чел.	Замена двигателя	-
02.09.14	560	1 ГПКС	Редуктор исполнительного органа	Износ подшипника 2097952 ГОСТ 6364-78	11	8 час. / 4 чел.	Замена подшипника	-

ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОХОДИМОЙ ВЫРАБОТКИ

1. Название и № квершлаг № 4615 шахта «Гуковская»
2. Угол наклона и направление проведения 0

3. Форма и площадь сечения ***в проходке/ в свету*** 17,9/14,8 м^2
4. Тип подрывки: нижняя, верхняя, смешанная по породе
5. Мощность пласта, м;/ крепость угля —
6. Крепость породы по М.М.Протодьяконову ***кровля/почва*** 6 – 8
7. Вид и марка крепи арочная металлическая; КМП-А3
8. Длина выработки, м: полная проектная/пройдено к моменту составления опросного листа 262/ 149/ 50
9. Способ выемки угля и породы: раздельная/совместная (подчеркнуть)
10. Положение забоя относительно лавы (подчеркнуть): обособленное, с небольшим опережением, совместно с лавой

ПРИМЕНЯЕМОЕ ГОРНОПРОХОДЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ НА МОМЕНТ НАЧАЛА ЗАПОЛНЕНИЯ ЖУРНАЛА (НАЗВАНИЕ И МАРКА-ОБОЗНАЧЕНИЕ ПО ПАСПОРТУ)

1. Для бурения шпуров по углю —
2. Для бурения шпуров по породе УБШ-313
3. Для погрузки угля, породы или горной массы 2ПНБ-2Б-01
4. Средства призабойного транспорта СП-202 М56
5. Средства механизации установки крепи, в т.ч. частичной – для подъема-удержания элементов крепи, для бурения шпуров под анкеры и п.т. нет
6. Средства механизации вспомогательных работ: доставки в забой, монтажа и т.п. УТБК

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОСМЕННЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

Дата	Объем выполненных работ за смену*: бурение, погрузка, крепление, другие работы, простой забоя (причина)	Характеристика профилактической работы или отказов оборудования за смену						Примечание
		Марка оборудования	Узел, деталь	Характеристика или причина отказа, профилактика	Продолжительность простоя забоя, ч	Время ремонта или профилактики, ч, к-во рабочих занятых на ремонте-профилактике, чел.	Способ восстановления: замена, детали, замена узла, оборудования ремонт и др.	
1	3	4	5	6	7	8	9	10
01.02	1,9 / 2,7	2ПНБ-2Б		Ревизия гидросистемы и электроаппаратуры		2 / 3		
02.02	3,8 / 5,5	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
03.02	5,7 / 5,4	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
04.02	7,6 / 7,2	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
05.02	9,5 / 9,0	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
06.02	11,4 / 10,8	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
07.02	13,3 / 10,8	2ПНБ-2Б	Насос Н-400УЗ	Необеспечение производит.	3	3 / 2	Замена насоса	
08.02	15,2 / 17,6	УБШ-313		Ревизия гидросистемы и электроаппаратуры		2 / 3		
09.02	17,1 / 14,4	2ПНБ-2Б		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
10.02	19, 7 / 17	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
11.02	20.9 / 18,8	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		

*) – Ежесуточно указывается количество п.м. выработки, пройденных и закрепленных с момента начала наблюдений (план/факт)

1	3	4	5	6	7	8	9	10
12.02	22,8 / 22,4	2ПНБ-2Б	Колесо коническое	Износ зубьев	2,5	2,5 / 2	Замена конического колеса	
13.02	24,7 / 24,2	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
14.02	26,6 / 24,2	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
15.02	28,5 / 26	2ПНБ-2Б		Ревизия гидросистемы и электроаппаратуры		2 / 3		
16.02	30,2 / 27,8	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
17.02	30,2 / 29,6	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
18.02	33,8 / 31,4	2ПНБ-2Б	Лапа правая	Физический износ	2	2 / 3	Замена правой лапы	
19.02	35,6 / 33,2	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла	2	1,5 / 3		
20.02	37,3 / 35	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
21.02	39,3 / 38,6	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
22.02	41,1 / 38,6	УБШ-313		Ревизия гидросистемы и электроаппаратуры		2 / 3		
24.02	42,9 / 42,8	2ПНБ-2Б		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
25.02	44,7 / 44,0	СП-202М-56	Редуктор	Износ посадочных мест подшипников	3	3 / 3	Замена редуктора	
26.02	46,5 / 45,8	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
27.02	48,3 / 49,4	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
28.02	50,5 / 52	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
1.03	3,1 / -	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		

1	3	4	5	6	7	8	9	10
2.03	6,2 / 3,6	2ПНБ-2Б		Ревизия гидро-системы и элек-троаппаратуры		2/3		
3.03	9,3 / 5,4	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5/3		
4.03	12,4 / 10,8	2ПНБ-2Б		-«-		1,5/3		
5.03	15,5 / 14,4	УБШ-313		-«-		1,5/3		
6.03	18,6 / 18	2ПНБ-2Б	Вал фрик-ционов	Износ дисков	2	2/2	Замена дис-ков	
7.03	21,7 / 19,8	2ПНБ-2Б		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5/3		
9.03	24,8 / 21,6	УБШ-313		-«-		1,5/3		
10.03	27,9 / 23	УБШ-313		Ревизия гидро-системы и элек-троаппаратуры		2/3		
11.03	31 / 24,9	2ПНБ-2Б		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
12.03	34,2 / 26,4	УБШ-313		-«-		1,5/ 3		
13.03	37,4 / 30,0	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
14.03	40,6 / 31,8	УБШ-313	Гидроци-линдр пе-редачи	Износ уплотне-ния	1	1/ 2	Замена гид-роцилиндра	
15.03	43,8 / 35,4	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
16.03	47 / 40,8	2ПНБ-2Б		-«-		1,5/ 3		
17.03	50,2 / 44,0	2ПНБ-2Б		Ревизия гидро-системы и элек-троаппаратуры		2 / 3		
18.03	53,4 / 49,4	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		

1	3	4	5	6	7	8	9	10
19.03	56,6 / 54,8	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
20.03	59,8 / 58	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
21.03	63 / 62	2ПНБ-2Б		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
22.03	66,2 / 63,8	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
23.03	69,4 / 67	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
24.03	72,6 / 71	УБШ-313		Смазка, обтяжка, доливка масла		1,5 / 3		
25.03	75,8 / 76,4	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
26.03	79 / 81,8	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
27.03	82,2 / -	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
28.03	85,4 / -	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
29.03	88,6 / -	УБШ-313		-«-		1,5 / 3		
30.03	91,8 / -	2ПНБ-2Б		-«-		1,5 / 3		
31.03	95 / -	2ПНБ-2Б		Ревизия гидро-системы и элек-троаппаратуры		2/3		

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Журналы наблюдений за горнопроходческим оборудованием

ЖУРНАЛ
наблюдений за работоспособностью горнопроходческого комбайна
1ГПКС ГУ 120165629.001-86 №702 декабрь 2013 г.
выработка - ходок № 41 ООО «Шахтоуправление «Садкинское»

Сечение выработки: (ширена-5,3 м^2) (высота-2,6 м^2) 13,78/13,78 м^2
Мощность пласта: 1,35-1,76 м
Крепость породы: f = кровля (4-6), почва (2-4) ед.
Угол наклона: 3-7 град.

Сбор данных ведет: Зелинский Е. П.
Начат: 16 июля 2014 г.
Пройдено до начала наблюдений 1950 п.м.
Окончен: 02 сентября 2014 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узлов или деталей	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. за мес.
					Вызов ремонтной службы	Подготовка к ремонту	Время непосредственного устранения отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
18.07.14	Конвейер 54.00.000	18.10.14	Перегрев двигателя ВРП180S4	15			5	Замена двигателя	4	108	200
21.07.14	Станция насосная 00.10.000	21.10.14	Износ подшипника насоса реверсивного КП 21.05.30.00-02	4			3	Замена подшипника 53612 ГОСТ 24695-81	2	126	200
22.07.14	Гидроблок 65.15.510	22.10.14	Облом шарового пальца	8			4	Замена шарового	2	132	200
27.07.14	Корона исполнительного органа 11.04.000	27.10.14	Износ 10-и резцов ПС1.00.00.000	6			4	Замена резцов	2	162	200
27.07.14	Ходовая часть 13.00.000	27.10.14	Износ 3-х траков к75ГД 03.02.010	13			8	Замена траков	4	162	200

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
31.07.14	Редуктор гусеничного хода К 75 ГД.03.02.200	31.10.14	Износ полумуфты КП 25.63.21.021	12			7	Замена полумуфты	3	194	200
1.08.14	Питатель 22.00.000	1.11.14	Износ подшипника ШС 50 ГОСТ 3635-75	9			6	Замена подшипника	4	9	250
4.08.14	Цепь скребковая 44.16.00	4.11.14	Износ шплинтов 44.16.003	6			4	Замена шплинтов	4	36	250
8.08.14	Ходовая часть 13.00.000	8.11.14	Износ 6-и пальцев трака	7			6	Замена пальцев	3	72	250
9.08.14	Конвейер 54.00.000	9.11.14	Износ поворотного листа	3			1	Замена поворотного листа	3	81	250
12.08.14	Гидроблок (предохранительный клапан) 65.15.510	12.11.14	Износ пружины	12			7	Замена предохранительного клапана	2	108	250
15.08.14	Корона исполнительного органа 11.04.000	15.11.14	Износ 14-и резцов ПС1.00.00.000	6			3	Замена резцов	2	135	250
21.08.14	Редуктор гусеничного хода 13.21.000	21.11.14	Износ фрикционных дисков 26.01.02.010	10			8	Замена дисков	3	189	250
28.08.14	Корона исполнительного органа 11.04.000	28.11.14	Износ 4-х кулаков	12			8	Замена кулаков	2	235	250
02.09.14	Редуктор исполнительного органа	30.11.14	Износ подшипника 2097952 ГОСТ 6364-78	11			8	Замена подшипника	4	243	250

ЖУРНАЛ
Наблюдений за работоспособностью проходческого оборудования
выработки: 613 штрек шахты: “Глубокая”, АО “Ростовуголь”

Сечение выработки: в черне/в свету: 11,2/13,8 м^2
Мощность пласта: 1,2 м
Крепость породы f=5-6 ед.
Уклон наклона: 0 град.

Начат "1"февраля 1999 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен "_20_"_____09_____ 1999г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
11.09.99	Редуктор нагребающей части	16.04.99	погрузочная машина 2ПНБ2Б зав.№2804 подшипник 7516	180	-	-	180	замена	2	50	105
	Домкрат подъема стрелы: магнитная станция	12.05.99	износ: сгорел контактор	360	-	-	360	замена	3	25	85

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Редуктор нагребающей части	18.05.99	износ	360	-	-	360	замена редуктора и двигателя	3	40	85
	Гидромотор на БУ	7.06.99	износ	180	-	-	180	замена	2	15	80
	Гидрораспределитель	20.06.99	износ	240	-	-	240	замена	2	60	80
	Подшипник на нагребающей части 3608	13.07.99	плохая смазка	240	-	-	240	замена	3	14	32
	Вертикальный вал на нагребающей части	21.07.99	подшипники 3522, 7516	240	-	-	240	замена	3	27	32
	Редуктор нагребающей лапы	28.08.99	сорваны болты крепления	60	-	-	60	замена болтов	2	7	29
	Цепь на БУ	3.09.99	заклинило цепь	60	-	-	60	замена звеньев на замок	2	4	
	Насос Н400УР	8.09.99	течь								12
	Цепь скребковая	14.09.99	излом пальца	30	-	-	30	обтяжка	1	9	
	Электродвигатель на БУ – ВР132С4	19.09.99	сгорели обмотки	60	-	-	60	замена	2	16	
				120	-	-	120	замена	3	22	

ЖУРНАЛ
Наблюдений за работоспособностью проходческого оборудования
выработки: 37 ходок, шахты: им. Ленина, АО “Ростовуголь”

Сечение выработки: в черне/в свету: 13,9 м^2
Мощность пласта: 1,35 м
Крепость породы f=8-12 ед.
Уклон наклона: 5 град.

Начат "1"июня 1999 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен "_20_"_____10_____ 1999г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
			погрузочная машина	2ПНБ2Б зав.№2809							
1.10.99	Домкрат фрикционный	3.05.99	сальник на штоке	180	-	-	180	замена домкрата	3	60	
	Тормозной фрикцион	10.05.99	износ дисков износ	180	-	-	180	замена	3	100	
	Насос Н400УР	15.06.99		120	-	-	120	замена	2	200	

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Тормозной фрикцион		износ	180	-	-	180	замена	3	200	
	Цепь конвейера	11.08.99	износ	180	-	-	180	замена	4	300	
	Фрикцион тормозной		износ дисков	180	-	-	180	замена	3	300	
	Блок сателлитов на промежуточном редукторе	12.09.99	подшипник 306, один сателлит	24 часа	-	-	360	замена	4	300	
	Ведущая звезда конвейера	21.07.99	износ	240	-	-	240	замена	4	300	
	Траковая цепь	23.07.99	износ	360	-	-	360	замена	4	300	
	Тормозной фрикцион		износ	180	-	-	180	замена	3	400	
	Насос Н400УР	14.08.99	износ	120	-	-	120	замена	2	400	
	Тормозной фрикцион		износ дисков	180	-	-	180	замена	3	500	
	Редуктор нагребающей части	2.09.99	износ подшипника 97516	120	-	-	120	замена	1	700	
	Гидроблок	15.09.99	седло клапана, клапан	18 часов	-	360	60	изготовление и замена	2	700	
	Тормозной фрикцион	16.10.99	износ дисков	180	-	-	180	замена	3	700	

ЖУРНАЛ
Наблюдений за работоспособностью проходческого оборудования
выработки: 207 штрек, шахты: “Южная”, АО “Ростовуголь”

Сечение выработки: в черне/в свету: 13,8 м^2
Мощность пласта: 1,4 м
Крепость породы f=8 ед.
Уклон наклона: 2 град.

Начат "1"января 1999 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен "_20_" _____09_____ 1999г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
			погрузочная машина	2ПНБ2Б зав.№3212							
19.09.99	Насос Н400УР	16.01.99	клапан	120	-	-	120	замена клапана	1	50	100
	Рукав в/д	9.02.99	порыв	40	-	-	40	замена	2	28	80
	Насос Н400УР	17.02.99	течь из уплотнения	30	-	-	30	обтяжка	1	49	80
	Насос Н400УР	19.02.99	течь	30	-	-	30	обтяжка	1	57	80

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Рукав в/д	20.02.99	порыв	40	-	-	40	замена	2	58	80
	Насос Н400УР	24.02.99	течь	30	-	-	30	обтяжка	1	64	80
	Насос Н400УР	25.02.99	нет давления	90	-	-	90	замена	2	66	80
	Редуктор нагре-бающий (правый)	14.03.99	сорваны бол-ты крепления	60	-	-	60	замена болтов	2	49	95
	Насос Н400УР	11.04.99	нет давления	90	-	-	90	замена	2	29	75
	Насос Н400УР	26.04.99	течь	30	-	-	30	обтяжка	1	62	75
	Ходовая часть	15.08.99	поломка катка на правой тра-ковой цепи	30	-	-	30	замена	2	42	90
	Нагребающая часть	25.08.99	поломка лево-го редуктора	24 часа	-	-	360	замена под-шипников 3522, 3608	2	75	90

ЖУРНАЛ
Наблюдений за работоспособностью проходческого оборудования
выработки: конв. ходок 11 уклона; 14 штрек шахты: “Глубокая”, АО “Ростовуголь”

Сечение выработки: в черне/в свету: 11,2/13,8;18,3/15,8 м^2
Мощность пласта: 0,9 м
Крепость породы f=5-12 ед.
Уклон наклона: 8;0 град.

Начат "1"мая 1999 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен "_20_"_____09_____ 1999г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
			погрузочная машина	2ПНБ2Б зав.№3236							
15.09.99	Насос Н400УР	12.05.99	отсутствие давления в гидросистеме	360	-	-	240	замена пружин и плунжеров	2	20	50
	Вал фрикциона	15.06.99	не срабатывание левого фрикциона при поворотах	120	-	-	60	замена дисков	1	18	45

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	трак 42.000.40-2 шт.	29.06.99	излом	90	-	-	60	замена	3	41	45
	порыв цепи конвейера	10.07.99	излом	70	-	-	45	замена двух звеньев	3	17	50
					-	-	90				
	Фильтр напорный	4.08.99	течь по сварке корпуса фильтра	180	-	-	60	ремонт	2	12	40
	Редуктор ЕУ	16.08.99	подшипники № 308,7312	80	-	-	60	замена	3	4	40
	Бурильная установка	28.08.99	порыв подающей цепи	70	-	-	45	ремонт	3	36	40

ЖУРНАЛ
наблюдений за работоспособностью проходческого оборудования
выработки: 133 бортовой ходок, шахты: им. “Октябрьской революции”, АО “Ростовуголь”

Сечение выработки: в черне/в свету: 13/11,8;15,9/12 м^2
Мощность пласта: 1 м
Крепость породы f=8 ед.
Уклон наклона: 8 град.

Начат "1"мая 1999 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен "_20_"_____09_____ 1999г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа, стоимость замененных узлов и деталей	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
			Погрузочная машина	2ПНБ2Б зав.№3207							
4.09.99	Бур. установка	10.03.99	порыв цепи подачи	120	-	-	120	замена цепи	2	45	100
	Гидромотор на БУ	25.03.99	зацепление за арку	240	-	-	120	замена	2	90	100
	Магнитная станция	5.04.99	контактор на конвейер	60	-	-	60	замена контактора	1	15	120
	Конвейер	20.02.99	порыв цепи	45	-	-	45	замена соед. звеньев	4	80	120

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Редуктор ходовой	25.05.99	подшипник 7516	180	-	-	180	замена	2	95	120
	Демонтаж и выдача	2.06.99	разборка	24 часа	-	-	-	-	8		
	в другой забой		выдача	48 часов	-	-	-	-			
	Монтаж машины	6.06.99	ремонт редуктора	24 часа	-	-	-		10		
			нагребающей части:								
			подшипник 7516 6 шт.	360	-	-	-	замена	3		
			вал - шестерни 0125131, 0126138	120	-	-	-	замена	3		
			синхронизирующий ролик на приводе лапы	30	-	-	-	замена	1		
			гребок правый.	20	-	-	-	замена	3		
			конвейерная цепь-15 звеньев	40	-	-	-	замена	2		
	Привод левого насоса (ходовой редуктор)	26.06.99	износ вал шестерни привода насоса	90	-	-	90	замена	2	5	90
	Бурильная установка	29.06.99	порыв цепи подачи	60	-	-	60	замена	2	25	90
	Траковая цепь	1.07.99	поломка пальца	180	-	-	180	замена пальца и трака	5	0	90
	Бурильная установка	15.07.99	поломка постели под редуктором БУ	360	-	-	360	замена постели	2	50	90
	Натяжное устройство травого трака	27.07.99	палец на натяжном устройстве	360	-	-	360	замена натяжной вилки, пальца и натяжного ролика	3	81	90
	Насос Н400 УР	29.07.99	износ	480	-	-	90	замена	3	86	90
	Ходовая часть	31.07.99	замена каретки правой траковой цепи	180	-	-	180	замена	2	87	90
	Насос Н400УР	1.08.99	износ	90	-	-	90	замена	3	0	90
	Бурильная установка	12.08.99	залило эл двигатель	120	-	-	120	замена эл. двигателя	4	32	90

ЖУРНАЛ
наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины МПНБ зав. № 34

Условия эксплуатации:

выработка - 410 пром. штрек шахты “50-лет Октября” АО “Гуковуголь”

Сечение выработки: вчерне/в свету: 13,8/11,2 м^2 Сбор данных ведет: Сазонов С.Д.

Мощность пласта: 1,2 м Начат: 10 февраля 1997 г.

Крепость породы f = 8-13 ед. Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.

Угол наклона: 8 град. Окончен “ 31 “ августа 1997 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
20.12.97 г.	Насос 210.1212.00В	12.02.97	Излом штуцера	48				Замена насоса	3	5	80
	Гидроцилиндр натяжения траковой цепи	16,02,97	Уплотнение					Замена уплотнения	2	22	80
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	14.03.97	Излом 3-х пальцев 22.20.24.027	3				Замена пальцев	2	52	110
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	17.03.97	Износ 4-х траков	2				Замена траков	3	64	110
	Гидроблок 45.02.610	2.04.97	Износ предохранительного клапана	3				Замена клапана	2	2	90
	Гидроцилиндр МПН 22.00.020	8.04.97	Износ уплотнения	4				Замена уплотнения	3	27	90

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Гидроблок 45.02.610	10.06.97	Износ предо-хранительного клапана	3				Замена Клапана	2	30	120
	Гидрозамок 32.02.01.070	24.07.97	Износ	24				Замена	2	51	60
	Гидрозамок 32.02.01.080	24.07.97	Износ	24				Замена	2	51	60
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	24.07.97	Износ траков (10 шт.) и тра-ковых пальцев (8шт.)	24				Замена	3	51	60
	Гидроцилиндр МПН 22.00.020	24.07.97	Износ	24				Замена	3	51	60
	Гидроцилиндр МПН 22.00.020-01	24.07.97	Износ	24				Замена	3	51	60
	Вал МПН 11.00.050	24.07.97	Износ	24				Замена	3	51	60
	Вал-шестерня МПН 11.02.080	25.07.97	Износ	24				Замена	3	51	60
	Вал-шестерня МПН 11.02.080-01	25.07.97	Износ	24				Замена	3	51	60
	Насос 210.1212.00В	25.07.97	Износ	24				Замена	2	51	60
	Гидроцилиндр натяжения траковой цепи	25.07.97	Износ	24				Замена	2	51	60
	Дроссель МПН 22.04.090	25.07.97	Износ	24				Замена	1	51	60
	Гидроблок МПН 45.02.610	14.08.97	Износ предо-хранительного клапана	12				Замена предо-хранит. кла-пана	2	62	120

ЖУРНАЛ

наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины МПНБ зав. № 4

выработка - штрек 4511 шахты “Гуковская” АО “Гуковуголь”

Сечение выработки: вчерне/в свету: 23,47/19,4 м^2

Мощность пласта: 1,8 м

Угол наклона: 8 град.

Крепость породы f = 7-14 ед.

Сбор данных ведет: Сазонов С.Д.

Начат: 10 мая 1997 г.

Окончен “ 30 “ июль 1997 г.

Пройдено до начала наблюдений 0 п.м

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
20.12.97	Насос 210.1212.00В	03.06.97	Излом плунжеров	4,8				Замена насоса	2	4	100
	Гидроблок 45.02.610	12.06.97	Износ предохранительного клапана	6				Замена клапана	2	42	100
	Электродвигатель насосной станции ВРП 180 М4	17.06.97	Попадание масла в двигатель из редуктора.	24				Замена двигателя. Замена редуктора	3	62	100
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	02.07.97	Излом 2-х траков	2				Замена	2	4	100
	Гидроблок 45.02.610	08.07.97	Износ предохранительного клапана	6				Замена клапана	2	23	100
	Гидроцилиндр МПН 22.00.020	14.07.97	Износ уплотнения	6				Замена	2	52	100

ЖУРНАЛ

наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины МПНБ зав. № 32

выработка - штрек № 107 шахты “Алмазная” АО “Гуковуголь”

Сечение выработки: вчерне/в свету: 13,8 м^2 Сбор данных ведет: Подворный А.В.

Мощность пласта: 1,4 м Начат: 12 мая 1997 г.

Крепость породы f = 7-9 ед. Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.

Угол наклона: 10 град. Окончен “ 31 “ ___декабря___ 1997 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
05.01.97 г.	Насос 210.1212.00В	20.05.97	Неплотное вхождение поршней в цилиндры	168				Ремонт насоса	2	10	10
	Насос 210.1212.00В	28.05.97	---	120				Замена на Н403	3	10	10
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	17.06.97	Износ пальцев (2 шт.)	2				Замена	2	42	90
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	19.07.97	Износ пальцев (4 шт.)	2				Замена	2	67	110
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	07.08.97	Износ траков (1 шт.) и пальцев (3 шт.)	3				Замена	2	14	90
	Насос 31002.56.00	24.09.97	---	120				Замена	2	56	60
	Цепь гусеничная МПН 12.04.030	04.10.97	Износ пальцев (2 шт.)	2				Замена	2	12	120

ЖУРНАЛ

наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины МПНБ зав. № 35

выработка - штрек № 523 шахты “Алмазная” АО “Гуковуголь”

Сечение выработки: вчерне/в свету: 13,8 м^2 — Сбор данных ведет: Подворный А.В.

Мощность пласта: 1,5 м — Начат: 15 августа 1997 г.

Крепость породы f = 7-8 ед. — Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.

Угол наклона: 0 град. — Окончен “ 31 “ декабря 1997 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Гидроцилиндр натяжения траковой цепи	15.09.97	Износ уплотнения	4				Жесткая фиксация натяжения цепи	3	60	95
	Цепь скребковая МПН 00.03.000	4.10.97	Излом замка	1				Замена	2	8	125
	Гидроцилиндр натяжения траковой цепи	11.10.97	Износ уплотнения	4				Жесткая фиксация натяжения цепи	3	26	125
	Цепь скребковая МПН 00.03.00	3.11.97	Излом пластины	1				Замена	2	12	90
	Насос 310.05.03	11.12.97	Выдавливает стопорное кольцо	24				Замена	2	10	60

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Гидроблок	19.12.97	Утечка масла через шаровые пальцы	6				Замена блока	2	18	60
	Гидроцилиндр МПН 22.00.020	21.12.97	Износ	12				Замена	3	28	60
	Цепь скребковая МПН 00.03.000	24.12.97	Износ замка	3				Замена	2	42	60

ЖУРНАЛ
наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины МПНБ зав. № 13
выработка - штрек № 310 ш/у "Шолоховское" АО "Ростовуголь"

Сечение выработки: вчерне/в свету: 13,8/11,2 м^2
Мощность пласта: 1,5 м
Крепость породы f = 5 ед.
Угол наклона: 0 град.

Сбор данных ведет: Бураков А.Н.
Начат: 20 октября 1995 г.
Пройдено до начала наблюдений 637 п.м.
Окончен "20" марта 1996 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала наблюдений на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
21.10.95 и 20.03.96	Двигатель ВРП-160/6	н.д.	Нехватка мощности	180	-	-	-	Замена	2	20	100

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Втулка на люнете НБ	н.д.	Износ	90	-	-	-	Замена	2	20	100
	Ходовой вал МПН22.08.020	Н.д.	Смятие шлицев на ходовом валу	360	-	-	-	Удаление храпового механизма	3	22	100
	Гидроблок	Н.д.	Выход из строя шарового пальца	40	-	-	-	Замена шарового пальца	1	31	100
	Ходовой вал МПН 22.08.020	Н.д.	Абразивный износ шлицев	360	-	-	-	Удаление храпового механизма	3	31	100
	Гидромотор 310.012.00	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	50	100
	Натяжное устройство траковой цепи	Н.д.	Гидроцилиндр 32.01.01.100	180	-	-	-	Ремонт	2	54	100
	Сокращение цепи конвейера	Н.д.	Провисание цепи конвейера	60	-	-	-	Удаление части цепи	2	85	100
	Редуктор нагребающей лапы	Н.д.	Порыв манжеты ГОСТ 8752-79	120	-	-	-	Замена манжеты	2	100	100
	Натяжное устройство траковой цепи	Н.д.	Гидроцилиндр 32.01.01.100	180	-	-	-	Ремонт	2	108	110
	Насос 310.56.03	Н.д.	Плохая подгонка пальцев	360	-	-	-	Замена	2	120	110
	Насос 210.12.12.01	Н.д.	Выдавливает стопорное кольцо	180	-	-	-	Замена	2	125	110
	Высоконапорный рукав 2*1000 32.05.16.037	Н.д.	Порыв	30	-	-	-	Замена	1	131	110

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Высоконапорный рукав 12*1600 32.05.12.750	Н.д.	Порыв	30	-	-	-	Замена	1	200	110
	Двигатель ВРП 180/4	Н.д.	Попадание масла на статор	360	-	-	-	Замена	2	208	110
	Редуктор нагребающей лапы МПН 11.02.000	Н.д.	Порыв манжет	120	-	-	-	Замена	2	208	110
	Сокращение цепи конвейера	Н.д.	Провисание цепи	60	-	-	-	Удаление части цепи	2	215	110
	Гидромотор 310.012.00	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	246	90
	Подшипник нагребающих лап 7616	Н.д.		120	-	-	-	Замена	2	300	90
	Сокращение цепи конвейера	Н.д.	Провисание цепи	60	-	-	-	Удаление части цепи	2	308	90
	Высоконапорный рукав 16*1000 32.15.16.710.07	Н.д.	Порыв	30	-	-	-	Замена	1	320	32
	Редуктор нагребающей лапы МПН11.02.000-01	Н.д.	Порыв манжет	120	-	-	-	Замена	2	325	32
	Хвостовая часть конвейера	Н.д.	Деформация	2880	-	-	-	Ремонт на поверхности	4	330	32
	Насос, питающий гидравлику	Н.д.		180	-	-	-	Замена	2	384	32
	Гидромотор 310.012.00	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	400	60

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Редуктор нагре-бающей лапы МПН11.02.000-01	Н.д.	Порыв манжет	120	-	-	-	Замена	2	410	60
	Сокращение цепи конвейера	Н.д.	Провисание цепи	60	-	-	-	Удаление части цепи	2	423	60
	Двигатель ВРП 180/4	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	423	60
	Гидромотор 310.012.00	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	430	41
	Высоконапорный рукав12*1800 32.15.12.750-01	Н.д.	Порыв	30	-	-	-	Замена	1	500	41
	Гидромотор 310.012.00	Н.д.		360	-	-	-	Замена	2	520	41

ЖУРНАЛ
наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины 2ПНБ-2Б зав. № 3127

Условия эксплуатации: выработка – 11 конв. ходок, ш/у "Шолоховское" АО "Ростовуголь"

Сечение выработки: вчерне/в свету: 13,8/11,2 м^2
Мощность пласта: 1,5 м
Крепость породы f = 5 ед.
Угол наклона: 0 град.

Сбор данных ведет: Бураков А.Н.
Начат: 20 октября 1995 г.
Пройдено до начала наблюдений 1500 п.м.
Окончен " 20 " марта 1996 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала наблюдений на момент отказа
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
12.02.96 и 20.03.96	Насос Н-400УР	Н.д.	Течь	60	-	-	60	Обтянуть штуцер, замена уплотнительных шайб	2	38
	Гидроблоки	Н.д.	Течь	120	-	-	120	Ремонт	1	42
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	77
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	85
	Насос Н-400	Н.д.	Течь	60	-	-	60	Замена	2	131
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	154
	Напорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	177

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	231
	Натяжное устройство траковой цепи	Н.д.	Вилка натяжения	180	-	-	180	Замена	2	254
	Редуктор нагребающей части	Н.д.	Подшипник 97.516	360	-	-	360	Замена	2	254
	Промежуточный редуктор нагребающей части	Н.д.	Муфта	360	-	-	360	Ремонт муфты	2	261
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	269
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	308
	Синхронизирующий вал редуктора нагребающей части	Н.д.	Подшипник 115	540	-	-	540	Замена	2	338
	Кулиса	Н.д.	Подшипник	180	-	-	180	Замена	2	346
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	385
	Траковая цепь	Н.д.		60	-	-	60	Сокращение	2	423
	Насос Н-400	Н.д.	течь	60	-	-	60	Замена	2	454
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	454
	Гидроблок	Н.д.	Шаровый палец	40	-	-	40	Замена	1	461

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	461
	Редуктор нагребающей части	Н.д.	Подшипник 97.516	360	-	-	360	Замена	2	500
	Насос Н-400	Н.д.	Износ	180	-	-	180	Замена	2	507
	Конвейер	Н.д.	Фартуки	360	-	-	360	Ремонт на поверхности	2	507
	Конвейер	Н.д.	Хвостовая секция	2880	-	-	2800	Ремонт натяжного устройства	3	507
	Приводной вал конвейера	Н.д.	Подшипник	180	-	-	180	Замена	2	507
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	замена	1	538
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	546
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	615
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	638
	Конвейер	Н.д.	Хвостовая секция	2880	-	-	2800	Ремонт на поверхности	3	677
	Редуктор нагребающей части	Н.д.	Пара: колесо коническое - вал шестерня	360	-	-	360	Ремонт	1	677
	Насос Н-400	Н.д.	Течь	60	-	-	60	Замена	2	685
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	692

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	731
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	2	770
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	823
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	840
	Приводной вал насосов	Н.д.	Вал	360	-	-	360	Замена	2	846
	Приводной вал	Н.д.	Подшипник	360	-	-	360	Замена	2	846
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	915
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	923
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	962
	Приводной вал	Н.д.	Подшипник	360	-	-	360	Замена	2	1015
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	1015
	Вал звезды	Н.д.	Износ	540	-	-	540	Замена	2	1020
	Редуктор конвей-ера	Н.д.	Подшипник	540	-	-	540	Замена	2	1028
	Насос Н-400	Н.д.	Износ	180	-	-	180	Замена	2	1037

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	1077
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	1100
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	1154
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	1192
	Тормозное устройство	Н.д.	Фрикционные диски	180	-	-	180	Замена	1	1230
	Нагребающая часть	Н.д.	Кривошип	360	-	-	360	Замена	3	1230
	Ходовая часть	Н.д.	Балансиры	720	-	-	720	Замена	2	1230
	Траковая цепь	Н.д.	Звезда	720	-	-	720	Замена	4	1230
	Нагребающая часть	Н.д.	Вертикальный вал	360	-	-	360	Замена	3	1230
	Нагребающая часть	Н.д.	Кривошип	360	-	-	360	Замена	3	1230
	Нагребающая часть	Н.д.	Синхронизи-рующий вал	540	-	-	540	Замена	3	1270
	Конвейер	Н.д.	Конвейерная цепь, привод-ная звезда	720	-	-	720	Замена	3	1270
	Высоконапорный рукав	Н.д.	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	1285

ЖУРНАЛ

наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины 2ПНБ-2Б зав. № 3203
выработка – зап. коренной штрек, шахты "Обуховская" АО "Обуховское"

Сечение выработки: вчерне/в свету: 21 м^2
Мощность пласта: 1,25 м
Крепость породы f = 9-14 ед.
Угол наклона: 0 град.

Сбор данных ведет: Сазонов С.Д.
Начат: 5 июля 1995 г.
Пройдено до начала наблюдений 0 п.м.
Окончен " 31 " декабря 1995 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, мин.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
14.03.96	Палец трака – 3 шт.	15.07.95	Изгиб	180	-	-	180	Замена	2	10	35
	Насос Н-400Е – 2 шт.	20.07.95	Завод. брак	60	-	-	60	Замена	2	22	35
	Насос Н-400Е – 2 шт.	25.07.95	Завод. брак	60	-	-	60	Замена	2	29	35
	Палец трака – 4 шт.	2.08.95	Изгиб	240	-	-	240	Замена	2	3	45
	Трак 42.000.40. – 2 шт.	17.08.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	27	45
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	26.08.95	Износ	180	-	-	180	Замена	2	37	45

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	Трак 42.000.40. – 2 шт.	4.09.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	7	54
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	12.09.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	24	54
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	23.09.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	40	54
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	2.10.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	2	12
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	22.10.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	4	12
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	28.10.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	10	12
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	1.11.95	Износ	240	-	-	240	Замена	2	2	50
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	29.11.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	46	50
	Трак 42.000.40. – 3 шт.	10.12.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	2	7
	Рукав в/д	18.12.95	Порыв	30	-	-	30	Замена	1	5	7

ЖУРНАЛ

наблюдений за работоспособностью буропогрузочной машины 2ПНБ-2Б зав. № 3205

выработка – Конв. Штрек № 25, шахты "Обуховская" АО "Обуховское"

Сечение выработки: вчерне/в свету:15/13,8 м^2 Сбор данных ведет: Сазонов С.Д.

Мощность пласта: 0,97-1,32 м Начат: 1 июля 1995 г.

Крепость породы f = 7-14 ед. Пройдено до начала наблюдений -0 п.м.

Угол наклона: 0 град. Окончен " 31 " декабря 1995 г.

Дата заполнения	Наименование или номер отказавших узла или детали	Дата отказа смена	Неисправность и ее причина	Общая продолжительность простоя, час.	Время на устранение отказа, мин			Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во п.м. пройденных с начала месяца на момент отказа	Кол-во п.м. пройденных за мес.
					вызов ремонтной службы	подготовка к ремонту	непосредственное устранение отказа				
14.03.96	Палец трака – 2 шт.	20.07.95	Искривление пальцев	120	-	-	120	Замена	2	80	104
	Насос Н-400Е – 2 шт.	5.08.95	Поломка бронзовых втулок	120	-	-	120	Замена	2	120	127
	Гидроблок управления	6.08.95	Выработка посадочной шейки	150	-	-	150	Замена на МПН 20.55.510	2	80	127
	Трак 42.000.40-1 шт.	28.08.95	Износ	60	-	-	60	Замена	2	124	127
	Трак 42.000.40 –3 шт.	9.11.95	Износ	180	-	-	180	Замена	2	11	40
	Трак 42.000.40 –2 шт.	12.11.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	15	40
	Трак 42.000.40 –5 шт.	24.11.95	Износ	300	-	-	300	Замена	2	31	40
	Трак 42.000.40 –3 шт.	29.11.95	Износ	180	-	-	180	Замена	2	38	40
	Трак 42.000.40 –2 шт.	11.12.95	Износ	120	-	-	120	Замена	2	16	52
	Трак 42.000.40 –5 шт.	21.12.95	Износ	300	-	-	300	Замена	2	34	52

Копия журнала – накопителя информации
о работоспособности погрузочной машины 2ПНБ-2Б

Зав. №3251. Год выпуска 1997
Начало работы: 16.02.1998 Количество погруженной горной массы до начала наблюдений-
Начало наблюдений: 13.03.1999 - 15000 м³, за время наблюдения - 5326 м³,
Место работы: ш. им. 60-летия ВЛКСМ, ШСУ-20, уч-к №1 зарегистрировано отказов - 80
Наименование выработки: людской ходок уклона №3
Сечение выработки: 15 м²; крепость пород: 10-12 по шкале проф. Протодьяконова
Угол наклона выработки: 6 град. Коэффициент обводнения выработки 0,3
Крепление анкерное. Погрузка на конвейер СП-202

Дата заполнения	Наименование отказавшего узла или детали	Краткое описание отказа	Время простоя	Способ устранения отказа	Кол-во чел., занятых устранением отказа	Кол-во погруженной горной массы с начала наблюдения на момент отказа, м³	Примечание
1	2	3	4	5	6	7	8
14.03.99	Станция управления 2ПНБ2. 54.01.000	нет управления	120		2	62,7	
15.03.99	Станция управления 2ПНБ2. 54.01.000	Обрыв жил в разъеме штепсельном	120	перезаделан кабель в разъеме	2	85,8	
16.03.99	Электродвигатель конвейер2ПНБ2. 33.03.008	пробой изоляции обмотки статора	480	Замен новым	2	141,9	
22.03.99	Гусеничная цепь 2ПНБ2. 12.72.000	порыв трака 50.01.01.012.	90	Замен новым	2	396	

1	2	3	4	5	6	7	8
23.03.99	Электродвигатель конвейера 2ПНБ2. 33.03.008	пробой изоляции статора	120	замена отремонтированным	2	452,1	
28.03.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	порвана ось 22.20.01.017	90	замена новым	2	587,4	март 755,7
07.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнули два трака 50.01.01.012	120	замена новым	4	1105,5	
	Гидроразводка 2ПНБ2. 25.00.000	не включаются ходовые фрикционы	60	замена новым	2	1118,7	
08.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	120	замена новыми	2	1118,7	
	Распределитель 2ПНБ2. 16.16.000	утечки в секциях	120	замена новым	2	1118,7	
09.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	2	1168,2	
11.04.99	Конвейер 2ПНБ-2. 33.00.000.	порыв звена цепи 2ПНБ2. 03.04.100	60	замена новой	3	1227,6	
12.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	180	замена новым	1	1250,7	
14.04.99	Редуктор гусеничного хода 2ПНБ2. 12.06.000	срезало болты крепления	180	замена новым	2	1310,1	
15.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	2	1320	
16.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	90	замена новым	2	1412,4	
18.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	2	1498,2	
23.04.99	Конвейер 2ПНБ-2. 33.00.000.	пробой изоляции статора 2ПНБ2. 33.03.008	60	замена новым	4	1668,3	

1	2	3	4	5	6	7	8
	Нагребающая часть 2ПНБ-2. 11.00.000	пробой изоляции статора двигателя правого 2ПНБ2.	360	замена новым	3	1706,1	
25.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	2	1785,3	
27.04.99	Редуктор промежут. ПНБ-2. 11.54.000	срезало болты	60	замена болтов	2	1848,2	
28.04.99	Конвейер 2ПНБ-2. 33.00.000.	порыв звена цепи 2ПНБ2.03.04.100	60	замена новым	2	1864,5	
29.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	3	1900,8	
30.04.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012 погнуты оси 22.20.01.017	300	замена новым	4	1976,7	апрель 1221
04.05.99	Конвейер 2ПНБ-2. 33. 00.000	порыв звена цепи 2ПНБ2.03.04.100	120	замена новым	2	2042,7	
09.05.99	Цепь гусеничная 2ПНБ 2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	30	замена новым	3	2253,9	
10.05.99	Цепь гусеничная 2ПНБ-2. 12.72.000	лопнул трак 50.01.01.012	60	замена новым	4	2253,9	
12.05.99	Гидроразводка 2ПНБ2. 25.00.000	течь в трубопроводе 2ПНБ2 25.10.000	300	заменили рукавом	6	2253,9	
	Конвейер 2ПНБ-2. 33. 00.000	сгорел электродвигатель 2ПНБ2. 33.03.008	150	замена отремонтированным			
13.05.99	Конвейер 2ПНБ-2. 33. 00.000	пробой изоляции статора двигателя 2ПНБ2.33.03.008	150	замена отремонтированным	3	2286,9	
	Станция управления 2ПНБ2. 54.01.000	не включается двигатель конвейера	240	замена отремонтированным	4	2286,9	

1	2	3	4	5	6	7	8
15.05.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	порыв трака 50.01.01.012	60	замена новым	2	2300,1	
16.05.99	Конвейер 2ПНБ2. 33.00.000	порыв звена цепи 1ПНб2. 03.04.100	90	замена новым	3	2333,1	
19.05.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	порыв трака 50.01.01.012 согнута ось 22.20.01.017	120	замена новым	4	2392,5	
21.05.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	порыв трака 50.01.01.012	60	замена новым	3	2458,5	
26.05.99	Конвейер 2ПНБ2. 33. 00.000	порыв звена цепи 1ПНб2. 03.04.100	90	замена новым	4	2692,8	май 894,3
01.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33. 00.000	порыв звена цепи 1ПНб2. 03.04.100	150	замена новым	3	2923,8	
04.06.99	Нагребающая часть 2ПНБ2.11.00.000	отошла кулиса лева2ПНБ2.11.08.000	60	установили на место	1	3019,5	
05.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33. 00.000	расшплинтовалось звено цепи 1ПНБ2.03.04.100	120	зашплинтовали звено	2	3055,8	
06.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33. 00.000	срыв подвижного листа 2ПНБ2 33.06.000	120	установили на место	2	3075,6	
07.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33. 00.000	порыв звена цепи 1ПНб2. 03.04.100 оторван гидроцилиндр 32.01.023	180	замена новым приварили кронштейн	2	3102	
11.06.99	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	не включаются фрикционы	60	промыли гидросистему	2	3260,4	
14.06.99	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	лопнула труба 2ПНБ2.25.04.000	150	заменили рукавом	3	3359,4	

1	2	3	4	5	6	7	8
17.06.99	Электрооборудование 2ПНБ2.54.00.00	пробило силовой кабель	180	замена новым	2	3441,9	
	Станция управления 2ПНБ2.54.01.00	не включалось реле времени	180	замена реле	2	3491,4	
19.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33.00.000	сорван гидроцилиндр 32.01.01.024	240	установили кронштейн на место	3	3570,6	
20.06.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	порыв звена цепи 1ПНБ2.03.04.100	60	заменен новым	2	3613,5	
	Балансир 2ПНБ2.12.82.000	лопнуло кольцо пружинное 21.02.02.041	300	установили ролик	2		
	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	лопнул трубопровод 2ПНБ2.25.14.000	300	заменен новым	2	3613,5	
22.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33.00.000	порыв звена цепи 1ПНБ2.03.04.100	30	замена новым	2	3699,3	
24.06.99	Конвейер 2ПНБ2. 33.00.000	сорван гидроцилиндр 32.01.01.024	60	приварили кронштейн	2	3748,8	
25.06.99	Ходовая часть 2ПНБ2.12.00.000-03	соскочила цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	120	установили	3	3798,3	
29.06.99	Нагребающая часть 2ПНБ2.11.00.000	заклинило редуктор 2ПНБ2.01.03.000	1560	отремонтировали	2	3884,1	июнь 1013,1
02.07.99	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	пробита трубка 2ПНБ2.25.23.000	90	отправлена в мех. цех.	2	3956,7	
03.07.99	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	трубка 2ПНБ2.25.23.000	120	установили отремонтированную	2	3956,7	
04.07.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2.12.72.000	порыв трака 50.01.01.012	180	замена новым	2	4035,9	
06.07.99	Балансир 2ПНБ2.12.82.000	износ ролика 2ПНБ2.12.75.176	120	замена новым	2	4068,9	

1	2	3	4	5	6	7	8
	Домкрат фрикциона 2ПНБ2.12.57.000	манжета 35*25 МН 5334-64 вышла из строя	60	замена новым	1	4068,9	
09.07.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2. 12.72.000	порыв трака 50.01. 01.012	60	замена новым	2	4151,4	
	Конвейер 2ПНБ2.33.000	порыв звена цепи 1ПНБ2. 03.04.100	60	замена новым	2		
12.07.99	Конвейер 2ПНБ2.33.000	порыв звена цепи 1ПНБ2. 03.04.100	60	замена новым	2	4257	
15.07.99	Передача планетарная 1ПНБ2.01.43.000	износ шлицов вала 22.06.05.007	720	замена новым	4	4309,8	
18.07.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2. 12.72.000	порыв трака 50.01. 01.012	60	замена новым	3	4408,8	
	Редуктор конвейера 2ПНБ.01.03.000	вышла из строя полумуфта 84.34.03.281	90	восстановили	3	4408,8	
23.07.99	Редуктор лапы правый 2ПНБ2.01.03.000	износ шлицов вала 2ПНБ2.01.23.000-01	120	замена новым	1	4494,6	
24.07.99	Конвейер 2ПНБ2.33.000	порыв звена цепи 1ПНБ2. 03.04.100	90	замена новым	2	4517,7	
25.07.99	Домкрат фрикциона 2ПНБ2.12.57.000	сорвало болты крепления	180	замена новым	2	4567,2	Июль 871,2
02.08.99	Фрикцион тормозной2ПНБ2.12.56.000	износ дисков 26.07-01. 001-01.26.01.01.003	90	замена новым	2	4837,8	
03.08.99	Балансир 2ПНБ2.12.82.000	износ ролика 2ПНБ2.12.75.225	120	замена новым	2	4841,1	
	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	засорился трубопровод	120	промыли маслом	2	4841,1	
07.08.99	Электрооборудование 2ПНБ2.54.000	перебит силовой кабель	360	соединили кабель	3	4841,1	

1	2	3	4	5	6	7	8
08.08.99	Домкрат фрикциона 2ПНБ2.12.57.000	износ манжеты МН 5334-64	120	замена новым	2		
	Электрооборудовани 2ПНБ2.54.00.000	силовой кабель	60	замена новым	1	4860,9	
	Вал фрикциона 2ПНБ2.12.38.000	износ дисков 26.05.01.001-01 26.01.07.001	120	замена новым	2	-	
09.08.99	Фрикцион тормозной 2ПНБ2.12.56.000	износ муфты 2ПНБ2.12.56.150	360	заменен новым	2	-	
	Конвейер 2ПНБ2.33.00.000	порыв звена цепи 1ПНБ2.03.04.100	90	замена новым	2	4897,2	
	Вал фрикциона 2ПНБ2.12.38.000	кольцо УП3.2.034.0158	60	замена новым	2	4913,7	
15.08.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2. 12.72.000	порыв трака 50.01. 01.012	120	замена новым	3	5049,0	
19.08.99	Гидроразводка 2ПНБ2.25.00.000	рукав 32.05.16.038 срыв резьбы	300	рукав заменен новым	2	5072,19	
27.08.99	Цепь гусеничная 2ПНБ2. 12.72.000	порыв трака 50.01. 01.012	60	замена новым	2	5326,2	август 643,5

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Описание работы и листинг программы имитационно-статистического моделирования «Определение показателей и эффективности агрегатированной проходческой системы с учетом вероятностного характера функционирования»

Основные этапы работы Программы ИСМ:

1. Исходные данные вносятся в программе Excel for Windows. Файл «DATA.xls». Распечатка файла (образец) представлена на рисунке П.3.1.

Число элементов по состояниям	20	Коэффиц. горно-геол. условий	0,20	Количество человек в бригаде, чел	5			
Число структурных состояний	6	Коэффиц. изм. затрат труда	0,20					
Объем проходки, м^3	120000	Производительность базовой системы, м^3/час	4,50					
Требуемая производительность системы, м^3/час	6,00	Трудоемкость базовой системы, чел.час/м^3	3,00					
Сечение выработки, м^2 - мат.ожидан.	15,00	- среднеквадр. откл.	0,20	Операция цикла	Номер операции	Трудоемкость ручных операций, чел.час/м^3		
Подвигание забоя, м - мат.ожидан.	2,00	- среднеквадр. откл.	0,20			матем. ожидание	- ср.-кв.откл.	
ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ОПЕРАЦИИ - мат.ожидание, час	0,60	- ср.-кв.откл.	0,10	Бурение	1	0,40	0,10	
	1,10	- ср.-кв.откл.	0,10	Уборка г.м.	2	1,20	0,10	
	3,00	- ср.-кв.откл.	0,10	Крепление	3	0,20	0,10	
	0,15	- ср.-кв.откл.	0,10	Маневры ПЭб	4	0,20	0,10	
	0,15	- ср.-кв.откл.	0,10	Маневры ПЭк	5	0,20	0,10	
	0,30	- ср.-кв.откл.	0,10	Отвод БЭ	6	0,20	0,10	

Элемент системы	Номер структурного состояния	Интенсивность отказов	Параметр распределения Вейбулла	Математическое ожидание времени восстановления, ч (ln T_B)	Средне-квадратичное отклонение времени восстановления	Макс. наработка на отказ, ч	Макс. время восстановления,ч
1Б	**1**	0,00930	1,06400	0,26000	0,08	350,00	5,00
2Б	**1**	0,00930	1,06400	0,26000	0,08	350,00	5,00
1Б+1ПЭб	**1**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
2Б+2ПЭб	**1**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
БЭ+1ПЭб	**1**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
БЭ+2ПЭб	**1**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
1ПЭб	**1**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
2ПЭб	**1**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
П	**2**	0,00800	1,06400	0,23000	0,25	500,00	6,00
1П+БЭ	**2**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
Т	**2**	0,00290	1,06400	0,10670	0,34	400,00	14,00
Т+БЭ	**2**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
К	**3**	0,00750	1,06400	0,18700	0,20	700,00	8,00
К+ПЭк	**3**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
ПЭк	**3**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
БЭ+ПЭк	**3**	0,0007	1,00000	0,3	0,1	1500	2
1ПЭб	**4**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
2ПЭб	**4**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
ПЭк	**5**	0,0003	1,06400	0,73000	0,24	1500,00	1,80
БЭ	**6**	0,00270	1,06400	0,07300	0,24	1500,00	18,00

Трудоемкость монтажа-демонтажа оборудования, чел-час	**797,7**
Трудоемкость перебазирования, чел-час	**101,5**
Требуемая скорость выполнения СОГПР, м/час	**0,28**

Рисунок П.1 – Листинг файла исходных данных «DATA.xls» (образец)

На основании схемы структурных состояний, для каждого элемента системы должен быть проставлен номер структурного состояния (операции), в кото-

ром функционирует данный элемент. Если элемент участвует в двух операциях, то он вносится в исходные данные дважды под разными номерами и т. д. Например, для системы, исходные данные которой представлены на рисунке П.3.1, промежуточные элементы бурильного оборудования 1ПЭб и 2ПЭб участвуют и в операции бурения и при маневрах по отводу-подводу оборудования при БВР, поэтому он задается дважды под номерами операций, в которых участвует (бурение - 1, отвод-подвод - 4).

2. В Программе ИСМ файл «DATA.xls» загружается в переменную ***A***.

3. Форматирование исходных данных. Определяются все необходимые переменные и инициализируются из переменной ***A*** (рисунок П.3.2).

4. Определяем генераторы случайных величин для получения значений наработки на отказ и времени восстановления (рисунок П.3.3).

5. Определяем функции, формирующие сечения проходимой выработки и длины подвигания забоя (рисунок П.3.4).

6. Определяем функцию, формирующую продолжительность работы АПС в каждом структурном состоянии (рисунок П.3.5).

7. Определяем вспомогательные функции, позволяющие извлечь данные, относящиеся к одному циклу, и осуществляем проверку количества расчетных точек.

8. Определение вероятной производительности АПС производится следующим образом:

- в первом приближении задаем предполагаемое количество отказов оборудования COUNT.

- генерируем массив объемов проходки по циклам V.

- генерируем массив наработок на отказы и времен восстановления по структурным состояниям PotokyGR.

- генерируем продолжительности циклов по структурным состояниям TimesGR.

- определяем продолжительности циклов АПС в целом TimesSist.

Количество узлов в АПС $K_{uzlov} := A_{1,4} = 20$

Номер узла $j := 1 .. K_{uzlov}$

Количество групп узлов $K_{gr.uzl} := A_{2,4} = 4$

$ii := 1 .. K_{gr.uzl}$

Конечный объем проходки $V_{sist} := A_{3,4} = 2 \times 10^4$

Требуемая производительность системы $Q_{sist} := A_{4,4} = 3.7$

Сечение выработки (мат.ожидание) $\mu S := A_{5,4} = 15$ и ср.-квадр.откл. $\sigma S := A_{5,6} = 0.2$

Подвигание забоя (мат.ожидание) $\mu L := A_{6,4} = 2$ $\sigma L := A_{6,6} = 0.2$

Машинное время операций прох.цикл

мат.ожидание $Time_{oper_{ii,1}} := A_{6+ii,4}$

средне-квадратичное отклонение $Time_{oper_{ii,2}} := A_{6+ii,6}$

$$Time_{oper} = \begin{pmatrix} 0.6 & 0.1 \\ 1.4 & 0.1 \\ 3 & 0.1 \\ 0.2 & 0.1 \end{pmatrix}$$

Имя узла $Name_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,1}$

Группа узлов $Num_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,2}$

Интенсивность отказов $\lambda_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,3}$

Параметр распределения Вейбула $K_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,4}$

Математическое ожидание времени восстановления $M_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,5}$

Средне-квадратичное отклонение времени восстановления $\Sigma_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,6}$

Максимальная наработка на отказ $max_O_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,7}$

Максимальное время восстановления $max_V_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,8}$

Рисунок П.3.2 – Фрагмент Программы ИСМ. Инициализация исходных данных

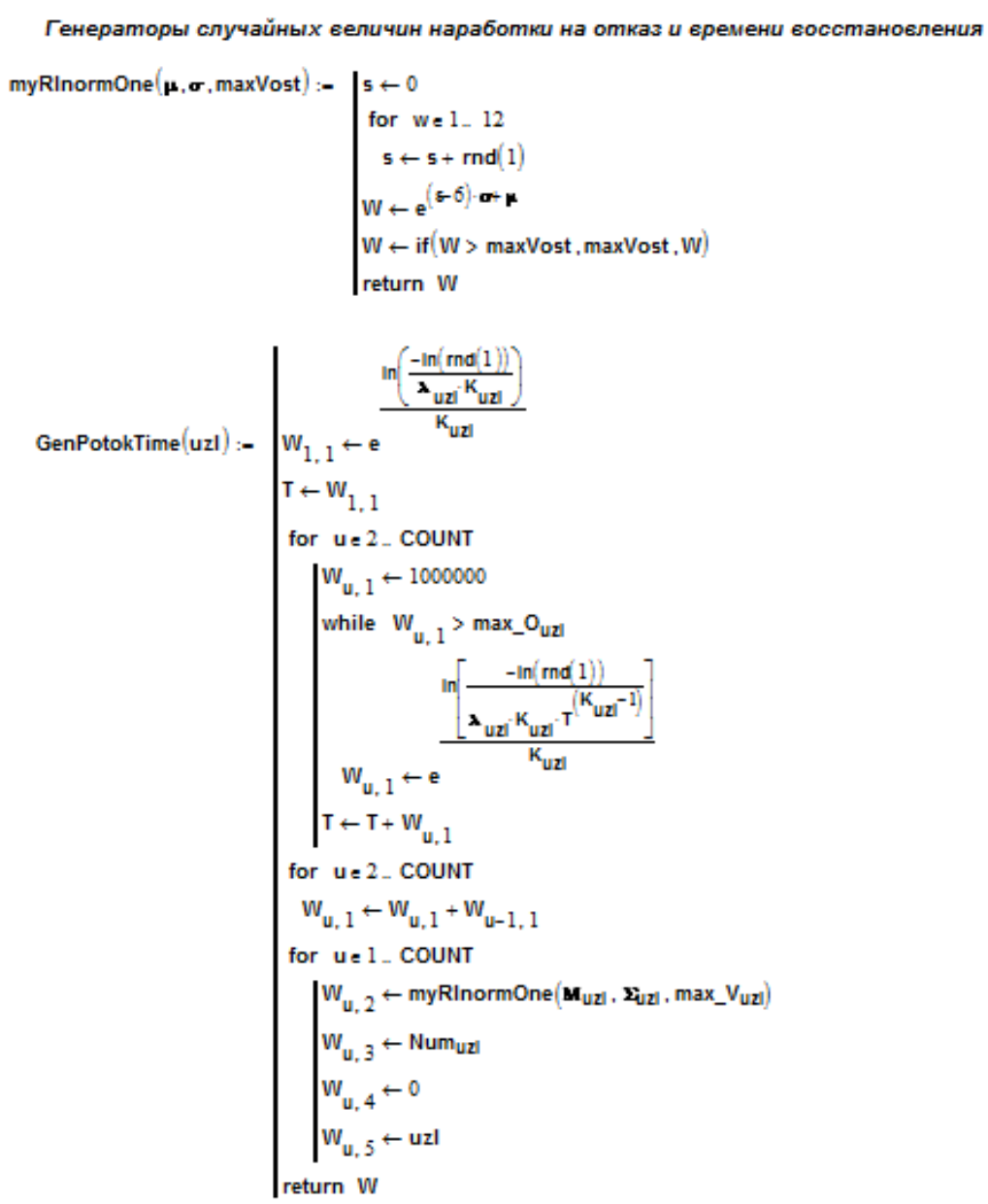


Рисунок П.3.3 – Фрагмент Программы ИСМ. Определение генераторов случайных величин

Рисунок П.3.4 – Фрагмент Программы ИСМ. Функции формирования сечений выработки и подвигания забоя за цикл

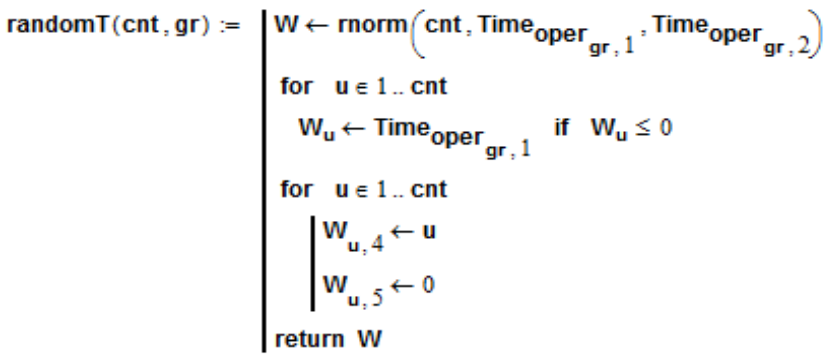


Рисунок П.3.5 – Фрагмент Программы ИСМ. Функция формирования продолжительности работы АПС по структурным состояниям

- сводим время цикла на одну ось для структурных состояний и для системы в целом TimesGR_potok, Times_potok.

- сводим работу всех узлов на одну временную ось PotokyGR.

- определяем продолжительность циклов с учетом отказов и восстановления оборудования T.

- определяем продолжительность процессов с учетом отказов и восстановления оборудования по группам T_{GR}.

- определяем параметры распределения объема проходки по циклам и продолжительности циклов (максимум, минимум, среднее, среднеквадратичное отклонение, коэффициент вариации).

- определяем параметры распределения производительности АПС (максимум, минимум, среднее, среднеквадратичное отклонение, коэффициент вариации), строим графики (см. листинг программы).

9. Определяем функцию, формирующую трудоемкость выполнения операций (рисунок П.3.6), получаем значения и строим график (см. листинг программы).

10. Определяем функцию, формирующую скорость проходки по циклам (рисунок П.3.7), получаем значения и строим график (см. листинг программы).

11. Определяем функции, формирующие распределение вероятности достижения требуемой скорости проходки (рисунок П.3.8) и строим график.

$$\text{trud}(a,b) := \begin{cases} \text{return } a \text{ if } b = 0 \\ \text{return } \text{rnorm}(1,a,b)_1 \text{ otherwise} \end{cases}$$

$$N_B := \sum_{ii} \text{trud}\left(n_{u_{ii}}, n_{ou_{ii}}\right) = 1.869$$

Рисунок П.3.6 – Фрагмент Программы ИСМ. Функция формирования трудоемкости выполнения операций

$$L := \begin{cases} n \leftarrow 1 \\ \text{while } n < (K_{cikl} + 1) \\ \quad \begin{cases} W_n \leftarrow \text{randomL}(\mu L, \sigma L) \\ n \leftarrow n + 1 \end{cases} \\ \text{return } W \end{cases}$$

Рисунок П.3.7 – Фрагмент Программы ИСМ. Функция формирования скорости проходки

$$SD_u(x_u, \text{lengthX}_u) := \text{stdev}(x_u) \cdot \sqrt{\frac{\text{lengthX}_u}{\text{lengthX}_u - 1}}$$

$$X_u := \text{; } Y_u := 1 - \text{pnorm}\left(X_u, \text{mean}(X_u), SD_u(X_u, \text{length}(X_u))\right)$$

Рисунок П.3.8 – Фрагмент Программы ИСМ. Функция формирования распределения вероятности достижения требуемой скорости проходки

12. По графику определяем вероятность достижения системой требуемой скорости проходки при заданном ее значении.

13. Вычисляем, с учетом и без учета монтажно-демонтажных работ, перебазирования оборудования и ремонтно-подготовительных смен, значения суммарного времени, производительности, скорости и трудоемкости проведения выработки.

14. Вычисляем коэффициент эффективности используемой АПС относительно базовой системы, для которой заданы соответствующие значения производительности и трудоемкости проведения выработки.

15. Выводим таблицу итоговых значений (см. листинг программы).

Листинг программы

Определение показателей и эффективности агрегатированной проходческой системы с учетом вероятностного характера функционирования

Предполагаемое количество
отказов оборудования
Файл с исходными данными
(редактируется в Excel)

COUNT := 4000

Примечание. Необходимо увеличивать значение COUNT до тех пор, пока функция ПРОВЕРКА не будет выдавать "OK!"

A :=

...\Data_bazovie_cifry.xls

ORIGIN := 1

Количество узлов в АПС

$K_{uzlov} := A_{1,4} = 21$

Номер узла

$j := 1 .. K_{uzlov}$

Количество групп узлов

$K_{gr.uzl} := A_{2,4} = 7$

$ii := 1 .. K_{gr.uzl}$

Конечный объем проходки

$V_{sist} := A_{3,4} = 2 \times 10^4$

Ожидаемая производительность
системы

$Q_{sist} := A_{4,4} = 3$

$\sigma S := A_{5,6} = 0.2$

Сечение выработки (мат.ожидание)

$\mu S := A_{5,4} = 18$

и ср.-квадр.откл.

$\sigma L := A_{6,6} = 0.2$

Подвигание забоя (мат.ожидание)

$\mu L := A_{6,4} = 2$

Машинное время операций прох.цикл
мат.ожидание
средне-квадратичное отклонение

$Time_{oper_{ii,1}} := A_{6+ii,4}$

$Time_{oper_{ii,2}} := A_{6+ii,6}$

$$Time_{oper} = \begin{pmatrix} 1.56 & 0.1 \\ 1.2 & 0.1 \\ 3.6 & 0.1 \\ 0.4 & 0.1 \\ 0.4 & 0.1 \\ 0.3 & 0.1 \\ 0.5 & 0.1 \end{pmatrix}$$

Имя узла

$Name_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,1}$

Группа узлов

$Num_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,2}$

Интенсивность отказов

$\lambda_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,3}$

Параметр распределения Вейбулла

$K_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,4}$

Математическое ожидание времени восстановления

$M_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,5}$

Средне-квадратичное отклонение времени восстановления

$\Sigma_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,6}$

Максимальная наработка на отказ

$max_O_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,7}$

Максимальное время восстановления

$max_V_j := A_{7+K_{gr.uzl}+j,8}$

Генераторы случайных величин наработки на отказ и времени восстановления

```
myRlnormOne(μ, σ, maxVost) := | s ← 0
                              | for w ∈ 1..12
                              |   s ← s + rnd(1)
                              | W ← e^((s-6)·σ+μ)
                              | W ← if(W > maxVost, maxVost, W)
                              | return W
```

$$\text{GenPotokTime}(uzl) := \left| \begin{array}{l} W_{1,1} \leftarrow e^{\frac{\ln\left(\frac{-\ln(rnd(1))}{\lambda_{uzl} \cdot K_{uzl}}\right)}{K_{uzl}}} \\ T \leftarrow W_{1,1} \\ \text{for } u \in 2..\text{COUNT} \\ \quad \left| \begin{array}{l} W_{u,1} \leftarrow 1000000 \\ \text{while } W_{u,1} > \max_O_{uzl} \\ \quad W_{u,1} \leftarrow e^{\frac{\ln\left[\frac{-\ln(rnd(1))}{\lambda_{uzl} \cdot K_{uzl} \cdot T^{(K_{uzl}-1)}}\right]}{K_{uzl}}} \\ T \leftarrow T + W_{u,1} \end{array} \right. \\ \text{for } u \in 2..\text{COUNT} \\ \quad W_{u,1} \leftarrow W_{u,1} + W_{u-1,1} \\ \text{for } u \in 1..\text{COUNT} \\ \quad \left| \begin{array}{l} W_{u,2} \leftarrow \text{myRlnormOne}(M_{uzl}, \Sigma_{uzl}, \max_V_{uzl}) \\ W_{u,3} \leftarrow Num_{uzl} \\ W_{u,4} \leftarrow 0 \\ W_{u,5} \leftarrow uzl \end{array} \right. \\ \text{return } W \end{array} \right.$$

$$\text{randomL}(\mu L, \sigma L) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{rnorm}(1, \mu L, \sigma L) \\ \text{return } W_1 \end{array} \right.$$

$$\text{randomS}(\mu S, \sigma S) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{rnorm}(1, \mu S, \sigma S) \\ \text{return } W_1 \end{array} \right.$$

$$\text{randomT}(cnt, gr) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{rnorm}(cnt, Time_{oper_{gr,1}}, Time_{oper_{gr,2}}) \\ \text{for } u \in 1..cnt \\ \quad W_u \leftarrow Time_{oper_{gr,1}} \text{ if } W_u \le 0 \\ \text{for } u \in 1..cnt \\ \quad \left| \begin{array}{l} W_{u,4} \leftarrow u \\ W_{u,5} \leftarrow 0 \end{array} \right. \\ \text{return } W \end{array} \right.$$

$$\text{ExtractCikl}(Matrix, Cikl) := \left| \begin{array}{l} i \leftarrow 1 \\ \text{for } u \in 1..\text{rows}(Matrix) \\ \quad \text{if } Matrix_{u,4} = Cikl \\ \quad \quad \left| \begin{array}{l} \text{for } j \in 1..\text{cols}(Matrix) \\ \quad W_{i,j} \leftarrow Matrix_{u,j} \\ i \leftarrow i + 1 \end{array} \right. \\ \text{return } W \end{array} \right.$$

$$\text{Check_COUNT}(\text{Potok}, \text{Nuzl}, V_{mean}) := \left| \begin{array}{l} CH \leftarrow \dfrac{\max\left[\left(\text{Potok}_{\text{Nuzl}}\right)^{\langle 1 \rangle}\right]}{\text{Time}_{\text{oper}_{\text{Nuzl},1}}} \cdot V_{mean} \\ \text{check} \leftarrow \text{"OK"} \quad \text{if} \quad CH \geq V_{sist} \\ \text{check} \leftarrow \text{"COUNT is too small !!!"} \quad \text{otherwise} \\ \text{return check} \end{array} \right.$$

Объемы проходки по циклам

$$V := \left| \begin{array}{l} n \leftarrow 2 \\ W_1 \leftarrow \text{randomS}(\mu S, \sigma S) \cdot \text{randomL}(\mu L, \sigma L) \\ VV \leftarrow W_1 \\ \text{while} \quad VV < V_{sist} \\ \quad \left| \begin{array}{l} W_n \leftarrow \text{randomS}(\mu S, \sigma S) \cdot \text{randomL}(\mu L, \sigma L) \\ VV \leftarrow VV + W_n \\ n \leftarrow n + 1 \end{array} \right. \\ \text{return } W \end{array} \right.$$

Необходимое количество циклов

$K_{cikl} := \text{rows}(V)$

$K_{cikl} = 555$

$i := 1 .. K_{cikl}$

Моделирование потоков отказов и восстановления по операциям проходческого цикла, т.е. по определенным группам узлов

$$\text{Group}(num) := \left| \begin{array}{l} WW \leftarrow 0 \\ flg \leftarrow 0 \\ \text{for} \quad u \in 1 .. \text{rows}(Num) \\ \quad \text{if} \quad Num_u = num \\ \quad \quad \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{GenPotokTime}(u) \\ WW \leftarrow \text{stack}(WW, W) \quad \text{if} \quad flg = 0 \\ WW \leftarrow W \quad \text{otherwise} \\ flg \leftarrow 1 \end{array} \right. \\ \text{return } \text{csort}(WW, 1) \end{array} \right.$$

$\text{PotokyGR}_{ii} := \text{Group}(ii)$

Проверяем величину COUNT

$\text{ПРОВЕРКА}_{ii} := \text{Check_COUNT}(\text{PotokyGR}, ii, \text{mean}(V))$

$\text{ПРОВЕРКА}^T = (\text{"OK"} \quad \text{"OK"} \quad \text{"OK"} \quad \text{"OK"} \quad \text{"OK"} \quad \text{"OK"} \quad \text{"OK"})$

Моделирование времени циклов по группам

$$\text{_TimesGR}(Nuzl) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{randomT}(K_{cikl}, Nuzl) \\ \text{return } W \end{array} \right.$$

$\text{TimesGR}_{ii} := \text{_TimesGR}(ii)$

Время циклов системы в целом

```
TimesSist := | for u ∈ 1 .. K_cikl
             |   sum ← 0
             |   for uu ∈ 1 .. K_gr.uzl
             |     sum ← sum + (TimesGR_uu)_u,1
             |   W_u ← sum
             | return W
```

Сводим время цикла на одну ось для групп узлов и для системы в целом

```
_TimesGR_potok(Times) := | for uu ∈ 1 .. K_gr.uzl
                         |   for u ∈ 2 .. K_cikl
                         |     (Times_uu)_u,1 ← (Times_uu)_u,1 + (Times_uu)_u-1,1
                         | return Times
TimesGR_potok := _TimesGR_potok(TimesGR)
_Times_potok(Times) := | for u ∈ 1 .. K_cikl
                       |   sum ← 0
                       |   for uu ∈ 1 .. K_gr.uzl
                       |     sum ← sum + (TimesGR_potok_uu)_u,1
                       |   W_u ← sum
                       | return W
Times_potok := _Times_potok(TimesGR_potok)
```

Сводим работу всех узлов на одну временную ось

```
_potokGR(_TimesGR, _PotokyGR) := | for uu ∈ 1 .. K_gr.uzl
                                 |   WW_uu ← csort(stack(_PotokyGR_uu, _TimesGR_uu), 1)
                                 | return WW
PotokyGR := _potokGR(TimesGR_potok, PotokyGR)
```

Нумерация циклов

```
NumCikl(Matrix) := | W ← Matrix
                   | n ← rows(W) - 1
                   | while n > 0
                   |   W_n,4 ← W_n+1,4 if (W_n,4 ≠ W_n+1,4)·(W_n,4 = 0)
                   |   n ← n - 1
                   | return W
PotokyGR_ii := NumCikl(PotokyGR_ii)
```

Удаляем "лишние" данные по отказам узлов (данные, лежащие на временной оси за пределами расчетных циклов)

```
Fine(Matrix) := | for i ∈ 1 .. rows(Matrix)
                |   for j ∈ 1 .. cols(Matrix)
                |     W_i,j ← Matrix_i,j if Matrix_i,4 ≠ 0
                |     break otherwise
                | return "ERROR" if rows(W) ≥ rows(Matrix)
                | return W
PotokyGR_ii := Fine(PotokyGR_ii)
```

ПРОВЕРКА^T = ("OK" "OK" "OK" "OK" "OK" "OK" "OK")

Количество отказов по группам узлов

```
CountOtkazov(AAA) := | W ← 0
                     | for i ∈ 1..K_cikl
                     |   W ← W + 1 if AAA_{i,2} > 0
                     | return W
```

$K_{cikl} = 555$

$CO_{ii} := CountOtkazov(PotokyGR_{ii})$

$CO^T = (30 \quad 10 \quad 39 \quad 0 \quad 0 \quad 0 \quad 2)$

Суммарное время восстановления по группам узлов

```
ΣTimeVost(AAA) := | W ← 0
                  | for i ∈ 1..K_cikl
                  |   W ← W + AAA_{i,2} if AAA_{i,2} > 0
                  | return W
```

$\Sigma T_{ii} := \Sigma TimeVost(PotokyGR_{ii})$

$\Sigma T^T = (34.52 \quad 20.938 \quad 54.163 \quad 0 \quad 0 \quad 0 \quad 2.326)$

Количество отказов по узлам

```
CountOtkazovUzl(uzl) := | W ← 0
                        | for nn ∈ 1..K_gr.uzl
                        |   AAA ← PotokyGR_nn
                        |   for i ∈ 1..K_cikl
                        |     W ← W + 1 if AAA_{i,5} = uzl if AAA_{i,2} > 0
                        | return W
```

$COU_j := CountOtkazovUzl(j)$

$COU^T =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1	13	16	0	0	0	0	1	0	8	0	2	0	33	3	0	3	...

Суммарное время восстановления по узлам

```
ΣTimeVostUzl(uzl) := | W ← 0
                     | for nn ∈ 1..K_gr.uzl
                     |   AAA ← PotokyGR_nn
                     |   for i ∈ 1..K_cikl
                     |     W ← W + AAA_{i,2} if AAA_{i,5} = uzl if AAA_{i,2} > 0
                     | return W
```

$\Sigma TU_j := \Sigma TimeVostUzl(j)$

$\Sigma TU^T =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	15.014	18.568	0	0	0	0	0.937	0	18.649	0	...

Действительная продолжительность циклов (с учетом отказов и восстановления узлов)

$$\text{TimeCikl}(I) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{ExtractCikl}\left(\text{PotokyGR}_1, I\right) \\ \text{for } uu \in 2..K_{gr.uzl} \\ \quad W \leftarrow \text{stack}\left(W, \text{ExtractCikl}\left(\text{PotokyGR}_{uu}, I\right)\right) \\ T_V \leftarrow \sum_{i=1}^{\text{rows}(W)} W_{i,2} \\ T_{mash} \leftarrow \text{TimesSist}_I \\ \text{return } T_V + T_{mash} \end{array} \right.$$

$T_i := \text{TimeCikl}(i)$

Действительная продолжительность процессов (с учетом отказов и восстановления узлов)

$$\text{TimeCiklGR}(Nuzl, I) := \left| \begin{array}{l} W \leftarrow \text{ExtractCikl}\left(\text{PotokyGR}_{Nuzl}, I\right) \\ T_V \leftarrow \sum_{i=1}^{\text{rows}(W)} W_{i,2} \\ T_O \leftarrow \left(\text{TimesGR}_{Nuzl}\right)_{I,1} \\ \text{return } T_V + T_O \end{array} \right.$$

$T_{GR_{i,ii}} := \text{TimeCiklGR}(ii, i)$

Параметры распределения объема проходки по циклам

$$SD(x, lengthX) := stdev(x) \cdot \sqrt{\frac{lengthX}{lengthX - 1}}$$

Минимальный объем

$\min(V) = 26.616$

Максимальный объем

$\max(V) = 45.106$

Средний объем

$\text{mean}(V) = 36.084$

Средне-квадратичное отклонение

$SD(V, \text{length}(V)) = 3.373$

Коэффициент вариации

$SD(V, \text{length}(V))^2 = 11.375$

Параметры распределения продолжительности циклов

Минимальная продолжительность

$\min(T) = 7.164$

Максимальная продолжительность

$\max(T) = 11.379$

Средняя продолжительность

$\text{mean}(T) = 8.169$

Средне-квадратичное отклонение

$SD(T, \text{length}(T)) = 0.597$

Коэффициент вариации

$SD(T, \text{length}(T))^2 = 0.357$

Производительность подсистем

$$Q_{GR_{i,ii}} := \frac{V_i}{T_{GR_{i,ii}}}$$

Параметры распределения производительности подсистем

Минимальная производительность

$$Min_Q_{GR_{ii}} := min\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}\right)$$

$$Min_Q_{GR}^{T} = (10.326 \quad 7.682 \quad 5.794 \quad 49.097 \quad 44.701 \quad 60.431 \quad 22.111)$$

Максимальная производительность

$$Max_Q_{GR_{ii}} := max\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}\right)$$

$$Max_Q_{GR}^{T} = \left(33.082 \quad 47.974 \quad 12.91 \quad 339.43 \quad 358.799 \quad 1.32 \times 10^{3} \quad 321.647\right)$$

Средняя производительность

$$Mean_Q_{GR_{ii}} := mean\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}\right)$$

$$Mean_Q_{GR}^{T} = (22.658 \quad 30.131 \quad 9.798 \quad 98.407 \quad 98.329 \quad 139.884 \quad 76.881)$$

Средне-квадратичное отклонение

$$SD_Q_{GR_{ii}} := SD\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}, length\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}\right)\right)$$

$$SD_Q_{GR}^{T} = (3.467 \quad 4.734 \quad 1.235 \quad 32.263 \quad 36.267 \quad 96.635 \quad 24.282)$$

Коэффициент вариации

$$SD2_Q_{GR_{ii}} := SD\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}, length\left(Q_{GR}^{\langle ii \rangle}\right)\right)^{2}$$

$$SD2_Q_{GR}^{T} = \left(12.017 \quad 22.411 \quad 1.525 \quad 1.041 \times 10^{3} \quad 1.315 \times 10^{3} \quad 9.338 \times 10^{3} \quad 589.599\right)$$

Производительность системы

$$Q_i := \frac{V_i}{T_i}$$

Параметры распределения производительности системы

Минимальная производительность

$$min(Q) = 2.877$$

Максимальная производительность

$$max(Q) = 6.296$$

Средняя производительность

$$mean(Q) = 4.44$$

Средне-квадратичное отклонение

$$SD(Q, length(Q)) = 0.52$$

Коэффициент вариации

$$SD(Q, length(Q))^{2} = 0.27$$

Вспомогательные расчеты для построения графиков

$$G := histogram\left(K_{cikl}, Q\right)$$

$$lo := mean(Q) - SD(Q, length(Q))$$

$$hi := mean(Q) + SD(Q, length(Q))$$

$$I_i := i$$

$$P\left(_Q, _Q_{sist}\right) := 1 - pnorm\left(_Q_{sist}, mean(_Q), SD(_Q, length(_Q))\right)$$

$$X := sort(Q)$$

$$Y := 1 - pnorm(X, mean(X), SD(X, length(X)))$$

$$meanQ := supsmooth(I, Q)$$

Вероятность достижения системой требуемой производительности

(Вы можете переопределить ожидаемую производительность системы здесь без перемещения в начало файла!)

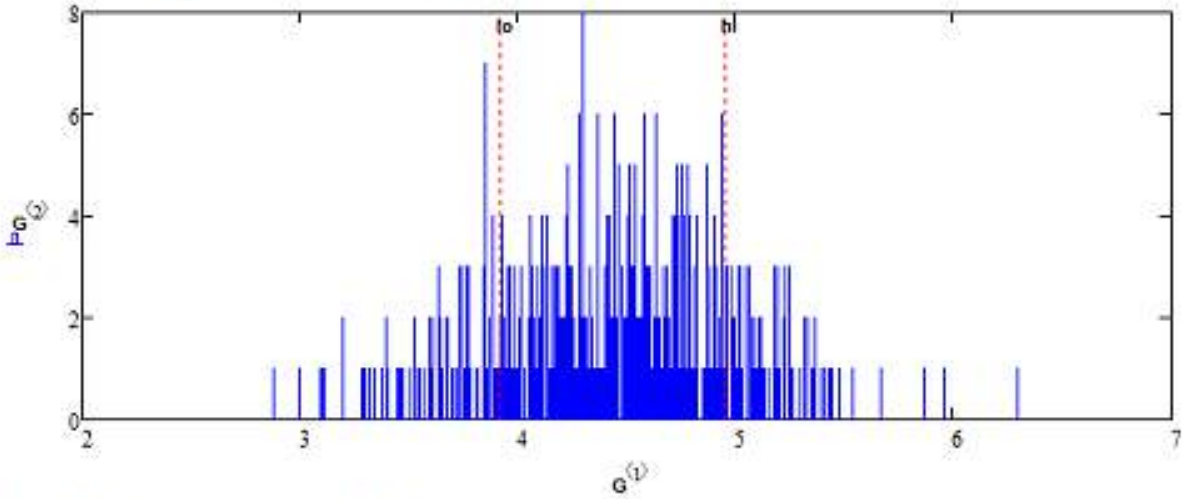
Ожидаемая производительность, м3/час

$Q_{sist} := 6.3$

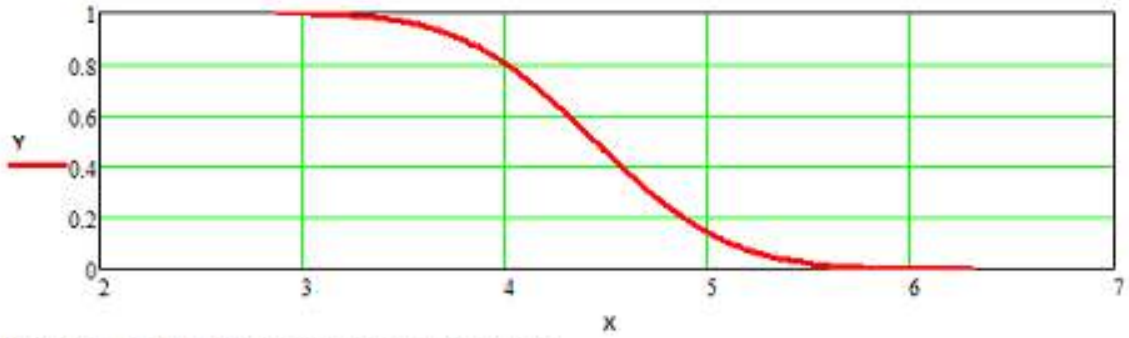
Вероятность

$P(Q, Q_{sist}) = 1.717 \times 10^{-4}$

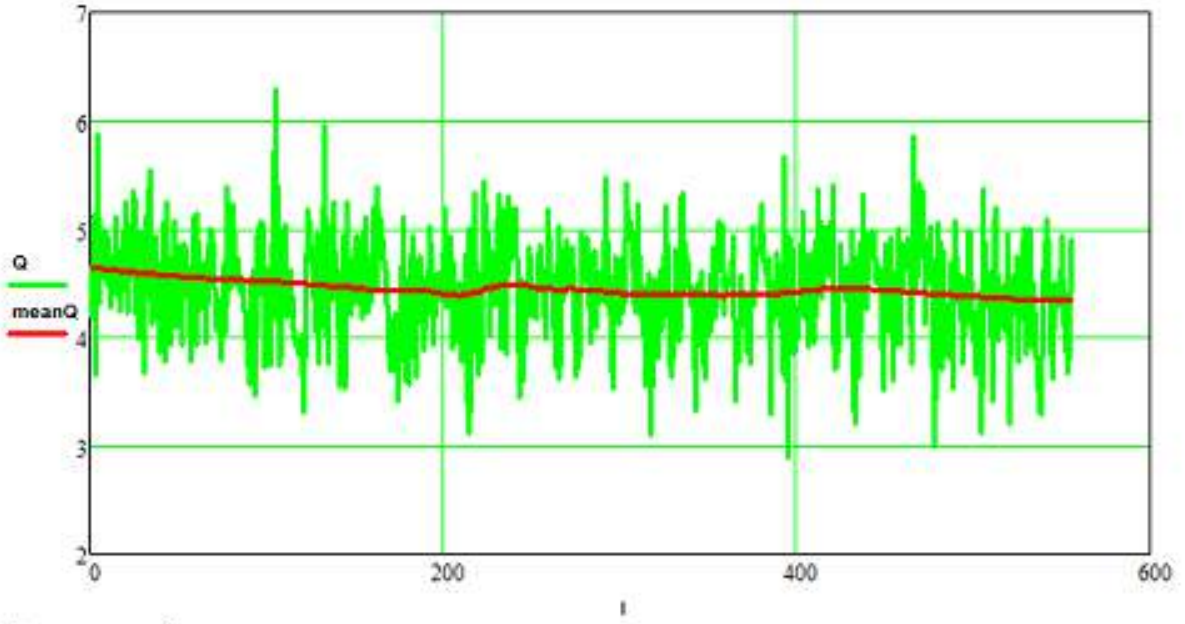
Гистограмма производительностей системы



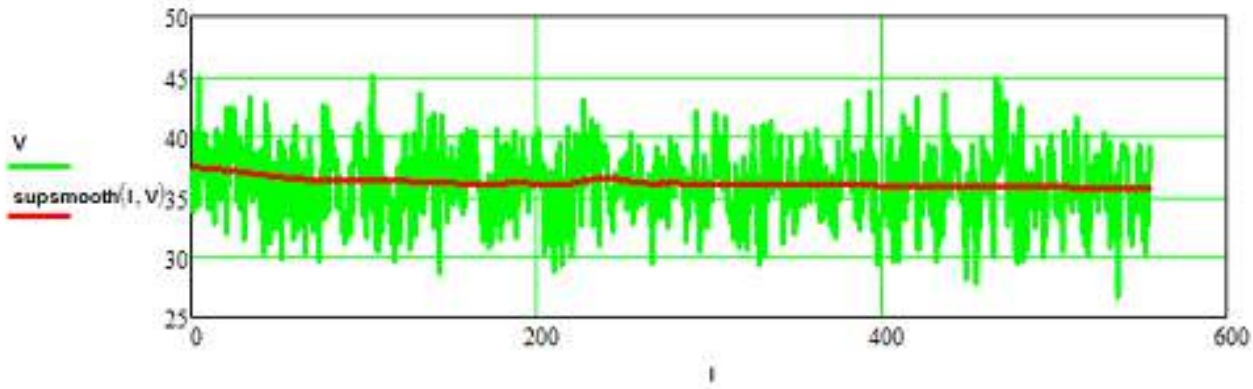
Распределение вероятностей производительности системы



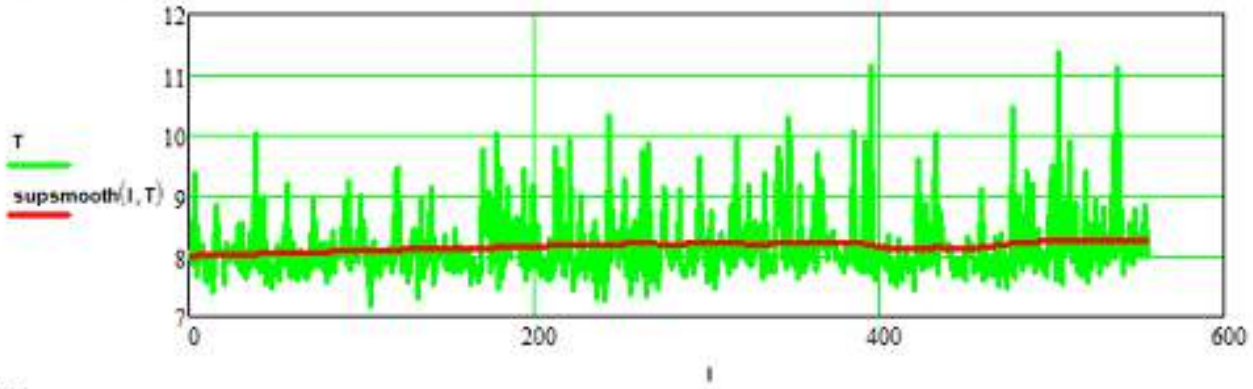
Изменение производительности по циклам



Изменение объемов проходки по циклам



Изменение продолжительности циклов



Количество человек в бригаде

$n_{бр} := A_{1,10} = 5$

Нормы времени:

Среднеквадратичное отклонение

$n_{u_{ii}} := A_{6+ii,9}$

$n_{ou_{ii}} := A_{6+ii,10}$

$$trud(a,b) := \begin{cases} \text{return } a \text{ if } b = 0 \\ \text{return } rnorm(1,a,b)_1 \text{ otherwise} \end{cases}$$

$$N_в := \sum_{ii} trud\left(n_{u_{ii}}, n_{ou_{ii}}\right) = 0.307$$

Коэффициент г/г условий

$K_{гг} := A_{1,7} = 1$

Коэффициент

$K_в := A_{2,7} = 1$

Трудоемкость основных операций, чел-час/м3

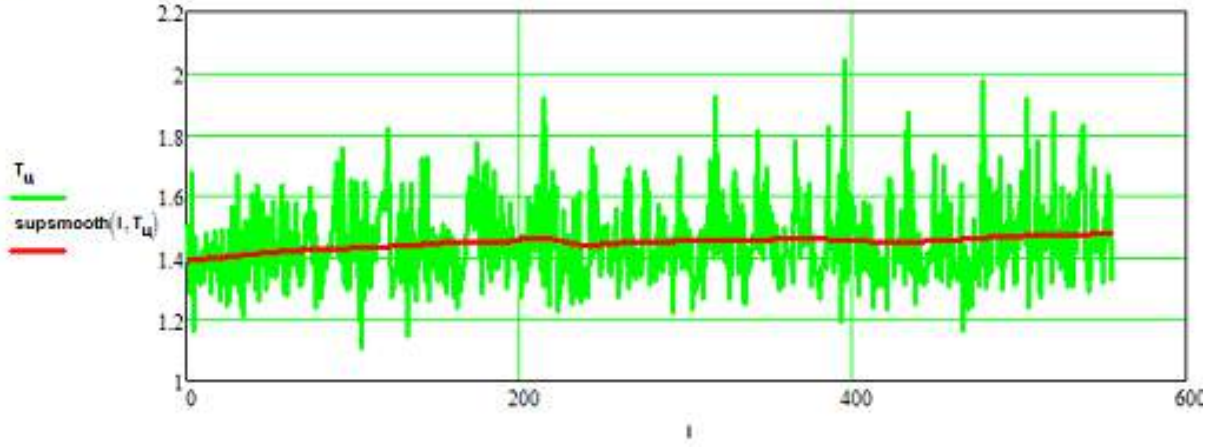
Норма времени суммарная

$$T_ц := \frac{n_{бр}}{Q} + N_в \cdot K_{гг} \cdot K_в$$

$T_ц =$

	1
1	1.501
2	1.281
3	1.675
4	1.159
5	1.466
6	1.358
7	1.358
8	1.321
9	1.311
10	1.422
11	1.325
12	1.476
13	1.4
14	1.438
15	1.286
16	1.415
17	1.486
18	1.398
19	1.375
20	1.261
21	1.491
22	...

Изменение трудоемкости выполнения операций циклов



Скорость проходки по циклам

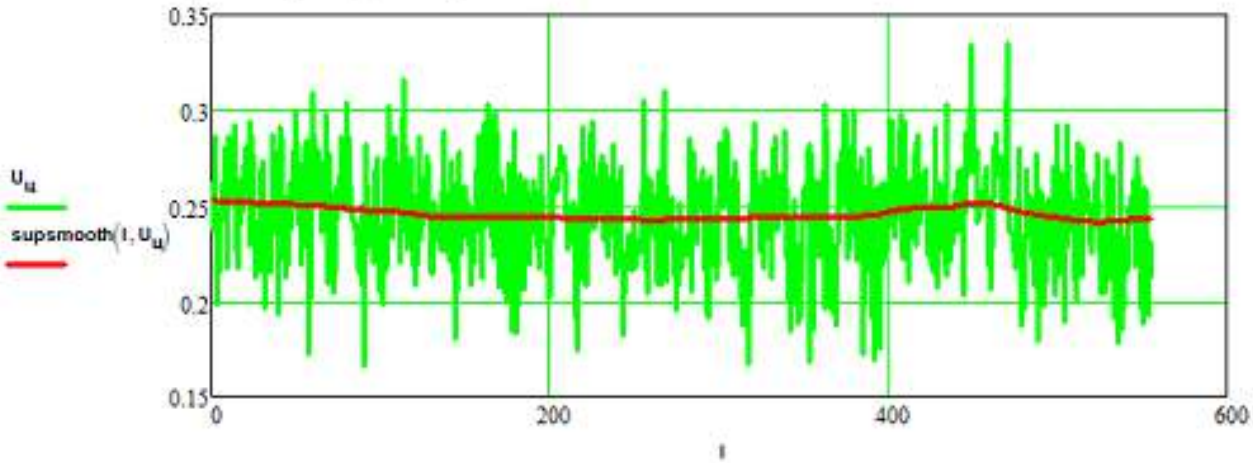
$K_{cikl} = 555$

$L :=$
n ← 1
while n < (K_{cikl} + 1)
  W_n ← randomL(μL, σL)
  n ← n + 1
return W

$$U_ц := \frac{L}{T}$$

м/час

Изменение скорости проходки по циклам

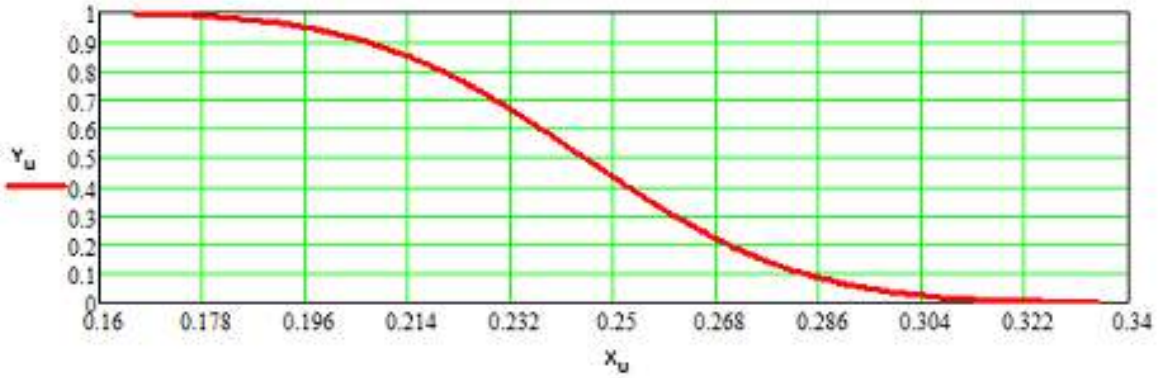


Распределение вероятности достижения требуемой скорости проходки выработки

$$SD_u(x_u, lengthX_u) := stdev(x_u) \cdot \sqrt{\frac{lengthX_u}{lengthX_u - 1}}$$

$$X_u := sort(U_ц)$$

$$Y_u := 1 - pnorm(X_u, mean(X_u), SD_u(X_u, length(X_u)))$$



вероятность

скорость проходки, м/час

Вероятность достижения требуемой скорости проходки

Требуемая скорость проходки, м/час

$U_{sist} := A_{3,11} = 0.17$

Вероятность

$P(U_ц, U_{sist}) = 0.994$

$t_{сумм.ч} := \sum T = 4533.585$

$$t_{мд} := \frac{A_{5,11}}{n_{бр}} = 159.54$$

$$t_{пб} := \frac{A_{6,11}}{n_{бр}} = 20.3$$

$$t_{рпс} := \frac{t_{сумм.ч} \cdot 33.3}{100} = 1509.684$$

$$t_{доп} := \frac{t_{мд} + t_{пб} + t_{рпс}}{K_{cikl}}$$

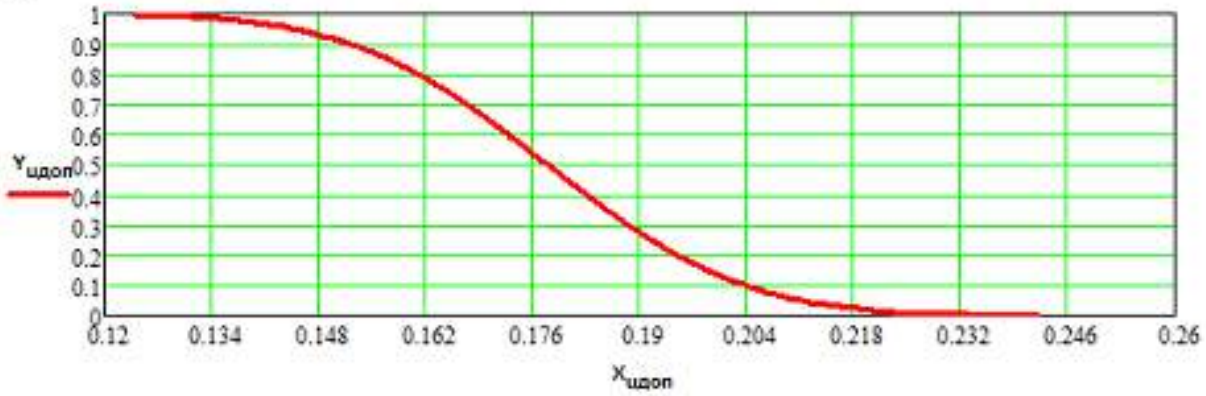
$$U_{цдоп} := \frac{L}{T + t_{доп}}$$

Распределение вероятности достижения требуемой скорости выполнения СОГПР

$$SD_{цдоп}(x_{цдоп}, lengthX_{цдоп}) := stdev(x_{цдоп}) \cdot \sqrt{\frac{lengthX_{цдоп}}{lengthX_{цдоп} - 1}}$$

$$X_{цдоп} := sort(U_{цдоп})$$

$$Y_{цдоп} := 1 - pnorm(X_{цдоп}, mean(X_{цдоп}), SD_{цдоп}(X_{цдоп}, length(X_{цдоп})))$$



вероятность

скорость проходки, м/час

Вероятность достижения требуемой скорости выполнения СОГПР

$P(U_{цдоп}, U_{sist}) = 0.653$

ВРЕМЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

Суммарное чистое время проведения выработки, час

$t_{сумм.ч} := \sum t = 4533.585$

Суммарное чистое время проведения выработки, суток

$t_{сумм.ч.суток} := \frac{t_{сумм.ч}}{24} = 188.899$

$t_{мд} := \frac{A_{5,11}}{n_{бр}} = 159.54$

Время монтажа-демонтажа оборудования, час

$t_{пб} := \frac{A_{6,11}}{n_{бр}} = 20.3$

Время перебазирования, час

Время ремонтно-подготовительных смен, час

$t_{рпс} := \frac{t_{сумм.ч} \cdot 33.3}{100} = 1509.684$

Суммарное время проведения выработки с учетом Тмд, Тпб, Трпс, час

$t_{сумм} := \sum t + t_{мд} + t_{пб} + t_{рпс} = 6223.108$

Суммарное время проведения выработки с учетом Тмд, Тпб, Трпс, суток

$$t_{сумм.суток} := \frac{t_{сумм}}{24} = 259.296$$

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

Суммарный объем проходки, м3

$$V_{сумм} := \sum V = 20026.886$$

Чистая производительность, м3/час

$$Q_{сумм.ч} := \frac{V_{сумм}}{t_{сумм.ч}} = 4.417$$

Производительность с учетом Тмд, Тпб, Трпс, м3/час

$$Q_{сумм} := \frac{V_{сумм}}{t_{сумм}} = 3.218$$

СКОРОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

$$L_{сумм} := \frac{V_{sist}}{\mu S} = 1111.111$$

Суммарная длина выработки, м

Чистая скорость проведения выработки, м/час

$$U_{сумм.ч} := \frac{Q_{сумм.ч} \cdot L_{сумм}}{V_{сумм}} = 0.245$$

Скорость проведения выработки с учетом Тмд, Тпб, Трпс, м/час

$$U_{сумм} := \frac{Q_{сумм} \cdot L_{сумм}}{V_{сумм}} = 0.179$$

ТРУДОЕМКОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

Суммарная трудоемкость проведения выработки, чел-час

$$T_{ц.сумм.ч} := \frac{\sum T_ц}{K_{cikl}} \cdot V_{sist} = 28989.493$$

$$T_{ц.сумм.ч} = 2.899 \times 10^4$$

Трудоемкость монтажа-демонтажа оборудования, чел-час

$$T_{ц.мд} := A_{7,11} = 797.7$$

Трудоемкость перебазирования, чел-час

$$T_{ц.пб} := A_{8,11} = 101.5$$

Трудоемкость ремонтно-подготовительных смен, чел-час

$$T_{ц.рпс} := \frac{T_{ц.сумм.ч} \cdot 33.3}{100} = 9653.501$$

Суммарная трудоемкость проведения выработки с учетом Тц.мд, Тц.пб, Тц.рпс, чел-час

$$T_{ц.сумм} := T_{ц.сумм.ч} + T_{ц.мд} + T_{ц.пб} + T_{ц.рпс} = 39542.194$$

Удельная трудоемкость выполнения СОГПР, чел-час

$$T_{ц.суммСОГПР} := \frac{T_{ц.сумм.ч} + T_{ц.мд} + T_{ц.пб} + T_{ц.рпс}}{V_{sist}} = 1.977$$

Коэффициент эффективности

Базовая производительность, м3/час

$Q_б := A_{3,7} = 4.5$

Базовая трудоемкость, чел-час/м3

$T_б := A_{4,7} = 3$

Средняя производительность, м3/час

$Q_{mean} := mean(Q) = 4.44$

Средняя трудоемкость, чел-час/м3

$T_{ц.mean} := mean(T_ц) = 1.449$

Коэффициент эффективности без учета

вероятности достижения требуемой скорости проходки

$$K_{эфф.max} := \frac{\frac{Q_{mean}}{Q_б}}{\frac{T_{ц.mean}}{T_б}} = 2.042$$

Коэффициент эффективности с учетом

вероятности достижения требуемой скорости проходки

$$K_{эфф.min} := \frac{\frac{Q_{mean}}{Q_б}}{\frac{T_{ц.mean}}{T_б}} \cdot P(U_ц, U_{sist}) = 2.03$$

$$U_{суммmec} := \frac{Q_{сумм} \cdot L_{сумм} \cdot 24 \cdot 30}{V_{сумм}} = 128.553$$

Скорость выполнения СОГПР, м/мес

Удельная трудоемкость

выполнения СОГПР, чел-час

$$T_{ц.суммСОГПР} := \frac{T_{ц.сумм.ч} + T_{ц.мд} + T_{ц.пб} + T_{ц.рпс}}{V_{sist}} = 1.977$$

Фактор 20 сечение выработок (1)

Res :=

Объем проходки по циклам: минимальный		26,616
максимальный		45,105
средний		36,084
Продолжительность цикла, час:	минимальная	7,1643
	максимальная	11,379
	средняя	8,1686
Производительность за цикл, $м^3$/час:	минимальная	2,8768
	максимальная	6,2958
	средняя	**4,4399**
Трудоемкость за цикл, чел.-час/$м^3$:	минимальная	1,101
	максимальная	2,0450
	средняя	**1,449**
Суммарное чистое время проведения выработки, час		4533,5
Суммарное время проведения выработки с учетом Тмд, Тпб, Трпс, час		6223,1
Чистая производительность, $м^3$/час		**4,4174**
Производительность СОГПР с учетом Тмд, Тпб, Трпс, $м^3$/час		3,218
Чистая скорость проведения выработки, м/час		0,245
Скорость проведения выработки с учетом Тмд, Тпб, Трпс, м/час		0,1785
Трудоемкость проведения выработки, чел-час		28989,
Трудоемкость выполнения СОГПР с учетом Тц.мд, Тц.пб, Тц.рпс, чел-час		39542,
Коэффициент эффективности без учета вероятности достижения		2,042
Коэффициент эффективности с учетом вероятности достижения		2,0295
Средне-квадратичное отклонение производительности		0,5195
Средне-квадратичное отклонение трудоемкости		0,141
Вероятность достижения требуемой скорости выполнения СОГПР		**0,6532**
Скорость выполнения СОГПР, м/мес		**128,55**
Удельная трудоемкость выполнения СОГПР, чел-час/м3		**1,9771**

C

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Статистические данные о проведении подготовительных выработок

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Садкинская»
2	Наименование выработки		-	Ходок №109
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	5-10
5	Длина выработки		м	2160
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	13,78
		в проходке		13,78
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	5,3
		высота		2,6
8	Мощность пласта		м	1,66-2,15
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	3-4
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	Комбайн
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,0
		за сутки		6,0
		за месяц		180
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	6
13	Продолжительность проходческого цикла		час	3
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Комбайн КПД Ленточный перегружатель КПД Ленточный конвейер 1Л-120
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Садкинская»
2	Наименование выработки		-	Откаточный штрек гор.- 23м
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	2-7
5	Длина выработки		м	750
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	12,6
		в проходке		12,6
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,5
		высота		2,8
8	Мощность пласта		м	1,68 - 2,06
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	3 - 4
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	Комбайн
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,0
		за сутки		6,0
		за месяц		180
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	6
13	Продолжительность проходческого цикла		час	3
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Комбайн 1ГПКС - 01 Ленточный перегружатель КПД Ленточный конвейер 1Л-1000А
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Садкинская»
2	Наименование выработки		-	Ходок №109 - бис
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	5 - 10
5	Длина выработки		м	2160
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	12,6
		в проходке		12,6
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,5
		высота		2,8
8	Мощность пласта		м	1,66 – 2,15
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	3 - 4
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	Комбайн
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,0
		за сутки		6,0
		за месяц		180
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	6
13	Продолжительность проходческого цикла		час	3
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Комбайн 1ГПКС - 01 Самоходный вагон ВС – 15М Ленточный конвейер 1Л - 80
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Садкинская»
2	Наименование выработки		-	Ходок № 111 - бис
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	5-10
5	Длина выработки		м	2300
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	12,6
		в проходке		12,6
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,5
		высота		2,8
8	Мощность пласта		м	1,59-2,04
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	3-4
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	Комбайн
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,0
		за сутки		6,0
		за месяц		180
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	6
13	Продолжительность проходческого цикла		час	3
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Комбайн 1ГПКС - 01 Ленточный перегружатель КПД Ленточный конвейер 1А – 1000А
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	-
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Проводится

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Садкинская»
2	Наименование выработки		-	Восточный откаточный штрек гор. – 215м
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	0-1
5	Длина выработки		м	2350
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	12,6
		в проходке		12,6
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,5
		высота		2,8
8	Мощность пласта		м	-
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	10-16
		угля		-
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	БВС
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	3,0
		за сутки		3,0
		за месяц		90
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	1
13	Продолжительность проходческого цикла		час	18
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Самоходная бурильная установка CMJ17HJ, погрузочная машина ZSY100 R, конвейер 1Л-1000А
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	1
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Проводится

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Шахта «Замчаловская»
2	Наименование выработки		-	Конвейерный штрек №412
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, трапеция)		-	Прямоугольная
4	Угол наклона выработки		град.	0
5	Длина выработки		м	1000
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	14,0
		в проходке		14,0
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4
		высота		3,5
8	Мощность пласта		м	1,0-1,2
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	8-12
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	БВС
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	2,0
		за сутки		3
		за месяц		95
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	1,5
13	Продолжительность проходческого цикла		час	12
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	3
15	Тип крепи и затяжки		-	Анкерная
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Комбайн КПД Ленточный перегружатель КПД Ленточный конвейер 1Л-120
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	Готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	ВЕНТИЛЯЦИОННЫЙ ШТРЕК №113
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	По простиранию. Условно - 0 град.
5	Длина выработки		м	1300
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	13,2
		в проходке		15,9
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,75
		высота		3,66
8	Мощность пласта		м	2,1
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	7-12
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	БВР сплошная
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,8
		за сутки		3,6
		за месяц		108
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	2
13	Продолжительность проходческого цикла		час	12
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	29
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-13,8; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Бурильная установка УБШ-313А; Породопогрузочная машина 2ПНБ-2
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	2
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	КОНВЕЙЕРНЫЙ ШТРЕК №115
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	По простиранию. Условно - 0 град.
5	Длина выработки		м	1300
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	14,8
		в проходке		17,9
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	5,2
		высота		3,55
8	Мощность пласта		м	2,1
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	2
		угля		4-12
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	комбайновый
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	0,65
		за сутки		7.8
		за месяц		234
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	12
13	Продолжительность проходческого цикла		час	1,5
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	56
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-15,5; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Проходческий комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	-
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	ФЛАНГОВАЯ СБОЙКА №115
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	5
5	Длина выработки		м	200
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	18,3
		в проходке		21,0
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	5,44
		высота		3,97
8	Мощность пласта		м	1.56
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	6-9
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	комбайновый
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог. м	0,65
		за сутки		5,85
		за месяц		175,5
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	9
13	Продолжительность проходческого цикла		час	2
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	35
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-18,3; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Проходческий комбайн КСП-35
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	-
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	Приемно-отправительная площадка №115-116
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	По простиранию. Условно 4 - 0 град.
5	Длина выработки		м	58
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	18,3
		в проходке		21,0
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	5,44
		высота		4,76
8	Мощность пласта		м	1.56
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	6-9
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	БВР
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	1,25
		за сутки		2,5
		за месяц		75
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	2
13	Продолжительность проходческого цикла		час	12
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	29
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-18,3; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Бурильная установка УБШ-313А; Породопогрузочная машина 2ПНБ-2
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	2
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	готова

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	КОНВЕЙЕРНЫЙ ШТРЕК №116
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	По простиранию. Условно - 0 град.
5	Длина выработки		м	950
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	14,8
		в проходке		17,9
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	5,2
		высота		3,55
8	Мощность пласта		м	2,1
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	2
		угля		4-12
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	комбайновый
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	0,65
		за сутки		1,3
		за месяц		40
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	2
13	Продолжительность проходческого цикла		час	2
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	15
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-15,5; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Проходческий комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	-
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	проводится

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ДАННЫЕ О ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

№ п/п	Показатель		Ед. изм.	Значение
1	Название шахты		-	Алмазная
2	Наименование выработки		-	ВЕНТИЛЯЦИОННЫЙ ШТРЕК №114
3	Форма сечения выработки (арочная, прямоугольная, тапеция)		-	арочная
4	Угол наклона выработки		град.	По простиранию. Условно - 0 град.
5	Длина выработки		м	1000
6	Площадь поперечного сечения	в свету	$м^2$	13,2
		в проходке		15,9
7	Размеры выработки	ширина (по почве)	м	4,75
		высота		3,66
8	Мощность пласта		м	2,1
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова	породы	-	7-12
		угля		2
10	Способ проходки (БВС (сплошная или раздельная), комбайн.)		-	Комбайн
11	Скорость проходки выработки	за цикл	пог.м	0,65
		за сутки		7,8
		за месяц		200
12	Число проходческих циклов за сутки		шт	12
13	Продолжительность проходческого цикла		час	1,5
14	Количество проходчиков в бригаде		чел/см.	56 (нет бригады)
15	Тип крепи и затяжки		-	Арочная трехзвенная металлическая (из СВП-27) податливая АП3-13,8; ж/б затяжка
16	Проходческие машины и оборудование, применяемые при проходке выработки (наименование и модель)		-	Проходческий комбайн КСП-35 с ленточным перегружателем
17	Количество бурильных машин (при БВС)		шт	-
18	Состояние выработки (готова, проводится или запланирована)		-	запланирована

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Листинг программы «ГРУЗОПОТОК»

1. Исходные данные

Показатели, относящиеся ко всему процессу

Общий объем породы, загруженный в бункер, м^3 $V_{сумм} := 0.92$

Показатели, относящиеся к свойствам горной массы

Плотность в разрыхленном состоянии, кг/м^3 $\gamma_m := 1400$

Средний размер куска, м $d_{ср} := 0.035$

Максимальный размер куска, м $d_{max} := 0.1$

Крепость породы по шкале Протодьяконова $f := 12$

Временное сопротивление сжатию, МПа $\sigma_{сж} := 150$

Показатель абразивности, мг $\alpha_a := 45$

Угол внутреннего трения, град $\varphi := 35°$

Коэффициент внутреннего трения $tg\varphi := \tan(\varphi)$

Угол естественного откоса, град $\varphi_{e.o} := 35°$

Угол трения породы о стенку выработки, град $\varphi_0 := 17°$

Коэффициент трения породы о стенку выработки $tg\varphi_0 := \tan(\varphi_0)$

Угол трения породы по стали, град $\alpha_\mu := 30°$

Коэффициент трения породы по стали $tg\alpha_\mu := \tan(\alpha_\mu)$

Показатели, относящиеся к конструкции клинового ТТО и взрывонавалочного бункера

Внутренняя ширина клинового ТТО, м $B_к := 0.3$

Высота подвижного клина, м $h_п := 0.05$

Угол заострения подвижного клина, град $\beta_п := 35°$

Длина подвижного клина, м $l_п := 0.3$

Высота неподвижного клина, м $h_н := 0.04$

Угол заострения неподвижного клина, град $\beta_н := 35°$

Длина неподвижного клина, м $l_н := 0.3$

Длина ячейки клинового ТТО, м $l_я := 0.373$

Количество ячеек клинового ТТО $j := 9$

Угол наклона днища ТТО к почве выработки, град $\beta_к := 3°$

Ширина наклонных бортов, м $B_{б.н} := 0.125$

Угол наклонных бортов, град $\beta_{б.н} := 50°$

Ширина поворотных бортов, м $B_{б.п} := 0.244$

Максимальный угол наклона поворотных бортов, град $\beta_{б.п} := 50°$

Ширина бункера по габаритам опущенных поворотных бортов (ширина выработки), м

$B_{пр} := B_к + 2B_{б.н} + 2B_{б.п} = 1.038$

Продолжительность рабочего хода ТТО, с

$T_{рх} := 6$

Продолжительность холостого хода ТТО, с

$T_{хх} := 6$

Ход клинового ТТО за цикл, м

$\Delta := l_я \cdot 2 = 0.746$

$H_{б.н} := 0.172$

$h_0 := h_п + H_{б.н} = 0.222$

$g := 9.81$

$\delta := 20°$

$A_1 := 4.3$

$a_1 := 0.38$

1. Исходные данные

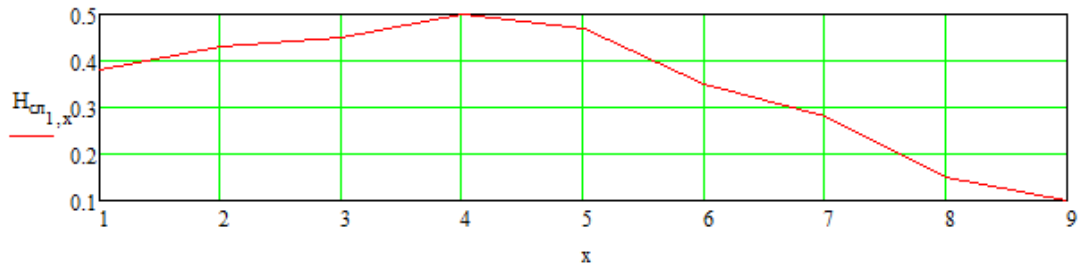
ORIGIN := 1

Начальная (i=0) усредненная высота штабеля от уровня днища ТТО, распределенная по номерам ячеек от j=0 до j=J, м

$H_{сп} := (0.38 \quad 0.43 \quad 0.45 \quad 0.5 \quad 0.47 \quad 0.35 \quad 0.28 \quad 0.15 \quad 0.10)$

из эксперимента 2 высота штабеля в середине ячейки

x := 1.. 9



Начальный профиль штабеля

2. Определение давления груза в одной (эталонной) ячейке

$P_{0п} := B_к \cdot l_я \cdot h_п \cdot \gamma_m \cdot g = 76.84173$ Н

НАЧАЛО ЦИКЛА

высота конвейера от уровня почвы

$H_к := (0.032 \quad 0.052 \quad 0.07 \quad 0.09 \quad 0.110 \quad 0.128 \quad 0.147 \quad 0.167 \quad 0.186)$

высота выработки

$H_{пр} := 0.697$

Высота слоя породы по зонам 1-2-3

$H_3 := h_0 + 1.2 \cdot (B_{б.п} \cdot \tan(\varphi)) = 0.427$

$H_2 := h_0 = 0.222$

$H_1 := 0.75h_п = 0.038$

$m := \frac{1 - \sin(\varphi)}{1 + \sin(\varphi)} = 0.271$ $\quad \nu_1 := \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} = 0.48$ $\quad \alpha := 0.85 \cdot \varphi + 25.5$

$K_{dh} := \frac{d_{ср}}{h_п} = 0.7$ $\quad K_2 := 1 - 0.1 \cdot \left(\frac{\tan(\beta_п)}{\tan(\alpha_\mu)}\right) = 0.879$ $\quad K_4 := 1 - 0.187 \cdot \left(\frac{\tan(\beta_н)}{\tan(\alpha_\mu)}\right) = 0.773$

$K_\beta := 1 - 0.33 \cdot \beta_к = 0.983$

$V_0 := B_к \cdot l_я \cdot h_п = 5.595 \times 10^{-3}$

COUNT := 19

FUNC :=

for $i \in 1..\mathrm{COUNT}$

for $j \in 1..9$

$$K_{h_{i,j}} \leftarrow \frac{H_{сп_{i,j}}}{h_п}$$

$$H_{4_{i,j}} \leftarrow H_{пр} - H_{к_{1,j}}$$

if $H_{сп_{i,j}} > H_3 \wedge H_{сп_{i,j}} < H_{4_{i,j}}$

$$Q_3 \leftarrow 0.5 \cdot \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot \left(B_{пр} - 2B_{б.п} + B_к\right) \cdot \left(h_0 - h_п\right)$$

$$h_{сп.2_3} \leftarrow 1.2 \cdot B_{б.п} \cdot \tan(\varphi)$$

$$Q_{3_4} \leftarrow \gamma_m \cdot g \cdot B_{пр} \cdot l_я \cdot \left(H_{сп_{i,j}} - h_0 - h_{сп.2_3}\right)$$

$$Q_2 \leftarrow \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot h_{сп.2_3}\left[\left(B_{пр} - 2B_{б.п}\right) + h_{сп.2_3} \cdot \tan\left(\nu_1\right)\right] + Q_{3_4}$$

$$R \leftarrow 0.5 \cdot \gamma \cdot l_я \cdot g \cdot \frac{\cos(\delta) \cdot \cos(\alpha) \cdot \cos\left(\varphi_0\right)}{\sin(\alpha - \delta) \cdot \cos\left(\alpha - \varphi - \varphi_0\right)} \cdot \left[{h_{сп.2_3}}^2 + \left(h_0 + B_{б.п} \cdot \tan(\varphi) - H_{сп_{i,j}}\right)^2 \cdot \cot(\varphi)\right]$$

$$R_2 \leftarrow R \cdot \frac{\sin(\alpha - \varphi)}{\cos\left(\varphi + \nu_1\right)}$$

$$N_2 \leftarrow Q_2 - 2 \cdot R_2 \cdot \sin\left(\varphi + \nu_1\right)$$

$$R_{3N} \leftarrow \frac{N_2 \cdot \left(h_0 - h_п\right) \cdot l_я}{\left(B_{пр} - 2B_{б.п}\right) \cdot l_я \cdot \cos\left(\beta_{б.н}\right)} + \gamma_m \cdot g \cdot \left(\cos\left(\beta_{б.н}\right)^2 + m \cdot \sin\left(\beta_{б.н}\right)^2\right) \cdot \frac{\left(h_0 - h_п\right)^2}{2} \cdot l_я$$

$$R_{3т} \leftarrow R_{3N} \cdot \tan\left(\alpha_\mu\right)$$

$$R_3 \leftarrow \sqrt{{R_{3N}}^2 + {R_{3т}}^2}$$

$$N_{тро_{i,j}} \leftarrow Q_3 + N_2 - 2R_3 \cdot \cos\left(\beta_{б.н} - \alpha_\mu\right) + P_{0п}$$

if $H_{сп_{i,j}} > H_2 \wedge H_{сп_{i,j}} < H_3$

$$Q_3 \leftarrow 0.5 \cdot \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot \left(B_{пр} - 2B_{б.п} + B_к\right) \cdot \left(h_0 - h_п\right)$$

$$h_{сп.2} \leftarrow H_{сп_{i,j}} - h_0$$

$$Q_2 \leftarrow \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot h_{сп.2}\left[\left(B_{пр} - 2B_{б.п}\right) + h_{сп.2} \cdot \tan\left(\nu_1\right)\right]$$

$$R \leftarrow 0.5 \cdot \gamma \cdot l_я \cdot g \cdot \frac{\cos(\delta) \cdot \cos(\alpha) \cdot \cos\left(\varphi_0\right)}{\sin(\alpha - \delta) \cdot \cos\left(\alpha - \varphi - \varphi_0\right)} \cdot \left[{h_{сп.2}}^2 + \left(h_0 + B_{б.п} \cdot \tan(\varphi) - H_{сп_{i,j}}\right)^2 \cdot \cot(\varphi)\right]$$

$$R_2 \leftarrow R \cdot \frac{\sin(\alpha - \varphi)}{\cos\left(\varphi + \nu_1\right)}$$

$$N_2 \leftarrow Q_2 - 2 \cdot R_2 \cdot \sin\left(\varphi + \nu_1\right)$$

$$R_{3N} \leftarrow \frac{N_2 \cdot \left(h_0 - h_п\right) \cdot l_я}{\left(B_{пр} - 2B_{б.п}\right) \cdot l_я \cdot \cos\left(\beta_{б.н}\right)} + \gamma_m \cdot g \cdot \left(\cos\left(\beta_{б.н}\right)^2 + m \cdot \sin\left(\beta_{б.н}\right)^2\right) \cdot \frac{\left(h_0 - h_п\right)^2}{2} \cdot l_я$$

$$R_{3т} \leftarrow R_{3N} \cdot \tan\left(\alpha_\mu\right)$$

$$R_3 \leftarrow \sqrt{{R_{3N}}^2 + {R_{3т}}^2}$$

$$N_{тро_{i,j}} \leftarrow Q_3 + N_2 - 2R_3 \cdot \cos\left(\beta_{б.н} - \alpha_\mu\right) + P_{0п}$$

if $H_{сп_{i,j}} > H_1 \wedge H_{сп_{i,j}} < H_2$

$$Q_3 \leftarrow 0.5 \cdot \gamma_m \cdot g \cdot l_я \cdot \left(B_{пр} - 2B_{б.п} + B_к\right) \cdot \left(H_{сп_{i,j}} - h_п\right)$$

$$R_{3N} \leftarrow \gamma_m \cdot g \cdot \left(\cos\left(\beta_{б.н}\right)^2 + m \cdot \sin\left(\beta_{б.н}\right)^2\right) \cdot \frac{\left(H_{сп_{i,j}} - h_п\right)^2}{2} \cdot l_я$$

$$R_{3т} \leftarrow R_{3N} \cdot \tan\left(\alpha_\mu\right)$$

$$R_3 \leftarrow \sqrt{{R_{3N}}^2 + {R_{3т}}^2}$$

$$N_{тро_{i,j}} \leftarrow Q_3 - 2R_3 \cdot \cos\left(\beta_{б.н} - \alpha_\mu\right) + P_{0п}$$

$$N_{тто_{i,j}} \leftarrow P_{0п} \text{ if } H_{сл_{i,j}} \le H_1$$

$$P_{факт_{i,j}} \leftarrow N_{тто_{i,j}}$$

$$X_{p_{i,j}} \leftarrow \frac{P_{факт_{i,j}}}{P_{0п}}$$

$$K_{1_{i,j}} \leftarrow A_1 \cdot \left[1 - e^{-\left(\frac{a_1 \cdot X_{p_{i,j}}}{2.5 \cdot K_{dh}^{0.85}+1}\right)^2}\right]$$

$$K_{3_{i,j}} \leftarrow e^{-\left(\frac{1.2 \cdot X_{p_{i,j}}}{2.92 \cdot K_{dh}^{0.85}+1}\right)^2}$$

$$K_{v_{i,j}} \leftarrow 0.5 \cdot \left(1 + K_{dh} + \frac{0.1}{K_{dh}}\right) \cdot K_2 \cdot K_4 \cdot K_\beta \cdot K_{1_{i,j}} \cdot K_{3_{i,j}} \cdot K_{dh}$$

$$K_{v.попр_{i,j}} \leftarrow K_{1_{i,j}}$$

if $X_{p_{i,j}} > 2.4$

$$K_{v_{i,j}} \leftarrow K_{1_{i,j}}$$

$$V_{вых_{i,j}} \leftarrow K_{v_{i,j}} \cdot h_п \cdot l_я \cdot B_к \cdot K_{dh}$$

$$V_{вых_{i,j}} \leftarrow K_{v_{i,j}} \cdot h_п \cdot l_я \cdot B_к \cdot K_{dh} \text{ if } X_{p_{i,j}} < 2.4$$

$$\Delta V_{i,j} \leftarrow 0 - V_{вых_{i,j}} \text{ if } j < 2$$

$$\Delta V_{i,j} \leftarrow V_{вых_{i,j-1}} - V_{вых_{i,j}} \text{ if } j > 1$$

$$V_{вых_{i,j}} \leftarrow 0 \text{ if } \Delta V_{i,j} \le 0 \wedge H_{сл_{i,j}} \le H_1$$

$$\Delta V_{i,j} \leftarrow 0 \text{ if } \Delta V_{i,j} \le 0 \wedge H_{сл_{i,j}} \le H_1$$

$$\Delta H_{i,j} \leftarrow \frac{\Delta V_{i,j}}{B_{пр} \cdot l_я} \text{ if } H_{сл_{i,j}} < H_{4_{i,j}} \wedge H_{сл_{i,j}} > H_3$$

if $H_{сл_{i,j}} < H_3 \wedge H_{сл_{i,j}} > H_2 \wedge \Delta V_{i,j} > 0$

$$L_1 \leftarrow B_к + 2 \cdot B_{б.н} + 2 \cdot \left(H_{сл_{i,j}} - h_0\right) \cdot \cot(\varphi)$$

$$\Delta H_{i,j} \leftarrow \sqrt{\frac{L_1^2 \cdot \tan(\varphi)^2}{4} + \frac{\Delta V_{i,j} \cdot \tan(\varphi)}{l_я}} - \frac{L_1 \cdot \tan(\varphi)}{2}$$

if $H_{сл_{i,j}} < H_3 \wedge H_{сл_{i,j}} > H_2 \wedge \Delta V_{i,j} < 0$

$$L_1 \leftarrow B_к + 2 \cdot B_{б.н} + 2 \cdot \left(H_{сл_{i,j}} - h_0\right) \cdot \cot(\varphi)$$

$$\Delta H_{i,j} \leftarrow -\sqrt{\frac{L_1^2 \cdot \tan(\varphi)^2}{4} - \frac{\Delta V_{i,j} \cdot \tan(\varphi)}{l_я}} + \frac{L_1 \cdot \tan(\varphi)}{2}$$

if $H_{сл_{i,j}} < H_2 \wedge H_{сл_{i,j}} > H_1 \wedge \Delta V_{i,j} > 0$

$$L_1 \leftarrow B_к + 2 \cdot \left(H_{сл_{i,j}} - h_п\right) \cdot \cot\left(\beta_{б.н}\right)$$

$$\Delta H_{i,j} \leftarrow \sqrt{\frac{L_1^2 \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)^2}{4} + \frac{\Delta V_{i,j} \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)}{l_я}} - \frac{L_1 \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)}{2}$$

if $H_{сл_{i,j}} < H_2 \wedge H_{сл_{i,j}} > H_1 \wedge \Delta V_{i,j} < 0$

$$L_1 \leftarrow B_к + 2 \cdot \left(H_{сл_{i,j}} - h_п\right) \cdot \cot\left(\beta_{б.н}\right)$$

$$\Delta H_{i,j} \leftarrow -\sqrt{\frac{L_1^2 \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)^2}{4} - \frac{\Delta V_{i,j} \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)}{l_я}} + \frac{L_1 \cdot \tan\left(\beta_{б.н}\right)}{2}$$

$\Delta H_{i,j} \leftarrow 0 \text{ if } \Delta V_{i,j} < 0$

$\Delta H_{i,j} \leftarrow 0 \text{ if } H_{сл_{i,j}} < H_1$

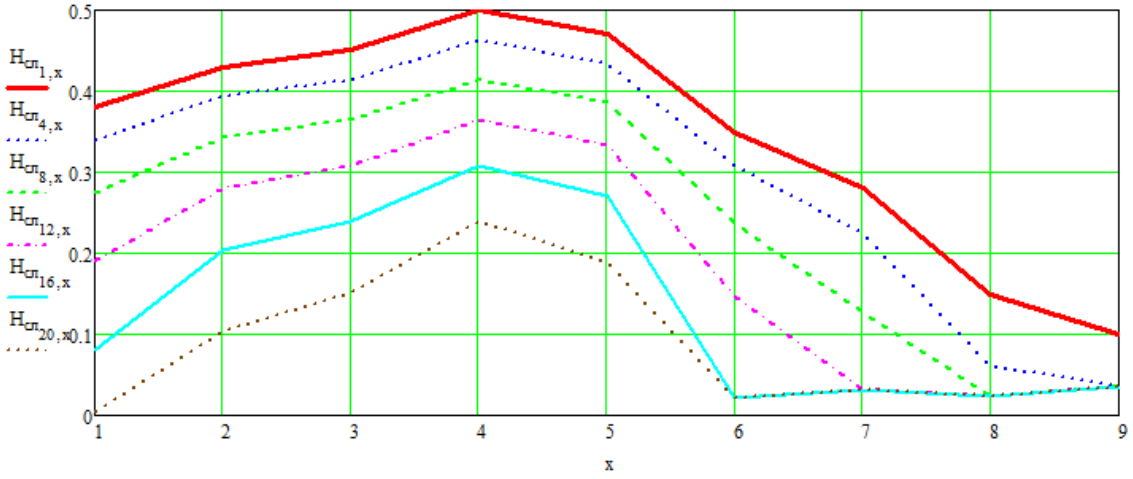
$H_{сл_{i+1,j}} \leftarrow H_{сл_{i,j}} + \Delta H_{i,j}$

return $(K_h \ H_4 \ P_{факт} \ X_p \ K_1 \ K_3 \ K_v \ V_{вых} \ \Delta V \ \Delta H \ H_{сл})$

$(K_h \ H_4 \ P_{факт} \ X_p \ K_1 \ K_3 \ K_v \ V_{вых} \ \Delta V \ \Delta H \ H_{сл}) := FUNC$

$H_{сл} =$

	1	2	3	4	5	6	7	8
1	0.38	0.43	0.45	0.5	0.47	0.35	0.28	0.15
2	0.367	0.418	0.438	0.488	0.458	0.336	0.262	0.123
3	0.353	0.406	0.425	0.475	0.445	0.322	0.244	0.094
4	0.339	0.394	0.414	0.463	0.433	0.307	0.223	0.062
5	0.324	0.382	0.402	0.45	0.421	0.291	0.201	...



$K_h =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	7.6	8.6	9	10	9.4	7	5.6	3	2
2	7.335	8.35	8.752	9.752	9.154	6.726	5.249	2.467	1.388
3	7.061	8.12	8.503	9.504	8.908	6.44	4.874	1.883	0.704
4	6.775	7.882	8.278	9.256	8.662	6.14	4.468	1.231	...

$P_{факт} =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	328.667	317.851	311.916	297.08	305.982	334.66	347.604	262.754	177.749
2	331.343	320.794	315.599	300.752	309.627	337.307	350.618	219.44	117.871
3	334.066	323.257	319.141	304.431	313.278	340.013	353.744	166.761	76.842
4	336.839	325.755	321.575	308.117	316.937	342.784	357.008	101.537	...

$K_v =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	0.037	0.041	0.044	0.05	0.046	0.034	0.029	0.064	0.078
2	0.036	0.04	0.042	0.048	0.045	0.033	0.028	0.077	0.054
3	0.034	0.039	0.041	0.047	0.043	0.032	0.027	0.075	0.028
4	0.033	0.038	0.04	0.045	0.041	0.031	0.026	0.044	...

$\Delta V =$

	1	2	3	4	5	6	7
1	$-5.035 \cdot 10^{-3}$	$-4.831 \cdot 10^{-3}$	$-4.806 \cdot 10^{-3}$	$-4.792 \cdot 10^{-3}$	$-4.756 \cdot 10^{-3}$	$-4.778 \cdot 10^{-3}$	$-4.844 \cdot 10^{-3}$
2	$-5.035 \cdot 10^{-3}$	$-4.837 \cdot 10^{-3}$	$-4.813 \cdot 10^{-3}$	$-4.801 \cdot 10^{-3}$	$-4.765 \cdot 10^{-3}$	$-4.786 \cdot 10^{-3}$	$-4.85 \cdot 10^{-3}$
3	$-5.035 \cdot 10^{-3}$	$-4.843 \cdot 10^{-3}$	$-4.818 \cdot 10^{-3}$	$-4.809 \cdot 10^{-3}$	$-4.774 \cdot 10^{-3}$	$-4.795 \cdot 10^{-3}$	$-4.855 \cdot 10^{-3}$
4	$-5.035 \cdot 10^{-3}$	$-4.849 \cdot 10^{-3}$	$-4.824 \cdot 10^{-3}$	$-4.814 \cdot 10^{-3}$	$-4.783 \cdot 10^{-3}$	$-4.804 \cdot 10^{-3}$	...

$H_{сл} =$

	1	2	3	4	5	6	7
1	0.38	0.43	0.45	0.5	0.47	0.35	0.28
2	0.367	0.418	0.438	0.488	0.458	0.336	0.262
3	0.353	0.406	0.425	0.475	0.445	0.322	0.244
4	0.339	0.394	0.414	0.463	0.433	0.307	...

$\Delta H =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	-0.013	-0.012	-0.012	-0.012	-0.012	-0.014	-0.018	-0.027	-0.031
2	-0.014	-0.012	-0.012	-0.012	-0.012	-0.014	-0.019	-0.029	-0.034
3	-0.014	-0.012	-0.011	-0.012	-0.012	-0.015	-0.02	-0.033	0
4	-0.015	-0.012	-0.012	-0.012	-0.012	-0.016	-0.022	-0.037	...

$H_4 =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	0.665	0.645	0.627	0.607	0.587	0.569	0.55	0.53	0.511
2	0.665	0.645	0.627	0.607	0.587	0.569	0.55	0.53	0.511
3	0.665	0.645	0.627	0.607	0.587	0.569	0.55	0.53	0.511
4	0.665	0.645	0.627	0.607	0.587	0.569	0.55	0.53	...

$X_р =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	4.277	4.136	4.059	3.866	3.982	4.355	4.524	3.419	2.313
2	4.312	4.175	4.107	3.914	4.029	4.39	4.563	2.856	1.534
3	4.347	4.207	4.153	3.962	4.077	4.425	4.604	2.17	1
4	4.384	4.239	4.185	4.01	4.125	4.461	4.646	1.321	...

$K_З =$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	0.071	0.084	0.092	0.115	0.101	0.064	0.052	0.185	0.461
2	0.068	0.081	0.087	0.109	0.096	0.062	0.049	0.308	0.712
3	0.065	0.077	0.083	0.103	0.09	0.059	0.047	0.506	0.865
4	0.062	0.074	0.08	0.098	0.086	0.056	0.044	0.777	0.865
5	0.059	0.071	0.077	0.093	0.081	0.054	0.066	0.865	...

$V_{вых} =$

	1	2	3	4	5	6	7
1	$2.049 \cdot 10^{-4}$	$2.297 \cdot 10^{-4}$	$2.437 \cdot 10^{-4}$	$2.793 \cdot 10^{-4}$	$2.578 \cdot 10^{-4}$	$1.916 \cdot 10^{-4}$	1.64
2	$1.989 \cdot 10^{-4}$	$2.228 \cdot 10^{-4}$	$2.349 \cdot 10^{-4}$	$2.705 \cdot 10^{-4}$	$2.491 \cdot 10^{-4}$	$1.859 \cdot 10^{-4}$	1.58
3	$1.929 \cdot 10^{-4}$	$2.171 \cdot 10^{-4}$	$2.266 \cdot 10^{-4}$	$2.616 \cdot 10^{-4}$	$2.404 \cdot 10^{-4}$	$1.801 \cdot 10^{-4}$	1.52
4	$1.869 \cdot 10^{-4}$	$2.114 \cdot 10^{-4}$	$2.21 \cdot 10^{-4}$	$2.527 \cdot 10^{-4}$	$2.318 \cdot 10^{-4}$	$1.743 \cdot 10^{-4}$	1.46
5	$1.809 \cdot 10^{-4}$	$2.057 \cdot 10^{-4}$	$2.153 \cdot 10^{-4}$	$2.439 \cdot 10^{-4}$	$2.244 \cdot 10^{-4}$	$1.685 \cdot 10^{-4}$	1.94
6	$1.748 \cdot 10^{-4}$	$2 \cdot 10^{-4}$	$2.096 \cdot 10^{-4}$	$2.352 \cdot 10^{-4}$	$2.188 \cdot 10^{-4}$	$1.625 \cdot 10^{-4}$	2.62
7	$1.686 \cdot 10^{-4}$	$1.942 \cdot 10^{-4}$	$2.039 \cdot 10^{-4}$	$2.268 \cdot 10^{-4}$	$2.131 \cdot 10^{-4}$	$1.565 \cdot 10^{-4}$	3.46
8	$1.625 \cdot 10^{-4}$	$1.884 \cdot 10^{-4}$	$1.982 \cdot 10^{-4}$	$2.211 \cdot 10^{-4}$	$2.075 \cdot 10^{-4}$	$1.504 \cdot 10^{-4}$	4.23
9	$1.562 \cdot 10^{-4}$	$1.825 \cdot 10^{-4}$	$1.924 \cdot 10^{-4}$	$2.155 \cdot 10^{-4}$	$2.018 \cdot 10^{-4}$	$1.567 \cdot 10^{-4}$	4.32
10	$1.498 \cdot 10^{-4}$	$1.766 \cdot 10^{-4}$	$1.866 \cdot 10^{-4}$	$2.098 \cdot 10^{-4}$	$1.96 \cdot 10^{-4}$	$2.112 \cdot 10^{-4}$	2.85

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Документы по внедрению результатов диссертационных исследований

УТВЕРЖДАЮ

Заказчик
И.о. генерального директора
ООО «Ростовшахтострой»

_____ Е.Н. Пашков

"16" декабря 2014 г.

М.П.

АКТ
приемки этапа №1 научно-исследовательской работы «Исследование рабочих процессов проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН) и разработка предложений по выбору основных параметров и технологии применения»

Комиссия по приемке НИР в составе:
Председатель: главный механик ООО «Ростовшахтострой» С.А. Синица,
члены комиссии: и.о. директора Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова, проф., д-р техн. наук Ю.И. Кураков; проф., д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович
рассмотрела результаты этапа научно-исследовательской работы, выполненной Шахтинским институтом (филиалом) ЮРГПУ(НПИ) имени М.И. Платова, и составила настоящий акт о нижеследующем.

Научно-исследовательская работа «Исследование рабочих процессов проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН) и разработка предложений по выбору основных параметров и технологии применения» (этап №1) выполнялась в соответствии с техническим заданием ООО «Ростовшахтострой» творческим коллективом Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) имени М.И. Платова (*руководитель: проф., д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович; отв. исполнитель: доц., канд. техн. наук Э.Ю. Воронова; исполнитель: мл. науч. сотр. Ю.В. Антипов*) в рамках договора № 01/10 от 06.08.2014 г. в период с 07.08.2014 г. по 30.11.2014 г.

В результате выполнения этапа НИР разработана и предъявлена комиссии следующая научно-техническая продукция и материальная часть:

а) отчет о НИР «Исследование рабочих процессов проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН) и разработка предложений по выбору основных параметров и технологии применения» (промежуточный, этап №1), включающий:

- технологию проведения горных выработок с использованием взрывонавалочного проходческого комплекса ПКВН;
- обоснование геометрических и силовых параметров макета погрузочно-транспортного модуля ПКВН;
- программа и методика экспериментальных исследований макета погрузочно-транспортного модуля ПКВН;

б) комплект эскизной конструкторской документации на макет погрузочно-транспортного модуля ПКВН;

в) макет погрузочно-транспортного модуля ПКВН.

Рассмотрев предъявленные материалы, комиссия признала их достаточными для оценки результатов выполненного этапа НИР.

1. Оценка результатов этапа НИР:

1.1. Технология проведения горизонтальных и слабонаклонных горных выработок по крепким породам с использованием взрывонавалочного проходческого комплекса ПКВН на базе конвейера с клиновым тягово-транспортирующим органом разработана в соответствии с требованиями Правил безопасности в угольных шахтах ПБ 05-618-03, Единых правил безопасности при взрывных работах ПБ 13-407-01 и включает пооперационный порядок функционирования с позиционными схемами расположения оборудования, график организации работ и требования безопасности при эксплуатации ПКВН.

1.2. Прогнозная оценка эффективности комплекса ПКВН, выполненная с учетом особенностей разработанной технологии, свидетельствует о возможности существенного повышения технико-экономических показателей горнопроходческих работ в условиях шахт Восточного Донбасса при использовании комплекса ПКВН.

1.3. Произведенный научно-обоснованный выбор геометрических и силовых параметров, разработанный комплект конструкторской документации и изготовленный на их основании оригинальный макет погрузочно-транспортного модуля ПКВН, а также отличающиеся новизной программа и методика экспериментальных исследований рабочих процессов взаимодействия клинового тягово-транспортирующего органа (ТТО) с горной массой выполнены на достаточном научно-техническом уровне, необходимом для установления физической картины формирования грузопотока клиновым ТТО при работе под завалом.

2. Выводы:

2.1. Результаты НИР по этапу №1 соответствуют техническому заданию и представлены в установленные сроки.

2.2. НИР по этапу №1 выполнена на достаточном научно-техническом уровне.

2.3. НИР по этапу №1 признана законченной и принятой Заказчиком.

3. Предложения:

По завершении НИР результаты рекомендуются к использованию для предпроектной проработки конструкции и разработки технического задания на аванпроект взрывонавалочного проходческого комплекса и проведению дальнейших исследований по разработке опытного образца.

Председатель комиссии: Синица С.А.

Члены комиссии: Кураков Ю.И.

Хазанович Г.Ш.

УТВЕРЖДАЮ

Заказчик
Генеральный директор
ООО «Ростовшахтострой»

_____ С.П. Новиковсков

"06" августа 2014 г.

М.П.

СОГЛАСОВАНО

Проректор-директор Шахтинского
института (филиала) ЮРГПУ(НПИ)
имени М.И. Платова

_____ А.В. Павленко

"31" июля 2014 г.

М.П.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ
НА НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКУЮ РАБОТУ
«Исследование рабочих процессов проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН) и разработка предложений по выбору основных параметров и технологии применения»

СОГЛАСОВАНО
Генеральный директор Инженерно-
консультационного центра «Мысль»

_____ А.А. Короткий
"30" июля 2014 г.

СОГЛАСОВАНО
Директор ООО «Гормаш-94»

_____ Л.И. Файнбурд
"29" июля 2014 г.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Южно-Российский государственный политехнический университет
(Новочеркасский политехнический институт) им. М.И. Платова»
Шахтинский институт (филиал) Южно-Российского государственного
политехнического университета (Новочеркасского политехнического института)
им. М.И. Платова

УДК 622.61/67
Инв. №

УТВЕРЖДАЮ
И.о. директора
Шахтинского института (филиала)
ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова
_____ Ю.И. Кураков
«_1_» ____12____ 2014 г.

ОТЧЕТ
О НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЕ

по теме:

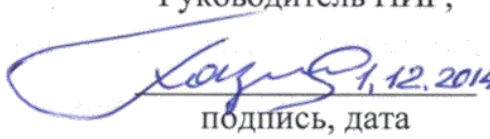
«Исследование рабочих процессов проходческого взрывонавалочного комплекса (ПКВН) и разработка предложений по выбору основных параметров и технологии применения»
(промежуточный, этап №1)

Руководитель НИР
д-р техн. наук, проф. _____ Хазанович Г.Ш
подпись, дата
01.12.2014г.

Шахты 2014

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Руководитель НИР,

д.т.н., проф.  Г.Ш. Хазанович (Реферат, введение, разделы 1-3, заключение)

подпись, дата

Исполнители темы:

к.т.н., доц. Э.Ю. Воронова (Реферат, введение, разделы 1-3, заключение)

подпись, дата

ст. преподаватель Ю.В. Антипов (разделы 2-3)

подпись, дата

УТВЕРЖДАЮ:

Технический директор

ОАО «Копейский

машиностроительный завод»

А.Д. Викалюк

«27» 11 2014 г.

А К Т

о внедрении результатов научных исследований, выполненных
в Шахтинском институте (филиале)
Южно-Российского государственного политехнического университета
(Новочеркасского политехнического института) им. М.И. Платова

Комиссия в составе:
председатель: заместитель начальника СКБ ОАО «Копейский машиностроительный завод» Калашников С.А.;
члены комиссии: начальник бюро перегружателей, конвейеров и режущего инструмента СКБ ОАО «Копейский машиностроительный завод» В.В. Мурашев; заведующий кафедрой «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» (ТКГСМП), канд. техн. наук, доцент В.Г. Черных; профессор кафедры ТКГСМП, д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович; доцент кафедры ТКГСМП, канд. техн. наук Э.Ю. Воронова
составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, проведенных доцентом кафедры «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова Вороновой Э.Ю. (научный консультант проф. Г.Ш. Хазанович), приняты к использованию в ОАО «Копейский машиностроительный завод»:

1. Воронова Э.Ю. Методика оценки эффективности и выбора оптимального варианта проходческих систем на основе имитационно-

статистического моделирования их функционирования с учетом вероятностного характера входных воздействий.

Методика позволяет моделировать на ЭВМ функционирование буровзрывных и комбайновых горнопроходческих систем, в том числе агрегатированных, и определять показатели их работы в конкретных условиях эксплуатации при различных вариантах компоновки; может быть использована для оценки принимаемых технических решений при модернизации продукции завода, в частности, применения метода агрегатирования навесного оборудования на существующих машинах, а также для выработки рекомендаций потребителям продукции завода по определению рациональной области применения оборудования.

Председатель комиссии Калашников С.А.

Члены комиссии: Мурашев В.В.

Черных В.Г.

Хазанович Г.Ш.

Воронова Э.Ю.

УТВЕРЖДАЮ:

Директор

ООО «Шахтоуправление

«Садкинское»

Ю.В. Зуев

«_6_» ноября 2014 г.

А К Т

о внедрении результатов научных исследований,
выполненных в Шахтинском институте (филиале)
Южно-Российского государственного политехнического университета
(Новочеркасского политехнического института) им. М.И. Платова

Комиссия в составе:

главный инженер ООО «Шахтоуправление «Садкинское» О.А. Агафонов; заведующий кафедрой «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» (ТКГСМП), канд. техн. наук, доцент В.Г. Черных; профессор кафедры ТКГСМП, д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович; доцент кафедры ТКГСМП, канд. техн. наук Э.Ю. Воронова

составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, проведенных доцентом кафедры «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова Вороновой Э.Ю. (научный консультант проф. Г.Ш. Хазанович), приняты к использованию в ООО «Шахтоуправление «Садкинское»:

1. Воронова Э.Ю. Методика оценки эффективности и выбора оптимального варианта проходческих систем на основе имитационно-статистического моделирования их функционирования с учетом вероятностного характера входных воздействий.

Методика позволяет моделировать на ЭВМ функционирование систем горнопроходческих машин, в том числе агрегатированных, и определять

показатели их работы в конкретных условиях эксплуатации при различных вариантах компоновки; может быть использована для технико-технологической оценки принимаемых решений при выборе проходческой техники для осуществления горно-подготовительных работ.

Члены комиссии: Агафонов О.А.

Черных В.Г.

Хазанович Г.Ш.

Воронова Э.Ю.

УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор

ОАО «Шахтоуправление

«Обуховская»

И.Н. Прядильщиков

«___» _____ декабря _____ 2014 г.

А К Т

о внедрении результатов научных исследований, выполненных
в Шахтинском институте (филиале)
Южно-Российского государственного политехнического университета
(Новочеркасского политехнического института) им. М.И. Платова

Комиссия в составе:

технический директор - главный инженер ОАО «Донской Антрацит» И.П. Панченко; заведующий кафедрой «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» (ТКГСМП), канд. техн. наук, доцент В.Г. Черных; профессор кафедры ТКГСМП, д-р техн. наук Н.В. Титов; профессор кафедры ТКГСМП, д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович; доцент кафедры ТКГСМП, канд. техн. наук Э.Ю. Воронова.

составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, проведенных доцентом кафедры «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова Вороновой Э.Ю. (научный консультант проф. Г.Ш. Хазанович), приняты к использованию в ОАО «Шахтоуправление «Обуховская»:

1. Воронова Э.Ю. Методика оценки эффективности и выбора оптимального варианта проходческих систем на основе имитационно-статистического моделирования их функционирования с учетом вероятностного характера входных воздействий.

Методика позволяет моделировать на ЭВМ функционирование систем горнопроходческих машин, в том числе агрегатированных, и определять показатели их работы в конкретных условиях эксплуатации при различных вариантах компоновки; может быть использована для технико-технологической оценки принимаемых решений при выборе проходческой техники для осуществления горно-подготовительных работ.

Члены комиссии: Панченко И.П.

Черных В.Г.

Титов Н.В.

Хазанович Г.Ш.

Воронова Э.Ю.

УТВЕРЖДАЮ:

Директор

шахты «Алмазная»

ОАО «УК «Алмазная»

Рутьков К.К.

«16» 03 2015 г.

А К Т

о внедрении результатов научных исследований,
выполненных в Шахтинском институте (филиале)
Южно-Российского государственного политехнического университета
(Новочеркасского политехнического института) им. М.И. Платова

Комиссия в составе:

главный инженер шахты «Алмазная» ОАО «УК «Алмазная» А.В. Пономарев; заведующий кафедрой «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» (ТКГСМП), канд. техн. наук, доцент В.Г. Черных; профессор кафедры ТКГСМП, д-р техн. наук Г.Ш. Хазанович; доцент кафедры ТКГСМП, канд. техн. наук Э.Ю. Воронова

составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, проведенных доцентом кафедры «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств» Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ (НПИ) им. М.И. Платова Вороновой Э.Ю. (научный консультант проф. Г.Ш. Хазанович), приняты к использованию шахтой «Алмазная» ОАО «УК «Алмазная»:

1. Воронова Э.Ю. Методика оценки эффективности и выбора оптимального варианта проходческих систем на основе имитационно-статистического моделирования их функционирования с учетом вероятностного характера входных воздействий.

Методика позволяет моделировать на ЭВМ функционирование систем горнопроходческих машин, в том числе агрегатированных, и определять показатели их работы в конкретных условиях эксплуатации при различных

вариантах компоновки; может быть использована для технико-технологической оценки принимаемых решений при выборе проходческой техники для осуществления горно-подготовительных работ.

Члены комиссии:

Пономарев А.В.

Черных В.Г.

Хазанович Г.Ш.

Воронова Э.Ю.

УТВЕРЖДАЮ:
Проректор по научной работе
и инновационной деятельности
ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова,
д-р техн. наук, проф.

_____ Ю.И. Разоренов

«__» ____11____ 2013г.

СПРАВКА

о внедрении результатов
докторской диссертационной работы
Вороновой Элеоноры Юрьевны

Положения диссертации нашли отражение в исследованиях, проведенных по гранту Министерства образования РФ и выполненных Шахтинским институтом (филиалом) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова с участием автора по теме: «Разработка высокоэффективного горнопроходческого оборудования нового технического уровня», государственный контракт №14.B37.21.2103 от 14.11.2012г. в рамках реализации федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009–2013 годы (приложение №2.2 к федеральной целевой программе «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009-2013 годы, утвержденной постановлением Правительства Российской Федерации от 28.07.2008г. №568), в частности автор принял участие в подготовке следующих разделов научного отчета:

- раздел 1 «Структурный синтез агрегатированного проходческого оборудования»;
- раздел 2 «Выбор параметров агрегатированных проходческих комплексов»;
- раздел 3 «Теория и практика конструирования агрегатированных проходческих комплексов на основе взрывонавалочных технологий»;

- раздел 4 «Поддержание кровли при проведении выработок с помощью агрегатированных проходческих систем»;

- раздел 5 «Исследование напряженно-деформированного состояния металлоконструкций агрегатированных проходческих систем»;

- раздел 6 «Разработка проекта действующей модели агрегатированного проходческого комплекса»;

- приложение А (обязательное) «Отчет о результатах разработки структурно-функциональной классификации агрегатированного проходческого оборудования»;

- приложение Б (обязательное) «Алгоритм этапов синтеза агрегатированных структур проходческих комплексов для заданных условий эксплуатации»;

- приложение В (обязательное) «Статья, подготовленная к печати, по теме «Структурный синтез агрегатированных проходческих систем»;

- приложение Е (обязательное) «Компоновочная схема и эскиз конструкции проходческого взрывонавалочного комплекса»;

- приложение Ж (обязательное) «Заявка на изобретение «Проходческий взрывонавалочный комплекс» с крепеустановщиком для возведения постоянной крепи (комплект документов для подачи заявки на изобретение)»;

- приложение И (обязательное) «Техническое задание на изготовление проекта (рабочих чертежей) экспериментальной модели агрегатированного проходческого взрывонавалочного комплекса».

Заместитель директора по научной
и инновационной деятельности Шахтинского
института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова,
д-р техн. наук, проф. А.А. Сапронов

Заведующий кафедрой «Технология и комплексы
горных, строительных и металлургических
производств» Шахтинского института (филиала)
ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова,
канд. техн. наук, доцент В.Г. Черных

Руководитель темы, д-р техн. наук, проф. Г.Ш. Хазанович

Министерство образования и науки Российской Федерации

Шахтинский институт (филиал) федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего профессионального образования "Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) имени М.И.Платова"

пл. Ленина, д.1, г. Шахты,

Ростовская область 346 500

тел. (8636) 22-20-36

№ 222 от « 10 » 04 2015 г.

УТВЕРЖДАЮ:

И.о. директора

Шахтинского института (филиала)

ЮРГПУ(НПИ) им. М.И. Платова,

д-р техн. наук, проф.

_____ Ю.И. Кураков

« 9 » 04 2015 г.

А К Т

о внедрении в учебный процесс результатов

докторской диссертационной работы

Вороновой Элеоноры Юрьевны

Комиссия в составе:

председатель: заместитель директора по образовательной деятельности, канд. техн. наук О.А Ткачева;

члены комиссии: декан технологического факультета, д-р техн. наук, профессор Евстратов В.А.; заведующий лабораторией информатизации и телекоммуникаций, канд. экон. наук, доцент Игнатенко С.П.; заведующий кафедрой «Технология и комплексы горных, строительных и металлургических производств», канд. техн. наук, доцент Черных В.Г.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертационной работы на соискание ученой степени доктора наук «Принципы создания агрегатированных проходческих систем», использованы в образовательной деятельности Шахтинского института (филиала) ЮРГПУ(НПИ) им. М.И.Платова:

- при моделировании горнопроходческих систем в виде компьютерных программ, подтвержденных Свидетельствами о государственной регистрации программ для ЭВМ, «Определение вероятной производительности агрегатированной проходческой системы» и «Определение показателей и эффективности агрегатированной проходческой системы с учетом вероятностного характера функционирования», при выполнении лабораторных работ по дисциплине «Компьютерное моделирование технологических машин», курсовом и дипломном проектировании студентами специальности 130400 «Горное дело»;

- при изучении структур и конструкций агрегатированных проходческих систем (АПС), принципов создания и систематизации АПС, имитационно-статистическом моделировании функционирования проходческих систем, методических аспектов структурного синтеза и оптимизации рабочих процессов и параметров АПС в виде разделов учебных курсов «Буровзрывные и комбайновые проходческие системы», «Горные машины и оборудование», «Основы проектирования» и «Компьютерное моделирование технологических машин» для студентов специальности 130400 «Горное дело».

В соавторстве Вороновой Э.Ю. издано учебное пособие для студентов специальности «Горное дело»: Проходческие комбайны избирательного действия отечественного и зарубежного производства / Семенов В.В., Калашников С.А., Носенко А.С., Хазанович В.Г., Воронова Э.Ю., Афонина Н.Б. / Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ (НПИ). - Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2012. - 123с.

Эффект внедрения — повышение уровня знаний студентов по данным разделам учебной программы.

Председатель комиссии Ткачева О.А.

Члены комиссии: Евстратов В.А.

Игнатенко С.П.

Черных В.Г.