МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАРАГАНДИНСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Н.М. ЗАМАЛИЕВ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ

«ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ»

ВВЕДЕНИЕ

Курсовое проектирование выполняется на базе знаний теории и практики, полученных по курсам «Физика горных пород», «Горное давление», «Геологические дисциплины», «Разрушение горных пород взрывом», «Основы технологии горного производства», «Подземная разработка пластовых месторождений полезных ископаемых», а также знаний, приобретенных в период первой производственной практики на горнодобывающих предприятиях, служит базой для освоения студентами последующих специализированных курсов.

В ходе курсового проектирования проверяется также умение студента пользоваться справочной и нормативной литературой, отчетами по научно-исследовательским темам, стандартами и другими материалами.

При составлении проекта студент должен руководствоваться инструктивными и руководящими материалами по развитию горной промышленности. Принятые технические и организационные решения должны обеспечивать комплексную механизацию производственных процессов, высокую эффективность выемки угольных пластов, безопасные и удовлетворяющие санитарным нормам условия труда. Как правило, студент должен предусмотреть применение новейшей техники, прогрессивных технологических схем, форм и методов организации труда.

Принятые в проекте решения должны отвечать требованиям ПБ (1) и ПТЭ (2) при разработке угольных месторождений подземным способом.

Технология отработки пластов механизированными очистными забоями есть способ выполнения взаимоувязанных во времени и пространстве комплекса инженерно-технических и организационных решений по рациональному и безопасному ведению горных работ в пределах разрабатываемой части шахтного поля с указанием всех средств осуществления технологических процессов добычи угля и проведения подготовительных выработок, с обоснованием соответствия их, горно-геологическим и горнотехническим условиям применения и достигаемыми при этом технико-экономическим показателями.

Специфика работы горных предприятий, многообразие влияющих и ограничивающих геологических, горнотехнических и экономических факторов, уровень развития технологии, техники и организации производства работ допускают значительную свободу выбора технических решений, превращают процесс проектирования в комплексную многофакторную задачу, характеризующуюся большим набором альтернативных решений.

Выбор наиболее оптимального технологического решения из множества возможных - является конечной целью курсового проектирования.

1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Курсовой проект на заданную тему разрабатывается на базе материалов, собранных студентом в период 1-й производственной практики. К ним относятся: горно-геологическая и горнотехническая характеристика

месторождения (шахтного поля); проектные решения и фактическое состояние технологии выемки угольных пластов; технико-экономические показатели работы добычных и подготовительных участков; нормы расхода и стоимость материалов; стоимость технологического добычного оборудования, транспортных средств; проектные и литературные данные по аналогичным предприятиям; результаты личных наблюдений и исследований студентов в период учебы и производственной практики.

2. СТРУКТУРА И ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Назначением курсового проектирования являются: специализация и закрепление ранее полученных и углубление теоретических знаний; досконального изучение одного из рабочих процессов горного производства; развитие навыков ведения научных исследований, работы с научно-технической, информационно-справочной и нормативной литературой; подготовка будущих бакалавров к самостоятельной производственной деятельности»

Задание по теме курсового проекта выдается студентам в начале 1-й производственной практики предприятием совместно с преподавателем, ведущим курсовое проектирование.

В пояснительной записке должен быть принят следующий порядок представления материала: титульный лист; задание на выполнение курсового проекта; аннотация на русском и казахском и на родном из изучаемых иностранных языков (применяемых в ООН); содержание с указанием страниц; введение; разделы проекта; заключение; использованные литературные источники (ГОСТ.71-84) и приложения.

Объем пояснительной записки не ограничивается, но в то же время инженерная интерпретация выполняемых разработок приводится в краткой четкой форме. При наличии альтернативных вариантов технических решений желательно привести результаты их технико-экономической оценки, сопроводив графиками, диаграммами, схемами и т.п. (СШ СЭ073458-ОЮ2-85).

Графическая часть курсового проекта должна представляться на 2-3 листах ватмана формата А1 в соответствии с требованиями ЕСКД.

Критериями для оценки квалификационного уровня курсового проекта являются: техническая грамотность (правильность, обоснованность, соответствие методикам, ГОСТам, аккуратность); сложность рассматриваемых и принимаемых технических решений; уровень охвата имеющегося отечественного регионального (теоретического и практического) и зарубежного опыта в рассматриваемом направлении; новизна принимаемых технологических решений; наличие самостоятельно предложенных технических решений; практическая ценность рекомендаций (применяемость их на практике); уровень и качество оформления графической части; способность защитить принятые технологические решения; учет конкретной горно-геологической и горнотехнической обстановки в рассматриваемой части шахтного поля.

Защита курсового проекта включает: представление пояснительной записки

и графической части к сроку, указанному в задании, руководителю курсового проекта для рецензирования; представление отзыва на курсовой проект, написанного заказчиком от производства; защиту курсового проекта, желательно на производстве перед комиссией по приему проекта или на кафедре перед комиссией из 3-4 преподавателей, в т.ч. руководителя проекта; принятый и зачтенный проект сдается на кафедру для хранения.

3. СОДЕРЖАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Введение

Во введении рассматривается состояние техники и технологий горных работ применительно к конкретному предприятию. Оценивается актуальность решения поставленного вопроса, степень его изученности.

Основные положения разработки технологических схем очистной выемки и процессов обеспечения очистных работ в выемочном поле предусматривают следующий подход.

При технологии разработки угольных пластов рекомендуется руководствоваться следующими основными положениями: комплексное решение всех вопросов, связанных с ведением горных работ в очистных и подготовительных забоях в выемочном поле этажа, панели или горизонта; максимально высокий уровень комплексной механизации очистных и подготовительных работ и эффективное использование горной техники путем применения в наиболее соответствующих ее техническим параметрам горно-геологических условиях; минимальный объем физически тяжелых ручных работ; максимально возможная концентрация очистных работ и обеспечение наибольшей технически и организационно допустимой нагрузки на очистной забой; минимальный объем проведения и поддержания выемочных выработок при благоприятных условиях и охраны и безремонтного поддержания, применение прогрессивных видов крепи, унифицированных сечений горных выработок, установка механических средств для вспомогательного транспорта; высокая степень извлечения запасов полезных ископаемых, охрана окружающей среды; обеспечение безопасных и комфортных условий труда; обеспечение безнишевой выемки угля в очистном забое и условий для поддержания подготовительных выработок требуемых сечений.

3.1. Горно-геологическая и горнотехническая характеристика выемочного участка

Выполняемые в настоящее время курсовые проекты являются в большей степени однотипными, так как разрабатываются, в основном, для идеальных условий эксплуатации с использованием одних и тех же методик с подстановкой данных в известные формулы.

Существующая практика разработки характеризуется, особенно, в последнее время усложняющимися горно-геологическими условиями с одной

стороны и не всегда достаточно грамотными инженерными решениями и дефицитом средств механизации с другой стороны.

Для придания конкретности, разрабатываемым в курсовом проекте технологических решений, необходимо оценить в первую и в главную очередь сложность существующих на конкретной шахте или части шахтного поля горно-геологических и горнотехнических условий разработки. Такие горно-геологические факторы, как мощность и угол падения пласта, и их изменение; строение пласта; глубина разработки; газо- и водоносность, пожароопасность и пыльность, трещиноватость и сопротивляемость угля и породных прослойков резанию; строение и физико-механические свойства пород кровли и почвы, их трещиноватость; тектоническая нарушенность и гипсометрия залегания пласта; сближенность пласта с другими пластами, наличие охранных сооружений на поверхности; наличие зон повышенного горного давления, скопления воды на вышележащих ранее отработанных горизонтах, склонность пласта к внезапным выбросам угля и газа и др. За неимением информации принимаются исходные данные (см. приложение).

Рассматриваются горнотехнические условия разработки, влияющие на принимаемые технологические решения: имеющаяся система примыкающих горных выработок главных направлений на разрабатываемом горизонте для обеспечения возможной привязки к ним участковых выработок; транспортные и вентиляционные связи и коммуникации; размеры шахтного поля (или его части, блока) - для выбора рациональной технологической схемы отработки выемочного поля.

С учетом конкретных условий разработки производятся анализ и критическая оценка технологических решений, принятых на шахте и в проектах

Учет по взаимосвязи всех усложняющих условий разработки требует и комплексного подхода к снижению неблагоприятного влияния этих факторов.

Причем преимущество отводится основным, влияющим осложняющим разработку факторам, чтобы с минимальным ущербом преодолеть их влияние на уровень эффективности функционирования технологической схемы с обеспечением приемлемых показателей.

В рыночных условиях хозяйствования и эксплуатации горных предприятий, когда конечной целью бизнес-планов, разрабатываемых на каждом из участков-звеньев шахты, является сбыт производимой товарной продукции, особенно важным становится учет требований потребителя: зольность, влажность, крупность, содержание серы в добываемых углях, склонность к коксованию, возгораемость и калорийность углей.

К основным осложняющим факторам, влияющем на выполнение рабочих процессов непосредственно в лаве, относятся: сложная геометрия пласта, не позволяющая вписания в конфигурацию механизированного комплекса; неустойчивая кровля и слабые породы почвы; трудноуправляемая кровля, требующая проведения спецмероприятий; необходимость перехода горных выработок и преодоления тектонических нарушений; повышенная газоносность пласта, требующая выполнения (мероприятий по борьбе со скоплением газа; отработка водо-насыщенных участков выемочных столбов; самовозгораемость

углей; склонность угольного пласта к газодинамическим явлениям; отработка участков с повышенным горным давлением и с интенсивным пучением почвы горных выработок.

3.2. Формализованный выбор средств механизации очистных работ

Выбор средств механизации очистных работ концентрируется обосновании рациональных типов механизированной крепи, выемочной машины и средств доставки угля вдоль очистного забоя. Суть методики подбора средств механизации (3) состоит в выявлении наиболее вероятных типов оборудования из множества возможных с последующей оценкой их по критериям приемлемости к заданным горно-технологическим условиям эксплуатации доставляется техническая характеристика оборудования на соответствии ее узко специфическим условиям разработки угольных пластов (см приложение).

Выбранный тип механизированной крепи дополнительно проверяется (4) по несущей способности гидросиловых элементов крепи и по условиям вдавливания перекрытия (козырька) в породы кровли и основания (постели или опорных пят) во вмещающие породы почвы пласта (см. приложение).

Действующие величины силовой нагрузки на крепь очистного забоя может рассчитываться на ПЭВМ (5).

Выбранные механизированная крепь и выемочная машина дополняются необходимым набором машин и механизмов, позволяющих обеспечить работоспособность очистного комплекса оборудования (6).

3.3. Выбор рациональной технологической схемы очистных работ

Правильность выбора технологических решений в данных условиях разработки шахтопластов существенно влияет на уровень технико-экономических показателей. Важность этого вопроса особенно актуальна в современных условиях, характеризующихся направленной тенденцией усложнения горно-геологических условий разработки. Это связано с увеличением объема добычи из тонких пластов, пластов со значительной тектонической нарушенностью, трудно управляемыми, слабыми и неустойчивыми кровлями, пучащими почвами, с повышенными горным давлением, газообильностью, выбросоопасностью, водопроявлением, со значительной изменчивостью горно-геологических параметров в пределах выемочного поля.

Выбор и обоснование технологической схемы очистных работ преследует две взаимоувязанные цели: с одной стороны, необходимо определиться с установлением конкретных характерных позиций по ориентированию выемочного поля относительно элементов залегания угольного пласта в зависимости от влияющих горно-геологических факторов, а с другой - для ссужения объема рассматриваемых вариантов остановиться на определенных вероятных элементах, слагающих технологическую схему.

На основе анализа горно-геологических параметров выемочных полей (угол

падения и мощность пласта, метанообильность участка, сопротивляемость угля резанию, сопротивляемость почвы вдавливания, прочность пород непосредственной кровли и почвы на сжатие) устанавливается степень изменчивости непрерывных параметров внешней среды. Внешняя среда характеризуется также дискретными параметрами (количество разрабатываемых пластов в свите, категория шахты по газу, обводненность лавы; склонность пласта к самовозгоранию и внезапным выбросам угля и газа; устойчивость непосредственной кровли; тип основной кровли по обрушаемости; управляемость основной кровли; склонность пород кровли к пучению), описываемыми одним значением в пределах выемочного поля.

Для определения рациональных вариантов технологических схем очистных работ применительно к заданным горно-геологическим условиям исследуется влияние следующих качественных параметров: направление подвигания линии очистного забоя, схема проветривания выемочного участка; необходимость дегазации и подсвежения исходящей струи воздуха; направление движения угля из очистного забоя; способ охраны выемочных выработок; способ проведения подготовительной выработки; способ управления кровлей; схемы работы выемочной машины и передвижки механизированной крепи.

Реализация этого раздела производится по методике (7) и в соответствии с приложением.

При выборе рациональных вариантов руководствоваться типовыми «Прогрессивными и временными технологическими схемами разработки угольных пластов...» (8,9,10).

3.4. Расчет нагрузки на очистной забой

Расчет нагрузки на очистной забой производится ручным счетом с использованием микрокалькуляторов или на ПЭВМ по стандартизированной методике, разработанной ИГД им. А. Скочинского 8. Расчет включает несколько этапов: проверка мощности привода по допустимому тяговому усилию, расчет производительности выемочной машины по мощности привода механизма подачи; расчеты по допустимой скорости крепления и пропускной способности забойной и участковой транспортных цепочек; расчет надежности по группам параллельных и последовательных факторов процессов на сопряжениях и в выемочных примыкающих работках с определением коэффициента машинного времени и с становлением возможной величины суточной нагрузки по вышеперечисленным факторам. В заключении производится проверка последнего расчетного значения по фактору проветривания (см. приложение).

3.5. Организация работ в лаве и меры безопасности при ведении очистных работ

Процесс добычи угля в очистных забоях складывается из ряда процессов и операций, выполняемых одновременно или последовательно, в разных местах очистного забоя, в примыкающих выработках в зависимости от принятой

технологии и организации работ (см. приложение).

В разделе производится расчет штата работающих в добычные и ремонтно-подготовительную смены в соответствии с «Едиными нормами выработки…» (12) на основные и вспомогательные процессы. Затем на эскизе выемочного столба производится расстановка рабочих по штатным постоянным и возможным местам работы. Подробно описываются функции рабочих по местам их работы, а также должностные обязанности горного мастера. В разделе приводятся основные сведения по технике безопасности ведения очистных работ. Приводится перечень процессов, которые нельзя выполнять одновременно.

3.6. Процессы подготовки фронта очистных работ

На основании заданных горно-геологических условий определяются технология проведения и способ крепления подготовительных выработок. Определяется трудоемкость проведения выработок.

Выбирается схема монтажа и демонтажа оборудования в очистном забое. Приводится эскиз технологической схемы монтажа очистного оборудования.

3.7. Транспорт угля, материалов, оборудования и людей в выемочном поле

Принимаются решения по осуществлению поточной перегрузки угля из лавы на транспортное средство, устанавливаемое на выемочной выработке. Выбирается тип перегрузочного механизма, и приводятся основные его технологические характеристики.

На основании анализа условий транспортирования угля обосновываются способ транспортирования и тип механизма, параметры которого в наибольшей мере отвечают данным условиям и грузопотоку, выходящему из лавы.

Принимаются решения по осуществлению вспомогательного транспорта в пределах выемочного поля. Выбираются средства вспомогательного транспорта.

Описываются организация работ по транспортированию угля от лавы до магистральной выработки с бункерами и организация вспомогательного транспорта. Разрабатываются мероприятия по безопасному ведению транспортных работ.

Приводится схема основных и вспомогательных транспортных коммуникаций участка.

3.8. Процессы поддержания подготовительных выработок

Выбирается схема охраны оконтуривающих выемочный столб горных выработок, определяется объем работ по перекреплению, основанный на расчете смещений пород в подготовительные выработки. Производится расчет трудоемкости работ на 1000 т добычи и определяется количество рабочих на поддержание выработок. Намечается организация работ по ремонту выработок.

Приводятся паспорта крепления выработок в зонах повышенного горного давления.

3.9. Дегазация и процессы проветривания в выемочном поле

Большая газоопасность и быстрые темпы углубления горных работ определяют необходимость применения дегазации отрабатываемых или намеченных к отработке пластов на шахтах бассейна. В настоящее время применяется более 30 различных схем и способов дегазации, характеризующихся определенной областью их применения и эффективностью. Задача состоит в обосновании наиболее приемлемого в данных условиях способа дегазации и мероприятий по снижению газовыделения в лаву и в выемочные выработки (см. приложение).

Производится расчет дебита метана по источникам его выделения и метанообильности горных выработок при высоких нагрузках на забой. Выбираются схема дегазации и мероприятия по борьбе с угольной пылью. Определяется трудоемкость работ по проветриванию.

3.10. Рекомендуемый перечень технологических тем

1. Совершенствование технологии разработки тонких пологих (крутых) пластов (с преимуществом выемки струговыми установками).
2. Совершенствование паспортов крепления сопряжений лав с выемочными выработками.
3. Крепление выработок в зонах повышенного горного давления (опорное давление) зоны ПГД, зоны с тектонической нарушенностью).
4. Предотвращение пучения почвы в выемочных выработках.
5. Паспорта крепления лав при неустойчивых ложных кровлях и уходе груди забоя.
6. Способы воздействия на трудно управляемые кровли (см. приложение).
7. Переход лавами тектонических нарушений и горных выработок (см. приложение).
8. Совершенствование организации работ в лаве с разработкой циклограмм выполнения работ.
9. Отработка локальных участков (целиков) шахтного поля.
10. Предотвращения самовозгорания угольных пластов.
11. Разработка мероприятий по исключению ограничений нагрузки на очистной забой по газовому фактору.
12. Технология выемки угли с закладкой выработанного пространства.
13. Паспорта поддержания выработок позади лавы.
14. Снижение трудоемкости немеханизированных операций, выполняемых на концевых участках очистных забоев.
15. Разработка прогрессивных схем дегазации угольных пластов.
16. Технологические схемы разворота механизированных комплексов.
17. Технология отработки мощных угольных пластов.
18. Технология гидродобычи угольных пластов.

19. Безлюдная выемка угля.
20. Отработка зон с повышенной концентрацией серосодержащих газов.
21. Разработка технологии механизации работ по подрывке горных выработок.

3.11. Технико-экономическая оценка технологических решений

Технико-экономическая оценка рекомендуемых технологических решений производится по общепринятым методикам, позволяющим оценить эффект от роста объемов производства (увеличения нагрузки на очистной забой), снижения трудоемкости выполнения отдельных стадий производственного цикла, повышения безопасности ведения работ.

Для отражения годового экономического эффекта и других показателей технологических схем также могут рассчитываться (следующие показатели: снижение себестоимости (прирост прибыли) внедрения новой технологии, механизации и автоматизации, совершенствования организации труда, а также уменьшение численности работающих, рост производительности труда (см приложение).

В разделе производится расчет участковой себестоимости по элементам затрат.

3.12. Заключение

В заключении приводится краткая характеристика выполненных изысканий и разработанных технологических решений. Осуществляется сопоставительная оценка технико-экономических показателей в сравнении с достигнутыми на производстве, а также с лучшими данными в отечественной и в зарубежной практике. Оценивается возможность и целесообразность внедрения в практику полученных разработок.

4. ГРАФИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Графическая часть проекта выполняется с соблюдением всех требований ЕСКД и содержит следующий материал: технологическую схему отработки выемочного поля с указанием необходимых геометрических размеров, схем проветривания выработок, вентиляционных сооружений, схем транспортирования угля с бункерами и вспомогательных грузов; зон ПГД, геологических нарушений, зон суфлярных выделений газов, интенсивного водопритока, изогипс глубины залегания почвы пласта, месячное подвигание лавы, схемы дегазации, схемы установки водяных (сланцевых) заслонов, телефонов, датчиков метана и термодатчиков, станций замера количества воздуха, досок для записи замеров; схему лавы с расстановкой и указанием комплекса машин и оборудования участка; при односторонней и уступной схемах работы комбайна рекомендуется приведение схем при прямом и обратном ходе выемочного комбайна; три-четыре поперечных разреза лавы для основных фаз работы с характерным расположением забоя и оборудования по

отношению к забою; паспорт крепления сопряжения лазы с конвейерной и вентиляционной выемочной выработкой; технологические схемы возведения охранных сооружений; при наличии геологических нарушений и пересекаемых диагональных сбоек приводятся характерные разрезы с размерами и технологией их перехода; структурная колонка пласта и вмещающих пород с указанием необходимых размеров и параметров определяющих свойств; график организации и планограмма работ в очистном забое; таблица ожидаемых технико-экономических показателей; схема зарубки узкозахватного комбайна в пласт; перечень применяемого оборудования и средств механизации в очистном забое; при необходимости приводятся схемы для замены шнеков комбайна, крепления зон вывалов из кровли, картограммы графиков перехода геологических нарушений, перечень процессов которые нельзя совмещать в лаве, таблицы расхода материалов.

2. ФОРМАЛИЗОВАННЫЙ ВЫБОР СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ

Механизированный комплекс должен обеспечивать непрерывное подвигание и поддержание очистного забоя, управление горным давлением, газовыделением и стабильную высокую производительность работ по добыче, транспортировки угля и креплению забоя с использованием сложного взаимосвязанного оборудования. От степени соответствия выбранного типа оборудования условием применения с учетом происходящих изменений в горном массиве при отработки выемочного поля зависят безопасность и комфортность условий труда шахтеров, технико-экономических показателей работы очистного забоя, надежность и долговечность оборудования.

2.1 Выбор механизированной крепи

Выбор механизированной крепи необходимо начинать с установления соответствия рационального типа со следующими параметрами: мощности, углу падения пласта и характеристики боковых пород.

Необходимо, чтобы соблюдались следующие условия:

$$H_{min}^{кр} \le m_z \le H_{max}^{кр}; \quad (2.1)$$

$$\alpha_z \le \alpha_{кр}; \quad (2.2)$$

$$P^{к}_{z} < P^{к}_{кр}; \quad (2.3)$$

$$P^{п}_{z} > P^{п}_{кр}; \quad (2.4)$$

где: $H_{max}^{кр}$, $H_{min}^{кр}$ – соответственно минимальная и максимальная конструктивная высота механизированной крепи, м;

m_z – заданная мощность пласта, м;

α_z , $\alpha_{кр_}$– соответственно заданный угол падения пласта и область применения угла падения механизированной крепи, град.

$P^{к}_{z}$, $P^{к}_{кр}$ – несущая способность механизированной крепи не меньше величины горного давления.

$P^{п}_{z}$, $P^{п}_{кр}$ – прочность почвы не меньше удельного давления крепи на почву пласта.

Таблица 2.1. Параметры механизированных крепей

Тип крепи	Раздвижность крепи		Угол падения пласта	Сопротивляемость вдавливанию	
	$H_{max}^{кр}$	$H_{min}^{кр}$	α	$P_{кров.}$	$P_{поч.}$

Критерий 1. Обеспечение совпадения средних диапазонов, возможных расчетных и фактических высот крепи (δ1).

$$\delta 1 = \left| \frac{m_z - H_{cp}^{кр}}{H_{max}^{кр} + H_{min}^{кр}} \right| \to min, \qquad (2.5)$$

$$\text{где: } H_{cp}^{кр} = \frac{H_{max}^{кр} + H_{min}^{кр}}{2} \qquad (2.6)$$

Критерий 2. Обеспечение максимальной раздвижности стоек механизированной крепи (δ2).

$$\delta 2 = \frac{H_{max}^{кр} - H_{min}^{кр}}{H_{cp}^{кр}} \to max \qquad (2.7)$$

Критерий 3. Обеспечение минимального отклонения от заданной нагрузочной способности крепи(δ3).

$$\delta 3 = \left| \frac{P_{кр}^{к} - P_z^{к}}{H_{cp}^{кр}} \right| \to min \qquad (2.8)$$

Критерий 4. Обеспечение максимального отклонения от заданной несущей способности почвы (δ4).

$$\delta 4 = \left| \frac{P_z^{n} - P_{кр}^{n}}{H_{cp}^{кр}} \right| \to max \qquad (2.9)$$

Таблица 2.2. Техническое обеспечение

Обеспечение	Тип крепи		
	1	2	3
-максимальный коэффициент затяжки кровли			
-максимальное сечение для прохода воздуха			
-минимальная масса на один метр			
-обеспечение активного подпора при передвижке			

-минимальная трудоемкость передвижки крепи			
δ5			

Таблица 2.3. Выбор механизированной крепи

Тип крепи	1	2	3
δ1			
δ2			
δ3			
δ4			
δ5			
Σδ			

На основании полученных результатов выбирается крепь, которая удовлетворяет все горно-геологические и горнотехнические характеристики выемочного участка пласта. Дается техническая характеристика крепи.

2.2 Выбор типа выемочной машины.

При выборе типа выемочной машины необходимо чтобы соблюдались следующие условия:

$$m_{min}^{вм} \le m_z \le m_{max}^{вм}; \quad (2.10)$$

$$\alpha_к \le \alpha_z; \quad (2.11)$$

где: $m_{max}^{вм}$, $m_{min}^{вм}$ – соответственно минимальная и максимальная вынимаемая мощность выемочной машины, м;
m_z – заданная мощность пласта, м;
α_z, $\alpha_{кр}$ – соответственно заданный угол падения пласта и область применения угла падения выемочной машины, град.

Таблица 2.4. Параметры выемочной машины

Тип выемочной машины	Вынимаемая мощность		Угол падения
	$m_{min}^{вм}$	$m_{max}^{вм}$	α

Критерий 1. Обеспечение совпадения середины диапазонов требуемой и вынимаемой мощности (δ1).

$$\delta 1=\left|\frac{m_{cp}^{вм}-m_z}{m_{max}^{вм}-m_{min}^{вм}}\right|\rightarrow min, \quad (2.12)$$

$$\text{где: } m_{cp}^{вм}=\left|\frac{m_{max}^{вм}+m_{min}^{вм}}{2}\right|, \text{ м} \quad (2.13)$$

Критерий 2. Обеспечение максимальной раздвижности исполнительных органов выемочной машины (δ2).

$$\delta 2=\left|\frac{m_{max}^{вм}-m_{min}^{вм}}{m_{cp}^{вм}}\right|\rightarrow max \quad (2.14)$$

Таблица 2.5. Техническое обеспечение

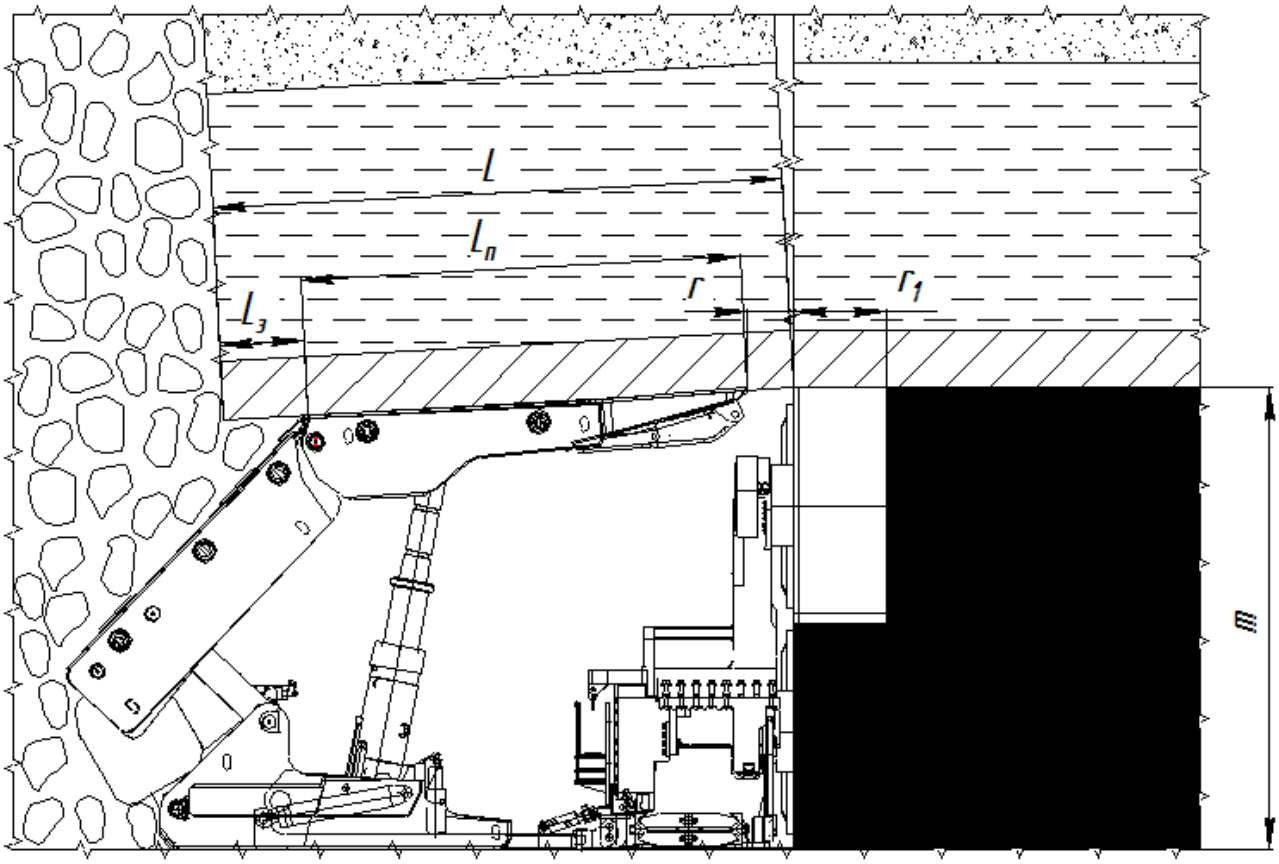
Техническое обеспечение	Тип выемочной машины		
	1	2	3
-максимальная энерговооруженность комбайна, кВт			
-максимальная скорость подачи, м/мин			
-максимальное тяговое усилие, кН			
-бесцепной механизм подачи			
-работа без ниш			
δ3			

Таблица 2.6. Выбор выемочной машины

Тип выемочной машины	1	2	3
δ1			
δ2			
δ3			
Σδ			

На основании полученных результатов выбирается выемочная машина, который удовлетворяет все горнотехнические и горно-геологические характеристики выемочного участка пласта. Дается техническая характеристика выемочной машины.

3. РАСЧЕТ СИЛОВОЙ НАГРУЗКИ НА МЕХАНИЗИРОВАННУЮ КРЕПЬ



L – длина блока пород, нагружающего крепь, м; $L_{зк}$ – длина зависающей консоли пород за крепью, м; $L_п$ – длина поддерживающей части секции крепи, м; r – расстояние от козырька крепи до забоя, м; r_1 – ширина захвата комбайна, м; m – мощность пласта, м.

Рисунок 3.1 - Расчетная схема к определению несущей способности механизированной крепи.

Расчеты позволяют обосновать удельное сопротивление механизированных крепей, необходимое и достаточное для поддержания блока пород кровли высотой, равной максимальной высоте зоны возможного разрушения. Как было установлено, эта высота во всех случаях находится в пределах четырехкратной вынимаемой мощности пласта. Предельная величина консоли пород за крепью является функцией прочности пород кровли на изгиб. Блок пород над очистным забоем представлен как балка, защемленная одним концом. Каждая секция крепи несет нагрузку от блока пород шириной захвата равной шагу установки секций и высотой, равной четырехкратной вынимаемой мощности пласта. Крепь очистного забоя

непрерывно взаимодействует с непосредственной кровлей и периодически, по мере ее обрушения – с основной кровлей. В определенных условиях основная кровля не оказывает влияния на поведение непосредственной кровли. Отслаиваясь от основной, непосредственная кровля своим весом оказывает давление на крепь. Секция крепи должна выдержать вес непосредственной кровли с учетом возможного ее зависания в выработанном пространстве.

3.1 Определение удельной нагрузки на механизированную крепь

В технической характеристике крепи указано сопротивление ее поддерживающей части. Величина сопротивления изменяется в пределах от 300 до 1000 кН/м^2. Зная вес непосредственной кровли, можно проверить, выдержит ли секция крепи эту нагрузку. Расчетная схема представлена на рисунке 3.1.

$$P_{кр} = b_{кр} \cdot (L_{зк} + L_{п} + r + r_1) \cdot h_{н} \cdot \gamma_{ср} \cdot g \text{ , кН} \qquad (3.1)$$

где: $b_{кр}$ – шаг установки крепи, м;
$L_{зк}$ – длина зависающей консоли пород за крепью, м;
$L_{п}$ – длина поддерживающей части секции крепи, м;
r – расстояние от козырька крепи до забоя, принимается (0,1-0,3) м;
r_1 – ширина захвата комбайна, м;
$\gamma_{ср}$ – средняя плотность пород непосредственной кровли, т/м^3;
g – ускорение свободного падения.

Наиболее сложными условиями взаимодействия секций крепи с кровлей являются те, когда крепь удерживает блок пород непосредственной кровли с зависающей консолью. Размер консоли блока определяется по формуле:

$$L_{зк} = \sqrt{\frac{\sigma_{кр} \cdot h_{н}}{3 \cdot \gamma_{ср}}} \text{ , м} \qquad (3.2)$$

где: $h_{н}$ – мощность непосредственной кровли, м;
$\sigma_{кр}$ – предел сопротивления пород кровли изгибу, Мпа;
$\gamma_{ср}$ – средняя плотность пород непосредственной кровли, т/м^3.

Крепь выдержит вес непосредственной кровли, если $P_{п} > P_1$, где $P_{п}$ – паспортное сопротивление поддерживающей части секции крепи, кН/м^2, P_1 – нагрузка на 1 м^2 секции крепи, кН/м^2. Площадь воздействия пород кровли на механизированную крепь определяется:

$$S = b_{кр} \cdot L_{бл} \text{ , м}^2 \qquad (3.3)$$

где: $b_{кр}$ – шаг установки крепи, м;

$L_{бл}$ – размер блока пород, воздействующий на механизированную крепь, м.

Полный размер блока пород определяется по формуле:

$$L_{бл}=r_1+r+L_{зк}+L_п \text{ , м} \tag{3.4}$$

где: r_1 – ширина захвата комбайна, м;
r – расстояние от козырька крепи до забоя, принимается (0,1-0,3) м;
$L_{зк}$ – длина зависающей консоли пород за крепью, м;
$L_п$ – длина поддерживающей части секции крепи, м.

Следовательно, удельная нагрузка на 1 м^2 секции крепи составит:

$$R_{кр}=\frac{P_{кр}}{S}\text{, кН/м}^2 \tag{3.5}$$

где: $P_{кр}$ – нагрузка непосредственной кровли, кН;
S – площадь воздействия пород кровли на механизированную крепь, м^2.

После определения удельной нагрузки на крепь проверяем, соответствует ли условиям принятая крепь по технической характеристике.

3.2 Определение нагрузки на стойки (реакции стоек) механизированной крепи

Каждая секция механизированной крепи несет нагрузку от блока пород, шириной равной шагу установки секций. В результате в стойках крепи возникают силы реакции R_1, R_2 (в зависимости от количества стоек), уравновешивающие силы горного давления, которые определяются из условия равновесия их моментов с действующими силами с равномерно распределенной нагрузки от блока пород непосредственной кровли на его длине.

Окончательно формула для определения нагрузки на первый ряд стойки (реакции стоек) механизированной крепи представляют следующий вид:

на первый ряд

$$R_1=\frac{q\cdot\left(L_{пп}+L_{зк}\right)^2\cdot\left(L_{пп}-b_1\right)\cdot b_{кр}}{200\cdot\left[L_{пп}{}^2+\left(L_{пп}-b_1\right)^2\right]}+P_r \text{ , мН} \tag{3.6}$$

на второй ряд

$$R_1=\frac{q\cdot\left(L_{пп}+L_{зк}\right)^2\cdot L_{пп}\cdot b_{кр}}{200\cdot\left[L_{пп}{}^2+\left(L_{пп}-b_1\right)^2\right]}+P_r \text{ , мН} \tag{3.7}$$

где: q – давление 1 м блока непосредственной кровли, Мпа;

$L_{пп}$ – ширина призабойного пространства с учетом вынутой полосы угля, м;
$L_{зк}$ – длина зависающей консоли пород за крепью, м;
$b_{кр}$ – шаг установки секций крепи, м;
b_1 – расстояние между стойками механизированной крепи, м;
P_r – первоначальный распор, мН.

$$L_{пп} = L_п + r + r_1, \text{ м} \tag{3.8}$$

где: $L_п$ – длина поддерживающей части секции крепи, м;
r – расстояние от козырька крепи до забоя, принимается (0,1-0,3) м;
r_1 – ширина захвата комбайна, м.

$$q = \gamma_{ср} \cdot h_п \cdot \frac{1}{100}, \text{ МПа} \tag{3.9}$$

где: $h_п$ – мощность непосредственной кровли, м;
$\gamma_{ср}$ – средняя плотность пород непосредственной кровли, т/м^3.

Максимальная нагрузка на одну стойку (при отсутствии второй или выходе одной из стоек из строя) составит:

$$R_{max} = \frac{q \cdot (L_{пп} + L_{зк})^2 \cdot b_{кр}}{200 \cdot L_{пп}} + P_r, \text{ мН} \tag{3.10}$$

где: q – давление 1 м блока непосредственной кровли, Мпа;
$L_{пп}$ – ширина призабойного пространства с учетом вынутой полосы угля, м;
$L_{зк}$ – длина зависающей консоли пород за крепью, м;
$b_{кр}$ – шаг установки секций крепи, м;
P_r – первоначальный распор, мН.

Необходимо произвести проверку механизированной крепи на вдавливание опорных элементов секций – оснований в почву или верхних перекрытий в кровлю. Величина вдавливания зависит от величины максимальной реакции и от площади опоры:

$$R_{max} \le \frac{\sigma_{кр} \cdot S_{кр}}{n}; \tag{3.11}$$

$$R_{max} \le \frac{\sigma_п \cdot S_п}{n} \tag{3.12}$$

где: $\sigma_{кр}, \sigma_п$ – пределы сопротивления вдавливанию соответственно пород кровли и почвы, МПа;
$S_{кр}$, $S_п$ – площади контакта секций соответственно породами кровли и почвы, м^2;

n – коэффициент запаса прочности, для пород средней крепости рекомендуется принимать 4-6.

4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ПОДАЧИ КОМБАЙНА

Скорость подачи комбайна является одновременно режимным и технологическим параметром, определяющим в конечном итоге производительность очистного забоя. Рабочая скорость подачи комбайна является показателем, величина которого зависит от крепости угля, типа и параметров машин и горно-геологических условий залегания пласта. Однако реальная рабочая скорость подачи комбайна в лаве для заданных условий эксплуатации определяется с учетом ограничений, накладываемых на нее со стороны разгрузочной способности исполнительного органа, производительности конвейерной линии, величины тягового усилия механизма подачи, вылета резцов, скорости крепления лавы.

4.1 Определение рабочей скорости подачи комбайна по установленной мощности двигателей и сопротивляемости угля резанию

Определение рабочей скорости подачи комбайна при выемке угля в конкретных условиях забоя определяется:

$$V_{рп} = \frac{cos\,\alpha \cdot N_{уст}}{60 \cdot H_W \cdot m \cdot r \cdot \gamma}, \text{ м/мин} \qquad (4.1)$$

где: $cos\,\alpha$ – заданный угол падения пласта, град;
$N_{уст}$ – устойчивая мощность двигателя, принимается из технической характеристики комбайна, кВт;
H_W – удельные энергозатраты выемки угля определяются в зависимости от сопротивляемости угля резанию, кВт/час;
m – вынимаемая мощность пласта или слоя (уступа), м;
r – ширина захвата комбайна, м;
γ – плотность угля, т/м^3.

Удельные энергозатраты зависят от сопротивляемости угля резанию и конструкции исполнительных органов комбайна.

Таблица 4.1 Удельные энергозатраты

H_W	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	1,3	1,4
$A_{р.ф.}$	100	120	140	160	180	200	220	240	260	280	300	320	340	360

Таблица 4.2 Значение сопротивляемости пласта резанию

Бассейн	Сопротивляемость резанию, кгс/см

	Угля, сланца	Углистого аргиллита	Аргиллита	Алевролита	Песчаника
Карагандинский	70-200	150-200	250-400	400-700	600-1000

Средневзвешенное значение сопротивляемости пласта резанию определяется по формуле:

$$A_{р.ф.}=k_{от}\cdot\left(\frac{A_{рп}\cdot m_{п}+A_{ру}\cdot\left(m-m_{п}\right)}{m}\right),$$

кгс/см (4.2)

где: $A_{рп}$ – сопротивляемость резанию породных прослойков (см. таблицу 4.2), кгс/см;
$A_{ру}$ – сопротивляемость угля резанию, (см. таблицу 4.2) кгс/см;
$m_{п}$ – суммарная мощность породных прослойков в пределах вынимаемой мощности пласта, м;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
$k_{от}$ – фактический коэффициент отжима угля зависит от конкретных горно-геологических и горнотехнических факторов.

$$k_{от}=0,48+\frac{r-0,1m}{r+m} \qquad (4.3)$$

где: m – вынимаемая мощность пласта или слоя (уступа), м;
r – ширина захвата комбайна, м;

Если скорость подачи, определенная по удельным энергозатратам окажется выше технически допустимой, то следует в расчетах принимать табличное значение.

Расчетная скорость подачи комбайна не может быть выше максимальной, приведенной в технической характеристике. Фактическая или эксплуатационная скорость подачи определяется по хронометражным наблюдениям в конкретном забое и меньше расчетной, так как все факторы учесть в расчетах невозможно.

4.2 Определение скорости подачи комбайна по производительности забойного конвейера

Скорость подачи комбайна по производительности забойного конвейера определяется:

$$V_{пк}=\frac{Q_{к}}{c\cdot m\cdot r\cdot\gamma}, \text{ м/мин} \qquad (4.4)$$

где: $Q_{к}$ – производительность забойного конвейера, т/мин;

c – коэффициент извлечения угля при комбайновой выемке, 0,90-0,98;
m – вынимаемая мощность пласта или слоя (уступа), м;
r – ширина захвата комбайна, м;
γ – плотность угля, т/м^3.

5 РАСЧЕТ ОПТИМАЛЬНОЙ ДЛИНЫ ЛАВЫ

Длина лавы является главным технологическим параметром для выемочного участка. Длина лавы определяется заранее, так как ее величина влияет на время технологического цикла в очистном забое и тем самым определяет количество добываемого угля из лавы. С другой стороны этот параметр определяет число подготавливаемых столбов во всем шахтном поле и этим влияет на выбор способа продолжительности подготовки всего поля.

С учетом выбранного способа механизации очистных работ длина лавы по организационному фактору при односторонней схеме работы комбайна определяется из выражения:

$$L_{орг} = \frac{\left[\left(T_{см} - t_{нз}\right) \cdot n_{см} - t_{ко} \cdot n_{ц}\right] \cdot K_{н} \cdot c}{\left(\frac{1}{V_{р}} + \frac{1}{V_{м}} + t_{з} \cdot F \cdot z + t_{в}\right) \cdot n_{ц}} + \Sigma L_{н}, \text{ м} \qquad (5.1)$$

Если комбайн имеет рабочий ход в обоих направлениях, формула примет вид:

$$L_{орг} = \frac{\left[\left(T_{см} - t_{нз}\right) \cdot n_{см} - t_{ко} \cdot n_{ц}\right] \cdot K_{н} \cdot c}{\left(\frac{1}{V_{р}} + t_{в}\right) \cdot n_{ц}} + \Sigma L_{н}, \text{ м} \qquad (5.2)$$

где: $T_{см}$ – продолжительность смены, мин, 360;
$t_{нз}$ – время на подготовительно-заключительные операции, мин, 30;
$t_{ко}$ – время концевых операций, мин, 15;
$n_{ц}$ – число технологических циклов выемки, циклов;
$K_{н}$ – коэффициент готовности комбайна, 0,85-0,96;
$\sum l_{н}$ – суммарная длина ниш, в случае работы комбайна без ниш $\sum l_{н}$=0, м;
$V_{р}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;
$t_{в}$ – удельные затраты времени на вспомогательные операции, отнесённые к 1 м длины, мин/м, 0,2;
$t_{з}$ – время на замену одного зубка, мин, 0,8;
z – расход зубков на 1 м^3 отбитого угля, шт/м^3, 0,05;
F – площадь торца вынимаемой полосы, $F = r \cdot m$, м^2;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м.

Определяем длину лавы по производительности лавного конвейера по формуле:

$$L_к = \frac{Q_к \cdot n_{см} \cdot n_1}{r \cdot n_ц \cdot m \cdot \gamma \cdot c}, \text{м} \qquad (5.3)$$

где: $Q_к$ – часовая производительность конвейера, т/час;
$n_{см}$ – количество добычных смен в сутки, 3;
n_1 – число часов работы конвейера в смену, ч, 5;
$n_ц$ – число циклов выемки угля;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;
γ – плотность угля, т/м^3;
c – коэффициент извлечения угля в лаве, 0,90-0,98.

Длина лавы, рассчитанная по организационному фактору, проверяется по условиям проветривания. Допустимая длина лавы по условиям вентиляции определяется по формуле, учитывающей неравномерность выделения метана и утечки воздуха через выработанное пространство:

$$L_{газ} = \frac{864 \cdot S \cdot V_{max} \cdot d \cdot k_{оч}}{m \cdot \gamma \cdot r \cdot n_ц \cdot q_л \cdot k_н \cdot k_д}, \text{ м} \qquad (5.4)$$

где: S – проходное сечение призабойного пространства для струи воздуха (принимается по технической характеристики механизированной крепи), м^2;
V_{max} – максимальная скорость движения воздуха по лаве, м/сек, 4;
d – допустимая по правилам безопасности концентрация метана в исходящей струе воздуха 1%, в лавах оборудованных системой непрерывного АГК разрешается 1,3%;
$k_{оч}$ – коэффициент, учитывающий движение части воздуха по выработанному пространству за крепью выработки, м/сек, 1,2-1,4;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;
γ – плотность угля, т/м^3.
$q_л$ – метановыделение из лавы в исходящую струю воздуха, м^3/т;
$k_н$ – коэффициент неравномерности газовыделания, 1,43;
$k_д$ – коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ, 0,2-0,3;

При разработке высокогазоносных пластов следует применять дегазацию или другие мероприятия, уменьшающие выделения метана. В этом случае в знаменатель формулы вводится коэффициент d=0,6-0,7.

В формулах расчета длины лавы присутствует параметр $n_ц$ (число циклов

выемки), которая сама зависит от длины лавы. Формулы после подстановки численных значений входящих в них величин приобретут вид функции $L_i = f(n_ц)$. Принимая последовательно ряд значений $n_ц$ находим для каждого заданного случая допустимое значение длины лавы по факторам, которые заносятся в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 Определение рациональной длины лавы

$n_ц$	4	5	6	7	8	9	10	12
$L_{орг}$								
$L_к$								
$L_{газ}$								
$L_{рас}$								

В последнюю графу ($L_{рас}$) заносится наименьшее из ($L_{орг}$), ($L_к$) и ($L_{газ}$) значение, взятое по каждому варианту в отдельности, т.е. $L_{рас} = min(L_{орг}, L_к, L_{газ})$.

6 РАСЧЕТ ОПТИМАЛЬНОЙ ДЛИНЫ ЛАВЫ ДЛЯ СТРУГОВОЙ УСТАНОВКИ

6.1 Расчет оптимальной длины лавы по организационному фактору

С учетом выбранного способа механизации очистных работ длина лавы по организационному фактору определяется из выражения:

$$L_{орг} = \frac{n \cdot (T - t_{пз}) - n_{стр} \cdot (\frac{в_{стр}}{в_{кон}} \cdot t_{пер} + t_{ко})}{n_{стр} \cdot \left(\frac{1}{V_p} + t_в\right)}, \text{ м} \qquad (6.1)$$

где n – число смен по добыче угля, 3;
T – продолжительность смены, мин, 360;
$t_{пз}$ – время на подготовительно-заключительные операции в начале и конце смены, мин, 15;
$n_{стр}$ – число стружек снимаемых за сутки;
$в_{стр}$ – толщина снимаемой стружки, м;
$в_{кон}$ – шаг передвижки конвейера, м;
$t_{пер}$ – продолжительность передвижки конвейера и крепи, мин, 0,0027;
$t_{ко}$ – время, затрачиваемое на концевые операции, мин, 5;
V_p – рабочая скорость струговой установки, м/мин;
$t_в$ – время на прочие операции, отнесенные к 1 м лавы, мин/м, 0,05 - 0,15.

6.2 Расчет оптимальной длины лавы по по производительности лавного конвейера

Определяем длину лавы по производительности лавного конвейера по формуле:

$$L_к = \frac{Q_к \cdot n_{см} \cdot n_1}{r \cdot n_{стр} \cdot m \cdot \gamma \cdot c}, \text{м} \qquad (6.2)$$

где: $Q_к$ – часовая производительность конвейера, т/час;
$n_{см}$ – количество добычных смен в сутки, 3;
n_1 – число часов работы конвейера в смену, ч, 5;
$n_{стр}$ – число стружек снимаемых за сутки;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
$в_{стр}$ – толщина снимаемой стружки, м;

γ – плотность угля, т/м^3;
c – коэффициент извлечения угля в лаве, 0,90-0,98.

6.3 Расчет оптимальной длины лавы по газовому фактору

Длина лавы, рассчитанная по организационному фактору, проверяется по условиям проветривания. Допустимая длина лавы по условиям вентиляции определяется по формуле, учитывающей неравномерность выделения метана и утечки воздуха через выработанное пространство:

$$L_{газ} = \frac{864 \cdot S \cdot V_{max} \cdot d \cdot k_{оч}}{m \cdot \gamma \cdot в_{стр} \cdot n_{стр} \cdot q_л \cdot k_н \cdot k_д}, \text{ м} \qquad (6.3)$$

где: S – проходное сечение призабойного пространства для струи воздуха (принимается по технической характеристики механизированной крепи), м^2;
V_{max} – максимальная скорость движения воздуха по лаве, м/сек, 4;
d – допустимая по правилам безопасности концентрация метана в исходящей струе воздуха 1%, в лавах оборудованных системой непрерывного АГК разрешается 1,3%;
$k_{оч}$ – коэффициент, учитывающий движение части воздуха по выработанному пространству за крепью выработки, м/сек, 1,2-1,4;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
γ – плотность угля, т/м^3.
$в_{стр}$ – толщина снимаемой стружки, м;
$n_{стр}$ – число стружек снимаемых за сутки;
$q_л$ – метановыделение из лавы в исходящую струю воздуха, м^3/т;
$k_н$ – коэффициент неравномерности газовыделания, 1,43;
$k_д$ – коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ, 0,2-0,3.

При разработке высокогазоносных пластов следует применять дегазацию или другие мероприятия, уменьшающие выделения метана. В этом случае в знаменатель формулы вводится коэффициент d=0,6-0,7.

В формулах расчета длины лавы присутствует параметр $n_{стр}$ (число циклов выемки), которая сама зависит от длины лавы. Формулы после подстановки численных значений входящих в них величин приобретут вид функции $L_i = f(n_{стр})$. Принимая последовательно ряд значений $n_{стр}$ находим для каждого заданного случая допустимое значение длины лавы по факторам, которые заносятся в таблицу 6.1.

Таблица 6.1 Определение рациональной длины лавы

$n_{стр}$	40	45	50	55	60	65	70	75	80
$L_{орг}$									
$L_к$									

$L_{газ}$									
$L_{рас}$									

В последнюю графу ($L_{рас}$) заносится наименьшее из ($L_{орг}$), ($L_к$) и ($L_{газ}$) значение, взятое по каждому варианту в отдельности, т.е. $L_{рас} = min(L_{орг}, L_к, L_{газ})$.

7 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОМБАЙНА

Очистные комбайны характеризуются конструктивными, режимными и энергетическими параметрами.

Производительность комбайна определяется в общем случае количеством полезного ископаемого. Различают теоретическую, техническую и организационную производительность комбайна. Она рассчитывается в общем случае исходя из значений устойчивой мощности привода и удельных энергозатрат выемки угля.

7.1 Теоретическая производительность комбайна

Под теоретической производительностью комбайна понимается производительность(обычно за минуту работы по выемке) без учета потерь времени на вспомогательные операции и простои. Теоретическая производительность комбайна ($Q_{теор.}$) определяется количеством угля, добытого комбайном за единицу времени при непрерывной производительной его работе:

$$Q_{теор.}=60\cdot m\cdot r\cdot \gamma\cdot V_{рп}\text{, т/ч} \qquad (7.1)$$

где: m – вынимаемая мощность пласта, м;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;
γ – плотность угля, т/м^3;
$V_{рп}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин.

7.2 Техническая производительность комбайна

Техническая производительность комбайна ($Q_{техн.}$) это среднечасовая (или среднесменная) производительность при оптимальном режиме работы в конкретных условиях за полный цикл выемки угля с учетом затрат времени на выполнение присущих машине вспомогательных операций и на устранение отказов, связанных с конструкцией комбайна и технологической схемы его работы. Всегда $Q_{теор.}> Q_{техн.}$.

$$Q_{техн.}=Q_{теор.}\cdot \kappa_{техн.}\text{, т/ч}$$

где: $\kappa_{техн.}<1$– коэффициент технической возможной непрерывности работы комбайна в конкретных условиях эксплуатации, принимается $\kappa_{техн.}= 0{,}6$ – для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна, $\kappa_{техн.}= 0{,}7$ – для очистных комплексов с челноковой схемой работы комбайна, либо определяется из выражения:

$$\kappa_{техн.} = \frac{T}{T + t_{в.о.}}$$

где: T – время работы производительной работы комбайна по выемке угля, мин/цикл.

$$T = \frac{L - \Sigma l_н}{V_{рп}}, \text{ мин/цикл}$$

где: L – длина лавы, м;
$\Sigma l_н$ – длина ниш, м (при безнишевой выемке $\Sigma l_н$=0)
$V_{рп}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин.

За время полного цикла работы комбайна общие затраты времени на вспомогательные операции, не совмещенные с его работой, составят:

$$T_{в.о.} = T_{м.о.} + T_{к.о.} + T_{з.р.} + T_{у.н.}, \text{ мин}$$

значение вспомогательных операций принято следующее, где: $T_{м.о}$ – затраты времени в течении цикла на несовмещенные маневровые операции, это время может приниматься по данным хронометражных наблюдений применительно к конкретному типу комбайна и технологической схеме его работы. Например, при односторонней схеме выемки:

$$T_{м.о.} = \frac{L}{V_м}, \text{ мин}$$

где: $V_м$ – маневровая скорость перемещения комбайна, м/мин.
при челноковой схеме работы $T_{м.о.}$= 0;
$T_{к.о.}$ – затраты времени на концевые операции, принимаются в пределе 15-30 мин;

При работе узкозахватного комбайна по челноковой схеме концевые операции состоят из подготовки машины к выемке угля в обратном направлении; механизированная перестановка погрузочного устройства; реверсирование исполнительного органа; передвижка концевой головки конвейера, комбайна и крепи к забою и т.п.
$T_{з.р.}$ – затраты времени для замены изношенных резцов при известном их удельном расходе, в среднем за цикл 10-15 мин;
$T_{у.н.}$ – затраты времени на устранение отказов в работе комбайна, зависит от его надежности, которая характеризуется коэффициентом готовности $\kappa_г$.

$$T_{у.н} = \frac{L}{V_{рп}}\left(\frac{1}{\kappa_г} - 1\right), \text{ мин}$$

где: L – длина лавы, м;
$\kappa_г$ – коэффициент готовности, 0,8-0,9;

$V_{рп}$ – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин.

Определив, таким образом, $к_{техн.}$ находим по формуле техническую производительность комбайна.

7.3 Эксплуатационная производительность комбайна

Эксплуатационная производительность выемочной машины определяется количеством и продолжительностью вспомогательных операций и организационно-технических неполадок не только в лаве, но и на участке в целом. То есть, если коэффициент технической производительности учитывает снижение производительности машины(по сравнению с теоретической) в результате вспомогательных операций, непосредственно связанных с ее работой, то коэффициент эксплуатационной производительности учитывает потери времени в работе выемочной машины в течение смены, обусловленные несовершенством смежных процессов. Таким образом, эксплуатационная производительность выемочной машины, по сути, характеризует нагрузку на очистной забой, т.е. ее можно считать идентичной нагрузке на лаву. Все эти затраты времени учитываются коэффициентом непрерывности работы комбайна при его эксплуатации, называемом также коэффициентом машинного времени $к_{м.}$. Эксплуатационная производительность ($Q_{эксп.}$) комбайна:

$$Q_{эксп.} = Q_{теор.} \cdot к_м = к_м \cdot 60 \cdot m \cdot r \cdot V_{рп} \cdot \gamma, \text{ т/ч}$$

где: $к_м$ – коэффициент машинного времени, принимается равным 0,6-0,8 меньше $к_{техн.}$, либо определяется из выражения:

$$к_м = \frac{1}{\frac{1}{к_г} + \frac{T_{м.о.} + T_{к.о.} + T_{з.р.} + T_{з.о.}}{L} \cdot V_{рп}}$$

где: $T_{з.о.}$ – затраты времени на устранение эксплуатационных неполадок (простоев) не связанных непосредственно с работой комбайна, ориентировочно $T_{з.о.}$=25-30 мин.

8 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТРУГОВОЙ УСТАНОВКИ

Производительность струговой установки рассчитывают по методике, принятой для узкозахватных комбайнов с учетом особенностей струговой выемки.

8.1 Теоретическая производительность струга

Теоретическая производительность струга ($Q_{теор.}$) определяется из выражения:

$$Q_{теор.} = m \cdot h \cdot V_c^{\,ср} \cdot \gamma, \text{ т/мин}$$

где: m – вынимаемая мощность пласта или слоя (уступа), м;
h – ширина стружки за один проход струга, м;
$V_c^{\,ср}$ – средняя скорость струга, м/мин;
γ – плотность угля, т/м^3.

8.2 Техническая производительность струга

Техническая производительность струга ($Q_{техн.}$) определяется из выражения:

$$Q_{техн.} = 60 \cdot Q_{теор} \cdot \kappa_{техн.}, \text{ т/ч}$$

или

$$Q_{техн.} = \kappa_{техн.} \cdot 60 \cdot m \cdot h \cdot V_c^{\,ср} \cdot \gamma, \text{ т/ч}$$

где: $\kappa_{техн.}<1$– коэффициент технического совершенства струговой установки, учитывающий затраты времени на вспомогательные операции и устранение неисправностей, которые зависят непосредственно от струговой установки и условий ее работы, $\kappa_{техн.}$ принимается равным 0,6-0,8.

8.3 Эксплуатационная производительность струга

Эксплуатационная производительность струга ($Q_{эксп.}$) определяется из выражения:

$$Q_{эксп.} = \kappa_м \cdot 60 \cdot Q_{теор.} = \kappa_м \cdot 60 \cdot m \cdot h \cdot V_c^{\,ср} \cdot \gamma, \text{ т/ч}$$

где: $\kappa_м$ – коэффициент машинного времени, принимается равным 0,5-0,6.

Эксплуатационная производительность струговой установки, определенная расчетным путем, должна быть проверена по газовому фактору.

9 ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

$$A_{сут}^{н} = \frac{A_{цик} \cdot T_{опер}}{T_{ц}}, \text{ т/сут}$$

где: $A_{цик.}$ – добыча угля с одного цикла, т/цик;

Добыча угля с одного цикла определяется по формуле:

$$A_{цик.} = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/цик}$$

где: L – длина лавы, м;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна (струга), м;
γ – плотность угля, т/м^3;
c – коэффициент извлечения угля в лаве, 0,95.

$T_{опер}$ – оперативное время за сутки по выемке угля комплексом, мин;

$$T_{опер} = \left(T_{см} - T_{в.о}\right) \cdot n_{см}, \text{ мин}$$

где: $T_{см}$ – продолжительность смены, 360 мин;
$T_{в.о}$ – общие затраты времени на вспомогательные операции, не совмещенные с работой комбайна, мин;
$n_{см}$ – количество смен по добыче;
$T_{ц}$ - продолжительность одного выемочного цикла, мин

$$T_{ц} = L \cdot \left(\frac{1}{V_{рп}} + t_{всп} \right) \cdot K_0 \cdot K, \text{ мин}$$

где: L – длина лавы, м;
$V_{рп}$ – рабочая скорость подачи комбайна по выемке угля, м/мин;
$t_{всп}$ – удельные затраты времени на вспомогательные операции, мин/м, 0,16-0,2;
K_0 – коэффициент учитывающий время регламентированного кратковременного отдыха рабочих в течение смены, 1,12;
K – коэффициент учитывающий время неизбежных простоев в очистном забое за цикл, связанных с конкретными горно-геологическими условиями.

$$K = \frac{1}{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6}$$

где: K_1 – коэффициент, учитывающий обводненность рабочего места, 0,9-0,95;
K_2 – коэффициент, учитывающий ведение очистных работ на выбросоопасных пластах, 0,9-1;
K_3 – коэффициент, учитывающий наличие взрывных в нише, 1;
K_4 – коэффициент, учитывающий устойчивость пород непосредственной кровли, 0,95;
K_5 – коэффициент, учитывающий гипсометрию пласта, 1;
K_6 – коэффициент, учитывающий угол падения пласта, 0,9.

Возможное количество циклов в сутки равно:

$$n_{цик} = \frac{T_{опер}}{T_ц}, \text{ цикл}$$

где: $T_{опер}$ – оперативное время за сутки по выемке угля комплексом, мин;
$T_ц$ - продолжительность одного выемочного цикла, мин

10 ОПРЕДЕЛЕНИЕ СРЕДНЕСУТОЧНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

$$A_{сут.} = n_{сут} \cdot A_{цик}$$

где: $n_{сут}$ – количество циклов в сутки;
$A_{цик.}$ – добыча угля с одного цикла, т/цик.

Проверяем среднесуточную нагрузку на очистной забой по эксплуатационной производительности комбайна (струговой установки):

$$A_{сут.} = T_{см} \cdot n_{см} \cdot Q_{эксп.}, \text{ т/сут}$$

где: $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;
$n_{см}$ – количество смен по добыче;
$Q_{эксп.}$ – эксплуатационная производительность комбайна (струга), т/ч.

Проверяем среднесуточную нагрузку на очистной забой по газовому фактору:

$$A_{сут}^{Г} = \frac{864 \cdot S_п \cdot V_{max} \cdot d \cdot K_{вп}}{q_{пл} \cdot K_д}, \text{ т/сут}$$

где: S_n – площадь поперечного сечения призабойного пространства свободного для прохода струи воздуха, м^2, которая определяется по паспортной характеристике секций крепи комплекса;
V – допустимая по ТБ скорость движения воздуха в лаве, 4 м/сек;
d - допустимая по правилам безопасности концентрация метана в исходящей струе воздуха (1%) в лавах оборудованных системой непрерывного АГК разрешается (1,3%);
$K_{вп}$ – коэффициент, учитывающий движения части воздуха по выработанному пространству за крепью выработки, 1,2-1,4 м/сек;
$q_{пл}$ – относительная метанообильность пласта, м^3/т;
$K_д$ – коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ (0,7-0,8).

$$S_n = \frac{S_{max} - S_{min}}{m_{max} - m_{min}} \cdot (m - m_{min}) + S_{min}, \text{ м}^2$$

или упрощенно по эмпирической формуле:

$$S_n = 2{,}2 \cdot m + 0{,}6, \text{ м}^2$$

где: S_{max}, S_{min} – проходное сечение для воздуха при максимальной и минимальной раздвижности механизированной крепи, м^2;
m – вынимаемая мощность пласта, м;

Месячная добыча очистного забоя составит:

$$A_{мес} = A_{сут} \cdot n_{дн}, \text{ т}$$

где: $A_{сут}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;
$n_{дн}$ – число рабочих дней за месяц, 25-28 дней.

Подвигание очистного забоя за сутки равно:

$$l_{сут} = n_{сут} \cdot r, \text{ м}$$

где: $n_{сут}$ – количество циклов в сутки;
r – ширина захвата исполнительного органа комбайна (струга), м.

Подвигание очистного забоя за месяц равно:

$$l_{мес} = l_{сут} \cdot n_{дн}, \text{ м}$$

где: $l_{сут}$ – подвигание очистного забоя за сутки, м;
$n_{дн}$ – число рабочих дней за месяц.

11 РАСЧЕТ КРЕПЕЙ СОПРЯЖЕНИЯ

Нагрузка на крепи сопряжения определяется по методике КазНИМИ из выражения:

$$P_{кр} = \frac{5\left[\frac{a(4h_в - m)}{2h_в} + 2K_1\right]}{\sigma_{сж}} \cdot a \cdot g \cdot \gamma \cdot r(n+1), \text{ кН}$$

где: $h_в$ – высота выработки в проходке, м;
a – ширина выработки в проходке, м;
γ – средняя плотность пород кровли, т/м3;
g – ускорение свободного падения, м/с;
K_1 – ширина секции лавной крепи, м;
$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород кровли на сжатие, МПа;
m – вынимаемая мощность пласта, м;
n – число рам со снятыми стойками на сопряжении, шт;
r – расстояние между рамами, м.

Сравниваем расчетную нагрузку $P_{кр}$ с рабочим сопротивлением крепи сопряжения.

Обоснование замены крепи сопряжения

На сопряжении лавы с конвейерным и вентиляционным штреками к кровле выработки устанавливаются два ряда прогонов из составных балок СВП22(27). Под каждую балку устанавливаются гидростойки или стойки трения с шагом 1,0-1,5 м в шахматном порядке. Для усиления крепления сопряжения лавы с конвейерным штреком на концевой секции перегружателя устанавливается гидравлическая крепь, состоящая из двух гидростоек и металлического верхняка. Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком может осуществляться концевой секцией крепи и двумя рядами составных балок СВП.

Необходимое количество гидростоек определяется из выражения:

$$N = \frac{P_{кр}}{P_{гидр}}, \text{ шт}$$

где: $P_{кр}$ – нагрузка на крепи сопряжения, кН;

$P_{гидр}$ – номинальное рабочее сопротивление гидростойки, принимается их технической характеристики, кН.

ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ЛАВЕ

Все работы в лаве осуществляются комплексной бригадой горнорабочих.

Режим работы - четырёхсменный.

Продолжительность смены - 6 часов.

Ремонтная смена с 8 до 14 часов, остальные 3 смены добычные.

Работы по ремонту или замене узла комплекса должны производиться под руководством лиц надзора и в соответствии с "Инструкцией по эксплуатации…".

Техническое руководство осуществляет горный мастер, ближайшим помощником которого является бригадир или звеньевой. По распоряжению звеньевого, каждый горнорабочий занимает своё место. Приступать к работе и выполнять все операции горнорабочие обязаны в строгом соответствии с существующими инструкциями по безопасным методам работ. Последовательность операций технологического цикла во времени и пространстве приведена на планограмме работ.

При подготовке комплекса к работе

В начале смены горнорабочие очистного забоя и машинист горных выемочных машин принимают смену, осматривают и приводят в безопасное состояние рабочее место, замеряют содержание метана, подготавливают инструмент к работе. Перед началом выемки машинист горных выемочных машин и помогающий ему горнорабочий очистного забоя осматривают и опробуют комбайн; проверяют уровень масла в редукторах и при необходимости доливают; осматривают и заменяют зубки (резцы); устраняют мелкие неисправности; проверяют натяжение тяговой цепи. Горнорабочие очистного забоя осматривают лаву, проверяют состояние гидрофицированной крепи, кабелеукладчика, состояние гидроблоков, шлангов, соединяющих гидроблоки, трубопроводов и гидравлической аппаратуры, осматривают и опробуют конвейер. После подготовки комплекса к работе, приступают к выемке угля.

При выемке угля комбайном

После окончания подготовительно-заключительных операций машинист горных выемочных машин подает звуковой сигнал, включает конвейер, и комбайн производит выемку угля на определенной для данных условий скорости подачи. Во время работы комбайна машинист и помогающий ему горнорабочий очистного забоя следят за выемкой угля, регулируют положение исполнительных органов по мощности пласта, не допуска оставления «земника» и верхней пачки угля, искривления забоя лавы, задевания исполнительным органом за перекрытие крепи, производят осмотр и замену зубков (резцов),

наблюдают за работой кабелеукладчика, за состоянием предохранительного каната, убирают куски угля, упавшие на комбайн, следят за сигналами горнорабочих. Вслед за проходом комбайна 1-2 горнорабочих очистного забоя (в зависимости от объема работ) производят оборку забоя, разбивку крупных кусков угля и породы, и вручную грузят на конвейер упавшие куски.

При передвижке секций механизированной крепи

Вслед за выемкой угля комбайном производится передвижка секций механизированной крепи. В зависимости от скорости подачи комбайна на передвижке крепи занято 2-3 горнорабочих очистного забоя. Зачистив основание секции крепи и погрузив уголь на конвейер, горнорабочий поворотом рукоятки снимает нагрузку стоек передвигаемой секции, и перекрытие опускается. Управляя домкратом передвижки, горнорабочий производит подтягивание разгруженной секции к груди забоя на шаг передвижки. После окончания передвижки горнорабочий устанавливает рукоятку в положение на распор стойки. Установив секцию крепи под нагрузку, он возвращает рукоятку в нейтральное положение. Снятие нагрузки с очередной секции производится лишь после того, как стоявшая рядом секция будет установлена под нагрузку. В такой же последовательности выполняются операции по передвижке секций крепи по всей длине лавы. В процессе передвижки, по мере необходимости, рабочие выравнивают наклонившиеся секции, закладывают горбыли за козырьки перекрытий секций крепи, где требуется затяжка кровли.

При передвижке конвейера

Передвижка конвейера производится участками вслед за проходом комбайна по механизированной зачистке лавы при односторонней схеме выемки и вслед за передвижкой секций механизированной крепи при челноковой схеме выемки. Она производится одновременно тремя-четырьмя домкратами, чтобы не было резких изгибов конвейера. При необходимости производится выравнивание отдельных участков конвейерной линии.

При подготовке комбайна к выемке следующей полосы и зарубке комбайна в пласт

После окончания выемки полосы угля по всей длине лавы комбайн готовят к выемке следующей полосы. Машинист и горнорабочий очистного забоя осматривают комбайн, проверяют уровень масла в редукторах и при необходимости доливают его. Затем производится зарубка комбайна в пласт косыми заездами на участке лавы длиной 12-20 м на всю вынимаемую мощность пласта. При этом во время первой заходки рабочий орган комбайна частично, а во время второй – полностью, на всю ширину захвата, зарубывается в пласт. Во время зарубки комбайна члены звена при помощи гидродомкратов передвигают конвейер на данном участке к забою лавы(выравнивается изгиб), а после отхода

комбайна на расстояние зарубки зачищают площадку под головку конвейера, выбивают стойки, мешающие ее передвижке, подвешивают кабели и шланги, мешающие передвижке, раскрепляют, передвигают и закрепляют головку на новой дороге. Аналогично производится передвижка приводной головки в верхней части лавы, передвижка приводных головок конвейера производится при остановленном комбайне.

ПРОВЕТРИВАНИЕ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Согласно правилам безопасности проветривание длинных очистных забоев (лав) должно осуществляться только за счет общешахтной депрессии. Свежая струя воздуха поступает в лаву по одной из подготовительных выработок, обслуживающих лаву, движется по призабойному пространству лавы и выходит на вторую подготовительную выработку, обслуживающую лаву, которая является вентиляционной.

На угольных месторождениях при разработке негоризонтальных пластов с перемещением забоя лавы по простиранию струя воздуха движется по восстанию пласта, т.е. снизу вверх по призабойному пространству. Это связано с тем, что метан - основной газ, выделяющийся при отработке угольных пластов, легче воздуха, поэтому движется снизу вверх. Воздушная струя, движущаяся по призабойному пространству также снизу вверх, способствует удалению метана из лавы.

Количество воздуха, необходимое для проветривания лавы, определяется по формуле:

$$Q = max\{Q_{газ}, Q_{л}\}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где: $Q_{газ}$ – количество воздуха, необходимое по газовому фактору, м^3/мин;
$Q_{л}$ – количество воздуха, необходимое по наибольшему числу людей, работающих в призабойном пространстве лавы, м^3/мин;

Необходимое по газовому фактору количество воздуха для проветривания лавы:

$$Q_{газ} = \frac{q_{л} \cdot A_{сут}}{14{,}4 \cdot (d - d_0)}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где: $q_{л}$ – относительная метанообильность пласта, м^3/т;
$A_{сут}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;
d – допустимая по правилам безопасности концентрация метана в исходящей струе воздуха (1%) в лавах оборудованных системой непрерывного АГК разрешается (1,3%);
d_0 – предельно допустимое содержание газа в струе воздуха, поступающей в лаву, 0,5%.

Количество воздуха, необходимое для проветривания лавы по наибольшему количеству людей, работающих в призабойном пространстве лавы:

$$Q = 6 \cdot n_л, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где: $n_л$ – наибольшее число людей, одновременно находящихся в призабойном пространстве лавы.

ПРОФИЛАКТИКА ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ

Для профилактики самовозгорания угля в выработанном пространстве предусматриваются следующие мероприятия:

– работа контрольно-наблюдательной службы участка ВТБ и ВАСС в период отработки выемочного участка;

– обработка антипирогенами целиков угля при сверхнормативных потерях угля в выработанном пространстве и в зоне геологических нарушений;

– установка термодатчиков с воздухоотборными шлангами в выработанном пространстве;

– возведение изолирующих стенок на сопряжении конвейерного штрека с монтажной и демонтажной камерами;

– возведение двойных брусчатых перемычек с заиливанием пространства между ними.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫЧНОГО УЧАСТКА

Коэффициент цикличности работ по процессам в смену в лаве равен:

$$K_ц = \frac{A_{сут}}{A_{цик} \cdot n_{см}}$$

где: $A_{сут}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;
$A_{цик.}$ – добыча угля с одного цикла, т/цик;
$n_{см}$ – количество смен по добыче.

Расчет необходимого количества ГРОЗ по обслуживанию комплекса за

смену

$$N_{гроз} = \frac{A_{сут} \cdot H_{обс.к}}{n_{см} \cdot H_{см}^{н}}, \text{ чел-см}$$

где: $A_{сут}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;
$H_{обсл.к}$ – норма обслуживания комплекса, 10 чел.;
$H_{см}^{н}$ – норма выработки на одного рабочего для конкретных горно-геологических условий, т;
$n_{см}$ – количество смен по добыче.

$$H_{см}^{н} = A_{сут}^{н} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7 \cdot K_8, \text{ т}$$

$A_{сут}^{н}$ – нормативная нагрузка комплекса, т/сут;
K_1 – коэффициент пересчета нормы, зависящий от полезной ширины захвата исполнительного органа комбайна;

$$K_1 = \frac{r}{r_{фак}}$$

r – ширина исполнительного органа комбайна, для которой рассчитаны нормы выработки в ЕНВ, для комбайна (0,5-1 м);
$r_{фак}$ – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м.

K_2 – коэффициент пересчета нормы для комплексов (1-1,5);
K_3 – коэффициент пересчета нормы выработки, зависящий от угла падения пласта (1-1,5);
K_4 – коэффициент пересчета нормы выработки, учитывающий длину лавы (1-1,5);
K_5 – коэффициент пересчета нормы выработки, учитывающий гипсометрию пласта, принимается равным (0,9) если гипсометрия пласта волнистая;
K_6 – коэффициент пересчета нормы выработки, зависящий от принятого способа разработки, при разработке пласта на всю мощность (1);
K_7 – коэффициент пересчета нормы выработки, зависящий от плотности угля (1);
K_8 – коэффициент пересчета нормы выработки, зависящий от устойчивости кровли принимается равным (0,8) если кровля слабой устойчивости.

Так как управление струговым комплексом полностью автоматизировано необходимое количество рабочих в смену для обслуживания комплекса определяется исходя из количества секций крепи, из расчета 1 человек на 15 секций.

Следовательно:

$$N_{гроз} = \frac{L}{b_{сек} \cdot 15}, \text{ чел-см}$$

где: L – длина лавы, м;
$b_{сек}$ – ширина одной секции крепи, м.

Расчет явочного количества рабочих в лаве

Численность рабочих звена бригады в добычную смену определяется:

$$N_{зв.яв}^{д} = N_{гроз} + N_{мгвм} + N_{эл.с} + N_{креп} + N_{грп}, \text{ чел-см}$$

где: $N_{гроз}$ – необходимое количество ГРОЗ по обслуживанию комплекса, чел-см;
$N_{мгвм}$ – численность МГВМ (2), чел-см;
$N_{эл.с}$ – численность электрослесарей, входящих в комплексную бригаду по обслуживание электроаппаратуры (1), при выемки струговым комплексом (2), чел-см;
$N_{креп}$ – численность крепильщиков по перекреплению, оформлению верхнего и нижнего сопряжения, подрывки почвы и др. (4-6), чел-см;
$N_{грп}$ – численность ГРП на очистку и расштыбовку ленточных конвейеров, управление конвейерной линией (2-4), чел-см.

Явочная численность бригады на участке в сутки равна:

$$N_{бр.яв} = n_{см} \cdot N_{зв.яв}^{д} + N_{рем}; \text{ чел-см}$$

где: $n_{см}$ – количество смен по добыче;
$N_{зв.яв}^{д}$ – численность рабочих звена бригады в добычную смену, чел-см;
$N_{эл.с}$ – численность рабочих в ремонтную смену; чел-см.

$$N_{рем} = N_{гроз}^{р} + + N_{мгвм}^{р} + N_{эл.с}^{р} + N_{креп}^{р} + N_{грп}^{р}, \text{ чел-см}$$

где: $N_{гроз}^{р}$ – необходимое количество ГРОЗ по обслуживанию комплекса в ремонтную смену, чел-см;

$$N_{гроз}^{р} = N_{гроз} \cdot к_{н}, \text{ чел-см}$$

где: $N_{гроз}$ – необходимое количество ГРОЗ по обслуживанию комплекса в добычную смену, чел-см;
$к_{н}$ – коэффициент неравномерности, (0,5-0,8).

$N_{мгвм}^{р}$ – численность МГВМ в ремонтную смену (1), чел-см;
$N_{эл.с}^{р}$ – численность электрослесарей в ремонтную смену по обслуживание электроаппаратуры (6-12), при выемки струговым комплексом (8-14), чел-см;
$N_{креп}^{р}$ – численность крепильщиков в ремонтную смену по перекреплению,

оформлению верхнего и нижнего сопряжения, подрывки почвы и др. (6-10), чел-см;
$N_{грп}^{р}$ – численность ГРП в ремонтную смену на обслуживаниеленточных конвейеров, управление конвейерной линией (2-4), чел-см.

Списочный состав рабочих с учётом отпускников, больных и др. находится по формуле:

$$N_{спис} = N_{бр.яв} \cdot K_{сп}; \text{ чел-см}$$

где: $N_{бр.яв}$ – явочная численность бригады на участке в сутки, чел-см;
$K_{сп}$ – коэффициент списочного состава, (1,2…1,5).

Производительность труда

Производительность труда рабочего на выход составит:

$$П_{в} = \frac{A_{сут}}{N_{бр.яв}} \text{ т/чел-см}$$

где: $A_{сут}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут;
$N_{бр.яв}$ – явочная численность бригады на участке в сутки, чел-см;

Месячная производительность труда рабочего на участке составит:

$$П_{мес} = \frac{A_{мес}}{N_{спис}}, \text{ т/чел}$$

где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
$N_{спис}$ – списочный состав рабочих.

РАСЧЕТ УЧАСТКОВОЙ СЕБЕСТОИМОСТИ

Расчет себестоимости добычи угля по участку производится по основным элементам:

- затраты на основные и вспомогательные материалы;
- затраты на электроэнергию и на собственные нужды для участка;
- оплата труда работающих на участке;
- амортизационные отчисления (износ основных фондов).

$$C_{уч} = C_{м} + C_{эл} + C_{зп} + C_{ао}, \text{ т/т}$$

где: $C_{м}$ – себестоимость по элементу материалы, тг/т;

$C_{эл}$ – себестоимость по элементу электроэнергия, тг/т;
$C_{зп}$ – себестоимость по элементу заработная плата, тг/т;
$C_{ао}$ – себестоимость по элементу амортизация, тг/т.

Расчёт себестоимости по элементу «материалы»

Расход зубка за месяц комбайна, (струга):

$$P_{зуб} = A_{мес} \cdot z \text{, шт}$$

где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
z – удельный расход зубков шт/т (зависит от сопротивляемости угля резанию и мощности разрушаемых породных прослоек), равен 0,027-0,035 шт на 1000 т.

Расход круглого леса за месяц:

$$P_{л.кр.} = \frac{q_{л.кр} \cdot A_{мес}}{1000} \text{, м}^3$$

где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
$q_{л.кр}$ – расход круглого леса, 1,5 м^3 на 1000 т.

Расход пиленого леса за месяц:

$$P_{л.п.} = \frac{q_{л.п.} \cdot A_{мес}}{1000} \text{, м}^3$$

где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
$q_{л.п}$ – расход пиленого леса, 0,35м^3 на 1000 т.

Расход за месяц масла:

$$P_{с} = A_{мес} \cdot q_{м} \text{, кг}$$

где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
$q_{м}$ – норма расхода масла, 0,01 кг на 1000 т.

Расход за месяц присадок и смазочно-охлаждающих жидкостей:

$$P_{эм} = A_{мес} \cdot q_{сож} \text{, кг}$$

$q_{сож}$ – норма расхода, 0,029 кг где: $A_{мес}$ – месячная добыча, т;
на 1000 т.

Расход светильников РВЛ:

$$P_{св} = \frac{L}{3 \cdot L_{уст}}, \text{ шт}$$

где: L – длина лавы, м;
$L_{уст}$ – шаг установки светильников, равен тройной ширине одной секции, $b_{сек}$.

Расход рештаков скребкового конвейера:

$$P_{реш} = \frac{L_{л}}{12 \cdot l_{реш}}, \text{ шт}$$

где: L – длина лавы, м;
$l_{реш}$ – длина линейной части 1 рештака конвейера, 1,1-1,5 м.

Расход скребковой цепи:

$$P_{цеп} = L \cdot 1{,}5, \text{ м}$$

где: L – длина лавы, м.

Расход шланг орошения:

$$P_{шо} = L + 50, \text{ м}$$

где: L – длина лавы, м.

Таблица 10. Расчеты по элементу «материалы»

Материалы	Ед. измерения	Расход за месяц	Цена за единицу, тнг.	Общая стоимость, тыс.тнг.
Зубки на комбайн	шт.		480	
Лес пиленый	$м^3$		3750	
Лес круглый	$м^3$		9400	
Масло индустриальное	кг		150	
Присадки и смазочно-охлаждающие жидкости	кг		475	
Светильники РВЛ	шт.		9500	

Рештаки конвейера	шт.		19800	
Цепь скребковая	м		2500	
Шланги орошения	м		370	
Итого	тнг.			
Прочие неучтенные материалы 15% к итогу	тнг.			
Всего:	тнг.			

Себестоимость одной тонны угля по элементу «материалы» составляет:

$$C_м = \frac{S_м}{A_{мес}}, \text{ тнг/т}$$

где: $S_м$ – сумма затрат по элементу «материалы», тнг.;
$A_{мес}$ – месячная добыча, т.

Расчёт себестоимости по элементу «электроэнергия»

Таблица 11.Расчеты по элементу «электроэнергия»

Наименование оборудования	Количество, шт	Общая мощность, кВт	Время работы в месяц, ч	Коэффициент нагрузки	Расход электроэнергии в месяц, кВт.ч	Стоимость 1 кВт.ч, тнг	Сумма затрат, тыс.тнг
Комбайн, струг	1		540	0,75		14	
Забойный конвейер	1		540	0,75			

Перегружатель	1		540	0,75			
Дробилка	1		540	0,75			
Маслостанция	2		540	0,7			
Лебедка	2		180	0,6			
Компрессор	1		540	0,75			
Конвейер ленточный	1		540	0,75			
Итого:							

Себестоимость одной тонны угля по элементу «электроэнергия» составляет:

$$C_{эл} = \frac{S_{эл}}{A_{мес}}, \text{ тнг/т}$$

где: $S_{эл}$ – сумма затрат по элементу «электроэнергия», тнг;
$A_{мес}$ – месячная добыча, т.

Расчёт себестоимости по элементу «амортизация»

Амортизационные отчисления основных промышленно-производственных фондов определяются исходя из стоимости основных фондов и норм амортизационных отчислений. Средний процент амортизационных отчислений не превышает размера предельных норм амортизации, предусмотренных «Налоговым кодексом Республики Казахстан», имеющим силу закона.

Таблица 12. Амортизационные отчисления основных промышленно-производственных фондов

Основные производственные фонды	Кол-во, шт.	Балансовая стоимость, тыс.тнг	Затраты на монтаж и демонтаж, 10%, тыс.тнг	Общая стоимость тыс.тнг	Норма амортизации в год,%	Норма амортизации в месяц, %	Амортизационные отчисления, тыс.тнг
Узкозахватный комбайн	1				22,2	1,85	
Струг	1				33,3	2,775	
Механизированная крепь					22,2	1,85	
Забойный конвейер	1				33,3	2,775	
Скребковый перегружатель	1				20,0	1,66	
Маслостанция	3	9000			22,2	1,85	
Дробилка	1	14400			15,0	1,25	
Лебедка	2	250			25,0	2,08	
Крепь сопряжения или гидростойки					33,3	2,775	
Компрессор	1	6880			14,3	1,19	
Конвейер ленточный	1	75000			20,0	1,66	
Насос участкового водоотлива	2	38,2			12,5	1,04	
Подстанция ТСВП	2	4125			14,8	1,23	
Пускатель ПВИ	10	500			14,8	1,23	
Аппаратура АПШ.М	2	450			14,8	1,23	
Аппарат сигнализации и связи	1	1750			14,8	1,23	
Итого:							

Себестоимость одной тонны угля по элементу «амортизация» составляет:

$$C_{ao} = \frac{S_{ao}}{A_{мес}}, \text{ тнг/т}$$

где: S_{ao} – сумма затрат по элементу «амортизация», тнг;
$A_{мес}$ – месячная добыча, т.

Расчёт себестоимости по элементу «заработная плата»

Годовой фонд заработной платы работающих на горнодобывающих предприятиях определяется, укрупнено, исходя из уровня среднемесячной заработной платы, количества месяцев в году и численности работающих.

Расчет заработной платы рабочих производится исходя из списочной численности, тарифной ставки и общего числа отработанных часов в год рабочим.

Фонд оплаты труда руководителей, специалистов приведен в таблице.

Таблица 13. Фонд оплаты труда руководителей

Должность	Кол-во, чел	Месячный оклад, тнг	Премия (35%), тнг	Доплата за вредные условия труда (5%), тнг	Основная зарплата, тенге	Фонд оплаты труда, тнг
Начальник участка	1	238400				
Зам. начальника	1	198600				
Пом. начальника	2	171900				
Механик участка	1	198600				
Зам. механика	1	171900				
Инженер-энергетик	1	158500				
Горный мастер	4	158500				
Итого:						

Таблица 14. Фонд оплаты труда рабочих

Профессия	Явочный состав	Списочный состав	Часовая тарифная ставка; тнг/час	Отработанное количество часов в среднем за год	Прямая заработная плата за год, тнг	Доплата в среднем за год, тнг				Основная заработная плата; тенге	Фонд платы труда; тнг
						Передвижение по шахте, 12,5%	Премия, 25-38%	Ночные, 40 ч	Выслуга лет, 7-10%		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
МГВМ VI разряда			932	126							
МГВМ V разряда			868								
ГРОЗ VI разряда			932								
ГРОЗ V разряда			868								
ГРОЗ IV разряда			804								
Эл. слесарь V разряда			868								
Эл. слесарь; IV разряда			804								
ГРП 3 разряда			780								
Итого:											

Затраты на оплату труда по участку составляют:

$$S_{зп} = З_{итр} + З_{раб}, \text{ тнг/мес}$$

где: $З_{итр}$ – фонд оплаты труда ИТР,

Себестоимость одной тонны угля по элементу «заработная плата» составляет:

$$C_{зп} = \frac{S_{зп}}{A_{мес}}, \text{ тнг/т}$$

где: $S_{зп}$ – сумма затрат по элементу «заработная плата», тнг;
$A_{мес}$ – месячная добыча, т.

Окончательные результаты расчеты технико-экономических показателей сводятся в единую таблицу.

Таблица 15. Технико-экономические показатели

Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
Добыча угля:		
за месяц	т	
среднесуточная	т	
Численность трудящихся в том числе:		
-рабочих	чел	
-ИТР	чел	
Производительность труда:		
-на выход	т/чел-см	
-месячная	т/чел-см	
Себистоимость:	тнг/т	
-материалы	тнг/т	
-электроэнергия	тнг/т	
-амортизация	тнг/т	
-заработная плата	тнг/т	