ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

студента специальности ТПР

Попырко Игоря Алексеевича

шифр 1-96-25

1999

Министерство образования Украины

Донецкий горно-экономический техникум

Специальность Технология подземной разработки полезных ископаемых

К защите допущен

Зав. отделением ТПР

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ В. В. Елисеенко

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_

Рациональная отработка пласта k5 в условиях

ГХК шахта “Краснолиманская”

Пояснительная записка

ДП 0309. 00. 00. 17. ПЗ

Руководитель проекта

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ Л. Р. Резниченко

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_

Консультант

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ И. И. Васильева

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_

Консультант

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ В. И. Жуков

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_

Выполнил

студент группы 2 ТПР-96

\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_\_ И. А. Попырко

17.05.99

1999

# СОДЕРЖАНИЕ

Введение

1 Краткая характеристика шахты

1.1 Общие сведения о шахте

1.2 Краткая геологическая характеристика месторождения

1.3 Вскрытие и подготовка шахтного поля

1.4 Система разработки на проектируемом участке

1.5 Технология ведения очистных работ (базовый вариант)

2 Технологическая часть

2.1 Анализ существующей технологии очистных работ на шахте по данному пласту и задач дипломного проектирования

2.2 Исходные данные

2.3 Способ подготовки шахтного поля

2.4 Выбор системы разработки

2.5 Выбор технологии и оборудования

2.6 Крепление сопряжения лавы с прилегающими выработками

2.7 Выбор длины лавы

2.8 Определение технических данных участка

2.9 Расчет расхода воздуха для проветривания очистной выработки

3 Электротехническая часть

3.1 Выбор напряжений

3.2 Расчет электрических нагрузок и выбор участковой трансформаторной подстанции

3.3 Расчет кабельной сети напряжением до 1 кВ

3.4 Выбор аппаратуры защиты и управления

6

8

8

10

14

15

16

20

20

21

21

24

27

45

46

47

50

53

53

53

55

57

4 Правила техники безопасности при ведении очистных работ, охрана труда, противопожарная защита

4.1 Правила техники безопасности при ведении очистных работ

4.2 Охрана труда

4.3 Противопожарная защита

5 Организация и технология работ

5.1 Расчет и состав работ по процессам на цикл

5.2 Расчет комплексной нормы выработки и расценки

5.3 Расчет численности суточной комплексной бригады ГРОЗ и рабочих лавы

5.4 Составление графика выходов на сутки

5.5 Расчет производительности труда

5.6 Расчет продолжительности рабочих процессов. Составление планограммы работ на сутки

5.7 Технология выемки угля в лаве, крепление и управление кровлей

6 Экономическая часть

6.1 Расчет себестоимости одной тонны угля по элементу “Расходы на оплату труда”

6.2 Расчет себестоимости одной тонны угля по элементу “Отчисления на государственное социальное страхование”

6.3 Расчет себестоимости по элементу “Материальные затраты”

6.4 Расчет себестоимости по элементу “Амортизация основных фондов”

6.5 Калькуляция себестоимости одной тонны угля

6.6 Сравнительная таблица технико-экономических показателей

6.7 Расчет показателей экономической эффективности

60

60

62

63

64

64

66

71

72

72

73

75

81

81

85

87

91

92

93

93

7 Специальная часть

7.1 Шахтная пыль

7.2 Оценка выемочного комбайна по пылевому фактору

7.3 Выбор комплекса мероприятий по борьбе с пылью

7.4 Предварительное увлажнение угля в массиве

7.5 Орошение при работе выемочного комбайна

7.6 Орошение на погрузочном пункте очистного забоя

7.7 Обеспыливание вентиляционной струи

7.8 Расчет расхода воды и смачивателя

8 Заключение

Список использованных источников

95

95

95

96

98

99

101

101

103

104

105

# Введение

Угольная промышленность Украины является основой топливно-энергетического комплекса страны. Уголь используется в теплоэнергетике, металлургической и химической промышленностях и для коммунальных нужд.

В условиях перехода страны к рыночной экономике требуется стабильность работы угольной промышленности и наращивания угледобычи. Этому будет способствовать улучшение условий труда шахтеров, оплаты труда, повышения производительности труда и снижение себестоимости готовой продукции, а также улучшение качества угля и увеличение объема его обогащения.

Основным угледобывающим регионом страны является Донбасс. В связи со значительной глубиной горных работ в бассейне, добыча угля сопровождается сложными горно-геологическими условиями, что вызывает высокую трудоемкость работ при низкой производительности труда.

В настоящее время возрастает потребность в увеличении уровня добычи угля при снижении его себестоимости.

Важнейшей задачей угольной промышленности является дальнейшее техническое перевооружение и реконструкция шахт Донбасса на базе передовой техники и технологии добычи угля и проведения горных выработок, а также внедрение новых прогрессивных типов и видов крепи и новых способов поддержания кровли. Для этих целей необходимо перевооружение угольных шахт; разработка и освоение производства машин для комплексной механизации очистных работ и проведения горных выработок, в том числе комплексов оборудования для выемки тонких угольных пластов и пластов со сложными горно-геологическими условиями, проходческих комбайнов и комплексов для проведения выработок по более крепким породам; внедрение очистных агрегатов для ведения работ без постоянного присутствия людей в забоях; обеспечение прироста объема добычи в основном за счет повышения производительности труда.

Высокий уровень механизации, интенсификации и концентрации горных работ, применение все более производительной и дорогостоящей техники, необходимость оперативного принятия управленческих решений для обеспечения достаточной организационной надежности функционирования производственного процесса, требуют решения ряда сложных задач, связанных с обоснованием экономически целесообразного резервирования производственных мощностей, разработки новых методов и принципов организации труда и производства с учетом передового опыта.

Целью дипломного проектирования является на основе анализа существующей технологии и организации производства внедрить ряд мероприятий, которые позволят улучшить технико-экономические показатели и сделать экономическую оценку предложенного варианта.

# 1 краткая характеристика шахты

## Общие сведения о шахте

Шахта "Краснолиманская" построена на пластах l7 и l3 и сдана в эксплуатацию в 1950 году с рабочим горизонтом 210 м и проектной мощностью 1200000 м тонн в год.

Поле шахты “Краснолиманская” расположено в центральной части Красноармейского горнопромышленного района.

По административному делению эта площадь входит в Красноармейский район Донецкой области Украины.

Поле шахты занимает выгодное геолого-географическое положение. Вблизи располагаются крупные действующие шахты района: шахта им. А. И. Стаханова, шахта “Родинская”, шахта “Центральная”. В непосредственной близости расположены рабочие поселки шахт и села: Красное, Федоровка, Родинское, Димитров. В 15 км северо-западнее расположен город Доброполье, а в 10 км южнее – город Красноармейск. Нед­ра шахты подчинены ПО "Красноармейскуголь".

Границы оцениваемой площади, принятые в соответствии с протоколом технического совещания производственного объединения “Красноармейскуголь”, следующие:

на северо-западе – по всем пластам линия сечения пластов Центральным надвигом;

на востоке (нижняя граница) – по пластам m26, m24, m04, l8, l18, l6, l5, l2, l1, kн8, k7 – изогипса – 650;

по пластам l7, l4, l3, kв5 – изогипса – 825;

на западе (верхняя граница) – по пластам m26­, m24, m04 – линия сечения пластов Глубокоярским сбросом до пересечения на юге с изогипсой – 650 м;

по пластам l18, l­8, l7, l6, l5, l4, l3, l2, l1, kв8 – выхода пластов на поверхность карбона;

по пласту k7 – изогипсе – 300 м;

по пласту k5 – нижняя граница шахты “Родинская”;

на юге – общая граница с шахтой “Центральная”.

Размеры шахтного поля следующие:

по простиранию –6,0 км;

по падению – 9,6 км.

Площадь шахтного поля составляет 57,5 км.

Рельеф представляет собой слабохолменную равнину, изрезанную балками и речками. Максимальные отметки рельефа +200 м, приурочены к водораздельным пространствам, минимальные +95 м к долине реки Казенный Торец. Общее понижение местности наблюдается в направ­лении уклона реки Казенный Торец. С левого берега реки совпадают балки Осиноватая, Водяная, Дальний Яр, Глубокий Яр, а с правого ­балка Заячья и Чаплинская. Склоны балок от пологих до крутых 20-30.

Климат района умеренно - континентальный. Многолетняя средняя температура воздуха от +7 до +8. Максимальная глубина промерза­ния почвы 75-120 см. Преобладают ветры восточного направления.

Поле шахты занимает выгодное экономическое и промышленное положение. Шахта и шахтные поселки связаны с железнодорожной магистралью Ростов-Киев.

Водоснабжение шахты и городов осуществляется за счет водовода Карловка - Красноармейск, а также артезианской скважины в селе Федоровка.

Источником энергоснабжения служит Кураховская ГРЭС. Основными потребителями углей являются коксохимзаводы и электростанции.

Промышленные запасы на 1 января 1999 года составили 87324000 тонн.

Проектная мощность шахты в 1958г по вводу в эксплуатацию была при­нята 1200 тысяч тонн в год.

Проектная производственная мощность шахты составляет 2100000 тонн. Фактическая добыча 2456000 тонн.

Расчетный срок службы шахты – 41 год.

Режим работы предприятия следующий:

число рабочих дней в году – 357;

рабочая неделя шестидневная прерывная;

продолжительность смены для подземных рабочих – 6 часов, для поверхностных – 8 часов.

Работы по добыче и проходке ведутся в три смены, четвертая смена – ремонтно-подготовительная.

Шахта "Краснолиманская" относится к сверхкатегорийной по газу метану и опасной по пыли.

## Краткая геологическая характеристика месторождения

Шахтное поле расположено в центральной части Красноармейского угленосного района Донбасса и сложено комплексом осадочных пород среднего и частью верхнего карбона, относящихся к свитам , , ,. Породы каменноугольного возраста повсеместно перекрыты неогеновыми и четвертичными отложениями.



Дитологические отложения карбона представлены чередованием слоев песчаников, алевролитов, аргиллитов, вмещающих маломощные слои углей и известняков.

Площадь шахтного поля расположена в висячем крыле крупного Центрального надвига. Залегание каменноугольных пород моноклинальное, с падением пластов на восток и северо-запад под углами 3-15°.

Характерной особенностью строения оцениваемой площади является тот факт, что разрывные нарушения в основном развиты в зонах расчленения Центрального надвига на 2-3 ветви, и в большинстве своем сопровождает его и Глубокоярский сброс. Кроме того, нарушения сгруппированы, взбросы сопровождают надвиг и сбросы.

В центральной и восточной частях участка, в зоне шириной 0,8-1,6 км, прослеживается большая группа нарушений. Эта зона будет наименее благоприятной для отработки запасов угля.

Более благоприятными в тектоническом отношении являются блоки на северо-востоке и юго-западе оцениваемой площади.

На отработанной площади ведение горных работ осложняется влиянием зон Центрального надвига, Краснолиманского и Родинского сбросов, а также мелкоамплитудной нарушенности.

Северо-восточный блок наиболее благоприятный для ведения очистных и горных работ, так как наименее подвержен тектонической нарушенности.

В целом оцениваемую площадь можно отнести к типу средней сложности тектонического строения.

Углевмещающие породы в пределах шахтного поля представлены аргиллитами, алевролитами, песчаниками и известняками.

Аргиллит серого, темно-серого цвета, горизонтально- и тонкослоистый, с включением сидеритовых конкреций, пирита в виде стяжений неправильной формы, иногда переслоение углистым материалом, с отпечатками обуглившейся флоры, средней крепости, от среднеустойчивого до весьма неустойчивого.

Алевролит серого, реже – темно-серого цвета, горизонтально-слоистый или с неясно выраженной слоистостью; характерно наличие слюдистого или углистого материала по плоскостям отдельных слоев, а также отпечатков растительности, иногда комковатой текстуры с включением сидеритовых конкреций, малой или средней крепости, от среднеустойчивого до весьма неустойчивого.

Песчаник серого или светло-серого цвета, кварцево-полевошпатовый, на кварцевом или глинистом цементе, слюдистый, иногда с тонкими прослойками алевролита; в основном мелкозернистый, реже среднезернистый и тонкозернистый, слоистый, средней крепости и крепкий, от среднеустойчивого до устойчивого.

Известняк темно-серого, реже серого цвета, скрытокристаллический, массивный, трещиноватый (трещины заполнены кальцитом), характерно наличие углистого материала, крепкий, устойчивый.

Продуктивная толща указанных свит содержит до 60 угольных пластов и прослоев, из которых 13 пластов имеют мощность свыше 0,45 м: , , , l8, l7, l5, l4, l3, , l1, , k7, k5. Краткая характеристика пластов приведена в таблице №1.



Пласт k5 отрабатывается шахтой "Краснолиманская" с 1985 года, выше по падению шахтой “Родинская”.

На оцениваемой площади угольный пласт имеет сложное двухпачечное строение. В центральной части к подсчету приняты обе пачки (), а в северо-западной и, отчасти, в юго-восточной – только верхняя пачка ().



Непосредственная кровля пласта k5 представлена аргиллитом (95%), реже – алевролитом (2,5%), песчаником (2,5%).

Аргиллит с растительным детритом плохой сохранности, трещиноват, контакт с углем резкий.

По опыту ведения горных работ шахтами "Краснолиманская" и “Родинская” породы непосредственной кровли неустойчивы и малоустойчивы, трещиноваты, с включениями карбонатных конкреций в виде желваков и линз. Выделение воды из вышележащих песчаников способствует интенсивному расслоению аргиллита и обрушению его на всю мощность до контакта с песчаником.

На основании приведенных данных аргиллит ожидается малоустойчивым, при мощности слоя менее 1,5 м и резком контакте с вышележащим слоем – неустойчивым, а в зоне повышенной трещиноватости и при мощности слоя менее 0,6 м – весьма неустойчивым, склонным к обрушению.

Алевролит трещиноватый, с отпечатками фауны и флоры, сцепление между слойками слабое, контакт с углем отчетливый, среднеустойчивый, при водонасыщении и в зонах повышенной трещиноватости – неустойчивый.

Песчаник с небольшим количеством растительного детрита, трещиноват, контакт с углем резкий.

Иногда песчаник отделяется от угольного пласта слоем аргиллита или алевролита мощностью до 0,6 м, которые из-за отсутствия сцепления и резкого контакта с песчаником являются “ложной” кровлей. Песчаник в нижней части слоя среднеустойчивый. Мощные слои песчаника являются непосредственной и основной кровлей – устойчивые.

На основании имеющихся данных песчаник на неотработанной площади прогнозируется от средне- до устойчивого. Основная кровля пласта на большей части площади представлена переслаиванием слоев алевролита, песчаника и аргиллита, аналогичными вышеописанным.

По опыту горных работ шахты “Краснолиманская” основная кровля пласта отнесена к среднеобрушаемой, за исключением центральной части шахтного поля, где она представлена мощным песчаником (>7 м) – труднообрушаемой.

Непосредственная почва пласта k5 сложена алевролитом (65%), а за линией расщепления – аргиллитом (30%). В центральной части шахтного поля в почве пласта залегает песчаник (5%).

Алевролит в верхней части слоя комковатой текстуры ("кучерявчик") мощностью до 0,5 м, ниже – волнистослоистый, с остатками детрита, контакт с углем отчетливый.

В горных выработках алевролит среднеустойчивый, кроме слоя "кучерявчика" мощностью до 0,5 м, где он неустойчив.

На оцениваемой площади устойчивость алевролита прогнозируется аналогичной.

Аргиллит в верхней части слоя комковатой текстуры ("кучерявчик") до 0,4 м, ниже – с неясно выраженной слоистостью, с тонкими линзами угля и углистого вещества до 0,1-0,2 см, контакт с углем четкий.

В горных выработках среднеустойчивый, кроме слоя

Таблица 1 - Характеристика пластов

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Си­но­ни­мика (ин­декс) пла­ста | Характеристика пласта | | | | Марка угля | Кровля | | | | | | | Почва | | |
| мощность, м | угол падения, градус | объемная масса, т/м3 | газообильность м3/т | Непосредственная | | | | Основная | | | тип породы | объемная масса, т/м3 | крепость |
| тип поро­ды | мощ­ность, м | кре­пость | объ­емная масса, т/м3 | тип по­роды | мощ­ность, м | объ­ем­ная масса, т/м3 |
| m26 | 0,56-0,86 | 3-15 | 1,30 | 7,8-23,6 | ГII | аргиллит  алевролит | 5-9  6-8 | 1,8-3,5  4-6 | 2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 3,5-4,5  3-5  5-9 | 2,5  2,5  2,5 | аргиллит  алевролит | 2,5  2,5 | 2-3  2-3 |
| m24 | 1,05-1,82 | 2-8 | 1,25 | 7,8-23,6 | ГII | Аргиллит  Алевролит  Известняк | 1,5-2,0  3,0  1,5-2 | 1,8-4  5-6  9-10 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник  Известняк | 3-4  7-9  8-10  0,2-0,5 | 2,5  2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-3  2-4  4-7 |
| l7 | 2,0-3,5 | 2-13 | 1,35 | 7,3-29,1 | ГII | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 0,7-2,0  3-5  4-5 | 2-3  4-6  7-9 | 2,5  2,5  2,5 | Алевролит  Аргиллит  Песчаник | 4-7  1-2  5-7 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-3  3-5  5-7 |
| l5 | 0,18-0,95 | 9-18 | 1,30 | 7,3-29,1 | ГII | аргиллит  алевролит | 3-4,5  4,5 | 2-4  5-6 | 2,5  2,5 | Алевролит  Аргиллит  Песчаник | 2-3  4-6  4-7 | 2,5  2,5  2,5 | аргиллит  алевролит | 2,5  2,5 | 2-3  2-5 |
| l4 | 0,65-1,35 | 4-12 | 1,31 | 7,3-29,1 | ГII | Аргиллит  Песчаник  Известняк | 2-3  17-20  0,4-0,8 | 2-4  7-9  10 | 2,5  2,5  2,5 | Алевролит  Аргиллит  Песчаник | 3-6  5-7  13-17 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-3  2-5  3-5 |
| l3 | 1,95-2,26 | 6-12 | 1,34 | 7,3-29,1 | ГII | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 3-5  3,5-6  2-17 | 2-4  5-6  7-8 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник  Известняк | 1,5-3  4,5-6  2,5-7  0,15-0,3 | 2,5  2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-3  2-4  5-7 |
| kн8 | 0,5-0,65 | 4-17 | 1,30 | 9,0-26,8 | ГЖII | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2-6  3-5  15 | 2-4  5-6  7-9 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 4-6  2-4  15-20 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-4  2-5  5-7 |
| k7 | 0,25-0,68 | 3-13 | 1,27 | 9,0-26,8 | ГЖII | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2-3  6  5-6 | 2-4  5-6  7-9 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 1,5-4,5  4-6  3-8 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит | 2,5  2,5 | 2-3  2-4 |
| k5 | 1,15-1,22 | 7-17 | 1,28 | 9,0-26,8 | ГЖII | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2-3  2-3  20 | 1,8-4  4-6  7-8 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2-3  3-5  4-8 | 2,5  2,5  2,5 | Аргиллит  Алевролит  Песчаник | 2,5  2,5  2,5 | 2-3  2-4  5-7 |

"кучерявчика", где он неустойчив.

Песчаник в нижней части слоя на отдельных участках конгломератовидный, контакт с углем четкий, горными работами не вскрывался, прогнозируется устойчивым.

В соответствии с перечисленными факторами горно-геологические условия разработки пласта k5 следует классифицировать как сложные.

## 1.3 Вскрытие и подготовка шахтного поля

Шахтное поле вскрыто вертикальными стволами (вентиляционным, новым скиповым, южным вентиляционным, северным воздухоподающим, клетьевым) и капитальным квершлагом горизонта 545 м.

Вскрытие запасов резервного блока и засбросовой части осуществляется воздухоподающим стволом №1 и капитальным квершлагом на гори­зонтах 545 м (на пласт m4­) и 845 м (на пласты l4 и l3). Воздухоподающий ствол №1 на глубину 986 м, диаметром 8,0 м крепление ствола - монолитный бетон марки 200 до глубины 761 м толщиной - 400 мм, а ниже - 500 мм. Ствол предназначен для спуска, подъе­ма людей, материалов, оборудования, подачи электроэнергии, струи воздуха в шахту. Краткая характеристика вскрывающих выработок приведена в таблице 2.

Таблица 2 - Характеристика вскрывающих выработок

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование выработки | Глубина, м | Сечение в свету, м2 | Форма выработки | Материал крепления | Краткие сведения о расположении |
| Воздухоподающий ствол №1  Новый скиповый  Клетьевой  Южный квершлаг | 986  545  545  545 | 8,0  8,0  8,0  15,5 | круглая  круглая  круглая  арочная | бетон  бетон  бетон  КМП-А3 + бетон | пос. Суворово  территория шахты  территория шахты |

Для обеспечения нормальной работы вентиляции при эксплуатаци­онных работах шахты между горизонтами 845 м и 986 м сооружен венти­ляционный гезенк, оборудованный лестничным отделением.

Для отработки бремсберговой части пласта m4 в воздухоподающем стволе №1 предусмотрено сопряжение на горизонте 337м.

В стволе размещаются трубопроводы сжатого воздуха, пожарно-оросительные, водоотливные, для перепуска воды между горизонтами, подачи эмульсии, а также силовые, сигнальные и телефонные кабели.

Охрана выработок предусматривается предохранительными охранны­ми целиками, исключающими вредное влияние от воздействия очистных работ. При погашении выработок целики отрабатываются.

Принятая схема вскрытия пласта l3 и резервных запасов шахты яв­ляется наиболее приемлемой, т.к. позволяет без остановки действующей шахты и реконструкции подъемных установок обеспечить стабильную и устойчивую работу подготовительных и очистных забоев на весь срок службы шахты, а также вскрытия новых глубоких участков.

Способ подготовки шахтного поля – панельный. Размеры панелей по простиранию 1,5-3 км, по падению 1-1,5 км. Порядок отработки пластов, горизонтов и панелей – нисходящий.

По падению шахтное поле делится на три горизонта: 210, 545, 845 метров. Порядок отработки ярусов в панели обратный, от границ панели к уклонам, бремсбергам. Учитывая опыт работы шахты и наличие выбросоопасных песчаников проектом принята пластовая подготовка горных работ.

Охрана капитальных выработок осуществляется целиками угля. Ширина угольных целиков в зависимости от глубины расположения выработок и сопротивлению пород сжатию составит:

горизонт 545 м - 60-85 м;

горизонт 845 м - 80-105 м.

Отработка целиков осуществляется при погашении выработок. Принятая проектом схема подготовки в условиях шахты позволяет осуществить полную конвейерную доставку угля и выдачу его на существующую площадку, добиться максимальной концентрации горных работ и обеспечить достижение оптимальных нагрузок на очистные забои.

## 1.4 Система разработки на проектируемом участке

На разрабатываемых шахтой пластах принята система разработки длинными столбами по простиранию. Главной особенностью которых явля­ется отсутствие взаимного влияния подготовительных и очистных работ. На шахте сохраняется существующая система разработки - длинными стол­бами по простиранию за исключением участка запасов между нарушениями в забросовой части пласта l3, где применяются длинные столбы по восстанию. Проектом принята возвратноточная схема проветривания выемочных участков с по­гашением выработок вслед за лавой, что обусловлено опасностью самовозгорания пластов. На участках с возвратноточной схемой проветривания достижение высоких нагрузок по газовому фактору обеспечивается при помощи газо­отсоса из выработанного пространства и дегазации.

Подготовка выемочных столбов предусматривается ярусными вентиля­ционными и конвейерными штреками. На протяжении 50м впереди лавы и 40м за лавой в ярусном штреке и бортовой выработке устанавливаются стойки усиления крепи типа ГСК. Длина выемочных столбов 1200-2000м, длина лавы составляет 170-320м. В качестве основного способа управления кровлей принято полное обрушение. Для поддержания сопряжений лав с ярусными штреками используются механизированные крепи сопряжений.

Краткую характеристику системы разработки на пласте, принятом к проектированию привожу в таблице 3.

Таблица 3 - Характеристика системы разработки на пласте, принятом к проектированию

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наимено­вание системы | Параметры системы | | | | Подготовительные выработки участка | | | | |
| Высота этажа (яруса) или ширина столба, м | Длина выемочного поля, м | Длина лавы, м | Наличие и размер целиков | Наименование | Длина, м | Сечение | | Материал крепи |
| форма | площадь, м2 |
| Длинными столбами по прости­ранию | 170-320 | 1200-2000 | 170-320 | без целиков между соседними столбами | Вентиляционный штрек  Конвейерный штрек | 1380  1380 | арка  арка | 8,5  8,5 | КМП-А3/11,2  КМП-А3/11,2 |

## 1.5 Технология ведения очистных работ (базовый вариант)

Очистные работы на участке №1, отрабатывающего 4-ю северную лаву уклона 1”бис” пласта k5 и очистные работы на остальных добычных участках проводятся по следующим технологическим схемам.

Схема подготовки лавы – панельная, система разработки – длинными столбами по простиранию. Краткие технико-экономические показатели участка приведены в таблице 4.

Для подготовки выемочного участка пройдены конвейерный, вентиляционный штреки и разрез. Штреки и разрез проводились комбайном ГПКС.

Конвейерный штрек предназначен для транспортировки горной массы и подачи свежего воздуха к очистному забою, размещения конвейерной линии для выдачи горной массы из очистного забоя, передвижения людей. Площадь поперечного сечения выработки в свету – 8,5 м2. Конвейерный штрек оборудован конвейерами: 1Л-100К, 1Л-100, СП-202. По конвейерному штреку проложены: пожарно-оросительный трубопровод, рельсовый путь колеей 600 мм, силовые и сигнальные кабели. Призабойный конвейер СП-202 настилается с нижней стороны конвейерного штрека.

Вентиляционный штрек служит для выпуска исходящей струи воздуха, доставки материалов и оборудования к очистному забою, передвижения людей. Для доставки материалов и оборудования к лаве настлан рельсовый путь из рельс Р-24 колеей 900 мм. Доставка ведется в вагонах, "козах", площадках с помощью лебедок ЛВ-25.

Вентиляционный и конвейерный штреки погашаются вслед за подвиганием очистного забоя.

На конвейерном штреке, впереди очистного забоя, на расстоянии 80-30 метров, монтируется энергопоезд, состоящий из магнитной станции СУВ-350А, трех маслостанций СНТ-32 и других "площадок" с оборудованием.

Разрез служит для монтажа в нем механизированной крепи 1КМ-88, забойного конвейера СП-87ПМ, комбайна РКУ-10, кабелей электропитания комбайна и приводов конвейера лавы, трубопровода орошения, кабелей сигнализации, связи и управления забойным оборудованием.

Проветривание лавы возвратноточное, согласно классификации "Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт", Макеевка-Донбасс, 1989 г.

В лаве предусматривается применение комплекса 1КМ-88 с комбайном РКУ-10 и конвейером СП-87ПМ.

Управление кровлей производится полным обрушением.

Использование комбайна РКУ-10 обеспечивает без нишевую выемку угля. На сопряжениях с конвейерным и вентиляционным штреками производится выемка угля по берме вручную при помощи отбойного молотка. Крепление бермы производится шпальным брусом длиной 3,9 м, заведенным за ножки арочной крепи под кровлю пласта, и пробитыми под него деревянными стойками.

Крепление сопряжений вентиляционного и конвейерного штреков осуществляется инвентарной крепью сопряжения, состоящей из трех швеллеров №18 длиной по 6,0м и устанавливаемых под них деревянных стоек. Стойки устанавливаются в местах пересечения швеллеров с верхняками штрековой крепи.

Для уменьшения сползания швеллера по верхнякам штрекового крепления, в швеллер заводится брус и производится крепление швеллера по его длине к верхнякам штрекового крепления специальными хомутами жесткости.

Таблица 4 - Технико-экономические показатели участка

|  |  |
| --- | --- |
| Наименование показателей | Значение |
| Мощность пласта, м  Угол падения пласта, градус  Объемная масса угля, т/м3  Длина лавы, м  Длина ниш, м  Тип выемочного механизма  Схема работы  выемочного механизма Ширина захвата, м Число циклов в сутки, циклов  Добыча угля за цикл, т  Добыча угля за сутки, м  Добыча угля за месяц, м  Штат рабочих явочный, человек  Штат рабочих списочный, человек | 1,30  16  1,30  210  -  РКУ-10  Односторонняя: снизу вверх – выемка; сверху вниз – зачистка  0,63  3  212  848  25440  92  175 |

Работы в очистном забое, оборудованном комплексом КМ-88, выполняются в следующей последовательности:

1. Выемка угля комбайном РКУ-10;

2. Передвижка секций крепи КМ-88;

3. Концевые операции;

4. Зачистка лавы комбайном РКУ-10;

5. Задвижка конвейера СП-87ПМ к забою.

Работы по ремонту и подготовке комплекса к работе, как правило, производятся в ремонтно-подготовительную смену.

В штате участка числится 184 человека. Из них: 12 – ИТР, 119 – ГРОЗ, 31 – электрослесарь, 11 – горнорабочих по ремонту горных выработок, 5 – машинистов подземных установок, 6 – горнорабочих подземных. Явочный состав составляет 50 - 60% от списочного.

# 2 технологическая часть

## 2.1 Анализ существующей технологии очистных работ на шахте по данному пласту и задач дипломного проектирования

Изучив технологию и организацию работ на участке, прихожу к выводу, что имеются резервы и возможности для увеличения нагрузки на очистной забой, снижению материальных и трудовых затрат.

Применяемый на участке комплекс 1КМ-88 морально устарел. Коэффициент затяжки кровли составляет 72%. В связи с боковым расположением домкрата передвижки секции и узким основанием, данный комплекс подвержен, так называемому “сползанию” основания и крену секций крепи.

Крепление сопряжений производится вручную при помощи швеллеров и деревянных стоек. Крепление бермы производится шпальным брусом, для заведения которого, требуется предварительно произвести отбойку угля отбойным молотком или «на обушок».

При передвижке трех верхних и нижних секций крепи, на них заводится шпальный брус, под который, между верхняками и под конец, пробивается три деревянных стойки. При погашении тупиков конвейерного и вентиляционного штреков, брусья остаются в завале.

Выемочный комбайн РКУ-10, применяемый на участке, зарекомендовал себя положительно. Он прост в обслуживании, обладает высокой энерговооруженностью и, на данный момент, наиболее подходит для данных условий.

Выемка угля на участке осуществляется по односторонней схеме: снизу вверх – выемка; сверху вниз – зачистка.

Проанализировав существующую технологию очистных работ, предлагаю следующее:

а) заменить морально устаревший механизированный комплекс 1КМ-88 на новый, более производительный, обеспечивающий безопасность при ведении горных работ комплекс 2МКД90;

б) для обеспечения безопасности рабочих, обслуживающих верхнее и нижнее сопряжения лавы, для экономии лесоматериалов предлагаю использовать крепи сопряжения КСШ5К;

в) для обеспечения безопасности рабочих, обслуживающих верхнее и нижнее сопряжения лавы, для экономии лесоматериалов предлагаю использовать в качестве четырех первых и четырех последних секций крепи концевые комплекты 2КК;

г) отказаться от односторонней схемы выемки угля и использовать челноковую схему;

д) заменить конвейер лавы СП-87ПМ на более мощный, модернизированный конвейер СПЦ163, который рекомендуется использовать в составе комплекса 2МКД90.

## 2.2 Исходные данные

Исходные данные для проектирования свожу в таблицу 5.

Таблица 5 – Исходные данные для проектирования

|  |  |
| --- | --- |
| Показатели | Значение |
| Мощность пласта, м | 1,3 |
| Угол залегания пласта, град | 16 |
| Плотность угля, т/м3 | 1,30 |
| Колебание пласта по мощности, м | m=0,05 |
| Относительная газообильность участка, м3/т | 16 |
| Абсолютная газообильность участка, м3/мин | 4,3 |
| Размер выемочного участка, м | 210 |
| Пласт по выбросам  самовозгоранию  угольной пыли  горным ударам | не опасен  опасен  опасен  не опасен |
| Обводненность участка | не обводнен |
| Непосредственная кровля  мощность, м  плотность пород, т/м3  удельный вес, кН/м | песчаный сланец  9,2  23,05  2,35 |
| Основная кровля | песчаник, песчаный сланец |
| Непосредственная почва | глинистый сланец |
| Основная почва | песчаник |
| Сопротивляемость угля резанию, кН/м | 270 |

## 2.3 Способ подготовки шахтного поля

Подготовкой шахтного поля называют проведение после вскрытия шахтного поля системы подготавливающих выработок, обеспечивающих условия для эффективной и безопасной выемки полезного ископаемого. Подготовку шахтного поля обычно ведут частями и по мере их отработки подготавливают следующие части.

Существует несколько способов расположения подготавливающих выработок при подготовке угольных месторождений к разработке. Каждая такая схема или способ характеризуется своими индивидуальными особенностями. Схемой подготовки шахтного поля следует считать характерное расположение объединенных с учетом функционального назначения в единый комплекс подготавливающих выработок, обеспечивающих деление шахтного поля на готовые к выемке части. Таким образом, классификационным признаком схем подготовки шахтного поля является деление его на характерные части. В соответствии с ним различают погоризонтную, панельную, этажную и комбинированную схемы подготовки шахтного поля.

На шахтах Донбасса применяются все выше перечисленные способы подготовки. К ним предъявлены следующие основные требования: экономичность, безопасность, полнота извлечения запасов полезного ископаемого (минимум его потерь в недрах), обеспечение охраны сооружений, природных объектов и окружающей среды.

Этажный способ заключается в том, что шахтное поле делится по простиранию на этажи, которые отрабатываются последовательно и, как правило, в нисходящем порядке. Этажная схема подготовки шахтного поля отображена на рисунке №1.

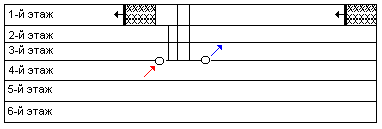


Рисунок 1 - Этажная схема подготовки шахтного поля.

Этажную схему рекомендуют применять на пластах с углом падения свыше 25 °. Размер этажа по простиранию равен размеру шахтного поля по простиранию, по падению – наклонной высоте этажа. Преобладающие размеры этажа по падению составляют 120 – 450 м (в зависимости от угла падения пласта).

Достоинства этажной схемы подготовки: сравнительно небольшой объем проведения наклонных подготавливающих выработок; быстрота ввода очистных забоев в эксплуатацию (при сплошной системе отработки); простота схемы вентиляции. К ее недостаткам относят наличие длинных этажных штреков, разбросанность горных работ, значительные затраты на поддержание этажных штреков.

Панельный способ заключается в том, что шахтное поле делят на примерно одинаковые по размеру панели. В каждой панели проводят комплекс подготавливающих выработок, позволяющих эксплуатировать данную панель независимо от других. Общими выработками между панелями на одном пласте являются выработки транспортного и вентиляционного горизонтов или только транспортного горизонта. Панельная схема подготовки шахтного поля показана на рисунке №2.

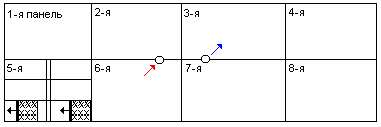


Рисунок 2 – Панельная схема подготовки шахтного поля

Панельную схему подготовки применяют на пластах любой мощности с углами падения до 25° (преимущественно 10 - 20°). Размер панели по простиранию обычно не превышает 2,5 – 3 км, а размер ее по падению равен или кратен наклонной высоте выемочной ступени.

К достоинствам панельной схемы подготовки можно отнести: возможность высокой концентрации очистных работ и транспортных потоков, полной конвейеризации транспорта от очистного забоя до ствола; сокращение объема одновременно поддерживаемых выработок; достижение большой производственной мощности. К недостаткам панельного способа относят повышенный объем проведения и поддержания панельных наклонных выработок, сложность изоляции выработок в смежных ярусах, что увеличивает утечки воздуха и усложняет регулирование проветривания выемочных участков.

Погоризонтный способ подготовки шахтного поля заключается в том, что шахтное поле делят по падению транспортными горизонтами на выемочные ступени, отрабатываемые лавами по падению или восстанию. Схема погоризонтного способа подготовки шахтного поля показана на рисунке №3.

Рекомендуемая область применения погоризонтной схемы – пласты с углом падения до 10°. При погоризонтной схеме подготовки один транспортный горизонт служит для отработки как бремсберговой, так и уклонной ступени. Размер выемочной ступени по простиранию равен длине шахтного поля или той его части, которую отрабатывают лавами погоризонтно. По падению размер ступени изменяется от 400 до 2600 м. Число выемочных столбов, размещаемых в выемочной ступени, зависит от длины очистного забоя. С ростом его длины уменьшается число столбов и снижается объем проведения и поддержания наклонных подготовительных выработок.

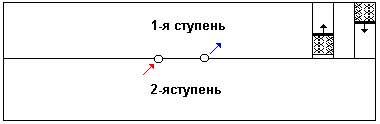


Рисунок 3 – Погоризонтная схема подготовки шахтного поля

Погоризонтный способ подготовки шахтного поля является на данный момент наиболее прогрессивным и практически не имеет недостатков. Он рекомендован для всех строящихся шахт и шахт, находящихся на реконструкции.

Комбинированныйспособ в основном применяется на старых действующих шахтах, когда давно разрабатываемые пласты отрабатываются одним способом, а новые – другим. Также может применяться на шахтах, разрабатывающих пласты с переменным углом падения и большой мощностью междупластья, т. е. при значительной протяженности группирующих выработок. Их применение преследует своей целью повышение концентрации горных работ, улучшения проветривания и отвода воды, сокращения объема проветриваемых выработок и уменьшение затрат на транспортирование угля.

Так как угол падения пласта составляет =16 градусов, то для отработки пласта К5' буду использовать панельный способ отработки шахтного поля. Схему отработки смотри в графической части.

## 2.4 Выбор системы разработки

Система разработки – определенный, увязанный в пространстве и времени порядок ведения очистных и подготовительных работ в пределах участка шахтного поля. Таким участком может являться выемочная ступень, панель или этаж.

Основные факторы, влияющие на выбор системы разработки: элементы, форма залегания и строение угольных пластов; свойства угля и вмещающих пород; газоносность и водоносность месторождения; склонность пластов к внезапным выбросам угля и газа, горным ударам; склонность угля к самовозгоранию; расстояние между разрабатываемыми пластами; глубина разработки; способы и средства механизации производственных процессов в очистных и подготовительных забоях. Элементы залегания пластов сохраняются на значительных площадях или могут изменяться в пределах одного шахтного поля. Поэтому при составлении программы развития горных работ на шахте предусматривают возможность перехода от одной системы к другой. Переход должен быть произведен с минимальными затратами средств и времени на базе существующего способа подготовки шахтного поля.

На шахтах Донбасса применяются следующие системы разработки:

1. сплошная;
2. столбовая;
3. комбинированная.

Сплошная система разработки предполагает одновременное ведение очистных и подготовительных работ в выемочном поле или этаже. При этом очистной забой и забои откаточного (конвейерного) и вентиляционного штреков, оконтуривающих выемочное поле или этаж движутся в одном направлении. Схему сплошной системы разработки смотри на рисунке №4.

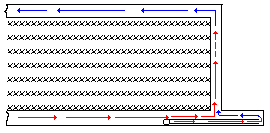


Рисунок 4 – Схема сплошной системы разработки

Достоинствами сплошной системы разработки являются быстрый ввод очистных забоев в эксплуатацию, возможность размещения породы, получаемой при проведении штреков в выработанном пространстве, сравнительно невысокая трудоемкость проведения штреков. Недостатки сплошной системы разработки – сложность совмещения подготовительных и очистных работ в одном выемочном столбе или поле, повышенные нагрузки на крепь подготавливающих выработок в зонах активного опорного давления, невозможность доразведки пласта при подготовке выемочных столбов или полей, большая утечка воздуха через выработанное пространство, что требует установки бутовых полос.

Столбоваясистема разработки предполагает разделение в пространстве и во времени очистных и подготовительных работ. При столбовой системе разработки все подготавливающие выработки в выемочном поле проводят до начала очистной выемки.

Столбовая система позволяет отрабатывать подготовленный столб в обратном порядке – от границ этажа (яруса) к центру шахтного поля (панели), что позволяет погашать часть выработок. Схема столбовой системы разработки приведена на рисунке №5.

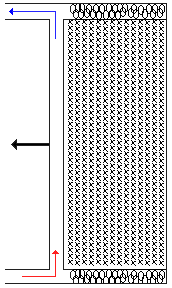


Рисунок 5 – Столбовая система разработки

Очистные забои при столбовой системе на пологих и наклонных пластах имеют прямолинейную форму, на крутых – прямолинейную и потолкоуступную. Они могут подвигаться по простиранию, падению, восстанию, или диагонально к линии простирания пласта.

Основным способом управления горным давлением в лаве при столбовой системе является полное обрушение, реже используют полную закладку выработанного пространства. При отработке тонких крутых пластов применяют также удержание кровли на кострах или плавное опускание.

К общим достоинствам столбовой системы относят: проведение выемочных выработок в массиве, не подверженном непосредственному влиянию очистных работ, и в соответствии с этим большая их устойчивость; разделение в пространстве и времени подготовительных и очистных работ в выемочном поле; получение дополнительной информации о горно-геологических условиях залегания пласта при подготовке запасов к выемке; возможность погашения выемочных выработок по мере подвигания очистных забоев.

Недостатками столбовой системы разработки являются: большой объем проведения выработок до начала очистных работ; сложность проветривания длинных (до 1500 м) выемочных выработок при их проведении, особенно на высокогазоносных пластах; необходимость поддержания длинных выемочных выработок как в период их проведения, так и во время ведения очистных работ.

Для подготовки лавы в эксплуатацию по столбовой системе разработки необходимо пройти 4-й северный конвейерный штрек длинной L=1380 м [по заданию] и 4-й северный вентиляционный штрек такой же длины. Эти выработки будут проводиться двумя проходческими бригадами одновременно по 310 метров в месяц [из опыта ш. Краснолиманская]. Следовательно, эти выработки будут пройдены за 5 месяцев. Затем необходимо нарезать лаву. По опыту работы шахты, эта процедура займет 1,5 месяца. Дальнейший монтаж комплекса и оборудования займет также 1,5 месяца [из опыта работы]. Следовательно, на подготовку и ввод лавы в эксплуатацию потребуется затратить, в общей сложности, 8 месяцев.

Исходя из всего выше сказанного, буду применять в проекте столбовую систему разработки.

## 2.5 Выбор технологии и оборудования

## 2.5.1 Выбор технологической схемы и механизации очистных работ

Выемку угля в лаве можно производить:

а) отбойными молотками;

б) широкозахватными комбайнами;

в) узкозахватными комбайнами;

г) струговыми установками;

д) бурошнековыми установками.

Лаву можно крепить:

а) деревянными стойками;

б) гидравлическими стойками;

в) механизированной крепью.

Доставку угля по лаве можно производить скребковыми конвейерами.

Учитывая прогрессивные технологические схемы, предлагаю в лаве использовать механизированный комплекс с узкозахватным комбайном.

Предлагаю следующую технологию выемки угля. Комбайн работает по челноковой схеме. Вслед за проходом комбайна осуществляется передвижка секций крепи и задвижка конвейерного става. На концевых участках, учитывая технологические возможности комбайна и вынос головок конвейера на штреки, ниши не предусматриваю.

Учитывая предложенную технологию, а мощность пласта m=1,3 м, угол падения пласта =16° предлагаю использовать в лаве механизированный комплекс МКД90. Горнотехнические условия применения комплекса МКД90 свожу в таблицу №6. Данный комплекс производится серийно Дружковским машиностроительным заводом и предназначен для комплексной механизации очистных работ на пластах средней мощности и мощных. Агрегаты и оборудование, входящие в комплект поставки механизированного комплекса свожу в таблицу №7.

Высоконадежный очистной комплекс МКД90 предназначен для механизации процессов выемки угля, крепления и управления кровлей полным обрушением в очистных забоях пологих пластов мощностью 0,8-2,0 м с самыми сложными горно-геологическими условиями.

Комплексы могут комплектоваться всеми серийно выпускаемыми и перспективными моделями очистных комбайнов, струговых установок и скребковых конвейеров.

В комплексе обеспечена техническая последовательность операций по добыче угля; кинематические связи позволяют машинам и оборудованию работать фактически как единый агрегат. Базой всех машин и оборудования, расположенных в лаве, служит став скребкового конвейера.

Таблица 6 – Горнотехнические условия применения механизированного комплекса МКД90

|  |  |
| --- | --- |
| Система разработки | столбовая |
| Мощность обслуживаемых пластов, м | 0,8-2,0 |
| Угол падения пласта, градус  при подвигании лавы по простиранию  то же, по падению или восстанию | 35  15 |
| Характеристика кровли:  Непосредственной  Основной | неустойчивая  кроме труднообрушаемой |
| Способ управления кровлей | полное обрушение |
| Длина выемочного поля, не менее м | 900 |
| Форма прилегающих к лаве штреков | трапециевидная или арочная с нижней подрывкой не менее 0,8 м |
| Ширина захвата, м | 0,8;0,63 |
| Минимальное проходное сечение для воздуха в забое, м2 | 2,2 |

Таблица 7 – Комплект поставки комплекса МКД90

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
|  | 1МКД90 | 2МКД90 | 3МКД90 | 2МКД90Т | 3МКД90Т |
| Механизированная крепь | 1КД90 | 2КД90 | 3КД90 | 2КД90Т | №КД90Т |
| Узкозахватный комбайн | КА-80  КА-90  1К103М | РКУ10 | РКУ13  2ГШ68Б  ГШ500 | РКУ10 | РКУ13  2ГШ68Б  ГШ500 |
| Скребковый конвейер | СПЦ162  СПЦ163 | СПЦ163 | СПЦ273 | СПЦ163 | СП-273 |
| Крепь сопряжения | КСШ5К, СО75С,Т6М | | | | |
| Насосные станции | СНУ5, СНТ32 | | | | |
| Кабелеукладчик | КЦ-170, КЦН-200 | | | | |
| Производительность, не менее т/сут | 1000 | 1200 | 1500 | 1400 | 1700 |

## 2.5.2 Выбор комбайна и расчет производительности

Переломным этапом в угледобывающей промышленности явилось создание комбинированной углевыемочной машины – очистного комбайна, применение которого позволило одновременно механизировать в очистном забое три процесса: зарубку, отбойку и погрузку угля на призабойный конвейер. Эта задача для длинных очистных забоев лав впервые была успешно решена в Союзе Советских Социалистических Республик. В последующие годы проводилось дальнейшее совершенствование угледобывающей техники. Наращивалась энерговооруженность комбайнов, совершенствовались технологии. Применение комбайнов с разнесенными шнеками позволило отказаться от такой трудоемкой операции как взятие ниш.

На данный момент отечественная промышленность выпускает различные типы комбайнов. Их различие состоит в условии их применения: для пластов с различной мощностью и различными углами залегания.

Согласно выбранному комплексу, учитывая мощность пласта m=1,3 м предлагаю использовать в лаве комбайн РКУ10. Техническую характеристику комбайна привожу в таблице №8.

Таблица 8 – Техническая характеристика комбайна РКУ10

|  |  |
| --- | --- |
| Исполнительный орган:  пределы регулирования по высоте, м  величина опускания ниже опорной поверхности конвейера, мм  тип  число шнеков  ширина захвата, м  диаметр шнеков, мм | 1 – 1,82  80  шнековый  2  0,63  1000 |
| Механизм подачи:  тип  скорость подачи, м/мин  тяговое усилие, кН | гидравлический БСП  ≤5/10  250/125 |
| Электродвигатель комбайна:  тип  число  мощность, кВт  напряжение, В | ЭКВЭ-4-200  1  200  660, 1140 |
| Габариты комбайна, мм:  длина корпуса  ширина корпуса  высота корпуса от почвы в зоне крепи | 6950  915  800 |
| Масса, кг | 17000 |

Очистные узкозахватные комбайны РКУ10 предназначены для выемки угля в очистных забоях пластов мощностью 1-1,82 м, с углом падения до 35 градусов по простиранию и до 10 градусов по падению, при сопротивляемости угля резанию до 300 кН/м.

Применяются в механизированных комплексах 2КМ87, 2КМТ, 2МКД90, 2МКД90Т и другими, оборудованных конвейерами СП87М, СПЦ163, СПЦ273 с рейкой 3БСП или 2УКПК бесцепной системы подачи.

Комбайн оснащен исполнительным органом, состоящим из двух шнеков, закрепленных на выводных валах поворотных редукторов; регулировка по мощности и гипсометрии пласта производится с помощью гидродомкратов. Шнеки симметрично расположены по концам корпуса машины, что обеспечивает работу в лаве без предварительной подготовки ниш при условии размещения приводных головок конвейера на штреках. Внедрение комбайна в пласт на концевых участках лавы в основном производится косыми заездами, (конструктивная компоновка комбайна позволяет применять также и фронтальную зарубку).

Комбайны оснащены двумя бесцепными механизмами подачи с гидроприводом на базе аксиально-поршневого насоса РНАСМ-125/320 с регулируемой подачей и гидромотора РМНА-125/320.

Механизмы подачи оснащены фрикционными тормозными устройствами, осуществляющие удержание комбайна на конвейер в аварийных ситуациях.

Наличие двух механизмов подачи и тормозных устройств позволяет работать на пластах с углами падения свыше 9 градусов без применения предохранительной лебедки.

Для пылеподавления комбайн оборудован системой орошения, в которую входят насосная установка 1УНЦС-13 и забойный водовод ВЗН-32. Имеется внутреннее орошение с подачей воды через валы шнеков непосредственно к резцам в зону разрушения угля и внешнее с подачей воды в зоны распространения пыли.

Комбайны РКУ10 серийно изготавливаются Горловским машиностроительным заводом.

## 2.5.2.1 Определение теоретической производительности комбайна

Теоретическую производительность комбайна определяем по формуле в тоннах на минуту

Qт=тв × r × у × Vр,

где тв – вынимаемая мощность пласта, м; тв=1,3;

r – ширина захвата комбайна, м; r=0,63;

у – плотность угля в массиве, т/м3; у=1,3;

Vр – рабочая скорость комбайна, определяю по формуле в метрах на минуту

,



Pуст - устойчивая мощность двигателей выемочной

машины, кВт; Pуст=200 [таблица №8];

Нw - удельные энергозатраты выемки угля, кВт×ч/т;

Нw=1,0 [5,рис.11].





Qт=1,3×0,63×1,3×3,13=3,33



## 2.5.2.2 Определение сменной производительности комбайна

Сменную производительность комбайна определяю по формуле в тоннах на смену

Qсм=60×Qт×kм×Tсм,

где kм – коэффициент машинного времени, характеризует

продолжительность работы комбайна по выемке угля

kм=0,47 [2, стр. 148];

Tсм - продолжительность смены по выемке угля, час; Tсм=6

Qсм=60×3,33×0,47×6=563,44

## 2.5.2.3 Определение комбайновой суточной нагрузки на очистной забой

Комбайновую суточную нагрузку на очистной забой определяю по формуле в тоннах на сутки

Асут=Дсм×псм×kсу×kуп,

где Дсм - сменная нагрузка на забой по производительности

комбайна, определяю по формуле в тоннах на смену

Дсм=Qсм×Сиз,

Сиз –коэффициент извлечения угля в процессе выемки;

Сиз=0,95 [данные ш. Краснолиманская];

псм – число смен по добыче угля в сутки; псм=3;

ксу – коэффициент, учитывающий сложность условий выемки (геологические нарушения, изменения мощности пласта и т.д.); kсу=0,95 [5, стр.6];

kуп - коэффициент, учитывающий угол падения пласта; kуп=0,92[5, стр.6].

Дсм=563,44×095=535,27

Асут=535,27×3×0,95×0,92=1403,48

## 2.5.2.4 Проверка максимальной суточной добычи по газовому фактору

В шахтах опасных по метану, чем больше добывается угля, тем больше выделяется метана. По ПБ требуется, чтобы в исходящей струе участка было метана не более 1%. Чтобы концентрация CH4 не поднималась, на практике добавляют расход воздуха в лаву. При этом растет скорость воздуха в лаве. Но по ПБ скорость воздуха в лаве не должна превышать 4 м/с. Исходя из этих соображений определяется или проверяется, сколько угля можно добыть в сутки по газовому фактору в лаве.

Максимально допустимая нагрузка на очистной забой определяется по формуле в тоннах на смену

,



где Ар - расчетная нагрузка на забой по технической способности комбайна, т/сут; Ар=1403,48

Iуч - абсолютная газообильность участка, м3/т; Iуч=9,5;

Qр - максимальный расход воздуха для проветривания участка определяется по формуле в метрах кубических на минуту

Qр=60×Sоч.min×Vmax×kо.з.

Sоч.min - минимальное поперечное сечение лавы, м2; Sоч.min=2,5 [5; таб.4];

Vmax - максимальная допустимая скорость воздуха в

лаве, м/с; Vmax=4[по ПБ];

kо.з - коэффициент, учитывающий утечку воздуха по выработанному пространству призабойной части лавы; kо.з=1,25 [5, таб.2];

С - допустимая концентрация метана в исходящей струе лавы; С=1% [по ПБ];

С0 - концентрация метана в поступающей струе; С0=0,1 [данные ш. Краснолиманская]

Qр=60×2,5×4×1,25=750



Полученный результат Аmax меньше суточной добычи комбайна, поэтому к дальнейшим расчетам принимаю Асут=1362,74 тонны.

## 2.5.3 Выбор средств доставки угля по лаве

Доставку угля по лаве предлагаю производить при помощи скребкового конвейера. Из числа предлагаемых для эксплуатации в составе механизированного комплекса МКД90 конвейеров [смотри таб. 7], выбираю конвейер СПЦ163. Его технические характеристики привожу в таблице №9.

Проверку производительности конвейера произвожу методом расчета производительности конвейера для данных условий и сравнения с паспортными данными.

Производительность конвейера нахожу по формуле в тоннах на час

Qк= 60×Vр×r×mв×у×Cиз×kр,

где kр – коэффициент резерва производительности;

kр=1,1÷1,5 [5, стр.7]; принимаю kр=1,13;

Qк=60×3,13×0,63×1,3×1,3×0,95×1,13=214,65

Сравнивая полученное значение с паспортным, равным 400 т/час, прихожу к выводу, что данный конвейер подходит к эксплуатации в данных условиях.

Таблица 9 – Техническая характеристика конвейера СПЦ163

|  |  |
| --- | --- |
| Параметры | Значение |
| Производительность, т/час | 400 |
| Длина конвейера, м | 220 |
| Электродвигатель  мощность, кВт  количество двигателей | 110  2 |
| Скорость движения цепи, м/сек | 1 |
| Длина рештака, мм | 1500 |
| Шаг скребков, мм | 920 |

## 2.5.4 Выбор способа управления кровлей

Управление кровлей – совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистного забоя и прилегающих к нему подготовительных выработок с целью обеспечения безопасности и необходимых производственных условий. Эти мероприятия сводятся к правильному выбору крепи горных выработок, предупреждению массовых обрушений пород, горных ударов и внезапных выбросов угля и газа.

В зависимости от строения, свойства боковых пород, характера проявления горного давления и осуществления мероприятий по регулированию горного давления в угольных шахтах применяют шесть способов управления горным давлением: полное обрушение, плавное опускание, частичная закладка, частичное обрушение, удержание на кострах и полная закладка.

Наиболее распространенный способ управления кровлей – полное обрушение. Этот способ является самым экономичным, отличается малой трудоемкостью, высокой производительностью и позволяет полностью механизировать работы по управлению кровлей.

Назначение способа – предупредить или ослабить интенсивное обрушение основной кровли, уменьшить опускание толщи вышележащих пород путем заполнения выработанного пространства разрушенными породами непосредственной кровли.

Сущность способа в том, что по мере подвигания очистного забоя и увеличения консоли непосредственной кровли производят ее периодическое обрушение (посадку) за пределами призабойного пространства на величину шага самопроизвольного обрушения непосредственной кровли. Величина шага зависит от устойчивости пород и принимается кратной ширине вынимаемой в лаве полосы угля (захвату комбайна).

Управление кровлей полным обрушением применяют в породах 1 и 2 классов по классификации ВУГИ; 1-3 классов – по классификации ДонУГИ, т.е. когда в непосредственной кровле залегают породы, склонные к обрушению после удаления крепи.

При применении деревянной крепи в лаве мощность легкообрушающихся пород должна быть не менее 6-8-кратной мощности пласта (1 класс по классификации ВУГИ). В этих условиях непосредственная кровля, обрушаясь, разрыхляется и увеличивается в объеме в 1,15-1,3 раза, заполняет выработанное пространство. Основная кровля прогибается без вторичных осадок и опирается на обрушенные породы непосредственной кровли.

При применении металлической крепи, обладающей большей несущей способностью, полное обрушение можно применять при мощности непосредственной кровли меньше 6-8-кратной мощности пласта, а также в породах средне- и труднообрушающихся при наличии вторичных осадок основной кровли.

Для предупреждения обрушения не только основной, но и непосредственной кровли, применяется способ управления кровлей частичной закладкой.

Сущность способа состоит в том, что выработанное пространство частично заполняется породой в виде полос, на которые опирается непосредственная кровля. По мере уплотнения породы в полосах кровля прогибается без обрушения вблизи призабойного пространства. Частичную закладку применяют при пологом и наклонном залеганиях в породах 4 класса по классификации ДонУГИ, т.е. когда в непосредственной кровле залегают мощные монолитные и труднообрушающиеся породы или когда над пластом залегает основная кровля при мощности пластов не более 1,5 м.

Управление кровлей частичным обрушением. Назначение способа – не допустить интенсивных вторичных осадок основной кровли. Сущность способа в том, что, как и при частичной закладке, выработанное пространство за пределами призабойного частично заполняется породой в виде полос по простиранию, в остальной части выработанного пространства непосредственная кровля обрушается. Основная кровля при этом не обрушается, а опирается через необрушенные участки непосредственной кровли на бутовые полосы.

Применяют частичное обрушение редко, в породах 2 класса по классификации ВУГИ, когда в непосредственной кровле залегают легкообрушающиеся породы мощностью менее 6-кратной мощности пласта угля при деревянной крепи и менее 3-4-кратной мощности при индивидуальной металлической крепи.

В породах 5 класса по классификации ДонУГИ, т.е. когда в непосредственно над пластом залегают породы, способные плавно опускаться без видимых нарушений или с местными нарушениями без потери связи между отдельными частями кровли, при мощности пласта до 1-1,2 м и при наличии в почве пучащих пород, применяют способ плавного опускания кровли.

Сущность способа состоит в том, что, применяя податливую призабойную и специальную (ограждающую призабойное пространство) крепи, обеспечивают плавный прогиб и опускание кровли на почву без нарушения ее сплошности.

Удержание пород на кострах применяют на тонких крутонаклонных и крутых пластах в породах различных классов. Сущность способа состоит в том, что по мере подвигания очистного забоя выкладываются деревянные костры.

Этот способ характеризуется высокой трудоемкостью и большим расходом леса. Применение этого способа сокращается.

Учитывая, что в кровле пласта проектируемой лавы залегают породы, склонные к обрушению, мощность непосредственной кровли 9,2 метра, что более, чем в 6 раз превосходит мощность пласта, принимаю в проекте способ управления кровлей – полное обрушение.

## 2.5.5 Выбор типа механизированной крепи

При выемке полезного ископаемого обнаженные вмещающие породы теряют устойчивость и могут обрушаться. Для создания безопасных условий труда и эксплуатации горного оборудования выемка угля сопровождается креплением очистного забоя – процессом установки поддерживающих кровлю (а также почву) конструкций. Сами поддерживающие конструкции называют крепью очистного забоя.

К крепям очистных забоев предъявляются следующие основные требования. Они должны иметь необходимую прочность, т.е. выдерживать без разрушения заданные нагрузки, обладать устойчивостью, т.е. сохранять заданное положение в пространстве, обладать жесткостью, т.е. не допускать деформаций, превышающие установленные для данных условий. Кроме того, крепь должна позволять человеку эффективно работать в очистной выработке, быть безопасной, надежной, долговечной и экономичной.

Применяют следующие виды крепи очистного забоя: индивидуальную (призабойную и посадочную) и механизированную (секционную, комплектную и агрегатную). Секционную крепь по числу опорных стоек разделяют на одностоечную, рамную и кустовую. По материалу индивидуальные крепи бывают металлическими и деревянными, механизированные – только металлическими.

Так как в проекте предусматриваю применение механизированного комплекса МКД90, в состав которого входит механизированная крепь КД90, то лаву предлагаю крепить этой крепью. Технические характеристики данной крепи привожу в таблице №10.

Крепь КД90 состоит из секций оградительно-поддерживающего типа, электро- и гидрооборудования и штрекового оборудования. Секции крепи шарнирно соединены с навесным оборудованием конвейера, которое обеспечивает их установку перпендикулярно рештаку в конце хода передвижки. Каждая секция выполняет функцию забойной и посадочной и передвигается вслед за проходом комбайна.

Таблица 10 – Технические характеристики механизированной крепи МКД90

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
|  | 1МКД90 | 2МКД90 | 3МКД90 | 2МКД90Т | 3МКД90Т |
| Вынимаемая мощность пласта, м | 0,8-1,25 | 1,1-1,5 | 1,35-2,0 | 1,1-1,5 | 1,35-2,0 |
| Шаг передвижки секций, м | 800 | 630 | 630 | 630 | 630 |
| Удельное сопротивление крепи, кН  на 1м2 поддерживаемой кровли: | 430 | 500 | 550 | 800 | 800 |
| Коэффициент гидравлической раздвижности | 1,9 | 2,0 | 2,0 | 1,95 | 1,95 |
| Коэффициент начального распора | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,7 | 0,7 |
| Сопротивление, кН  одной секции  на 1 м длины лавы | 2800  1700 | 3000  2000 | 3200  2200 | 4000  3000 | 4200  3200 |
| Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м | 90 | 90 | 90 | 140 | 140 |
| Подпор при передвижке секции, кН/м2 | 10 | 10 | 10 | 15 | 15 |
| Максимальное рабочее давление в напорной магистрали, МПа | 32 | 32 | 32 | 32 | 32 |
| Шаг расстановки секции крепи, м | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 |
| Коэффициент затяжки кровли | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 | 0,9 |
| Высота секции крепи, мм  минимальная  максимальная | 560  1160 | 710  1420 | 1000  2000 | 710  1420 | 1000  2000 |
| Габариты секций крепи, мм  ширина по оградительному перекрытию  длина | 1,5  4,1 | 1,5  3,542 | 1,5  3,542 | 1,5  3,542 | 1,5  3,542 |
| Масса крепи на 1 м по длине лавы, кг | 7200 | 7190 | 7190 | 7190 | 7190 |

Основные особенности крепи КД90:

- высокий уровень унификации по типоразмерам (до 90%) основных элементов: оснований, консолей, перекрытий, механизмов передвижения и подъема носка основания, систем управления, что существенно упрощает производство и обслуживание крепей;

- надежность работы благодаря: опережающему прижатию консолей к кровле непосредственно стойками без дополнительных цилиндров; передвижению крепи с подъемом носка основания; наличию четырехзвенного механизма связи перекрытия с основанием, что обеспечивает разгрузку стоек от боковых нагрузок и постоянство размеров от конца консолей до забоя. Особой прочностью отличается перекрытие крепи благодаря отсутствию в нем коробчатых сечений и внутренних сварных швов;

- безопасность труда за счет применения гидравлически управляемых боковых щитов вдоль консолей, основного и оградительного перекрытий.

Системы управления крепью существенно улучшены за счет применения модульных гидрораспределителей, стоечных блоков, установленных непосредственно на стойках, и верхней гидроразведки.

Козырек секции опирается на выдвижную балку, встроенную в оградительное перекрытие.

Оградительное перекрытие с забойной стороны опирается на две гидростойки одинарной раздвижности, а со стороны выработанного пространства шарнирно соединено с кронштейном основания. При раздвижке перекрытие поворачивается относительно основания и его забойная часть, описывая дугу, удаляется от забоя. Для сохранения постоянного расстояния от забойной кромки козырька до забоя применен механизм компенсации, состоящий из двух рычагов, траверсы и выдвижной балки, который выталкивает из полости перекрытия или втягивает в нее выдвижную балку вместе с навешенным на нее козырьком. Этим обеспечивается практически постоянная величина зазора между кромкой козырька и забоем.

Для закрытия зазоров между соседними оградительными перекрытиями и выравнивания секции при ее боковом наклоне служит боковой борт на одной стороне каждой секции, управляемый гидравлическим домкратом, вмонтированным в корпус перекрытия.

Гидростойки секции могут быть установлены в двух положениях: ближе к конвейеру, при котором в исходном положении комплекса крепь подтянута к конвейеру, и ближе к завальной стороне, когда в исходном положении комплекса крепь располагается по оттянутой схеме. В последнем случае обеспечивается удобство управления комбайном из бесстоечного пространства, однако уменьшается сопротивление крепи по поддержанию кровли.

Передвижка крепи производится одним гидродомкратом, посредством которого передвигается и забойный конвейер.

Комплекс 1УКП производится серийно на Дружковском машиностроительном заводе имени 50-летия Советской Украины.

В качестве четырех первых и последних секций крепи предлагаю использовать концевые комплекты 2КК.

Концевые секции с обратными консолями предназначены для механизации процессов поддержания кровли, передвижки конвейера, создания безопасных условия для обслуживающего персонала, при отработке пологих пластов в составе механизированного комплекса.

В зависимости от мощности вынимаемых пластов применяются концевые секции второго или третьего типоразмеров. Концевые секции могут работать как в правом, так и в левом забоях с выполнением перемонтажа отдельных узлов в шахтных условиях.

Концевые секции однотипные, четырехстоечные и имеют шарнирную связь с призабойным конвейером, который осуществляет силовую связь между секциями крепи при их передвижке с опорой на соседние секции.

Крепление и поддержание кровли в рабочем пространстве после прохода комбайна обеспечивается забойными поджимными консолями, жестким перекрытием, опирающимся на четыре гидравлические стойки. Со стороны выработанного пространства секции оснащены обратными консолями. Для обеспечения работы крепи в условиях слабой почвы концевые секции оснащены механизмом для подъема основания при передвижке. Управление осуществляется с соседних загруженных концевых секций.

Наличие обратных консолей на концевых секциях позволяет создать безопасные условия для обслуживающего персонала и снизить расход лесоматериалов.

Техническую характеристику концевых комплектов 2КК привожу в таблице 11.

Таблица 11 – Техническая характеристика концевых комплектов 2КК

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Наименование параметра | 2 типоразмер | 3 типоразмер |
| Вынимаемая мощность пласта | 1,0-1,5 | 1,35-2,0 |
| Угол падения пласта при подвигании забоя, градус, не более:  по простиранию  по падению или восстанию | 25  10 | 25  10 |
| Сопротивление концевой секции, кН | 3000 | 3000 |
| Удельное сопротивление на 1 м2  поддерживаемой площади, кН/м2 | 380 | 380 |
| Рабочее давление, Мпа | 32,5 | 32,5 |
| Давление срабатывания предохранительного клапана  гидростойки, Мпа | 39 | 39 |
| Шаг установки концевых секций, м | 1,5 | 1,5 |
| Шаг передвижки, м | 0,8 или 0,63 | 0,63 |
| Коэффициент затяжки кровли | 0,9 | 0,9 |

Типоразмер механизированной крепи устанавливаю на основании расчетов допустимой минимальной и максимальной высоты ее по заднему ряду стоек в метрах.

Нmin=тmin(1-α×lз)-θ

Нmах=тmах(1-α×lп),

где тmin – минимальная мощность пласта в метрах,

тmin=m-Δm

тmах – максимальная мощность пласта в метрах,

тmах=m+Δm

Δm – колебания пласта по мощности в пределах выемочного участка в метрах; Δm=0,05 [таб. 5]

тmin=1,3-0,05=1,25

тmах=1,3+0,05=1,35

α – коэффициент сближения пород кровли и почвы, зависящий от класса пород по обрушению; α=0,04 [5, стр. 8]

lп – расстояние от передней стойки до плоскости забоя, м; lп=2,325 [1, стр. 249]

lз – расстояние от задней стойки до плоскости забоя, м; lп=3,615 [1, стр. 249]

θ – запас раздвижки на разгрузку крепи от давления пород, м; θ=0,05 [5, стр. 9]

Нmin=1,25(1-0,04×3,615)-0,05=1,019

Нmах=1,35(1-0,04×2,325)=1,224

На основании произведенных расчетов принимаю к эксплуатации второй типоразмер крепи 2МКД90, у которого минимальный и максимальный размеры по высоте соответственно равны 0,71 метра и 1,42 метра.

## 2.5.6 Проверка принятой крепи на прочность

## 2.5.6.1 Определения давления пород кровли на 1 м2 крепи

Определяю давление пород кровли на 1 м2 крепи по формуле в кН/м2

Qз=hп×п,

где hп – мощность непосредственной кровли, м; hп=9,2 [таб. 5];

п – средний удельный вес пород, определяется по формуле

п=Рп9,81

Рп – плотность пород; Рп=2,35 [таб. 5]

п=2,359,81=23,05

Qз=9,2×23,05=212,06

Полученное значение должно удовлетворять условию

QзQтех

где Qтех=500 [таб. 10]

212,06500

Полученное значение удовлетворяет данному требованию.

## 2.5.6.2 Определение нагрузки на 1 м посадочного ряда

Определяем нагрузку на 1 м посадочного ряда крепи по формуле в кН/м

,



где b – длина секции крепи по перекрытию, м; b=3,542[таб. 10];

l – шаг посадки непосредственной кровли, равен шагу передвижки секции, м; l=0,63 [таб. 10]



Полученное значение должно удовлетворять условию

RрRmax.тех

где Rmax.тех=3000 [таб. 10]

230,942000

Полученное значение удовлетворяет данному требованию.

## 2.5.6.3 Определение давления на одну секцию

Давление пород кровли на одну секцию крепи определяю по формуле в кН

Qc=hппbac,

где ас – шаг установки секций, м; ас=1,5 [таб. 10]

Qc=9,2×23,05×3,542×1,5=1126,67

Полученное значение должно удовлетворять условию

Qc Qc.тех

где Qc.тех=3000 [таб. 10]

1126,673000

Полученное значение удовлетворяет данному требованию.

По всем выше приведенным проверкам, делаю вывод, что данный типоразмер крепи удовлетворяет всем условиям заданной лавы, и окончательно принимаю для работы в лаве механизированный комплекс МКД90 с механизированной крепью второго типоразмера 2КД90.

## 2.6 Крепление сопряжения лавы с прилегающими выработками

На сопряжении лавы с прилегающими выработками, в процессе эксплуатации лавы, возникает большое опорное давление, и крепление не выдерживает данного давления, деформируется, уменьшается сечение, уменьшается безопасность из-за обрушения пород кровли. Поэтому целесообразно усиливать крепление сопряжений.

На практике предусматривают различные варианты крепления сопряжений:

1. установка ремонтин или гидравлических стоек под каждую раму;

2. использование механизированной специальной крепи сопряжения, которая при помощи специального приспособления перемещается вслед за лавой.

Использование специальной крепи сопряжения полностью механизирует процесс крепления сопряжения, способствует повышению безопасности и производительности работ.

На основании выше изложенного предлагаю использовать для крепления сопряжения лавы с прилегающими выработками механизированную крепь сопряжения КСШ5К, которая предназначена для эксплуатации в составе комплекса 1УКП. Технические характеристики крепи КСШ5К привожу в таблице 12.

Таблица 12 – Технические характеристики крепи КСШ5К

|  |  |
| --- | --- |
| Сопротивление, кН:  крепи  стойки  на 1 м по длине поддерживаемой кровли | 2760  460  430 |
| Давление на почву, МПа |  |
| Усилие домкрата при передвижке секций, кН:  опережающей  отстающей | 172  312 |
| Шаг передвижки секций крепи, м | 0,8 |
| Габариты крепи, мм:  высота минимальная – максимальная  длина/ширина по верхнякам | 2200 – 3100  7500/1000 |
| Масса комплекта крепи, кг | 8000 |

Крепь сопряжения штрековая КСШ5К предназначена для механизации в трапециевидных, прямоугольных и арочных выработках, прилегающих к лаве, а также в зоне выхода приводной головки забойного конвейера в эти выработки, операций по поддержанию кровли, поддержанию головки конвейера и ее передвижке по мере подвигания забоев, оборудованных очистными комплексами КМК97, КМ87, КМ88, КМТ, КД90, УКП и др.

Крепь сопряжения штрековая КСШ5К состоит из опережающей и отстающей секций. Опережающая четырехстоечная секция поддерживает кровлю через боковые верхняки, соединенные между собой рессорными пакетами. Отстающая двухстоечная секция с одним (средним) верхняком имеет стол для размещения на нем головки забойного конвейера с механизмом для ступенчатой регулировки ее высоты, а также регулировки по углу падения пласта. Предусмотрены гидродомкраты для регулировки положения головки конвейера по ширине выработки.

Перемещение секции осуществляется поочередно, с поочередной разгрузкой секций, специальным гидравлическим механизмом, подтягивающим крепь к упорной стойке с помощью круглозвенной цепи.

Питание крепи осуществляется от насосной станции очистного комплекса.

## 2.7 Выбор длины лавы

Длину лавы можно определить расчетным путем исходя из горно-геологических факторов. Однако длину лавы рекомендуется принимать исходя из условий полного использования принятого оборудования, нормального проветривания, а при разработке запасов на большой глубине с учетом температурного фактора.

С увеличением длины лавы растет нагрузка на забой, транспортную выработку, увеличивается концентрация производства, уменьшается объем вспомогательных работ.

Однако чрезмерное увеличение длины лавы вызывает технические и организационные трудности в доставке оборудования, материалов, передвижения людей.

На шахте "Краснолиманская" нарезались лавы различной длины. В период «гигантомании» работали лавы длиной по 350-400 метров. Для отработки охранных «целиков» нарезались лавы по 80-100 метров. Поэтому, имея большой опыт, пришли к выводу, что наиболее рационально нарезать лаву длиной 200-230 метров.

Исходя из выше сказанного, принимаю длину лавы равной длине поставке механизированного комплекса МКД90 – 200 метров, плюс по 5 метров на верхнем и нижнем сопряжении лавы со штреками для установки концевых комплектов 2КК. Итак, принимаю длину лавы равной 210 метров (такая длина лавы принята в базовом варианте).

## 2.8 Определение технических данных участка

## 2.8.1 Определение добычи угля с одного цикла

Добычу угля с одного цикла определяю по формуле в тоннах

Дц=L×mв×r×у×Сиз,

где L – длина лавы в метрах; L=210.

Дц=210×1,3×0,63×1,3×0,95=212,41

## 2.8.2 Определение количества циклов в сутки

Количество циклов в сутки определяю по формуле



Для дальнейших расчетов принимаю число циклов, чтобы в смену было целое число циклов. Принимаю число циклов за сутки пц=6, за смену – пц.см.=2.

## 2.8.3 Определение сменной добычи

Сменную добычу определяю по формуле в тоннах

Дсм=Дц×пц.см.

Дсм=212,41×2=424,82

## 2.8.4 Определение суточной добычи лавы

Суточную добычу лавы определяю по формуле в тоннах

Асут=Дсм×псм

Асут=424,82×3=1274,46

## 2.8.5 Определение суточного подвигания лавы

Суточное подвигание лавы определяю по формуле в метрах

lсут=пц×r

lсут=6×0,63=3,78

## 2.8.6 Определение месячного подвигания лавы

Месячное подвигание лавы определяю по формуле в метрах

lмес=lсут×30

lмес=3,78×30=113,4

## 2.8.7 Определение срока службы участка

Срок службы участка без учета затухания и достижения проектной мощности определяю по формуле в месяцах

,



где Lуч – размер участка по простиранию в метрах; Lуч=1380 [таблица 3].



Срок службы участка составит 12,2 месяца или 1год и 1 месяц.

## 2.8.8 Определение месячной добычи лавы

Месячную добычу лавы определяю по формуле в тоннах

Дмес=Асут×30

Дмес=1274,46×30=38233,8

## 2.9 Расчет расхода воздуха для проветривания очистной выработки

Расчет расхода воздуха для проветривания очистной выработки производится согласно «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт», утвержденным комитетом Украины по надзору за охраной труда №131 от 20.12.93 г.

Расход воздуха для проветривания очистных выработок рассчитывается по:

метановыделению,

газам от взрывных работ (если такие проводятся);

числу людей, работающих в смене.

При выемке каменных углей с прослойками породы суммарной мощностью 0,05 м и больше или с присечкой боковых пород, а также антрацитовых пластов и температуре 16 градусов и выше, расход воздуха дополнительно определяется и по пылевому фактору.

В виду того, что в разделе 2.5.2 нагрузка на лаву была принята по газовому фактору, то расчет расхода воздуха буду производить только по метановыделению по формуле в метрах кубических за минуту

Qоч=60×Vmax×Sоч.min×kо.з.×(С-С0),

где Vmax – максимальная скорость воздуха в лаве, м/с; Vmax=4

Sоч.min – минимальное поперечное сечение в лаве, м2; Sоч.min=2,3 [5, таб. 4];

kо.з – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, прилегающего к призабойному пространству; kо.з=1,30 [5, таб.2]

Qоч=60×4×2,3×1,30×(1-0,1)=645,84

## 2.9.1 Проверка принятого расхода воздуха

Принятый расход воздуха проверяю по:

а) минимально допустимой скорости движения воздуха в очистном забое по формуле в метрах кубических за минуту

Qоч≥60×Smax×Vmin×kо.з.,

где Smax – максимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м2; Smax=3,3 [5, таб.4]

Vmin – минимально допустимая скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с; Vmin=0,25 [7, §621]

Qоч≥60×3,3×0,25×1,3

645,84≥64,35

б) по максимально допустимой скорости движения воздуха в очистном забое по формуле в метрах кубических за минуту

Qоч≤60×Smin×Vmax×kо.з.,

где Vmax – максимально допустимая скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с; Vmax=4 [7, §194]

Qоч≤60×2,3×4×1,3

645,84≤717,6

По минимально и максимально допустимым скоростям движения воздуха условия выполняются, окончательно принимаю расход воздуха для проветривания лавы Qоч=645,84 м3/мин.

## 2.9.2 Определение расхода воздуха для выемочного участка

Под выемочным участком понимается обособленно проветриваемый забой и прилегающие к нему выработки. Расход воздуха для проветривания выемочного участка определяю по формуле в метрах кубических за минуту

Qуч=kут×Qоч

где kут – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; kут=1,05 [5, таб,3]

Qуч=1,05×645,84=678,132

Расход воздуха должен быть не меньше, чем количество воздуха необходимого для максимального количества людей, работающих в любой момент в лаве.

Qуч≥6×nчел.уч.

где 6 – норма воздуха на одного человека, м3/мин;

nчел.уч. – максимальное количество людей, работающих на участке в смену.

Максимальное количество людей на участке находится в ремонтно-подготовительную смену. Учитывая опыт работы участка, допускаю 25 человек рабочих. Предполагаю, что на участок может прийти комиссия (нормировщик, маркшейдер и т. д.). Поэтому, допускаю, что на участке может находится одновременно до 35 человек.

Qуч≥6×35

678,132≥210

Данное условие выполняется, поэтому окончательно принимаю расход воздуха для проветривания участка Qуч=678,132 м3/мин.

# 3 Электротехническая часть

## 3.1 Выбор напряжений

Электроэнергия напряжением U=6 кВ поступает на участковую подстанцию, где снижается до напряжения U=660 В, которым питаются все силовые токоприемники проектируемого участка. Для освещения и питания ручного электроинструмента применяю напряжение U=127 В.

## 3.2 Расчет электрических нагрузок и выбор участковой трансформаторной подстанции

Для расчета и выбора участковой трансформаторной подстанции, данные об участковых потребителях электрической энергии свожу в таблицу 13.

Таблица 13 – Данные об участковых потребителях электрической энергии

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Место установки | Назначение механизма | Тип | | Количество | Технические данные | | | | | | | |
| механизма | двигателя | Рн, кВт | ∑Рн, кВт | | Iн, А | ∑Iн, А | ηн | | cosφн |
| Лава | Комбайн | РКУ10 | ЭКВЭ4-200 | 1 | 200 | 200 | | 216 | 216 | 92 | | 0,88 |
| Штрек | Насосная станция | СНТ32 | ЭДКОФ43/4  ВАО41-4 | 1  1 | 55  3 | 55  3 | | 62,5  4 | 62,5  4 | 86,6  84 | | 0,86  0,86 |
| Штрек | Насосная станция | СНТ32 | ЭДКОФ43/4  ВАО41-4 | 1  1 | 55  3 | 55  3 | | 62,5  4 | 62,5  4 | 86,6  84 | | 0,86  0,86 |
| Штрек | Насосная установка | 1УЦНС13 | ВАО72-2 | 1 | 30 | 30 | | 33 | 33 | 89 | | 0,9 |
| Штрек | Электробур | ЭБГП1 | Специальн. | 1 | 3,5 | 3,5 | | 4,7 | 4,7 | 83 | | 0,88 |
| Штрек | Освещение | АП4 |  | 1 | 4 | 4 | | 6,1 | 6,1 | 86 | | 0,82 |
| ∑Руст.1=353,5 | | | | | | | ∑Iн.1=392,8 | | |  | | |
| Лава | Конвейер | СПЦ163 | ЭДКОФ53/4 | 2 | 110 | 220 | | 116 | 232 | 93 | | 0,89 |
| Штрек | Конвейер | СП202 | ЭДКОФ43/4 | 2 | 55 | 110 | | 62,5 | 125 | 86,6 | | 0,86 |
| Штрек | Установка для нагнетания воды в пласт | УН35 | ВАОФ62-4 | 1 | 17 | 17 | | 19,5 | 19,5 | 89 | | 0,88 |
| ∑Руст.2=347 | | | | | | | | ∑Iн.2=376,5 | | |  | |
| Итого | ∑Руст.=700,5 | | | | | | ∑Iн.=769,3 | | |  | | |

На участке используются две насосные СНТ32 (рабочая и резервная). Допускаю, что в аврийной ситуации могут быть включены две насосные станции. В этом случае, учитывая техническую характеристику СУВ-350, необходимо отключить ЭБГП1. В этом случае ∑Руст.1=350 кВт.

Требуемая мощность трансформатора определяю по методу коэффициента спроса напряжения по формуле в кВ∙А

,



где ∑Руст – суммарная установленная мощность всех потребителей электроэнергии, кВт; ∑Руст=700,5 [таб. 13];

cosφср­ – средневзвешенное значение коэффициента мощности, потребляемой на участке; cosφср­=0,67 [9, стр. 358];

Кс – коэффициент спроса, учитывающий степень одновременности работы и загрузки двигателей, а также КПД кабельной сети и двигателей; определяется по формуле Центрогипрошахта для механизированных комплексов

,



где Р1 – номинальная мощность наиболее крупного потребителя, кВт; Р1=220 [таб. 13]



По расчетной мощности Sтр.р=616,86 кВ∙А принимаю передвижную подстанцию с номинальной (стандартной) мощностью Sтр.н большей или равной расчетной. Принимаю ТСШВП-630/6 с Sтр.н=630 кВ∙А. Техническую характеристику данной подстанции свожу в таблицу 14.

Таблица 14 – Технические данные передвижной шахтной подстанции ТСШВП-630/6

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Тип | Sтр.н, кВ∙А | Uтр.н, В | | Iтр.н, A | | Uк.з, % | Рк.з, Вт |
| ВН | НН | ВН | НН |
| ТСШВП-630/3 | 630 | 6000 | 690 | 60,6 | 527 | 3,5 | 4900 |

## 3.3 Расчет кабельной сети напряжением до 1 кВ

Для выбора фидерного кабеля, соединяющего ТСШВП-630/6 с РПП-0,66, необходимо определить сечение кабеля по допустимому нагреву. Нахожу ток фидерного кабеля по формуле в амперах



Так как на участке раздельное включение кабелей, питающих две отдельных СУВ-350, сечение силовой жилы каждого из них определяю из условия Iс.н.≥Iкф, причем значения коэффициента спроса рассчитываю для каждой группы потребителей по формуле



Принимаю для подключения СУВ-350 №1 и СУВ-350 №2 по два кабеля КГЭШ 3×50+1×10 с длительно допустимым током нагрузки по 220 А, что в сумме получается 440 А.

Определяю сечение жил для гибких кабелей потребителей электроэнергии участка, и полученные данные свожу в таблицу 15.

Таблица 15 – Выбор кабелей

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Потребители | Iн, А | Сечение,мм | | | Длина, м | Окончательно выбранный кабель |
| По допустимому нагреву | По механической прочности | Окончательно выбранное |
| СУВ-350 №1 | 359,63 | — | — | — | 10 | 2×(КГЭШ 3×50+1×10) |
| РКУ10 | 216 | 50 | 50-95 | 50 | 312 | КГЭШ 3×50+1×10+3×4 |
| СНТ32 | 66,5 | 10 | 10 | 10 | 10 | КГЭШ 3×10+1×6 |
| СНТ32 | 66,5 | 10 | 10 | 10 | 10 | КГЭШ 3×10+1×6 |
| 1УЦНС13 | 33 | 4 | 2,5-10 | 4 | 15 | КГЭШ 3×4+1×2,5 |
| ЭБГП1 | 4,7 | 4 | 2,5-10 | 4 | 80 | КГЭШ 3×4+1×2,5+3×1,5 |
| АП4 | 6,1 | 4 | 4-10 | 10 | 312 | КГЭШ 3×10+1×6 |
| СУВ-350 №2 | 375,82 | — | — | — | 15 | 2×(КГЭШ 3×50+1×10) |
| СПЦ163 | 232 | 70 | 25-70 | 70 | 312 | КГЭШ 3×70+1×10+3×4 |
| СП202 | 125 | 25 | 10-25 | 25 | 80 | КГЭШ 3×25+1×10+3×4 |
| УН35 | 19,5 | 4 | 2,5-10 | 4 | 80 | КГЭШ 3×4+1×2,5+3×1,5 |

## 3.4 Выбор аппаратуры защиты и управления

Для управления электрооборудованием участка принимаю две станции СУВ-350, в которые вмонтированы автоматические выключатели. Станции монтируются на энергопоезде.

Схему электроснабжения участка привожу на рисунке 6.

Станция управления СУВ-350 в рудничном взрывобезопасном исполнении РВ-3В-И в комплекте с пультом управления предназначена для дистанционного управления трехфазными асинхронными электродвигателями с короткозамкнутым ротором, установленными на машинах и механизмах угледобывающих комплексов, выполняющих очистные работы в лавах пологих пластов комбайновым способом при использовании механизированной крепи.

Станция управления рассчитана на работу в сетях с изолированной нейтралью при номинальном напряжении 380 и 660 В с частотой 50 Гц.

Электрическая схема станции управления обеспечивает:

- дистанционное управление с центрального пульта всеми двигателями комплекса, за исключением двигателя комбайна;

- останов конвейера с пульта управления комбайном;

- снятие напряжения со станции при помощи аварийных кнопок «СТОП» по всей длине лавы с воздействием на нулевой расцепитель автоматического выключателя, встроенного в станцию;

- защиту от токов к.з. каждого отходящего от станции силового присоединения;

- контроль изоляции и электроблокирование;

- сигнализацию о срабатывании максимальной токовой защиты;

- защиту от потери управляемости;

- невозможность самопроизвольного включения;

- блокирование, исключающее включение комбайна и конвейера лавы без предупредительного сигнала.

Станция имеет штепсельные выводы для отходящих кабелей.

Станция жестко крепится к салазкам облегченного типа, которые устанавливаются на почву или колесную площадку.

Технические данные станции управления СУВ-350 привожу в таблице 16.

АП-4

ТСШВП-630/6

СУВ-350

СУВ-350

резерв резерв

СНТ32 РКУ10 СНТ32 1УЦНС13 ЭБГП1

резерв резерв резерв резерв

#### СПЦ163 СП202 УН35

Рисунок 6 – Схема электроснабжения участка

Таблица 16 – Технические данные станции управления СУВ-350

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование ввода | Рабочий ток, А | Номинальный ток, А | Типы и схемы работы контакторов | Коммутационная, А | | Марка кабеля, мм | Исполнение ввода |
| Вкл. | Откл. |
| Общий ввод | 350 | 500 | — | — | — | ГРШЭ, 2×59 | Глухой |
| Фидер 1 | 63 | 63 | КТУ-2А, нереверсивная | 2700 | 1500 | ГРШЭ, 38 | Штепсельный |
| Фидер 2 | 160 | 250 | КТУ-4А, реверсивная | 7000 | 4000 | ГРШЭ, 58 | Штепсельный |
| Фидер 3 | 63 | 63 | КТУ-2А, нереверсивная | 2700 | 1500 | ГРШЭ, 38 | Штепсельный |
| Фидер 4 | 160 | 250 | КТУ-4А, нереверсивная | 7000 | 4000 | ГРШЭ, 58 | Штепсельный |
| Фидер 5 | 63 | 63 | КТУ-2А, нереверсивная | 2700 | 1500 | ГРШЭ, 38 | Штепсельный |
| Фидер 6 | 63 | 63 | КТУ-2А, нереверсивная | 2700 | 1500 | ГРШЭ, 38 | Штепсельный |
| Фидер 7 | 160 | 250 | КТУ-4А, нереверсивная | 7000 | 4000 | ГРШЭ, 58 | Штепсельный |
| Фидер 8, 9, 10 | 15 | 15 | От АП-4, нереверсивный | — | — | ГРШЭ, 38 | Штепсельный |

# 4 правила техники безопасности при ведении очистных работ, Охрана труда, противопожарная защита

## 4.1 Правила техники безопасности при ведении очистных работ

К управлению машинами и оборудованием допускаются рабочие, прошедшие обучение в учебно-курсовой сети, знающие конструкцию, приемы управления комплексом и правила безопасности.

Все работы при выемке угля в лаве и эксплуатации механизированного комплекса должны вестись в соответствии с «Правилами безопасности угольных шахт». Кроме того, при работе необходимо соблюдать дополнительные правила:

1. Обязательно вести непрерывный контроль за наличием метана в выработках и в лаве.

2. Осмотры и ремонт оборудования должны производиться только при отключении его от электросети.

3. Ремонт электрооборудования должен производиться только электрослесарями.

4. Категорически запрещается изменять схему дистанционного управления машинами комплекса.

5. Обязательна подача предупредительного звукового сигнала при включении комбайна и забойного конвейера.

6. Запрещается доставка конвейером материалов и леса при работающем комбайне.

7. При работе машин и оборудования на пусковой электроаппаратуре вывешивается предупреждающий плакат «Не включать, работают люди!».

8. Все рабочие, обслуживающие комплекс, должны находиться в закрепленной зоне.

9. Работа комбайна допускается только при исправной системе орошения.

10. Машинист комбайна перед пуском комбайна должен лично убедиться в отсутствии людей у исполнительного органа комбайна и перед включением дать предупреждения: «Внимание!» и «Включаю!».

11. Уходя от комбайна, машинист обязан выключит кнопками «Стоп» комбайн и конвейер, перевести в нейтральное положение рукоятку изменения скорости подачи и отключить режущие части комбайна.

12. Окно проставки турбомуфты для предохранения людей от возможного выброса горячего масла при срабатывании пробок тепловой защиты должно быть закрыто. Работа конвейера при открытых окнах в проставке запрещается.

13. Категорически запрещается применение в турбомуфтах глухих пробок вместо плавких. Нельзя допускать перегрева масла в турбомуфтах, для чего необходимо своевременно очищать и расштыбовывать защитные сетки на корпусе редуктора и удалять штыб с проставки турбомуфты. Своевременно очищать от угля и породы электродвигатели (со стороны вентилятора) привода конвейера.

14. Нахождение людей у забоя во время передвижки конвейера категорически запрещается.

15. Категорически запрещается передвижение людей по ставу конвейера и производство работ на нижней приводной головке без отключения сопрягающего конвейера.

16. Хождение рабочих по ставу, выполнение каких-либо работ стоя на ставе работающего забойного конвейера категорически запрещается.

17. Натяжение цепи конвейера при помощи упора запрещается и должно производиться только храповым механизмом.

18. Крепление сопряжений лавы со штреками, над приводными головками конвейера должно производиться в соответствии с утвержденным паспортом.

19. Разгрузку, передвижение и распор секции крепи машинист крепи должен выполнять, находясь под соседней секцией.

20. При разгрузке секции крепи нахождение под ней людей категорически запрещается.

21. При передвижении секции находиться впереди нее категорически запрещается.

22. В зоне разгружаемой секции, кроме машиниста крепи, присутствие других лиц категорически запрещается.

23. Не допускается одновременное передвижение двух рядом стоящих секций крепи.

24. Запрещается эксплуатации гидрооборудования без исправных манометров насосной станции и пульта управления.

Кроме перечисленных правил, при работе комплекса рабочие обязаны руководствоваться общими Правилами безопасности.

## 4.2 Охрана труда

Все работники шахт должны проходить медицинский осмотр. Предварительный при поступлении, и текущий – один раз в год для подземных рабочих и один раз в два года – для поверхностных. Работники, не прошедшие медицинский осмотр, к работе не допускаются.

Специфические условия производства на шахте требуют особо тщательного отбора лиц, поступающих на работу. Для этого все поступающие на шахту после прохождения медицинского освидетельствования должны пройти обучение по технике безопасности и промышленной санитарии. Это же обучение проходят рабочие при переходе с профессии на профессию. После прохождения обучения, рабочие должны сдать экзамены комиссии под председательством главного инженера шахты.

Ежегодно для всех подземных рабочих проводится надзором участка повторный инструктаж по технике безопасности. Программы инструктажа утверждаются главным инженером шахты. Инструктаж фиксируется в Книге инструктажа рабочих по безопасности работ.

На шахте разработан План ликвидации аварий. План разрабатывается сроком на 6 месяцев. Все работники участка должны быть ознакомлены под роспись с теми разделами, которые касаются участка. При изменении в расположении выработок и их проветривании, вносятся необходимые поправки, с которыми также необходимо под роспись ознакомить рабочих.

Правильный учет всех лиц, спустившихся в шахту и выехавших из нее, необходим для принятия мер по розыску лиц, своевременно не выехавших из шахты, и особенно важен во время аварии: точное знание мест нахождения людей в значительной степени облегчает спасательные работы и обеспечивает своевременное оказание помощи пострадавшим и вывод людей в безопасные места или на поверхность.

Табельный учет осуществляется в контрольном табеле и в ламповой. В данный момент на шахте ведутся работы по установке автоматизированной системы по учету табельных номеров.

Для защиты органов дыхания людей при пожарах, каждому работнику перед спуском в шахту выдается изолирующий самоспасатель ШС-7М. Количество исправных самоспасателей на шахте на 10% больше списочного состава работников.

Такие же нормы относятся и к обеспечению работников индивидуальными аккумуляторными светильниками.

## 4.3 Противопожарная защита

Для борьбы с пожарами по конвейерному и вентиляционному штрекам проложен противопожарный трубопровод диаметром 100 миллиметров. По трубопроводу краской красного цвета выполнена полоса шириной 50 миллиметров. Через каждые 50 метров на конвейерном и 100 – на вентиляционном установлены пожарные краны. оборудованные пожарными рукавами длиной 20 метров со стволами и соединительными головками. Кроме того, на конвейерном штреке дополнительно по обе стороны приводных головок оборудованы такие же пожарные краны. Концы противопожарных трубопроводов отстоят от забоя не более чем на 20 метров.

Через каждые 300 метров на вентиляционном штреке, а также на сопряжениях штрека с грузовым ходком и лавой размещаются огнетушители в количестве одного порошкового и одного пенного.

Через каждые 100 метров на конвейерном штреке, а также на сопряжениях штрека с грузовым ходком и лавой, а также на приводных и концевых головках размещаются огнетушители в количестве одного порошкового и одного пенного. Также в этих местах размещены емкости с песком объемом 0,2 метра кубических. В емкости помещена лопата.

На распределительном пункте участка находится песок объемом не менее 0,2 метра кубических и два порошковых огнетушителя.

Погрузочный пункт лавы закреплен несгораемой крепью.

# 5 организация и технология работ

## 5.1 Расчет и состав объемов работ по процессам на цикл

## 5.1.1 Состав процессов, входящих в процесс выемки угля на цикл

В состав производственных процессов входят следующие:

1. Выемка угля комбайном

2. Передвижка секций крепи

3. Задвижка конвейера

4. Передвижка крепей сопряжения

5. Сокращение конвейера на штреке

6. Извлечение ножек крепи

7. Технический осмотр и ремонт оборудования

## 5.1.2 Расчет объемов работ на цикл

Объем работ по выемке угля с одного цикла в тоннах

Дц=212,5

Выемка угля комбайном в тоннах

Дк=Дц=212,5

Передвижка крепи сопряжения, передвижек

Vк.с.=2

Сокращение конвейера на штреке, метров

Vк.с.=r=0,63

Извлечение ножек крепи на штреках нахожу по формуле в ножках

,



где lкр – расстояние между рамами крепи; lкр=0,8



## 5.1.3 Расчет численности ремонтных рабочих

Для ремонта и технического обслуживания оборудования в первую ремонотно-подготовительную смену в соответствии с баллами ремонтной сложности оборудования и суточной нагрузкой на забой по ЕНЧ, 1982 г. устанавливаю нормативы численности ремонтных рабочих.

Расчет баллов ремонтной сложности оборудования произвожу в таблице 17.

Таблица 17 – Расчет баллов ремонтной сложности

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Для ГРОЗ | | | Для электрослесарей | | |
| Количество единиц оборудования | Баллы на единицу | Сумма балов | Количество единиц оборудования | Баллы на единицу | Сумма балов |
| РКУ10 | 1 | 30 | 30 | 1 | 50 | 50 |
| 3МКД90 | 210/(10×1,5)==14 | 6 | 84 | 210/(10×1,5)==14 | 3 | 42 |
| СНТ32 | — | — | — | 2 | 10 | 20 |
| 1УЦНС13 | — | — | — | 1 | 10 | 10 |
| СПЦ163 | 210/(10×1,5)==14 | 4,5 | 63 | 1 | 15 | 15 |
| СП202 | — | — | — | 1 | 15 | 15 |
| УН35 | — | — | — | 1 | 10 | 10 |
| КСШ5К | 2 | 4 | 8 | 2 | 2 | 4 |
| ∑РСГРОЗ= | | | 185 |  | ∑РСэл.сл.= | 176 |

Нормативная численность ремонтных ГРОЗ при тонн и баллах ремонтной сложности ∑РСГРОЗ=185 составляет rяв.ГРОЗ=11 человек.



Нормативная численность электрослесарей при тонн и баллах ремонтной сложности ∑РСэл.сл.=176 составляет rяв.эл.сл.=9 человек.



## 5.2. Расчет комплексной нормы выработки и расценки

## 5.2.1 Расчет укрупненной комплексной нормы выработки

Находим укрупненную комплексную табличную норму выработки по сборнику УКНВ, 1988 г. В соответствии с заданными факторами

(табл. 1, 6 г).



На норму выработки влияют различные факторы, учтенные поправочными коэффициентами:

к1=0,95 – учитывает работу в противопылевых респираторах;

к2=1,15 – учитывает навалку угля лемехами конвейера;

к3=1,05 – учитывает тип комбайна РКУ10;

к4=0,9 – учитывает тип комплекса МКД90;

к5=1,05 – учитывает челноковую схему выемки угля;

к6=0,95 – учитывает мощность пласта т=1,3 м;

к5=0,9 – учитывает наличие включений колчедана в пласте.

кобщ.=0,95×1,15×1,05×0,9×1,05×0,95×0,9=0,927

Находим установленную укрупненную норму выработки в тоннах по формуле

Нв.сут.=Нв.таб.×кобщ

в том числе

бригадная

Нв.уст.=414×0,927=383,78

индивидуальная

Ниндв.уст=50,13×0,927=46,47

## 5.2.2 Расчет трудоемкости работ по выемке угля

Рассчитываем трудоемкость работ по выемке угля на один цикл комплексом, в человеко-сменах, по формуле



В том числе:

трудоемкость МГВМ 6 разряда



трудоемкость ГРОЗ 5 разряда

ТРгроз=ТРц-ТРмгвм

ТРгроз=4,57-0,55=4,02

## 5.2.3 Расчет трудоемкости работ, не входящих в процесс выемки угля

Определяем трудоемкость работ, не входящих в процесс выемки угля, в человеко-сменах, по формуле

,



где Vвсп.i. – объем любого вспомогательного процесса;

Нуст.i. – установленная норма выработки вспомогательного процесса;

## 5.2.4 Расчет трудоемкости ремонтных работ на цикл

Трудоемкость ремонтных работ на цикл определяю по формуле, в человеко-сменах

МГВМ 6 разряда



ГРОЗ 5 разряда



Принимаю в каждую добычную смену по одному электрослесарю 5 разряда, тогда в первую ремонтно-подготовительную смену будет выходить ремонтных электрослесарей 4 разряда, человек



Трудоемкость электрослесарей находим по формуле в человеко-сменах

Дежурных



Ремонтных



Дальнейший расчет производим в таблице 18

Находим комплексную норму выработки в тоннах на человека по формуле



Таблица 18 – Расчет комплексной нормы выработки и расценки

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Вид работ | Норма выработки | | | Объем работ на цикл | Потребное количество чел.-смен на цикл по норме | Тарифная ставка, грн. | Сумма зарплаты на цикл, грн. | Основания для установления нормы выработки |
| по сборнику | “k” по сборнику | установленная |
| Выемка угля комбайном, т | 50,13 | 0,927 | 46,47 | 212,5 | 4,57 |  |  | УКНВ таб.1,6г |
| В том числе МГВМ 6 р. |  |  |  |  | 0,55 | 10,554 | 5,80 |  |
| ГРОЗ 5 р. |  |  |  |  | 4,02 | 9,084 | 36,52 |  |
| Передвижка крепи сопряжения, штук | 30,5 |  | 30,5 | 2 | 0,066 | 9,084 | 0,60 | УКНВ таб.37,2 |
| Сокращение конвейера, м | 7,12 | 1,15 | 8,19 | 0,63 | 0,097 | 9,084 | 0,88 | Доп. УКНВ таб.76, 1б |
| Извлечение ножек, штук | 5,78 |  | 5,78 | 1,575 | 0,272 | 9,084 | 2,48 | УКНВ стр.190 |
| ТО и ремонт в 1 смену |  |  |  |  |  |  |  |  |
| МГВМ 6 р. |  |  |  |  | 0,167 | 10,554 | 1,763 | ЕНЧ, т.8 |
| ГРОЗ 5 р. |  |  |  |  | 1,667 | 9,084 | 15,143 | ЕНЧ, т.6 |
| дежурный электрослесарь |  |  |  |  | 0,5 | 9,084 | 4,542 |  |
| ремонтный электрослесарь |  |  |  |  | 1 | 7,92 | 7,92 |  |
| Всего | | | | ∑ТР= | 8,339 | ∑З= | 75,648 |  |

Находим комплексную расценку в гривнах за тонну по формуле

,



где ∑Зц – сумма затрат по заработной плате на один цикл, грн



## 5.3 Расчет численности суточной комплексной бригады ГРОЗ и рабочих лавы. Составление графика выходов на сутки

## 5.3.1 Расчет явочной численности суточной численности комплексной бригады

Явочную численность суточной комплексной бригады, человек, нахожу по формуле

,



где kв.н. – коэффициент выполнения нормы; принимаю kв.н.=1,06;

Дпсут – проектируемая суточная добыча, тонн; Дпсут=1275



Принимаю явочную численность суточной комплексной бригады чяв.бр.=47 человек.

## 5.3.2 Расчет списочной численности суточной комплексной бригады

Списочную численность суточной комплексной бригады, человек, нахожу по формуле

чсп.бр.=чяв.бр.×kсп,

где kсп – коэффициент списочного состава; принимаем kсп=1,9

чсп.бр.=47×1,9 =89,3

Принимаю списочную численность суточной комплексной бригады чсп.бр.=89 человек.

## 5.3.3 Расчет численности машинистов подземных установок (МПУ)

Принимаю в каждую добычную смену по одному машинисту подземных установок третьего разряда для обслуживания погрузочного пункта. Итого:

чяв.МПУ=3

чсп.МПУ=3×1,9=5,7

Списочную численность МПУ принимаю, человек

чсп.МПУ=5

## 5.4 Составление графика выходов рабочих на сутки

На основании произведенных расчетов численности рабочих очистного забоя составляю график выходов рабочих [смотри графическую часть]. Все полученные данные свожу в таблицу 19.

## 5.5 Расчет производительности труда

Расчет производительности труда на выход и на месяц в тоннах произвожу по формулам



Таблица 19 – График выходов рабочих

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Профессия, разряд | Штат на сутки, человек | | | | Всего, человек |
| 1 смена | 2 смена | 3 смена | 4 смена |
| МГВМ, 6  ГРОЗ по ремонту, 5  ГРОЗ по добыче, 5  Дежурный электрослесарь, 5  Ремонтный электрослесарь,4  МПУ, 3 | 1  10  6 | 1  8  1  1 | 1  8  1  1 | 1  8  1  1 | 4  10  24  3  6  3 |
| Итого | 17 | 11 | 11 | 11 | 50 |



## 5.6 Расчет продолжительности рабочих процессов. Составление планограммы работ на сутки

Нахожу продолжительность одного цикла в минутах по формуле

,



где Т – продолжительность работы лавы по выемке угля за сутки в минутах; нахожу по формуле

Т=(Тсм-Тп.з.)×псм,

где Тсм – продолжительность смены в минутах; Тсм=360

Тп.з. – продолжительность подготовительно-заключительных операций в минутах; принимаю Тп.з.=30

Т=(360-30)×3=990



В производственный цикл входит процесс выемки угля и когцевые операции. Продолжительность процесса выемки угля нахожу по формуле в минутах

Тв=Тц.-Тк.о.

где Тк.о. – продолжительность концевых операций в минутах; исходя из хронометражных данных шахты «Краснолиманская» Тк.о.=30

Тв=165-30=135

Продолжительность любого вспомогательного процесса рассчитываю по формуле в минутах

,



где ТРвсп – трудоемкость любого вспомогательного процесса в человеко-сменах [данные таб. 18]

пчел – количество человек, выполняющих данный технологический процесс

Продолжительность сокращения конвейера



Продолжительность передвижки крепи сопряжения



Извлечение арочной крепи



Продолжительность сокращения скребкового конвейера составит 16 минут.

Продолжительность передвижки крепи сопряжения составит 12 минут для каждой крепи за смену или по 6 минут за цикл.

Продолжительность извлечения крепи на штреках составит по 46 минут за смену

## 5.7 Технология выемки угля в лаве, крепление и управление кровлей

## 5.7.1 Краткое описание работ с расстановкой рабочих по сменам

В первую ремонтно-подготовительную смену выходит звено ремонтных ГРОЗ в составе одного машиниста горно-выемочных машин, десяти ГРОЗ и шести ремонтных электрослесарей, которые занимаются профилактическим осмотром и ремонтом оборудования и электрооборудования, обеспечивая безаварийную работу на сутки.

В каждую добычную смену выходит звено добычных ГРОЗ в составе одного машиниста горно-выемочных машин, восьми ГРОЗ, одного дежурного электрослесаря пятого разряда для обслуживания электрооборудования, и для обслуживания погрузочного пункта – одного машиниста подземных установок.

В начале и конце смены – подготовительно-заключительные операции по 15 минут.

В исходном положении комбайн внизу лавы зарубанный в забой. На комбайне работает МГВМ и ему помогает помощник из числа ГРОЗ.

По одному ГРОЗ в течении всей смены работает на сопряжениях лавы со штреками. Они занимаются подготовкой к задвижке конвейера, раскручивают крепление рам, подлежащих извлечению, перетягивают крепи сопряжения. После вырубки комбайна им помогают остальные ГРОЗ.

С начала смены ГРОЗы, за исключением комбайнера и его помощника, помогают на нижнем сопряжении.

После начала работы комбайна два ГРОЗ перетягивают секции крепи, два ГРОЗ задвигают забойный конвейер и один человек, после того как поможет на нижнем сопряжении, следом за ними выравнивает линию, не допуская искривления лавы.

После выхода комбайна на верхнее сопряжение – передвижка крепи сопряжения, задвижка верхней головки конвейера, извлечение ножки крепи (по необходимости) и погашение тупика (по необходимости).

Затем комбайн двигается вниз по выше установленной схеме, и внизу производятся те же операции, что и на сопряжении с вентиляционным штреком. По окончании этих работ сокращается став конвейера.

## 5.7.2 Технология выемки угля комбайном

Проектом принят для эксплуатации горно-выемочный комбайн РКУ-10. Выемка угля комбайном осуществляется по челноковой схеме. Управление комбайном осуществляется машинистом комбайна и помощником машиниста комбайна в соответствии с " Руководством по эксплуатации" механизированного комплекса МКД90 и комбайна РКУ-10 при строгом соблюдении " Инструкции по охране труда МГВМ." Вынимаемая мощность пласта 1,3 м.

Выемку угля начинают от конвейерного штрека. Перед началом выемки угля машинист и его помощник осматривают комбайн, проверяют исправность рукояток управления комбайном, состояние кабеля и крепление его на комбайне, уровень масла в редукторах, проверяют состояние резцов и заменяют изношенные, проверяют исправность орошения.

При выемке угля машинист комбайна, находясь возле верхнего пульта управления, управляет комбайном, следит за выемкой угля на полную ширину захвата, регулирует положение верхнего исполнительного органа, не допуская оставления “земника” (при движении комбайна вниз) и угля в кровле (при движении вверх) и внимательно следит за сигналами рабочих.

Помощник машиниста комбайна регулирует положение нижнего исполнительного органа, не допуская оставления “земника” (при движении комбайна вверх) и угля в кровле (при движении вниз), следит за работой системы орошения, убирает с комбайна упавшие куски угля (породы). Во время остановки комбайна помощник машиниста вместе с машинистом производит замену изношенных резцов, доливает масло.

После окончания выемки угля по всей полосе лавы и выхода комбайна на верхнее сопряжение, комбайн отгоняется на 20 метров ниже с предварительно опущенными шнеками для зачистки почвы. Затем машинист, помощник машиниста и освободившиеся ГРОЗы перетягивают верхние концевые комплекты 2КК, и производят задвижку верхней головки и конвейерного става с плавным его выводом до комбайна. Затем осуществляется зарубка комбайна с выездом его на верхнее сопряжение.

По окончании задвижки и выравнивания конвейерного става ГРОЗами ниже комбайна, производится движение комбайна вниз с выемкой новой полосы угля.

Концевые операции на нижнем сопряжении аналогичны операциям на верхнем сопряжении

## 5.7.3 Технология передвижки секций крепи

Крепление лавы вслед за выемкой угля комбайном производят 2 горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ). Управление секциями крепи производится согласно требованиям "Руководства по эксплуатации механизированной крепи МКД90 при строгом соблюдении требований "Инструкции по охране труда для ГРОЗ". Отставание крепи от комбайна не должно превышать 5 м.

С начала смены электрослесарем производится включение насосных станций, входящих в состав энергопоезда.

Вслед за проходом комбайна с отставанием не более 5м от нижнего шнека (при движении комбайна вверх) и такого же отставания от верхнего шнека (при движении вниз), производится перетяжка секций крепи. ГРОЗ управляет секцией при помощи блока управления, который размещен на секции, которая находится ниже перетягиваемой.

Порядок перетяжки секции следующий:

1. сливаются гидростойки на высоту не менее необходимой для нормального перемещения секции и не более высоты, при которой будет просыпаться порода между верхняками соседних секций;

2. проверяется дорога, по которой перемещаться секция крепи и при необходимости зачищается, далее производится перетяжка секции при помощи гидродомкрата;

3. при необходимости секция выравнивается при помощи боковых домкратов и производится устранение зазоров между перекрытиями соседних секций;

4. производится распор гидростоек с максимальным усилием, необходимым для удержания кровли и для невозможности отхода секций крепи при задвижке забойного конвейера.

В местах геологических нарушений или при наличии мест с неустойчивой кровлей, перетяжка секций крепи производится непосредственно вслед за проходом шнека, рубающего уголь у кровли пласта.

Следует обращать особое внимание на то, чтобы секции перетягивались на полный ход домкрата, так как в противном случае не полная перетяжка секций приведет к отставанию забойного конвейера, что в дальнейшем приведет к искривлению лавы.

## 5.7.4 Технология передвижки конвейера

Задвижку забойного конвейера лавы проиводят 2 горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ). Управление секциями крепи производится согласно требованиям "Руководства по эксплуатации механизированной крепи МКД90 при строгом соблюдении требований "Инструкции по охране труда для ГРОЗ".

Задвижку конвейера начинают проводить с отставанием 20 м от перетягиваемых секций, что дает возможность не допускать уменьшения линии изгиба менее 15 метров, что обусловлено технической характеристикой конвейера для его нормальной эксплуатации без разрывов и проваливания рештачного става.

Для задвижки ГРОЗ №1 двигаясь по лаве вслед за перетяжкой секций крепи на вышеуказанном расстоянии, управляя гидроблоками управления секциями, ставит ручки управления в положение «распор гидродомкрата». ГРОЗ №2 следит за задвижкой конвейера и при выходе штока гидродомкрата на полную величину хода, ставит блок управления в нейтральное положение. При этом ГРОЗ №1 не должен отрываться от ГРОЗ №2 на расстояние более 5 секций, так как увеличение расстояния приведет к снижению давления в гидромагистрали.

В случае остановки комбайна рабочие, осуществляющие задвижку забойного конвейера, ставят ручки управления на гидроблоках секций, которые стоят в положении «распор гидродомкрата», в нейтральное положение. Затем выравнивают рештачный став на линии изгиба, не допуская ее уменьшения менее 15 метров и не допуска разрывов рештачного става. При возобновлении движения комбайна и перетяжки секций, рабочие, осуществляющие задвижку забойного конвейера, возобновляют свою работу и действуют дальше по плану приведенному в вышестоящем абзаце.

Третий ГРОЗ, двигаясь следом за задвижкой, доталкивает по необходимости линию, не допуская ее искривления.

Данная схема действительна для применения при движении комбайна по лаве в обоих направлениях, как вверх, так и вниз.

## 5.7.5 Технология передвижки головок конвейера и крепи сопряжения

Проектом принята для эксплуатации на сопряжениях лавы с прилегающими выработками крепь сопряжения КСШ5К, использование которой полностью механизирует процесс крепления сопряжения, способствует повышению безопасности и производительности работ.

В исходном положении опережающая четырехстоечная секция крепи перетянута и поддерживает кровлю через боковые верхняки, соединенные между собой рессорными пакетами. Отстающая двухстоечная секция разжата и удерживает от смещения приводную головку конвейера.

Задвижка приводной головки забойного конвейера осуществляется по следующему плану:

1. выключается и блокируется забойный конвейер (на верхней головке имеется выносная кнопка);

2. разгружается двухстоечная секция посредством гидроблока управления;

3. посредством круглозвенной цепи и гидродомкрата, закрепленного к упорной стойке, подтягивается двухстоечная секция с закрепленной на ней головкой приводного конвейера; одновременно с этой операцией производится задвижка и выравнивание конвейерного става в лаве, не допуская при этом разрывов и проваливания рештаков; гидродомкрат управляется при помощи гидроблока управления;

4. разжимается двухстоечная секция и при необходимости выравнивается;

5. разгружается четырехстоечная опережающая секция посредством гидроблока управления;

6. посредством круглозвенной цепи и гидродомкрата, закрепленного к упорной стойке, подтягивается четырехстоечная опережающая секция;

7. разжимается опережающая секция аналогично отстающей;

8. по мере продвижения лавы производится перенос и крепление упорной стойки.

9. разблокируется и запускается конвейер лавы.

Данный план применим как для верхнего, так и для нижнего сопряжения лавы с прилегающими выработками.

# 6 экономическая часть

Планирование себестоимости одной тонны угля на шахте производится по следующим экономическим элементам затрат:

* расходы на оплату труда;
* отчисление на государственное социальное страхование;
* затраты на материалы;
* амортизация основных фондов.

## 6.1 Расчет себестоимости одной тонны угля по элементу “Расходы на оплату труда”

Месячный фонд оплаты труда по очистному забою включает в себя:

- прямую сдельную заработную плату комплексной бригады ГРОЗ;

- прямую повременную заработную плату вспомогательных рабочих;

- оклады руководителей участка и доплат к ним;

- доплаты рабочим за работу в ночное время;

- “бригадирские”;

- доплата рабочим за передвижение к месту работы.

Прямая сдельная заработная плата рассчитывается по формуле, в гривнах

,



где Рк – комплексная расценка, гривен;

- добыча угля за месяц из проектируемого забоя, тонн.



Прямая повременная заработная плата рассчитывается по формуле в гривнах

ЗПпов.=Тст× чяв× nр.дн.,

где Тст – тарифная ставка соответствующего разряда, гривен;

nр.дн. – число рабочих дней очистного забоя; nр.дн.=30

Доплата за работу в ночное время производится из расчета 40% тарифной ставки для МГВМ и ГРОЗ и 20% для всех остальных трудящихся. Ночным считается время с 22 часов до 6 часов. Фактически третья и четвертая смены по 4 часа в каждую

Дн=Тст­ч×0,4(0,2)×nноч×nсм×nр.дн.×nчел,

где Тст­ч –часовая тарифная ставка рабочего;

0,4 – 40% доплаты за работу в ночное время;

0,2 – 20% доплаты за работу в ночное время;

nноч – количество часов в ночной смене, подлежащих к оплате, nноч=4;

nсм – количество смен, за которые производится доплата за работу в ночное время;

nчел – количество человек, работающих в ночное время.

Для ГРОЗ доплата за работу в ночное время составляет, гривен

Днв=1,52×0,4×4×2×30×8=1167,36

Для машинистов горно-выемочных машин доплата за работу в ночное время составляет, гривен

Днв=1,76×0,4×4×2×30×1=168,96

Для электрослесарей 5 разряда доплата за работу в ночное время составляет, гривен

Днв=1,52×0,2×4×2×30×1=72,96

Для МПУ 3 разряда доплата за работу в ночное время составляет, гривен

Днв=1,172×0,2×4×2×30×1=56,256

Доплата за передвижение к месту работы и обратно производится из расчета норматива оплаты времени передвижения, установленного хронометражными наблюдениями.

Принимаю время, в часах, передвижения согласно хронометражных данных tхр=1.

Доплату для бригады за передвижение к месту работы и обратно рассчитываю по формуле в гривнах

Дпер=Тнорм× tхр×чяв.сут.×nр.дн,

где Тнорм. – норматив оплаты за один час передвижения в гривнах; Тнорм=0,41.

Дпер=0,41×1×47×30=578,1

Для МПУ 3 разряда доплата за передвижение к рабочему месту составит, гривен

Дпер=0,41×1×3×30=36,9

Доплата за руководство бригадой и звеньями на шахте производится из расчета 50% прямой повременной заработной платы 5 разряда и 15% этой суммы каждому звеньевому. Бригадиру электрослесарей принимаю 15 гривен. Доплату за руководство бригадой и звеньями рассчитываю по формуле в гривнах

Дбр=(0,5+пзв.×0,5×0,15) × Тст.5р. ×пвых+ Дэл.сл,

где пзв – число звеньев, пзв=4

Дбр=(0,5+4×0,5×0,15)× 9,084×22+15=174,88

Принимаю оклады для руководителей и специалистов участка в гривнах, соответственно:

начальник участка – 300;

заместитель начальника участка – 280;

механик участка – 280;

помощник начальника участка – 250;

горные мастера – 230.

Доплата за работу в ночное время производится только помощнику начальника участка и горным мастерам, а именно:

помощнику начальника участка

,



где tсм – продолжительность смены, час; tсм=8

nвых – число выходов за месяц, nвых=22

48 – количество часов в ночное время, оплачиваемое по приказу за месяц

;



горным мастерам

,



Доплата за передвижение руководителям участка (начальник, зам. начальника, пом. начальника и механик) в гривнах составляет каждому

Дпер=0,41×1×18=7,38,

где 18 – обязательное количество спусков в шахту.

Сумма доплат за передвижение к месту работы горных мастеров составляет в гривнах

Таблица 20 – Расчет по элементу “Расходы на оплату труда”

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Вид работ | Профессия, должность | Тарифный разряд | Штат на сутки, чел. | | Число выходов за месяц | Месячный объем работ. | Расценка комплексная. тарифная ставка, грн. | Основная заработная плата, грн. | | | | | |
| Явочная | Списочная | Прямая | Доплата за | | | | |
| Передвижение | Бригадирские | Ночные | | Всего основная заработная плата, грн. |
| Суточная комплексная бригада | МГВМ  ГРОЗ | 6  5 | 47  4  34 | 89  8  64 |  | 38250 | 0,356 | 13617 | 578,1 | 174,88 | 1409,28  168,96  1167,36 | | 15779,26 |
| Обслуживание механизмов | эл. сл. деж.  эл. сл. рем. | 5  4 | 3  6 | 6  11 |  |  |  |  |  |  | 72,96 | |  |
| Обслуживание погруз. пункта | МПУ | 3 | 3 | 6 | 90 |  | 7,082 | 637,38 | 36,9 |  | 56,26 | | 730,54 |
| Итого по очистному забою | ΣФоч= | | | | | | | | | | | 16509,8 | |
| Руководители участка | Нач. участка  Зам. нач. участка  Пом. нач. участка  Механик  Горный мастер |  | 1  1  1  1  4 | 1  1  1  1  8 |  |  | 300  280  250  280  230 | 300  280  250  280  1840 | 7,38  7,38  7,38  7,38  49,2 |  | 27,27  143,38 | | 307,38  287,38  284,65  287,38  2032,58 |
| Итого руководители | ΣФрук= | | | | | | | | | | | 3199,37 | |
| Всего | ΣФот=ΣФоч+ΣФрук= | | | | | | | | | | | 19709,17 | |

Дпер=0,41×1×4×30=49,2

Дальнейший расчет произвожу в таблице 20.

Себестоимость одной тонны угля по элементу «Расходы на оплату труда» в гривнах за тонну вычисляю по формуле



## 6.2 Расчет себестоимости одной тонны угля по элементу “Отчисления на государственное социальное страхование”

Сумма отчислений на социальное страхование на шахте производится в гривнах из расчета 37% от суммы фонда оплаты труда и 0,5% на медобслуживание от этой же суммы.

Сумму отчислений на государственное социальное страхование и медицинское обслуживание нахожу по формуле в гривнах

Зотч=0,375×∑Фо.т.

Зотч=0,375×19709,17=7390,94

Себестоимость одной тонны угля по этому разделу находим по формуле в гривнах



## 6.3 Расчет себестоимости по элементу “Материальные затраты”

Этот элемент затрат состоит из расходов на вспомогательные материалы и оплату электроэнергии со стороны.

## 6.3.1 Расчет затрат по вспомогательным материалам

Расчет затрат и стоимость материалов, потребляемых в очистном забое производится по удельным нормам расхода материалов на 1000 тонн добычи, месячного объема добычи угля, паспорта крепления лавы, плановых цен на материалы и срока службы материалов.

По принципу включения в себестоимость материалы делятся на две группы:

1-я группа – материалы разового использования, стоимость которых полностью включается в месячную себестоимость;

2-я группа – материалы длительного пользования, стоимость которых включается в себестоимость частями, в соответствии со сроком службы.

## 6.3.1.1 Расчет затрат по материалам 1 группы

Расход зубков для комбайна нахожу по формуле в штуках

,



где - удельная норма расхода зубков в штуках на 1000 т добычи; =18



0,7 – коэффициент, учитывающий, что 30% зубков идет на повторное использование



Расход присадки “АКВОЛ-3” для приготовления эмульсии нахожу по формуле в килограммах

,



где - удельная норма расхода присадки в кг на 1000 т добычи; =27



Расход шланга орошения принимаю исходя из длины лавы в метрах

Ршл=lлавы=210

Таблица 21 – Расчет затрат по материалам 1 группы

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Наименование материалов | Расход за месяц | Оптовая цена единицы, грн | Сумма затрат за месяц, грн |
| Зубки, шт  Присадка «АКВОЛ-3», кг  Шланг орошения, м | 482  1032,3  210 | 6,55  1,5  15 | 3157,1  1548,45  3150 |
| Итого |  |  | 7855,55 |
| Прочие неучтенные матералы |  |  | 785,56 |
| Всего |  |  | 8641,11 |

Расход на смазочные материалы принимаю в прочих неучтенных материалах, которые принимаю в размере 10% учтенных материалов.

Расчет затрат произвожу в таблице 21.

## 6.3.1.2 Расчет затрат по материалам 2 группы

Расчет расхода кабелей приведен в таблице 15. Расход рештаков и цепи для текущего ремонта конвейеров включаю в прочие неучтенные материалы, которые принимаю в размере 10% от суммы учтенных материалов.

Расчет произвожу в таблице 22.

Таблица 22 – Расчет затрат по материалам 2 группы

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование материалов | Потребное количество по паспорту | Оптовая цена, грн | | Срок службы, мес. | Сумма погашения стоимости за месяц, грн |
| за единицу | общая |
| Гибкие кабели КГЭШ, м  3×70+1×10+3×4  3×50+1×10+3×4  3×25+1×10+3×4  3×4+1×2,5+3×1,5  3×50+1×10  3×10+1×6  3×4+1×2,5 | 312  312  80  160  50  332  15 | 30,09  27,02  23,44  12,56  25,43  10,57  8,07 | 9388,08  8430,24  1875,2  2009,6  1271,5  3509,24  121,05 | 12  12  12  12  12  12  12 | 782,34  702,52  156,27  167,47  105,96  292,44  10,09 |
| Итого |  | | | | 2217,09 |
| Прочие неучтенные материалы |  | | | | 221,71 |
| Всего |  | | | | 2438,8 |

Сумму затрат по вспомогательным материалам с учетом 15% транспортных затрат произвожу по формуле в гривнах

Зв.м.=(Зм.1+Зм.2)×1,15

Зв.м.=(8641,11+2438,8)×1,15=12741,9

## 6.3.2 Расчет затрат по электроэнергии

Оплата за электроэнергию производится за потребленную токоприемниками электроэнергию. Оплату нахожу по формуле в гривнах

Зэл.=∑Pдв×t×kз×b,

где ∑Pдв – суммарная мощность электродвигателей в забое, кВТ; ∑Pдв=700,5 [таб. 13]



t – число часов работы электродвигателей в месяц;

kз – коэффициент загрузки во времени и по мощности; kз=0,85;

b – тариф оплаты за 1 кВт/ч потребляемой энергии, b=0,0976.

t=Тв×пц×пр.дн.

t=4×6×30=720

Зэл.=700,5×720×0,85×0,0976=41841,71

Сумму материальных затрат нахожу по формуле в гривнах

Зм.з.=Зв.м.+Зэл.

Зм.з.=12741,9+41841,71=54583,61

Себестоимость одной тонны угля по элементу “Материальные затраты” нахожу по формуле в гривнах



## 6.4 Расчет себестоимости по элементу “Амортизация основных фондов”

Амортизационные отчисления за месяц определяются по каждому виду оборудования, применяемого в забое, в гривнах по формуле

,



где Пп – полная первоначальная стоимость оборудования, гривен;

На – годовая норма амортизации, На=15%.

Полную первоначальную стоимость оборудования нахожу в таблице 23.



Себестоимость одной тонны угля по элементу “Амортизация основных фондов” нахожу по формуле



Принимаю на транспортные расходы 20% от цены оборудования и 10% от цены – на монтаж этого оборудования.

Таблица 23 – Расчет полной первоначальной стоимости оборудования

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Количество единиц | Цена единицы оборудования, грн. | Сумма общая, грн. | Транспортные расходы, грн. | Затраты на монтаж, грн. | Общая балансовая стоимость оборудования, грн |
| 2КД90 | 1 | 5000000 | 5000000 | 1000000 | 500000 | 6500000 |
| СПЦ163 | 1 | 518400 | 518400 | 103680 | 51840 | 673920 |
| РКУ10 | 1 | 342480 | 342480 | 68496 | 34248 | 445224 |
| СП202 | 1 | 212000 | 212000 | 42400 | 21200 | 275600 |
| СУВ-350 | 2 | 58500 | 117000 | 23400 | 11700 | 152100 |
| ТСШВП-630/6 | 1 | 54000 | 54000 | 10800 | 5400 | 70200 |
| СНТ32 | 2 | 51600 | 103200 | 20640 | 10320 | 134160 |
| КСШ5К | 2 | 23700 | 47400 | 9480 | 4740 | 61620 |
| УН35 | 1 | 6300 | 6300 | 1260 | 630 | 8190 |
| 1УЦНС13 | 1 | 2775 | 2775 | 555 | 277,5 | 3607,5 |
| АП4 | 1 | 2100 | 2100 | 420 | 210 | 2730 |
| ЭБГП1 | 1 | 980 | 980 | 196 | 98 | 1274 |
| Итого |  |  | 6406635 | 1281327 | 640663,5 | 8328626 |

## 6.5 Калькуляция себестоимости одной тонны угля

На основании произведенных расчетов составляю таблицу 4 и произвожу калькуляцию себестоимости одной тонны угля.

Таблица 4 – Калькуляция себестоимости одной тонны угля

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Элемент затрат | Сумма затрат за месяц, грн. | | Себестоимость 1 т. угля, грн. | Удельный вес элемента оборудования в общей себестоимости, % |
| Расходы на оплату труда | 19709,17 | | 0,52 | 0,52/4,86×100=10,7 |
| Отчисления на социальное страхование | 7390,94 | | 0,19 | 0,19/4,86×100=3,91 |
| Материальные затраты | 54583,61 | | 1,43 | 1,43/4,86×100=29,42 |
| Амортизация основных фондов | 104107,83 | | 2,72 | 2,72/4,86×100=55,97 |
| Итого | | 185791,55 | Сп=4,86 | 100 |

## 6.6 Сравнительная таблица технико-экономических показателей

На основании произведенных расчетов составляю таблицу 5.

Таблица 5 – Технико-экономические показатели

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Показатели | Базовый вариант | Проектный вариант | ± к базовому |
| Длина лавы, м | 210 | 210 | 0 |
| Мощность пласта, м | 1,3 | 1,3 | 0 |
| Тип механизированной крепи | КМ-87 | 2КД90 | — |
| Тип выемочного механизма | РКУ10 | РКУ10 | — |
| Тип конвейера | СП87М | СПЦ163 | — |
| Число циклов за сутки | 4 | 6 | +2 |
| Добыча с одного цикла, тонн | 212 | 212 | 0 |
| Добыча за сутки, тонн | 848 | 1275 | +427 |
| Добыча за месяц, тонн | 25440 | 38250 | +12810 |
| Численность бригады, человек  явочная  списочная | 78  150 | 47  89 | -31  -61 |
| Производительность труда, тонн  за выход  за месяц | 10,87  169,6 | 27,13  429,78 | +16,26  +260,18 |
| Себестоимость1 тонны угля, грн. | 6,3 | 4,86 | -1,44 |
| Капитальные затраты, грн. | 6748321 | 8328626 | +1580305 |
| Годовая экономическая эффективность, грн. | — | 423914,25 | — |
| Срок окупаемости, год | — | 2,4 | — |

## 6.7 Расчет показателей экономической эффективности

Нахожу условную годовую экономию от внедрения новой техники, по формуле, в гривнах

,



где Сб; Сп – себестоимость 1 тонны угля соответственно базового и проектного вариантов, гривен

Дпгод – планируемая годовая добыча, тонн



УГЭ=(6,3-4,86)×459000=660960

Срок окупаемости от внедрения новой техники нахожу по формуле в годах

,



где , - капитальные затраты в гривнах соответственно базового и проектного вариантов



Условный годовой экономический эффект от внедрения новой техники нахожу по формуле в гривнах

,



где Ен – нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений (для внедрения новой техники); Ен=0,15

УГЭЭ=660960-0,15×(8328626-6748321)=423914,25

# 7 специальная часть

По заданию дипломного проектирования необходимо разработать мероприятия для комплексного обеспыливания участка.

## 7.1 Шахтная пыль

Шахтная пыль – совокупность тонкодисперсных минеральных частиц, образующихся из ископаемого угля и пустой породы и находящихся во взвешенном или осевшем состоянии в горных выработках. Размер частиц пыли изменяется от 1 мм до долей микрона.

Шахтная пыль образуется в основном при добыче и транспортировке полезного ископаемого, отбойке горных пород, погрузке и транспортировке горной массы.

При вдыхании породной пыли, содержащей свободный диоксид кремния, происходит запыление, называемое силикозом, а при вдыхании угольной – антракоз.

Угольная пыль обладает взрывчатыми свойствами. К опасным по пыли относят пласты угля и горючих сланцев с выходом летучих веществ 155 и более, а также пласты угля, взрывчатость которых определена лабораторно.

## 7.2 Оценка выемочного комбайна и по пылевому фактору

Согласно пункта 3.3 ГОСТ 11986-73 "Комбайны очистные узкозахватные", удельное пылевыделение при работе комбайнов с вмонтированными средствами пылеподавления не должно превышать 12 г на 1 тонну добываемого угля. Удельное пылевыделение рассчитывается по количеству образующейся при работе комбайна и переходящей во взвешенное состояние пыли с размером частиц менее 70 микрометров и определяется по формуле в граммах на тонну

qп=qпл×V×qк,

где qп – удельное пылевыделение пласта в граммах на тонну; qп=85

V – скорость воздуха в лаве в метрах на секунду; V=4

qк – показатель, учитывающий влияние конструктивных параметров комбайна на образование пыли, который определяю по формуле

qк=16,7×км×кп,

где км – показатель приведенной степени измельчения угля для выемочного комбайна РКУ10, зависит от типа режущего инструмента и производительности комбайна, для данных условий применяю км=0,033

кп – показатель, учитывающий изменение удельного пылевыделения в зависимости от компоновки комбайна и вынимаемой мощности пласта кп=1,1

qк=16,7×0,333×1,1=0,61

qп=85×2,2×0,61=113

По предельному значению удельного пылевыделения (12 грамм на тонну, согласно ГОСТ 11986-73) рассчитываю необходимую величину эффективности пылеподавления в процентах, которое должно быть предусмотрен на выемочном участке. Расчет произвожу по формуле



## 7.3 Выбор комплекса мероприятий по борьбе с пылью

Для обеспечения эффективности пылеподавления не менее 89,3% принимаю комплекс мероприятий по борьбе с пылью, включающий предварительное увлажнение угольного массива и орошение на комбайне.

Комбайн РКУ10 имеет внутреннее орошение с подачей воды в зону резания и внешнее с подачей воды в зоны распространения пыли. Согласно данным эффективность выбранных мероприятий должна быть не менее 0,6 и 0,83 .

Эффективность комплекса выбранных мероприятий в процентах нахожу по формуле

Эобщ=[1-(1-Э1)×(1-Э2)]×100

Эобщ=[1-(1-0,6)×(1-0,83)]=93,2

Удельное пылевыделение с применением мероприятий нахожу по формуле в граммах на тонну



, что<12



Остаточную запыленность воздуха в 5-8 м выше комбайна рассчитываю по формуле в миллиграммах на метр кубический



где Кv – коэффициент, учитывающий влияние скорости движения вентиляционной струи в очистном забое; Кv=1,2

Кс – коэффициент, учитывающий эффективность комплекса обеспечивающих мероприятий в долях;

Кс=(1-0,932)=0,068

Кд – коэффициент, учитывающий верхний предел крупности пыли; Кд=0,65



Согласно требований правил безопасности, при запыленности воздуха более 10 миллиграмм на метр кубический все рабочие лавы и рабочие, которые работают на вентиляционном штреке, при работе комбайна должны производить работы в респираторах.

## 7.4 Предварительное увлажнение угля в массиве

Предварительное увлажнение угля в массиве буду производить через скважины диаметром 45 миллиметров и длиной 170 метров. Бурение шпуров предлагаю производить при помощи электробура ЭБГП1. Нагнетание воды в пласт предлагаю производить при помощи насосной установки УН35.

Скважины бурятся по середине мощности пласта. Расстояние между скважинами принимаю 20 метров. Герметизация скважин осуществляется с помощью герметизатора "Таурас" на глубину не менее 5 метров.

Количество жидкости, которое необходимо подать в скважину определяю по формуле в метрах кубических

,



где l – длина скважины в метрах; l=170

b – расстояние между скважинами в метрах; b=20

q – удельный расход воды в литрах на тонну



Продолжительность нагнетания воды в скважину нахожу по формуле в часах.

,



где qн – темп нагнетания воды в скважину в метрах кубических за час; qн=1,8



Средняя производительность бурового станка ЭБГП1 составляет 30 метров скважины в час. Следовательно, продолжительность бурения одной скважин длиной 170 метров составит 6 часов.

Продолжительность бурения и нагнетания воды в скважину длинной составит 76 часов или 3 суток и 4 часа.

Для повышения эффективности предварительного увлажнения угля в массиве к воде добавляется смачиватель ДБ в концентрации 0,1%. При закачке воды в скважину в объеме 126, 4 метра кубических, расход смачивателя ДБ на одну скважину составит 126,4 литра.

Суточный расход воды для нагнетания в скважину нахожу по формуле в метрах кубических

Vсут=1,8×24=43,2

Эффективность снижения пылеобразования при указанном способе увлажнения угля в массиве и выбранных параметрах составит не менее 60%.

## 7.5 Орошение при работе выемочного комбайна

Согласно выбранной типовой технологической схемы применения средств борьбы с пылью при работе выемочного комбайна РКУ10, принимаю удельный расход воды на орошение 30 литров на тонну при давлении воды у оросителей не менее 12 килограмм-силы на сантиметр квадратный.

Для обеспечения требуемого давления воды на форсунках, на распредпункте устанавливается насосная установка 1УЦНС13, пускатель которой сблокирован с пускателем комбайна. Расход воды, используемый для орошения на комбайне РКУ10, определяется из выражения в литрах на минуту

Qк=Рк×qк,

где Рк – производительность комбайна в тоннах за минуту; Рк=4

qк – удельный расход воды для орошения в литрах за минуту; qк=30

Qк=4×30=120

На комбайне для подавления пыли в зоне резания непосредственно на шнеках установлены форсунки КФ-3,3-40 в количестве 8 штук. Непосредственно на корпусе комбайна устанавливаются плоскоструйные форсунки ПФ-1,6-40 в количестве 6 штук.

Суточный расход воды на орошение нахожу по формуле в метрах кубических за сутки

Qк.сут.=(Асут×qк)÷1000

Qк.сут.=(1275×30)÷1000=38,25

Для повышения эффективности пылеподавления при работе очистного комбайна к воде добавляется смачиватель ДБ в концентрации 0,1%. При расходе воды 38,25 метров кубических за сутки, расход смачивателя составит 38,25 литров в сутки.

Эффективность снижения пылеобразования при указанном способе пылеподавления составит не менее 83 %.

## 7.6 Орошение на погрузочном пункте очистного забоя

Подавление пыли, образующейся в месте пересыпа угля с забойного конвейера на штрековый, осуществляется с помощью конусных оросителей с углом раствора факела 165 град. при давлении воды 12 килограмм-силы на сантиметр квадратный.

Согласно технологической схемы пылеподавления, удельный расход воды должен быть 5 литров на тонну.

При средней производительности комбайна 4 тонны за минуту, общий расход воды на обеспыливание в зоне погрузки угля из забоя составит 20 литров за минуту, что обеспечивается установкой двух форсунок ПФ 5,0-165.

Суточный расход воды на погрузочном пункте лавы и перегрузочных пунктах по шреку нахожу по формуле в литрах за сутки

Qп=Асут×qп×п,

где qп – удельный расход воды в литрах на тонну; qп=5

п – число перегрузочных пунктов; п=2

Qп=1275×5×2=12750

Для повышения эффективности пылеподавления при работе оросителей на погрузочном пункте лавы в воду добавляется смачиватель ДБ в концентрации 0,1%. При суточном расходе воды на орошение 12750 литров расход смачивателя составит 12,75 литров в сутки.

## 7.7 Обеспыливание вентиляционной струи

Для снижения пылеотложения на вентиляционном штреке, на расстоянии от лавы не более 20 метров предлагаю установить водяную завесу. Водяная завеса должна работать в течении всего времени работы комбайна. Расход воды на завесе должен быть не менее 0,1 литры на 1 метр кубический проходящего воздуха проходящего воздуха.

Расход воды на водяной завесе определяю по формуле в литрах за минуту

Qзав=Qуч×qзав,

где Qуч – количество воздуха проходящего через участок в метрах кубических в минуту; Qуч=678

qзав – удельный расход воды для водяной завесы в литрах на метр кубический; qзав=0,1

Qзав=678×0,1=67,8

Для обеспыливания воздушной струи на вентиляционном штреке принимаю водяную завесу ВЗ2, которая оборудуется тремя форсунками типа ПФ-5,0-165. Давление воды у оросителей должно составлять не менее 12 килограмм-силы на метр квадратный.

Суточный расход воды водяной завесой определяю по формуле в метрах кубических за сутки

Qсут.зав=(Qзав×t)÷1000,

где t – продолжительность работы завесы в минутах, определяю по формуле



Qсут.зав=(67,8×320)÷1000=21,7

Для повышения эффективности пылеподавления при работе водяной завесы в воду добавляется смачиватель ДБ в концентрации 0,1%. При суточном расходе воды на орошение 21696 литров расход смачивателя составит 21,7 литров в сутки.

## 7.8 Расчет расхода воды и смачивателя

Общий расход воды на проведение мероприятий по пылеподавлению на участке в метрах кубических за сутки составит

∑Q=43,2+38,25+12,75+21,7=115,9

Общий расход смачивателя на проведение мероприятий по пылеподавлению на участке составит

∑ДБ=42+38,25+12,75+21,7=114,7

Из них 21,7 литров смачивателя заливается в дозатор ДСУ-4 нак вентиляционном штреке и 93 литра на конвейерном штреке.

В виду того, что резервуар дозатора имеет емкость 60 литров, то дозатор на вентиляционном штреке необходимо заполнять один раз в трое суток, а дозатор на конвейерном штреке – три раза в двое суток.

# 8 заключение

В дипломе мною было предложено внедрить механизированный комплекс 2МКД90 с концевыми комплектами 2КК, скребковый конвейер СПЦ163 и крепи сопряжения КСШ5К. От замены комбайна РКУ10 я отказался, в виду высоких технических показателей последнего. Но, пересмотрев существующую технологию очистных работ, вместо односторонней схемы выемки предлагаю использовать челноковую.

Данный комплекс мероприятий позволяет повысить безопасность рабочих в лаве, улучшить технико-экономические показатели, снизить трудоемкость работ.

В результате внедрения новой техники и технологии ведения работ, количество циклов за сутки возросло на 2, что дает увеличение добычи на 427 тонн в сутки или на 12810 тонн за месяц. Кроме того, произойдет условное высвобождение численности списочного состава на 61 рабочего, что в свою очередь отразится на повышении производительности труда (производительность за выход возрастет на 16,26 тонны, а за месяц – на 260,18).

Себестоимость угля, добытого с применением предложенных мероприятий, снизится 1 гривну 44 копейки, а условный годовой экономический эффект от внедрения новой техники составит 423914 гривен 25 копеек, а срок окупаемости составит 2,4 года

# список использованных источников

1. Заплавский Г. А., Лесных В. А. Технология подготовительных и очистных работ. – М.: Недра, 1989.

2. Васючков Ю. Ф. Горное дело. – М.: Недра, 1990.

3. Яцких В. Г., Спектор Л. А., Кучерявый А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра, 1984.

4. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. Хорина В. Н. – М.: Недра, 1987.

5. Методические указания по выполнению горной и организационно-экономической частей дипломного проектирования для специальности ТПР раздела «Вскрытие и системы разработки угольных месторождений». – Донецк: ДГЭТ, 1998.

6. Типовое методическое пособие по использованию стандартов Украины при оформлении курсовых и дипломных проектов и других документов студентами техникумов. – Донецк: ДГЭТ, 1996.

7. Правила безопасности угольных шахт. – Киев, 1996.

8. Электроснабжение подземных горных выработок. Методические указания по выполнению дипломных проектов. – Донецк: ДГЭТ, 1996.

9. Озерной М. И. Электрооборудование и электроснабжение подземных разработок угольных шахт. – М.: Недра, 1975.

10. Ратушный А. А., Черевик А. К. Экономика, организация и планирование на предприятиях угольной промышленности. – М.: Недра, 1981.

11. Единые нормы выработки на выемку угля очистными механизированными комплексами и проведение выработок комбайнами, нарезными комплексами на угольных шахтах. – Донецк, 1998.

12. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. – М.: Недра, 1982.