Введение

Большое значение для топливо-энергетического комплекса имеет добыча угля, преобладающая часть которой приходится пока еще на подземный способ.

С проникновением горных работ на более глубокие горизонты горногеологические условия усложняются: возрастает температура и газообильность, увеличивается опасность внезапных выбросов угля и газа, горных ударов. Наряду с этим, требуется постоянное улучшение условий труда, техники безопасности, повышение производительности труда, снижение себестоимости. Решить эту проблему возможно только путем комплексного обоснования вопросов вскрытия, подготовки систем разработки и механизации производственных процессов.

Современная угольная шахта-это комплексно механизированное и автоматизированное предприятие большой мощности с высоким уровнем концентрации и интенсификации производства, имеющее поток основных технологических процессов. Поэтому совершенствованию технологии подземной добычи угля обеспечивающую высокую эффективность выемки пластов, рациональное использование запасов и безопасности работ, придается огромное значение.

Целью данного дипломного проекта является расчет и выбор оборудования для добычи угля в конкретно горно-геологических условиях шахты, расчет нагрузки на очистной забой и расчет количества воздуха для проветривания выемочного участка. Расчет производится с учетом использования современной зарубежной техники.

1. Общие сведения о шахте

1.1 Территориальное расположение

ОАО "шахта Распадская" расположена в юго-западной части Кузбасса, в его Томусинском геолого-экономическом районе. Основная промплощадка шахты расположена в 15км севернее г. Междуреченска и связана с ним асфальтированной автодорогой и железнодорожной линией.

ОАО "шахта Распадская" обслуживается оперативным взводом № 4 Новокузнецкого ОВГСО, место дислокации которого находится в 7км, и пожарной частью ППЧ-4 ОГПС № 9, расположенной на промышленной площадке шахты.

Шахтное поле расположено в центральной части Распадского месторождения на правом берегу р Усы. В орографическом отношении площадь шахты приурочена к водоразделу рек Ольжерасс-Чебол-Су и их притоков, а также к долинам этих рек. Современный водораздельный рельеф описываемый площади вследствие эрозионной деятельности речной системы характеризуется сильной изрезанностью его глубокими логами, узкими гребнями его вершин. Основная площадь эксплуатационных блоков 2, 3, 5 приурочена к водораздельным участкам, а площадь блока 4 - почти полностью приурочена к долине р. Ольжерасс. Долина реки Ольжерасс имеет в основном, меридианное направление, и представлена тремя террасами: I, II, III надпойменной и небольшими останцами пойменной террасы, развитой в прирусловой части долины.

Максимальная отметка поверхности рельефа на описываемой площади -532,8м в районе блока № 5, минимальная - 260,7м в долине р. Ольжерасс, амплитуда в отметках поверхности доходит до 272м.

1.2 Характеристика шахтного поля

Поле шахты длиной по простиранию 12,5км, и по падению 5км. Разделено на 3 блока, № 3, 4, 5. Каждый блок вскрыт вертикальными стволами до горизонта +70м. Стволы служат для спуска и подъема людей, подачи воздуха, водоотлива. Вертикальными стволами вскрыты пласты:

- на блоке №4: 7-7а, 6-6а, 4, 5, 3-3а;

- на блоке №3: 7-7а, 6-6а, 3-3а, 2;

- на блоке №5: 11, 9, 10, 7-7а, 6-6а.

Между собой вертикальные стволы сбиты полевым штреком на горизонте +70. Общая длина штрека 5,5км. Он служит для подачи угля с блоков № 3 и № 5 к наклонным стволам. Два наклонных ствола длиной 1250м, каждый пройден под углом – 110 на центральном блоке № 4 и сбиты с вертикальным стволом. Наклонные стволы оборудованы двумя ленточными конвейерами 2ЛУ – 120 Б, которые являются единственной шахтовыдачей угля со всех трех блоков.

У вертикального ствола блока № 4 на горизонте +70м пройден основной руддвор шахты. В блоке № 4 с горизонта +70м под углом 130 пройден наклонный квершлаг для вскрытия пластов 10, 11, 12. В настоящее время на горизонте +70м в направлении уклонных полей пройдены горизонтальные квершлаги (путевой и конвейерный), которые являются частью генеральной схемы вскрытия и подготовки, уклонных полей блоков № 3 и № 4. Также пройден вертикальный вентиляционный ствол «Глухая» до горизонта -210м, который вскрывает пласты 10, 9, 7-7а, 6-6а, 3-3а, на севере шахтного поля и служит для спуска-подъема людей и оборудования, а так же подаче воздуха в шахту. Подготовка пластов на каждом блоке произведена 2-4 бремсбергами, соединенными со стволами и имеющими выход на дневную поверхность. Подготовка уклонных полей пластов производится четырьмя уклонами, пройденными в створе с существующими бремсбергами.

1.3 Геологическая характеристика шахты

1.3.1 Общая геологическая характеристика месторождения

На описываемой площади развиты отложения кольчугинской серии Пермского возраста, конгломератовой свиты Юрского возраста и четвертичного возраста. Продуктивные отложения шахтного поля относятся к кольчугинской серии, которые подразделяются на породы Ильинской и ерунаковской подсерии. Отложения Ильинской подсерии делятся на казанково-марнинскую и ускатскую свиту.

Казанково-марнинская свита представлена переслаиванием песчаников и алевролитов. Она включает в себя рабочие пласты 1, 2, 3-3а, 4, 5, 6-6а и нерабочей мощности 1а, 2а, 4.

Мощность свиты составляет 280м, угольных пластов – 9,28м, рабочая угленосность – 3,5%.

Ускатская свита отличается более крупными циклами осадконакопления с преобладанием песчаников с прослоями гравелитов и конгломратов. Ускатская свита включает в себя восемь пластов рабочей мощности (7-7а, 7а, 7в.п, 7н.п, 9, 10, 11, 12) и три – 8, 13-13а преимущественно нерабочей. Мощность свиты – 260м, рабочих пластов 11-23м, рабочая угленосность 4,3%.

Отложения ерунаковской подсерии представлены нижними горизонтами ленинской свиты с пластами 14, 15, 16-16а, 17, 18в.п, 18с.п., 18н.п, 19 сложены печаниками, гравелитами, алевролитами. В пределах шахтного поля свита имеет ограниченное распространение, только на северо-востоке.

Угленосные отложения, вскрытые на поле шахты заключают 37 пластов угля, 34 из которых имеют промышленное значение.

Мощные пласты (9-10, 7-7а, 6-6а) и средней мощности (10, 9) отрабатываются шахтой. Из 34 пластов, по которым подсчитаны запасы, семь пластов относятся к мощным (19, 18, 15, 15а.п, 9-10, 7-7а, 6-6а) – средняя мощность изменяется от 3,50 до 4,20м; 13 пластов относятся к средним (18с.п, 17, 15н.п, 12, 11, 10, 9, 7а, 7в.п, 4-6, 3-3а) – средняя мощность изменяется от 1,31 м до 2,91м; остальные 14 пластов относятся к тонким (18н.п, 16а, 16, 14, 13а, 13, 7н.п, 5, 4, 3а, 3, 2, 1) – средняя мощность их от 0,78м до 1,29м.

Преобладают пласты умеренно сложного, сложного и в меньшей мере сложного – простого строения. Угли пластов с 1 по 4-5 характеризуются выходом летучих веществ 36,1 – 36,8%, толщиной пластического слоя 27-31мм относятся к марке Ж. Угли с платов 6-6а по 9-10 с выходом летучих веществ 37,4 - 38,3%, толщиной пластического слоя 21-23мм к марке ГЖ. Угли пласта 11, 12 с выходом летучих веществ 35,9 – 36,0% толщиной пластического слоя 14-15мм относятся к марке Г. Угли пластов с 13 по 19 с выходом летучих веществ 34,4 – 35,8%, толщиной пластического слоя 10-12мм относятся к марке Г (энергетика).

В пределах Распадского месторождения угля выделяются три водоносных комплекса пород: четвертичных образований; осадков Юрского возраста; продуктивных угленосных пород кольчугинской серии.

Большое количество осадков, затаеженность местности, моноклинальное залегание пород создает благоприятные условия для восполнения запасов подземных вод. В то же время довольно значительная расчлененность рельефа, крутизна склонов, наличие разветвленной гидросети способствуют быстрому стоку талых и дождевых вод, в связи с чем обводненность пород в пределах водоразделов невысокая. Водообильность угленосных отложений неравномерная и зависит от степени их трещиноватости литологического состава и геоморфологического положения. Наиболее обводнены породы в зоне активного выветривания. Мощность ее составляет, в основном, 80-100м. Рыхлые отложения четвертичного возраста представлены делювиально-элювиальными отложениями реки Ольжерасс и ее притоков.

Делювиально-элювиальные отложения водразделов практически сухие, а в нижних частях склоны водопритоки в шурфы составляли от 0,02 до 0,04 л/с. Аллювиальные отложения в долине р. Ольжерасс и ее притоков представлены в верхней части – суглинными слабо и очень слабо водоносными, в нижней части - песчано-галичниковым горизонтом.

Юрские отложения представлены конгломератами.

Максимальные водопритоки соответствуют весеннему периоду (во время таяния снега).

1.3.2 Краткая горно-геологическая характеристика пластов в шахтном поле

Запасы угля в границах шахтного поля на 2007г составили:

балансовые – 746,9 млн.т;

промышленные 407,9 млн.т;

находящиеся в подготовке 6,3 млн. т;

готовые к выемке – 7,047 млн. т.

В границах шахтного поля залегает 26 рабочих пластов, суммарная полезная мощность которых составляет 49,7м. Средняя мощность пластов 2,01м.

В настоящее время отрабатывается девять рабочих пластов, суммарная мощность которых составляет 27,6м. Мощность отрабатываемых пластов колеблется от 1,5 до 4,5м со средней мощностью 2,9м.

Качественная характеристика товарных углей представлена в таблице 1.

Таблица 1 – Качественная характеристика товарных углей

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Сорт | Марка | Зольность, % | Влажность, % | Выход летучих, % | Содержание серы, % | У, мм | Теплота сгорания, Ккал/кг |
| Концентрат | ГЖ+К | 7-8 | 6-7 | 36-38 | 0,59 | 18-20 | 8400 |
| Рядовой | ГЖ/2ГЖ | 19-21 | 7-8 | 36-38 | 0,59 | 18-20 | 8400 |

Краткая характеристика разрабатываемых пластов представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Характеристика разрабатываемых пластов

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование пласта | Мощность пласта, м | Угол падения, градус | Марка угля | Склонность пластов к самовозгоранию | Опасность по горным ударам | Боковые породы | Нарушенность пластов | Газоносность, м3/т |
| кровля |  почва |
| 3-3а | 2,23-2,54 | 6-10 | Ж | Склонный | Угрожаем. с глубины 150 м | Алевролит | Алевролит | Дизъюнктивные нарушения надвигового типа с вертикальными амплитудами смещения 0,4-2,2 м. Простирание сместителей субмеридианальное, падение на восток под углами 10-45°. Развиты пликативные деформации пласта | 10-12 |
| 4-5 | 20,4-3,04 | 6-10 | Алевролит, песчаник | 12-13 |
| 6-6а | 3,95-4,50 | 6-10 | ГЖ | Весьма склонный | Опасный с глубины 150 м | Алевролит, песчаник | 10-18 |
| 7-7а | 3,85-4,20 | 6-10 | Опасный с глубины 200 м | Алевролит | 10-11 |
| 9 | 1,51-2,16 | 6-10 | Опасный с глубины 260 м (блок 4) Угрожаем с глубины 150 м (блок 3,5а) | Алевролит | 7,5-8 |
| 10 | 1,90-2,20 | 6-10 | Угрожаем с глубины 150 м | Алевролит, песчаник | 12,5-14 |
| 9-10 | 2,45-3,75 | 6-10 | Опасный с глубины 170 м | 9,5-10 |
| 11 | 1,70-2,00 | 6-10 | Склонный | Опасный с глубины 185 м | 8,5-9 |

Тектоническое строение пластов в шахтном поле сложное. Всего прослежено 206 дизъюнктивных нарушений, из них 81 нарушение имеют амплитуду смещения 1- 9,9м, редко 30м. Значительное развитие имеют мало амплитудные разрывы. На пластах проявляется пологая пликативная складчатость. По сложности геологического строения поле шахты относится к месторождениям сложного строения.

Вмещающие породы представлены преимущественно песчаниками и алевролиты, в меньшей степени аргиллитами и углистыми аргиллитами.

1.4 Вентиляция шахты

На шахте применяется нагнетательный способ проветривания. Система проветривания – единая. Схема проветривания – центрально-отнесенная. Проветривание осуществляется с помощью вентиляторов ВОД-40 (производительность составляет 21 тыс.м3/мин) – по одному рабочему и одному резервному на каждом стволе. Кроме того, имеется одна газоотсасывающая установка УВЦГ-15

Свежий воздух подается в выработки шахты по вертикальным стволам блоков №3, 4 и 5 в пластовые околоствольные дворы. Кроме того, основная часть воздуха на пласты 9, 10, 6-6а, 7-7а (в блоке №4) подается от вертикального ствола блока №4 по главному конвейерному квершлагу горизонта +70м. Свежий воздух подается по людским или конвейерным бремсбергам и, омыв очистные и подготовительные забои, выдается по путевым и фланговым бремсбергам на поверхность.

Выработки склада ВМ и зарядной камеры горизонта +70м проветриваются обособленной струей, поступающей с восточной клетевой ветви руддвора горизонта +70м. Свежий воздух по вентиляционной сбойке поступает в выработки склада ВМ и зарядной камеры, а исходящая струя по скважине выдается на поверхность.

Схема проветривания выемочных участков по шахте возвратноточная, восходящая с примыканием свежей струи воздуха и исходящей к целику.

Воздух, подаваемый на горизонт +75,6м, омыв выработки руддвора по западному полевому штреку, поступает на горизонт +70м блока №4, затем часть его по обходной выработке на восточный наклонный ствол и по нему

выдается на поверхность, а другая часть поступает на горизонт +80м блока №5 по восточному полевому штреку.

Воздух, подаваемый на горизонт +80м, омыв выработки руддвора горизонта +80м и по промежуточному и путевому бремсбергам поступает на пласт 6-6а блока №5, СПК, промежуточный путевой вентиляционный уклон 5-6, далее на поверхность. Подготовительные выработки, проводимые по всем пластам, проветриваются вентиляторами местного проветривания типа ВМ-6М, ВМ-8М ВМЦ-8, ВМЭ-8, ВМЭ-10А с доставкой воздуха прорезиненными трубами диаметром 800, 1000, 1200мм.

1.5 Технологический комплекс шахты

Технологический комплекс расположен на промплощадке шахты. Здесь расположены здания и сооружения промышленного, хозяйственного и административно-бытового назначения.

Для ремонта горношахтного оборудования имеется: механические мастерские, в состав которых входят несколько отделений и цехов; цеха по ремонту очистных и проходческих комбайнов; цех по ремонту механизированных крепей, цех по ремонту электрооборудования.

Для подачи воды в шахту, предназначенной для противопожарной защиты, а также для снабжения технической водой служит насосная станция на правом берегу Ольжерасс, где установлены 4 насоса ЦНС300/300. На промплощадке имеются склады материально-технической, горючесмазочных материалов.

На промплощадке расположены АБК, столовая и другие сооружения.

1.6 Охрана окружающей среды

Современное горное производство в его традиционных формах наносит огромный вред окружающей среде. Производственная деятельность шахт и обслуживающих их предприятий (автобазы, ремонтно-механические заводы, котельные и др.) наносят определенный ущерб окружающей среде. Этот ущерб проявляется в нарушении земельных отводов, лесных угодий, загрязнении поверхностных вод и воздушного бассейна.

Рациональное использование земель. Введение горных работ связанно с нарушением земель, общая площадь которых составляет 17180га. Ежегодно выводится из оборота около 400га земель. Только в Кузбассе горные предприятия уже нарушили более 70тыс. га земли, а с освоением новых районов потребуется еще около 40тыс. гектаров. В горном производстве остаются большими потери полезного ископаемого в недрах, угля теряется около 30%. Все угле добывающие предприятия закладывают в свои капитальные затраты определенные процентов на охрану окружающей среды и рекультивацию земель, которые должны использоваться в полной мере.

Очистка стоков. Шахтами бассейна потребляется около 160 млн. м3 воды. В том числе на хозяйственно-бытовые нужды - 51 млн. м3 воды. На производственные нужды -90 млн.м3 воды. Объем оборотной и последовательно используемой воды составляет 275 млн. м3/год. Предприятиями отводится в поверхностные водоемы 237 млн. м3/год стоков, в том числе нормативно чистые допускаемые к сбросу без очистки-6,9; згрязненные-64,9; нормативно-очищенные на очистных сооружениях-165,9; из них на биологических очистных сооружениях-18,5; станциях физико-химической очистки - 52,2. Сброс загрязненных сточных вод составляет около 76 млн. м3/год. Мощность очистных сооружений составляет 408млн. м3/год.

Очистка выбросов в атмосферу. В регионе насчитывается 1700 источников выделения загрязнений, из которых оборудованы очистными сооружениями около 1000. От всех источников загрязнения за год отводится 853тыс.т вредных веществ. Вредными веществами, выбрасываемыми в атмосферный воздух, являются твердые вещества, образующиеся от сжигания угля в котельных установках. Для эффективного улавливания тонкодисперсных взвесей и грубой фракции золы, котельных необходимо применять высокоэффективные технологии очистки отходящих газов от твердых веществ, которые позволяют улавливать до 99,5% твердых веществ и до 70% кислых газов.

2. Паспорт выемочного участка

2.1 Горно-геологическая характеристика отрабатываемого пласта

В стратиграфическом разрезе пласт 6-6а залегает ниже пласта 7-7а в 40,9-44,2м.

С поверхности угленосные отложения перекрываются юрскими конгломератами и песчаниками, характеризующимися повышенной обводненностью.

Гипсометрия пласта 6-6а пологоволнистая, углы падения составляют 6-10°. Угольный пласт сложного строения, содержит 1-4 породных прослоя мелкозернистых алевролитов суммарной средней мощностью 0,06м. Крепость алевролитов породных прослоев 2-3. Предел прочности угля на сжатие 13,5МПа. Полная мощность пласта изменяется от 4,16м до 4,51м, составляя в среднем 4,30м. Средняя суммарная мощность чистых угольных пачек 4,2м.

Уголь марки ГЖ, технологической группы 1ГВ. Крепость угля 0,8-1,0, влажность угля 4,0%, зольность чистых угольных пачек 8,9%, зольность общепластовая 13,8%, выход летучих компонентов 35,8%, толщина пластического слоя 19мм.

Уголь пласта склонен к самовозгоранию, угольная пыль взрывоопасна. Пласт угрожаемый по горным ударам с глубины 150м.

В непосредственной кровле пласта залегает алевролит серый. Мощность алевролитов от 5 до 8м. Коэффициент крепости пород 4-5, предел прочности пород на сжатие 40-50 МПа. Кровля средней устойчивости, допустимая площадь обнажения до 10м2, время обнажения до одного часа.

Породы основной кровли представлены песчаниками разнозернистыми, массивными, слоистыми, косослоистыми.

Мощность песчаников от 12 до 39м.

Шифр кровли 3.2.3 – трудноуправляемая, среднеустойчивая, тяжелая; в интервалах с неустойчивой непосредственной кровлей шифр кровли 3.3.3 - трудноуправляемая, неустойчивая, тяжелая.

Почва пласта представлена алевролитами, серыми, темно-серыми, крупнозернистыми, массивными крепкими, часто переходящими в тонкозернистые песчаники или переслаивающиеся с мелкозернистыми песчаниками. Мощность 2-12м. Коэффициент крепости пород почвы 5-7, предел прочности пород на сжатие 50-70 МПа.

Почва пласта средней несущей способности.

Тектонические нарушения. На площади две зоны дизъюнктивных нарушений надвигового характера.

Первая представляет собой два сближенных надвига с вертикальными амплитудами смещения 0,4 – 0,9м и 2,2 – 1,4м. Простирание сместителей субмеридиаональное, падение на восток под углами 15-25°.

Вторая зона является оперяющей по отношению к первой и выделяется как зона повышенной трещиноватости кровли по отношению к первой и выделяется как зона повышенной трещиноватости кровли пласта с несколькими очень мелкими надвигами северо-восточного простирания с амплитудами от 0,2 до 0,3м, которые постепенно затухают. Преимущественные углы падения тектонических трещин 15-30° в юго-восточном направлении.

В зонах тектонических нарушений уголь пласта кливажистый, неустойчивый.

Развиты пликативные деформации пласта, особенно восточнее первой зоны надвигов, где пласт имеет синклинальные и антиклинальные формы перегиба с пологими крыльями. В местах перегибов угольный пласт часто имеет проявление кливажа послойного и крутопадающего (70-80°) в северо-западном направлении.

Ожидаемый водоприток: 50-110 м3/час, в паводок – до 100-180 м3/час.

Природная газоносность: 7,5 – 8 м3/т.

Характеристики пласта и боковых пород сведены в таблицу 3.

Таблица 3 – Геологическая характеристика пласта 6-6а и вмещающих пород

|  |  |
| --- | --- |
| Наименование показателя  | Значение |
| Мощность пласта общая, м | 4,16-5,22 |
| Мощность пласта вынимаемая, м | 4,46 |
| Угол падения пласта, град | 6-10 |
| Объемный вес угля, м3/т  | 1,29 |
| Непосредственная кровля: алевролит, мощность, м  | 25 |
| Коэффициент крепости непосредственной кровли | 4-6 |
| Глубина разработки, м  | 115-270 |
| коэффициент крепости угля | 0,8-1,2 |
| Основная кровля пласта: песчаник, мощность, м | 22 |
| коэффициент крепости | 9 - 10 |
| Почва пласта: алевролит, мощность, м  | 2-12  |
| коэффициент крепости | 3 - 5 |
| Метанообильность пласта, м3/т  | 7,5-10 |
| Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа:по горным ударампо внезапным выбросампо самовозгораемости угля | ОпасенОпасенОпасен  |
| Марка угля пласта  | ГЖ |
| Зольность чистых угльных пачек , % | 8,9 |

2.2 Вскрытие и подготовка пласта

2.2.1 Вскрытие пласта

Способ вскрытия шахты блоковый, вертикальными и наклонными стволами. В настоящее время вскрытие шахты произведено в пределах блоков № 3, 4, 5, 5а.

В блоке № 4, с поверхности до гор. +70м под углом 11°20' по породе пройдены 2 наклонных ствола сечением 15,4 кв.м. Стволы оборудованы ленточными конвейерами 2ЛУ-120В для выдачи угля из шахты. Крепление стволов – бетон.

На горизонте +70м в оба крыла шахтного поля пройден полевой штрек, оборудованный конвейерами 2ЛУ-120В и рельсовыми путями. В каждом блоке с поверхности пройдены вертикальные вспомогательные стволы диаметром 8,5м. Стволы оборудованы спиральными углеспусками и клетьевыми подъемами для вспомогательных операций, лестничными и трубными отделениями. Подача свежего воздуха на пласты производится по вспомогательным стволам.

В районе пересечения стволов с пластами и на горизонте +70м у каждого блочного вспомогательного ствола пройдены околоствольные дворы.

Для прирезки запасов в блоке № 4 с поверхности до горизонта +70м пройден наклонный квершлаг, вскрывающий пласты 12, 11, 10, 9 и служащий для подачи на эти пласты свежего воздуха и транспортировки угля конвейером 2ЛБ-120.

Для проветривания отрабатываемых пластов, централизации водоотлива, транспортировки угля с полевого штрека гор. +70м, также с целью возможности подготовки уклонных полей ниже гор. +70м пройдены главный конвейерный и путевой квершлаги, которыми подсечены пласты 3-3а, 5, 6-6а, 7-7а, 9, 10, 11, 12.

Для осуществления вышеназванных технологических процессов в блоке № 5 пройдены Северные и Южные конвейерный и путевой квершлаги. Данными квершлагами вскрыты пласты 3-3а, 4-5, 6-6а, 7-7а, 9-10, 11.

2.2.2 Подготовка пласта

Для принятия схемы подготовки выбирается способ подготовки, при этом решают вопросы о целесообразности применения способов подготовки. По расположению подготовительных выработок различают: пластовой, полевой, пластово-полевой способ.

На шахте применяют пластовый способ поднотови. Пластовый способ – это способ, при котором весь комплекс работ производится по пласту.

Достоинства способа:

дополнительная информация об элементах залегания пласта;

попутная добыча угля;

высокая скорость проведения выработок и небольшая продолжительность.

Недостатки:

сложность поддержания горных выработок;

невозможность проведения выработок по пластам, склонным к самовозгоранию.

При подготовке пластов к выемке в свиты различают два способа: индивидуальный и групповой. [1]

Индивидуальная подготовка – это способ, при котором весь комплекс подготовительных выработок проводится для каждого пласта. В данном случае индивидуальная подготовка пластовая, при этом данная отработка пласта проводится как отдельно, так и совместно.

Подготовка выемочного участка панельная. Сущность панельной схемы подготовки заключается в том, что на уровне околоствольного двора проводится главный откаточный штрек. Затем в пределах каждой панели проводят панельные уклоны с ходками. Каждая панель отрабатывается частями по простиранию, называемыми ярусами. Отработка ярусов в панели осуществляется в нисходящем порядке. Проветривание очистных и подготовительных выработок в панелях осуществляется через центро-сдвоенные стволы или через один ствол и шурф, пройденные для каждой панели.

Панельная схема подготовки шахтных полей, как правило, применяется при разработке горизонтальных пластов и пластов с углами падения до 35° и позволяет при полной конвейеризации шахты и других благоприятных условиях создать очень крупные по мощности предприятия с годовой добычей угля 6 млн. т. и более.

Достоинства панельной схемой подготовки являются:

- возможность создания крупных по мощности шахт за счёт одновременной работы в нескольких панелях и обеспечения благоприятных условий для применения наиболее эффективного конвейерного транспорта;

- использование откаточных выработок одного горизонта для подготовки и отработки значительных по объёму запасов уменьшает их удельную стоимость и сокращает число углубок стволов;

- сравнительно малый объём постоянно поддерживаемых выработок;

- большая нагрузка на отдельный пласт и панель, способствующая высокой концентрации горных работ.

Недостатки панельной схемы подготовки:

- сложность в обеспечении надёжного проветривания длинных бремсберговых и особенно уклонных полей, имеющих одновременно в работе несколько подготовительных и очистных забоев;

- трудности эксплуатации длинных наклонных выработок. [1, 2]

2.3 Выбор системы разработки и ее параметров

2.3.1 Обоснованный выбор системы разработки

Система разработки – это определенный порядок, проведения подготовительных и очистных выработок в пределах выемочного поля, увязанный во времени и пространстве.

Система разработки может быть различна в зависимости от различных факторов:

форма месторождения и наличие геологических нарушений;

мощность разрабатываемых пластов;

угол падения (залегания) угольных пластов;

строение пластов;

крепость и вязкость угля;

обводненность месторождений и т.д.

Системой разработки данного выемочного поля является технология отработки пласта по простиранию длинными столбами. Система разработки длинными столбами отличается независимым ведением подготовительных и очистных работ. К началу очистной выемки все подготовительные выемки в пределах выемочного поля проводятся на всю его длину, не испытывая влияния очистного забоя. Поддерживаемые участки подготовительных выработок при ведении очистных работ также находятся в нетронутом массиве. Столбовые системы разработки применяются при любых способах подготовки. Направления движения очистного забоя может быть ориентированно по простиранию, падению и восстанию, а также под любым, другим углом к элементам залегания. Забой имеет прямоугольную форму.

Столбовые системы разработки являются наиболее прогрессивными при разработке мощных и средней мощности пластов.

Достоинства столбовых систем:

- наличие условия для поддержания выработок при ведении очистных работ так как они находятся в массиве угля, или в зоне лившегося горного давления;

- полное разделение подготовительных и очистных работ во времени и пространстве, что создает условия для применения наиболее производительной и дорогостоящей техники;

- детальная разведка пласта в период подготовки столба;

- возможность своевременной профилактической подготовки столба к выемке (дегазация, ослабление трудно оборудуемых кровель, снижение взрывоопасности);

- возможность погашения выработок в след за подвиганием очистного забоя, что обеспечивает регулярность извлечения металлокрепи;

- возможность изоляции возникшего пожара путем возведения герметичных перемычек, что позволяет сократить перерывы в ведении работ до минимума;

- оконтуривания выемочного столба лавы произведено таким образом что контур лавы располагается диагонально простиранию пласта с перспективой отработки запасов угля очистными забоем по восстанию с углами подъема 2-4°. Это позволяет избежать постоянного водопритока в действующие выработки лавы.

Недостатки столбовых систем:

- проведение большого объема подготовительных выработок до начала очистных работ;

- наличие тупиковых подготовительных забоев в период проведения выработок;

- трудности проветривания участка на сопряжении очистного забоя с вентиляционным штреком, что ограничивает нагрузку на очистной забой при разработке высокозапасных пластов;

- большие затраты на поддержание выработок при наличии пород склонных к пучению.

Выемочные столбы подготавливаются параллельно существующим столбам путем проведения выемочных штреков спаренными забоями. Выемочные штреки проводятся параллельно и через 300-500м сбиваются. Длина выемочных столбов колеблется от 1500м до 3000м, длина лавы 150-300м. Выемка угля в столбах предусматривается с оставлением целиков, с полным обрушением кровли.

Число одновременно работающих очистных забоев на пласте - 1. Направление отработки столбов обратное - от флангов к уклонам.

В связи с угрожаемостью пластов по горным ударам с глубины 150 и опасностью по внезапным выбросам угля, породы и газа с глубины 215м, очистные и подготовительные работы при достижении указанных глубин необходимо вести с соблюдение мер по предупреждению горных ударов и внезапных выбросов угля газа и породы. [1, 3]

2.3.2 Расчет параметров системы разработки

Для принятой системы разработки выбираем следующие параметры. Вынимаемая мощность пласта m=4,46м.

Длина выемочного столба L=3120м.

Длина очистного забоя (лавы) Lз=250м.

Длина конвейерного штрека Lк = 3070м.

Длина вентиляционного штрека Lв = 3070м.

Длина монтажной камеры Lм = 250м.

Отрабатываемая часть выемочного участка по простиранию определяется по формуле:

L=Lуч-hц1-hц2 , м, (1)

где hц1 – ширина целика по простиранию между лавой и

конвейерным уклоном, hц1 = 70м;

hц2 – ширина барьерного целика за монтажной камерой, hц2 = 50м.

L = 3120 – 70 – 50= 3000 м

Отрабатываемая часть выемочного участка по падению, определяется по формуле:

Н=Нуч-hц , м, (2)

где hц - ширина целика по падению, hц = 22м.

Н=283- 22=260м.

2.3.3 Подсчет запасов и потерь на выемочном участоке

Балансовые запасы угля.

Zб = L ∙ Н ∙ m ∙ γ, т, (3)

где γ – объемный вес угля, γ = 1,35м3/т.

Zб = 3120 ∙ 283 ∙ 4,46 ∙ 1,29 = 5080022т

Добыча из подготовительных выработок.

Zпод = S ∙ Ln ∙ γ, т, (4)

где S – сечение подготовительной выработки, м2;

Ln – длина подготовительной выработки, м.

Из конвейерного штрека:

Z1 = 3070 ∙ 22 ∙ 1,29 = 87126,6 т.

Из вентиляционного штрека:

Z2 = 3070 ∙ 22 ∙ 1,29 = 87126,6 т.

Из монтажной камеры:

Z3 = 250 ∙ 36,1 ∙ 1,29 = 11642,25т,

Zпод.об = Z1 + Z2 + Z3, т, (5)

Zпод.об = 87126,6 + 87126,6 + 11642,25 = 185895,45т.

Определяем запасы вынимаемые из очистного забоя по формуле:

 (6)



|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| где |  | - мощность вынимаемого пласта, 4,46м; |
| Lc | - длина выемочного столба по простиранию, 3000м; |
| L | - длина очистного забоя по падению, 250м; |
|  | - объемная вес угля, 1,29 т/м3 |

Определяем процент потерь:

П% = Zп / Zб ·100 = 575100/5080022 · 100 = 11,2%.

Таблица 4 - Потери угля на выемочном участке

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Наименование целиков | Размеры целиков, м | Плотность угля, т/м3 | Потери |
| по простиранию | по падению | по мощности | тыс.т | % |
| Целик у конвейерного штрека | 3000 | 22 | 4,46 | 1,29 | 379,72 | 7,4 |
| Целик у конвейерного уклона | 70 | 283 | 4,46 | 1,29 | 113,97 | 2,2 |
| Целик у монтажной камеры | 50 | 283 | 4,46 | 1,29 | 81,41 | 1,6 |
| Итого: |  |  |  |  | 575,1 | 11,2 |

2.3.4 Подготовка выемочного участка

Подготовка выемочных столбов предусматривается спаренными штреками – конвейерным и вентиляционным, закрепленными анкерной крепью. Подготовку пластов на участке планируется производить уклонами (конвейерным и путевым). Подготовка выемочного столба будет производиться следующим образом:

по простиранию – проведение конвейерного и вентиляционного штреков;

по падению (восстанию) – проведение монтажной камеры.

Проходка уклонов, штреков и монтажных камер будет производиться проходческим комплексом типа АБМ-20. Крепление уклонов, штреков и монтажных камер – анкерное (АСП). Порядок отработки выемочного участка – прямой.

2.3.5 Расчет объема подготовки

Количество подготовительных выработок и их основные параметры представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Объем подготовительных и нарезных выработок

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование выработок | Длина, м | Количество выработок, шт. | Общая длина, м | Поперечное сечение, м2 | Объем проводимых выработок, м3 |
| Конвейерный штрек | 3070 | 1 | 3070 | 22 | 67540 |
| Вентиляционный штрек | 3070 | 1 | 3070 | 22 | 67540 |
| Монтажная камера | 250 | 1 | 250 | 36,1 | 9025 |
| Итого: |  |  | 6390 |  | 144105 |

Определить объем подготовительных выработок, приходящихся на

1000 т промышленных запасов по формуле:

L1000 = (∑Lвыр × 1000) / Zпром, м, (7)

где ∑Lвыр – суммарная длина подготовительных выработок в пределах выемочного участка, м.

L1000 = (6390 × 1000)/ 4353750= 1,4м.

2.4 Проведение, крепление и ремонт подготовительной выработки

2.4.1 Назначение выработок и их характеристика

Конвейерный штрек 5а-6-18 предназначен для транспортировки угля из лавы, доставки материалов и оборудования, выдачи исходящей струи воздуха, движения людей. На конвейерном штреке монтируются перегружатель, энергопоезд, дробильная установка, ленточный конвейер. По штреку прокладывается противопожарно-оросительный трубопровод и трубопровод сжатого воздуха, трубопровод чистой воды, трубопровод нагнетания и слива эмульсии. Длина штрека 3070м, Sсв =22м2. Закреплен анкерной крепью АСП.

Вентиляционный штрек 5а-6-18 предназначен для доставки материалов и оборудования в лаву, выдачи исходящей струи воздуха из лавы. По штреку прокладывается пожарно-оросительный трубопровод и трубопровод сжатого воздуха. Длина штрека 3070м, Sсв =22м2. Закреплен штрек анкерной крепью АСП.

Монтажная камера предназначена для монтажа механизированного комплекса “Joy” и лавного скребкового конвейера. Длина монтажная камера 250м, Sсв =36,1м2.

2.4.2 Выбор способа проходки и механизации

Проведение выработок производится комбайнами АБМ-20 «Alpine» с отгрузкой отбитой горной массы на электрический самоходный вагон типа 10SC32 «Joy» с дальнейшей отгрузкой на скребковый конвейер 2СР-70 и далее на ленточный конвейер 2ЛТ-100.

Бурение шпуров под анкера в кровле выработок и борта выработок производится гидравлическими навесными бурильными установками: 4 бурильных установки для установки анкеров в кровлю и 2 навесных бурильных установки для установки анкеров в борта выработки, слева и справа.

Проветривание выработок производится вентиляторами местного проветривания. Воздух в забой подается по вентиляционным трубам.

По выработкам прокладывается пожарно-оросительный трубопровод диаметром 114 мм с отводами. Комбайн АБМ-20 с встроенным пылеотсосом мокрого типа.

Комбайн АБМ-20 имеет высоту около 3,6м и может использоваться для проходки выработок от 3,8 до 4,5м и шириной 5,5м. Для того, чтобы можно было анкеровать зоны вывалов, превышающие по высоте 4,5м, навесные бурильные установки сделаны в расчете на высоту 4,8м.

Глубина шпуров в кровлю составляет от 2 до 2,4м. Глубина шпуров в борта составляет максимум 1,6м. При необходимости бурить более глубокие шпуры, необходима смена буровых штанг.

Таблица 6 - Техническая характеристика комбайна АБМ-20

|  |  |
| --- | --- |
| Показатель | Значение |
| Длина, м  | 11,6 |
| Ширина в работе, м  | 5,5 |
| Высота в работе, м | 3,2 |
| Вынимаемая мощность, м  | 3,8 – 4,5 |
| Диаметр режущего барабана, м | 1,15 |
| Скорость вращения барабана, м/сек | 1,5 |
| Скорость погрузки, т/мин | 25 |
| Скорость хода, м/мин | 4,5-18 |
| Клиренс, мм | 230 |
| Тяговое усилие, кН | 2х300 |
| Ширина гусениц, мм | 570 |

Таблица 7 – Техническая характеристика шахтного самоходного вагона10SC32

|  |  |
| --- | --- |
|  Показатель | Значение |
| Габариты, ммдлинаширинавысота  | 899026801440 |
| Грузоподъемность, т  | 10-13,6 |
| Масса, т  | 19 |
|  Скорость движения, км/час – м/минбез грузас грузом | 8-1337-117 |

Таблица 8 - Техническая характеристика 2СР – 70

|  |  |
| --- | --- |
| Показатель | Значение |
|  Длина в поставке, м | 150 |
|  Производительность, т/ч | 500 |
|  Гидромуфта | ГПВ 400 |
|  Мощность электродвигателей, кВт | 55 |
|  Ширина конвейера, мм | 600 |
|  Высота конвейера, мм | 200 |
|  Вес, кг | 31000 |

2.4.3 Выбор формы и размеров сечения

Проведем выбор необходимого сечения конвейерного штрека.

Определяется количество воздуха, которое должно проходить по штреку в период его эксплуатации

, м3/с (8)

где Кн - коэффициент, учитывающий неравномерность доставки воздуха;

Асут - добыча угля на участках, для проветривания которых подается воздух по данной выработке, т/сут.;

 - относительное газовыделение, м3/т;

Сд - допустимая концентрация метана в исходящей струе, %.

Qнв= 1,45 ∙ 10 ∙ 9120/ 648 ∙ 1= 173 м3/с.

Исходя из необходимого количества воздуха, которое надо пропустить по выработке и допустимой по ПБ максимальной скорости его движения по данной выработке, определяется минимальное сечение выработки в свету

, м2, (9)

где Vдоп - максимально допустимая скорость движения воздуха по выработке, 8 м2/с

Sсв = 175/8=21,8 м2.

, м/с. (10)

Ориентировочно высоту выработки Нв можно определить при известной ширине В и сечению, принятому по необходимому количеству воздуха по формуле:

, м (11)

H = 21,8 /5,5=3,9 м

Окончательно принимаем:

Ширина выработки – 5,5м;

Высота выработки – 4 м;

Сечение выработки в свету -22м2;

Сечение выработки в проходке – 22,2м2.

Проходка конвейерного штрека осуществляется сразу по форме проводимой выработки одной заходкой, что позволяет проводить выработку практически без остановок и обеспечивать высокие темпы проходки.

2.4.4 Расчет крепления выработки

Расчет производится согласно «Инструкцией по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России». [4]

Таблица 9 - Исходные данные для расчета анкерной крепи

|  |  |
| --- | --- |
| Параметры | Значение |
| Расчетная глубина выработки H, м | 180-210 |
| Ширина выработки В, м | 5,5 |
| Высота выработки h, м | 4,5 |
| Расчетная прочность пород кровли на сжатие Rу, МПа | 64,2 |

Определение расчетного сопротивления пород на одноосное сжатие:

Расчетное сопротивление пород кровли на одноосное сжатие определяется для слоев кровли, залегающих на расстоянии, равном ширине выработки по формуле:

 (12)

где Rcn - расчетное сопротивление n-ого слоя пласта, МПа;

rc -коэффициент структурного ослабления;

mn - мощность n-ого слоя пласта, м;

n - число слоев.

Определение интенсивности горного давления.

В качестве критерия интенсивности горного давления для расчета параметров крепи следует принимать расчетные смещения кровли выработки с анкерной крепью. В пластовых выработках, проводимых в массиве и погашаемых за лавой, величина расчетных смещений Uп кровли определяется по формуле:

, (13)

где Uл – расчетные смещения кровли в период влияния опорного давления на протяжении 0,1Н от погашающей лавы, определяемые в зависимости от Н и Rc.

, (14)

где UТ – типовое смещение кровли, определяются по номограмме. [4]

Кα – коэффициент, учитывающий расположение выработок, для штреков, уклонов, бремсбергов Кα=1,0.

Кш – коэффициент, учитывающий отличие расчетной ширины выработки и сопряжения, определяется по формуле:

 (15)

Кв – коэффициент, учитывающий влияние других смежных выработок, 1;

Ка – коэффициент, учитывающий степень связывания и упрочнения пород различными конструкциями анкеров для сталиполимерных анкеров при длине закрепления их в скважине менее 1м. [4]

Выбор конструкции анкерной крепи

Основными факторами, определяющими выбор конструкций анкерной крепи, является назначение, срок службы выработок, их форма и размеры, интенсивность горного давления, а также степень устойчивости пород в кровле и боках выработок и сопряжений.

Выбираем анкер А20В с несущей способностью 131,2 кН закрепленный ампулой АП-470У.

Определяем длину закрепления анкера в скважине для коронки 30мм:

 (16)

Получаем длину закрепления стержня в скважине 0,625м.

Определяем длину закрепления анкера в скважине для коронки 27м:

 (17)

Получаем длину закрепления стержня в скважине 1,2м.

Определение параметров анкерной крепи для кровли выработки.

В условиях горного давления средней интенсивности и интенсивного при расчетных смещениях кровли Uп до 300мм, в выработках и спряжениях крепление и поддержание в течении всего срока службы следует производить одной анкерной крепью. Для I типа кровли сопротивления анкерной крепи Ра и длину анкеров Lа, устанавливаемых в забое следует принимать по номограмме. Для III типа кровли (в зонах тектонических нарушений) сопротивления анкерной крепи Ра и длину анкеров Lа, принимаем на 10 процентов больше по сравнению с расчетными по номограмме.

- для горных выработок (I тип кровли):

В=5,5 м, Ра=64 кН/м2, Lа=2,4 м;

- для горных выработок (III тип кровли):

В=5,5 м, Ра=70,4 кН/м2, Lа=2,7 м;

Количество анкеров по кровле выработки в ряду принимаем в зависимости от ширины выработки n=6шт. Несущая способность анкера А20В составит 131,2кН.

Шаг установки крепи по кровле рассчитывается по формуле:

 (18)

- для горных выработок (I тип кровли):

Принимаем Ск=1,0м.

- для горных выработок (III тип кровли), при весьма неустойчивой кровли, в зонах нарушений:

Расчетный шаг установки крепи сверяется с требуемой минимальной плотностью установки анкеров по формуле:

 (19)

Это удовлетворяет условиям.

Проверяем несущую способность анкерной крепи:

 (20)

Принимаем анкера типа А20В с несущей способностью 131,2кН.

Таблица 10 - Параметры анкерной крепи

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Параметры крепи | I тип кровли | III тип кровли |
| Тип анкера | А20В | А20В |
| Несущая способность анкера, Nа, кН | 131,2 | 131,2 |
| Длина анкера, Lа, м | 2,2 | 2,4 |
| Количество анкеров в ряду, nа, шт. | 6 | 6 |
| Шаг анкеров , Cк, м | 1,0 | 0,5 |

Расчёт параметров анкерной крепи бортов выработки

Расчет производится согласно «Инструкцией по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России», СПб., ВНИМИ,- 2000.-70с

Таблица 11 - Исходные данные для расчета

|  |  |
| --- | --- |
| Параметры | Значение |
| Расчетная глубина выработки H, м | 370 |
| Ширина выработки В1, м | 5,5 |
| Высота выработки h, м | 4,0 |
| Сопротивление пласта угля на сжатие Rc пл., Мпа | 12,0 |

Определение расчетного сопротивления пород на одноосное сжатие.

Расчетное сопротивление пород кровли на одноосное сжатие определяется для слоев кровли, залегающих на расстоянии, равном ширине

выработки по формуле:

 (21)

где Rcn - расчетное сопротивление n-ого слоя пласта, МПа;

mn - мощность n-ого слоя пласта, м;

n – число слоев.

Степень относительной напряженности пласта

 (22)

где -средний объемный вес пород, принимаемый равным 0,025МПа/м3;

Н- глубина от поверхности, м;

Rс.б.- расчетное сопротивление слоев, МПа;

Кв- коэффициент концентраций напряжений в боках от проходки выработок и сопряжений, 1,5;

Квл- коэффициент увеличения напряжений в боках выработок, 1;

Ко- коэффициент увеличения напряжений в боках выработок, 1.

.

Параметры анкерной крепи.

Сопротивление анкерной крепи и длину анкеров в боках выработок определяем по номограмме. [4]

Ра.б=22 кН/м2, lа.б=1,6м.

Для крепления борта выработки принимаем анкера А20В lа.б=1,6м, с несущей способностью Na=131,2кН и количество анкеров в ряду nб=2шт.( с установкой в одном ряду двух анкеров).

Определение шага крепи в боках выработок:

 (23)

Принимаем шаг крепи 1,0м.

Проверка шага крепи по плотности установки анкеров;

 (24)

Принимаем 1,0м.

На основании расчета и рекомендаций принимаем для крепления борта выработки анкера с параметрами:

Таблица 12 - Параметры анкерной крепи для бортов

|  |  |
| --- | --- |
| Параметры крепи | Количество |
| Тип анкера | А20В |
| Несущая способность анкера, Nа, кН | 131,2 |
| Длина анкера, Lа, м | 1,6 |
| Кол-во анкеров в ряду, nб, шт. | 3 |
| Шаг анкеров , Cк, м | 1,0 |
| Расстояния анкера от кровли, м | 0,35 |

2.4.5 Расчет скорости проведения подготовительной выработки

Проходческий цикл начинается с разрушения породы исполнительным органом комбайна АБМ-20.

Вращающийся барабан внедряют путём подачи комбайна.Техническая производительность комбайна находится по формуле

 (25)

где - мощность снимаемого коронкой слоя угля при поперечном и продольном перемещении рабочего органа, м;

 - глубина вреза исполнительного органа в забой, 0,56 м;

 - скорость перемещения рабочего органа по забою, 0,2 м/с.

m’=0,822dk = 0,822∙1,15=0,94м. (26)

где - максимальный диаметр коронки рабочего органа, м.

Р к.(mex) = 60 ∙0,94∙1∙0,2 =6 м3/мин.

Эксплуатационная производительность проходческого комбайна:

Pэк = Pк.(mex) · Kэ , м3/мин, (27)

где Kэ – коэффициент непрерывной работы комбайна, учитывающий все виды простоев комбайна, и равный 0,5.

Pэк = 6 · 0,5 = 3 м3/мин.

Фактическая скорость проведения выработки составляет:

Lмес. = 600 м/мес.

2.4.6 Расчет проветривания и выбор ВМП

Расход воздуха для проветривания тупиковой выработки при комбайновом способе ее проведения рассчитываем по формуле:

Qn = (100 ∙ Jn ∙ Kн) / (С – Со), м3/мин, (28)

где Qn – расход воздуха для проветривания тупиковой выработки, м3/мин;

Jn – метановыделение тупиковой выработки, м3/мин;

Кн – коэффициент неравномерности газовыделения, Кн = 1,1;

С – допустимая концентрация метана в исходящей из подготовительной выработки вентиляционной струе, %;

Со – концентрация газа в струе воздуха поступающей в подготовительную выработку, %.

Qn = (100 ∙ 6 ∙ 1,1) / (1 – 0) = 660 м3/мин.

Определяем расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки по формуле:

Qn = 60 ∙ V ∙ S, м3/мин, (29)

где V – минимальная скорость воздуха, м/сек;

S – площадь поперечного сечения выработки, м2.

Qn = 60 ∙ 0, 5 ∙ 22 = 660 м3/мин.

Количество воздуха по максимальному числу людей, находящихся в тупиковой выработке. Принимаем наибольшее число людей во время пересмены между ремонтной и рабочей сменой, 12чел.

Qn = 6 ∙ n м3/мин, (30)

где n – число людей.

Qn = 6 ∙ 12 = 72м3/мин.

Исходя из расчетов принимаем Qn = 660 м3/мин.

Диаметр трубопровода в зависимости от его длины и расхода воздуха на выходе из трубопровода равным расчетному расходу воздуха для проветривании призабойного пространства, т.е .

Принимаем длину тупиковой части 500м. При данной длине и принимаем трубопровод из гибких вентиляционных труб ∅ 1,2м.

Коэффициент утечек трубопровода .

Аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха рассчитывается по формуле

 (31)

где - удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода, 0,0035kμ/м;

 - число поворотов трубопровода на 900;

 - число поворотов трубопровода на 450.

Рассчитываем подачу вентилятора

 (32)

Рассчитываем давление вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод по формуле:

 (33)

Предварительно выбираем вентилятор ВМЭ2 -10.

Рассчитываем расход воздуха в месте установки вентилятора по формуле:

 (34)

где - коэффициент для ВМП с регулируемой подачей, 1,1.

Окончательно принимаем ВМЭ2-10.

Таблица 13 - Техническая характеристика ВМЭ2-10

|  |  |
| --- | --- |
| Наименование показателя | Значение  |
| Номинальный диаметр, мм | 1000 |
| Номинальная подача, м3/с | 15 |
| Номинальное полное давление, Па | 4800 |
| Максимальный полный КПД вентилятора | 0,7 |
| Мощность электропривода, кВт | 110 |
| Напряжение, В | 380\660 |
| Частота вращения, мин-1 | 1500 |
| Высота, мм | 1300 |
| Ширина, мм | 1100 |
| Масса комплекта, кг | 2000 |

2.4.7 Технология проведения выработки

Процесс отбойки горной массы и анкерование производится параллельно.

Последовательность операций по отбойке горной массы.

Отбойку горной породы производить только в направлении от кровли к почве. Отбойка в обратном направлении может привести, из-за возникающей перегрузки, к серьезным повреждениям механизмов комбайна.

Комбайн может быть использован исключительно по назначению, а именно: для резания, погрузки и откатки (транспортировки) горной массы по цепному транспортеру, а не как кран, подъемное устройство или средство перемещения. Эксплуатация комбайна разрешается только тогда, когда он находится в исключительно надежном, безупречном, с точки зрения его работоспособности, состоянии. Эксплуатация комбайна разрешается только при условии, что он полностью оборудован всеми необходимыми защитными и предохранительными устройствами, в том числе и всеми съемными защитными приспособлениями, а также всеми необходимыми аварийными выключателями и кнопками ОСТАНОВКИ, шумозащитой и вытяжными устройствами и они находятся в работоспособном состоянии.

Придать комбайну устойчивое положение (сзади и спереди), выдвинув заднюю опору сзади, распереть временную крепь между почвой и кровлей выработки спереди.

Произвести врубание-резание (транспортер и погрузочный полок также перемещаются вперед).

Производить резание по направлению вниз.

Доработка нижней части забоя и зачистка почвы, за счет движения режущего органа назад.

Рис.1 Схема работы АБМ-20

Шаг 1 - Положить решетку на козырек временной крепи. Кровля перекрывается металлической решетчатой затяжкой с нахлестом 300 мм по ширине и 300 мм по длине выработки.

Шаг 2 - Поднять козырек временной крепи при помощи двух гидроцилиндров вверх, оперев его на кровлю, решетка удерживается временной крепью. Обеспечиваемого двумя гидроцилиндрами усилия достаточно для того, чтобы удерживать навесной бурильный механизм в заданном положении и для поддержания кровли.

Шаг 3 - В то время как начинается процесс бурения (анкерования). Режущий орган начинает перемещаться за счет своей телескопической рамы вперед, максимум на 1 м Одновременно начинает перемещаться вперед и погрузочный стол и транспортер, за счет чего обеспечивается своевременная погрузка и транспортировка горной массы. Во время этого процесса погрузочные механизмы и транспортер должны находиться в действии.

Шаг 4 - По окончании процесса отработки забоя режущий барабан возвращается по почве в исходное положение, производя при этом зачистку почвы. Во время этого процесса погрузочные механизмы и транспортер должны находиться в действии.

Шаг 5 - По окончании анкерования козырек временной крепи опускается и комбайн устанавливается на новый цикл работы. Весь процесс повторяется заново.

Последовательность операций по анкерованию кровли выработки:

Положить решетку на козырек временной крепи.

Прежде чем поднять козырек временной крепи убедиться, что направляющие буровых штанг находятся внизу.

Поднять козырек временной крепи, после того как буровой лафет будет установлен в вертикальное положение.

Вложить анкерную шайбу в углубление фронтальной плиты.

Поднять направляющую буровой штанги до кровли.

Слегка опустить буровой механизм и вложить буровую штангу.

Ориентировать буровой лафет на разметку в кровле выработки и до конца поднять направляющую.

Задействовать рычаги подачи и бурения (фиксированная автоматическая функция бурения).

Автоматически включаются бурение, подача и промывка.

Конечный выключатель касается ограничителя исполнительного

устройства. Вращение, подача и подвод воды отключаются.

Опустить буровой двигатель в нужное положение, снять буровую штангу и вставить ключ для затяжки анкерной гайки.

Ввести в шпур ампулу и анкер и ввести гайку в ключ.

Активизировать рычаг управления подачи и бурения, бурение и подача автоматически активизируются (без воды).

Выдержать время, рекомендуемое для затвердевания ампулы 15-45секунд, затем нажать кнопку БУРЕНИЕ и затянуть анкерную гайку.

На всех других буровых установках выполняются действия, указанные в пунктах с 6 по 11.

Вернуть направляющую буровой штанги в исходное положение.

Буровой механизм установить в вертикальное положение.

Приподнять буровую головку над почвой.

После согласования действий анкеровщики (проходчики) совместно опускают козырек временной крепи.

Последовательность операций по анкерованию бортов выработки:

1. Ввести буровую штангу в буровой механизм.

2. Закрыть зажимную колодку направляющей.

3. Установить угол наклона навесной бурильной установки для установки бортовых анкеров (путем поворота вверх-вниз).

Вложить анкерную шайбу в углубление фронтальной плиты.

Подвесить бортовую решетку с помощью крючка к кровельной решетке.

6. Подвести навесную бурильную установку для боковой стенки к борту выработки и прижать решетку с нахлестом 200-300мм.

7. Задействовать рычаги подачи и бурения.

8. Включить подачу воды и начать бурение вплоть до упора.

9. Закончить бурение.

10. Отвести навесной бурильный механизм для бурения бортов при помощи рычага и снять буровую штангу.

11. Ввести в шпур ампулу и анкер и ввести гайку в ключ.

12. Активизировать рычаг управления подачи и бурения, бурение и подача автоматически активизируются (без воды).

13. Выдержать время, рекомендуемое для затвердевания ампулы 15-45сек., затем нажать кнопку БУРЕНИЕ и затянуть анкерную гайку.

14. На всех других бортовых буровых установках выполняются действия, указанные в пунктах с 6 по 11.

15. Вернуть направляющую буровой штанги в исходное положение.

2.4.8 Меры безопасности в подготовительном забое

Техника безопасности при эксплуатации комбайна:

Перед первоначальным использованием дистанционного управления необходимо внимательно изучить инструкцию по эксплуатации.

Использование дистанционного радиоуправления значительно облегчает процесс управления комбайном, но требует специальной подготовки и опыта в его эксплуатации. Поэтому к работе с ним допускается только хорошо подготовленные, прошедшие специальную подготовку лица.

Вмонтированные функции обеспечения безопасности необходимо регулярно проверять. В зависимости от периодичности применения этот тест надо проводить, при нормальных условиях эксплуатации минимум один раз в неделю.

При выявлении неисправности надо сразу же отключить систему радиоуправления. Её ни при каких обстоятельствах нельзя использовать до тех пор, пока не будет устранена неисправность. Во время работы комбайна ALPINE BOLTER MINER находится в зоне его действия никому, кроме обслуживающего персонала, работающего на бурильной установке, не разрешается. Обслуживающий персонал бурильной установки может покидать рабочую площадку, с которой ведется обслуживание, только с разрешения машиниста комбайна.

Обслуживающий персонал бурильной установки должен всегда находиться в поле зрения машиниста комбайна. Обслуживающий персонал должен всегда информировать машиниста о выполняемых им действиях.

При дистанционном радиоуправлении комбайна машинист должен учитывать нижеприведенные дополнительные аспекты техники безопасности:

• при эксплуатации комбайна с использованием дистанционного радиоуправления станция управления не должна находиться на комбайне, дистанционное радиоуправление должно осуществляться на безопасном расстоянии;

• при осуществлении дистанционного радиоуправления оператор должен находиться под безопасной кровлей, на безопасном от комбайна и от самоходной вагонетки расстоянии и иметь полный обзор комбайна;

• перед тем как использовать дистанционное радиоуправление машинист должен основательно ознакомиться с правилами работы на комбайне и его эксплуатации;

• пульт дистанционного управления нельзя оставлять без присмотра. Если этого требует ситуация, то прежде необходимо обесточить комбайн;

• дистанционное радиоуправление рассчитано только на работу в индивидуальном режиме. Два ввода предусмотрены лишь для удобства, пользоваться же можно только одним;

Пуск комбайна в эксплуатацию может осуществляться только специально обученными лицами.

Перед включением машинист должен убедиться в том, что в рабочей зоне комбайна и относящихся к нему устройств никого нет.

Во время эксплуатации комбайна запрещается находиться в следующих местах, представляющих опасность:

• перед комбайном,

• в рабочей зоне ходовой части,

• в зоне работы зарубного бара,

• в рабочей зоне цепного устройства,

• в рабочей зоне погрузочного конвейера.

Перед началом работы машинист должен предупредить об этом всех лиц, находящихся в рабочей зоне комбайна.

В ситуациях, представляющих опасность, комбайн следует незамедлительно выключить с помощью аварийного выключателя.

Машинист не должен покидать комбайн до тех пор, пока электрооборудование находится под напряжением.

Перед выключением комбайна необходимо предпринять следующие действия:

• привести комбайн в безопасное положение,

• опустить зарубной бар.

Во время работы комбайна нельзя проводить никаких работ по его ремонту и техническому обслуживанию.

Перед началом ремонтных работ под гусеничные цепи необходимо подложить деревянные чурочки для обеспечения устойчивости машины.

Находиться под зарубным баром запрещается даже в то время когда комбайн находится не в рабочем состоянии.

Проведение ремонтных работ и работ по техобслуживанию в опасной зоне груди забоя или под незакрепленной кровлей запрещено.

Проведение работ на электрооборудовании разрешается только специалистам, меющим специальное разрешение.

Контроль за состоянием анкерного крепления:

1.Производство работ по возведению анкерной крепи необходимо выполнять в соответствии с ПБ и положением «Инструкции по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России».

2.Работы по бурению скважин и установке в них анкеров должны производится под защитой временной крепи.

3.Бурение шпуров под анкерную крепь следует производить с применением средств пылеподавления или пылеулавливания, а при их отсутствии рабочие должны пользоваться противопылевыми респираторами.

4.Для обеспечения качественного перемещения твердеющего состава диаметр резцов для бурения шпуров под сталиполимерные анкера должны превышать диаметр стержня не менее чем на 4 и не более чем на 12 мм.

5.Запрещается вести работы в забое до восстановления крепи на участках значительной деформации и поломок, бурить шпуры через отслоившиеся куски породы, находится под прибором, с помощью которого производится испытание анкера на прочность закрепления.

6.Не допускается при работе при установке сталиполимерных анкеров работать без рукавиц, нарушать условия хранения и целостности оболочки ампул полимерной смолы, производить установку ампул с разрушенной оболочкой и истекшим сроком годности, производить затяжку гаек до окончания полимеризации твердого состава.

7.Оценка крепления и затяжки кровли в проходческом забое производится систематически путем осмотра состояния кровли и отслоения пород ИТР участка с периодичностью не реже 1 раза в смену. В случае вероятности их обрушения необходимо принимать оперативные меры по его предотвращению. В продолжение всего срока эксплуатации выработок и сопряжения производится систематический контроль работоспособности анкерной крепи путем визуальной оценки состояния анкеров, опорных плит и затяжки. Периодичность контроля - не реже 1 раза в месяц.

8. В закрепленной части необходимо обращать внимание на признаки опасного состояния анкеров и пород кровли, которые могут проявляться в виде срывов гаек, разрыва или выпадения стержня анкера из шпура, значительной деформацией и порыва решетки и шайб, раскрытия трещин в кровле, сопровождающегося щелчками и треском, растрескивание и отход угля от бортов выработки, появление капежа с кровли. Об опасных признаках докладывать начальнику участка. На участках с данными признаками необходимо провести дополнительные исследования для установления причин опасных деформаций и принять меры по усилению крепи.

9.Не допускается подвеска к элементам крепи машин и механизмов и другого оборудования, создающие динамические и вибрационные нагрузки /лебедки, монорельс, подвесные канатные дороги, подвесные ленточные контейнера, вентиляторы местного проветривания/. Для этих целей необходимо устанавливать дополнительные анкера, закрепленные за пределами зоны возможного обрушения пород.

10.На всех сопряжениях выработок устанавливаются глубинные репера (замерные станции) в скважинах, L=Laн+ l500мм, Ø30 мм.

11.В зонах тектонических нарушений приемка работ производится по акту на скрытые работы.

При комбайновой технологии проведения выработок для целей борьбы с пылью применяется пылеотсос мокрого типа, орошение с подачей воздушно-водяной смеси на режущий орган, орошение с подачей воздушно-водяной смеси на погрузочный стол, очистка исходящего потока воздуха, орошение на перегрузах.

Орошение при работе комбайна:

Согласно инструкции по эксплуатации комбайна ABM-20 на нем установлена система орошения состоящая:

Системы орошения режущего барабана водяным туманом имеет в общей сложности 29 пар форсунок: 29 воздушных форсунок MA(G1/4), (Ø 5,0мм) с расходом на одну форсунку 0,427м3/мин, при давлении 0,1мПа и 29 водяных форсунок WA(G1/2), (Ø 1,0мм) с расходом на одну форсунку 1л/мин, при давлении 0,44мПа. Воздушно-водяная смесь подается на режущий барабан и через него в зону резания. За счет орошения режущего барабана обеспечивается постоянное орошение зоны резания и создание невоспламеняемой среды и таким образом предотвращается воспламенение метана.

Системы орошения погрузочного стола водяным туманом и состоит из 10 пар форсунок, по 5 пар на левой и правой стороне погрузочного стола. В общей сложности данная система состоит из 10 воздушных форсунок MA(G1/4), (Ø 5,0мм) с расходом на одну форсунку 0,427м3/мин, при давлении 0,1мПа и 10 водяных форсунок WA(G1/2), (Ø 1,0мм) с расходом на одну форсунку 1л/мин, при давлении 0,44мПа. Таким образом, воздушно-водяной смесью производится обдув зоны погрузки и находящейся на ней горной массы. Образующийся метан разжижается и выводится из опасной зоны. Скорость движения воздушных масс в опасной зоне возрастает, за счет чего и создается невоспламеняемая среда.

Система орошения канала транспортирования горной массы водяным туманом имеет в общей сложности 3 пары форсунок: 3 воздушных форсунок MA(G1/4), (Ø 5,0мм) с расходом на одну форсунку 0,427м3/мин при давлении 0,1мПа и 3 водяных форсунок WA(G1/2), (Ø 1,0мм) с расходом на одну форсунку 1л/мин, при давлении 0,44мПа.

Система промывки шпуров при бурении, с расходом на одну бурильную установку 15 л/мин. [6, 7]

2.4.9 Организация работ в подготовительном забое

Начальник участка совместно с начальником участка ВТБ определяет потребность и составляет заявку на оборудование, запасные части, контрольно-измерительные приборы и материалы для целей борьбы с пылью.

Механик участка должен обеспечить техническое обслуживание и работу оборудования для борьбы с пылью, а также средств пылеподавления и пылеулавливания забойных машин в соответствии с руководствами по их эксплуатации и выполнение плановых ремонтов.

Оперативный ежесменный контроль осуществляется надзором участка в чьем ведении находятся выработки.

Периодический контроль производится не реже одного раза в месяц начальником участка ВТБ шахты совместно с начальником участка (помощником или механиком участка).

При бурении шпура для предварительного увлажнения угольного массива контролируется его направление и глубина, а также исправность бурового оборудования и бурового инструмента.

При нагнетании жидкости в пласт контролируется исправность насосной установки, герметизатора, водопровода, манометров. Проверяется наличие пломбы на предохранительном клапане насоса. При работе насосной установки контролируется давление, количество воды, закачиваемой в пласт и темп нагнетания воды.

В оросительных системах проходческих комбайнов проверяется исправность и работа оросительных устройств, оросителей, средств блокировки орошения, а также отсутствие утечек воды в забойном водоводе.

На призабойных участках подготовительных выработок и в других местах интенсивного пылеотложения необходимо контролировать наличие отложений угольной пыли.

При неисправности или не использовании средств борьбы с пылью, а также при нарушении технологии проведения обеспыливания, работы в выработке должны быть остановлены и приняты меры по устранению этих недостатков.

Запрещается ремонтировать высоконапорный водопровод, находящийся под давлением устанавливать гидрозатвор в шпур и извлекать его под давлением жидкости, находиться против устья шпура в процессе нагнетания жидкости эксплуатировать водопровод высокого давления при нарушении герметичности.

Правила использования вентиляционных аккумуляторов:

При проведении тупиковых выработок по углю с помощью комбайна в газовых шахтах должны применяться аккумуляторы вентиляционных труб.

Применение аккумулятора вент, труб при проходке горных выработок призвано облегчить труд проходчика, обеспечить подвигание забоя на величину 20м без разрыва вент, става и не допустить отставание вент, трубы от забоя на величину более 8,0м.

Проходка горных выработок с применением аккумулятора вентиляционных труб производится циклами по 20м и складывается из 3-х этапов.

I этап: Аккумулятор венттруб, расположенный в конце вентстава перед датчиком ДСВ в сложенном состоянии, подвешивается к кровле выработки на проволоку Ø6мм, закрепленную за анкерную крепь. Расстояние венттрубы от забоя не более 8,0м.

II этап: По мере поведения горной выработки аккумулятор вент, труб вытягивается на величину пройденной части выработки (но не более 20м) с сохранением расстояния отставания вент, трубы от забоя не более 8.0м.

III этап: После проходки 20м горной выработки (аккумулятор вент, труб полностью растянут, расстояние вентиляционной трубы от забоя 8,0м),

производится разрыв вентстава, сокращение аккумулятора вент, труб и в разрыв монтируется венттруба длиной 20м, которая соединяется с вентиляционным трубопроводом с одной стороны и аккумулятором венттруб - с другой.

Далее цикл повторяется.

Примечание: Сокращение аккумулятора вент, труб, разрыв вент, става и монтаж вент, трубы длиной 20м производится в ремонтную смену с обязательным контролем за содержанием метана в забое. О производимых работах горный мастер или звеньевой должен в обязательном порядке предупредить диспетчера АГЗ.

Мероприятия по проведению выработки в зонах неустойчивой кровли и геологических нарушениях:

1. При проведении выработок в зонах с неустойчивой кровлей производится тщательная оборка бортов и кровли и забоя выработки перед возведением крепи и в процессе крепления.

2. Производится ежесменный контроль за креплением при возведении крепи и ранее закрепленного участка выработки. Используя для бурения шпуров под анкера бурильные установки установленные на комбайне, работающий на них рабочий должен находится на специальных площадках для анкерования, под защитой постоянной крепи.

3. При появлении в кровле выработки трещин и пустот необходимо изменить вид крепи и паспорт крепления с целью усиления крепи.

Для построения графика организации работ необходимо разобрать технологическую схему подготовки выработки, определить темпы её продвигания и установить перечень процессов и операций цикла, а также режим работы забоя. Далее следует произвести расчёт самого графика, т.е. определить трудоёмкость и время, необходимое для выполнения каждого процесса цикла, комплексную норму выработки, численность проходческой бригады.

Выбор и расчёт параметров организации работ в забое:

Для определения рациональных параметров организации работ по проведению выработок проходческим комбайном АБМ-20, рассматриваются следующие основные процессы: работа комбайна, крепление выработки, работа самоходного вагона по загрузке, транспортированию и выгрузке горной массы и материалов, прочие вспомогательные работы.

Технологические процессы при проведение выработки:

подготовительно-заключительные операции;

выемка угля;

погрузка горной массы;

операции по транспортировке горной массы;

выгрузка горной массы;

крепление выработки.

Продолжительность работы комбайна по выемки угля при проходке одного метра выработки:

 (35)

где Sвыр- сечение выработки вчерне, м2;

γy - плотность угля, т/м3

Qк - производительность комбайна, т/мин

tзач - затраты время на зачистку забоя - время зачистки принимаем совмещенной операцией с отбойкой горной массы.

Продолжительность работ по креплению выработки.

Процесс бурения и установка анкеров в кровлю и борта выработки, время на крепление кровли и бортов проводимой выработки принять равным экспериментальным замерам, с учетом производительности бурильных установок АВМ-20

Таблица 14 – Длительность процессов проходки выработки

|  |  |
| --- | --- |
| Процессы | Время, сек. |
| Установка штанги в буровую каретку | 15 |
| Бурение шпура | 150 |
| Уборка штанги | 15 |
| Установка анкера в буровую каретку | 15 |
| Установка анкера в шпур | 30 |
| Перемешивание смолы | 30 |
| Выдержка анкера в шпуре | 30 |
| Опускание буровой каретки | 15 |
| Всего: | 300 |

Продолжительность операций по транспортированию грузов самоходным вагоном 10SC32

Продолжительность движения вагона:

 (36)

где Lпрям, Lкрив и Lсл - длина прямолинейных, криволинейных участков и участка сложного профиля, м;

Vпрям ,Vкрив, Vсл - скорость движения вагона на различных участках выработки, м/мин;

Средние значения скорости движения вагона приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Средние скорости движения самоходного вагона

|  |  |
| --- | --- |
| Тип участка | Скорость движения вагона, м/мин |
| с грузом | порожняком |
| Прямолинейный | 120 | 133 |
| Криволинейный | 15-25 | 20-40 |
| Сложного профиля  | 10-15 | 10-15 |

Длина криволинейного участка при повороте в сбойку или из нее равна 6м.

Таким образом, среднее время на одну ходку вагона:

Количество циклов по транспортировке на 1 цикл проходки:

 (37)

где: V изв.угля - объем угля извлекаемого при проходке;

V вагона - емкость кузова вагона с надставками;

к разр. - коэффициент разрыхления.

Продолжительность транспортировки на один цикл:

 (38)

Продолжительность операций по загрузке и выгрузке самоходного вагона.

Загрузка вагона горной массой осуществляется работающим по выемке комбайном:

 (39)

где Кзагр - коэффициент, учитывающий дополнительные затраты времени, не совмещенные с выемкой (зачистка свалившихся кусков угля, разравнивание массы по кузову и др.), 1,0-1,05.

Выгрузка горной массы из вагона осуществляется конвейером вагона.

, (40)

где qвыгр - производительность конвейера вагона, 8 т/мин;

Продолжительность цикла проходки одного метра выработки.

 (41)

 (42)

где: tп.з. - затраты времени на подготовительно-заключительные операции, 5 мин;

tв.у. - затраты время на выемку угля, мин;

Т - затраты время на операции по транспортировке горной массы, мин;

tвыгр - затраты время на выгрузку горной массы, мин;

tпростоев – длительность простоев неучтенного оборудования (магистрального транспорта, вентиляторов и др.), 1-2, мин.

2.4.10 ТЭП в подготовительном забое

Производительность труда явочную и списочную численность рабочих в проходческой бригаде Nяв.бр. и Nсп.бр. определяют исходя из явочного состава проходческого звена:

Nяв.бр.= Пяв·Псм = 5·4 = 20; Nсп.бр.= Nяв.бр. ·Ксп.с.= 20 ·1,33 = 27.

где Пяв. – явочная численность проходческого звена, принимаемая исходя из трудоёмкости работ цикла;

Ксп.с. – коэффициент списочного состава.

В зависимости от принятого режима работы и других факторов коэффициент списочного состава:

Ксп.с. = Пр.д./(365-Пп-Пв-Помп.) ·Кув= 305/(365-8-80-36) ·0,95 = 1,33,

где Пр.д. – число рабочих дней в году; принимается равным 300-305 дней;

Пп, Пв, Помп. – соответственно число праздничных, выходных и дней отпуска рабочих в году;

Кув. – коэффициент, учитывающий неявку на работу по уважительным причинам.

Плановая производительность труда одного проходчика не выход (м/выход) и за месяц (м/месяц) соответственно:

Рпл.= Нкомп. ·Кв.н.; Рпл.мес.= Рпл. ·Nвых , (43)

где Nвых. – количество выходов одного проходчика (м/выход или м/чел. - смену).

Рмес.= Lмес./ Nсп.бр. · Nпов. = 600/27· 20 =1,1, (44)

где Nпов. – численность повременных рабочих, в расчётах принимается один дежурный электрослесарь в смену и других рабочих.

Стоимость поведения выработки.

Себестоимость работ по проходке одного погонный метр выработка представляет собой выраженные в денежной форме затраты, связанные с производством этих работ.

Расчёт стоимости одного погонного метра выработки включает расчёт затрат по заработанной плате, материалам, электроэнергии и амортизации.

Стоимость одного погонный метр выработки по элементу “Заработанная плата” складывается из заработанной платы рабочих со сдельной оплатой труда (сдельщиков), повременной оплаты труда (повременщики) и инженерно-технических работников (ИТР) участка:

- заработанная плата сдельщиков определяется по нормативной трудоёмкости работ и комплексной расценке.

Комплексная расценка:

Pкомп. = Σа i·Ti/Lц.

Все расчеты по стоимости выполненных работ сводится в таблицы.

Таблица 16 - Стоимость одного погонного метра выработки по зарплате сдельщиков

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Профессия | Объём проходки за месяц, м/мес. | Комплексная расценка, руб/м | Сумма затрат, руб. | Коэф-т доплат | Общие затраты |
| ГРП | 600 | 109,8 | 13091,7 | 1,88 | 15709 |
| МПУ | 600 | 18,17 | 6541,2 | 1,88 | 7849 |
| Проходчик | 600 | 225,25 | 35475 | 1,88 | 56760 |
| Проходчик | 600 | 179,4 | 3946,8 | 1,88 | 6315 |
| Проходчик | 600 | 159,69 | 2417,21 | 1,88 | 3868 |
| эл. слесарь подземный | 600 | 25,71 | 9255,6 | 1,88 | 12958 |
| эл. слесарь подземный | 600 | 22,54 | 16228,8 | 1,88 | 22720 |
| ИТОГО | 600 |  | 86956,3 |  | 126179 |

Ссд. = Σобщ.затрат./Lмес. = 126179/600 = 210,3.

Таблица 17 - Стоимость по заработанной плате повременщиков Спов.

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Должность | Пяв. | Ксп.с | Nсп. | Должность оклад, руб. | Кдоп. | Сумма затрат, руб. |
| Начальник участка | 1 | 1,25 | 1 | 19 500 | 1,7 | 33150 |
| Зам. начальника участка | 1 | 1,25 | 1 | 14800 | 1,4 | 20720 |
| Пом. начальника участка | 1 | 1,25 | 1 | 12900 | 1,25 | 16125 |
| Механик участка | 1 | 1,25 | 1 | 15200 | 1,5 | 22800 |
| Зам. механика участка | 1 |  | 1 | 12900 | 1,25 | 16125 |
| Горный мастер | 1 | 1,25 | 1 | 11300 | 1,1 | 12430 |
| ИТОГО | 6 | 1,25 | 6 | 86600 |  | 121350 |

Спов. = Σобщ.затрат./Lмес.·Пзаб.= 121350/600 ·3 =67,4;

где Пзаб. – количество проходческих забоев на участке.

Заработанная плата ИТР сведена в таблицу 18.

Таблица 18 - Стоимость по зарплате ИТР Ситр.

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Наименование материала | Расход на цикл | Стоимость единицы, руб. | Сумма затрат на цикл, руб. |
| Комплект анкеров А20В | 6 | 143 | 858 |
| Комплект анкеров А20В | 4 | 123 | 492 |
| Решётка 2400х1350 | 2 | 108 | 216 |
| Решётка 3400х1350 | 1 | 148 | 148 |
| Труба ВМП ф 1000 | 0,125 | 450 | 56,25 |
| ППС ф 100 | 0,25 | 190 | 47,5 |
| Неучтённые затраты 12% |  |  | 218,13 |
| ИТОГО |  |  | 2035,88 |

Ситр. = Σобщ.затрат./Lмес. ·Пзаб.= 2035,88/600 ·3 = 32,7 руб.

Стоимость проведения одного погонного метра выработки по элементу заработанная плата определяется:

Сз.пл. = Ссд. + Спов. + Ситр.= 210,3 + 67,4 + 32,7 = 310,4 руб.

Таблица 19 - Стоимость одного погонного м по затратам на материалы См.

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Наименование материала | Расход на цикл | Стоимость единицы, руб. | Сумма затрат на цикл, руб. |
| Комплект анкеров А20В | 6 | 143 | 858 |
| Комплект анкеров А20В | 4 | 143 | 492 |
| Решётка 2400х1350 | 2 | 108 | 216 |
| Решётка 3400х1350 | 1 | 148 | 148 |
| Труба ВМП ф 1200 | 0,125 | 450 | 56,25 |
| ППС ф 100 |  | 190 | 47,5 |
| Неучтённые затраты 12% | 0,25 |  | 218,13 |
| ИТОГО |  |  | 2035,88 |

См. = Σзатрат./Lц.= 2035,88/1=2035,88 руб.

Затраты на электроэнергию определяются по количеству используемых в забое механизмов и оборудования, мощности установленных на них электродвигателей и времени их работы на протяжении проходческого цикла. Расчёты стоимости электроэнергии, затрачиваемой на выполнение цикла приведены в таблице 20.

Таблица 20 - Стоимость одного погонного метра по затратам на электроэнергию Сэл.

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Потребители электроэнергии | Кол-во потребителей | Мощн кВт | Время работы за цикл, ч | Расх. на цикл, кВт | Стоим. 1кВт, руб. | Сумма затрат, руб. |
| Комбайн АБМ-20 | 1 | 250 | 1 | 250 | 1,1 | 275 |
| Вентилятор ВМЭ-10А | 1 | 110 | 1 | 110 | 1,1 | 121 |
| Конвейер 2СР-70 | 1 | 110 | 1 | 110 | 1,1 | 121 |
| Неучтённые расх. 10% | 1 | 47 | 1 | 47 | 1,1 | 51,7 |
| ИТОГО |  | 517 |  | 517 | 1,1 | 568,7 |

Таблица 21 - Стоимость одного погонного метра по затратам на амортизацию оборудования

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Кол-во | Сумма стоимости тыс. руб. | Годовая норма амортизации, % | Отчисление, руб. |
| На год | На месяц |
| Комбайн АБМ-20 | 1 | 5000 | 20 | 1000000 | 83333 |
| Вентилятор ВМЭ-10А. | 2 | 159 | 25 | 39750 | 3312,5 |
| Конвейер 2СР-70 | 1 | 129 | 33 | 43000 | 3583 |
| Вагон 10SC32 | 2 | 900 | 25 | 225000 | 18750 |
| ИТОГО |  | 6188 |  | 1307750 | 108979 |

Сам. = Σобщ.затрат./Lмес. =108979/600 = 181,63руб.

Собщ. = ΣСобщ.затрат.

Собщ. = 310,4 +2035,88+568,7+181,63 = 3096,61руб/п.м.

2.4.11 Содержание и ремонт подготовительной выработки

В процессе эксплуатации выработок необходимо осуществлять повседневный контроль за их состоянием: за размерами поперечного сечения, зазорами между крепью и подвижным составом, состоянием крепи и рельсовых путей.

При обнаружении нарушений крепи и рельсового пути движение по этим выработкам должно быть немедленно прекращено и приняты меры к приведению выработок в безопасное состояние.

В закрепленной выработке необходимо обращать внимание на признаки опасного состояния анкеров и пород кровли, которые могут проявляться в виде срывов гаек, разрыва или выпадения стержня анкера из шпура, значительной деформацией и порыва решетки и шайб, раскрытие трещин в кровле, сопровождающегося щелчками и треском, растрескивание и отход угля от бортов выработки, появление капежа с кровли.

Не допускается подвеска к элементам крепи машин и механизмов и другого оборудования, создающие динамические и вибрационные нагрузки (ВМП, ленточные конвейеры, лебедки и т.д.). Для этих целей необходимо устанавливать дополнительные анкера, закрепленные за пределами зоны возможного разрушения пород. На сопряжениях выработок бурятся шпуры длиной 5м, диаметром 43мм, в которые устанавливаются датчики смещения пород кровли.

Работы, связанные с ремонтом выработки, выполняют не менее двух рабочих, которые должны быть ознакомлены с паспортом перекрепления выработки и с состоянием дел и причинами, вызывающими необходимость ремонтных работ. Начинать работу необходимо в присутствии лица тех. надзора, который конкретно детализирует задание непосредственно на участке производства ремонта в части характера и последовательности выполнения работ. Перед началом ремонтных работ участок должен быть тщательно осмотрен лицом тех. надзора. При ремонтных работах кабели и трубопроводы должны быть отсоединены от элементов крепи и уложены на почву с таким расчетом, чтобы не создавать помехи последующим работам. Кабели и трубопроводы должны быть закрыты специальными настилами, которые предохраняют их от механических повреждений.

2.5 Выемка угля, крепление и управление кровлей

2.5.1 Выбор механизация очистных работ

В последнее время широкое распространение получило очистное оборудование фирмы "JOY". Данная фирма выпускает высокопроизводительное оборудование для отработки запасов по системе обработки длинными столбами с полной посадкой кровли.

Для отработки лавы 5а – 6 - 18 первоначально принимаем следующее оборудование:

Механизированная крепь – RS 4700;

Очистной комбайн – 6LS3;

Очистной конвейер – AFC.

Перегружатель - JOY-2.

Таблица 22 - Техническая характеристика крепи RS 4700

|  |  |
| --- | --- |
| Показатель  | Значение  |
| Сопротивление на 1 м2 поддерживаемой площади, кН/м2 | 1200 |
| Сопротивление на 1 м длины лавы, кН | 4900 |
| Сопротивление секции крепи, номинальное, кН | 8600 |
| Среднее давление на почву, Мпа | 2,1 |
| Минимальная высота, мм | 2200 |
| Максимальная высота, мм | 4700 |
| Шаг установки секции, м | 1,756 |
| Шаг передвижки, м | 0,78 |
| Масса секции крепи, кг | 28300 |

Таблица 23 Техническая характеристика очистного комбайна 6LS3

|  |  |
| --- | --- |
| Показатель | Значение |
| Производительность, т/час | 3000 |
| Номинальная ширина захвата исполнительного органа, мм | 800 |
| Диаметр шнека по резцам, мм | 2400 |
| Суммарная номинальная мощность привода, комбайна, кВт | 970 |
| на резание, кВт | 2х410 |
| на подачи, кВт | 2х40 |
| Диапазон рабочих скоростей подачи, м/мин | 0-15 |
| Максимальное рабочее тяговое усилие привода, кН | 420 |
| Высота корпуса в зоне крепи, мм | 1600 |
| Длина по осям шнеков, м | 13,31 |
| Масса, кг | 76507 |
| Способ управления комбайном | радио |

Таблица 24 Техническая характеристика очистного конвейера AFC -2

|  |  |
| --- | --- |
| Показатель | Значение |
| Производительность, т/ч | 3000 |
| Скорость движения тягового органа, м/с | 1,28 |
| Расстояние между скребками, мм | 0,756 |
| Ширина скребка, мм | 988 |
| Разрушающая нагрузка тяговой цепи, не менее, кН | 1834,9(min) |
| Длина рештака, мм | 1750 |
| Высота боковины, мм | 320 |
| Ширина рештака по боковинам, мм | 1300 |
| Полный средний ресурс рештачного става, тыс.т | 10000 |

2.5.2 Крепление и управление кровлей

Крепь выбирают, исходя из соответствия ее технической характеристики и области применения горно-геологическим условиям эксплуатации.

Выбранная крепь RS 4700 является крепью поддерживающе-оградительного типа.

При выборе крепи для конкретных условий нужно установить класс устойчивости непосредственной кровли и тип основной кровли по нагрузочным свойствам.

Тип кровли определяется по величине отношения суммарной мощности слоев непосредственной кровли Ннк различной устойчивости к вынимаемой мощности пласта m, из следующего условия:

, (45)

где Нк – мощность непосредственной кровли, 20-21м,

(3 – 4) ≥ 4,46 ≤ (6 – 7).

По нагрузочным свойствам кровля пласта является средней.

Минимальная и максимальная высота крепи определяется, исходя из следующих выражений:

Нmin = Mmin ∙ (1 – A ∙ L1) – Зр, м, (46)

Нmax = Mmax ∙ (1 – A ∙ L2) – Зр, м, (47)

гдеНmin и Нмах - необходимая максимальная и минимальная конструктивная высота крепи, м;

Мmin и Ммах - минимальная и максимальная мощность пласта в пределах выемочного столба;

А - коэффициент сближения боковых пород;

L1, L2 - наибольшее и наименьшее расстояние стойки до забоя, м;

Зр - запас раздвижности гидростойки на нагрузку, 0,05м.

Нmin =4,03 ∙ (1 – 0,05 ∙ 5,5) – 0,05 = 2,9 м.

Нmax =5,22 ∙ (1 – 0,05 ∙ 4,1) – 0,05 = 4,2 м.

Как уже отмечалось отработка запасов по первому варианту будет вестись комплексом JOY. Согласно конструктивным особенностям механизированный комплекс подходит под условия добычи в данном выемочном столбе.

Расчет нагрузки на 1м2 механизированной крепи производится по формуле:

Q = 10 ∙ h ∙ у, (48)

где h – мощность непосредственной кровли, м;

γ – плотность породы кровли, т/м3;

10 – переводной коэффициент в кН.

Q = 10 ∙ 25 ∙ 2,65 = 662,5 кН/м2.

Для безопасной работы удельное сопротивление на 1 м2 поддерживаемой площади должно быть выше расчетной нагрузки на 1 м2 механизированной крепи. Можно сделать вывод, что применение крепи RS 4700 обеспечит безопасную работу, так как

Р = 1200 кН/м2 > Q = 662,5 кН/м2.

Расчет нагрузки на 1 секцию механизированной крепи производится по формуле:

Q = 10 ∙ b ∙ a ∙ h ∙ γ, кН/м2, (49)

гдеb – длина секции крепи по перекрытию, м;

а – шаг установки секции, м.

Qc = 10 ∙ 3,7 ∙ 1,75 ∙ 25 ∙ 2,65 = 4290 кН.

Для безопасной работы сопротивление 1 секции должно быть выше расчетной нагрузки. По нагрузке на одну секцию крепи максимальной мощности непосредственной кровли применение RS 4700 обеспечит безопасную работу, так как

Рс = 8600 кН > Qc = 4290 кН.

Управление горным давлением - совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистного забоя и прилегающих к нему подготовительных выработках с целью обеспечении 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.

При отработке пологих и наклонных пластов горное давление проявляется в основном со стороны кровли.

Принимаем управление кровлей – полное обрушение. Этот способ является самым экономичным. Он отличается малой трудоемкостью и позволяет полностью механизировать работы по управлению кровлей.

Крепление сопряжения очистного забоя лавы с конвейерным штреком.

Крепление сопряжения лавы 5а-6-18 с конвейерным штреком 5а-6-18 на всем протяжении отработки выемочного столба осуществляется двумя концевыми секциями крепи с удлиненными верхняками. На крайней секции установлен щиток сопряжения.

От нижнего борта конвейерного штрека, на расстоянии 1,75м, устанавливается лафет на стойки СГПВ (ГВКУ, 14Т-25). Расстояние между стойками 1м. По мере подвигания очистного забоя лафет уходит в завал, а стойки СГПВ (ГВКУ, 14Т-25) убираются и переносятся вперед для последующей установки. Усиление крепления должно быть не менее 6м.

В зонах с неустойчивой, трещиноватой кровлей производится дополнительное усиление путем установки сталеполимерных анкеров второго уровня длиной 3,0м или канатных анкеров длиной 4-5м и пробиваются подхваты из лафета под руд. стойки или гидравлические стойки СГПВ. Усиление крепления должно быть не менее 20м.

В случае невозможности установки анкеров разрабатываются дополнительные мероприятия по усилению крепления штрека.

В зонах горно-геологических нарушений, где высота выработки более 3,5м, для удержания пород кровли над перекрытием секции, производится возведение клетей из лафета или рудостойки, на подхваты из лафета. Подхваты подвешиваются к кровле на цепи СР-70 и при подходе очистного забоя за 30м под них пробиваются рудстойки диаметром 200мм.

При подходе очистного забоя к данным зонам, а также к сопряжениям вентиляционного штрека со сбойками и выходе из них, производится усиление крепления штрека не менее, чем за 20м.

Крепление сопряжения очистного забоя лавы с вентиляционным штреком 5а-6-18 осуществляется линейными секциями крепи.

На вентиляционном штреке 5а-6-18 на расстоянии не менее 6м от линии очистного забоя по нижнему и верхнему борту выработки, устанавливается лафет на стойки СГВП (ГВКУ, 13Т25). Расстояние между стойками 1м. По мере подвигания очистного забоя стойки СГВП (ГВКУ, 13Т25) убираются и переносятся вперед для последующей установки, лафет уходит в завал. Усиление крепления должно быть не менее 6м.

На последней секции крепи установлен лист ограждения, который позволяет оградить очистной забой лавы от вывалов пород из отработанного пространства вышележащей лавы.

2.5.3 Проверка крепи по допустимой скорости воздушной струи

Как уже отмечалось, пласт 6 является газообильным (относительная газообильность 10 м3/т). Поэтому выбранный комплекс необходимо проверить по условиям проветривания: проходное сечение рабочего пространства забоя должно соответствовать ПБ по пропускной способности воздушной струи. Для этого необходимо сопоставить фактическую площадь сечения рабочего пространства данной крепи Sф с полученным расчетным путем Sр. При этом должно соблюдаться следующее условие: Sр ≤ Sф.

Sр = , м2, (50)

где Кq – коэффициент естественной дегазации пласта, 0,7;

q – относительная газообильность пласта, 10 м3/т;

Vмах – максимально допустимая скорость движения воздуха, 4м/с;

d – допустимая концентрация метана в исходящей струе, 1%;

Кв – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству, 1,3.

Qт = т ∙ r ∙ γ ∙ Vп, т/мин. (51)

где r – ширина захвата комбайна, 0,8 м;

γ – плотность угля, 1,29 т/м3;

Vп – возможная скорость подачи комбайна, 8 м/мин;

т – мощность пласта, 4,46м.

Qт = 4,46 ∙ 0,8 ∙ 1,29 ∙ 8 = 36,8 т/мин.

Sр = , м2.

8,2 м2 ≤ 14 м2.

Крепь очистного забоя RS 4700 - выбрана правильно.

2.5.4 Проверка длины лавы и длины конвейера

С механизированным комплексом RS 4700 будет задействован очистной комбайн 6LS3 и забойный скребковый конвейер AFC.

Необходимо сделать проверку лавного конвейера по производительности и допустимой длине.

С учетом влияющих факторов паспортная производительность конвейера определяется по формуле:

Qк = 60 ∙ Qм ∙ Кк ∙ Кн ∙ Ку ∙ Кг, т/час, (52)

где Qм – минутная машинная производительность комбайна, 36,8 т/мин.;

Кк – поправочный коэффициент, учитывающий снижение скорости отбора материала от выемочной машины при попутном движении комбайна и цепи конвейера;

Кк = . (53)

где Vц – скорость движения скребкового конвейера;

Кн – коэффициент неравномерности загрузки желоба, 1,4;

Ку – коэффициент, учитывающий угол падения пласта, 1,3;

Кг – коэффициент снижения производительности вследствие отказов, 0,9.

Qк = 60 ∙ 36,8 ∙ 1,4 ∙ 1,3 ∙ 0,9 = 3616,7 т/час.

Номинальная производительность конвейера AFC по паспортным данным составляет 3000 т/час.

Выполним проверку выбранного конвейера по возможной длине Lк

, м, (54)

гдеР – тяговое усилие привода, Н, согласно технологическим параметрам, Р = 300000 Н;

go – масса 1 м тягового органа, go =141 кг;

g – масса 1 м транспортируемого материала, g≈550 кг;

f – коэффициент сопротивления движению тягового органа, 0,8;

β – угол наклона конвейера, 5°;

w – коэффициент сопротивления движению угля, 0,5.

 м.

Допустимая длина конвейера 527м, что при длине лавы 5-6-18 250м является подтверждением правильного выбора типа лавного конвейера по длине.

Длина очистного забоя является одним из качественных показателей подготовленных к выемке запасов угля и существенно влияет на технико-экономические показатели работы забоя. Необходимо подтвердить правильность предварительного выбора длины очистного забоя под очистное оборудование.

Ориентировочно длину очистного забоя при односторонней выемке можно определить по формуле:

Lл =, м (55)

гдеТсм – продолжительность смены, 360 мин.;

tпз – время на подготовительно-заключительные операции в одну добычную смену, 20 мин.;

tк – время на выполнение концевых операций цикла, 15 мин.;

Nц – количество циклов в смену;

Кк – коэффициент готовности комбайна, 0,9 – 0,95;

Vвп – возможная скорость подача комбайна в зависимости от энергозатрат на разрушение угля, 10 м/мин;

Vм – маневренная скорость комбайна, до 15 м/мин.;

tз – время на замену одного зубка, 0,6 – 0,85 мин.;

F – площадь торца, вынимаемой полосы;

Z – расход зубков на 1 м3 отбитого угля, 0,05 – 0,15 шт/м3;

tв – удельные затраты времени на вспомогательные операции.

Lл =м.

Можно говорить о том, что выбранная предварительная длина лавы (250м) при проверке оказалась верной и допустимой по техническим возможностям комбайна. Полученная расчетная величина говорит о техническом запасе производительности очистного оборудования для отработки лавы длиной более 250 м.

Длина очистного забоя должна быть проверена по газовому фактору.

Lл = , м, (56)

где Sл – площадь сечения забоя при минимальной ширине призабойного пространства, м2;

Vдв – допустимая по ПБ скорость движения воздуха по лаве, 4 м/с;

d – допустимая по ПБ концентрация метана, 1 %;

Квп – коэффициент, учитывающий движение воздуха по по выработанному пространству, 1,1 – 1,5;

nц – количество циклов в сутки, 6;

Кд – коэффициент естественной дегазации в период остуствия работ по выемке угля, 0,65-0,75;

qСН4 – относительное газовыделение, 10 м3/час.

Lл = , м.

По газовому фактору, выбранная предварительная длина лавы 250м при проверке оказалась верной и допустимой.

2.5.5 Определение суточной нагрузки на очистной забой

Необходимо определить суточную нагрузку на забой с учетом горнотехнических факторов (скорость подачи комбайна) по формуле:

Асут.н = , т/сут., (57)

гдеАсут н – нормативная суточная нагрузка на очистной забой, т/сут.;

Ац – количество угля с одного цикла, т;

Т – время работы в очистном забое за сутки, мин.;

Тц – время, затрачиваемое за цикл, мин.

Ац = Lл ∙ r ∙ m ∙ y ∙c, (58)

Ац = 250 ∙ 0,8 ∙ 4,46 ∙ 1,29 ∙ 0,99 = 1140 т.

Время работы в очистном забое за сутки:

Т = (tсм – tпз) ∙ Nсм, мин., (59)

Т = (360 – 20) ∙ 3 = 1020 мин.

Время работа за 1 цикл:

Тц =, мин., (60)

гдеVп – скорость подачи комбайна по выемке, 8 м/мин.;

Vз – скорость комбайна по зачистке, 12 м/мин.;

Тв – время на вспомогательные операции цикла, 0,15 мин/м;

Ко – коэффициент, учитывающий норматив времени на отдых, 1,1;

Кк – коэффициент, учитывающий затраты времени на концевые операции, 1,1.

Тц = мин.

При этом суточная нагрузка на забой определяется:

Асут.н = 1140∙ 1020/ 107,4= 10827 т/сут.

Суточная нагрузка на очистной забой должна быть проверена по фактору проветривания (газовыделению) по формуле:

Аr = , т/сут.

где Sл – площадь сечения забоя при минимальной ширине призабойного пространства, м2;

Vдоп – допустимая по ПБ скорость движения воздуха по лаве, 4 м/с;

d – допустимая по ПБ концентрация метана, 1%;

Ку – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству, 1,1 – 1,5;

Кед – коэффициент естественной дегазации в период отсутствия работ по выемке угля, 0,65 – 0,75;

qCH4 – относительное газовыделение, 10 м3/т;

Кнг – коэффициент неравномерности газовыделения в лаве, 1,9;

Аr = т/сут.

Для дальнейшего расчета принимаем суточную нагрузку по фактору проветривания, Асут н = 9144,5 т/сут.

Необходимое количество циклов для обеспечения принятой суточной нагрузки составляет:

Nц = Асут н / Ац = 9144,5 / 1140 = 8,02 цикл.

Примем окончательно количество циклов 8 шт.

Асут н = 1140 ∙ 8 = 9120 т/сут.

В дальнейшем полученную суточную нагрузку на забой нужно принимать как плановую суточную нагрузку на забой.

Теперь можно уточнить часовую нагрузку на лавный конвейер:

Qк = , т/час, (61)

Qк = т/час.

Полученная величина нагрузки на конвейер в несколько раз меньше паспортной нагрузки. Делаем вывод, что фактору нагрузки забойный конвейер выбран верно.

2.5.6 Технология выемки угля

Выемка угля производится комбайном 6LS3, который работает с рамы забойного конвейера и производит разрушение угля в массиве скалыванием его режущими органами (шнеками). Выемка угля комбайном производится по односторонней схеме.

В исходном положении комбайн находится внизу у конвейерного штрека. Один шнек опущен до почвы, другой – поднят на высоту максимальной выемки угля. В таком положении комбайн поднимается на 20-25м и останавливается. Производятся концевые операции по передвижке нижней части забойного конвейера, передвигаются к забою нижняя приводная станция с перегружателем и 15м его става.

После этого нижний шнек комбайна поднимается на высоту 1-1,5м от почвы и в таком положении комбайн доходит до вентиляционного штрека, верхний шнек при этом производит выемку верхней части пласта (2,6м) до кровли. Вслед за комбайном передвигаются секции крепи с отставанием от него не более чем на 5 секций.

У вентиляционного штрека шнеки опускаются до почвы и при движении комбайна вниз к конвейерному штреку вынимается нижняя пачка угля 1,7м и производится зачистка. Вслед за передвижением комбайна вниз производится передвижка става конвейера с плавным изгибом у комбайна.

При подходе комбайна к 15-й секции нижний шнек поднимается на величину максимальной выемки от почвы и производится плавная самозарубка комбайна. У конвейерного штрека нижний шнек опускается до почвы пласта, а верхний поднимается на максимальную величину выемки. Комбайн принимает исходное положение для выемки угля.

Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком на протяжении отработки выемочного столба осуществляется двумя концевыми секциями крепи.

По верхнему борту конвейерного штрека устанавливается лафет на гидравлические стойки. По мере подвигания гидравлические стойки убираются, а лафет уходит в завал. По нижнему борту конвейерного штрека лафет устанавливается на деревянные стойки.

Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком осуществляется линейными секциями крепи. На вентиляционном штреке на расстоянии не менее 6м от линии очистного забоя по бортам выработки устанавливается лафет на стойки ГВКУ. По мере подвигания очистного забоя лафет уходит в завал, а гидравлические стойки извлекаются для последующей установки. На последней секции крепи устанавливается лист ограждения, который позволяет оградить очистной забой лавы от вывалов породы из отработанного пространства вышележащей лавы.

2.5.7 Технология перемонтажа комплекса JOY-2

Перемонтаж комплекса производится в следующем порядке:

доставляются с поверхности и монтируются 30 секций крепи, начиная от месторасположения секции крепи № 5;

доставляются с поверхности и монтируются перегружатель и дробилка;

демонтируется и перевозится, монтируется нижний энергопоезд;

демонтируются и выдаются на поверхность для ремонта узлы комбайна 6LS-3;

демонтируется, начиная от лавы перегружатель и выдается на поверхность;

демонтируется нижняя головка забойного конвейера, вывозится на конвейерный штрек и монтируется;

демонтируется верхняя головка забойного конвейера АЗК, привод выдается на поверхность;

демонтируется, перевозится и монтируется передвижная хвостовая головка ленточного конвейера "Матильда";

перевозится и монтируется от "Мотильды" весь перегружатель;

демонтируются, перевозятся и монтируются две нижние секции крепи, на их месте выкладываются клети;

доставляется и монтируется нижняя головка забойного конвейера АЗК с поверхности;

демонтируются, доставляются в монтажную камеру и монтируются четыре линейных секции забойного конвейера;

доставляется в демонтажную камеру и устанавливаются демонтажные плиты;

демонтируются и разворачиваются для крепления верхней части демонтажной камеры две верхних секции крепи;

производится демонтаж, перевозка и монтаж секций крепи и линейных секций конвейера АЗК;

после демонтажа, перевозки и монтажа последних секций крепи и конвейера доставляется и монтируется комбайн 6LS-3;

доставляется и монтируется нижняя приводная головка забойного конвейера АЗК;

расключаются электрические и гидравлические сети в новой лаве.

2.6 Мероприятия по охране труда и безопасности работ

2.6.1 Вентиляция выемочного участка

Расчет количества воздуха для лавы по выделению метана производится по формуле:

, м3/мин, (62)

гдеJоч – абсолютное газовыделение в забое, м3/мин;

, м3/мин, (63)

гдеq – относительное газовыделение в забое, м3/т;

Дпл – плановая нагрузка на забой, т/сут.;

1440 – количество минут в сутках.

м3/мин.

Кн – коэффициент неравномерности газовыделения, 1,1÷1,3;

с – допустимое по ПБ содержание метана в исходящей струе забоя с = 1%;

со – количество газа в поступающей вентструе в забой, со = 0,1%.

k – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства забоя, 1,25.

= 133,3 м3/мин.

Расчет количества воздуха для проходки по выделению метана производится по формуле:

, м3/мин., (64)

гдеJпр – абсолютное газовыделение в забое принимаем по факту- 0,53м3/ мин.

 м3/мин.

Расчет количества воздуха по числу людей, находящихся в лаве производится по формуле:

Qл = 6 ∙ n, м3/мин., (65)

где n – наибольшее число людей, работающих в забое, чел.;

6 м3/мин – количество воздуха необходимое для одного человека.

Qл = 6 ∙11 = 66 м3/мин.

Расчет количества воздуха по числу людей, находящихся в подготовительном забое производится по формуле:

Qпр = 6 ∙ n, м3/мин. (66)

Qпр = 6 ∙ 9 = 54 м3/мин.

Проверка количества воздуха по минимально допустимой скорости движения воздуха в лаве производится по формуле:

Qоч ≥ 60 ∙ S ∙ Vmin , м3/мин, (67)

гдеS – площадь поперечного сечения призабойного пространства в свету, м2;

Vmin –минимальная допустимая скорость движения воздуха в забое, 0,25 м/с.

Qоч = 133,3 м3/мин ≥ 60 ∙ 3,95 ∙ 0,25 = 59,25 м3/мин.

Проверка количества воздуха по минимально допустимой скорости движения воздуха в проходческом забое производится по формуле:

Qпр ≥ 60 ∙ S ∙ Vmin , м3/мин,

Qпр ≥ 60 ∙ 13,0 ∙ 0,25 = 195 м3/мин.

Проверка количества воздуха по максимально допустимой скорости движения воздуха в очистном забое производится по формуле:

Qоч ≥ 60 ∙ S ∙ Vмах , м3/мин,

Qоч = 133,3 м3/мин ≤ 60 ∙ 3,95 ∙ 4,0 = 448 м3/мин.

Расчет количества воздуха для участка:

При то Qуч = Кут ∙ (Qоч + Qпр), м3/мин.,

При то Qуч =∙ (Qоч + Qпр), м3/мин.,

гдеКут – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство, 1,15 ÷1,45;

Jуч – ожидаемое среднее газовыделение на участке, 1,53 м3/т.

При то Qуч = 1,45 ∙448 + 195 = 752 м3/мин.

2.6.2 Меры безопасности при ведении горных работ

Меры безопасности при эксплуатации комбайна 6LS-3.

Эксплуатировать очистной комбайн следует только в технически безупречном состоянии и по назначению; с соблюдением правил техники безопасности, руководствуясь инструкцией по эксплуатации. Немедленно устранять помехи, которые могут привести к снижению безопасности.

Конструкция и изготовление очистного комбайна рассчитаны на его применение в условиях опасных по газу и пыли. Очистной комбайн предназначен исключительно для отделения и погрузки угля и вмещающих пород.

Перед пуском очистного комбайна следует проверить функционирование всех контрольных устройств и устройств аварийного выключения.

Нельзя отключать системы по борьбе с запыленностью в процессе работы машины. Нельзя также удалять их.

Перед проведением работ по техническому уходу, техобслуживанию или перед ремонтными работами нужно всеполюсно отключить очистной комбайн и защитить его от неожиданного повторного включения.

Перед проведением ремонтных работ и мероприятий по техобслуживанию на очистном комбайне необходимо зафиксировать его от сползания, если он установлен в наклонном положении.

Перед сменой резца и при всех других работах на шнеке необходимо отключить привод шнека.

Пускатель комбайна при всех видах ремонта блокируется и вывешивается аншлаг "Не включать, работаю люди!"

Все работы, связанные с ремонтом должны производиться в присутствии лица технического надзора участка.

Ручную зачистку комбайновой дорожки производить при остановленных и заблокированных очистном комбайне и забойном конвейере.

До осуществления работ по зачистке комбайновой дорожки линейные секции крепи должны быть придвинуты к забою, произведена оборка линии очистного забоя и кровли от навесов угля и породы.

Запрещается использовать очистной комбайн 6LS-3:

для транспортировки людей и материалов;

для осуществления работ по подъему и транспортировке оборудования;

запрещается поднимать очистной комбайн собственными поворотными редукторами.

Очистной комбайн эксплуатируется только при наличии и функционировании всех защитных устройств, в том числе устройства аварийного отключения.

Эксплуатировать очистной комбайн 6LS-3 разрешается только обученному персоналу.

Независимо от наличия пусковой предупредительной системы перед включением машины, комбайнер должен убедиться в том, что в рабочей зоне очистного комбайна нет людей.

При возникновении опасной ситуации очистной комбайн необходимо выключить через приведение в действие аварийного выключателя.

Перед каждым включением режущих приводов очистного комбайна должен обеспечиваться свободный ход режущих шнеков (опасность блокировки электродвигателя). При превышении значения номинального тока режущего электродвигателя комбайна автоматически подается назад.

Звуковой сигнал – пусковая предупредительная сигнализация – раздается при включении следующих позиций:

гидравлических двигателей (режущие двигатели включены);

режущих двигателей (всегда).

Длительность установленного звукового сигнала – 10с. Перед включением дальнейших токоприемников пусковая предупредительная сигнализация не повторяется.

Во время управления комбайном 6LS-3 в режиме радиосвязи с применением одного или двух радиопередатчиков отсутствует возможность управления через приборы ручного управления.

Меры безопасности при эксплуатации главного конвейера и перегружателя.

В начале смены до запуска конвейера, перегружателя необходимо провести визуальную проверку всех узлов и механизмов по всей длине.

В конце выемочного цикла лавный конвейер и перегружатель должны быть прокачены (освобождены от угля) и только после этого остановлены.

Меры безопасности при эксплуатации дробилки

При эксплуатации дробилки, установленной на перегружателе следует соблюдать следующие меры безопасности:

запрещается находиться на конвейере во время работы дробилки;

категорически запрещается снимать ограждение с дробилки во время ее работы;

при снятом ограждении запрещается эксплуатировать дробилку, за исключением случаев проверки ее работоспособности с соблюдением дополнительных мероприятий по ТБ.

В процессе эксплуатации дробилки исключить накопление массы около всех узлов трансмиссии (редуктор, приводная муфта, электродвигатель), так как это ведет к сокращению срока службы оборудования и способствует нагреванию угля, увеличивая потенциальную опасность его воспламенения. Зачистку узлов трансмиссии производить при остановленной дробилке. [6, 7]

2.6.3 Меры борьбы с газом

Шахта отнесена к сверхкатегорийной по газу метану. В соответствии с проведенными расчетами, относительная газообильность шахты составляет 45,7 м3/т, абсолютная – 124 м3/мин.

Основным средством борьбы с метаном является эффективное проветривание горных выработок по надежной устойчивой схеме.

К основным мероприятиям предупреждения воспламенения и взрывов метана отнесены:

строительство вентиляторной установки главного проветривания ВЦД-31,5М2 с высокой производительностью и напором, обеспечивающей подачу расчетного количества воздуха в шахту и потребителям с необходимым резервом производительности в 1 пусковом комплексе, подача дополнительного количества от вентилятора ВОД-40 при дальнейшем развитии горных работ;

дегазация подготовительных выработок, разрабатываемых пластов и выработанного пространства;

управление газовыделением на выемочном участке посредством газоотсасывающего вентилятора, установленного на поверхности;

возвратнопоточная схема проветривания выемочного участка с восходящим движением воздуха вдоль забоя и подсвежение исходящих струй воздуха;

свежий воздух на выемочном участке значительной протяженности подается не менее, чем по двум штрекам;

постоянный аэрогазовый контроль.

Мероприятия по борьбе с газом метаном с учетом прогноза газообильности на основе фактических данных в ближайших пройденных выработках должны разрабатываться инженерно-технической службой шахты в каждом техническом паспорте выемочного участка.

Для контроля местных скоплений метана в погашаемой части вентиляционного штрека на сопряжении с лавой (верхний "куток" лавы) устанавливается датчик метана, настроенный на 2%, который также отключает напряжение очистного участка. [7, 13]

2.6.4 Меры борьбы с газодинамическими явлениями

Прогноз удароопасности осуществляется в пределах защитной зоны.

Для лав с машинной выемкой при ширине захвата 0,8м защитная зона уменьшается в 0,7 раз.

Перед пуском лавы первое контрольное определение удароопасности производится в верхней, средней или нижней, наиболее нагруженной части лавы, а также в действующих выработках впереди формирующегося очистного забоя. Последующие прогнозы осуществляются через каждые 25м подвигания забоя (один раз в неделю). В зоне ПГД прогноз удароопасности осуществляется через 2м подвигания забоя.

Принимается профилактическая противоударная обработка массива путем нагнетания воды в пласт в режиме глубинного увлажнения, при этом она используется в качестве комплексной меры как снижения степени

удароопасности, так и для снижения интенсивности пылеобразования. Опытом отработки удароопасных участков установлено, что в сложных горно-геологических условиях глубинное увлажнение не гарантирует от динамических явлений, поэтому при переходе зон ПГД и передовых выработок основным профилактическим мероприятием является бурение разгрузочных скважин.

В целях снижения опасности возникновения динамических явлений, а также уменьшения масштабов их возможных последствий, в лаве соблюдаются следующие технологические режимы:

в зонах повышенного горного давления, а также в напряженных участках забоя скорость подачи комбайна снижается до 1,0 м/мин;

не допускается на длительное время оставление лавы или ее части незакрепленной. В конце технологического цикла секции механизированной крепи должны быть вплотную придвинуты к забою;

в целях избежания концентрации напряжений на отдельных участках массива должна соблюдаться прямолинейность очистного забоя;

не допускается оставление выемочного комбайна на длительное время в зоне повышенного горного давления. [12, 11, 15]

2.6.5 План ликвидации аварии

Правила поведения людей при пожаре, взрыве газа и (или) угольной пыли.

Внезапное изменение направления вентиляционной струи служит сигналом к выходу на поверхность; при обнаружении дыма необходимо включиться в самоспасатель и двигаться по ходу вентиляционной струи к ближайшим выработкам со свежей струей воздуха, к запасным выходам. Изменение направления вентиляционной струи во время движения свидетельствует , что пожар произошел в основных воздухоподающих

выработках или надшахтных зданиях воздухоподающих выработок и произошло общешахтное реверсирование вентиляционной струи. В этом случае движение навстречу реверсированной свежей струе воздуха, не включаясь в самоспасатель, необходимо продолжать до ствола (шурфа, штольни).

При обнаружении очага пожара, находясь со стороны свежей струи воздуха необходимо включиться в самоспасатель (респиратор) и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры, силовых кабелей необходимо отключить подачу электроэнергии на аварийные агрегаты.

При пожаре в забое тупиковой выработки необходимо включиться в самоспасатель (респиратор) и начать тушение первичными средствами. Если невозможно потушить пожар имеющимися средствами, следует выйти из тупиковой выработки на свежую струю и отключить электроэнергию на механизмы. При этом в шахтах, опасных по метану, вентилятор местного проветривания должен работать в нормальном режиме.

При пожаре в тупиковой выработке на некотором расстоянии от забоя в котором находятся люди, необходимо имеющиеся средства пожаротушения и самоспасения, а при появлении дыма – включиться в них и следовать к выходу из тупиковой выработки, приняв все возможные меры к переходу через очаг пожара и его тушения. Если пройти через очаг невозможно и потушить его не удалось, необходимо отойти от очага, приготовить подручные материалы для возведения перемычек (вентиляционные трубы, доски, обаполы, спецодежда, гвозди). Как только подача воздуха по вентиляционным трубопроводам прекратилась, следует установить, как можно ближе к очагу пожара две-три перемычки, отойти к забою и ждать прихода горноспасателей, используя средства жизнеобеспечения.

Правила поведения людей при внезапном выбросе угля и газа, при горном ударе.

Необходимо немедленно включиться в изолирующий самоспасатель, выйти кратчайшим путем на свежую струю и отключить подачу напряжения на электроаппаратуру, находящуюся в зоне выброса.

Если в результате аварии пути выхода перекрыты, следует включиться в самоспасатель и ждать прихода горноспасателей.

Для предотвращения взрыва запрещается пользоваться переключающими устройствами светильников.

Правила поведения людей при обрушении.

Люди, застигнутые обрушением, должны принять меры к освобождению пострадавших, находящихся под завалом, установить характер обрушения и возможности безопасного выхода через купольную часть выработки. Если выход невозможен, следует установить дополнительную крепь и приступить к разборке завала. В случае, когда это невозможно, ждать прихода горноспасателей, подавая сигнал по коду о металлические (твердые) предметы: при обрушении в подготовительных выработках – редкие удары по количеству находящихся за обрушением людей. В случае, когда, застигнутые обрушением люди находятся в тупиковой части выработки, необходимо рассоединить трубопровод сжатого воздуха и установить в 5-10м от забоя парусную перемычку для предотвращения поступления метана, при этом люди должны находиться между перемычкой и завалом.

Правила поведения людей при затоплении и заиловке.

При затоплении необходимо взять самоспасатель и выйти на вышележащий горизонт по ближайшим выработкам или к стволу по ходу движения воды.

Правила поведения при загазировании.

Следует включиться в изолирующий самоспасатель, выходить из загазированных выработок, отключить электроэнергию и поставить знак, запрещающий вход в выработку (закрестить выработку).

При проникновении в горные выработки сильнодействующих ядовитых веществ необходимо после вывода людей отключить ВМП, прекратить подачу сжатого воздуха на аварийный участок и вызвать ВГСЧ.

Во всех аварийный ситуациях

Если это возможно, сообщить горному диспетчеру по телефону о характере и месте аварии. [15]

2.6.6 Профилактика пожаров и противопожарная защита

Обработку целиков угля производим, исходя из "Руководства по применению способов торможения самовозгорания в выработанных пространствах выемочных полей шахт".

Т.к. после отработки лавы в выработанном пространстве не остается угля, обработку целиков угля целесообразно проводить порошковым антипирогеном.

Оценка текущей эндогенной пожароопасности очистного забоя и контроль за качеством профилактической обработки осуществляется по единому показателю – величине влагосодержания воздуха на входящей и исходящей струях из следующих соотношений:

вентиляционный штрек, 15м от сопряжения с лавой (исходящая струя);

конвейерный штрек, 15м от сопряжения с лавой (входящая струя);

очистной забой лавы (середина лавы);

верхний куток лавы;

вентиляционный штрек, 15м от сопряжения с лавой (исходящая струя);

вентиляционный штрек, 15м от сопряжения с ЗПУ 3-9.

Для предупреждения самовозгорания угля в профилактических целях в лаве производится обработка порошком карбамида:

целиков угля за монтажной камерой до начала работ по выемке угля;

целика угля перед демонтажной камерой;

целика угля у конвейерного штрека. [8-10]

2.6.7 Противопылевые мероприятия

Для обеспыливания воздуха в очистном забое применяются комплекс мероприятий, включающих в себя:

предварительное увлажнение угля в массиве;

орошение при работе выемочного комбайна;

орошение в местах перегруза угля;

очистка воздуха, исходящего из забоя. [6, 14]

2.7 Транспортировка угля, материалов и оборудования и перевозка людей

Транспортировка угля:

Транспортировка отбитой горной массы из забоя производится в следующей последовательности. Производится загрузка самоходного вагона комбайном АБМ-20, далее сам. вагоном транспортируется до места разгруза на СР-70. Далее горная масса поступает на скребковый конвейер СР-70 протяженностью 120м, установленный на конвейерном штреке 5а-6-18, далее перегружается на скребковый конвейер СП-301 60м, который в свою очередь перегружает на ленточный конвейер 3Л-100У длиной 250м, установленный на конвейерном уклоне 5-6. Далее горная масса транспортируется ленточным конвейером Л-100У, протяженностью 350м, который установлен на групп. транспортом штреке 5-6 и далее по конвейерному бремсбергу 5-6 конвейером Л-100У длиной 160м через бункер поступает на восточно-полевой штрек гор.+70м и далее на наклонные стволы.

Передвижение людей. Доставка трудящихся в проходческий забой предусмотрено по следующему маршруту:

- автотранспортом люди доставляются до вспомогательного ствола блока;

- с поверхности люди опускаются клетью по вспомогательному стволу блока № 5 до руд. двора гор. + 80м;

далее пешком от ствола по конвейерному бремсбергу 5-6, через разрезную печь 5а-6-18 до забоя;

По окончанию рабочей смены люди из забоя лавы доставляются по вышеперечисленному маршруту в обратном порядке.

Транспорт материалов и оборудования.

Доставку необходимых материалов и оборудования предусматривается производить следующим маршрутом:

- с поверхности опускается клетью по стволу блока №4 до руддвора гор.+70м и транспортируется до руддвора ствола блока №5;

- от руд. двора транспортируется дизельной машиной Eimco-912 согласно листу транспорта паспорта;

- автотранспортом производится доставка материалов до устья трасп. бремсберга 5-6, где материалы перегружаются в дизельную машину Eimco-912, которая по транспортному бремсбергу 5-6, согласно листу транспорта паспорта, доставляет в забой материалы.

Материалы и оборудование на спецплощадке дизельной машины «Эймко-912» доставляется к местам разгруза там разгружаются не загромождая проход для людей. В тупиковую часть материалы и оборудование доставляются челноковой электрической машиной 10SC32 перед началом каждой смены. Работа дизельной машины «Эймко-912» разрешается на свежей струе воздуха.

2.8 Энергоснабжение участка

Суммарное количество потребляемой электроэнергии определяем по формуле:

 (68)

где Р- мощность электродвигателя, кВт;

кр - коэффициент мощности электродвигателя;

кn -коэффициент потери мощности электродвигателя;

Тсм - продолжительность смены, ч.;

Ксм - коэффициент напряженности смены;

Nсм- количество смен в сутки;

-КПД электродвигателя.

Остальные результаты расчетов сведем в таблицу 25.

Таблица 25 – Расчет расхода электроэнергии

Изм.

Лист

№ докум.

Подпись

Дата

Лист

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Р, кВт | кр | кn | Тсм | Ксм | Nсм | nрд |  | Wn,кВт |
| Комбайн 6 LS 3 | 970 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 372945 |
| Конвейер AFC-2 | 375 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 130122 |
| Конвейер 2ЛТ-120 | 2×250 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 173496 |
| Перегружатель JOY-2 | 200 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 69398 |
| Итого | 2045 |  |  |  |  |  |  |  | 745961 |

2.9 Воссоздание фронта очистных работ

Подготовка пласта принята проходкой двух уклонов (путевого и конвейерного), проходимых по пласту. Все уклоны проходятся сечением в свету 22м2 и крепятся анкерной сталеполимерной крепью с перетяжкой кровли и бортов решетчатой металлической затяжкой.

Подготовка выемочных столбов предусматривается спаренными штреками – конвейерным и вентиляционным, закрепленными также анкерной крепью, при отработке столбов конвейерный штрек сохраняется.

Проходку штреков и уклонов намечается осуществить проходческим комплексом АБМ-20 с навесными оборудованием для установки анкерной сталеполимерной крепи.

Транспорт отбитой горной массы осуществляется двумя электрическими самоходными вагонетками 10SC32В с выгрузкой их на штрековый ленточный конвейер, по которому горная масса выдается на общешахтную конвейерную линию.

Доставка материалов в подготовительные забои осуществляется дизельной доставочной машиной на пневмоходу фирмы "Eimco".

Проектом приняты следующие скорости проведения выработок – 600 м/мес.

Задачей проекта является определение времени своевременной подготовки выемочных столбов.

Суточная скорость подвигания лавы.

Определение суточной скорости подвигания лавы производится по формуле:

Lсут = r ∙ nц ,м/сут., (69)

гдеnц – число циклов в сутки, шт.;

r – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м.

Lсут =0,8 ∙ 8 = 6,4 м/сут.

Скорость подвигания лавы в месяц определим по формуле:

Lмес = Lсут ∙ к, м/мес., (70)

гдек – количество рабочих дней в месяце, 30.

Lмес = 6,4 ∙ 30 = 192 м/мес.

Время отработки выемочного столба

Определение времени отработки выемочного столба производится по формуле:

, мес., (71)

гдеLс – длина выемочного столба, м.

 мес.

Определение максимального количества времени на подготовку нового выемочного столба производится по формуле:

t = tc + (tм + tрез), мес., (72)

гдеtм – время на монтаж очистного комплекса, 0,5÷1 мес.;

tрез – резервное время для ликвидации непредвиденных задержек в работе при подготовке выемочного столба, 1,5 мес.

t =15,6 + (1 + 1,5) = 18,1 мес.

При правильном ведении работ должно выполняться следующее соотношение сроков отработки рассматриваемого выемочного поля - и подготовки к очистным работам выемочного поля .

На подготовку участка потребуется 8,3 мес.

Для подготовки нового выемочного столба большей запас времени.

3. Экономическая часть

3.1 Организация работ в очистном забое

Участок работает по непрерывному режиму работы. Количество рабочих дней участка в месяц равно количеству календарных дней в месяц за минусом праздничных дней, установленных Законодательством РФ.

Рабочие работают по скользящему графику. Продолжительность рабочей недели 30 часов, продолжительность смены – шесть часов

Для вспомогательных рабочих и инженерно- технических работников принимаем пятидневную рабочую неделю с двумя выходными днями, продолжительность рабочей недели 40 часов.

Количество выходных дней в году -85; продолжительность отпуска 56-66 календарных дней в зависимости от профессии.

Для организации работ принимаем круглосуточную бригаду во главе с бригадиром, которая делится на пять звеньев, которыми руководит звеньевой. В первую смену производятся ремонтно-подготовительные работы, в три остальные – работы по добыче угля.

3.2 Расчет ТЭП по участку

3.2.1 Определение затрат труда на цикл, стоимости работ цикла, расчет комплексной нормы выработки

Определяем объемы работ на цикл по всем рабочим процессам, входящим в цикл.

Выемка угля комбайном:

 (73)

Передвижка крепи сопряжения:

 (74)

где n- количество крепей сопряжения, шт.

Передвижка перегружателя:

Передвижка энергопоезда:

Демонтаж рельсового пути:

Для всех рабочих процессов цикла, для которых выше определены объемы работ, определяем норму выработки по сборнику ЕНВ и другим техническим документам.

Установленная норма выработки определяется по формуле:

 (75)

где Нвыр- норма выработки по сборнику;

к1, к2 и т.д. - поправочные коэффициенты из таблиц факторов, влияющих на уровень норм выработки.

Далее определяем необходимое количество нормосмен для выполнения каждого рабочего процесса, входящего в цикл по формуле:

 (76)

Общее количество человеко-смен определяем по формуле:

 (77)

Определяем стоимость выполнения всех рабочих процессов по формуле:

 (78)

где -тарифная ставка i-го разряда, руб.

Общая стоимость выполнения цикла определяем по формуле:

 (79)

Комплексную норму выработки определяем по формуле:

 (80)

Комплексную расценку определяем по формуле:

 (81)

Результаты расчетов сведем в таблицу 26.

Таблица 26 – Паспорт нормы выработки и расценки

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование процесса | Объем работ | Норма выработки | Трудоемкость, чел.см | Стоимость, руб/т |
| Выемка угля комбайном, т | 1140 | 240 | 6 | 1386 |
| Передвижка крепи сопряжения, м | 3,2 | 17,21 | 0,18 | 48,4 |
| Передвижка перегружателя, м | 0,8 | 25,17 | 0,03 | 8,08 |
| Передвижка энергопоезда, м | 0,8 | 33,15 | 0,024 | 6,4 |
| Демонтаж рельсового пути, м | 0,8 | 36,63 | 0,02 | 5,3 |
| Итого |  |  | 6,5 | 1454,18 |
| Комплексная норма выработки, т/чел. | 175.3 |
| Комплексная расценка, руб./т | 1,4 |

3.2.2 Планирование штата трудящихся

На участке планируем численность рабочих – сдельщиков и повременщиков. Суточную комплексную бригаду принимаем на сдельной оплате труда.

Явочный штат рабочих – сдельщиков определяем по формуле:

 (82)

где Асут- суточный объем добычи, т;

Нк- комплексная норма выработки, т;

Квн – коэффициент выполнения нормы выработки.

При определении явочной численности рабочих – сдельщиков должно выполняться условие: а также явочная численность сдельщиков должно без остатка делиться на три, так как в сутки три смены по добыче угля.

Принимаем 36 человек в добычные смены, в каждую смену по 12 человек, из них двое – машинисты комбайна, а остальные 10 - ГРОЗ.

Далее определяем явочный состав рабочих повременщиков. К рабочим – повременщикам на участке относятся следующие:

ремонтно-подготовительное звено;

слесари планово- предупредительного ремонта (5 разряд);

дежурный электрослесарь из расчета один человек в смену (4 разряд);

горнорабочие подземные исходя из расстановки по рабочим местам.

Количество рабочих ремонтно- подготовительного звена принимаем по «Нормативам численности повременно оплачиваемых рабочих». По таблице определяем необходимое количество рабочих в сутки, далее определяем коэффициенты поправочные, а затем количество рабочих в сутки с учетом поправочных коэффициентов.

Принимаем 16 человек, двое -МГВМ, остальные 14- ГРОЗ.

Далее определяем количество электрослесарей, исходя из ремонтной сложности электрооборудования.

Таблица 27 – Ремонтная сложность оборудования

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Марка | Количество | Количество баллов |
| на единицу | всего |
| Комбайн | 6 SL3 | 1 | 50 | 50 |
| Мех крепь | JOY | 142 | 0,2 | 34,2 |
| Лавный конвейер | AFC | 1 | 8 | 8 |
| Перегружатель | ПСП-308Д-04 | 1 | 8 | 8 |
| Насосная станция | JOY-2 | 2 | 15 | 30 |
| Ленточный конвейер | 2ЛТ-120 | 3000м | 15 на 100м | 165,3 |
| Оросительная система |  | 1 | 4 | 4 |
| Итого |  |  |  | 299,5 |

По таблице «Нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих» определяем количество электрослесарей 22 человека.

Из них: 40% 5 разряда – 9 чел.;

40% 4 разряда- 9 чел.;

20% 3 разряда- 4 чел.

Исходя из расстановки по рабочим местам принимаем 12 ГРП.

Общую явочную численность рабочих- повременщиков определяем по формуле:

 (83)

где Nэл- общее количество электрослесарей,чел.;

Nгрп- общее количество горнорабочих подземных,чел.

Определяем общий явочный штат рабочих участка:

 вДалее определяем списочную численность рабочих участка. Для этого необходимо определить коэффициент списочного состава, который показывает отношение режима работы участка к режиму работы рабочего, по формуле:

 (84)

где Тк- календарный фонд времени за год, дней;

Твых- количество выходных дней в году, дней;

Тпр- количество праздничных дней в году,12;

Тотп- количество дней отпуска в году;

0,96 – коэффициент, учитывающий неявки на работу по уважительным причинам,

Определяем списочную численность рабочих участка по формуле:

 (85)

Далее производим расчет количества ИТР участка исходя из штатного расписания.

Таблица 28 – Штатное расписание ИТР

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Должность | Явочная численность, чел. | Списочная численность, чел. |
| Начальник участка | 1 | 1 |
| Заместитель начальника участка | 1 | 1 |
| Помощник начальника участка | 1 | 1 |
| Механик участка | 1 | 1 |
| Горный мастер | 4 | 7 |
| Итого | 8 | 11 |

3.2.3 Расчет и составление графика организации работ

Расчет плановой длительности цикла составляет:

Расчет продолжительности выполнения отдельных рабочих процессов цикла и технологической длительности цикла производится отдельно для машинных и ручных рабочих процессов.

Производим расчет длительности выполнения машинных рабочих процессов цикла.

Выемка угля комбайном:

 (86)

где tк- продолжительность работы комбайна, мин.;

tвсп- продолжительность вспомогательных операций на метр длины лавы, мин.;

tост.- время на непредвиденные остановки комбайна,мин.

Время на непредвиденные остановки комбайна составляет 10-20% от оперативного времени. Определяем время на непредвиденные остановки комбайна по формуле:

 (87)

 (88)

Время на самозарубку комбайна принимаем по нормативу 10-30 мин.:

Время на задвижку секций крепи принимаем по нормативу 10-20 мин.:

Время на задвижку конвейера принимаем по нормативу 10-30 мин.:

Время на подготовку комбайна к выемке следующей полосы принимаем по нормативу 10-30 мин.:

Время на отдых составляет 10% от времени работы:

 (89)

Далее определяем длительность машинных процессов:

 (90)

На основании полученных данных строим планограмму организации работ в очистном забое.

Планирование фонда оплаты труда по участку

3.3.1 Отчисления на заработную плату

Фонд заработной платы включает в себя оплату по тарифным ставкам и окладам, доплаты и компенсации, премии и надбавки.

Фонд заработной платы определяется для рабочих по сдельной и повременной формам оплаты труда.

Определяем общую комплексную расценку по участку по формуле:

 (91)

где Nяi- количество человек по данной профессии, чел.

Результат расчетов сведем в таблицу 29.

Таблица 29 – Комплексная расценка

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Наименование профессии | Количество человек | Расценка, руб. |
| МГВМ и ГРОЗ в добычные смены | 36 | 1,2 |
| МГВМ и ГРОЗ в ремонтную смену, пятого разряда | 16 | 0,5 |
| Электрослесари, пятого разряда | 9 | 0,3 |
| Электрослесари, четвертого разряда | 9 | 0,3 |
| Электрослесари, третьего разряда | 4 | 0,12 |
| ГРП, третьего разряда | 12 | 0,03 |
| ИТОГО | 86 | 2,45 |

Сдельная заработная плата бригады определяется по формуле:

 (92)

Далее определяем сумму премии бригады по формуле:

 (93)

где РП - размер премии,%,

Определяем сумму доплаты за руководство бригадой по формуле:

 (94)

где Дбр.-сумма доплаты бригадиру, руб.;

Дзв.- сумма доплаты звеньевому, руб.;

Nзв- количество звеньевых,

Определяем размер доплаты за время нахождения в пути по формуле:

 (95)

где Тдор- время нахождения в пути, час;

Тср.в.- средневзвешенная тарифная ставка, руб.

Определяем средневзвешенную тарифную ставку по формуле:

 (96)

Определяем сумму доплаты за работу в ночное время по формуле:

 (97)

где tноч- количество ночных часов в сутки,час;

Nноч- количество человек, работающих в ночную смену, чел,

Далее рассчитываем заработную плату ИТР, исходя из штатного расписания и месячных окладов.

Таблица 30 – Месячные должностные оклады ИТР

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Должность | Количество человек | Сумма месячного оклада, руб. | Общая сумма заработка, руб. |
| Начальник участка | 1 | 14900 | 14900 |
| Заместитель начальника участка | 1 | 13400 | 13400 |
| Помощник начальника участка | 1 | 12370 | 12370 |
| Механик участка | 1 | 10220 | 10220 |
| Горный мастер | 7 | 8310 | 58170 |
| Итого | 11 |  | 109060 |

Определяем сумму доплаты ИТР за работу в ночное время по формуле:

где Огм,Оп.н. - месячный оклад горного мастера и помощника начальника участка соответственно, руб.;

- количество смен в месяц по норме.

Далее определяем сумму доплаты ИТР за время нахождения в пути по формуле:

 (98)

где - явочная численность ИТР, чел.,

Определяем сумму премии ИТР по формуле:

 (99)

где - сумма месячных окладов ИТР, руб,

Общий фонд заработной платы по участку составляет:

 (100)

где ФЗПраб- фонд заработной платы рабочих, руб.;

ФЗПИТР- фонд заработной платы ИТР, руб..

Определяем фонд заработной платы рабочих по формуле:

 (101)

где РК- районный коэффициент,30%,

Определяем фонд заработной платы ИТР по формуле:

 (102)

3.3.2 Отчисления на социальные нужды

Каждое предприятие производит отчисления на социальные нужды от суммы общего фонда заработной платы. В настоящее время данные статьи распределяются следующим образом:

28%-пенсионный фонд;

4%- фонд социального страхования;

0,2%- федеральный медицинский фонд;

3,4% - территориальный медицинский фонд;

8,5% - страхование от несчастного случая.

В сумме это составляет44,1% от фонда заработной платы.

Определяем сумму отчислений на социальное обеспечение по формуле:

 (103)

где Рсоц- размер социальных отчислений,%,

3.3.3 Отчисления на материальные затраты

В производственном процессе используются вспомогательные материалы, необходимые очистному забою для выполнения плана добычи угля, а также обеспечения нормальных эксплуатации машин, механизмов и оборудования, с учётом возможного повторного использования отдельных материалов.

Все материалы делятся на две группы: к первой относятся материалы разового использования, стоимость которых полностью включается в месячную себестоимость одной тонны угля; ко второй группе относятся материалы длительного использования, стоимость которых входит в себестоимость частями.

Сначала определимзатраты по однократно используемым материалам, исходя из стоимости единицы материала и нормы расхода на 1000 т добычи угля.

Расход по каждому виду материала за месяц определяем по формуле:

 (104)

где Нр- норма расхода материала на 1000 т добычи.

Результаты расчета приведем в таблице 31.

Далее определяем сумму затрат на материалы с длительным сроком службы, к таким материалам относится кабель и металлические стойки.

Сумма затрат на кабель определяется по формуле:

 (105)

где Цк- цена одного метра кабеля, руб.;

Рк – расход кабеля, м;

Т – срок службы кабеля, мес.

Таблица 31 – Затраты на однократно используемые материалы

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Материалы | Норма расхода на 1000т добычи | Расход за единицу времени (месяц) | Цена за единицу, руб. | Сумма затрат за месяц, руб. |
| Зубки, шт | 50-80 | 208080 | 45,2 | 9405216 |
| Присадка в эмульсии, кг | 25-30 | 7803 | 181,4 | 1415464 |
| Лесоматериалы, м3 | 4-5 | 1301 | 1100 | 1430550 |
| Запасные части, руб. |  | -//- | -//- | 1800000 |
| Итого |  |  |  | 14051230 |
| Прочие неучтённые (15-20%) от суммы учтенных материалов |  |  |  | 2810246 |
| Всего |  |  |  | 16861476 |

Сумму затрат на металлические стойки определяем по формуле:

 (106)

где Цст- цена стойки, руб.;

Рст- расход стоек по паспорту, шт.;

Тст- срок службы стойки, мес.,

Определяем сумму затрат на неучтенные материалы по формуле:

 (107)

Сумма затрат по материалам многократного использования составляет:

 (108)

Общая сумма затрат по материалам составляет:

 (109)

где Зодн.- сумма затрат на однократно используемые материалы, руб.

3.3.4 Амортизационные отчисления

На основании выбранного оборудования производится расчет средств на амортизацию, исходя из цен на оборудование и принятых норм амортизации.

Сумму затрат на амортизацию по каждому виду оборудования определяем по формуле:

 (110)

где Б- балансовая стоимость оборудования, руб.;

На.год.- годовая норма амортизации,%,

Результаты остальных расчетов сведены в таблицу 32.

Таблица 32 – Сумма затрат на амортизацию

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Кол-во | Стоимость единицы оборудова-ния, руб. | Суммарная стоимость руб. | Годовая норма амортизации, % | Месячная сумма отчислений, руб. |
| 1. Комбайн  | 1 | 121574000 | 121574000 | 22,00 | 2228856 |
| 2. Секции  | 142 | 2 100 900 | 298327800 | 20,00 | 6586321 |
| 3. Конвейер  | 1 | 37 989 700 | 37 989 700 | 16,00 | 506529 |
| 4. Дробилка  | 1 | 275 105 | 275 105 | 16,00 | 3668,06 |
| 5.Перегружатель | 1 | 872 267 | 872 267 | 28,00 | 20352,89 |
| 6. Конвейер  | 1 | 1 579 740 | 1 579 740 | 16,70 | 21984,7 |
| 7. Маслостанция  | 1 | 149 100 | 149 100 | 28,80 | 3578,4 |
| 8. Лебёдка  | 2 | 23000 | 46000 | 16,00 | 613,3 |
| Итого |  |  |  |  | 7371903 |

3.3.5 Расчет расхода и стоимости электроэнергии

Суммарное количество потребляемой электроэнергии определяем по формуле:

 (111)

где Р- мощность электродвигателя, кВт;

кр- коэффициент мощности электродвигателя;

кn-коэффициент потери мощности электродвигателя;

Тсм- продолжительность смены, ч.;

Ксм- коэффициент напряженности смены;

Nсм- количество смен в сутки;

-КПД электродвигателя.

Остальные результаты расчетов сведем в таблицу 32.

Таблица 32 – Расчет расхода электроэнергии

Изм.

Лист

№ докум.

Подпись

Дата

Лист

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование оборудования | Р, кВт | кр | кn | Тсм | Ксм | Nсм | nрд |  | Wn,кВт |
| Комбайн 6 LS 3 | 970 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 372945 |
| Конвейер AFC-2 | 375 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 130122 |
| Конвейер 2ЛТ-120 | 2×250 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 173496 |
| Перегружатель JOY-2 | 200 | 0,89 | 0,95 | 6 | 0,8 | 3 | 30 | 0,95 | 69398 |
| Итого | 2045 |  |  |  |  |  |  |  | 745961 |

Далее определяем получасовой максимум нагрузки по формуле:

 (112)

где кс- коэффициент спроса, 0,7-0,8.

Стоимость электроэнергии определяем по двухставочному тарифу по формуле:

., (113)

где а – тариф за 1 кВт установленной мощности, руб.;

b- тариф за 1кВт потребляемой электроэнергии,руб.,

3.3.6 Прочие затраты

Все прочие расходы относительно невелики, но неизбежны в производственно-хозяйственной деятельности (износ по нематериальным активам, арендная плата, проценты по кредитам банков, расходы на подготовку кадров и т.д.),не могут быть отнесены на другие элементы, поэтому их включают в элемент «Прочие расходы».

Прочие затраты составляют 13-20% от суммы общих затрат.

Сумму прочих затрат определяем по формуле:

 (114)

где Рпр- размер прочих затрат,%;

Зобщ- общая сумма затрат, руб.,

Определение себестоимости одной тонны угля

Себестоимость одной тонны угля определяем по формуле:

 (115)

где Зi- сумма затрат по определенному элементу, руб.

Результаты полученных расчетов сведем в таблицу 33.

Таблица 33 – Расчет себестоимости одной тонны угля

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименование элементов затрат | Сумма затрат, руб. | Месячный объем добычи, т | Себестоимость 1т угля., руб. | Структура, % |
| Затраты на заработную плату | 2264569 | 262260 | 8,70 | 8,67 |
| Отчисления на социальные нужды | 998675 | 3,8 | 3,7 |
| Затраты на материалы | 17189974 | 66,18 | 65,21 |
| Затраты на амортизацию | 734903 | 2,8 | 2,75 |
| Затраты на электроэнергию | 1066227 | 4,07 | 3,07 |
| Прочие затраты | 4450870 | 16,9 | 16,6 |
| Итого | 26705218 | 102 | 100 |

3.5 Пути снижении себестоимости продукции

В себестоимости находит отражение конкретный расход сырья, топлива и рабочей силы на производство продукции. Поэтому она является важнейшим показателем, характеризующим производственную и хозяйственную деятельность как каждого предприятия, так и отрасли в целом.

Себестоимость отражает как достижения, так и недостатки организации труда и производства на шахтах, методов хозяйствования труда и производства на шахтах, методов хозяйствования и внедрения новой техники.

Показатель себестоимости является основным при выборе форм организации общественного производства, экономическом обосновании размещения предприятий и определений экономической эффективности капитальных вложений. Себестоимость — составной элемент отпускной цены. Отсюда вытекает важнейшее ее значение при оценке эффективности производства.[6]

В себестоимости отражаются реальные затраты на производство продукции, поэтому их снижение, а следовательно, и снижение себестоимости является важной задачей для любого производителя.

На уровень себестоимости влияют многочисленные факторы, связанные в первую очередь с научно-техническим прогрессом. Поэтому для снижения себестоимости необходимы экономия материальных затрат и рост производительности труда.

4. Борьба с пылью

4.1 Общие сведения о борьбе с пылью

Борьба с пылью на горнодобывающих предприятиях имеет большое значение. Поэтому разработка и внедрение новых высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

Пыль негативно влияет на организм человека, вызывая заболевание легких силикоз – при воздействии породней пыли, антракоз – при воздействии угольной пыли. Особенно активно действуют на легкие человека частицы пыли размером 0,25—10 мкм.

Угольная пыль обладает взрывчатыми свойствами. При наличии источника воспламенения вначале воспламеняются летучие горючие вещества, выделенные при нагревании из пылинок, а затем загораются твердые остатки пыли. К опасным по взрыву пыли относят пласты угля и горючих сланцев с выходом летучих веществ 35 % и более, а также пласты угля, взрывчатость пыли которых установлена лабораторными испытаниями.

Шахтная пыль образуется в основном при добыче и транспортировании полезного ископаемого, отбойке горных пород, погрузке и транспортировании горной массы, бурения шпуров и скважин и др.

В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

а) предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);

б) осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);

в) разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);

г) пылеотсос и осаждение пыли;

д) предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива. [6, 7]

4.2 Предварительное увлажнение угольного массива

Одним из эффективных методов предотвращения пылеобразования является предварительное увлажнение угольного массива. Сущность предварительного увлажнения заключается в том, что нагнетаемая в пласт под давлением жидкость приводит к увеличению влажности угля, вызывающему образование из пылинок, находящихся в трещинах, агрегатов, которые при поступлении в воздух быстро осаждаются.

Кроме того, при предварительном увлажнении уменьшается механическая прочность угля и увеличивается смачиваемость тонких фракций пыли. Наибольшее снижение пылеобразования достигается при заполнении жидкостью всего фильтрующего объема трещин и пор угля.

Эффективность предварительного увлажнения пластов зависит от повышения влажности в пласте. Так, при приросте влажности угля на 1-3 % эффективность предварительного увлажнения достигает 75-80 %. Прирост влаги зависит от фильтрационно-коллекторских свойств пласта, давления, темпа и времени нагнетания. Водопроницаемость пласта зависит от выхода летучих.

В общем случае эффективность предварительного увлажнения может быть определена по формуле:

, %, (116)

где — коэффициент пропорциональности;

gж — удельный расход жидкости, л/т;

nэ— эффективная пористость.

В зависимости от фильтрационных свойств угольных пластов предварительное увлажнение подразделяется на высоко- и низконапорное.

Сущность высоконапорного увлажнения заключается в том, что вода под давлением в десятки МПа нагнетается в скважину. Основным недостатком этого способа является неравномерность и низкая эффективность увлажнения высокопроницаемых трещиноватых пластов. Поэтому для повышения эффективности увлажнения угольного пласта следует сочетать нагнетание воды под высоким давлением с капиллярным насыщением массива в периоды между циклами нагнетания. Продолжительность перерывов между циклами нагнетания изменяется от 6 до 72 ч в зависимости от свойств увлажняемого пласта.

Высоконапорное нагнетание жидкости в угольный пласт осуществляется через скважины (шпуры), пробуренные из подготовительной выработки или очистного забоя.

Предварительное увлажнение горных пород осуществляется с помощью высоконапорных установок или Энергии взрыва ВВ.

При предварительном увлажнении через скважины, пробуренные из подготовительной выработки диаметром 45—60 мм, жидкость подается под давлением: Р < 0,025Н, МПа, где Н - глубина залегания пласта, м.

Количество жидкости, подаваемое в скважину, рассчитываем по формуле:

, м3, (117)

где lл - высота этажа (лавы), м;

Lс - расстояние между скважинами, м;

Mп - мощность пласта, м;

qж - удельный расход жидкости, равный 10—30 л/т.

При нагнетании жидкости в пласт через скважины, пробуренные из очистного забоя, длина скважины определяется по формуле:

, м, (118)

где - глубина герметизации скважин, м;

 - подвигание лавы за неделю.

Количество жидкости, подаваемое в скважину, рассчитывается по формуле:

, м3. (119)

Расстояние между скважинами принимается равным 20-25 м.

Низконапорное увлажнение заключается в том, что угольный массив увлажняется водой под давлением, создаваемым в шахтной магистрали за счет разницы геодезических отметок поверхности шахты и места нагнетания воды. Низконапорное увлажнение эффективно при высокой проницаемости пластов за счет капиллярного насыщения массива и заполнения жидкостью мелких трещин.

Для повышения эффективности предварительного увлажнения применяются поверхностно-активные вещества (ПАВ) и электролиты, которые снижают поверхностное натяжение воды и ускоряют процесс проникновения жидкости в трещины и поры угля. Наибольшее применение получили неионогенные ПАВ—ДБ, ОП, интанол и неонол. Рекомендуются следующие рабочие концентрации ПАВ: ДБ—0,1—0,2%; с интанол - 0,05 %; неонол - 0,05%.

При низконапорном предварительном увлажнении жидкость в пласт подается только через скважины, пробуренные из подготовительной выработки. Время нагнетания жидкости в скважину определяем по формуле:

, ч, (120)

где Qн - скорость нагнетания воды, принимаем в соответствии с производительностью насосной установки, м3/ч.

Нагнетание жидкости из очистного забоя производится через скважины (шпуры) диаметром 45 мм.

Давление жидкости у устья скважины должно быть не менее 1-1,2 МПа.

Предварительное увлажнение угольного массива подготовительного забоя осуществляется через скважины длиной, равной недельному подвиганию забоя. Скорость нагнетания жидкости в скважину составляет 20—30 л/мин.

Количество жидкости, подаваемое в скважину, определяем по формуле:

, м3, (121)

где SВ - площадь поперечного сечения выработки вчерне, м2.

Число скважин (шпуров) для эффективного увлажнения пород:

, шт, (122)

где SВС - площадь поперечного сечения выработки в свету, м2;

S у - площадь увлажнения массива через один шпур, м2. ,

Нагнетание жидкости в скважину осуществляется с помощью насосных установок типа УНВ-2, НВУ-30М, УН-35, 2УГНМ, УМР, обеспечивающих давление от 20-30 МПа. Герметизация скважины выполняется специальными гидрозатворами.

Расход жидкости в скважине контролируется счетчиком – расходомером, позволяющим проверять давление и скорость нагнетания жидкости.

При применении ПАВ дозировка их осуществляется дозаторами с пропускной способностью от 0,5 до 6 м3/ч при давлении 1,6 МПа. [8, 9]

4.3 Орошение

Наиболее распространенным способом осаждения пыли из воздуха является орошение. Суть его заключается в том, что при встрече движущейся в воздухе капли жидкости с пылинкой происходит их соударение, захват каплей пылинки и ее смачивание. Образовавшийся при этом агрегат капля-пылинка выпадает из воздуха на почву или осаждается на стенки выработки.

Капля захватывает пылинку, когда она внедряется в каплю. Для этого капля должна обладать соответствующей кинетической энергией, чтобы при встрече с пылинкой последняя могла преодолеть энергию поверхностного натяжения капли. Существует критическая скорость полета капель, при которой происходит внедрение пылинки в каплю:

, м/с, (123)

где - энергия поверхностного натяжения капли;

 - плотность пылинки мг/см2;

rп - радиус пылинки, мм;

Rк - радиус капли.

Чем ниже величина поверхностного натяжения, больше плотность пылинки и ее радиус, тем ниже критическая скорость. Для того чтобы обеспечить Vкр в активной зоне факела, в оросителе следует создавать давление от 1,5 до 4 МПа.

Определяющую роль в эффективности орошения играют гидрофильность (способность смачиваться), размер частиц пыли и капель, их число в факеле орошения и скорость встречи с частицами пыли.

Оптимальные размеры капель диспергированной жидкости зависят от скорости движения воздуха и высоты выработки. Эффективность улавливания пыли диспергированной жидкостью определяем по формуле:

, (124)

где kп - коэффициент коагуляции;

nк - число капель жидкости в 1 м3 воздуха;

HВ - высота выработки, м;

 - скорость оседания капель жидкости, м/с;

 - скорость движения воздуха, м/с;

x - расстояние от места начала коагуляции водного и пылевого аэрозоля, м.

Повышение эффективности орошения достигается путем правильного применения ПАВ с учетом физико-химических свойств ПАВ и орошаемой пыли. В основном в настоящее время при орошении используется неионогенное ПАВ типа ДБ с концентрацией 0,1 - 0,2 %.

Орошение подразделяется на низконапорное, высоконапорное, пневмогидроорошение, гидроакустическое, туманообразование и водовоздушное эжектирование.

При низконапорном орошении при давлении до 2 МПа и пневмоорошении в местах образования пыли происходит связывание ее и осаждение пыли, перешедшей во взвешенное состояние.

Высоконапорное орошение при давлении до 15 МПа, применение водовоздушных эжекторов и туманообразователей обеспечивают осаждение пыли, витающей в воздухе.

Низконапорное орошение применяют в очистных и подготовительных забоях, при погрузке и перегрузке горной массы. Давление жидкости у оросителя должно быть в пределах 1,2 - 2 МПа, а расстояние от оросителя до источника пылеобразования 0,1 - 0,3 м, что позволяет обеспечить сохранение критической скорости полета капель, при которой происходит эффективный захват частиц пыли. Параметры орошения зависят от условий взаимодействия частиц пыли с каплями жидкости. Для эффективного пылеосаждения рекомендуется применять следующие параметры:

а) При орошении зоны разрушения массива удельный расход воды 10-25л/т, рабочее давление 1,2-2 МПа, расстояние от оросителя до источника пылеобразования 0,3 м.

б) При внешнем орошении зон погрузки и перегрузки горной массы удельный расход жидкости 6-15 л/т, рабочее давление 1,2-2 МПа, расстояние от оросителя до источника пылеобразования 0,5-1 м.

в) При осаждении витающей пыли из воздуха удельный расход жидкости 6-15 л/мин на 1 м3 воздуха, рабочее давление 2 МПа.

Для каждого забоя должна быть своя насосная установка, обеспечивающая суммарные расходы жидкости и требуемое давление. Необходимо, чтобы рабочая зона факела орошения перекрывала источник пылеобразования.

При передвижке механизированных крепей образуется большое количество пыли. Для предотвращения поступления этой пыли в очистной забойной при передвижке крепей поддерживающего типа применяют схему орошения. С помощью оросительных устройств воду подают вдоль межсекционных зазоров в сторону выработанного пространства. Расход воды составляет 10 л/мин при давлении 1-1,5 МПа. На крепях оградительно-поддерживающего типа устанавливают оросительные устройства для подачи воды в межсекционное и выработанное пространство. Расход воды составляет 35 л/мин при давлении 1-1,5МПа.

При наличии энергии сжатого воздуха применяют пневмогидроорошение (ПГО), сущность которого заключается в том, что при одновременной подаче в форсунку жидкости и сжатого воздуха происходит тонкое диспергирование жидкости. При этом необходимо, чтобы образовался факел тонкодиспергированной (размер капель 40—60 мкм) и грубодиспергированной (размер капель 100—200 мкм) жидкости. Чем более однороден по размерам капель каждый из этих факелов, тем выше эффективность пылеосаждения.

Объемное отношение расхода жидкости и воздуха находится в пределах от 80 до 30. Давление жидкости и воздуха в оросителе равно 0,4-0,5 МПа. Расход жидкости составляет 4-8 л/мин.

При высоконапорном орошении происходит тонкое диспергирование жидкости, за счет чего увеличивается число капель в единице объема воздуха, факел орошения становится более насыщенным каплями жидкости, увеличивается скорость полета капель, что способствует эффективному использованию инерционного и седиментационного пылеосаждения. Кроме того, в результате инжекции запыленного воздуха факелом диспергированной воды увеличиваются размеры очищаемой пыли и степень турбулизации потока воздуха у мест образования пыли.

Расход жидкости при высоконапорном орошении составляет 0,07-0,25 л/м3 запыленного воздуха.

Эффективность очистки воздуха от пыли при высоконапорном орошении составляет 90-97 %. Весьма важно, что при этом повышается степень улавливания тонкодиспергированных частиц пыли размером менее 5 мкм.

В настоящее время ведутся большие работы по использованию электрических зарядов частиц пыли и наведенного заряда на каплю жидкости для повышения эффективности пылеулавливания. Как показали исследования, частицы пыли несут на себе заряды различных знаков. При этом напряженность электрического поля пылевого аэрозоля достигает 3 В/м. Зная знак заряда на пылинках, капли жидкости заряжают противоположным знаком, чтобы увеличить эффективность пылеулавливания.

Предварительная электризация частиц пыли зарядом знака, обратного заряду капель, позволяет повысить эффективность пылеосаждения всех фракций на 12- 15 %.

Гидроакустическое орошение заключается в том, что на пылевой аэрозоль одновременно оказывают воздействие капли жидкости и акустические колебания, создаваемые струёй жидкости при выходе из оросителя до ее

распада. При этом можно подобрать такую частоту колебаний, что пыль в акустическом поле будет агрегироваться, а диспергированная жидкость смачивать ее и осаждать. Гидроакустический способ рекомендуется для улавливания витающей пыли. Для эффективного пылеподавления необходимо выдерживать следующие параметры: давление воды у оросителя 0,35 - 0,8 МПа, расход жидкости 0,2 л/м3 орошаемого воздуха, частота колебаний 3 - 4 кГц, акустическая мощность 20-25Вт/м2.

Для гидроакустического осаждения пыли применяется форсунка типа ФА, обеспечивающая эффективность пылеосаждения до 90 %.

Пневмогидравлические эжекторы используются для улавливания пыли при работе проходческих и добычных комбайнов. [6, 8]

4.4 Пылеулавливание

Суть пылеулавливания заключается в том, что выходящий из специального устройства воздух создает в определенной области разрежение, куда подсасывается запыленный воздух, на последний воздействует тонкодиспергированная жидкость. Осажденная пыль в виде шлама удаляется. Эффективность пылеподавления такого способа достигает 95— 99 % при давлении воды 0,8—1 МПа, давление сжатого воздуха 0,3—0,4 МПа и расходе воды 0,5—3,5 л/мин.

Оборудование для орошения включает насосные установки, забойные водопроводные магистрали, фильтры и оросители. В качестве насосных установок используют насосы ОН-2. НУМС-ЗОЕ, НУМС-100Е, НУМС-200Е, УЦНС, УМО, обеспечивающие давление 1,3-3,2 МПа с подачей 20-400 л/мин.

Для очистки воды от эпических взвесей используют фильтры ФШ-1М, ФШ-200, ФК и ФШЦ.

Одним из основных элементов оросительной системы являются оросители. Наибольшее распространение получили зонтичные оросители типа ЗФ, у которых факел жидкости имеет вид зонта; конусные типа КФ, у которых факел имеет вид полого или сплошного конуса; плоскоструйные типа ПФ, у которых факел имеет плоскую форму; тангенциальные типа ФТ, у которых жидкость поступает в камеру по тангенциальному каналу и при этом происходит закручивание факела.

Расчет орошения производят из условия полного перекрытия факелом диспергированной воды источников пылеобразовапия и необходимого давления. Исходя из удельного расхода жидкости рассчитываем необходимое количество жидкости по формуле:

, м3, (125)

где А - производительность горных машин, т/мин.

Требуемое число оросителей:

, шт, (126)

где qI— производительность форсунки, л/мин;

Для орошения применяют воду, отвечающую требованиям ГОСТ 2874-82 «Вода питьевая». При отсутствии питьевой воды допускается по согласованию с органами санитарного надзора применение воды, не содержащей вредных и трудноустранимых примесей, при условии ее предварительной очистки.

Для осаждения взвешенной в воздухе пыли применяют также туман, создаваемый специальными установками - туманообразователями типа ТК-1, ТЗ-1, Т-1, ТУ-6 и ВВРШ. Осаждение пыли происходит в результате конденсации паров воды па поверхности частиц пыли и соударения тончайших капелек с частицами пыли, их коагуляции, утяжеления и осаждения из воздуха. Эффективность пылеподавления туманообразователями достигает 90 % и выше при давлении воды 0,1-0,5 МПа и сжатого воздуха 0,3-0,6 МПа и расходах воды 3-40 л/мин и сжатого воздуха 0,3-3 м3/ мин.

В настоящее время ведут значительные научно-исследовательские и производственно-экспериментальные работы по созданию систем сухого пылеулавливания.

В угольных шахтах применяют следующие способы пылеулавливания:

а) отсос запыленного воздуха от места пылеобразования, отвод и выброс его без очистки вдали от рабочих мест;

б) отсос запыленного воздуха из-под укрытий источников пылеобразования с последующей очисткой его в специальных устройствах и отсос запыленного воздуха высокопроизводительными установками с очисткой его в специальных камерах.

В горной промышленности применяют пылемаслоулавливающую систему при работе перфораторов и самоходных буровых установок, при проходке восстающих и в камерах дробления горной массы.

Отсос запыленного воздуха в очистном забое осуществляют передвижной, встроенной в комбайн пылеулавливающей установкой и установкой, расположенной на вентиляционном штреке.

Максимальную эффективность улавливания пыли достигают при расположении воздухозаборного патрубка на расстоянии 1—1,5 м от источника пылеобразования. Эффективность улавливания пыли для выемочных комбайнов рассчитывают по формуле:

, (127)

где - коэффициент, учитывающий тип комбайна, мощность вынимаемого пласта и конструкцию воздухозаборного патрубка (2,5 - для пластов мощностью более 2,5 м и разнесенных исполнительных органов; 10 - для комбайнов с вертикальным барабаном, работающих на пластах мощностью до 1,5 м);

 - кратность отсоса (отношение количества отсасываемого воздуха к количеству поступающего).

Эффективность пылеулавливания значительно зависит от кратности отсоса. Необходимо, чтобы кратность отсоса 0,4.

При разработке пластов мощностью более 1,5 м следует предусматривать укрытие мест пылеобразования и отсос запыленного воздуха из-под укрытия. Чрезвычайно важно соблюдать условие взрывобезопасности под укрытием.

Для исключения выхода запыленного воздуха из-под укрытия в забой необходимо обеспечить разрежение под укрытием, равное 5-15 Па.

Воздух, исходящий из очистного забоя, очищают специальными пылеулавливающими установками ППУ-6 и АПУ-К, расположенными и вентиляционном штреке в специальных нишах, коэффициент очистки которых достигает 0,98.

Пылеулавливание в механизированных подготовительных забоях осуществляют путем локализации источников пылеобразования.

В настоящее время используют пылеулавливающие установки для очистных комбайнов, которые обеспечивают высокую эффективность пылеулавливания до 0,96 %. Для проходческих комбайнов применяют пылеулавливающие установки ППУ-2, АПУ-425, АПУ-265 и ППУ-4, обеспечивающие коэффициент очистки 0,99.

В качестве пылеотделителей используют установки П-14М, П.17М, АПУ и ПГ-150. В ФРГ разработан и применяется мокрый инерционный пылеотделитель типа «Рото-Вент», работающий под разрежением. Для повышения эффективности пылеотделения перед инерционным пылеотделителем устанавливают коагулятор (труба Вентури). Коэффициент очистки воздуха от пыли данной установки достигает 0,99.

Образование пыли на рудных шахтах предотвращают путем применения комплекса протипопылевых мероприятий.

4.5 Применение пены

Эффективное пылеподавление осуществляют при применении химической пены. Суть метода заключается в том, что при подаче пены в места пылеобразования она растекается по поверхности горной массы, смешивается с ней и интенсивно разрушается.

Образующаяся при этом жидкость смачивает горную массу и предотвращает переход пыли во взвешенное состояние. Пена создает большую поверхность взаимодействия жидкости с горной массой и способствует эффективному подавлению тонких фракций пыли и экранированию очагов пылеобразования.

Сама пена представляет собой дисперсную систему, состоящую из пузырьков газа, разделенных пленками жидкости, которые в совокупности образуют пленочный каркас, являющийся основой пены. Структура пены определяется соотношением объемов газа и жидкости Основными параметрами пены являются кратность, стойкость и дисперсность.

Кратность пены - это отношение объема пены к объему раствора, необходимого для ее образования.

Стойкость пены - время существования пузырьков пены или определенного ее объема

Дисперсность пены - средний размер пузырька.

В зависимости от типа машины, схемы проветривания и скорости движения воздуха и дисперсности образующейся пыли применяется пена малой (20-50), средней (50-250) и большой (более 300) кратности.

Целесообразно иметь пену высокой кратности.

Для приготовления пены при концентрации раствора 2 % применяют поверхностно-активные вещество ДБ, 1 % - ПО-12; 0,1 % - КБС.

Пену получают с помощью пеногенераторов и пеностволов.

В пеностволах типа УПН пена образуется за счет распыления жидкости и эжекции воздуха. При этом происходит смешивание воздуха и жидкости о образованием пузырьков пены. Пеностволы позволяют получать пену малой кратности.

Принцип работы пеногенератора заключается в том, что на сетку, смоченную раствором, подается воздух. Для устойчивого получения пены необходимо обеспечить равномерную и беспрерывную подачу пенообразующей жидкости на сетку Кратность пены зависит от размеров ячеек сетки. Чем меньше этот размер, тем выше кратность пены.

Для получения пены большой кратности применяют пеногенераторы типа ПГВ, в которых воздух к сетке подводится по специальному трубопроводу.

Для доставки пенообразователя на участки применяют утепленные герметичные цистерны, с тем чтобы обеспечить температуру жидкости в пределах 10-30 °С.

Комплекс противопылевых мероприятий, основанный на применении жидкости, наряду с положительными сторонами имеет и ряд недостатков. Так, гидрообеспыливание приводит к повышению влажности горной массы, что не всегда допускается, увеличению влажности воздуха и обводнению забоев.

В ряде случаев вода резко ухудшает состояние пород.

4.6 Борьба с пылью при бурении шпуров или скважин

При бурении шпуров и скважин основным способом борьбы с пылеобразованием является промывка, осуществляемая путем подачи воды или водных растворов ПАВ в забой или скважину. В момент удара режущего инструмента жидкость обволакивает отделяющиеся куски породы и смачивает их, что и предопределяет снижение выхода пыли. Расход жидкости при этом составляет 5- 6 л/мин. Для того чтобы не происходило сдувание шлама и не образовывалась пыль, предусматривается специальное устройство для направленного отвода отработавшего сжатого воздуха.

Для предотвращения поступления пыли в забой при работе перфораторов ПТ-36М, ПК-60 и самоходных буровых установок используют систему пылемаслоулавливания СПМУ-2, с помощью которой достигается очистка воздуха от пыли до 90 % и более.

Во время работы пылеулавливающего устройства исключается поступление пыли в забой восстающего и улучшаются условия труда.

4.7 Борьба с пылью при погрузке и транспортировке

При уборке горной массы применяют увлажнение взорванной массы, а при работе погрузочных средств - орошение. При скреперной доставке горной массы наряду с подачей свежего воздуха к месту машиниста скреперной лебедки, что предотвращает распространение пыли в зону дыхания рабочих, используют автоматизированную систему орошения. Применение орошения в комплексе с вентиляцией позволяет достичь санитарной нормы содержания пыли в воздухе.

Борьбу с пылью при перегрузке горной массы на опрокидах и дроблении ее осуществляют с помощью орошения и пылеотсоса. Для этих целей сооружают специальную систему пылеотсоса, а для очистки отсасываемого воздуха от пыли чаще всего используют электро- и матерчатые фильтры, которые монтируют в специальных, камерах.

Степень очистки воздуха от пыли при этом достигает 98-99 %.

Тканевые фильтры сравнительно быстро засоряются, возрастает их аэродинамическое сопротивление, что приводит к повышению расхода энергии. Поэтому электрофильтры предпочтительнее, и они находят все более широкое применение.

4.8 Борьба с пылью с помощью вентиляции

Вентиляция предусматривает вынос пыли из забоя и разжижение пылевого аэрозоля поступающим свежим воздухом.

Для использования вентиляции в качестве пылезащитного средства рекомендуют принимать следующие оптимальные скорости движения воздуха по пылевому фактору: в подготовительных выработках 0,4-0,7 м/с; в очистных забоях 1-3 м/с.

В выработках с конвейерной транспортировкой скорость движения воздуха относительно движущегося потока горной массы, как правило, не должна превышать 1-2 м/с. Однако при влажности угля свыше 8 % допускают скорость движения воздуха относительно транспортируемого угля до 3 м/с.

4.9 Борьба с пылью в лаве 5а-6-18

Для обеспыливания воздуха в лаве 5а-6-18 применяются комплекс мероприятий, включающих в себя:

предварительное увлажнение угля в массиве;

орошение при работе выемочного комбайна;

орошение в местах перегруза угля;

очистка воздуха, исходящего из забоя.

Согласно горно-геологической характеристике для предварительного увлажнения угольного массива в лаве применяется нагнетание воды в угольный массив с помощью саморегулирующихся высоконапорных установок через скважины, пробуренные из выработок, оконтуривающих лаву.

В лаве предусматривается бурить скважины с конвейерного и вентиляционного штреков в средней части мощного пласта.

На начало очистных работ на расстоянии не менее 40м от лавы (величина зоны опорного давления) угольный массив должен быть увлажнен.

Орошение при работе выемочного комбайна

В соответствии с "Руководством по эксплуатации комбайна 6LS-3" для борьбы с пылью при работе комбайна применяется комплект оборудования высоконапорной системы орошения, включающий в себя станцию насосную СВО.1М, водовод забойный ВЗВ-32, устройство оросительное. Питание системы орошения водой будет обеспечено от противопожарно-оросительного трубопровода.

Пылеподавление при работе комбайна осуществляется тремя потоками:

поток высоконапорного орошения – форсунки установлены на корпусах приводов резания и остове комбайна;

поток низконапорного орошения с подачей воды в шнеки вслед резцам;

поток низконапорного орошения с подачей воды в блок-завесу с направлением струи в зону разрушения с опережением зоны вруба шнека.

Орошение с подачей воды через вал шнека является внутренним, а через завесу и высоконапорное орошение – внешним.

При максимальном объеме подачи от станции насосной 200 л/мин и давлении 10 МПа на внешние оросительные блоки подается 100 л/мин при давлении 8,0 МПа и 100 л/мин, при давлении 1,5 МПа подается на оросительные устройства шнеков и внешние блоки завес.

В качестве оросителей используются форсунки типа:

на низконапорной ветви

КФ-20.000 -96 шт.;

СВО.03.180-01 – 6 шт. с общим расходом в ветви 138 л/мин.

на высоконапорной ветви

СВО.03.160-08 – 12 шт. с общим расходом в ветви 40,6 л/мин.

Суммарный расход воды составляет 178,6 л/мин.

Фактическое время работы комбайна в сутки (Трк) – 1115 мин.

Суточный расход воды на орошение (Qк.сут) – 199,1 м3.

Для обеспыливания вентиляционной струи воздуха и снижения пылеотложения на вентиляционном штреке не далее 5-10м от очистного забоя необходима установка лабиринтно-тканевой водяной завесы. Число тканевых перегородок – 4 шт. Для обеспыливания вентиляционной струи применяются оросители ОКВ-7 – 2 шт, так как количество воздуха Q = 752 м3/мин. Суточный расход воды составит Qсут = 83,8 м3.

Питание водяной завесы осуществляется от противопожарного трубопровода через оросительный кран КПМ-25 с давлением не менее 0,5 МПа. По мере подвигания лавы завеса переносится. Опережение завесой линии очистного забоя не должно превышать 20м. Завеса должна действовать в течение всего времени выемки угля комбайном в лаве и периода пылеподавления. Завеса устанавливается не далее 0,7м перед тканевой перегородкой со стороны лавы.

Подавление пыли, образующейся в местах перегрузки угля осуществляется путем устройства противопылевого кожуха в местах пересыпа угля с помощью конусных оросителей. Давление воды у оросителей должно быть не менее 0,5 МПа, удельный расход воды 5 л/т. Расход на обеспыливание в зоне перегруза угля составит 100 л/мин.

В качестве оросителей используются форсунки типа КФ 5.0-75 – 2 шт.

Удельный расход воды на одну форсунку 17,4 л/мин.

Суточный расход на орошение 38,8м3.

4.10 Контроль и организация работ по борьбе с пылью на участке

Выполнение мероприятий по борьбе с пылью проводится силами участка в закрепленных за ним выработках. Ответственность за выполнение противопылевых мероприятий возлагается на начальника участка. Начальник участка совместно с начальником участка ВТБ определяет потребность и составляет заявку на оборудование, запасные части, контрольно-измерительные приборы и материалы для борьбы с пылью.

Механик участка обеспечивает техническое обслуживание и работу оборудования для борьбы с пылью, а также средств пылеподавления забойных машин в соответствии с руководством по их эксплуатации и выполнение планово-предупредительных ремонтов, главный механик шахты обеспечивает ремонт указанного оборудования.

Контроль за выполнением противопылевых мероприятий и состоянием средств борьбы с пылью, а также организация контроля запыленности воздуха возложены на участок ВТБ.

Лица надзора при выявлении нарушений мероприятий по борьбе с пылью, должны принимать меры по их устранению. Начальник участка ВТБ определяет необходимость применения противопылевых респираторов на конкретных рабочих местах.

Пропиточные скважины бурятся станком типа БЖ-45 на длину подвигания подготовительного забоя, либо с опережением не менее 60 м линия очистного забоя с конвейерного и вентиляционного штреков. Темп нагнетания воды в угольный массив 30 л/ми при давлении до 200 Н/см2.Для нагнетания воды в пласт применяются насосные установки типа УН-35. Эффективность достигает 60%.

При работе проходческих комбайнов для борьбы с пылью применяется орошение и подавление пыли с помощью водовоздушных эжекторов.

Для орошения мест перегрузки горной массы применяются конусные и зонтичные форсунки с углом раствора факела 40о. Удельный расход воды при этом составляет 30 л/т при давлении у форсунок 20 Н/см2. Небольшие перегрузочные пункты перекрываются специальными матерчатыми чехлами.

На сопряжениях очистных забоев с примыкающими вент. штреками устанавливаются лабиринтно-тканевые завесы и кольцевые оросители.

Снижение запыленности воздуха при погрузочно-транспортных работах

осуществляется за счет орошения. Оросительное устройство погрузочных машин состоит из форсунок, фильтра, вентиля, средств блокировки и автоматизации орошения, манометра водопровода. Все действующие и поддерживаемые выработки убираются от осевшей на них пыли и осланцовываются инертной пылью с периодичностью согласно «Инструкции по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли», в них также устанавливаются сланцевые и водяные заслоны в местах установленных согласно требованиям ПБ.

Все рабочие очистных и подготовительных забоев оснащены средствами защиты органов дыхания. Технический надзор участка ВПБ шахты постоянно контролируют выполнение мероприятий по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли, производят периодический отбор проб запыленности воздуха, рассчитывает и планирует необходимый расход инертной пыли, для осланцевания горных выработок.

Вывод к проекту

Данным проектом для отработки запасов предусматривается использование практических результатов работы ОАО «шахта Распадская», отрабатывающей запасы в аналогичных условиях.

Результатами разработки дипломного проекта можно считать решение в нем следующих задач:

дипломный проект написан с учетом современного состояния горной промышленности и путей ее развития в ближайшей перспективе;

использованы современные средства механизации ведения горных работ, технологии выполнения производственных процессов, охране труда и технике безопасности;

учтены особые горно-геологические условия, усложняющие технологию ведения горных работ;

произведены необходимые инженерные расчеты для обоснования принятых технических решений.

Результаты, полученные при расчетах в дипломном проекте, несколько лучше фактически достигнутых на предприятии за счет более рационального использования промышленного оборудования и применения в проекте опыта работы передовых бригад по проведению подготовительных горных выработок и очистной выемке угля.

С учетом изложенного, цель дипломного проекта – достигнута.

Список литературы

1. Ю.Ф. Васючков «Горное дело» М.: Недра, 1900. – 506с.
2. А.П. Килячков «Технология горного производства» М.: Недра, 1992.- 415с.
3. О.В. Михеев, В.Г. Виткалов, Г.И. Козовой, В.А. Атрушкевич «Подземная разработка пластовых месторождений» М.: Недра, 2001. – 487с.
4. "Инструкцией по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России" С-Петербург, 2000.
5. Егоров П.В., Бобер Е.А., Кузнецов Ю.Н. и др. Основы горного дела. – М.: МГГУ, 2000.
6. Общие правила промышленной безопасности для организаций, осуществляющих деятельность в области промышленной безопасности опасных производственных объектов (ПБ 03-517-02).
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ 03-553-03).
8. Инструкция по разработке проекта противопожарной защиты угольной шахты (РД 05-365-00).
9. Инструкция по проектированию пожарно-орасительного водоснабжения шахт (РД 05-366-00).
10. Правила проведения экспертизы промышленной безопасности проектов противопожарной защиты угольных шахт, опасных производственных объектов угольной промышленности (ПБ 05-351-00).
11. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99).
12. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00).
13. Инструкция по системе аэрогазового контроля в угольных шахтах. (РД 05-429-02).
14. Инструкция по централизованному контролю и управлению пожарным водоснабжением угольных шахт (РД 05-488-02).
15. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03).