

СОДЕРЖАНИЕ

1. Горная часть.....	2
2. Комплексная механизация работ.....	11
3. Рудничный транспорт.....	34
4. Стационарные установки.....	55
5. Специальная часть.....	71
5.1 Совершенствование конструкции забойного скребкового конвейера.....	71
5.2 Анализ существующих способов повышения долговечности рештачного става.....	74
6. Техническое обслуживание и ремонт.....	81
6.1 Техническое обслуживание и ремонт скребкового конвейера	
7. Электроснабжение.....	93
8. Автоматизация.....	115
9. Экономическая часть.....	131
10. Охрана труда и техника безопасности.....	132
Список литературы.....	147

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 С. ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>		<i>Кутиков П.В</i>			<i>Содержание</i>		
<i>Руков.</i>		<i>Кожухов Л.Ф</i>					
<i>Консульт.</i>							
<i>Н. контр.</i>							
<i>Зав.каф</i>		<i>Шахманов В.Н</i>					
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
						1	148
					<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		

1. Горная часть

Содержание

1.1 Характеристика предприятия.....	2
1.1.1 Горно-геологическая характеристика шахтного поля и угольных пластов.....	3
1.1.2 Запасы угля.....	6
1.1.3 Проектная и фактическая мощность предприятия.....	7
1.1.4 Схемы вскрытия, подготовка шахтного поля.....	7
1.2 Применяемые на шахте системы разработки и их анализ.....	10

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	<i>Горная часть</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Кутиков П.В</i>							
<i>Руков..</i>	<i>Кожухов Л.Ф</i>						2	9
<i>Консульт.</i>						<i>КузГТУ каф.ТчКМГР ГЭсд-171.2</i>		
<i>Н. контр.</i>								
<i>Зав.каф</i>	<i>Шахманов В.Н</i>							

1. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

1.1 Характеристика предприятия

Поле шахты имени В.Д. Ялевского находится на территории Прокопьевского района Кемеровской области, в северо-западной части Ерунаковского угленосного района. Крупные ближайшие промышленные города (Прокопьевск и Киселевск) расположены к юго-западу, в 35-40 км (по прямой).

В радиусе до 15 км к юго-востоку и югу действуют шахты «Кыргайская», участки подземных работ Талдинский-1 и Талдинский-2, разрезы «Талдинский», «Таежный», «Майский», «Новоказанский Западный», разрезы «Камышанский», «Тагарышский», а к северо-западу – разрез «Губернский» [1].

Вдоль южной границы шахтного поля проходит железнодорожная ветка и расположена погрузочная станция «Соколовская» для отгрузки добываемого угля.

Ландшафт района лесостепной. Поверхность шахтного поля увалисто-холмистая, рельеф его сформирован р.Нижняя Тыхта и ее левыми притоками – р. Нижняя Саланда, р. Верхняя Саланда, р. Средняя Саланда и Саландушка.

Самые низкие отметки рельефа(252-256м) прослеживаются в долине реки Нижняя Тыхта, а самая высокая отметка (346м) принадлежит водоразделу между ее притоками.

Климат района резкоконтинентальный. Холодная зима длится 5 месяцев – с ноября по апрель. Наиболее холодные месяцы - декабрь и январь. Устойчивый снежный покров удерживается с начала ноября до конца апреля, на северных склонах- до середины мая.

Среднегодовая сумма осадков, по данным многолетних наблюдений метеопостасоставляет 510 мм.

Корректировка ТЭО выполнена на базе геологического отчета «Поле шахты «Котинская» в Ерунаковском геолого-экономическом районе Кузбасса. Отчет и запасы угля утверждены ТКЗ ГУПР по Кемеровской области [2].

					ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		2

1.1.1 Горно-геологическая характеристика шахтного поля и угольных пластов

Горно-геологические условия

Для прогноза горно-геологических условий отработки пл.50 использовались материалы детальной разведки поля шахты «Котинская», геологическая и маркшейдерская документация. Пласт пологого падения, угол падения пласта от 5 до 9 градусов. Моноклинальное залегание осложнено волнистостью (мелкими изгибами пластов) [2].

Физико-механические свойства горных пород

Горные породы шахтного поля имеют различный литологический состав, генетическую принадлежность и физическое состояние [1].

Краткая характеристика этих пород приводится ниже:

Песчаники, залегающие в межпластии пластов 52, 51, 50 - серого светло-серого цвета характеризуются слабой сортировкой зерен и представлены часто смешанными или переходными разностями. Окатанность обломочного материала песчаников слабая, степень сортировки – средняя или хорошая. По минеральному составу классического материала песчаники относятся к полимиктовым - кварц и полевые шпаты, присутствуют также в небольших количествах обломки осадочных, эффузивных и метаморфических пород.

Цемент кремнисто-глинисто-карбонатный со значительными вариациями содержания отдельных минеральных составляющих от чисто глинистого до карбонатного. Содержание его колеблется в пределах 20-30 %, что обуславливает преимущественное развитие контактово-порового типа цементации.

По данным полевой лаборатории песчаники относятся к числу наиболее прочных пород шахтного поля. Исследования прочности песчаников на одноосное сжатие показали изменение величин от 200 кг/см² до 1350 кг/см².

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		3

Такой широкий разброс показателя прочности объясняется изменением гранулометрического состава обломочного материала, типа минерального состава цемента. Средние показатели $\sigma_{сж}$ песчаников составляют $500 \text{ кг/см}^2 - 800 \text{ кг/см}^2$.

Алевролиты являются наиболее распространенными породами угленосной толщи. Макроскопически это серые и темно-серые породы слоистой текстуры, обусловленной различием гранулометрического состава и разной степенью обогащения угольным материалом и карбонатами. По величине зерен обломочного материала – от мелко - до крупнозернистых. окатанность плохая. Цементирующая масса (15 – 25 %) имеет преимущественно кремнисто-глинистый, карбонатный или же глинистый состав. Тип цемента поровый, базально-поровый, иногда замещения. При увеличении количества базального цемента до 40 – 45 % образуются так называемые конкреционные включения, характеризующиеся высокой прочностью и имеющие форму стяжений [2].

По своим прочностным свойствам алевролиты занимают промежуточное положение между песчаниками и аргиллитами. Значение прочности на сжатие меняется чаще всего в интервале $200 \text{ кг/см}^2 - 500 \text{ кг/см}^2$.

Углистые породы представлены алевролитами и аргиллитами и отличаются от вышеописанных пород повышенным содержанием угольного вещества (до 60 %). Они имеют незначительное распространение и приурочены в основном к кровле, либо почве угольного пласта. Макроскопически это темно-серая до черного цвета порода, в которой равномерно или в виде вытянутых извилистых включений развит углистый материал. Мощность этих пород незначительна – 0,01-0,3 м, вещественный состав углисто-глинистый. По своим физико-механическим свойствам углистые породы относятся к самым слабым вмещающим породам шахтного поля.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		4

Каменные угли шахтного поля характеризуются довольно однородным петрографическим составом. Сложены они полублестящими и блестящими разностями. Структура углей однородная, неяснополосчатая и полосчатая. Уголь хрупкий, плотный, со столбчатой отдельностью. В подавляющем большинстве угольные пласты имеют прослойки, сложенные алевролитом, аргиллитом или их углистыми разностями мощностью от 0,01 м до 0,5 м. Каменные угли обладают повышенной трещиноватостью и по физическим свойствам являются слабыми породами.

Таблица 1.1 - Прогноз устойчивости, обрушаемой кровли и склонности к пучению почва пластов

Тип	Пл.52	Пл.51	Пл.50
Л.К. – (ложная кровля)	С – (среднеустойчивая)	Н – (неустойчивая)	С – (среднеустойчивая)
О.К.– (основная кровля)	С – (среднеобрушаемая)	Т / С – (трудно и средне обрушаемая)	Т – (труднообрушаемая)
Л.П. – (ложная почва)	Н – (несклонная к пучению)	С – (склонная к пучению)	С – (склонная к пучению)

В таблице 1.2.приведены средние значения физико-механических свойств пород по всему геологическому разрезу от непосредственной кровли пласта 52 до непосредственной почвы пласта 50.

При отработке лавы 5003 максимальная глубина ведения работ от дневной поверхности составляет 265м. [1]

Таблица 1.2 - Структурная колонка пород кровли пласта 50

№ пласта	Мощность, м.	Название слоя	Кровля/Почва	Прогноз устойчивости, обрушения кровли, склонность к пучению почвы	Крепость f
	8,7	Ам/з	Непосредственная кровля	Среднеустойчивая	2,2-2,6
52	0,2	Ау м/з	Ложная кровля	Слабоустойчивая	0,6-1,2
	4,5	Уголь п/бл.		Слабоустойчивый	0,8-1,2
	0,5	Ау м/з	Ложная почва	Слабоустойчивая	0,6-1,0
	7,2	Ам/з	Непосредственная почва	Склонная к пучению	2,8-4,5
	24,1	П ср/з	Основная кровля	Средне и труднообрушаемая	3-7,5
	4,3	Ам/з	Непосредственная кровля	Среднеустойчивая	1,6-3,8

51	1,8	Уголь п/бл.		Слабоустойчивый	0,8-1,2
51	3,3	Уголь п/бл. с прослойками углистого алевролита	Нижняя пачка.	Слабоустойчивый	0,8-1,6
	0,8	Ау м/з	Ложная почва	Слабоустойчивая	0,6-1,0
	3,2	Ам/з	Непосредственная почва	Склонная к пучению	2,8-3,2
	2,2	А ср./з	Основная кровля	Среднеобрушаемая	4
	5,6	П ср/з			4,5-5,4
	4,4	Ам/з			3,4-4,5
	6,1	А ср./з			3,6-6,5
	5	Ам/з + Акр./з	Непосредственная кровля	Среднеустойчивая	2,4-5,0
50	3,8	Уголь п/бл.		Слабоустойчивый	0,8-1,2
	0,2	Ау м/з	Ложная почва	Слабоустойчивая	0,6-1,0
	3,1	Ам/з	Непосредственная почва	Склонная к пучению	2,8-3,2
	89				

1.1.2. Запасы угля

Поле шахты имени В.Д.Ялевского расположено в южной части Соколовского месторождения, которое в 1987-1988г.г. было изучено поисково-оценочными работами до гор.-100м. В 1993-1994 г.г. на шахтном поле проведена детальная разведка до гор. ± 0 м.

Плотность разведочной сети –19,3 скважин на 1 кв.км. Площадь шахтного поля изучена наземной геофизической съемкой с целью прослеживания выходов пластов угля, тектонических нарушений и выявления зон выгорания пластов.

Геологический отчет и запасы марочного угля до гор. ± 0 м по пластам 53, 52, 51, 50, 49 утверждены ТКЗ ГУИР по Кемеровской области [1].

Таблица 1.3 - Балансовые запасы по шахте

Номера пластов	Марка угля	Балансовые запасы, тыс. т	Всего общешахтные потери, тыс. т	Содержание породы в добываемом угле, %	Промышленные запасы добыв. угля, тыс. т
52	ДГ	30990	5227	5,5	20800
51	ДГ	12209	2160	8,8	8750
50	ДГ	25747	4339	5,4	14800

49	ДГ	18869	3182	15,8	12300
Итого		87815	14908		56650

1.1.3 Проектная и фактическая мощность предприятия

Детальная разведка шахтного поля, полученная лицензия на право пользования недрами в утвержденных границах и высокопроизводительный комплекс фирмы DBT, позволят в условиях шахты имени В.Д. Ялевского обеспечить уровень добычи до 8,0 млн. тонн угля в год [1].

Промышленные запасы добываемого угля в принятых границах составляют 56650 тыс. тонн. Срок службы шахты при принятой производственной мощности с учетом развития и затухания горных работ составит около 10 лет.

Режим работы шахты, исходя из принятого порядка работы «шахта-пласт-забой» с одним механизированным очистным забоем в работе и в соответствии с заданием на проектирование, принят следующий:

- рабочих дней в году – 350, в том числе 300 дней по добыче и 50 – на монтаж - перемонтаж комплекса;
- количество дней для трудящихся – 260 при четырехдневной рабочей неделе тремя выходными днями по скользящему графику;
- количество смен в сутки – 3;
- продолжительность смены на подземных работах – 8 часов, на поверхности – 12 часов.

-

1.1.4 Схема вскрытия, подготовка шахтного поля

Вскрытие шахтного поля будет осуществлено с двух площадок:

- с основной площадки – главным путевым и конвейерным наклонным стволами по пласту 50.
- с фланговой площадки – фланговым конвейерным наклонным стволом по пласту 52, конвейерным квершлагом с пласта 52 на пласт 50, конвейерным наклонным стволом по пласту 50; вентиляционным наклонным стволом по

					ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

пласту 52, путевым квершлагом с пласта 52 на пласт 50, вентиляционным наклонным стволом по пласту 50.

- Нижние части наклонных стволов соединятся вентиляционным и конвейерным штреками 5003, а также вентиляционным штреком 5004. У фланговых наклонных стволов будет пройдена монтажная камера длиной 300м под механизированный комплекс DBT.

С конвейерного штрека 5003 у путевого ствола сооружен временный комплекс водоотлива лавы 5003.

Объем выше указанных пройденных выработок обеспечит ввод в эксплуатацию пускового комплекса лавы 5003.

Наклонные стволы с центральной и фланговой площадок углубляются для ввода в эксплуатацию дальнейших лав.

В путевой ствол с основной промплощадки для подачи свежего воздуха в лаву 5003 по бремсберговой схеме в уклонное поле пласта 50 с наклонного вентиляционного ствола 51 предусматривается проходка вентиляционного квершлага.

Отработка выемочных столбов пласта 50 в связи с первоочередной подготовкой верхней лавы 5002 намечается в нисходящем порядке.

В принятых в соответствии с лицензией на право пользования недрами границах шахтного поля ниже пласта 52 залегают три рабочих пласта – 51,50,49, из них пласты 50 и 49 – мощные, пласт 51 – средней мощности.

Порядок отработки пластов сохраняется нисходящий.

Схема вскрытия нижележащего пласта 49 аналогична схеме вскрытия пласта 50, т.е. путевым и конвейерными наклонными стволами по каждому пласту в створе главных наклонных стволов пласта 50 и фланговым путевым и конвейерными наклонными стволами. В нижней части уклонного поля наклонные стволы основной и фланговой площадок сбиваются дренажным штреком.

					ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Главные наклонные стволы пласта 50 будут использоваться весь срок работы шахты для выдачи угля из шахты и выполнения вспомогательных операций.

Фланговые наклонные стволы пласта 50 также будут служить для отработки всех запасов, как запасные выходы и для выдачи шахтной воды на поверхность.

В створе главных наклонных стволов на гор. +250 м пройден конвейерный квершлаг для передачи угля с нижележащих пластов на главный конвейерных наклонный ствол пласта 52. Параллельно конвейерному квершлагу пройден путевой квершлаг для доставки материалов, оборудования и людей с фланговой площадки через главный путевой наклонный ствол пласта 52. Подача свежего воздуха в шахту на отработку всех пластов шахтного поля намечается по наклонному вентиляционному стволу пласта 51. Для проходки выработок с фланговой промплощадки воздух подается по путевому стволу пласта 52, путевому промквершлагу, путевому стволу пласта 50 и далее по проводимым выработкам.

В нижние точки стволов нижележащих пластов, для организации бремсберговой схемы проветривания подача свежего воздуха от вентиляционного наклонного ствола пласта 51.

Проходка вскрывающих выработок (главных и фланговых наклонных стволов) по всем нижележащим пластам предусматривается с поверхности с последующей сбойкой их квершлагами на гор. +250м, +50м и ±0м с наклонными стволами пласта 52.

Отработка выемочных столбов нижележащих пластов намечается в восходящем порядке.

Главные наклонные стволы проходятся сечением в свету 20м², фланговые наклонные стволы – 20м². Часть вентиляционного наклонного ствола по пласту 51 будет пройдена сечением 14,5-17,3м², 18,4м², в углубляемой его части сечение в свету принято 18,4м². Крепление наклонных стволов по всем пластам принято металлической арочной крепью из СВП с железобетонной затяжкой, а также

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 ГЧ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
						9
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

металлической анкерной крепью, устьев – металлобетоном (металлическая арочная крепь из СВП с последующим бетонированием) [2].

1.2 Применяемые на шахте системы разработки и их анализ

На основании горно-геологической характеристики пласта 50 отработку выемочного столба предусматривается производить системой (ДСО) длинные столбы по простиранию с полным обрушением кровли.

Отработка пласта будет осуществляться по технологической схеме №6 «Прогрессивных технологических схем разработки пластов на угольных шахтах» [2].

Таблица 1.4 - Параметры системы разработки

1. Длина лавы по падению, м	400
2. Длина выемочного столба (участка) по простиранию, м	2300
3. Нагрузка на очистной забой, т/сут.	35 000
4. Порядок отработки лавы	обратный
5. Способ выемки угля	комбайновый
6. Ширина захвата комбайна – подвигание очистного забоя за один цикл, м	0,8
7. Зона первичного шага обрушения пород, м: Непосредственной кровли – основной кровли	40,9±3м 78,7±3м
8. Зона последующего шага обрушения пород, м Непосредственной кровли - основной кровли-	11,2±2м 39,5±2м
9. Тип крепи	ДВТ, поддерживающе-ограждающего типа
10. Схема работы комбайна	односторонняя
11. Порядок выемки угля в забое	от конвейерного штрека к вентиляционному

2. КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1	Выбор и расчёт оборудования для очистных работ.....	12
2.1.1	Горно-геологическая характеристика пласта.....	12
2.1.2	Выбор оборудования очистного забоя.....	13
2.1.2.1	Выбор механизированной крепи.....	14
2.1.2.2	Выбор выемочной машины.....	16
2.1.2.3	Выбор забойного конвейера.....	17
2.1.2.4	Увязка конструктивных и режимных параметров.....	17
2.1.3	Технические характеристики оборудования очистного забоя.....	20
2.1.4	Расчет скорости подачи очистного комбайна.....	21
2.1.4.1	Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа.....	21
2.1.4.2	Определение скорости подачи комбайна по вылету резца.....	22
2.1.4.3	Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору.....	23
2.1.4.4	Определение скорости подачи комбайна по производительности конвейера.....	23
2.1.5	Расчет производительности очистного комбайна.....	24
2.1.5.1	Теоретическая производительность.....	24
2.1.5.2	Техническая производительность.....	24
2.1.5.3	Эксплуатационная производительность.....	25
2.1.6	Организация работ в очистном забое.....	26
2.1.7	Построение планаграммы работ в забое.....	26
2.2	Комплексная механизация подготовительных работ.....	27

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.		Кутиков П.В			<i>Комплексная механизация</i>	Лит.	Лист	Листов
Руков..		Кожухов Л.Ф					11	23
Консульт.					<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>			
Н. контр.								
Зав.каф		Шахманов В.Н						

2.1 Горно-геологическая характеристика пласта

Мощность пласта 50 относительно выдержанная от 3,0 до 3,65 м. Угол падения 9° - 11° , сопротивляемость угля резанию $A_p=177$ Н/мм. Строение пласта от простого до сложного, от 1 до 4 прослоек мощностью от 0,01 до 0,1 м. Уголь сильно трещиноватый, до 25 тр/м², слабой устойчивости, структура однородная и сложена блестящими и полублестящими разностями. Пласт склонен к кливажу и вывалам, наблюдается три разновидности кливажа: нормально-секущий ($A_{з\text{плд}}$ $50-60^{\circ}$, $U_{\text{гол}\text{плд}}$ $75-85^{\circ}$) и косо-секущий ($A_{з\text{плд}}$ $250-260^{\circ}$, $U_{\text{гол}\text{плд}}$ $25-30^{\circ}$) ($A_{з\text{плд}}$ 325° , Угол 20°). Коэффициент крепости $f=0,8 - 1,2$. Марка угля – энергетическая ДГ. Моноклиналиное залегание пласта осложнено волнистостью (мелкими изгибами пласта) [3].

Зольность чистых пачек - 5 - 7,5 %, с засорением до 12 %. Зольность вмещающих пород 86,4 - 87,3 %.

Объемный вес чистых угольных пачек - $1,3$ т/м³, с засорением - $1,33$ т/м³, естественная влажность $W^a = 3,6 - 4,9$ %. Максимальная влагоемкость $W^{max} = 4,6 - 13,2\%$. Выход летучих $V^r = 38,6-43,4\%$.

Ложная кровля - мощностью 0,1 - 0,7 м присутствует повсеместно и представлена алевролитами мелкозернистыми и алевролитами углистыми, класс контактов слоев I, весьма неустойчивая. Непосредственная кровля представлена алевролитами мелкозернистыми, $m = 5 - 20$ м, классифицируется среднеустойчивым, время устойчивого состояния – 0,5-2 часа, коэффициент крепости 2-4 ед. допустимая площадь обнажения кровли $3,0$ м². Основная кровля – алевролит крупнозернистый, тяжелая, постепенно переходящий в песчаник, $m = 12 - 25$ м. Полный индекс кровли составляет 3.2.3.

Непосредственная почва алевролит с включением линз угля, насыщенность углистым материалом падает по мере удаления от пласта. При увлажнении породы почвы размокают.

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

Все породы не образуют выдержанные слои, а имеют линзообразный характер залегания.

Природная метаноносность пласта в пределах выемочного столба составляет 12 - 14 м³/т.

Пласт 50 угрожаем по горным ударам с глубины – 220 м, по внезапным выбросам угля и газа - не опасен. Уголь пласта 50 весьма склонен к самовозгоранию, инкубационный период – 46 суток, угольная пыль взрывоопасна [3].

2.1.2 Выбор оборудования очистного забоя

От степени соответствия выбранного типа оборудования условиям его применения при отработке выемочного поля зависят безопасность и условия труда шахтеров, технико-экономические показатели работы очистного забоя, надежность и долговечность оборудования.

Комплексная механизация очистных работ в забое осуществляется механизированными очистными комплексами или агрегатами.

В состав очистного механизированного комплекса входят: выемочная машина – очистной комбайн или струг; доставочная машина – забойный скребковый конвейер; механизированная крепь, крепи сопряжения забоя с конвейерным и вентиляционным штреками; насосные станции; оросительная система; энергопоезд; кабелеукладчик; предохранительная лебедка, при работе комплекса на пластах с углами падения более 8⁰ (при цепной системе подачи).

При выборе средств механизации необходимо учитывать горно-геологические, горнотехнические и природные факторы. В литературе детально изложены последовательность и особенности выбора оборудования механизированных комплексов и агрегатов, которыми студенту следует руководствоваться [4].

Во всех случаях выбор оборудования необходимо начинать с механизированной крепи.

					<i>ВКР 2 ВКР 21.04.05.09.217037</i>	<i>Лист.</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		13

2.1.2.1 Выбор механизированной крепи

При выборе типа механизированной крепи, прежде всего, необходимо обеспечить соответствие ее номинально рабочего сопротивления типу основной кровли по нагрузочным свойствам, а также соответствие типоразмерам механизированной крепи мощности пласта и ее колебания в пределах выемочного поля.

Определение типоразмера крепи

Типоразмер механизированной крепи определяется следующими условиями:

$$H_{min}^k \leq H_{min} = m_{min} \cdot (1 - \alpha' \cdot l_3) - \theta, м; \quad (2.1)$$

$$H_{max}^k \geq H_{max} = m_{max} \cdot (1 - \alpha' \cdot l_n), м; \quad (2.2)$$

где H_{min}^k и H_{max}^k - минимальная и максимальная конструктивная высота крепи, м;

m_{min} и m_{max} - минимальная и максимальная мощность пласта, м;

l_3 - наибольшее расстояние от забоя до задней стойки, м;

l_n - наименьшее расстояние от забоя до передней гидростойки, м;

α' - коэффициент сближения боковых пород, который для условий Кузбасса составляет $0,05 \text{ м}^{-1}$;

θ - запас раздвижности гидростоек на разгрузку, который для $m > 1$ должен быть не менее $0,05 \text{ м}$.

$$l_3 = a + d + B, м; \quad (2.3)$$

$$l_n = a + d, м; \quad (2.4)$$

где a - расстояние от задней гидростойки до передней кромки козырька, м;

d - расстояние от забоя до передней кромки козырька ($d = 0,3 \text{ м}$);

B - ширина захвата комбайна, м ($B = 0,8 \text{ м}$);

c - расстояние от передней гидростойки до передней кромки козырька, м.

Для заданных условий выбираем крепь ДВТ 2200/48002х3297-1750

$a = 3,2 \text{ м}$; $d = 0,3 \text{ м}$;

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
						14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$l_3=3,2+0,3+0,5=4 \text{ м,}$$

$$l_n=2+0,3=2,3 \text{ м.}$$

Минимальная и максимальная конструктивная высота крепи DBT 2200/48002x3297-1750 для $m=3,0$ - 3,65м:

Минимальнодопустимая высота крепи DBT 220/480 для $m = 3,0$ - 3,65 м :

$$H_{min}=3,0 \cdot (1-0,05 \cdot 4) - 0,05 = 2,35 \text{ м.}$$

Максимально допустимая высота крепи DBT 220/480 для $m=3,0$ -3,65м:

$$H_{max}=3,65 \cdot (1-0,05 \cdot 2,3) = 3,23 \text{ м.}$$

Условия (2.1.2.1.1) и (2.1.2.1.2) выполняются, так как:

$$H_{min}^k = 2,2 \text{ м меньше } H_{min} = 2,35 \text{ м;}$$

$$H_{max}^k = 4,8 \text{ м больше } H_{max} = 3,23 \text{ м.}$$

Следовательно, крепь выбрана правильно.

Механизированной крепи соответствует комплекс DBT.

Площадь для прохода воздуха под крепью (S) для данной крепи изменяется от $S_{min}=17\text{м}^2$ до $S_{max}=24\text{м}^2$, в зависимости от конструктивной раздвижности секций крепи (2,2 ÷ 4,8 м).

Необходимо определить реальную площадь применительно к заданным условиям (для средней мощности пласта) [3].

Реальную площадь сечения для прохода воздуха под крепью определим из пропорции:

$$\frac{H_{min}^k}{m_{cp}} = \frac{S_{min}}{S^p};$$

где m_{cp} - средняя мощность пласта, м;

S_{min} - минимальная площадь для прохода воздуха под крепью в соответствии с её технической характеристикой, м^2 ;

S^p - реальная площадь для прохода воздуха под крепью в соответствии с заданными горно-геологическими условиями, м^2 .

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Тогда,

$$S^P = \frac{m_{cp} \cdot S_{\min}}{H_{\min}^k}, \text{ М}^2 \quad (2.5)$$

$$S^P = \frac{3,65 \cdot 17}{2,2} = 28,2 \text{ М}^2.$$

2.1.2.2 Выбор выемочной машины

В каждом механизированном комплексе одного наименования могут применяться несколько типов узкозахватных комбайнов или стругов, поэтому задача выбора выемочной машины сводится к анализу соответствия конструкции и параметров этих машин условиям применения на данном угольном пласте.

Выбор способа обработки забоя и типа исполнительного органа должен базироваться на анализе условий применения и главных технологических требований (к числу которых следует отнести необходимость обеспечения заданной производительности), области применения по сопротивляемости угля резанью и диапазону обслуживаемых пластов, выхода сортовых углей, допустимого уровня пылеобразования [3].

В данных горно-геологических условиях для комплекса ДВТ 2200/4800 наиболее рационально применение узкозахватного комбайна «EickhoffSL-900» со шнековым исполнительным органом.

Диаметр $D_{ш}$ шнекового исполнительного органа комбайна выбирается из расчета полной обработки забоя, допуская при максимальной мощности пласта наличие обрушаемой пачки угля.

В большинстве случаев диаметр исполнительного органа определяется как

$$D_{ш} = \frac{m_{\max}}{2}, \text{ М} ; \quad (2.6)$$

где m_{\max} - максимальная мощность пласта, м.

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$D_{ш} = 3,65/2 = 1,825 \text{ м.}$$

Принимаем по нормальному ряду унифицированных шнеков ближайшее большее значение диаметра шнека.

$$D_{ш} = 2,5 \text{ м.}$$

2.1.2.3 Выбор забойного конвейера

При выборе забойного конвейера, необходимо учесть, прежде всего, чтобы его производительность была не ниже теоретической производительности выемочного комбайна. Длина конвейера должна соответствовать длине механизированной крепи с учетом выхода на вентиляционный и откаточный штреки. Условно в состав механизированного комплекса ДВТ 2200/4800 включаем конвейер РФ6, максимальная производительность которого 50 т/мин. Выбранный конвейер проверяется в пункте 2.1.2.4 [5]

2.1.2.4 Увязка конструктивных и режимных параметров

Правильный выбор конструктивных и режимных параметров функциональных машин комплекса в полной мере не обеспечивает их эффективной работы. Необходимо обеспечить увязку этих параметров.

Целью увязки параметров функциональных машин является согласование теоретической производительности комбайна с учетом его возможной скорости подачи для конкретных горно-геологических условий, а также скорости крепления забоя и производительности конвейера.

Исходя из сопротивляемости угля резанью и удельных энергозатрат на выемку угля, определяют теоретически возможную производительность очистного комбайна [3].

$$Q_T = \frac{N_{уст}}{60 \cdot H_w}, \text{ т/мин ;} \quad (2.7)$$

где

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		17

$N_{уст}$ - устойчивая мощность электродвигателей комбайна типа ЭКВ, кВт.

Вычисляется по следующей формуле [2]:

$$N_{уст} = (0,9 \div 1,1) \cdot N_{дв}; \quad (2.8)$$

$N_{дв}$ - суммарная мощность электродвигателей приводов исполнительного органа, кВт;

$$N_{уст} = 2 \cdot 750 = 1500 \text{ кВт};$$

H_w - удельные энергозатраты на разрушение угля, $\frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$;

$H_w = (0,3 \div 1,2) \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$ в зависимости от величины сопротивляемости угля резанию A_p , которая для углей Кузбасса изменяется от 80 Н/мм до 360 Н/мм.

Следовательно, H_w можно определить из пропорции:

$$1,2 - 360$$

$$H_w - 177$$

$$H_w = 1,2 \cdot 177 / 360 = 0,59 \text{ кВт ч/т}$$

Тогда:

$$Q_m = 1500 / (60 \cdot 0,59) = 42,3 \text{ т/мин};$$

Проверка механизированной крепи по фактору проветривания [3]:

$$S_p \geq S = \frac{100 \cdot Q_m \cdot g \cdot k}{60 \cdot V_g \cdot c}, \text{ м}^2 \quad (2.9)$$

где S – потребная (необходимая) площадь сечения под крепью для прохода воздуха (м^2), исходя из того, что комбайн выдает теоретически возможную производительность (Q_m), газообильность пласта (g) соответствует реальным горно-геологическим условиям, скорость воздушной струи (V_g) не более 4 м/с, допустимая концентрация на исходящей струе (c) не превышает 1% и могут быть произведены работы по дегазации, в зависимости от которых коэффициент дегазации (k) может меняться в пределах $(0,2 \div 1)$.

Q_m - теоретическая производительность комбайна, т/мин;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>	Лист
						18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

g - относительная метанообильность разрабатываемого пласта, м³/т;

k - коэффициент дегазации пласта ;

V_g - максимально допустимая по правилам безопасности (ПБ) скорость движения воздуха в лаве ($V_g = 4$ м/с);

c - допустимая концентрация метана в исходящей струе по (ПБ) ($c = 1\%$).

На данном этапе расчет производится при $k = 0.2$, т.е. при предварительно проведенной дегазации:

$$S = \frac{100 \cdot 42,3 \cdot 14 \cdot 0,2}{60 \cdot 4 \cdot 1} = 49,3 \text{ м}^2;$$

Условие(2.9) не выполняется, т.к. реальная площадь под крепью (16 м²) меньше потребной (49,3 м²). Вернемся к этому условию после расчета эксплуатационной производительности комбайна.

Скорость подачи очистного комбайна должна быть согласована со скоростью крепления забоя:

$$V_{пт} \leq V_{кр} ; \quad (2.10)$$

где $V_{пт}$ - теоретически возможная скорость подачи комбайна, м/мин;

$V_{кр}$ - скорость крепления очистного забоя, м/мин.

$$V_{пт} = \frac{Q_t}{B \cdot m_{\min} \cdot \gamma}, \text{ м/мин} ; \quad (2.11)$$

где Q_t - теоретическая производительность комбайна т/мин;

γ - плотность угля в целике, т/м³;

m_{\min} - минимальная мощность пласта, м.

$$V_{пт} = \frac{42,3}{0,8 \cdot 3,65 \cdot 1,33} = 10,9 \text{ м/мин};$$

Скорость крепления очистного забоя определяется из выражения:

$$V_{кр} = V_{кр.в.}/B, \text{ м/мин}; \quad (2.12)$$

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
						19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $V_{кр.в}$ - скорость крепление выработки, м/мин.

$$V_{кр} = 10/0,8 = 12,5 \text{ м/мин.}$$

$$10,9 \text{ м/мин} < 12,5 \text{ м/мин.}$$

Условие (2.10) выполняется.

Проверка производительности забойного конвейера производится по формуле:

$$Q_k \geq Q = (1,2 \div 1,3) \cdot Q_m, \text{ т/мин}; \quad (2.13)$$

где Q_k - производительность забойного конвейера по его технической характеристике, т/мин.

$$Q = 1,3 \cdot 42,3 = 54,9 \text{ т/мин}$$

$$54,9 \text{ т/мин} < 50 \text{ т/мин}$$

Производительность конвейера по технической характеристике составляет 50 т/мин, следовательно, условие (2.13) не выполняется. Вернемся к этому условию после расчета эксплуатационной производительности комбайна (пункт 2.2.3) [3].

2.1.3 Технические характеристики оборудования очистного забоя

Техническая характеристика механизированной крепи DBT 2200/4800

Мощность обслуживаемых пластов, м	2,2-4,8
Угол падения, град	35
Среднее давление на почву, МПа	2,5
Удельное сопротивление на 1м ² кровли, кН/м ²	1500
Шаг установки секции, м	1,75
Шаг передвижки секции, м	0,8

Техническая характеристика очистного комбайна «SL-9000»

Максимальная вынимаемая мощность пласта, мм	5110
---	------

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		20

Диаметр шнека, мм	2500
Номинальная ширина захвата, м	0,8
Общая установленная мощность, кВт	1894
Напряжение электропривода, В	3300
Скорость подачи, м/мин	до 51
Производительность, т/час	3000-5000
Высота комбайна, мм	2470
Общий вес без шнека, т	118

Техническая характеристика забойного конвейера «SHPF 6/1142» [5]

Длина конвейера, м	307
Мощность электропривода, кВт	3x750
Рабочее напряжение, В	3300
Максимальное тяговое усилие цепи, кН	900
Скребковая цепь, мм	42x146

2.1.4 Расчет скорости подачи очистного комбайна

В этом разделе определяется скорость подачи комбайна по четырем ограничивающим факторам: мощности двигателя комбайна, вылету резца, газовому фактору, производительности забойного конвейера [3].

2.1.4.1 Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа

$$V_{\text{п}} = \frac{N_{\text{уст}} \cdot \cos \alpha}{60 \cdot m_{\text{max}} \cdot B \cdot H_w \cdot \gamma}, \text{ м/мин}; \quad (2.14)$$

где $N_{\text{уст}}$ - суммарная устойчивая мощность привода исполнительного органа двигателя комбайна, кВт;

H_w - удельные энергозатраты по выемки угля, кВт·ч/т;

m_{max} - максимальная мощность пласта, м;

B - ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;

γ - плотность угля, т/м³;

α - угол падения пласта, град.

$$V_{\text{шт}} = \frac{1500 \cdot 0,99}{60 \cdot 4,8 \cdot 0,8 \cdot 0,59 \cdot 1,33} = 8,21 \text{ м/мин.}$$

2.1.4.2 Определение скорости подачи комбайна по вылету резца

Тип режущего инструмента выбирается в соответствии с технической характеристикой выемочной машины или типоразмерным рядом резцов.

Для комбайна SL-900 с диаметром шнека $D_{\text{ш}} = 2,5$ м выбираем резцы типоразмера ТК65.

$$V_{\text{п}} = 0,01 \cdot \frac{l_{\text{р}}}{k_l} \cdot n \cdot z, \text{ м/мин}; \quad (2.15)$$

где $l_{\text{р}}$ - радиальный вылет резца, см;

k_l - коэффициент вылета резца;

n - частота вращения исполнительного органа, об/мин;

z - число резцов в линии резания.

Частота вращения исполнительного органа определяется по формуле:

$$n = \frac{60V_{\text{р}}}{\pi D_{\text{ш}}}, \text{ об/мин} \quad (2.17)$$

где $V_{\text{р}}$ – скорость резания, м/с;

Принимаем:

$$n = 30 \text{ об/мин.}$$

Коэффициент вылета резца принимаем $k_l = 1,4$ для тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов.

Радиальный вылет резца:

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

$$l_p = l_k \cdot \sin \theta, \text{ см ;} \quad (2.18)$$

где l_k - конструктивный вылет резца, см; ($l_k = 6,5\text{см}$)

θ - угол установки резца к поверхности резания, град. ($\theta = 90^\circ$)

$$l_p = 6,5 \sin 53 = 5,2 \text{ см.}$$

2.1.4.3 Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору

$$V_{II} = \frac{0,6 \cdot S_p \cdot c \cdot V_B}{k \cdot g \cdot m_{\max} \cdot B \cdot \gamma}, \text{ м/мин ;} \quad (2.19)$$

где S_p - реальная площадь для прохода воздуха под крепью, м^2 ;

c - допустимая концентрация метана в исходящей струе ($c = 1\%$);

V_B - максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве

$$(V_B = 4 \text{ м/с});$$

g - относительная метанообильность разрабатываемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

k - коэффициент дегазации пласта ;

B - ширина захвата комбайна, м;

γ - плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$.

$$V_{II} = \frac{0,6 \cdot 34,8 \cdot 1 \cdot 4}{0,2 \cdot 14 \cdot 4,8 \cdot 0,8 \cdot 1,33} = 5,85 \text{ м/мин.}$$

2.1.4.4 Определение скорости подачи комбайна по производительности конвейера

$$V_{II} = \frac{Q_k}{m_{\max} \cdot B \cdot \gamma}, \text{ м/мин ;} \quad (2.20)$$

где Q_k - максимальная производительность конвейера, $\text{т}/\text{мин}$;

m_{\max} - максимальная мощность пласта, м;

B - ширина захвата комбайна, м;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		23

γ - плотность угля, т/м³.

$$V_n = 50 / (3,65 \cdot 0,8 \cdot 1,33) = 12,8 \text{ м/мин.}$$

Наименьшая из расчетных скоростей подачи комбайна по формулам (2.14), (2.15), (2.19), (2.20), принимается для дальнейших расчетов. При этом принятая скорость подачи комбайна не может быть больше скорости, рассчитанной по формуле (2.11) [4].

В нашем случае наименьшая скорость подачи ограничена газовым фактором $V_n = 5,85$.

2.1.5 Расчет производительности очистного комбайна

2.1.5.1 Теоретическая производительность

Теоретическая производительность – количество полезного ископаемого, добываемого за единицу времени при непрерывной работе выемочной машины с рабочими параметрами, максимально возможными в заданных условиях эксплуатации [3].

$$Q_T = 60 \cdot m_{cp} \cdot B \cdot V_n \cdot \gamma, \text{ т/ч ;} \quad (2.21)$$

где m_{cp} - средняя мощность пласта, м;

B - ширина захвата комбайна, м;

V_n - скорость подачи комбайна, м/мин;

γ - плотность угля, т/м³.

$$Q_m = 60 \cdot 4,5 \cdot 0,8 \cdot 5,85 \cdot 1,33 = 1680 \text{ т/ч.}$$

2.1.5.2 Техническая производительность

Техническая производительность – максимально возможная среднечасовая производительность при работе в конкретных условиях эксплуатации.

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
						24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Она определяется с учетом простоев, присущих конструкции комплекса (затраты времени на маневровые операции, концевые операции, на устранение отказов, замену инструмента) [3].

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{т}} \cdot k_{\text{тех}}, \text{ т/ч}; \quad (2.22)$$

где $Q_{\text{тех}}$ - техническая производительность, т/ч;

$Q_{\text{т}}$ - теоретическая производительность, т/ч;

$k_{\text{тех}}$ - коэффициент технической производительности.

Для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна $K_{\text{тех}}=0,7$.

$$Q_{\text{тех}}=1680 \cdot 0,7=1176 \text{ т/ч}.$$

2.1.5.3 Эксплуатационная производительность

Эксплуатационная производительность – производительность с учетом простоев по организационным причинам и простоев, связанным с устранением технических неполадок, не зависящих от конструкции комплекса.

Эксплуатационная производительность определяется с учетом коэффициента эксплуатационной производительности, учитывающего время простоев по эксплуатационным, организационным и техническим причинам.

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{т}} \cdot k_{\text{э}}, \text{ т/ч}; \quad (2.23)$$

где $Q_{\text{э}}$ - эксплуатационная производительность, т/ч;

$Q_{\text{т}}$ - теоретическая производительность, т/ч;

$k_{\text{э}}$ - коэффициент эксплуатационной производительности.

Для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна $k_{\text{э}} = 0,6$.

$$Q_{\text{э}}=1176 \cdot 0,6=706 \text{ т/ч}=11,8 \text{ т/мин}$$

Вернемся к условиям (2.9) и (2.13):

$$S_p \geq S = \frac{100 \cdot Q_m \cdot g \cdot k}{60 \cdot V_g \cdot c}, \text{ м}^2$$

$$S=(100 \cdot 11,8 \cdot 14 \cdot 0,2)/(60 \cdot 4 \cdot 1)=13,7 \text{ м}^2.$$

Условие (2.9) выполняется, т.к. реальная площадь под крепью (34,8 м²) больше потребной с учётом дегазации (13,7 м²).

$$Q_k \geq Q = (1,2 \div 1,3) \cdot Q_m, \text{ т/мин};$$

$$Q=1,3 \cdot 11,8=15,3 \text{ т/мин};$$

Условие (2.13) выполняется, т.к. реальная производительность конвейера (50 т/мин) больше потребной (15,3 т/мин).

Условия (2.9) и (2.13) выполняются.

2.1.6 Организация работ в очистном забое

Основным производственным процессом добычи угля на шахтах является очистная выемка, которая характеризуется работой очистного забоя по определенному графику. Он включает в себя планограмму работ, график выходов рабочих и таблицу технико-экономических показателей [4].

График выходов рабочих

№	Профессия	Смены			Всего чел.
		I	II	III	
1	МГВМ	2	2	2	6
2	ГРОЗ	17	10	10	37
4	Деж. электрослесарь	-	2	2	4
5	Электрослесарь ППР	8	-	-	8
6	Горнорабочий	6	3	3	13
	Всего	33	17	23	81

2.1.7 Построение планограммы работ в забое

Рабочий цикл по выемки полосы угля включает в себя следующие основные виды работ в лаве: выемка угля комбайном, зачистка лавы комбайном (при односторонней схеме работы), передвижка конвейера, передвижка секции крепи.

Все виды работ приводится на планограмме, отражающей рабочие операции во времени и пространстве [4].

Для построения планаграммы работ в лаве необходимо определить количество рабочих циклов в сутки и время одного цикла.

$$N = \frac{T_c}{\frac{L_{оз}}{V_{нх}} + \frac{L_{оз}}{V_{ох}} + t_{пз}}, \text{ т/см}, \quad (2.24)$$

где T_c – продолжительность работы за сутки, мин,

$$T_{см} = 19 \cdot 60 = 1140 \text{ мин}$$

$V_{нх}$ – скорость прямого хода комбайна (9-11 м/мин);

$V_{ох}$ – скорость обратного хода комбайна, м/мин,

$$V_{ох} = 0,85 \cdot V_{мак} = 0,85 \cdot 51 = 43,35 \text{ м/мин}, \quad (2.25)$$

$t_{пз}$ – время подготовительно – заключительных работ (15-20мин);

$$N = \frac{1140}{\frac{400}{10} + \frac{400}{43} + 17} = 13$$

Время одного цикла:

$$t_{ц} = \frac{t_{раб} \cdot 60}{N}, \text{ мин}$$

$$t_{ц} = \frac{19 \cdot 60}{13} = 81 \text{ мин.}$$

2.2 Механизация подготовительных работ

Суммарное количество метров проходки по пласту 50 на шахте им. В.Д. Ялевского в среднем за год составляет порядка 12-15 км по углю. На шахте 3 проходческих участка, на которых в сумме работают 6 проходческих забоев. Оборудование проходческих забоев представлено [3]:

- Проходческим комбайном КП-21

Таблица 2.1 - Техническая характеристика комбайна КП-21

Наименование основных параметров	Норма
----------------------------------	-------

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
						27

и размеров	
1 Производительность, не менее:	
- по углю, м ³ / мин	2,0
- по породе $\sigma_{сж} \leq 100$ МПа, м ³ /мин.....	0,3
2 Габаритные размеры комбайна в транспортном положении, м, не более:	
- ширина	2,4
- высота	1,85
- длина.....	12,5
Масса, т, не более	
КП21.....	45
4 Клиренс, мм, не менее.....	250
5 Среднее удельное давление гусениц на почву, МПа, не более.....	0,15
6 Удельный расход электроэнергии, кВт*ч/ м ³ , не более.....	23
7 80 %-ный ресурс до капитального ремонта, м ³ , не менее:	
$\sigma_{сж. ср.} \leq 42$ МПа, абразивность до 12 мг... ..	120000
$42 \leq \sigma_{сж. ср.} \leq 56$ МПа, абразивность до 12 мг	75000
$56 \leq \sigma_{сж. ср.} \leq 70$ МПа, абразивность до 12 мг	50000
$70 \leq \sigma_{сж. ср.} \leq 100$ МПа, абразивность до 15 м.....	30000
8 Уровень локальной освещенности, лк, не менее	75
9 Эквивалентный уровень звука, дБА, не более на рабочем месте машиниста.....	90
с применением средств индивидуальной защиты органов слуха.....	80

Продолжение табл. 2.1

Наименование основных параметров	Норма
----------------------------------	-------

и размеров		
10	Корректированный уровень звуковой мощности, дБ	123
11	Исполнительный орган.....	Телескопическая стрела с продольно-осевой коронкой
11.1	Частота вращения коронки, мин-1.....	50
11.2	Средняя скорость резания, м/с.....	2
11.3	Тип режущего инструмента.....	ПС2-16
11.4	Мощность электродвигателя исполнительного органа (в режиме S2), кВт, не менее.....	110
11.5	Величина выдвигения исполнительного органа, мм, не менее.....	500
11.6	Размеры размахов стрелы, м, не менее:	
	по высоте.....	4,5
	по ширине.....	6,5
12	Ходовая часть.....	Гусеничная, с самоходными тележками
12.1	Тип привода.....	Гидравлический

- Проходческим комбайном JOY 12CM15 WHBM

Таблица 2.2

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

Техническая характеристика проходческого комбайна JOY

Наименованиепоказателей	Значение
Модель	JOY 12CM15 WHBM
Ширина захвата, мм	5400
Высота корпуса, мм	1913
Ширина щита без уширителя, мм	4800
Ширина щита раздвинутый, мм	5200
Ширина барабанов сокращенных, мм	4800
Ширина выемки полная, мм	5400
Раздвижка барабанов, мм	2x300
Общий вес, тн	75,0
Давление на почву, кРа	230
Рекомендованная высота выработки, мм	4100
Величина подрубки, мм	180
Требования к уклону, град.	+ -8
Система погрузки	венцы барабана и щит
Тяговое усилие, кН	310
Производительность, тн/мин	18 – 26
Размер кусков, мм	6 x 350
Мах крепость пород. мРа	65
Режущий орган:	
Диаметр, мм	1120
Ширина min, мм	4800
Ширина max, мм	5400
Тип резцов	U85 Kennametal typical

Продолжение табл. 2.2

Тип держателя	J30
---------------	-----

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

Буровые каретки для крепления кровли:	
Величина хода – закрытая, мм	2988
Всего величина хода, мм	3445
Максимальная длина распора, мм	4100
Диаметр скважины, мм	25 – 52
Угол наклона стрелы, град	20
Регулируемая подача, м/мин	0 – 6
Максимальное усилие подачи при бурении, кН	20
Рабочее давление системы, бар	200
Расход масла, л/мин	90
Скорость распора домкратов, м/мин	7,5
Усилие распора в кровлю, кН	27
Рабочее давление домкратов распора, бар	70
Расход масла при распоре, л/мин	40
Буровые каретки для крепления бортов:	
Величина хода – закрытая, мм	1400
Всего величина хода, мм	1950
Максимальная длина распора, мм	2275
Угол наклона стрелы, град	20
Регулируемая подача, м/мин	0 – 6
Максимальное усилие подачи при бурении, кН	20
Рабочее давление системы, бар	200
Расход масла, л/мин	90
Скорость распора домкратов, м/мин	7,5
Усилие распора в борта, кН	27
Рабочее давление домкратов распора, бар	70
Расход масла при распоре, л/мин	45
Вес каждой каретки, кг	400
Параметры буровой головки:	
Тип	HDR32
Максимальная скорость вращения, об/мин	700
Максимальный крутящий момент, Н*м	320
Давление масла при максимальном моменте, бар	172
Электроснабжение:	
Энерговооруженность, кВт	533
Рабочее напряжение, В/Гц/ф	1140/50/3
Система контроля СН4	Trolex Sentex 7000

- Проходческим комбайном П-110

Таблица 2.3

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Техническая характеристика проходческого комбайна П-110

Параметры комбайна	П110
Техническая производительность при предельной прочности пород, м ³ /мин	0,3 ... 1,7
Номинальная мощность электродвигателей исполнительного органа, кВт	2,55
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	195
Номинальные параметры питающей сети: - напряжение, В - частота тока, Гц	1140/660 50
Габаритные размеры в транспортном положении, м: - ширина - высота - длина	2,3 1,8 12,7
Масса, т	41
Орган исполнительный	Тип - стреловидный телескопический с двумя аксиальными резцовыми коронками
Диаметр коронки, мм	900
Типрезцов	RG501D-16S, PT3212, РКС-2

Продолжение табл. 2.3

					ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Питатель	Тип - неповоротный, опорный, оснащенный нагребающими лапами с отдельными синхронизированными гидроприводами
Ширина погрузочного стола, м	2,1; 3,8
Ходовая часть	Тип - гусеничная самоходная с индивидуальным гидроприводом левой и правой тележек
Скорость движения, м/мин	0 ... 1,5; 6,0
Конвейер	П110
Скорость движения цепи, м/с	1,0
Ширина желоба, мм	535
Гидросистема	П110
Рабочее давление, МПа	14
Ёмкость гидросистемы, л	700
Система орошения	П110
Производительность, л/мин	100
Давление воды у оросителей, МПа	1,5 ... 3,5

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		33

3. РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

3.1 Анализ схем и средств транспорта шахты.....	35
3.2 Выбор и расчет участкового транспорта.....	35
3.2.1 Исходные данные для расчета	35
3.2.2 Расчетная производительность.....	37
3.2.3 Расчет и выбор скребкового конвейера.....	38
3.3 Расчет магистрального транспорта.....	43
3.3.1 Расчет и выбор телескопического ленточного конвейера по конвейерному штреку	43
3.3.2 Расчет и выбор ленточного конвейера по конвейерному стволу.....	48
3.4 Вспомогательный транспорт. Типы и количество средств для транспортирования людей, материалов, оборудования.....	52
3.5 Транспортный комплекс поверхности.....	54

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>		<i>Кутиков П.В</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>						34	20
<i>Руководит.</i>		<i>Кожухов Л.Ф</i>			<i>Рудничный транспорт</i>		
<i>Зав. каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>					

3.1 Анализ схем и средств транспорта шахты

Современные горные предприятия отличаются высокой степенью механизации и автоматизации производственных процессов, в том числе транспортных, являющихся неотъемлемой частью единой цепи технологического процесса при добыче полезного ископаемого.

Сложность расчетов конвейерных линий обусловлена их разветвленностью и неравномерностью поступающих грузопотоков [6].

Схема транспортировки угля из очистного забоя до угольного склада показана на рисунке 3.1.

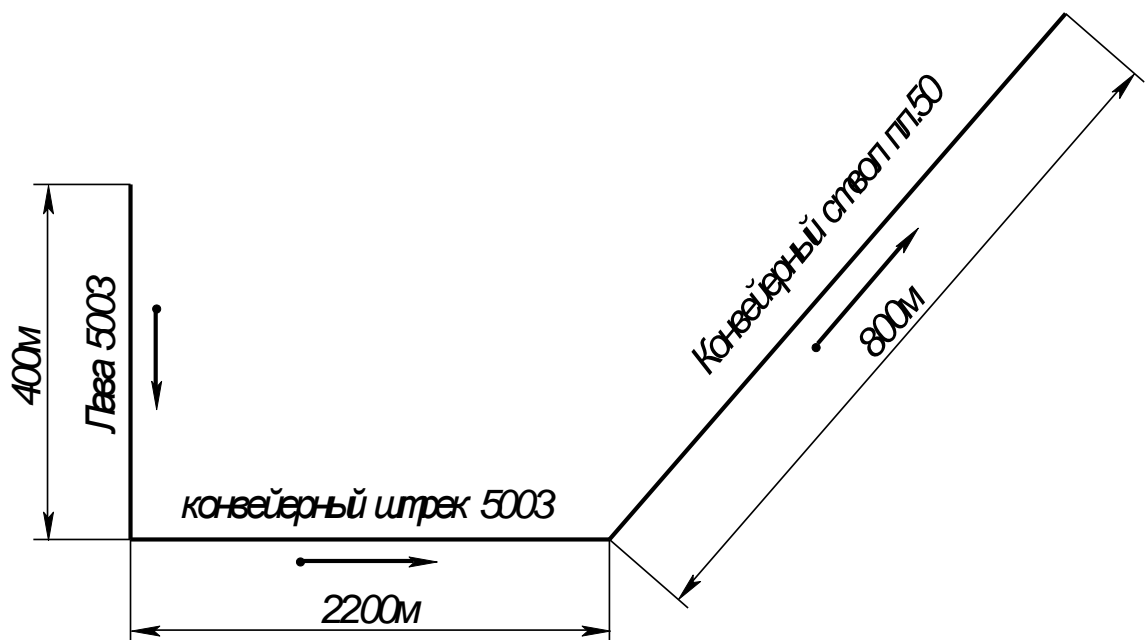


Рис. 3.1. Схема транспортировки угля из лавы 5003

3.2 Выбор и расчет участкового транспорта

3.2.1 Исходные данные для расчета

Мощность пласта $m = 3,65\text{м}$;

Длина очистного забоя $L_{оз} = 400\text{м}$;

Угол падения пласта $\beta = 8^\circ$;

Длина конвейерного штрека 5003 $L_1 = 2200\text{м}$;

Длина конвейерного наклонного ствола $L_2 = 800\text{м}$;

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

Угол наклона конвейерного штрека $\beta_1 = 5^\circ$;

Выбор механизированного комплекса

С учетом исходных данных выбираем оборудование для механизированного комплекса:

Механизированная крепь DBT2400/48002 x 4300 - 1750

Технические характеристики:

Расстояние между серединами секции, мм.....1750

Высота: поднятое положение, мм.....4800

Площадь проходного сечения для воздуха, м².....9 - 18

Опущенное положение, мм.....2400

Шаг передвижки, мм.....800

Очистной комбайн EickhoffSL-900

Технические характеристики:

Максимальная вынимаемая мощность пласта, мм.....4800

Диаметр шнека, мм.....2500

Номинальная ширина захвата, м.....0,8

Мощность электродвигателей суммарная, кВт.....1894

Скорость подачи, м/мин.....до 51

Высота комбайна, мм.....2050

Общий вес, т.....70-80

Сменное задание

Сменное задание определим по формуле:

$$A_{см} = L_{оз} \cdot m \cdot b \cdot \gamma \cdot N, \text{ т/см}, \quad (3.1)$$

где b – ширина захвата комбайна, м;

γ - плотность угля в целике (1,3 - 1,4 т/м³);

N – число циклов комбайна:

$$N = \frac{T_{см}}{\frac{L_{оз}}{V_{пх}} + \frac{L_{оз}}{V_{ох}}} + t_{пз}, \text{ Т/см}, \quad (3.2)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин,

$$T_{см} = 8 \cdot 60 = 480. \text{ мин}$$

$V_{пх}$ – скорость прямого хода комбайна (9-11 м/мин);

$V_{ох}$ – скорость обратного хода комбайна, м/мин,

$$V_{ох} = 0,85 \cdot V_{\max} = 0,85 \cdot 51 = 43,35 \text{ м/мин}, \quad (3.3)$$

$t_{пз}$ – время подготовительно – заключительных работ (15-20мин);

$$N = \frac{480}{\frac{300}{10} + \frac{300}{43} + 17} = 8,8$$

$$A_{см} = 300 \cdot 4,5 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 8,8 = 12830. \text{ Т/см},$$

3.2.2 Расчетная производительность

Расчетный грузопоток определяем по формуле [6]

$$Q_p = \frac{A_{см} \cdot k_n}{t_{см} \cdot k_m}, \text{ Т/час}, \quad (3.4)$$

где k_n – коэффициент неравномерности поступления груза (1,0-1,5);

k_m – коэффициент машинного времени, учитывающий простои машины на обслуживание и по организационным факторам (0,35-0,45);

$t_{см}$ – продолжительность смены, ч;

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Расчет 3.2.3 Расчет и выбор скребкового конвейера

Выбор скребкового конвейера выполняют по условию [6]

$$Q_m \geq Q_p \quad (3.5)$$

Принимаем к расчету скребковый конвейер SH PF 6/1342 с

$$Q_m = 5000 \text{ т/час} > Q_p = 4010 \text{ т/час};$$

Технические характеристики:

Скребковая цепь, мм.....	42×146
Разрывная нагрузка цепи, кН.....	2500
Скорость движения цепи, м/с.....	1,4
Масса скребка, кг.....	70
Масса погонного метра цепи, кг.....	35,6
Ширина рештака, мм.....	1342

Вес 1 погонного метра цепей со скребками определяем по формуле [6]:

$$q_{ц} = i_{ц} \cdot m_{ц} \cdot g + \frac{m_c}{l_c} \cdot g, \text{ Н/м}, \quad (3.6)$$

где $i_{ц}$ – количество цепей,

$m_{ц}$ – масса погонного метра цепи, кг,

m_c – масса скребка, кг,

l_c – расстояние между скребками, м,

$$q_{ц} = 2 \cdot 35,6 \cdot 9,81 + \frac{70}{1} \cdot 9,81 = 1385,2 \text{ Н/м},$$

$$Q_p = \frac{12830 \cdot 1,25}{8 \cdot 0,5} = 4010 \text{ т/час.}$$

Линейный вес груза, приходящийся на 1 м длины конвейера

$$q_{zp} = \frac{Q_p}{0,367 \cdot V_k \cdot k_y}, \text{ Н/м}, \quad (3.7)$$

где V_k – скорость движения конвейера ($V_k = 1,4$ м/с);

$k_y = 1,4$ – коэффициент, учитывающий угол конвейера [1, табл.11.2]

$$q_{zp} = \frac{4010}{0,367 \cdot 1,4 \cdot 1,4} = 5575 \text{ Н/м},$$

Построение упрощенной схемы скребкового конвейера.

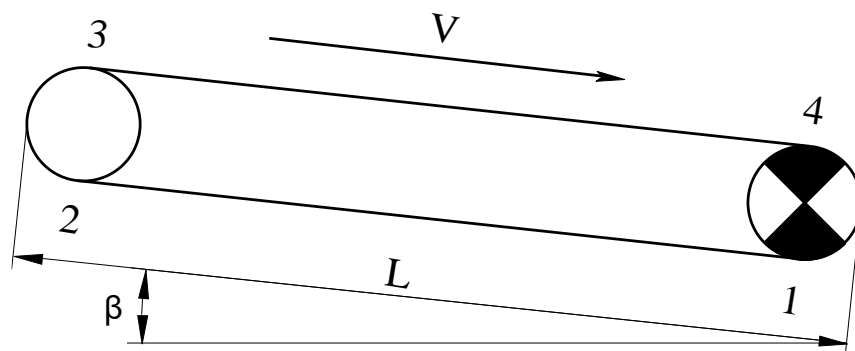


Рис.3.2. Упрощенная расчетная схема конвейера.

Определение сопротивления движению порожней ветви.

$$W_{nop} = W_{12} = k \cdot q_u \cdot L \cdot (w_u \cdot \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н}, \quad (3.8)$$

где $k = 1,05$ -коэффициент, учитывающий дополнительное сопротивление на отклоняющих утюгах у звездочек;

$w_u = 0,4$ - коэффициент сопротивления движению цепи по решеткам [1, табл. 2.1],

$$W_{nop} = W_{12} = 1,05 \cdot 1385,2 \cdot 300 \cdot (0,4 \cdot 0,99 + 0,139) = 233441 \text{ Н}$$

Определение сопротивления движению грузеной ветви.

$$W_{zp} = W_{34} = k \cdot L \cdot (q_u \cdot (w_u \cdot \cos \beta - \sin \beta) + q_{zp} \cdot (w_{zp} \cdot \cos \beta - \sin \beta)), \text{ Н}, \quad (3.9)$$

где $w_{ep} = 0,5$ - коэффициент сопротивления движению угля по решеткам [1, табл. 2.1],

$$W_{ep} = W_{34} = 1,05 \cdot 300 \cdot (1385,2 \cdot (0,4 \cdot 0,99 - 0,139) + 5575 \cdot (0,5 \cdot 0,99 - 0,139)) = 737319$$

Построение диаграммы натяжения тягового органа.

Натяжение в характерных точках.

$$S_1 = 5000 \text{ Н},$$

$$S_2 = S_1 + W_{nop} = 5000 + 233441 = 238441 \text{ Н},$$

$$S_3 = 1,02 \cdot S_2 = 1,02 \cdot 238441 = 243210 \text{ Н},$$

$$S_4 = S_3 + W_{ep} = 243210 + 737319 = 980529 \text{ Н},$$

$$S_{nc} = S_4 - S_1 = 980529 - 5000 = 975529 \text{ Н}.$$

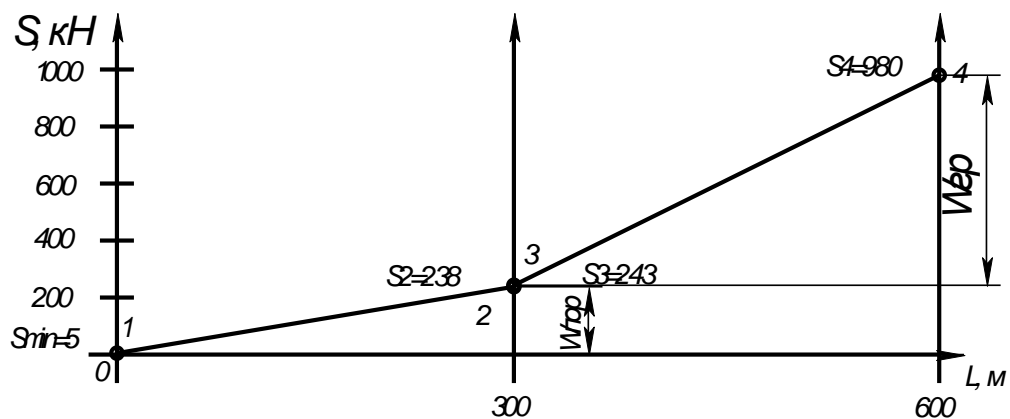


Рис.3.3. Диаграмма натяжения тягового органа.

Сопротивление на приводной звездочке.

$$W_{np} = k_{np} \cdot (S_4 + S_1), \text{ Н}, \quad (3.10)$$

где $k_{np} = 0,05$ – коэффициент, учитывающий сопротивление движению на приводной звездочке,

$$W_{np} = 0,05 \cdot (980529 + 5000) = 49276 \text{ Н}$$

Тяговое усилие привода конвейера.

$$F = W_{zp} + W_{nop} + W_{np}, \text{ Н}, \quad (3.11)$$

$$F = 737319 + 233441 + 49276 = 1020036 \text{ Н},$$

Суммарная мощность двигателей конвейера.

$$N = \frac{F \cdot V_{\kappa}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт}, \quad (3.12)$$

где $\eta = 0,85$ – КПД приводов конвейера,

$$N = \frac{1020036 \cdot 1,4}{1000 \cdot 0,85} = 1680 \text{ кВт},$$

Необходимое число приводных блоков

Для $N_{\delta} = 700 \text{ кВт}$

$$z_{\delta} = \frac{N}{N_{\delta}}, \quad (3.13)$$

где $N_{\delta} = N_{\delta\epsilon}$ – мощность приводного блока (мощность электродвигателя блока);

$$z_{\delta} = \frac{1680}{700} = 2,4,$$

Если $N_{\delta} \geq 250 \text{ кВт}$, $z_{\delta} \geq 2$ необходимо устанавливать приводные блоки на обе головки конвейера [2].

Принимаем к установке три приводных блока с $N_{\delta} = 700 \text{ кВт}$ и располагаем два привода в головной и один привод в хвостовой частях конвейера.

Номинальные тяговые усилия приводов.

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Тяговое усилие головного привода:

$$F_{гол} = \frac{z_{гол} \cdot N_{гол} \cdot \eta}{V} \text{ кН}, \quad (3.14)$$

где $z_{гол}$ – количество двигателей на головном приводе,

$$F_{гол} = \frac{2 \cdot 700 \cdot 0,85}{1,4} = 850 \text{ кН},$$

Тяговое усилие хвостового привода:

$$F_{хв} = \frac{z_{хв} \cdot N_{хв} \cdot \eta}{V} \text{ кН}, \quad (3.15)$$

где $z_{хв}$ – количество двигателей на хвостовом приводе

$$F_{хв} = \frac{1 \cdot 700 \cdot 0,85}{1,4} = 425 \text{ кН},$$

Сравниваем $F_{гол}$ с $W_{зр}$, $F_{хв}$ с $W_{нор}$:

$$F_{гол} = 850 \geq W_{зр} = 737 \text{ кН}, \quad (3.16)$$

$$F_{хв} = 425 \geq W_{нор} = 233 \text{ кН}, \quad (3.17)$$

Это означает, что головной и хвостовой приводы каждый в состоянии преодолеть сопротивления движению грузовой и порожней ветвей конвейера самостоятельно. В таком случае фактические натяжения тягового органа в точках сбегания его с приводных звездочек (S_1 и S_3) будут равны усилию предварительного натяжения цепи, т.е. принимаем

$$S_1 = S_3 = S_{\min} = 5 \text{ кН},$$

$$S_4 = S_{\min} + W_{зр} = 5 + 737 = 742 \text{ кН}, \quad (3.18)$$

$$S_2 = S_{\min} + W_{нор} = 5 + 233 = 238 \text{ кН}, \quad (3.19)$$

Строим уточненную статическую диаграмму натяжения тягового органа.

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

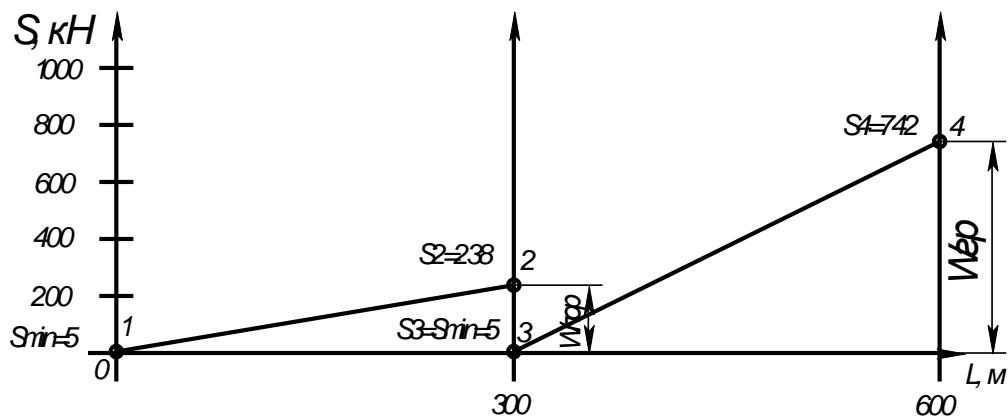


Рис.3.4. Статическая диаграмма натяжения тягового органа.

Запас прочности тяговой цепи.

$$m = \frac{S_p \cdot k_n \cdot n_u}{S_{\max}} \geq [m] \quad (3.20)$$

где $k_n = 0,9$ – коэффициент неравномерности распределения тягового усилия между цепями для двухцепного привода;

$[m] \geq 5$ – допустимый запас прочности цепей;

S_p – разрывное усилие тяговой цепи, кН;

$$m = \frac{2500 \cdot 0,9 \cdot 2}{742} = 6 \geq 5 - \text{Условие выполняется}$$

3.3 Расчет магистрального транспорта

3.3.1 Расчет и выбор телескопического ленточного конвейера по конвейерному штреку

Предварительное определение ширины ленточного полотна

$$B_p = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{Q_p}{c_0 \cdot V \cdot k_\beta}} + 0,05 \right) \leq B, \text{ м} \quad (3.21)$$

где V – скорость ленточного конвейера, м/с;

$c_0 = 550$ – коэффициент, учитывающий форму груза на ленте [1];

$k_\beta = 0,99$ – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера [1];

$$B_p = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{4010}{550 \cdot 4,5 \cdot 0,99}} + 0,05 \right) = 1,46 \leq 1,6 \text{ м}$$

									Лист
									43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ				

6.2. Предварительно принимаем ленточный конвейер по [6]:

ширина ленточного полотна $B = 1600\text{мм}$;

тип ленточного полотна – ТЛК – 400;

число прокладок ленточного полотна – 5;

прочность ленточного полотна – $\sigma_{ep} = 2000\text{ Н/мм}$;

масса ленточного полотна – $m_l = 15,6\text{ кг/м}^2$;

шаг расстановки роlikоопор на верхней ветви $l_{pv} = 1,1\text{м}$;

шаг расстановки роlikоопор на нижней ветви $l_{pn} = 2,2\text{ м}$;

погонный вес вращающихся частей роlikов на нижней ветви $q_{pn} = 470\text{Н/м}$;

погонный вес вращающихся частей роlikов на верхней ветви $q_{pv} = 1138\text{Н/м}$

Построение упрощенной схемы ленточного конвейера

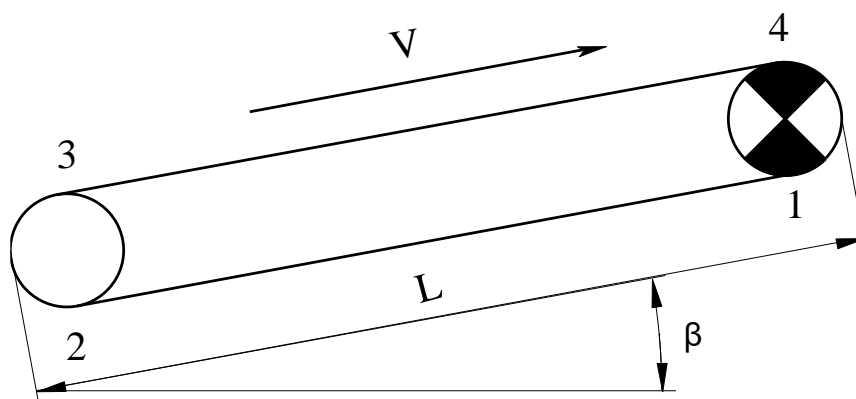


Рис.3.5. Упрощенная расчетная схема конвейера.

Определение сопротивления движению порожней ветви

$$W_{nop} = W_{12} = q_l \cdot L_1 \cdot (k \cdot w \cdot \cos \beta_1 - \sin \beta_1) + L_1 \cdot q_{pn} \cdot k \cdot w, \text{ Н}, \quad (3.22)$$

где q_l – погонный вес ленты, Н/м;

$$q_l = g \cdot m_l \cdot B, \text{ Н/м}, \quad (3.23)$$

$$q_l = 9,81 \cdot 15,6 \cdot 1,6 = 245\text{Н/м},$$

										Лист
										44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ					

$k = 1,04$ - коэффициент, учитывающий местные сопротивления и увеличение сопротивления движению ленты при уменьшении ее натяжения [1, табл. 2.10.];

$w = 0,035$ - коэффициент сопротивления движению, Н/Н [1];

$$W_{nop} = W_{12} = 245 \cdot 2200 \cdot (1,04 \cdot 0,035 \cdot 0,996 - 0,087) + 2200 \cdot 470 \cdot 1,04 \cdot 0,035 = 10286 \text{ Н,}$$

Определение сопротивления движению грузовой ветви.

$$W_{zp} = W_{34} = L \cdot (q_l + q_z) \cdot (k \cdot w \cdot \cos \beta_1 + \sin \beta_1) + L \cdot q_{ps} \cdot k \cdot w, \text{ Н,} \quad (3.24)$$

где q_z – погонный вес груза на ленте, Н/м;

$$q_z = \frac{Q_p}{0,367 \cdot V} = \frac{4010}{0,367 \cdot 4,5} = 2428 \text{ Н/м,} \quad (3.25)$$

$$W_{zp} = W_{34} = 2200 \cdot (245 + 2428) \cdot (1,04 \cdot 0,035 \cdot 0,996 + 0,087) + 2200 \cdot 1138 \cdot 1,04 \cdot 0,035 = 815941$$

Суммарное тяговое усилие, необходимое для перемещения обеих ветвей ленты конвейера.

$$S_{н-с} = W_{nop} + W_{zp}, \text{ Н,} \quad (3.26)$$

$$S_{н-с} = 10286 + 815941 = 826227 \text{ Н,}$$

Минимальное натяжение ленты на грузовой ветви.

$$S_{\min} = 8 \cdot (q_l + q_z) \cdot l_{ps}, \text{ Н,} \quad (3.27)$$

$$S_{\min} = 8 \cdot (245 + 2428) \cdot 1,1 = 235224 \text{ Н,}$$

Усилие сцепления барабана с лентой.

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

$$S_{сц} = \frac{S_{н-с} \cdot k_t \cdot \delta_2}{e^{\mu \alpha_2} - 1}, \text{ Н,} \quad (3.28)$$

где $k_t = 1.35$ - коэффициент запаса тяговой способности привода[1];

$e = 2,72$ –основание натуральных логарифмов;

$\mu = 0,5$ - коэффициент сцепления ленты с приводным барабаном [1, табл. 5.1] ;

$\alpha_2 = 220^\circ = 3.85$ рад - угол обхвата приводного барабана лентой для трехбарабанного привода;

$\delta_2 = 0,3$ – доля второго и третьего приводного барабана в передаче общего тягового усилияпри передаче общего тягового усилия;

$$S_{сц} = \frac{826227 \cdot 1,35 \cdot 0,3}{2,72^{0,5 \cdot 3,85} - 1} = 57069 \text{ Н,}$$

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

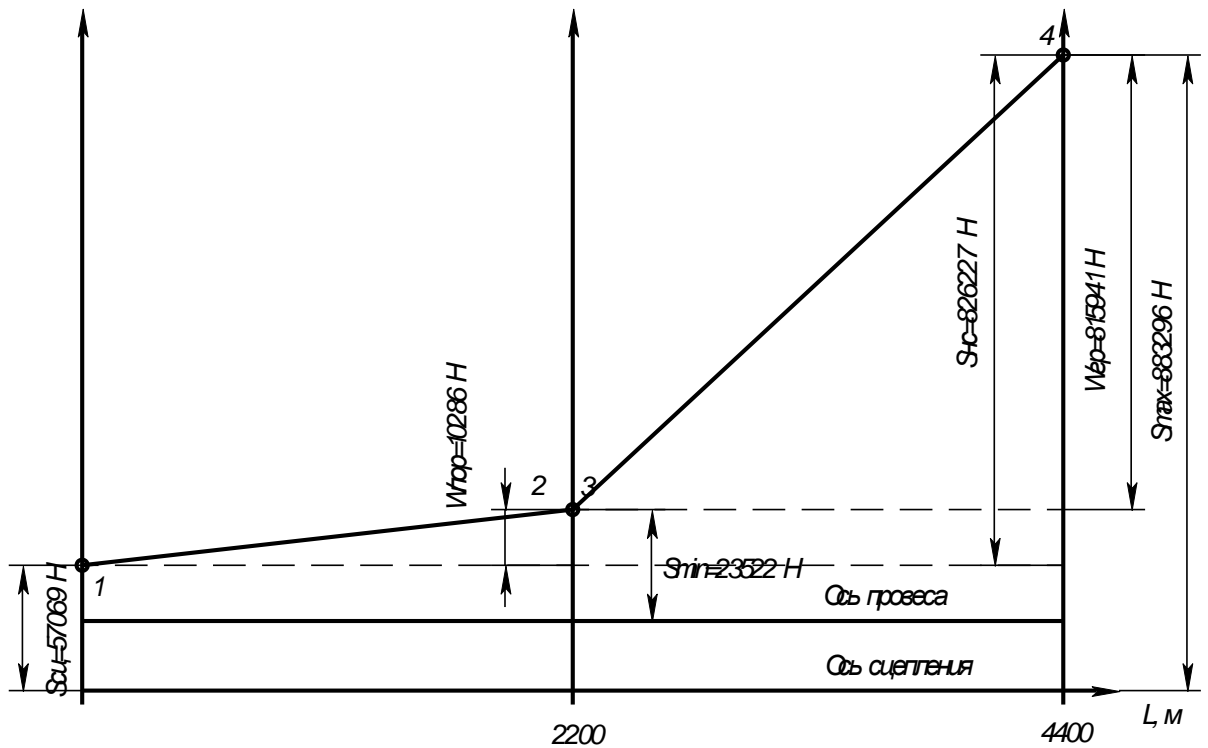


Рис.3.6 Диаграмма натяжения ленты

Согласно диаграммы максимальное натяжение ленты [6]:

$$S_{\max} = S_{н-с} + S_{сц}, \text{ Н}, \quad (3.29)$$

$$S_{\max} = 826227 + 57069 = 883296 \text{ Н},$$

Разрывное усилие ленты

$$S_{\text{раз}} = B \cdot \sigma_{\text{вр}} \cdot i, \text{ кН}, \quad (3.30)$$

где $\sigma_{\text{вр}} = 2000 \text{ Н/мм}$ – разрывная прочность ленты;

$i = 5$ – количество прокладок ленточного полотна;

$$S_{\text{раз}} = 1600 \cdot 2000 \cdot 5 = 16 \cdot 10^3 \text{ кН},$$

Запас прочности ленты

$$n = \frac{S_{\text{раз}}}{S_{\max}} \geq [n], \quad (3.31)$$

где $[n] = 6$ – допустимый запас прочности ленты [1];

$$n = \frac{16 \cdot 10^6}{883 \cdot 10^3} = 18 \geq 6 - \text{условие выполняется}$$

Мощность привода необходимая

$$P_p = \frac{S_{н-с} \cdot V \cdot k_3}{1000 \cdot \eta}, \text{кВт} \quad (3.32)$$

где $k_3 = 1,15$ – коэффициент запаса мощности [1];

$$P_p = \frac{826227 \cdot 4,5 \cdot 1,15}{1000 \cdot 0,86} = 4972 \text{кВт}$$

Принимаем ленточный конвейер 5ЛТ 1600-2П с 5 приводами по 1000 кВт:
3 на головной ленточного конвейера и 2 на промежуточном приводе ленточного конвейера.

3.3.2 Расчет и выбор ленточного конвейера по конвейерному стволу

Предварительное определение ширины ленточного полотна.

$$B_p = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{Q_p}{c_0 \cdot V \cdot k_\beta}} + 0,05 \right) \leq B, \text{м}$$

где V – скорость ленточного конвейера, м/с;

$c_0 = 550$ – коэффициент, учитывающий форму груза на ленте [6];

$k_\beta = 0,98$ – коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера [6];

$$B_p = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{4010}{550 \cdot 4,5 \cdot 0,98}} + 0,05 \right) = 1,47 \leq 1,6 \text{м}$$

Предварительно принимаем ленточный конвейер по [6]:

ширина ленточного полотна $B = 1600$ мм;

тип ленточного полотна – ТЛК – 400;

число прокладок ленточного полотна – 5;

прочность ленточного полотна – $\sigma_{вр} = 2000$ Н/мм;

масса ленточного полотна – $m_l = 15,6$ кг/м² ;

шаг расстановки роликоопор на верхней ветви $l_{pv} = 1,1$ м;

шаг расстановки роликоопор на нижней ветви $l_{pn} = 2,2$ м;

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ	Лист
						48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

погонный вес вращающихся частей роликов на нижней ветви $q_{pn} = 470 \text{ Н/м}$;

погонный вес вращающихся частей роликов на верхней ветви $q_{pv} =$

1138 Н/м

Построение упрощенной схемы ленточного конвейера

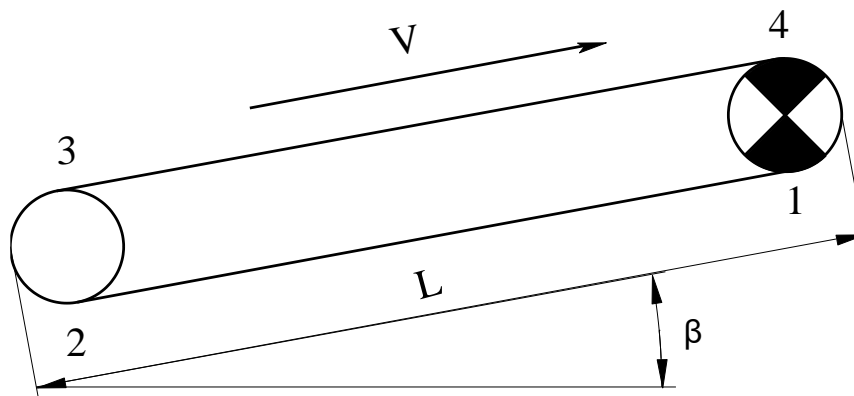


Рис.3.7. Упрощенная расчетная схема конвейера.

Определение сопротивления движению порожней ветви.

$$W_{nop} = W_{12} = q_l \cdot L_1 \cdot (k \cdot w \cdot \cos \beta_1 - \sin \beta_1) + L_1 \cdot q_{pn} \cdot k \cdot w, \text{ Н},$$

где q_l – погонный вес ленты, Н/м;

$$q_l = g \cdot m_l \cdot B, \text{ Н/м},$$

$$q_l = 9,81 \cdot 15,6 \cdot 1,6 = 245 \text{ Н/м},$$

$k = 1,04$ - коэффициент, учитывающий местные сопротивления и увеличение сопротивления движению ленты при уменьшении ее натяжения [6, табл. 2.10.];

$w = 0,035$ - коэффициент сопротивления движению, Н/Н [6];

$$W_{nop} = W_{12} = 245 \cdot 800 \cdot (1,04 \cdot 0,035 \cdot 0,99 - 0,139) + 800 \cdot 470 \cdot 1,04 \cdot 0,035 = -6495.$$

Определение сопротивления движению грузовой ветви.

$$W_{zp} = W_{34} = L \cdot (q_l + q_g) \cdot (k \cdot w \cdot \cos \beta_1 + \sin \beta_1) + L \cdot q_{pv} \cdot k \cdot w, \text{ Н},$$

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где q_2 – погонный вес груза на ленте, Н/м;

$$q_2 = \frac{Q_p}{0,367 \cdot V} = \frac{4010}{0,367 \cdot 4,5} = 2428 \text{ Н/м,}$$

$$W_{zp} = W_{34} = 800 \cdot (245 + 2428) \cdot (1,04 \cdot 0,035 \cdot 0,99 + 0,139) + 2200 \cdot 1138 \cdot 1,04 \cdot 0,035 = 465428$$

Суммарное тяговое усилие, необходимое для перемещения обеих ветвей ленты конвейера.

$$S_{н-с} = W_{пор} + W_{zp}, \text{ Н,}$$

$$S_{н-с} = 465428 - 6495 = 458933 \text{ Н,}$$

Минимальное натяжение ленты на грузе ветви.

$$S_{\min} = 8 \cdot (q_l + q_2) \cdot l_{pg}, \text{ Н,}$$

$$S_{\min} = 8 \cdot (245 + 2428) \cdot 1,1 = 235224 \text{ Н,}$$

Усилие сцепления барабана с лентой.

$$S_{сц} = \frac{S_{н-с} \cdot k_t \cdot \delta_2}{e^{\mu \alpha_2} - 1}, \text{ Н,}$$

где $k_t = 1,35$ - коэффициент запаса тяговой способности привода [6];

$e = 2,72$ – основание натуральных логарифмов;

$\mu = 0,5$ - коэффициент сцепления ленты с приводным барабаном [6, табл. 5.1];

$\alpha_2 = 220^\circ = 3,85$ рад - угол обхвата приводного барабана лентой для трехбарабанного привода;

$\delta_2 = 0,3$ – доля второго и третьего приводного барабана в передаче общего тягового усилия при передаче общего тягового усилия;

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

$$S_{cy} = \frac{458933 \cdot 1,35 \cdot 0,3}{2,72^{0,53,85} - 1} = 31699 \text{ Н},$$

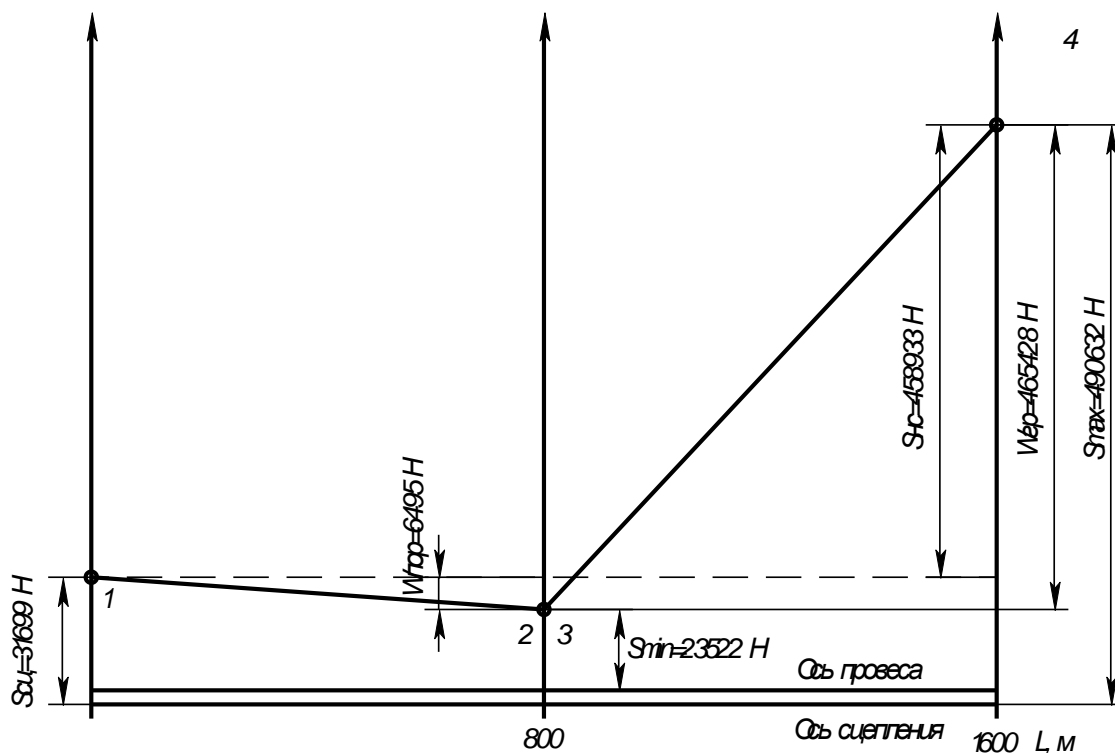


Рис.3.10. Диаграмма натяжения ленты.

Принимаем главной ось сцепления, отсчет максимального натяжения ленты производим от нее:

$$S_{\max} = S_{н-с} + S_{cy}, \text{ Н},$$

$$S_{\max} = 458933 + 31699 = 490632 \text{ Н},$$

Разрывное усилие ленты

$$S_{\text{раз}} = B \cdot \sigma_{\text{вр}} \cdot i, \text{ кН},$$

где $\sigma_{\text{вр}} = 2000 \text{ Н/мм}$ – разрывная прочность ленты;

$i = 5$ – количество прокладок ленточного полотна;

$$S_{\text{раз}} = 1600 \cdot 2000 \cdot 5 = 16 \cdot 10^3 \text{ кН},$$

Запас прочности ленты

									Лист
									51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217037 РТ.ПЗ				

$$n = \frac{S_{раз}}{S_{max}} \geq [n],$$

где $[n] = 6$ – допустимый запас прочности ленты [6];

$$n = \frac{16 \cdot 10^6}{491 \cdot 10^3} = 33 \geq 6 - \text{условие выполняется}$$

Мощность привода необходимая

$$P_p = \frac{S_{н-с} \cdot V \cdot k_3}{1000 \cdot \eta}, \text{кВт}$$

где $k_3 = 1,15$ – коэффициент запаса мощности [6];

$$P_p = \frac{458933 \cdot 4,5 \cdot 1,15}{1000 \cdot 0,86} = 2762 \text{ кВт}$$

Принимаем ленточный конвейер 5ЛЛ1600-П с 3 приводами по 1000 кВт: 2 на головной ленточного конвейера и 1 на промежуточном приводе ленточного конвейера.

3.4 Вспомогательный транспорт. Типы и количество средств для транспортирования людей, материалов, оборудования

Назначением вспомогательного транспорта является перевозка оборудования, материалов и людей в пределах горного предприятия.

Для транспортирования людей, леса, металлокрепи и других материалов в подземных горных выработках с углом наклона $\pm 25^\circ$ в проекте предусмотрена подвесная дизельная монорельсовая дорога. Подвесной дизель-гидравлический локомотив DLZ110F применяется в качестве тягового устройства при транспортировке материалов и перевозке людей на монорельсовых подвесных дорогах профиля ДП-155У в выработках с углом наклона пути не более 25° [6]

Технические параметры локомотива DLZ110F:

Тип двигателя ZETOR 1404-turbo (для горной среды)

Вид двигателя с воспламенителем, с прямым впрыском топлива

Макс. мощность 81 кВт

Номинальные обороты 2300 мин⁻¹

Количество цилиндров 4

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
						52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Расход топлива (макс. мощность)	255 г/кВтч
Топливо	моторная солярка
Охлаждение	водяное
Содержание NOx в выхлопных газах	макс. 350 ppm (0,035%)
Объем охлаждающего состава	30 литров
Объем топливного бака	60 литров
Макс. давление в гидравлическом контуре	34 МПа
Диаметр приводных колес	350 мм
Номинальное напряжение	28 В
Рабочие температуры	0 - 40°C
Макс. наклон подвесного пути	25°

Проектом предусматривается применение мощного дизелевоза DZ 2200 (производство Германия) фирмы Scharf.

Дизелевоз DZ 2200 универсален: он способен передвигаться как по напочвенной, так и по подвесной монорельсовой дороге – по балке с реечным зацеплением, обеспечивающим равномерное движение без остановок даже на крутых уклонах.

Дизелевоз DZ 2200 удобен в управлении: вместо стандартного рычага и педалей в кабине установлен плавный легкоуправляемый джойстик.

Тяговое усилие дизелевоза «DZ 2200» – 380 килоньютон. Благодаря такому тяговому усилию, этот дизелевоз может перевозить грузы массой до 50 тонн и работать на углах с наклоном до 30 градусов.

В отличие от своих предшественников новый дизелевоз более экологичен: концентрация его выхлопных газов в семь раз меньше предельно допустимой. Еще одно выгодное отличие новой техники – использование для очистки выхлопных газов многоступенчатой системы сухих фильтров. Это позволяет эксплуатировать машину на поверхности шахты даже в зимнее время при низкой температуре воздуха [].

Проектом предусматривается сквозная дизелевозная доставка вспомогательных грузов с поверхности до очистного и подготовительных забоев.

3.5 Транспортный комплекс поверхности

На поверхностном технологическом комплексе уголь бульдозерами Т-35, ТД-40С формируется по угольному складу, а так же подается на питатель. С питателя при ленточными конвейерами 1ЛТ1000А, 1ЛТ1200А грузится в вагоны.

хема поверхностного технологического комплекса приведена на рис.3.11.

[6]

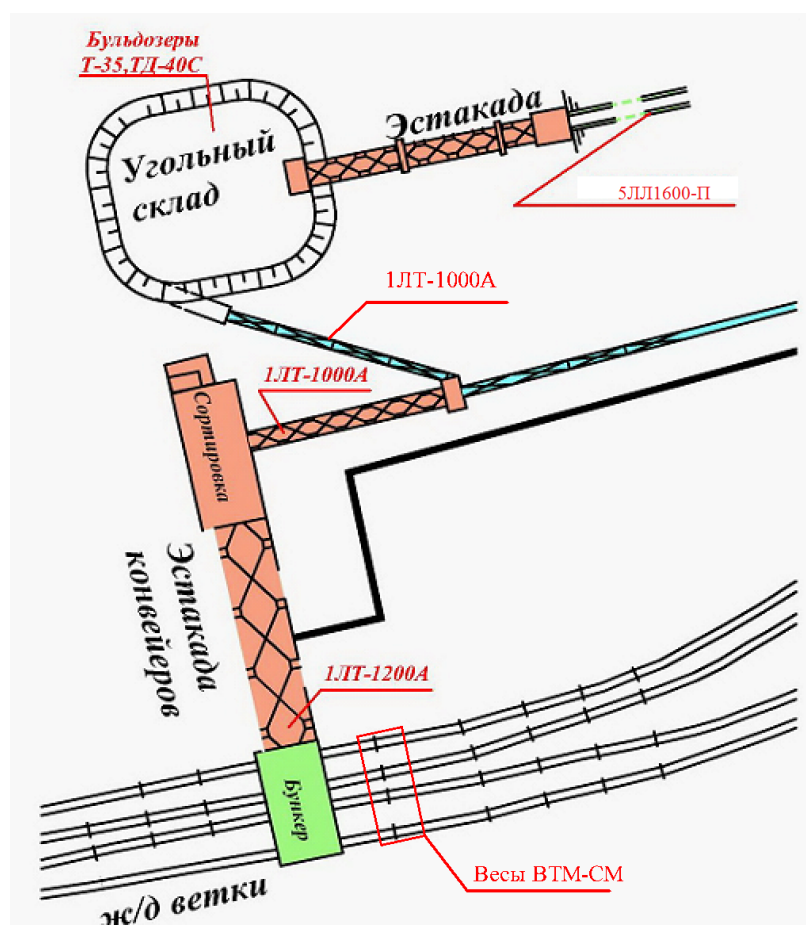


Рис.3.11. Схема поверхностного технологического комплекса

					ВКР 21.04.05.09.217037 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

4. Стационарные установки

4.1 Подъемные установки.....	56
4.2 Водоотлив.....	57
4.3 Вентиляторная установка.....	58
4.4 Калориферная установка.....	62

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 СТ.ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>	<i>Кутиков П.В</i>				<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Кожухов Л.Ф</i>					55	15
<i>Зав.каф</i>	<i>Шахманов В.Н</i>				<i>Стационарные установки</i> <small>КузГТУ каф. ТикМГР ГЭСд-171.2</small>		
.							

4.1 Подъемные установки

На пласту 50 шахты имени В.Д.Ялевского вскрытие шахтного поля производится посредством наклонных стволов, поэтому клетевой и скиповой подъемы не используются [1].

От основного (флангового) путевого ствола до участков люди, материалы и оборудование доставляются посредством монорельсовая дизелевозная дорога ДП-155У с локомотивами чешской фирмы «Ferrit» типа DLZ 110F с подъемными устройствами типа MHZZ10-DUO. Техническая характеристика локомотива DLZ 110F приведена в таблице 4.1.

Для перевозки рабочих по участковым выработкам используются пассажирские кабины, при перевозке оборудования и материалов к локомотиву присоединяются грузовые тележки. Доставка грузов с массой, превышающей грузоподъемность дизелевозного транспорта (очистные комбайны, крепи сопряжений и прочее), предусматривается перевозить в разобранном по блокам виде.

Таблица 4.1.

Техническая характеристика локомотива DLZ 110F

Основные параметры	Значения параметров
Тип двигателя	ZETOR 1404 – турбо использования РВ
Вид двигателя	С воспламенением от сжатия, с непосредственным впрыском топлива
Максимальная мощность	81 кВт
Установленные обороты	2300 мин ⁻¹
Количество цилиндров	4
Количество приводов	4 с возможностью отключения 1
топливо	Дизельное
Расход топлива	255 г/кВт*ч
Объем топливного бака	60 л
Охлаждение	Водяное
Тормоза	Колодочные, гидро-механические
Максимальное тяговое усилие	100 кН
Максимальная скорость	7,2 км/ч при 4 приводах
Рабочие температуры	От 0 до 40°
Минимальный радиус поворотов: горизонтальный	4 метра
вертикальный	8 метров
Максимальный наклон подвесной дороги	25°

Подвесной локомотив является тяговым устройством для составов, движущихся по подвесной монорельсовой дороге с приводом от дизельного двигателя и с гидромеханической передачей на тяговые колеса [8].

Локомотив состоит из четырех секций: двух кабин, расположенных по концам локомотива, моторного блока с двумя приводными парами и двух дополнительных приводных пар. Отдельные части локомотива соединены посредством тяг.

Топливную и гидравлическую часть составляет комбинированная емкость топлива и гидравлического масла, помещенная в задней части двигателя.

Для перевозки людей и грузов по путевому стволу пласта 50 с основной промплощадки проектом строительства шахты предусматривается введение в эксплуатацию напочвенной зубчатой дороги НЗД-600/900 [8].

4.2 Водоотлив

На период отработки лавы 5003 предусматривается фланговый водоотлив на гор. -20м, эксплуатация которого производится по отдельно разработанному паспорту.

Конфигурация водосборников представляет собой две несоединенные между собой выработки, пройденные диагонально с вентиляционного штрека 5004 на фланговый конвейерный ствол пл.50 суммарной емкостью 1800м³. Вода из выработанного пространства лавы самотеком поступает в водосборники №1, 2. Часть водопритоков поступает в водосборник с подготовительных забоев выработок, располагающихся ниже, с помощью насосов типа 1В20/10, 6Ш/8, ВШН-150, Flygt BS 2201 перекачным способом [9].

На I этапе отработки лавы 5003 (ожидаемый водоприток составляет 30м³/час) откачка воды осуществляется из одного рукава водосборника из-за водоупорной дамбы 2-мя насосами ЦНС-300/420 (производительность насосов 300 м³/час.). На II этапе отработки лавы 5003 (ожидаемый максимальный

					<i>ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		57

водоприток составляет до 130м³/час) выдача шахтной воды осуществляется из двух рукавов-водосборников из-за водоупорных дамб 4-мя насосами ЦНС-300/420. Откачка воды из флангового водоотлива гор.-20м производится по двум обособленным трубопроводам с наружным диаметром 273мм, проложенным по фланговому конвейерному стволу пл.50, вентиляционному штреку 5004 на путевой фланговый ствол пл.50, фланговому вентиляционному квершлагоу на путевой ствол пл.52 ФПП и далее по существующей системе трубопроводов на поверхность в очистные сооружения шахтных вод [9].

4.3 Вентиляторная установка

4.3.1 Исходные данные для проектирования

Требуемая подача установки – $Q_m = 60 \text{ м}^3/\text{с}$

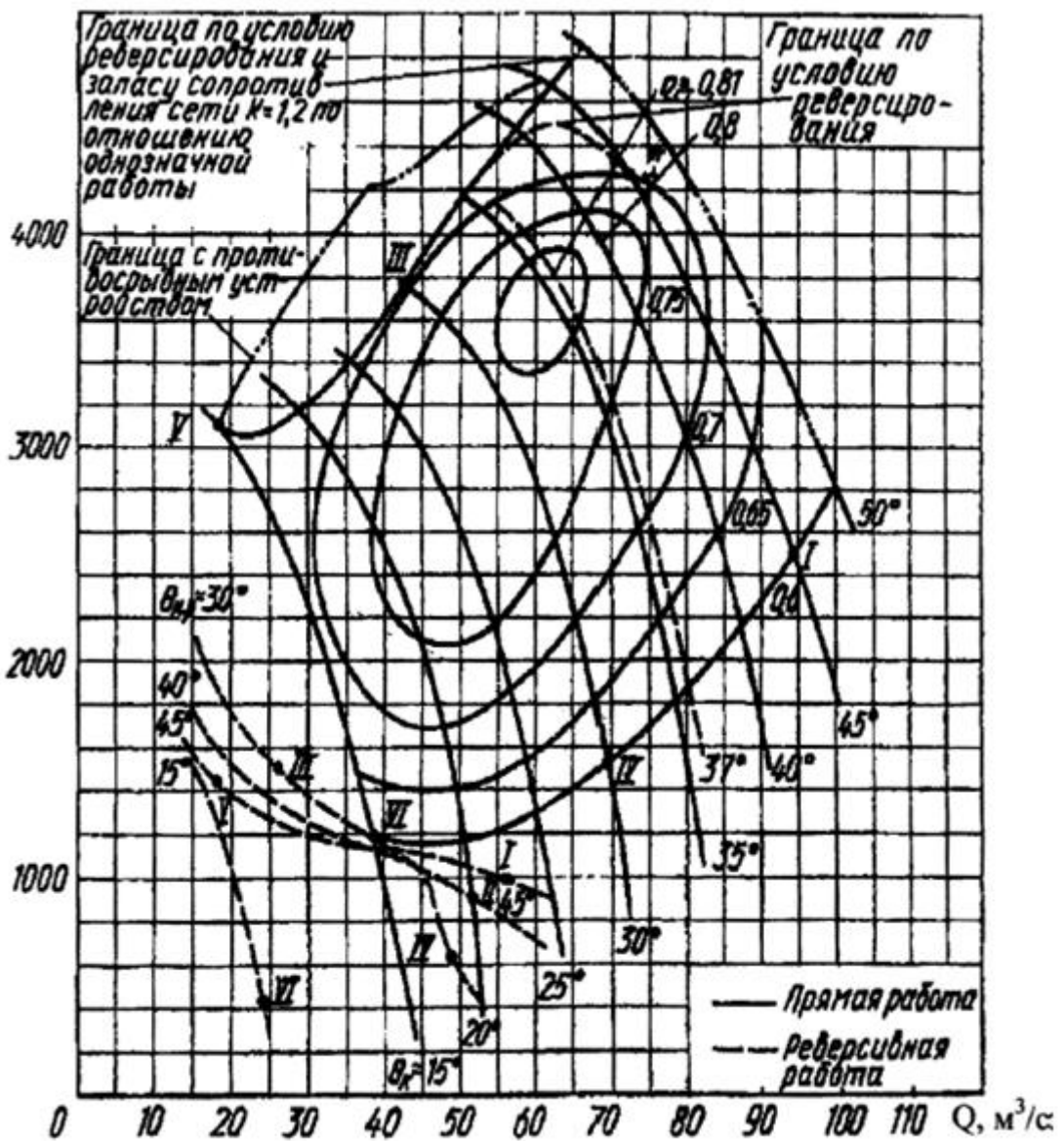
Минимальное давление – $h_{min} = 170 \text{ даПа}$

Максимальное давление – $h_{max} = 260 \text{ даПа}$

По значениям Q, H_{min}, H_{max} , по графикам рабочих зон осевых вентиляторов принимаем вентилятор ВВД-18 с частотой 500 об/мин.

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$P_{ст}, Па$



Аэродинамические характеристики вентилятора ВОД-18.
Частота вращения – 1000 мин⁻¹.

Рисунок 4.2 характеристика вентилятора

4.3.2 Характеристики вентиляторной сети

При минимальном и максимальном давлениях сопротивление сети:

$$R_{\min} = \frac{h_{\min}}{Q^2} = \frac{1700}{60^2} = 0,472 \quad (4.1)$$

$$R_{\max} = \frac{h_{\max}}{Q^2} = \frac{2600}{60^2} = 0,72 \quad (4.2)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Откуда характеристики сети:

$$p_{\min} = 0,472 \cdot Q^2 \quad (4.3)$$

$$p_{\max} = 0,72 \cdot Q^2 \quad (4.4)$$

По этим уравнениям на аэродинамической характеристике вентиляторной установки ВОД – 30 строим характеристики 1 и 2 по точкам, рассчитанным для значений Q от 0 до 1.25 требуемой подачи:

Таблица 4.2.

Характеристики вентиляторной установки ВОД - 30

Q	0	5	10	15	20	25	30	35	40
P_a	0	11,8	47,2	106,2	188,8	295	424,8	578	755
P_b	0	18	72	162	288	450	648	882	1152
45	50	55	60	65	70	75	80	85	90
955,8	1180	1427,8	1699,2	1994,2	2312,8	2655	3020,8	3410,2	3823,2
1458	1800	2178	2592	3042	3528	4050	4608	5202	5832

4.3.3 Определение рабочих режимов

Через точки a и b заданных режимов проводим прямую линию. Ввиду отсутствия пересечения линии ab с характеристикой вентилятора, устанавливаем что весь срок службы вентилятор будет работать при одном угле установки лопастей на рабочих колесах $\theta = 30^\circ$, при котором начнется эксплуатация вентилятора - режим d ($Q_d = 66 \text{ м}^3/\text{с}$; $p_d = 2120 \text{ Па}$; $\eta_d = 0,65$), окончание работы – режим e ($Q_e = 62 \text{ м}^3/\text{с}$; $p_e = 2740 \text{ Па}$; $\eta_e = 0,75$) [8].

4.3.4 Резерв подачи вентилятора

Определяется режимами k ($Q_k = 80 \text{ м}^3/\text{с}$; $p_k = 3450 \text{ Па}$) и n ($Q_n = 75 \text{ м}^3/\text{с}$; $p_n = 4150 \text{ Па}$) при характеристиках 1 и 2 вентиляционной сети и угле установки лопастей на рабочих колесах $\theta = 45^\circ$ [8]:

$$\Delta Q_1 = \frac{Q_k - Q_a}{Q_a} = \frac{84 - 60}{60} 100 = 40\%$$

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\Delta Q_2 = \frac{Q_n - Q_a}{Q_a} = \frac{75 - 60}{60} 100 = 25\%$$

$\Delta Q_{cp} = 32,5\%$, что соответствует нормативному $\Delta Q_{cp} \geq 20\%$.

4.3.5 Реверсирование вентиляционной струи

Обеспечивается изменением направления вращения ротора вентилятора с одновременным поворотом лопаток промежуточного направляющего и спрямляющего аппаратов. При этом подача вентилятора в режимах d' и e' равна 40 и 45 м³/с, что составляет соответственно 61 и 67 % заданной подачи. Тем самым удовлетворяется условие реверса «производительность вентилятора должна составлять не менее 60% по сравнению с нормальным режимом проветривания».

4.3.6 Выбор синхронных двигателей

Мощность двигателя в начале и в конце срока службы будет определяться параметрами режима работы в точках « d » и « e » соответственно [8]:

$$N_{\min} = \frac{Q_d \cdot P_d}{1000 \cdot \eta_d} = \frac{66 \cdot 2120}{1000 \cdot 0,67} = 208,8 \text{ кВт} \quad (4.5)$$

$$N_{\max} = \frac{Q_n \cdot P_n}{1000 \cdot \eta_n} = \frac{75 \cdot 4150}{1000 \cdot 0,73} = 426,4 \text{ кВт} \quad (4.6)$$

Таблица 4.3.

Технические данные выбранного электродвигателя [1].

Обозначение электродвигателя	A4-450X-6 У3
Мощность N, кВт	630
Частота вращения, об/мин	970
Тип электродвигателя	асинхронный
Напряжение U, В	6000

4.3.7 Среднегодовой расход электроэнергии

$$W_{\Gamma} = \frac{Q_{\text{ср}} p_{\text{ср}} n_{\text{ч}} n_{\text{д}}}{1000 \eta_{\text{д}} \eta_{\text{л}} \eta_{\text{с}}} = \frac{64,5 \cdot 2400 \cdot 24 \cdot 365}{1000 \cdot 0,7 \cdot 0,92 \cdot 0,95} = 2216489,1 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Средний КПД

$$\eta_{\text{ср}} = \frac{\eta_{\text{д}} + \eta_{\text{л}}}{2} = \frac{0,65 + 0,75}{2} = 0,7 \quad (4.7)$$

Среднее давление

$$P_{\text{ср}} = \frac{P_{\text{д}} + P_{\text{л}}}{2} = \frac{2100 + 2700}{2} = 2400 \quad (4.8)$$

Средняя подача

$$Q_{\text{ср}} = \frac{Q_{\text{д}} + Q_{\text{л}}}{2} = \frac{67 + 65}{2} = 64,5 \quad (4.9)$$

4.4 Калориферная установка

4.4.1 Расчет калориферной установки

Исходные данные:

- производительность $L_{\text{в}} = 275 \text{ м}^3/\text{с}$;
- температурный интервал нагрева воздуха:

$$t'_{\text{в}} = -55^{\circ}\text{C}; \quad t''_{\text{в}} = +10^{\circ}\text{C}.$$

Принимаем решение – КУ монтировать калориферами типа КС_к-4-11-01. Это калорифер с накатанными ребрами с биметаллической трубкой. Эти калориферы обладают повышенными показателями теплосъема по сравнению с другими типами.

Технические характеристики калорифера:

- площадь нагрева $F_{\text{с}} = 6,3 \text{ м}^2$;

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

- число ходов по теплоносителю – 8;

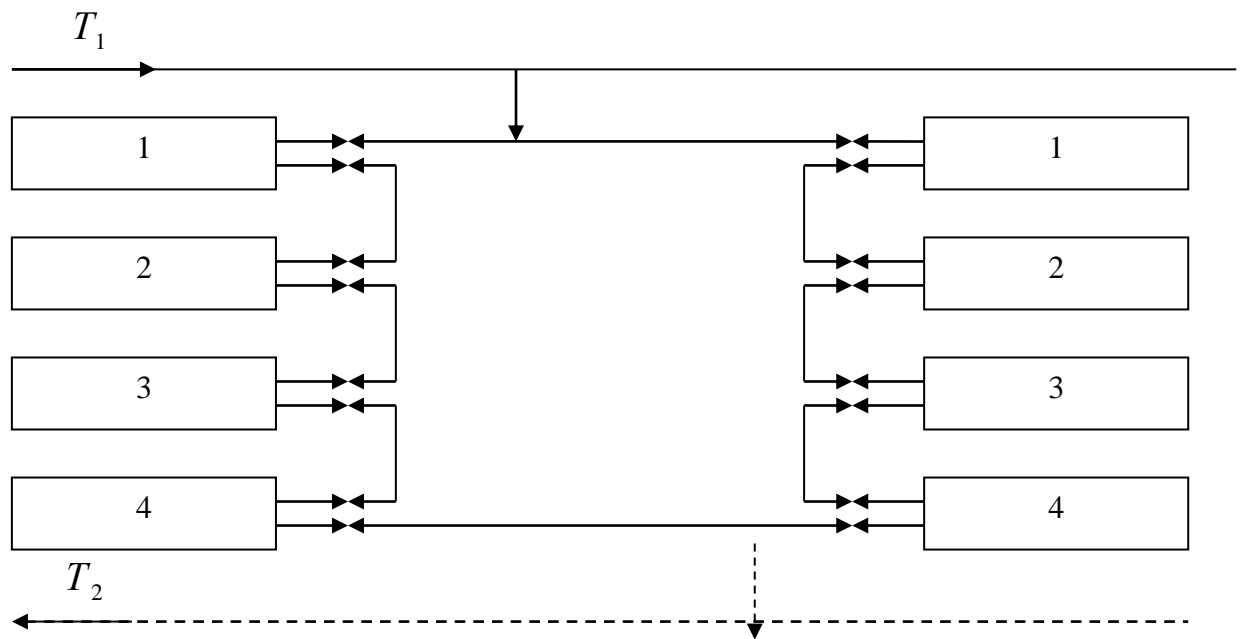


Рисунок 4.3. Схема компоновки калориферной секций стояками в установке:

1, 2, 3, 4 – калориферные секции последовательно соединенные в стояк,
 $m = 4$; I, II, ... n – стояки, параллельно присоединенные к теплосети.

Количество стояков

$$n = \frac{N}{m} = \frac{156}{4} = 39 \text{ стояков}$$

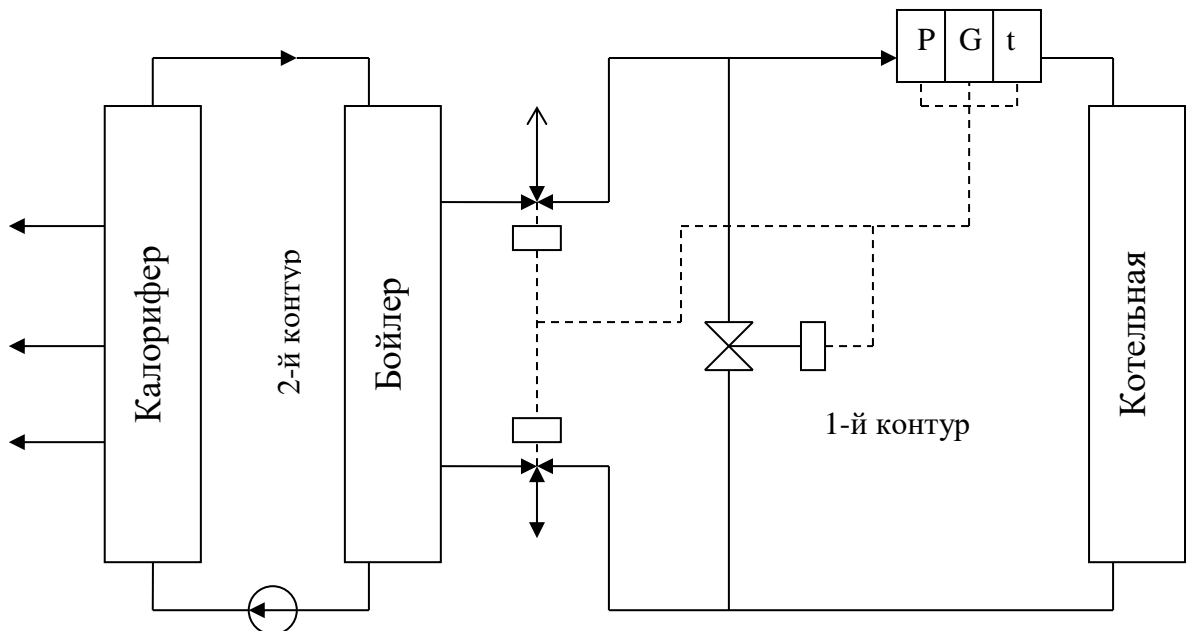


Рисунок 4.4. Схема двухконтурной системы теплоснабжения калориферной установки

Согласно температуре греющего антифриза определяется методом подбора [8]:

$$\frac{\Delta \bar{t}_L}{\Delta t_b^a} = \frac{Q^{1-b} (c_{p_a} \rho_a f_t)}{(\rho v)^a A m n^{1-b} F_C};$$

где c_{p_a} – средняя массовая изобарная теплоемкость теплоносителя, $c_{p_a} = 3,45 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$; ρ_a – плотность теплоносителя, $\rho_a = 1060 \text{ кг}/\text{м}^3$; A, b, a – коэффициент и показатели в выражении расчета коэффициента теплопередачи k, соответственно $A = 15,96$, $a = 0,51$, $b = 0,17$; $\Delta \bar{t}_L$ – температурный напор между теплоносителем и воздухом на поверхности теплообменной трубки калорифера; $\Delta t_a = t'_a - t''_a$ – разность температур греющего теплоносителя.

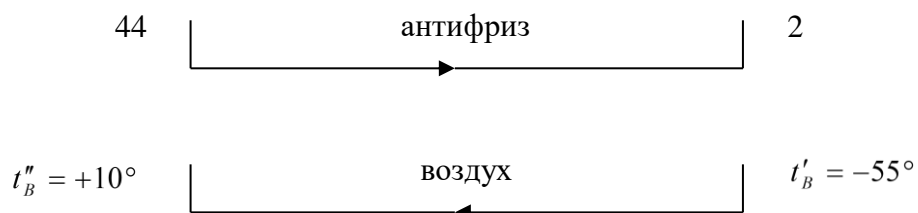


Рисунок 4.5. Общая противоточная схема теплообмена на секциях

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ

Лист

64

$$\Delta t_M = t'_a - t''_B ;$$

$$\Delta t_B = t''_a - t'_B ;$$

$$\Delta \bar{t}_L = \frac{\Delta t_B - \Delta t_M}{\ln \frac{\Delta t_B}{\Delta t_M}}$$

$$\frac{\Delta \bar{t}_L}{\Delta t_b^a} = \frac{(23,19 \cdot 10^6)^{1-0,17} (3450 \cdot 1060 \cdot 0,00171)^{0,17}}{4^{0,51} \cdot 15,96 \cdot 4 \cdot 30^{1-0,17} \cdot 90,4} = 23,42$$

Искомые температуры:

$$t'_a = +44^\circ\text{C} ;$$

$$t''_a = +2^\circ\text{C} .$$

$$\Delta t_a = t'_a - t''_a = 44 - 2 = 42^\circ\text{C}$$

Температурный напор $\Delta \bar{t}_L$ при $t'_g = -55^\circ\text{C}$, $t''_g = +10^\circ\text{C}$ будет равен:

$$\Delta t_M = t'_a - t''_g = 44 - 10 = 34^\circ\text{C} ;$$

$$\Delta t_b = t''_a - t'_g = 2 - (-55) = 57^\circ\text{C} ;$$

$$\Delta \bar{t}_L = \frac{\Delta t_b - \Delta t_M}{\ln \frac{\Delta t_b}{\Delta t_M}} = \frac{57 - 34}{\ln \frac{57}{34}} = 44,51^\circ\text{C} .$$

Отношение будет равно:

$$\frac{\Delta \bar{t}_L}{\Delta t_b^a} = \frac{44,51}{42^{0,17}} = 23,58$$

Полученная величина 23,58, с достаточной, для инженерных расчетов степенью точности, близка требуемой 23,42.

Окончательно принимаем температуры антифриза:

$$t'_a = +44^\circ\text{C} ;$$

$$t''_a = +2^\circ\text{C}$$

Определяем число секций в калориферной установке по теплосъему.

Расход антифриза через КУ:

$$V_a = \frac{Q_P}{c_{Pa} (t'_a - t''_a) \rho_a} = \frac{23,19 \cdot 10^6}{3450 \cdot (44 - 2) \cdot 1060} = 0,151 \text{ м}^3 / \text{с}$$

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Скорость прохождения антифриза по теплообменным трубкам стояков калориферных секций:

$$W = \frac{V}{n \cdot f_T} = \frac{0,151}{39 \cdot 0,00171} = 2,26 \text{ м/с}$$

Коэффициент теплопередачи КУ:

$$k = 15,96 \cdot (\rho v)^{0,51} W^{0,17};$$

$$k = 15,96 \cdot 4,0^{0,51} \cdot 2,26^{0,17} = 37,19 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}.$$

Расчетное число секций по теплообмену:

$$N^T = \frac{Q_p}{k \cdot \Delta t_n \cdot F_e} = \frac{23,19 \cdot 10^6}{37,19 \cdot 44,51 \cdot 90,4} = 154,97 \text{ секций}$$

Окончательно принимаем большее расчетное число секций, рассчитанное по теплообмену $N = 156$ секций.

4.4.2 Расчет промежуточного теплообменника КУ

Для подогрева антифриза во втором контуре системы теплоснабжения КУ принимаем пластинчатый теплообменник марки Р-06.

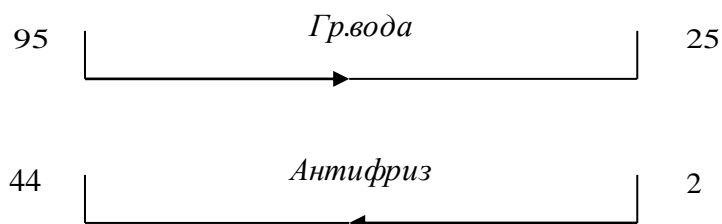


Рисунок 4.6 Схема теплообмена

Перепад температур между теплоносителями:

$$\Delta t_g = 95 - 25 = 70^\circ \text{C};$$

$$\Delta t_a = 44 - 2 = 42^\circ \text{C};$$

$$\Delta t_{\theta} = 95 - 44 = 51^{\circ}\text{C} ;$$

$$\Delta t_M = 25 - 2 = 23^{\circ}\text{C}$$

$$\Delta \bar{t}_{\text{л}} = \frac{\Delta t_B - \Delta t_M}{\ln \frac{\Delta t_B}{\Delta t_M}} = \frac{51 - 23}{\ln \frac{51}{23}} = 35,2^{\circ}\text{C}$$

Технические характеристики

пластинчатого теплообменника марки Р-06 [1]

Рабочее давление в аппарате Р, МПа	1,0
Максимально допустимое гидравлическое сопротивление Р, МПа	
– по стороне греющей воды	0,15
– по стороне антифриза	0,15
Располагаемый перепад давления ΔP , кПа	–52
Теплофизические свойства антифриза:	
– $\Delta t_a = 0,5 \cdot (t'_a + t''_a) = 0,5 \cdot (42 + 2)$	22
– теплоемкость, кДж/кг	3,45
– коэффициент теплопроводности λ_a , Вт/($\text{м}^2 \cdot \text{К}$)	0,555
– плотность ρ_a , кг/м	1060
– критерий Прандтля Pr_a .	1,95
– коэффициент кинематической вязкости ν_a , $\text{м}^2/\text{с}$	$0,326 \cdot 10^{-6}$
Теплофизические свойства греющей воды:	
– $\Delta t_{\theta} = 0,5 \cdot (95 + 25)$	60
– теплоемкость, кДж/кг	4,19
– коэффициент теплопроводности $\lambda_{\text{вд}}$, Вт/($\text{м}^2 \cdot \text{К}$)	0,659
– плотность $\rho_{\text{вд}}$, кг/м	989
– критерий Прандтля $Pr_{\text{вд}}$.	1,72
– коэффициент кинематической вязкости $\nu_{\text{вд}}$, $\text{м}^2/\text{с}$	$0,265 \cdot 10^{-6}$
Теплообменник комплектуется из пластин типа	0,6
Угол пересечения вершин горф	120°
Площадь поверхности теплообмена $F_{\text{пл}}$, м^2	0,6
Диаметр межпластинчатого канала d_3 , м	0,008
Площадь сечения одного канала f_k , м^2	$2,45 \cdot 10^{-3}$
Приведенная длина канала l_k , м	1,01
Теплопроводность материала пластин λ_m , Вт/($\text{м}^2 \cdot \text{К}$)	50,5

1. Расход греющей воды через КУ для обеспечения расчетной мощности:

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$V_{\text{вод}} = \frac{Q_p}{c_{p_{\text{вод}}} (t'_{\text{вод}} - t''_{\text{вод}}) \rho_{\text{вод}}} = \frac{23,19 \cdot 10^6}{4190 \cdot (95 - 25) \cdot 989} = 0,08 \text{ м}^3 / \text{с}$$

2. Расход антифриза

$$V_a = \frac{23,19 \cdot 10^6}{3450 \cdot (44 - 2) \cdot 1060} = 0,151 \text{ м}^3 / \text{с}$$

3. Ожидаемая скорость движения антифриза в каналах теплообменника:

$$W_a = 2 \cdot \sqrt[3]{\frac{k \cdot \Delta \bar{t}_L \cdot \Delta P_a}{c_{p_a} (t' - t'') \rho_a^2 \cdot \xi}} = 2 \cdot \sqrt[3]{\frac{4030 \cdot 35,2 \cdot 0,052 \cdot 10^6}{3450 \cdot (44 - 2) \cdot 1060^2 \cdot 1,95}} = 0,571 \text{ м} / \text{с}$$

где k – коэффициент теплопередачи, ориентировочно принимается

$k = 4030 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$; ξ – коэффициент гидравлического сопротивления

единицы относительно длины канала $\xi = 1,95$.

4. Число каналов в пакете:

$$m_a = \frac{V_a}{W_a \cdot f_K} = \frac{0,151}{0,571 \cdot 2,45 \cdot 10^{-3}} = 108 \text{ каналов}$$

Принимаем симметричную компоновку теплообменника по воде и антифризу:

$$m_a = m_e = 108 \text{ каналов.}$$

5. Общее живое сечение каналов в пакете по ходу теплоносителей:

$$f_a = f_e = 108 \cdot 0,00245 = 0,265 \text{ м}^2$$

6. Ожидаемая скорость движения воды по каналам:

$$W_e = \frac{V_e}{f_K} = \frac{0,08}{0,265} = 0,302 \text{ м} / \text{с}$$

7. Ожидаемая скорость движения антифриза по каналам:

$$W_a = \frac{V_a}{f_K} = \frac{0,151}{0,265} = 0,57 \text{ м} / \text{с}$$

Получили полное совпадение с ожидаемой скоростью движения антифриза в каналах теплообменника.

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
						68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8. Расчет коэффициента теплоотдачи по воде:

– критерий Рейнольдса

$$Re_{\text{вод}} = \frac{W_B d_{\text{э}}}{\nu_{\text{вод}}} = \frac{0,302 \cdot 0,008}{0,265 \cdot 10^{-6}} = 91321;$$

– критерий Нуссельта

$$Nu_{\text{вод}} = 0,135 Re_B^{0,73} Pr_B^{0,43} = 0,135 \cdot 913208^{0,73} \cdot 1,72^{0,43} = 132,7;$$

– коэффициент теплоотдачи

$$\alpha_{\text{вод}} = \frac{Nu_{\text{вод}} \cdot \lambda_{\text{вод}}}{d_{\text{э}}} = \frac{132,7 \cdot 0,659}{8 \cdot 10^{-3}} = 10931 \text{ Bm} / (\text{m}^2 \cdot \text{K})$$

9. Расчет коэффициента теплоотдачи по антифризу:

– критерий Рейнольдса

$$Re_a = \frac{W_a d_{\text{э}}}{\nu_{\text{вод}}} = \frac{0,57 \cdot 0,008}{0,326 \cdot 10^{-6}} = 13987,8;$$

– критерий Нуссельта

$$Nu_a = 0,135 Re_a^{0,73} Pr_a^{0,43} = 0,135 \cdot 13987,8^{0,73} \cdot 1,95^{0,43} = 191,2;$$

– коэффициент теплоотдачи

$$\alpha_a = \frac{Nu_a \cdot \lambda_a}{d_{\text{э}}} = \frac{191,2 \cdot 0,555}{8 \cdot 10^{-3}} = 13264,5 \text{ Bm} / (\text{m}^2 \cdot \text{K})$$

10. Расчет коэффициента теплопередачи аппарата:

$$k = \left(\frac{1}{\alpha_{\text{вод}}} + \frac{\delta}{\lambda} + \frac{1}{\alpha_a} \right)^{-1} = \left(\frac{1}{10931} + \frac{0,001}{50} + \frac{1}{13264,5} \right)^{-1} = 5350 \text{ Bm} / (\text{m}^2 \cdot \text{K})$$

11. Расчетная площадь поверхности теплообмена аппарата:

$$F_{\text{ан}} = \frac{Q_P}{k \cdot \Delta \bar{t}_l} = \frac{23,19 \cdot 10^6}{5350 \cdot 35,2} = 152,23 \text{ m}^2$$

С учетом загрязнения, принимаем пластинчатый теплообменник с поверхностью теплообмена 180 м².

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

12.Количество пакетов в теплообменнике:

$$\chi = \frac{F_{АП} + F_{П}}{2mF_{П}} = \frac{180 + 0,6}{2 \cdot 108 \cdot 0,6} = 0,84$$

Принимаем 1 пакет.

Окончательно по расчетным данным принимаем аппарат типа НН№65-ТС
16/4-229 ТКТМ38 в количестве 1 шт.

					ВКР 21.04.05.09.217037 СТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

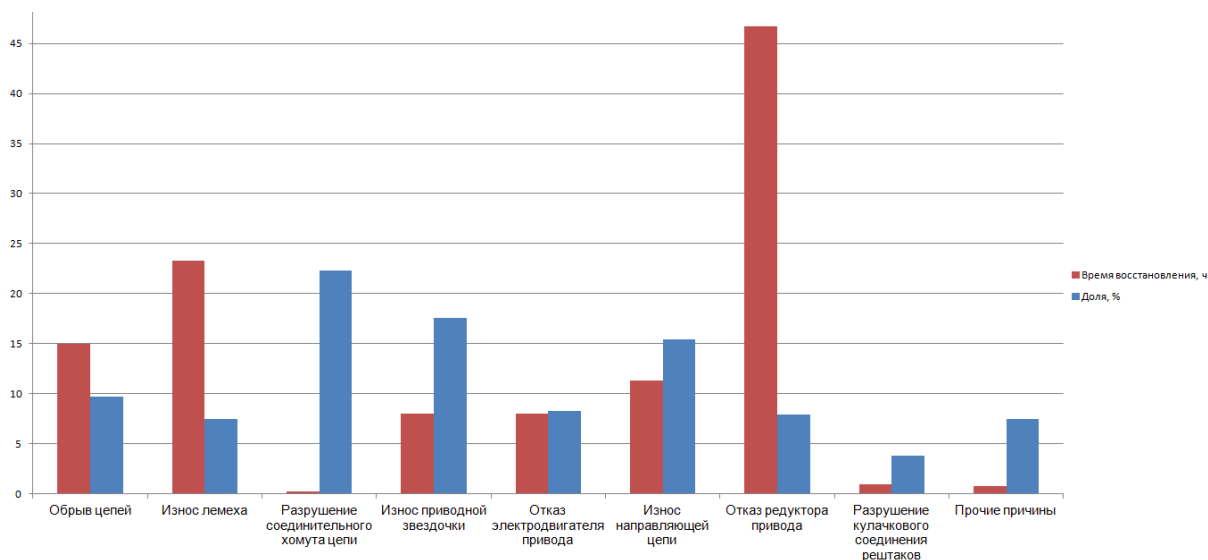


Рисунок 5.2 – Анализ времени восстановления скребкового забойного конвейера

Слабым местом конвейерных рештаков при работе в подземных условиях является износ. Очевидно, что транспортировка миллионов тонн угля из очистного забоя приводит к возникновению значительного износа.

Применение стальных рештаков в скребковых конвейерах обусловлено необходимостью создания высокой прочности и жесткости конструкции. По направляющим, закрепленным на рештачном ставе передвигается очистной комбайн.

Данные практики показывают, что существенную долю отказов и время необходимое для ремонта имеет отказ направляющей цепи. Фото отказов приведено на рисунках 5.3 – 5.4.



Рисунок 5.3 – Износ направляющей решетки с забойной стороны



Рисунок 5.4 – Износ направляющей решетки с завальной стороны

Многие отказы взаимосвязаны, из-за износа направляющей цепи, начинается выскакивание цепи из направляющей, ломается соединительный хомут цепи, по

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

этой причине хомут попадает в приводную звездочку, из-за чего происходит обрыв цепи.

Таким образом, сокращение простоев по причине износа направляющих цепей является весьма актуальной задачей. Что поможет снизить простои, и поломки скребкового конвейера.

5.2. Анализ существующих способов повышения долговечности рештачного става

Долговечность рештачного става зависит от нескольких факторов, одним из которых является абразивность горных пород. Как показано в работе [1], Абразивность угольных пластов и угольной массы определяет способность изнашивать контактирующие материалы. За показатель абразивности ra (мг/км) принимается массовый износ эталонного образца, отнесенный к пути трения. Оценка абразивности угольных пластов осложнена тем, что они являются многокомпонентным телом, составляющие которого могут на порядки отличаться друг от друга по изнашивающей способности (таблица 5.1) [2]. Величина абразивности влияет, в первую очередь, на средний срок службы и удельный расход породоразрушающего инструмента очистных комбайнов. Перемещение горной массы по рештакам забойных скребковых конвейеров (ЗСК) при транспортировании обуславливает интенсивный износ последних, что также отражается на надежности ОМК в целом.

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

Таблица 1.1 – Абразивность компонентов угольных пластов

Наименование компонента пласта	Характеристика компонента пласта	Среднее значение абразивности, ρ_a , мг/км
Уголь	Чистый слабоминерализованный	30
	Минерализованный	70
	С малым содержанием включений пирита	100
	С высоким содержанием пирита	150
Прослойки	Аргиллит углистый	50
	Аргиллит	150
	Аргиллит пиритизированный	250
	Алевролит	490
	Алевролит-песчаник	2500
	Песчаник	5800
Включения	Карбонатные	220
	Карбонатно-пиритные	1100
	Пиритные	3100
	Кремнистые	24300

В работе авторов Морозова В.И, Скурвидас А.К. показано, что повышение долговечности горношахтного оборудования связано с обеспечением равноресурсности рабочих поверхностей у детали, равноресурсности деталей в сборочной единице, равноресурсности или кратности ресурсов сборочных единиц в узле и агрегате [3].

Долговечность деталей горношахтного оборудования может быть обеспечена качественной термообработкой, гарантирующей получение заданных свойств. Для этого необходимо внедрять прогрессивные способы термической обработки (например, нагрев в защитных контролируемых атмосферах) [3].

Способы повышения прочности металлов и сплавов: легирование, наклеп, термическое упрочнение.

Многие детали работают в условиях повышенного износа поверхности. Поэтому есть необходимость эту поверхность как-то защитить. Это достигается методами поверхностного упрочнения.

Упрочнить поверхность – значит повысить свойства поверхности: твердость, износостойкость, коррозионную стойкость. Если надо изменить свойства, то это значит, что должна измениться структура поверхностного слоя. Для изменения структуры можно использовать деформацию, термическую обработку с нагревом различными способами, изменение химического состава поверхности, нанесение защитных слоев. В основном **методы упрочнения поверхностей** можно разбить на две основные группы: 1) упрочнение изделия без изменения химического состава поверхности, но с изменением структуры. Упрочнение достигается поверхностной закалкой, поверхностным пластическим деформированием и другими методами. 2) упрочнение изделия с изменением химического состава поверхностного слоя и его структуры. Упрочнение осуществляется различными методами химико-термической обработки и нанесением защитных слоев.

- Способы упрочнения деталей, материалов.

Действенным средством снижения массы является повышение прочности материалов. В отличие от способа увеличения напряжений путем снижения фактического запаса прочности, сопряженного с риском ослабления детали, надежность в данном случае не уменьшается (если сохраняется запас прочности). Другое отличие заключается в том, что этот способ применим ко всем деталям без исключения, тогда как первый способ охватывает только расчетные детали.

Основные способы упрочнения материалов следующие:

- горячая обработка давлением;
- легирование;
- упрочняющая термическая и химико-термическая обработка;
- обработка методами холодной пластической деформации.

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

Однако, указанные методы применяются либо на стадии изготовления, либо для восстановления деталей наплавкой требуется их выдача на поверхность, что увеличивает время простоев.

Одним из вариантов решения проблемы износа является разработка компании Caterpillar (CAT). CAT разработала инновационную заменяемую конструкцию рештака, соответствующую всем требованиям качеству, сопротивлению износу и пропускной способности конвейера сверхдлинных очистных забоях.

Линейный рештак Cat PF6, в котором устранено слабое место в конструкции конвейерных рештаков. Разделение изнашиваемых деталей и конструктивных деталей в PF6 стало возможным в результате разделения на разные функциональные области (рисунок 5.5) [1].

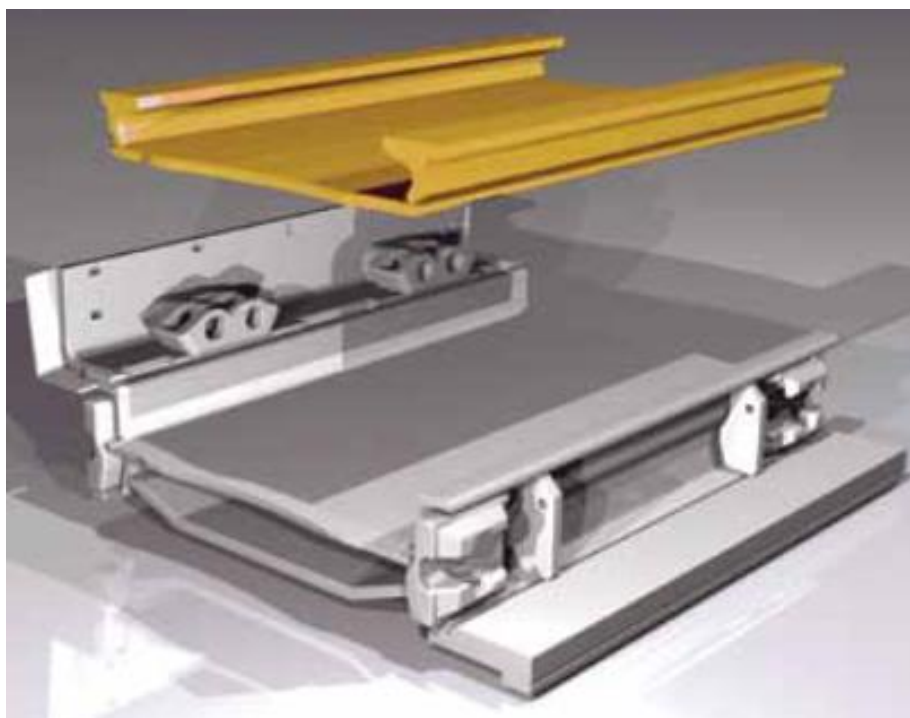


Рисунок 5.5 – Заменяемый вкладыш к рештаку

Очень прочные, износостойкие материалы используются для изнашивающихся деталей, а конструктивные детали изготавливаются из высоко прочной стали.

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

Подвергающейся интенсивному износу верхний желоб должен быть сконструирован заменяемым в целях продления срока службы конструкции решетки.

Описанная разработка способствует совершенствованию технического обслуживания забойного скребкового конвейера, но при этом не лишена недостатков.

Износ нижней грузонесущей поверхности решетки и направляющих цепей происходит разными темпами, и возможна замена еще пригодного вкладыша.

5.3 Предлагаемое техническое решение

Для обеспечения полного использования ресурса элементов решетки предлагается выполнить верхний решетчатый разборным. Направляющие решетки выполняются съемными и крепятся к грузонесущей части при помощи болтового соединения как показано на рисунке 5.6.

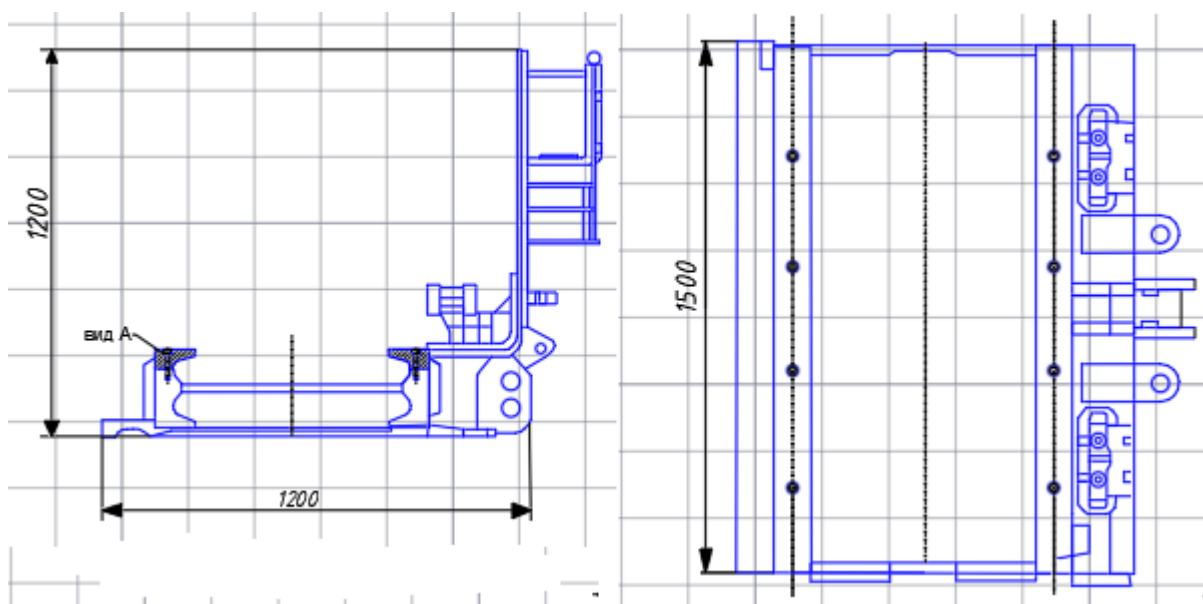


Рисунок 5.6. Чертеж разборного решетки

Определение диаметра болтов для обеспечения необходимого усилия:

$$d_p = 3,14 \sqrt{\frac{4P_1}{\pi(\sigma_p)}}$$

P_1 - расчетная нагрузка на направляющей цепи

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

$\sigma_p=350\text{MPa}$ -разрывная прочность стали болта

$$d_p=3,14\sqrt{\frac{4\cdot 13770}{3,14\cdot 350}}=22,2\text{мм}^2$$

При сечении болта $\varnothing 20\text{мм}$ берем 4 болта.

Найдем максимальное усилие на направляющей цепи при установке болтов:

$$P_{\phi}=\frac{A \times n_6 \times d^2}{4} \times f \times \sigma_p$$

f -коэффициент трения.

n_6 -количество болтов.

$$P_{\phi}=\frac{3,14\cdot 4\cdot 20^2}{4} \cdot 0,16 \cdot 350 = 70340\text{Н}$$

Найдем коэффициент запаса K_3 :

$$K_3 = \frac{70340}{13770} = 5,1[5]$$

Достоинство предлагаемого решения:

1. Возможна отдельная замена направляющих для цепей с завальной и забойной сторон конвейера;
2. Возможна отдельная замена направляющих и верхнего вкладыша рештака;
3. При замене направляющих не требуется рассоединение скребковой цепи;
4. Замена осуществляется без применения механизированных грузоподъемных механизмов. Достаточно ручной тали;
5. Данная конструкция позволяет полноценно использовать весь ресурс рештаков забойного конвейера.

Таким образом, применение разборной системы рештачного става повышает гибкость системы технического обслуживания. При внедрении указанного решения сокращается время неплановых простоев, благодаря простоте и оперативности замены изношенной направляющей до 12%.

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

Список литературы к главе 5

1. Королев Александр Игоревич, Обоснование структуры и параметров забойного зарубежного конвейера очистного механизированного комплекса адаптивного к изменяющейся гипсометрии пласта. Дисс. на соискание ученой степени канд. наук. Специальность 05.05.06 – Горные машины 2019. Санкт Петербург.

2. Харченко, В. В. Процессы очистных работ на пластах угольных шахт: учебник / В. В. Харченко, Н. П. Овчинников, В. И. Сулаев, А. А. Гайдай, В. В. Русских. – Д.: НГУ, 2014. – 170 с.

3 Морозов, В.И. Материалы симпозиума «Современное горное дело: образование, наука, промышленность» Москва, МП У 29.01.96 - 2.02.96 г В.И. Морозов, А.К. Скурвидас, А.М. Востриков МГГУ, компания «Росуголь» АООТ «Русское угольное машиностроение и сервис», М.: 1996.

4. Машина для подземных работ САТ PF6. Электронный ресурс. Заглавие с экрана. Режим доступа: <https://www.zepelin.ru/products/brand-cat/pf6/>

5. Павлов Я.М Учебник: Детали машин. Печатный двор им. А.М Горького, г. Ленинград, ул Гатчинская 26

					ВКР.21.04.05.09 217037.СКЗСК.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

6. ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И РЕМОНТ

6.1. Техническое обслуживание и ремонт скрепкового конвейера

Забойный конвейер Cat PF6 предназначен для поддержания производственного процесса и равномерного перемещения угля из забоя. Они отличаются высокой эксплуатационной готовностью и экономичностью в эксплуатации, легко устанавливаются и долговечны, благодаря чему владельцы шахт получают большой доход от своих инвестиций [10].

Любые монтажные и ремонтные работы разрешается выполнять только персоналу, имеющему достаточную квалификацию в соответствии с предъявляемыми особыми требованиями.

Монтажные и ремонтные работы на:

-предохранительных узлах (клапанах избыточного давления, гасительных устройствах и т. п.),

-электрооборудовании (устройствах управления, сигнальных устройствах и т. п.) и

-гидравлике

Разрешается выполнять только специалистам по техническому обслуживанию компании Visurgus или специально обученному персоналу шахт [10].

Обязательно соблюдать предписанные сроки техобслуживания и техосмотра.

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Кутиков П.В</i>				<i>Техническое обслуживание и ремонт</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Кожухов Л.Ф</i>						<i>81</i>	<i>11</i>
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов</i>					<i>КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭСд171.2.</i>		
<i>.</i>								

Проинформировать дежурный персонал и рабочих забоя о проведении работ по техобслуживанию и ремонту. Сообщить им о предусмотренных работах и их предполагаемой продолжительности.

Прекратить работы на конвейере перед тем, как добычной агрегат достигнет рабочего участка.

Оградить участок работы на достаточном расстоянии так, чтобы не создавать опасных ситуаций для другого персонала.

Перед проведением любых работ следует заблокировать конвейер от неправомерного или случайного повторного включения.

Работать на выемочном участке разрешается только после того, как:

- приняты меры для предохранения кровли от падения кусков породы,
- принятия мер по защите угольного забоя от осыпания,
- будут выключены добычной агрегат и конвейер и будут приняты меры для предохранения их от повторного включения.

Техническая характеристика забойного конвейера SH PF 6/1142 [11]

Производительность, т/час	3700
Длина конвейера, м	407
Мощность электропривода, кВт	3x1200
Рабочее напряжение, В	3300
Максимальное тяговое усилие цепи, кН	900
Скребковая цепь, мм	48x140/160

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

Основные компоненты ковейера PF-6

Кол-во	Наименование	Длина (мм)	Ширина (мм)	Высота (мм)	Вес (~кг)
1	Приводная рама MRKR 35/45/65-1100-1300	3050	1689	1135	9427
1	Консоль направляющая MRKR 35/45/65	2203	1829	1345	2565
1	Комплект профилей MRKR 1100	1677	155	180	226
1	Концевая часть реверса 1300	687	1614	682	1692
1	Направляющий лист для угля со стопорной собачкой	864	1240	1091	806
1	Орошение направляющей консоли	—	—	—	15
1	Основание главного привода справа	9330	3560	1098	11 620
1	Полумуфта с дугowymi зубьями — сторона КР-редуктора	809	Ø 560		570
1	Полумуфта с дугowymi зубьями — сторона Р-редуктора	618	Ø 560		218
1	Коробка распорная MRKR 65 — КР-65	1670	866	1060	1685
1	Фланцевая плита MRKR 35/45/65 — Р-65	1040	395	1060	982
1	Редуктор КР-65 CST, I = 33	см. отдельную инструкцию по эксплуатации			10 900
1	Редуктор Р-65 CST, I = 33	см. отдельную инструкцию по эксплуатации			8600
2	Приводной блок EK-S400-M1000/120-45/65	Ø 1000		411	680
2	Гидравлическое устройство натяжения цепи	см. отдельную инструкцию по эксплуатации			160
2	Линии к устройству натяжения цепи	см. отдельную инструкцию по эксплуатации			—
2	Мотор 3-фазный 1000 кВт/3300 В/50 Гц	см. отдельную инструкцию по эксплуатации			3600
2	Кожух	1056	626	855	58
4	Соединительная арматура R 3/4" — R 3/4"	—	—	—	—
2	Система охлаждения, водораспределительный щит, узел привода	—	—	—	189
1	Переходный рештак PF 6/1142	4015	1350	792	6426
1	Переходный рештак PF 6/1342-3000 (BSL)	3288	1494	700	5313
1	Лист боковой для переходного рештака, штрек	3484	155	1952	1583
1	Полок погрузочный для переходного рештака, штрек	2387	366	684	617
1	Клиновой SH-рештак 1R-PF 6/1142-1756 МТ	1822	1758	660	2698

6.2 Причины выхода из строя деталей машин

Ряд факторов влияющих на выход деталей из строя машин:

- Отсутствия график ППР или несоблюдения его.
- Замена деталей и регулировка механизмов должны осуществляться в период предусмотренных по плану остановок на ремонт и межремонтное техническое обслуживание.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

- Неправильный уход в процессе его эксплуатации за оборудованием.

Цель ухода – поддержать работоспособность оборудования в течение смены. Уход за оборудованием должен обеспечивать нормальные условия работы, определенные конструкцией и назначением оборудования; соблюдения правил эксплуатации: тщательный осмотр внешних деталей конструкции регулярную смазку узлов и механизмов [12].

Например: нагрев корпус подшипника свыше 60°C, шум в подшипниках.

Причина: нагрев подшипника может быть вызван отсутствием смазки, чрезмерный износ или разрушение деталей подшипника. Если слышны ритмичные удары, то они могут быть вызваны выкрашиванием дорожек или поломкой сепаратора подшипника.

Работы по ликвидации аварии и устранению отказов выполняют тогда, когда по графику оборудование должно работать. К устранению отказов персонал часто бывает неподготовленным, так как не может предусмотреть, какой случайный отказ произойдет. При этом часто устраняются только явные, видимые недостатки, а скрытые не устраняются и вызывают цепь последующих отказов.

- Поэтому третий не менее важный фактор – это скрытые дефекты (результат некачественного изготовления):

1. в корпусных деталях трещины и раковины; заниженная чистота обработки посадочных поверхностей;

2. в зубчатых колесах: трещины на зубьях; неравномерный износ и искажения формы зубьев по длине;

3. в валах и осях: трещины, изломы и остаточные деформации от кручения и изгиба; заниженная твердость поверхности.

4. • Чрезмерная нагрузка и сложные условия эксплуатации горного оборудования (мощные пласты с твердыми абразивными включениями, стесненность горного пространства, угол падения и т.д.).

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

6.3 Мероприятия по безопасной эксплуатации

Управлять машиной разрешается только квалифицированным специалистам или лицам, прошедшим инструктаж. Любые монтажные и ремонтные работы разрешается выполнять только персоналу, имеющему достаточную квалификацию в соответствии с предъявляемыми особыми требованиями. Монтаж и ремонтные работы на следующих компонентах разрешается выполнять только сервисному персоналу, авторизованному компанией Caterpillar или специалистами шахты, в соответствии с определением, приведенным ниже [10]:

- узлы безопасной эксплуатации (клапаны повышенного давления и т. д.),
- электрооборудование (устройства управления, сигнальные устройства и т. п.),
- гидравлика.

К квалифицированным специалистам относятся специалисты, имеющие достаточные знания после специальной подготовки и опыт, а также знающие положения, касающиеся их деятельности.

Квалифицированный специалист в состоянии выполнять порученные ему работы. Он может определить возникновение возможных опасных ситуаций и принять необходимые меры для их устранения. Он также обладает необходимыми знаниями для выполнения монтажных работ и ремонта.

К персоналу, прошедшему инструктаж, относятся лица, подготовленные должным образом к выполнению порученных им заданий и знающие о возможном возникновении опасных ситуаций при ненадлежащем выполнении действий, а также обученные обращению с предохранительными устройствами и мерам по предотвращению опасных ситуаций. Лицо, прошедшее инструктаж, должно быть в состоянии предвидеть последствия выполняемых им действий, определять возможное возникновение опасных ситуаций и поступать соответствующим образом.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

6.4 Выбор и обоснование системы технического обслуживания и ремонта.

Правильная эксплуатация и своевременное техническое обслуживание снижают возникновение неисправностей, продляют срок эксплуатации и повышают экономический эффект от эксплуатации оборудования [13].

8.1. Правила технического обслуживания

- 1) Соблюдайте график технического обслуживания электропривода, элементов гидросистемы и механических деталей.
- 2) Содержите место эксплуатации в чистоте.
- 3) При разборе или хранении буровой штанги каждый раз необходимо смазывать винтовую резьбу достаточным количеством смазки.
- 4) Перед работой необходимо проверить соответствие буровой машины всем требованиям условий эксплуатации и технического обслуживания.
- 5) Регулярно смазывайте полозья буровой машины.
- 6) Регулярно очищайте гидравлический маслобак, своевременно меняйте фильтр во избежание возникновения неисправностей гидравлической системы. После заправки бака или замены масла необходимо запустить двигатель для заполнения системы маслом, затем проверить уровень масла. При недостаточном уровне – долить масло.
- 7) При ремонте гидравлической системы необходимо очистить все разбираемые и ремонтируемые детали для предотвращения загрязнения гидравлической системы.
- 8) Необходимо регулярно смазывать все работающие в условиях трения детали: оси роликов, полозья, люнет и др.
- 9) Своевременно регулируйте натяжение цепи в соответствии с условиями эксплуатации.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

6.4 Выбор и обоснование системы технического обслуживания и ремонта.

Правильная эксплуатация и своевременное техническое обслуживание снижают возникновение неисправностей, продляют срок эксплуатации и повышают экономический эффект от эксплуатации оборудования.

8.1. Правила технического обслуживания

- 1) Соблюдайте график технического обслуживания электропривода, элементов гидросистемы и механических деталей.
- 2) Содержите место эксплуатации в чистоте.
- 3) При разборе или хранении буровой штанги каждый раз необходимо смазывать винтовую резьбу достаточным количеством смазки.
- 4) Перед работой необходимо проверить соответствие буровой машины всем требованиям условий эксплуатации и технического обслуживания.
- 5) Регулярно смазывайте полозья буровой машины.
- 6) Регулярно очищайте гидравлический маслобак, своевременно меняйте фильтр во избежание возникновения неисправностей гидравлической системы. После заправки бака или замены масла необходимо запустить двигатель для заполнения системы маслом, затем проверить уровень масла. При недостаточном уровне – долить масло.
- 7) При ремонте гидравлической системы необходимо очистить все разбираемые и ремонтируемые детали для предотвращения загрязнения гидравлической системы.
- 8) Необходимо регулярно смазывать все работающие в условиях трения детали: оси роликов, полозья, люнет и др.
- 9) Своевременно регулируйте натяжение цепи в соответствии с условиями эксплуатации.

Регламент технического обслуживания.

Таблица 6.4.1.

№/п	Деталь, система	Содержание ТО	Интервал	Нормативное время
-----	-----------------	---------------	----------	-------------------

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

Интервалы технического обслуживания даны для односменного режима работы не более 12 часов в сутки и 2400 часов в год. При других режимах работы скребкового конвейера интервалы ТО должны соответственно пересчитываться [13].

6.5 Расчет структуры ремонтного цикла

$$t_{\bar{o}} = 9800 \text{ ч}, t_{\text{мин}} = 620 \text{ ч.}$$

Каноническое разложение:

$$p = \frac{t_{\bar{o}}}{t_{\text{мин}}} = y_1^{a_1} \cdot y_2^{a_2} \dots y_k^{a_k} \quad (6.1)$$

где $t_{\bar{o}}$ и $t_{\text{мин}}$ – наработка базовой и быстро изнашиваемой деталей, маш.ч;

$y_1 \cdot y_2 \dots y_k$ - ряд простых чисел (2,3,5,7);

a_1, a_2, a_k – натуральные числа (показатели канонического разложения).

$$p = \frac{9800}{620} = 15 \approx 3 \cdot 5 = 15$$

Т.е $y_1 = 3$; $y_2 = 5$; $a_1 = a_2 = 1$; $k=2$;

Пересчитываем значение наработки базовой детали $t_{\bar{o}}$, и в дальнейших расчетах используем это значение.

$$t_{\bar{o}} = 15 \cdot 620 = 9300$$

Число возможных структур ремонтного цикла:

$$N_{\text{стр}} = \frac{(\sum_i^k a_i)!}{a_1! a_2! \dots a_k!}; \quad (6.2)$$

$$N_{\text{стр}} = \frac{(1+1)!}{1! \cdot 1!} = \frac{2!}{1!} = 2$$

Максимальное число видов ремонта для каждого из структур, (не считая T_1).

$$N_p = \sum_{i=1}^k a_i; \quad (6.3)$$

$$N_p = 1+1 = 2; \text{ (т.е. } T_2 \text{ и К).}$$

Матрица перестановок:

Число строк $N_{стр} = 2$, число столбцов $k=2$

$$\begin{vmatrix} 3 & 15 \\ 5 & 15 \end{vmatrix}$$

Определяем коэффициенты g_1 . Значения $g_1=1$ для всех 2 структур.

Вычисленные значения g_2 и g_3 приведены в табл. 6.5.1.

Таблица 6.5.1.

№ структуры ремонтного цикла	Коэффициент периодичности	
	g_2	g_3
1	3	15
2	5	15

умножением g_1 ; g_2 и g_3 на $t_{min} = 620$ ч получим продолжительность межремонтных периодов, приведенных в табл. 3, и число текущих ремонтов.

Таблица 6.5.2.

Структуры ремонтного цикла	Межремонтные периоды, ч			Число текущих ремонтов	
	T_1	T_2	k	n_{t1}	n_{t2}
1	620	1860	9300	10	4
2	620	3100	9300	12	2

Число ремонтов T_2 определится как частное от деления продолжительности ремонтного цикла (9300ч) на соответствующие межремонтные периоды минус 1 (капитальный ремонт).

Число ремонтов T_2 определим:

$$n_{t2} = \frac{k}{T_2} - 1; \quad (6.4)$$

Так для первой структуры получим:

$$n_{t2} = \frac{9300}{1860} - 1 = 4;$$

Для второй структуры получим:

$$n_{t2} = \frac{9300}{3100} - 1 = 2;$$

Число ремонтов T_1 получаем, вычитая из общего числа ремонтов (15) суммарное количество ремонтов T_2 и K

$$n_{t1} = 15 - n_{t2} - 1; \quad (6.5)$$

Соответственно имеем для первой и последующих структур:

$$1. n_{t1} = 15 - 4 - 1 = 10;$$

$$2. n_{t1} = 15 - 2 - 1 = 12;$$

Для обоснования выбора того или иного варианта структуры ремонтного цикла устанавливается, какой из них обеспечивает минимальную трудоемкость (табл.6.5.2.).

Суммарную трудоемкость ремонтов можно определить из следующего выражения:

$$T_{\Sigma i} = \sum_{i=1}^n n_{ti} T_{pi}; \quad (6.6)$$

где T_{pi} - трудоемкость ремонтов, ч (для расчетов принимаем $T_{p1} = 1$, $T_{p2} = 2$, что соответствует их сложности).

Для каждой из структур получаем следующие трудоемкости:

$$T_{\Sigma 1} = 10 \cdot 1 + 4 \cdot 2 = 18$$

$$T_{\Sigma 2} = 12 \cdot 1 + 2 \cdot 2 = 16$$

Так как минимальная трудоемкость прослеживается во второй строке ($T_{\Sigma 2} = 16$), поэтому строим структуру ремонтного цикла только для этой строки (табл.2).

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

Графическое отображение данной структуры ремонтного цикла представлено на рис. 1.

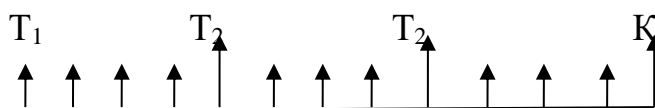


Рисунок 6.1 Структура ремонтного цикла.

$$H_{(к)}=5T_1-T_2-5T_1-T_2-5T_1-K$$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ТОиР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

7. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

7.1 Исходные данные.....	94
7.2 Определение длины кабельных линий.....	94
7.3 Расчет электрических нагрузок и выбор передвижных участковых подстанций.....	95
7.4 Расчет осветительной сети.....	98
7.5 Расчет и выбор шахтных кабельных сетей.....	99
7.6 Проверка кабельной сети.....	104
7.6.1 Проверка кабеля по потере напряжения.....	104
7.6.2 Проверка кабеля по пусковому режиму и режиму опрокидывания наиболее мощного и удаленного электродвигателя.....	108
7.6.3 Проверка низковольтной кабельной сети на величину емкости фаз относительно земли.....	110
7.7 Расчет токов короткого замыкания.....	111

						<i>ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ</i>		
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.	Кутиков.П.В				Электроснабжение	Лит.	Лист	Листов
Руководит.	Кожухов Л.Ф						93	21
Зав.каф.	Шахманов В.Н					КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭСд-171.2		

7.1 Исходные данные

Исходные данные к расчету приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1.

1. Длина очистного забоя, м	400
2. Тип добычного комплекса	DBT2400/5000 2×4300 - 1750
3. Тип очистного комбайна	Eickhoff SL-900
4. Тип лавного конвейера	SH PF 6/1342
5. Тип перегружателя	SH PF 6/1342
6. Дробилка	SK-1114
7. Тип лебедки для передвижки энергопоезда	ЛПК-10Б

7.2 Определение длины кабельных линий

Длина кабеля от энергопоезда до комбайна $L_{к1}$, м:

$$L_{к1} = L_{уэн} + 1,05 \cdot L_{оз} \quad (7.1)$$

где $L_{уэн} = 60-120$ м, длина кабеля от энергопоезда (ПУПП-1) до очистного забоя [1];

$L_{оз}$ – длина очистного забоя, м;

$$L_{к1} = 100 + 1,05 \cdot 300 = 415 \text{ м.}$$

Длина кабеля от ПУПП-2 до ближнего привода скребкового конвейера $L_{к2}$, м:

$$L_{к2} = 1,1 \cdot L_{уэн} + L_n \quad (7.2)$$

где $L_n = 10$ м – длина подстанции [1];

$$L_{к2} = 1,1 \cdot 100 + 10 = 120 \text{ м.}$$

Длина кабелей от ПУПП-2 до дальних приводов скребкового конвейера $L_{к3}$, $L_{к4}$, м:

$$L_{к3} = L_{к4} = L_{к1} + L_n \quad (7.3)$$

$$L_{к3} = L_{к4} = 415 + 10 = 425 \text{ м.}$$

Длина кабеля от ПУПП-3 до дробилки $L_{к5}$, м:

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94

$$L_{к5} = L_{к3} + L_{\partial} + L_n; \quad (7.4)$$

где $L_{\partial} = 15$ м – длина кабеля от очистного забоя до дробилки;

$$L_{к5} = 425 + 15 + 10 = 450 \text{ м.}$$

Длина кабеля от ПУПП-3 до привода перегружателя $L_{к6}$, м:

$$L_{к6} = L_{к3} + L_{пер} + L_n; \quad (7.5)$$

где $L_{пер} = 30$ м – длина кабеля от очистного забоя до привода перегружателя;

$$L_{к6} = 425 + 30 + 10 = 465 \text{ м.}$$

Длина кабеля от ПУПП-3 до подтяжной лебёдки ЛПК-10Б $L_{к7}$, м:

$$L_{к7} = 1,1 \cdot L_{уэн} + 2 \cdot L_n; \quad (7.6)$$

$$L_{к7} = 1,1 \cdot 100 + 2 \cdot 10 = 140 \text{ м.}$$

Длина кабеля, питающего ПУПП-1 через транзитный вход от ПУПП-2 $L_{к8}$, м:

$$L_{к8} = L_n + 5; \quad (7.7)$$

$$L_{к8} = 10 + 5 = 15 \text{ м.}$$

Длина кабеля, питающего ПУПП-2 через транзитный вход от ПУПП-3 $L_{к9} = L_{к8} = 15$ м.

Длина кабеля сети освещения $L_{к10}$, м:

$$L_{к10} = L_{уэн} + 1,05 \cdot L_{оз} + 2 \cdot L_n + 2 \cdot 5; \quad (7.8)$$

$$L_{к10} = 100 + 1,05 \cdot 300 + 2 \cdot 10 + 2 \cdot 5 = 445 \text{ м.}$$

Длину кабеля $L_{к11}$ от высоковольтной ячейки до ПУПП-3 примем равной 3,0 м.

7.3 Расчет электрических нагрузок и выбор передвижных участковых подстанций

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

Для определения расчетных нагрузок участков трансформаторов составим таблицу 7.2, в которую внесем технические данные электродвигателей рабочих машин [14].

Таблица 7.2.

Технические данные электроприемников участка

Тип рабочей машины	Номер электродвигателя на схеме	Технические данные электродвигателей					
		P_n , кВт	I_n , А	I_n , А	λ	$\cos \varphi$	U_n , В
Потребители ПУПП-1							
Очистной комбайн SL-750	M1	750	180	1172	2,8	0,92	3300
	M2	750	180	1172	2,8	0,92	
	M3	120	31	199	2,5	0,86	
	M4	120	31	199	2,5	0,86	
	M5	54	16	104	2,2	0,75	
Суммарная мощность потребителей		$\Sigma P_{n1}=1794\text{кВт}$					
Потребители ПУПП-2							
Скреповый конвейер SH PF 6/1342	M6	700	168	1092	3,0	0,91	3300
	M7	700	168	1092	3,0	0,91	
	M8	700	168	1092	3,0	0,91	
Суммарная мощность потребителей		$\Sigma P_{n2}=2100\text{кВт}$					
Потребители ПУПП-3							
Дробилка SK-1114	M9	350	250	1620	3,0	0,89	1140
Перегрузатель SH PF 6/1342	M10	400	285	1851	3,0	0,88	
Лебёдка ЛПК-10Б	M11	30	24	154	2,6	0,8	
Освещение АОШ-4	--	4	14,3	--	--	0,95	
Суммарная мощность потребителей		$\Sigma P_{n3}=784\text{кВт}$					

Расчетная мощность подстанции ПУПП-1 S_{pm1} , кВА:

$$S_{pm1} = \frac{\sum P_n}{\cos \varphi_{св}} \cdot K_c ; \quad (7.9)$$

где ΣP_n – суммарная установленная мощность электродвигателей, питающихся от трансформатора, кВт;

K_c – коэффициент спроса при применении многодвигательных приводов с одновременным запуском:

$$K_c = 0,4 + 0,6 \cdot K_u \cdot \frac{\sum P_{n\max}}{\sum P_n}; \quad (7.10)$$

где $K_u = 0,95$ – коэффициент использования двигателя по мощности [1];

$\sum P_{n\max} = 1500$ кВт - суммарная номинальная мощность одновременно запускаемых электродвигателей М1, М2;

$$K_c = 0,4 + 0,6 \cdot 0,95 \cdot \frac{1500}{1794} = 0,88;$$

$\cos \varphi_{св}$ – средневзвешенный коэффициент мощности:

$$\cos \varphi_{св} = \frac{P_{n1} \cdot \cos \varphi_{n1} + P_{n2} \cdot \cos \varphi_{n2} + \dots + P_{ni} \cdot \cos \varphi_{ni}}{P_{n1} + P_{n2} + \dots + P_{ni}}; \quad (7.11)$$

$$\cos \varphi_{св} = \frac{750 \cdot 0,92 + 750 \cdot 0,92 + 120 \cdot 0,86 + 120 \cdot 0,86 + 54 \cdot 0,75}{750 + 750 + 120 + 120 + 54} = 0,9;$$

$$S_{pm1} = \frac{1794}{0,9} \cdot 0,88 = 1754 \text{кВА.}$$

К установке принимаем передвижную подстанцию с номинальной мощностью из табл.П9 [1] согласно условию:

$$S_{nm} \geq S_{pm}; \quad (7.12)$$

Принимаем в качестве ПУПП-1 подстанцию TN6-2100/6/3,3, удовлетворяющую условию (3.4) $2100 > 1754$.

Расчетная мощность подстанции ПУПП-2 S_{pm2} , кВА:

$$S_{pm2} = \frac{\sum P_n}{\cos \varphi_{св}} \cdot K_c;$$

$$\cos \varphi_{св} = \frac{350 \cdot 0,89 + 400 \cdot 0,88 + 30 \cdot 0,8 + 4 \cdot 0,95}{350 + 400 + 30 + 4} = 0,92;$$

$$K_c = 0,4 + 0,6 \cdot 0,95 \cdot \frac{2100}{2100} = 0,97;$$

$$S_{pm2} = \frac{2100}{0,91} \cdot 0,97 = 2238 \text{кВА.}$$

Принимаем в качестве ПУПП-2 подстанцию БМТ-3000/3,3, удовлетворяющую условию (3.4) $3000 > 2238$.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97

Расчетная мощность подстанции ПУПП-3 S_{pm3} , кВА:

$$S_{pm3} = \frac{\sum P_n}{\cos\varphi_{ce}} \cdot K_c ;$$

$$\cos\varphi_{ce} = \frac{700 \cdot 0,91 + 700 \cdot 0,91 + 700 \cdot 0,91}{700 + 700 + 700} = 0,91 ;$$

$$K_c = 0,4 + 0,6 \cdot 0,95 \cdot \frac{750}{784} = 0,95 ;$$

$$S_{pm3} = \frac{784}{0,91} \cdot 0,95 = 818 \text{ кВА.}$$

Принимаем в качестве ПУПП-3 подстанцию КТПВ-1000/6 ,
удовлетворяющую условию (3.4) $1000 > 818$.

Полученные данные сводим в таблицу 7.3

Таблица 7.3.

Технические данные выбранных к установке подстанций

Номер подстанции	Тип, мощность, напряжение	I_n в/н и н/н обмоток, А	$U_{кз}$, %	$P_{кз}$, кВт	$P_{хх}$, кВт	Сопротивление, Ом	
						X_m	R_m
ПУПП-1	ТН6- 2100/6/3,3	202,1/367,4	4,0	11500	2700	0,2257	0,0312
ПУПП-2	БМТ- 3000/6/3,3	274,9/509,4	3,8	14500	3400	0,1492	0,0194
ПУПП-3	КТПВ- 1000/6/1,2	96,2/481,1	5,0	6500	2800	0,0714	0,0094

7.4 Расчет осветительной сети

Для освещения лавы длиной $L = 400$ м с необходимой минимальной освещенностью $E_{min} = 5$ лк, выбираем светильник ССР1-П, имеющий световой поток $F = 400$ лм [табл. 4.1; 1]

Площадь освещения S , м²:

$$S = \frac{F}{k \cdot E_{min}} ; \quad (7.13)$$

где $k = 5$ – коэффициент запаса, учитывающий отражение от кровли и бортов выработки;

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		98

$$S = \frac{400}{5 \cdot 5} = 16 \text{ м}^2.$$

Шаг расстановки светильников

$$l_0 = \frac{16}{5} = 3,2 \text{ м}, \quad (7.14)$$

Принимаем шаг расстановки светильников 3,0 м.

Количество светильников:

$$n = \frac{300}{3} = 100.$$

Расчетная мощность осветительного трансформатора $S_{p.o.}$, кВА:

$$S_{p.o.} = \frac{P_{\Sigma св}}{1000 \cdot \eta_c \cdot \eta_{св} \cdot \cos \varphi}; \text{ М}, \quad (7.15)$$

где $P_{\Sigma св}$ – суммарная мощность всех светильников, Вт;

$\eta_c = 0,94$ – КПД сети;

$\eta_{св} = 0,86$ – КПД светильника;

$\cos \varphi = 0,9$ – коэффициент мощности светильника при использовании светодиодных ламп;

$$S_{p.o.} = \frac{18 \cdot 100}{1000 \cdot 0,94 \cdot 0,86 \cdot 0,9} = 2,47 \text{ кВА}.$$

В состав комплектной распределительной коммутационной станции (совмещенного ПУПП и магнитной станции управления) входит модуль освещения с трансформатором мощностью 4 кВА.

7.5 Расчет и выбор шахтных кабельных сетей

Определим расчетную нагрузку для кабеля К1 I_{p1} , А:

$$I_{p1} = \frac{\sum P_{н1} \cdot K_c \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot U_n \cdot \cos \varphi_{с.в.}}, \quad (7.16)$$

где $\sum P_{н1}$ – суммарная номинальная мощность электродвигателей комбайна, кВт;

$$I_{p1} = \frac{1794 \cdot 0,88 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 3300 \cdot 0,9} = 307 \text{ А}$$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		99

По табл.6.9 [1] по нагреву выбираем кабель ЭПРОФЛЕКС РРШ с сечением силовых жил 95 мм² и длительно допустимом током нагрузки 328А (328 > 307).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору [14]:

$$S_{\text{экл}} = \frac{I_{p1}}{i_{\text{эк}}}, \text{ мм}^2, \quad (7.17)$$

где $i_{\text{эк}}$ принимаем 3,1 А/мм² по табл.6.15 [1] – экономическая плотность тока;

$$S_{\text{экл}} = \frac{307}{3,1} = 99 \text{ мм}^2,$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 95 мм².

По механической прочности принимаем 95 мм² по табл.6.16 [1].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К2 I_{p2} , А:

$$I_{p2} = \frac{P_{н.дв} \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot U_n \cdot \cos \varphi_n}, \quad (7.18)$$

$$I_{p2} = \frac{700 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 3300 \cdot 0,91} = 134,7 \text{ А}$$

По табл.6.8 [14] по нагреву выбираем кабель КГЭкШ с сечением силовых жил 50 мм² и длительно допустимом током нагрузки 180А (180 > 134,7).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{\text{экл2}} = \frac{134,7}{3,1} = 43,5 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 50 мм².

По механической прочности принимаем 50 мм² по табл.6.16 [141].

Сечение кабелей К3 и К4 принимаем равным сечению кабеля К2, учитывая питание ими одноступенчатых электродвигателей, и принимаем кабель КГЭкШ с сечением силовых жил 50 мм² и длительно допустимом токе нагрузки 180А.

Определим расчетную нагрузку для кабеля К5 I_{p5} , А:

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100

$$I_{p5} = \frac{350 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 1140 \cdot 0,89} = 199 \text{ А};$$

По табл.6.11 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭШТ-1140 с сечением силовых жил 35 мм² и длительно допустимом током нагрузки 202А (202 > 199).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{экс} = \frac{199}{3,1} = 64,2 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 70 мм².

По механической прочности принимаем 70 мм² по табл.6.16 [1].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К6 I_{p6} , А:

$$I_{p6} = \frac{400 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 1140 \cdot 0,88} = 230,5 \text{ А};$$

По табл.6.11 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭШТ-1140 с сечением силовых жил 50 мм² и длительно допустимом током нагрузки 249А (249 > 230,5).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{экс6} = \frac{230,5}{3,1} = 74 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 70 мм².

По механической прочности принимаем 70 мм² по табл.6.16 [1].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К7 I_{p7} , А:

$$I_{p7} = \frac{30 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 1140 \cdot 0,8} = 19 \text{ А};$$

По табл.6.11 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭШ-1140 с сечением силовых жил 6 мм² и длительно допустимом током нагрузки 58А (58 > 19).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{экс7} = \frac{19}{3,5} = 5,4 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 6 мм².

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		101

По механической прочности принимаем 10 мм² по табл.6.16 [1].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К8 I_{p8} , А:

$$I_{p8} = \frac{1,1 \cdot S_{pm} \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot U_n}; \quad (7.19)$$

где S_{pm} – расчетная мощность ПУПП, кВА;

1,1 – коэффициент резерва;

$$I_{p8} = \frac{1,1 \cdot 2100 \cdot 10^3}{1,73 \cdot 6000} = 222,5 \text{ А};$$

Для питания ПУПП1 по табл.6.7 [1] по нагреву выбираем кабель КВЭВБШв с сечением силовых жил 50 мм² и длительно допустимом током нагрузки 265А (265 > 222,5).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{эк8} = \frac{222,5}{3,1} = 72 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 95 мм².

По механической прочности принимаем 95 мм² по табл.6.16 [1].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К9 I_{p9} , А:

$$I_{p9} = \frac{k_M \cdot \sum S_{p.m.} \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot U}; \quad (7.20)$$

где $k_M = 0,85$ – коэффициент участия в максимуме нагрузки;

$\sum S_{pm}$ – суммарная расчетная мощность ПУПП-1 и ПУПП-2;

$$I_{p9} = \frac{0,85 \cdot (1754 + 2238) \cdot 10^3}{1,73 \cdot 6000} = 327 \text{ А}$$

Для питания ПУПП2 по табл.6.7 [1] по нагреву выбираем кабель КРЭВБШв с сечением силовых жил 120 мм² и длительно допустимом током нагрузки 342А (342 > 327).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		102

$$S_{\text{эк9}} = \frac{327}{3,1} = 105 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 120 мм².

По механической прочности принимаем 120 мм² по табл.6.16 [1].

Для освещения в лаве с учетом установки 100 светильников определим расчетную нагрузку для кабеля К10 I_{p10} , А:

$$I_{p10} = \frac{100 \cdot 18}{1,73 \cdot 127 \cdot 0,9} = 9,1 \text{ А};$$

По табл.6.7 [14] по нагреву выбираем кабель КОГРЭШ-220 с сечением силовых жил 1,5 мм² и длительно допустимом током нагрузки 20А (20 > 9,1).

Выбору сечения кабеля по экономическому фактору сети напряжением до 1кВ не подлежат.

По механической прочности принимаем 4,0 мм² по табл.6.16 [14].

Определим расчетную нагрузку для кабеля К11 I_{p11} , А:

$$I_{p11} = \frac{k_M \cdot \sum S_{p.m.} \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot U};$$

где $\sum S_{pm}$ – суммарная расчетная мощность ПУПП-1, ПУПП-2, ПУПП-3;

$$I_{p11} = \frac{0,85 \cdot (1754 + 2238 + 818) \cdot 10^3}{1,73 \cdot 6000} = 394 \text{ А}$$

Для питания ПУПП3 по табл.6.7 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭ-6000 с сечением силовых жил 150 мм² и длительно допустимом током нагрузки 413А (413 > 394).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{\text{эк11}} = \frac{394}{3,1} = 127 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 120 мм².

По механической прочности принимаем 150 мм² по табл.6.16 [1].

Расчетные данные внесем в «таблицу 7.4»

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		103

Таблица 7.4.

Расчет и выбор шахтных кабельных сетей

Номер ВЛ или КЛ	Тип кабеля	Длина, м	Расчетный ток нагрузки, I _p , А	Выбор сечения, мм ²			Предварительно выбранное сечение, мм ²	Проверка сечения, мм ²			Окончательно принятые сечения
				По нагреву	По экономическому фактору	По механической прочности		По потере напряжения	По пуску и опрокидыванию	По термостойкости	
К1	Эпрофлекс РРШ	415	307	95	95	95	95	95	95	95	3x95+1x10+3x4
К2	КГЭкШ	120	135	50	50	50	50	--	50	50	3x50+1x10+3x4
К3	КГЭкШ	425	135	50	50	50	50	--	50	50	3x50+1x10+3x4
К4	КГЭкШ	425	135	50	50	50	50	50	50	50	3x50+1x10+3x4
К5	КГЭШТ-1140	450	199	35	70	70	70	--	70	70	3x70+1x10+3x4
К6	КГЭШТ-1140	465	231	50	70	70	70	70	70	70	3x70+1x10+3x4
К7	КГЭШТ-1140	140	19	6	6	10	10	10	10	10	3x10+1x6+3x2,5
К8	КВЭВБШв	15	223	50	95	95	95	--	95	95	3x95+1x10+3x4
К9	КРЭВБШв	15	327	120	120	120	120	--	95	95	3x95+1x10+3x4
К10	КОГРЭШ-220	445	9,1	1,5	---	4	4	4	--	4	5x6
К11	КГЭ 6000	3	394	150	120	150	150	--	--	150	3x150+1x10+3x4

7.6 Проверка кабельной сети

7.6.1 Проверка кабеля по потере напряжения

Суммарная потеря напряжения $\Sigma \Delta U$ от ПУПП до зажимов электродвигателя не должна превосходить допустимых значений $\Delta U_{дон} = 39В$,

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

63В, 117В, 330В для сетей напряжения 380В, 660В, 1140В, 3300В соответственно [15]:

$$\Sigma \Delta U \leq \Delta U_{\text{дон}}, \text{В} \quad (7.21)$$

Определим потерю напряжения в трансформаторе ПУПП1 от работы комбайна $I = I_{\text{PKI}} = 307 \text{А}$:

$$\Delta U_{m1} = \sqrt{3} \cdot I \cdot (R_m \cdot \cos \varphi + X_m \cdot \sin \varphi), \text{В} \quad (7.22)$$

где I – ток нагрузки трансформатора в получасовой максимум, А;
 R_m, X_m – активное и индуктивное сопротивление трансформатора, Ом;
 $\cos \varphi$ – коэффициент мощности на зажимах вторичной обмотки трансформатора;

$\sin \varphi$ – соответствующий $\cos \varphi$ коэффициент реактивной мощности.

$$\Delta U_{m1} = \sqrt{3} \cdot 307 \cdot (0,0312 \cdot 0,92 + 0,2257 \cdot 0,39) = 61 \text{В}$$

Определим потерю напряжения в кабеле К1:

$$\Delta U_{K1} = \sqrt{3} \cdot I_{\text{PK}} \cdot (R_k \cdot \cos \varphi + X_k \cdot \sin \varphi), \text{В} \quad (7.23)$$

где I_{PK} – расчетный ток в кабеле, А;

R_k – активное сопротивление отрезка кабеля, Ом:

$$R_k = r_0 \cdot L_k, \text{Ом} \quad (7.24)$$

где $r_0 = 0,324$ – удельное активное сопротивление кабеля, Ом/км;

$$R_k = 0,324 \cdot 0,415 = 0,13446 \text{Ом}$$

X_k – индуктивное сопротивление отрезка кабеля, Ом:

$$X_k = x_0 \cdot L_k, \text{Ом} \quad (7.25)$$

где $x_0 = 0,082$ – индуктивное сопротивление кабеля, Ом/км;

$$X_k = 0,082 \cdot 0,415 = 0,03403 \text{Ом}$$

$$\Delta U_{K1} = \sqrt{3} \cdot 307 \cdot (0,13446 \cdot 0,92 + 0,03403 \cdot 0,39) = 72,75 \text{В}$$

Суммарная потеря напряжения до комбайна составит:

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		105

$$\sum \Delta U_{k1} = \Delta U_{m1} + \Delta U_{K1}, \text{ В} \quad (7.26)$$

$$\sum \Delta U_{k1} = 61 + 72,75 = 133,75 \text{ В}$$

Согласно (7.21) $133,75 < 330$ – условие выполняется – сечение кабеля К1 95 мм^2 проходит.

Определим потерю напряжения в трансформаторе ПУПП2 от работы приводов М6, М7, М8 лавного конвейера, за расчетный ток возьмем сумму токов питаемых двигателей:

$$I = I_{K2} + I_{K3} + I_{K4}, \text{ А} \quad (7.27)$$

$$I = 135 + 135 + 135 = 405 \text{ А}$$

$$\Delta U_{m2} = \sqrt{3} \cdot 405 \cdot (0,0194 \cdot 0,89 + 0,1492 \cdot 0,46) = 60,18 \text{ В}$$

Определим потерю напряжения в наиболее удаленном двигателе М7 (кабель К4):

$$\Delta U_{K4} = \sqrt{3} \cdot 135 \cdot (0,453 \cdot 0,425 \cdot 0,89 + 0,095 \cdot 0,425 \cdot 0,46) = 44,36 \text{ В}$$

Суммарная потеря напряжения до двигателя М7 составит:

$$\sum \Delta U_{K4} = 60,18 + 44,36 = 104,54 \text{ В}$$

Согласно (7.21) $104,54 < 330$ – условие выполняется – сечение кабеля К4 50 мм^2 проходит.

Для двигателей М6 и М8 такая проверка не требуется, так как длина, питающих их кабелей меньше [15].

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
						106
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определим потерю напряжения в трансформаторе ПУППЗ от работы двигателей М9, М10, М11 и осветительной магистрали К10, за расчетный ток возьмем сумму токов питаемых потребителей:

$$I = I_{K5} + I_{K6} + I_{K7} + I_{K10}, \text{ A}$$

$$I = 135 + 135 + 135 = 458,1 \text{ A}$$

$$\Delta U_{m3} = \sqrt{3} \cdot 458,1 \cdot (0,0094 \cdot 0,91 + 0,0714 \cdot 0,41) = 30 \text{ В}$$

Определим потерю напряжения в наиболее удаленном двигателе М10 (кабель К6):

$$\Delta U_{K6} = \sqrt{3} \cdot 231 \cdot (0,453 \cdot 0,465 \cdot 0,91 + 0,081 \cdot 0,465 \cdot 0,41) = 82 \text{ В}$$

Суммарная потеря напряжения до двигателя М10 составит:

$$\sum \Delta U_{K6} = 30 + 82 = 112 \text{ В}$$

Согласно (7.21) $112 < 117$ – условие выполняется – сечение кабеля К6 70 мм² проходит.

Для двигателя М9 такая проверка не требуется, так как длина, питающего его кабеля меньше.

Определим потерю напряжения в двигателе М11 (кабель К7):

$$\Delta U_{K7} = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{pk} \cdot \rho \cdot L_k \cdot \cos \varphi}{S}, \text{ В}, \quad (7.28)$$

где $\rho = 0,0184 \text{ Ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$ – удельное сопротивление для меди;

$$\Delta U_{K7} = \frac{1,73 \cdot 19 \cdot 0,0184 \cdot 140 \cdot 0,91}{10} = 7,7 \text{ В}$$

Суммарная потеря напряжения до двигателя М11 составит:

$$\sum \Delta U_{K7} = 30 + 7,7 = 37,7 \text{ В}$$

Согласно (7.21) $37,7 < 117$ – условие выполняется – сечение кабеля К7 10 мм² проходит.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
						107
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определим потерю напряжения в сети освещения К10:

$$\Delta U_{\kappa 10} = \frac{\sqrt{3} \cdot 9,1 \cdot 0,0184 \cdot 445 \cdot 0,91}{4} = 27 \text{ В},$$

С учетом того, что напряжение холостого хода осветительного трансформатора – 133В, определим напряжение на последнем светильнике:

$$U_{\min} = 133 - 27 = 106 \text{ В},$$

Для нормальной работы светодиодного светильника ССР1-П допускается минимальное напряжение 100В [1]; $106 > 100$ – условие выполняется.

7.6.2. Проверка кабеля по пусковому режиму и режиму опрокидывания наиболее мощного и удаленного электродвигателя

Критерием успешной проверки сети по пусковому режиму мощного и удаленного двигателя является выполнение условий:

$$U_{\text{ф.пуск}} \geq (0,7 \div 0,8)U_n, \quad (7.29)$$

Минимальное необходимое напряжение при пуске одного двигателя в каждом конкретном случае:

$$U_{\min \text{ пуск}} = 1,1 \cdot U_n \sqrt{\frac{K}{\lambda}}, \text{ В} \quad (7.30)$$

где λ – перегрузочная способность двигателя;

$K = 1,2$ – минимальная кратность пускового момента электродвигателя для комбайна;

Определим минимальное напряжение для запуска наиболее мощного двигателя резания М1 или М2 комбайна SL – 750:

$$U_{\min \text{ пуск}} = 1,1 \cdot 3300 \sqrt{\frac{1,2}{2,8}} = 2376 \text{ В}$$

Предположим, что двигателя комбайна М2, М3, М4, М5 уже запущены, определим потери напряжения в трансформаторе:

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		108

$$\Delta U_{\text{т.н.р.}} = \frac{K_3}{U_n} [(P_{1\text{нр}} + P_{2\text{нр}} + \dots + P_{\text{ннн}})(X_m + R_m)] \cdot 10^3, \text{ В}, \quad (7.31)$$

где $P_{1\text{нр}} + P_{2\text{нр}} + \dots + P_{\text{ннн}}$ - соответственно мощности двигателей, нормально работающих к моменту запуска проверяемого;

X_m, R_m - индуктивное и активное сопротивления трансформатора соответственно;

$K_3 = 0,9 \div 1,0$ - коэффициент нормально загруженных двигателей;

$$\Delta U_{\text{т.н.р.}} = \frac{0,95}{3300} [(750 + 120 + 120 + 54)(0,2257 + 0,0312)] \cdot 10^3 = 77,2 \text{ В},$$

Определим потери напряжения в кабеле при запущенных двигателях комбайна М2, М3, М4, М5:

$$\Delta U_{\text{к1.н.р.}} = \frac{K_3}{U_n} [(P_{1\text{нр}} + P_{2\text{нр}} + \dots + P_{\text{ннн}})(X_1 + R_1)] \cdot 10^3, \text{ В}, \quad (7.32)$$

где X_1, R_1 - индуктивное и активное сопротивление кабеля;

$$\Delta U_{\text{к1.н.р.}} = \frac{0,95}{3300} [(750 + 120 + 120 + 54)(0,324 \cdot 0,415 + 0,082 \cdot 0,415)] \cdot 10^3 = 49 \text{ В}$$

Так как других кабелей, подключенных к подстанции нет, суммарная потеря напряжения от работающих двигателей:

$$\Delta U_{\text{н.р.М1}} = 77,2 + 49 = 126,2 \text{ В},$$

Определим потерю напряжения от собственных пусковых токов двигателя М1:

$$\Delta U_{\text{пуск}} = \frac{\sqrt{3} \cdot n \cdot I_{\text{пуск}}}{U_n} (\sum R \cdot \cos \varphi_{\text{пуск}} + \sum X \cdot \sin \varphi_{\text{пуск}}), \text{ В}, \quad (7.33)$$

$$\Delta U_{\text{пуск}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 1 \cdot 1172}{3300} [(0,332 + 0,134) \cdot 0,5 + (0,0415 + 0,034) \cdot 0,87] = 0,183 \text{ В},$$

Тогда фактическое напряжение у двигателя комбайна М1 при пуске:

$$U_{\text{ф.пуск}} = \frac{U_0 - \Delta U_{\text{н.р.}}}{1 + \Delta U_{\text{пуск}}}, \text{ В}, \quad (7.34)$$

$$U_{\text{ф.пуск}} = \frac{3465 - 49}{1 + 0,183} = 2886 \text{ В}$$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
						109
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По условиям проверки (6.2.1) $3010 \geq 2886$ – выбранное сечение кабеля 95 мм² проходит – двигатель запустится.

7.6.3. Проверка низковольтной кабельной сети на величину емкости фаз относительно земли

Согласно ПБ общая длина кабелей, присоединенных к одному или параллельно работающим трансформаторам, должна ограничиваться емкостью относительно земли величиной не более 1 мкФ на фазу [15].

Результатом проверки должно быть соблюдение условия:

$$C_{\Sigma} \leq 1,0 \text{ мкФ/фаза}, \quad (7.35)$$

Суммарная емкость кабельной сети одного трансформатора можно определить по формуле:

$$C_{\Sigma} = (1,02 \div 1,05) \sum_1^n K_c \cdot C_i \cdot L_i, \text{ мкФ/фаза}, \quad (7.36)$$

где C_i – емкость жилы кабеля (одной фазы) относительно земли (экрана), мкФ/км;

n – количество отрезков кабеля;

L_i – длина отрезка кабеля, км;

K_c – поправочный коэффициент на температуру окружающей среды и предварительную загрузку кабеля;

Определим емкость кабелей трансформаторной подстанции ПУПП1 предварительно определив коэффициент загрузки кабеля К1:

$$\beta_1 = \frac{I_{pK1}}{I_{дон}}, \quad (7.37)$$

где $I_{дон}$ – длительно допустимый ток кабеля, А;

I_{pK1} – расчетный ток кабеля, А.

$$\beta_1 = \frac{307}{328} = 0,94$$

$$C_{\Sigma 1} = 1,035 \cdot 0,695 \cdot 1,132 \cdot 0,415 = 0,338 \text{ мкФ/фаза},$$

						Лист
					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	110
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По условиям проверки (7.35) $0,338 \leq 1,0$ мкФ/фаза – условие выполняется – кабель проходит.

Определим емкость кабелей трансформаторной подстанции ПУПП2 предварительно определив коэффициенты загрузки кабелей К2, К3, К4:

$$\beta_2 = \frac{I_{pK2}}{I_{дон}} = \frac{134,7}{249} = 0,54$$

$$\beta_2 = \beta_3 = \beta_4 = 0,54$$

$$C_{\Sigma} = 1,035 \cdot [(1,132 \cdot 0,465 \cdot 0,12) + (1,132 \cdot 0,465 \cdot 0,425) + (1,132 \cdot 0,465 \cdot 0,425)] = 0,53$$

По условиям проверки (7.35) $0,54 \leq 1,0$ мкФ/фаза – условие выполняется – кабельная сеть проходит.

7.7. Расчет токов короткого замыкания

Расчет токов короткого замыкания рекомендуется производить, отдавая предпочтение методу приведенных длин [15].

Смысл расчета в том, чтобы найти суммарно приведенные длины кабелей от трансформатора до каждой точки короткого замыкания. Расчеты занесем в таблицу

Определяем суммарно приведенную длину, по формуле:

$$L_{np} = L_1 \cdot k_{np1} + L_2 \cdot k_{np2} + \dots + L_n \cdot k_{npr} + (K + 1) \cdot 10, \text{ м}, \quad (7.38)$$

где $L_1 \dots L_n$ – фактические длины кабелей с различными сечениями жил, м;
 $k_{np1} \dots k_{npr}$ – коэффициенты приведения;

K – число коммутационных аппаратов, последовательно включенных в цепь к.з.;

Определим приведенную длину кабеля К1:

$$L_{K1} = 415 \cdot 0,54 + (2 + 1) \cdot 10 = 254 \text{ м},$$

По табл.П18 [1] принимаем $I_{K3}^{(2)} = 3028 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{K1} = 0 + (2 + 1) \cdot 10 = 30 \text{ м},$$

По табл.П18 [1] принимаем $I_{K3}^{(2)} = 3527 \text{ А}$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		111

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,} \quad (7.39)$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 3527 = 5643,2 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К2:

$$L_{К2} = 120 \cdot 1 + (2+1) \cdot 10 = 150 \text{ м,}$$

По табл.П19 [1] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 3984 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{К2} = 0 + (2+1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П19 [1] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 4225 \text{ А}$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 4225 = 6760 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К3:

$$L_{К3} = 425 \cdot 1 + (2+1) \cdot 10 = 455 \text{ м,}$$

По табл.П19 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 3407 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{К3} = 0 + (2+1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П19 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 4225 \text{ А}$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 4225 = 6760 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К4:

$$L_{К4} = 425 \cdot 1 + (2+1) \cdot 10 = 455 \text{ м,}$$

По табл.П19 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 3407 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{К4} = 0 + (2+1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П19 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 4225 \text{ А}$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		112

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 4225 = 6760 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К5:

$$L_{к5} = 450 \cdot 0,72 + (2 + 1) \cdot 10 = 354 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 2845 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{к5} = 0 + (2 + 1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 5654 \text{ А}$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 5654 = 9046,4 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К6:

$$L_{к6} = 465 \cdot 0,72 + (2 + 1) \cdot 10 = 364,8 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 2742 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{к6} = 0 + (2 + 1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 5654 \text{ А}$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 5654 = 9046,4 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К7:

$$L_{к7} = 140 \cdot 4,92 + (2 + 1) \cdot 10 = 718,8 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 1657 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{к7} = 0 + (2 + 1) \cdot 10 = 30 \text{ м,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 5654 \text{ А}$

					ВКР.21.04.05.09 217037.ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		113

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 5654 = 9046,4 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К10:

$$L_{к10} = 445 \cdot 1,0 + (2 + 1) \cdot 10 = 475 \text{ М,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 2310 \text{ А}$

Ток трехфазного короткого замыкания на выводе аппарата, для которого:

$$L'_{к7} = 0 + (2 + 1) \cdot 10 = 30 \text{ М,}$$

По табл.П13 [15] принимаем $I_{кз}^{(2)} = 5654 \text{ А}$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 5654 = 9046,4 \text{ А}$$

Таблица 7.5.

Расчет токов короткого замыкания, А

№п/п	Обозначение места к.з.	Суммарная длина кабелей до точек к.з.	Приведенная длина кабелей до точек к.з.	$I_{кз}^{(2)}$	$I_{кз}^{(3)}$
Кабельная сеть ПУПП-1					
1	К1	415	254	3028	5643,2
Кабельная сеть ПУПП-2					
2	К2	120	150	3984	6760
3	К3	425	455	3407	6760
4	К4	425	455	3407	6760
Кабельная сеть ПУПП-3					
5	К5	450	354	2845	9046,4
6	К6	465	364,8	2742	9046,4
7	К7	140	718,8	1657	9046,4
8	К10	445	475	2310	9046,4

8. АВТОМАТИЗАЦИЯ

8	Автоматизация очистных и подготовительных работ.....	116
8.1	Требования к оборудованию автоматизации.....	116
8.2	Автоматизация контроля шахтной атмосферы.....	118
8.3	Оборудование автоматизации очистных забоев.....	124
8.4	Аппаратура автоматизации участкового транспорта.....	128

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.АОиПР.ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>		<i>Кутиков П.В</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>						<i>115</i>	<i>15</i>
<i>Руководит.</i>		<i>Кожухов Л.Ф</i>			Автоматизация ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ		
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н</i>					

8. Автоматизация очистных и подготовительных работ

Автоматическое управление и регулирование производственных процессов предъявляют высокие требования к надежности как рабочих машин и механизмов, так и средств автоматизации: они должны безотказно и точно выполнять свои функции на протяжении всего срока службы. Повышенные требования к надежности рабочих машин и средств автоматизации при автоматическом управлении обусловлены не только тем, что на автоматических установках отсутствует персонал, непосредственно управляющий их работой, но и взаимосвязанностью процессов, характерной для автоматизированного производства [16].

Средства автоматизации должны обеспечивать непрерывный надежный контроль различных количественных показателей работы машин, режимов и параметров производственных процессов, передачу этой информации на расстояние (в диспетчерский пункт), ее регистрацию, регулирование их работы в соответствии с получаемой информацией, то есть выработку и передачу управляющих сигналов-команд автоматического управления или регулирования. Вся аппаратура должна безотказно работать на протяжении установленных для нее сроков службы, быть удобной в эксплуатации и пригодной к ремонту. Она должна обладать быстротой действия, допускать определенные перегрузки, быть стойкой против коррозии, вибрации, действия высоких температур и влажности.

8.1. Требования к оборудованию автоматизации

К оборудованию автоматизации очистных забоев предъявляют следующие требования [16]:

- обеспечение максимальной производительности технологического комплекса при себестоимости 1 тонны не выше заданной;

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОиПР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		116

- оптимизация режима разрушения по критерию минимальной интенсивности истощения ресурса комбайна;
- снижение скорости резания до взрывобезопасного уровня при резании крепких пород и включений;
- ограничение от медленных и защита от экстренных механических перегрузок;
- выравнивание нагрузок между приводами;
- регулирование производительности технологического комплекса на максимальнодопустимом по концентрации метана уровне;

К оборудованию автоматизации подготовительных забоев предъявляют следующие требования:

- регулирование нагрузки привода режущего органа с целью оптимизации использования его мощности;
- управление движением режущего органа для обработки забоя по заданной траектории;
- стабилизация положения комбайна в вертикальной и горизонтальной плоскостях относительно заданного направления движения и по углу крена;

К оборудованию автоматизации конвейерного транспорта предъявляют следующие требования:

- Требования к управлению:
 - автоматическое управление пуском;
 - автоматическое управление маршрутом;
 - автоматическое управление натяжением, тормозом.
- Требования к осуществлению автоматического контроля:
 - скорости;

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОиПР.ПЗ	Лист
						117
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- проскальзывания;
 - схода ленты;
 - защиты от завала и заштыбовки;
 - перегрева барабана;
 - целостности тросов ленты.
- Требования к обеспечению сигнализацией и связью:
- индикация работающих конвейеров и места порыва ленты;
 - связь переговорная.

К оборудованию контроля шахтной атмосферы предъявляют следующие требования:

- обеспечить непрерывный контроль аэрогазовый контроль шахтной атмосферы;
- обеспечить своевременное отключение электроснабжения, в случае превышения предельно допустимых концентраций газов и недостаточном проветривании выработок;
- обеспечить контроль над вентиляторами местного проветривания.

8.2 Автоматизация контроля шахтной атмосферы

Для решения оперативно-диспетчерского управления шахты предусматриваем создание системы для управления и контроля работы технологического оборудования в шахте и на поверхности, энергообеспечения, контроля параметров, характеризующих безопасные условия труда, которая предусматривает размещение технических средств сбора информации и аппаратуры телемеханики и их подключение к источникам питания и локальным системам автоматики [16].

Для решения задач автоматизации, контроля и оперативно-диспетчерского управления подземными объектами шахты проектом предусматриваем создание автоматизированной системы на базе многофункционального информационно-управленческого комплекса аппаратуры «Микон 1Р».

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОИПР.ПЗ	Лист 118
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Комплекс аппаратуры «Микон 1Р» является системой газоаналитической шахтной многофункциональной и предназначен для организации непрерывной автоматической газовой защиты и контроля шахтной атмосферы.

Помимо функций непрерывного измерения параметров состояния шахтной атмосферы, передачи информации на диспетчерский пункт, её обработки и отображения с помощью наземного вычислительного комплекса, аппаратура «Микон 1Р» позволяет решать задачи централизованного диспетчерского контроля и управления технологическим оборудованием и аппаратами электроснабжения в шахте и на поверхности.

Применение системы «Микон 1Р»

Система "Микон 1Р" позволяет на основе использования единых технических и программных средств реализовывать различные задачи централизованного диспетчерского и местного, ручного, автоматического и автоматизированного контроля, мониторинга и управления. Объектами управления и контроля могут быть шахтная атмосфера и микроклимат, основное и вспомогательное технологическое оборудование, транспортные и вентиляционные системы, системы электро-, пневмо- и водоснабжения, системы пожаротушения и т.д. Принципиальное отличие от используемых различных комплектов аппаратуры проветривания тупиковых выработок, газового контроля и защиты, телесигнализации и телеуправления заключается в том, что все функции перечисленных систем (АПТВ, "Метан", "Ветер") реализуются в системе "Микон 1Р" едиными ее программно-техническими средствами [16].

Схема расстановки аппаратуры АГК на выемочном участке 5003 пласта 50 представлена в графической части ВКР.

Датчики контроля метана:

1. Датчик М1 устанавливается в вентиляционном штреке 5003 в 10-20 м от путевого ствола. Уставка срабатывания - 0,5 % CH₄.

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОиПР.ПЗ	Лист
						119
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2. Датчик М2 устанавливается в вентиляционном штреке 5003 не более 5 м от очистного забоя. Уставка срабатывания - 0,5 % СН₄.

3. Датчик М3 устанавливается на сопряжении лавы с конвейерным штреком 5003 над приводом лавного скребкового конвейера на расстоянии не более 30 см от верхней балки крепи. Уставка срабатывания - 1,0 % СН₄.

4. Датчик М4 устанавливается в тупике конвейерного штрека 5003, погашаемого вслед за очистным забоем, для контроля местных скоплений СН₄ – под кровлей выработки у решетки, ограждающей погашенную часть выработки, у стенки выработки, противоположной выходу из лавы. Уставка срабатывания - 2 % СН₄. Диапазон измерения до 100 % СН₄.

5. Датчик М5 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от очистного забоя, у стенки, противоположной выходу из лавы, под кровлей выработки, для контроля исходящей струи воздуха из очистного забоя. Уставка срабатывания - 1,0 % СН₄. Диапазон измерения до 100 % СН₄.

6. Датчик М6 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от конвейерного ствола. Уставка срабатывания - 1,0 % СН₄. Диапазон измерения до 100 % СН₄.

Телеизмерение с датчиков М1, М2, М3, М4, М5, М6 выводится к оператору АГК.

При превышении предельно допустимой концентрации СН₄ датчики метана М1, М2, М3, М4, М5, М6 производят отключение высоковольтных ячеек КРУВ-6 №1, №9, в РП-6 №133, КРУВ-6 №1 в РП-6 №122, КРУВ-6 №1 в РП-6 №125 и снимают напряжение с выемочного участка 5003.

Датчики контроля скорости воздуха:

1. Датчик С1 устанавливается в вентиляционном штреке 5003 в 20 м от очистного забоя для контроля входящей струи воздуха.

2. Датчик С2 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 20 м от очистного забоя для контроля исходящей струи воздуха.

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОИПР.ПЗ	Лист
						120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3. Датчик С3 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от конвейерного ствола для контроля исходящей струи воздуха.

Телеизмерение с датчиков С1, С2, С3 выводится к оператору АГК. На рабочем месте оператора АГК осуществляется телесигнализация (световая и звуковая) при преодолении скоростью (расходом) воздуха предупредительного и предаварийного порогового уровня и при отказе датчика скорости воздуха [16].

Датчики контроля содержания оксида углерода:

1. Датчик ОУ1 устанавливается в вентиляционном штреке 5003 не более 5 м от очистного забоя.

2. Датчик ОУ2 устанавливается в тупике конвейерного штрека 5003, погашаемого вслед за очистным забоем, под кровлей выработки у решетки, ограждающей погашенную часть выработки, у стенки, противоположной выходу из лавы.

3. Датчик ОУ3 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от очистного забоя, у стенки, противоположной выходу из лавы.

4. Датчик ОУ4 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от конвейерного ствола.

5. Датчик ОУ5 устанавливается в конвейерном штреке 5003 на расстоянии не более 25 м от привода ленточного конвейера в направлении движения вентиляционной струи.

6. Датчик ОУ6 устанавливается в конвейерном штреке 5003 на расстоянии не более 25 м от места перегруза угля с ленточного конвейера №5 на ленточный конвейер №4 в направлении движения вентиляционной струи.

Датчики настраиваются на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017 % по объёму).

Телеизмерение с датчиков ОУ1, ОУ2, ОУ3, ОУ4, ОУ5, ОУ6 выводится к оператору АГК.

При превышении предельно допустимой концентрации оксида углерода датчик ОУ3 производит отключение высоковольтных ячеек КРУВ-6 №1, №9, в

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОИПР.ПЗ	Лист
						121
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

установлены датчики контроля: метана М7, оксида углерода ОУ7 и скорости воздуха С4.

Уставка срабатывания датчика М7 – 3,5 % СН₄. Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных. При превышении предельно допустимой концентрации СН₄ отключение электроэнергии на выемочном участке 5003 производится диспетчером шахты после сообщения машиниста ГОУ.

Датчик оксида углерода ОУ7 настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017% по объёму). Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных.

Телеизмерение с датчика контроля скорости воздуха С4 выводится к оператору АГК с регистрацией данных.

Для обеспечения непрерывного **измерения концентрации метана, оксида углерода и скорости воздушного потока в газопроводе** перед газоотсасывающей установкой, состоящей из вентиляторов УВЦГ-9 (ГОУ №2), установлены датчики контроля: метана М8, оксида углерода ОУ8 и скорости воздуха С5.

Уставка срабатывания датчика М8 – 3,5 % СН₄. Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных. При превышении предельно допустимой концентрации СН₄ отключение электроэнергии на выемочном участке 5003 производится диспетчером шахты после сообщения машиниста ГОУ.

Датчик оксида углерода ОУ8 настраивается на предельную концентрацию 17 ppm (0,0017% по объёму). Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных.

Телеизмерение с датчика контроля скорости воздуха С5 выводится к оператору АГК с регистрацией данных.

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОиПР.ПЗ	Лист
						123
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

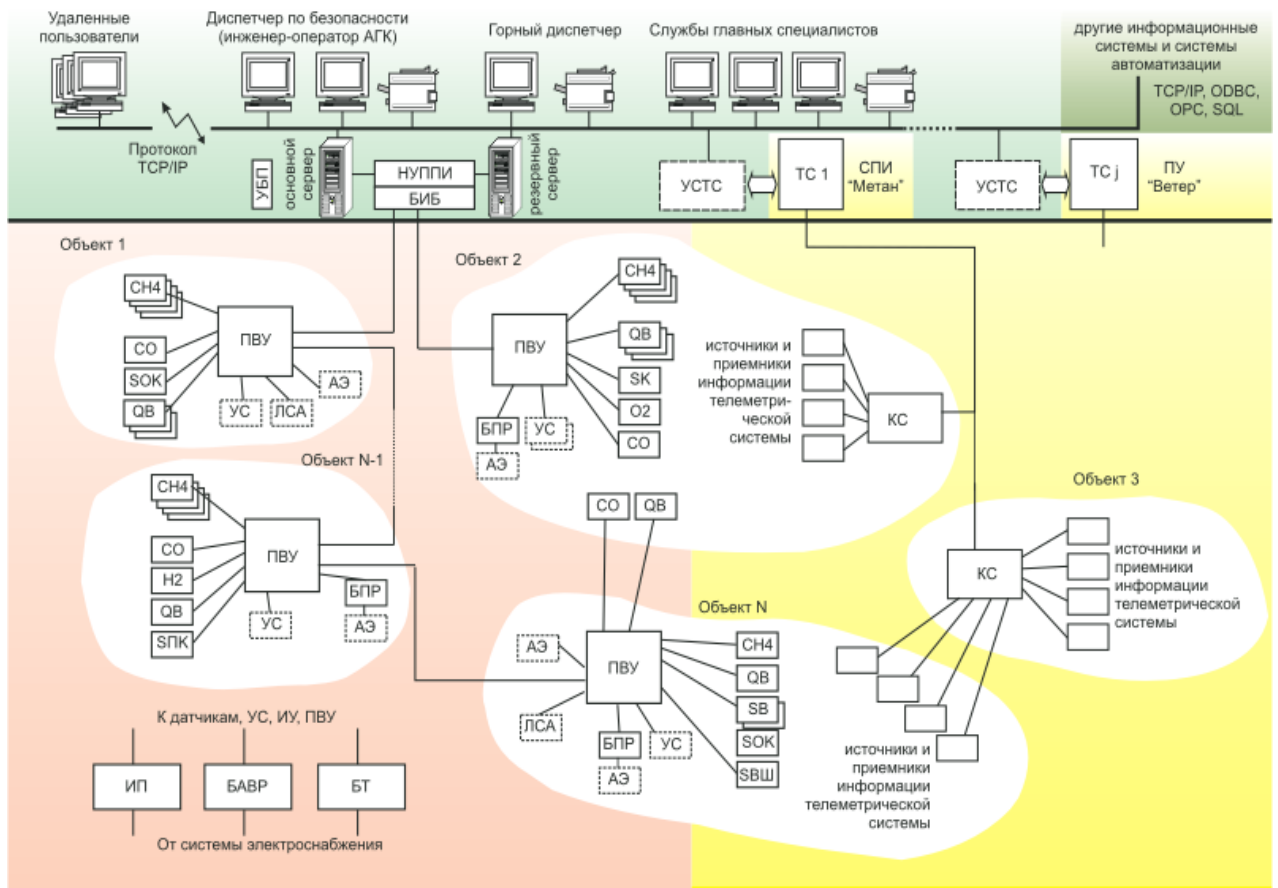


Рисунок 8.1 Структурная схема «МИКОН-1Р»

8.3 Оборудование автоматизации очистных забоев

Помимо предъявленных требований оборудование автоматизации очистного забоя должно выполнять следующие операции:

- управление с пульта комбайна пускателями (контакторами станций управления) комбайна, конвейера;
- дистанционное (двухстадийное) аварийное отключение автоматических выключателей с пульта комбайна и с абонентских постов по лаве;
- раздельное или совместное включение приводов конвейера;
- отключение конвейера с абонентских постов по лаве;
- реверс конвейера;
- раздельные команды на подачу предупредительного сигнала и автоматическое включение механизмов;

- осуществление необходимых технологических защит и блокировок, в том числе нулевую защиту от потери управляемости при повреждениях цепей управления и функциональных узлов, невозможность включения объектов без предупредительного сигнала и возврата схемы управления в исходное состояние при не включении и самопроизвольном отключении пускателя;

- отключение пускателя конвейера при срабатывании устройств контроля конвейеров и невозможность повторного включения конвейера без специального разрешения;

- световая сигнализация (оперативная и ремонтная) о состоянии управляемых объектов - о включении пускателей забойных машин, аварийном отключении;

- полуавтоматический контроль состояния аппарата со световой индикацией о наличии напряжения, включении реле контроля сигнала, о наличии напряжения в цепях управления пускателями;

- возможность работы с системой САУК-М и регулятором нагрузки УРАН;

К данным требованиям нам подходит для дистанционного управления пускателями комбайна, конвейера с обеспечением аварийного отключения, фидерного выключателя и необходимых технологических защит, блокировок, а также контроля с помощью световой индикации о состоянии управляемых объектов и самого аппарата применяем аппаратуру АУЗМ.

Таблица 8.1

Техническая характеристика АУЗМ.

№	Характеристика	Ед. изм.	Значение
1	Напряжение питания	В	127/660 1
2	Напряжение цепей управления	В	36
3	Частота питания сети	Гц	50+1
4	Общее количество управляемых объектов по 4-м контрольным жилам силового кабеля	Ед.	5

5	Количество объектов управления работающих с предупредительным сигналом	Ед.	3
6	Блокировка предупредительного сигнала при остановках забойных машин	Сек.	Не более 5
7	Количество пунктов управления забойным конвейером	Ед.	3

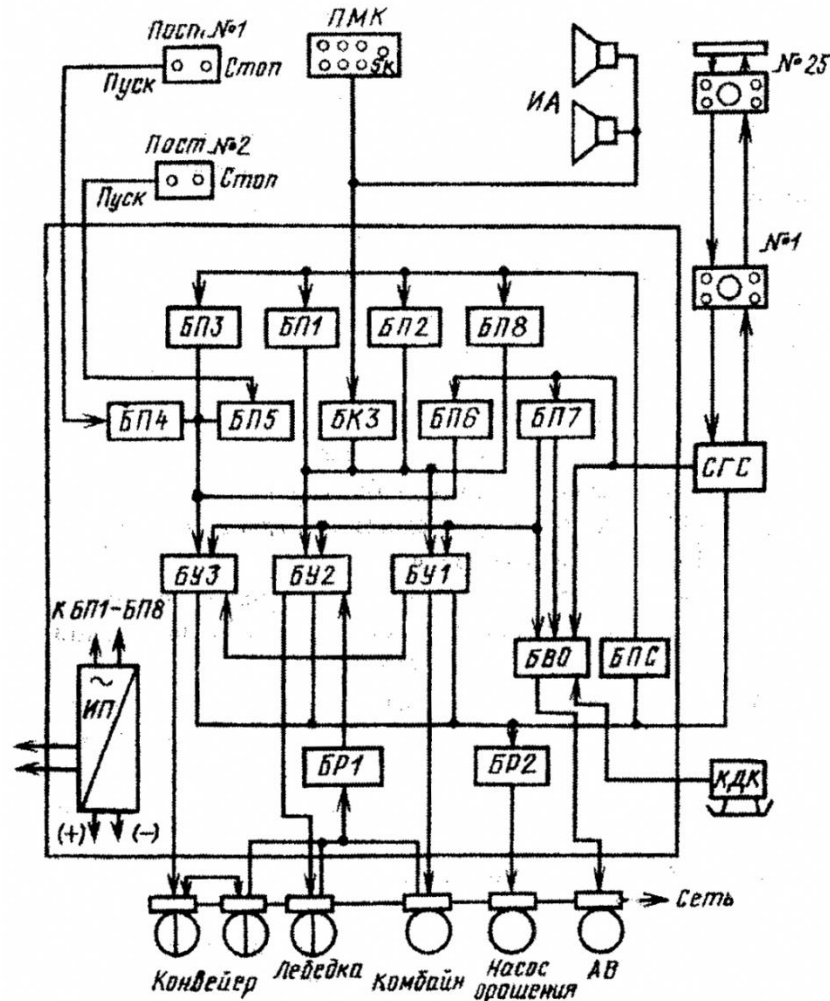


Рисунок 8.2 Структурная схема АУЗМ

ИА - излучатель акустический; КДК - контроль двухцепного конвейера; БУ - блоки управления; ИП - источник питания; БР - блоки реле; БП - приёмные блоки; БК - блок контроля; БПС - блок предупредительной сигнализации; БВО - блок вспомогательных операций; АВ - автоматический выключатель; ПМК - программируемый микроконтроллер.

Для обеспечения двухсторонней симплексной громкоговорящей связи между абонентами очистного забоя и штрека, подачи и контроля прохождения предупредительного сигнала перед включением и началом перемещения забойных машин, а также выдачи команд на отключение конвейера и автоматического фидерного выключателя применяют аппаратуру АС-ЗСМ.

Применяем аппаратуру АС-ЗСМ, чтобы выполнить следующие функции:

- двухсторонняя симплексная громкоговорящая связь между абонентами очистного забоя и штрека независимо от напряжения в сети;
- подачу и контроль прохождения предупредительного сигнала перед включением и началом перемещения забойных машин и механизмов;
- отключение конвейера с любого абонентского поста ПА - нажимом кнопки, фидерного автоматического выключателя - нажатием кнопки;
- диагностика неисправностей в каналах связи и управления;
- подача информации от системы шахтного аварийного оповещения.

Таблица 8.2

Техническая характеристика АС-ЗСМ.

№	Характеристика	Ед. изм.	Значение.
1	Напряжение питания	В	36/127,380,660.
2	Мощность, потребляемая от сети	Вт	70
3	Частота предупредительного сигнала	Гц	800-2000
4	Максимальная длина линии связи	м	400
5	Максимальный уровень предупредительного сигнала	аБ	95
6	Продолжительность работы аппаратуры в режиме громкоговорящей связи при отсутствии энергии на участке при соотношении разговор- молчание не менее	Мин	15

8.4 Аппаратура автоматизации участкового транспорта

Требованиям, предъявленным к оборудованию автоматизации конвейерного транспорта, удовлетворяет комплекс автоматизированного управления АУК- 2М.

Комплекс обеспечивает выполнение следующих функции управления:

- автоматический последовательный запуск конвейеров, включенных в линию, в порядке, обратном направлению движения грузопотока;
- автоматизированное управление конвейерной линией с кнопок пульта управления;
- автоматизированное управление конвейерной линией с кнопок прибора-указателя;
- автоматизированное управление конвейерной линией по сигналам телемеханики;
- запуск части конвейерной линии;
- запуск конвейерной линии без остановки работающих конвейеров;
- автоматическое управление конвейерной линией по сигналам технологических датчиков приемных устройств без применения дополнительных аппаратов контроля;
- прекращение запуска конвейерной линии с любого блока управления;
- возможность работы конвейерной линии в режиме автоматического отключения ее при отсутствии грузопотока;
- управление любым конвейером в линии при отсутствии питания на пульте управления;
- управление любым конвейером линии с кнопок блока управления в ремонтно-наладочном режиме;
- управление любым конвейером линии с выносного кнопочного поста в ремонтно-наладочном режиме;
- управление концевым (подлавным) конвейером из-под лавы;

					ВКР.21.04.05.09 217037.АОИПР.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		128

- управление одиночным конвейером без применения пульта управления;
- управление двухприводным конвейером со следующими программами работы пускателей: управление одним пускателем; работа по выбору одного из двух пускателей; управление двумя пускателями с их одновременным включением и отключением; работа двух пускателей, включение которых сдвинуто по времени, а отключение - одновременное;
- дозапуск линии ответвления с пульта управления магистральной конвейерной линии;
- выдача команды на управление вспомогательными механизмами без применения дополнительных аппаратов.

Таблица 8.3

№	Характеристика	Ед. изм.	Значение
1	Напряжение питания	В	36
2	Контролируемая величина снижения скорости ленты, настраиваемая, не более	%	25
3	Скорость скребковой цепи, при которой контролируется ее движение с помощью магнитоиндукционного датчика, не менее,	м/с	0,4
4	Скорость движения ленты, контролируемая с помощью тахогенераторного датчика, не уже пределов	м/с	1,0 - 3,5

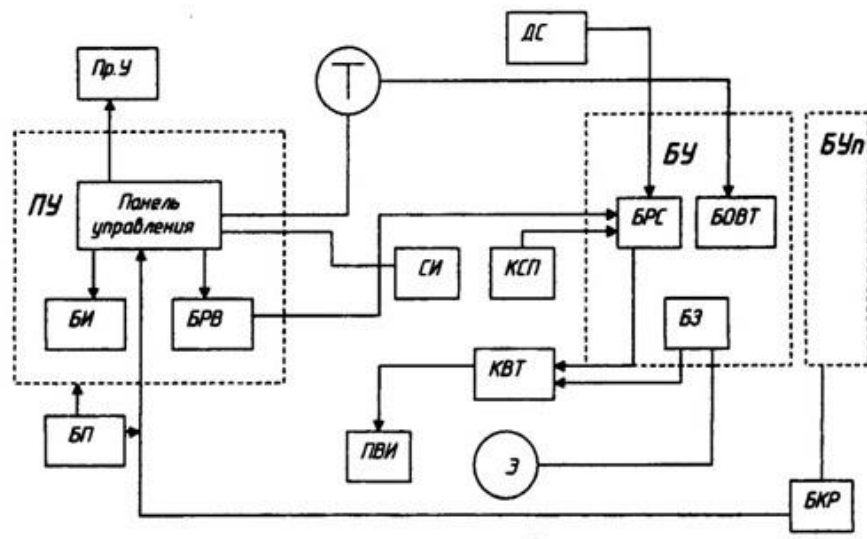


Рисунок 8.3 Блок - схема аппаратуры участкового транспорта АУК-2М.

БИ - блок индикации; БКР - блок концентратор; БРВ - блок реле времени; БРС - блок реле скорости; БЗ - блок заштыбовки; БОВТ - блок отсчета времени и телефон; Пр.У - прибор указатель; ДС - датчик скорости; Т - телефон; КСП - датчик скорости ленты; СИ - сирена; КТВ - кабель-тросовый выключатель; ПВИ - пускатель конвейера, Э – электродвигатель [16].

9. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СОЗДАНИЯ РАЗБОРНОГО РЕШТАКА ЗАБОЙНОГО СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

Применение разборной системы рештачного става повышает гибкость системы технического обслуживания. При внедрении указанного решения сокращается время неплановых простоев, благодаря простоте и оперативности замены изношенной направляющей до 12%.

Экономический эффект от принятых конструктивных решений

Простои конвейера из-за износа направляющих в среднем составляют около 15 часов. Сокращение простоев на 12% приведет к увеличению производительной работы очистного механизированного комплекса. При средней эксплуатационной производительности комплекса около 3000 т/ч это приведет к дополнительно добытому количеству угля

$$Q_{\text{доп}} = Q_{\text{экс}} \times t_{\text{раб2}}$$

Где $t_{\text{раб2}} = 15 \times 0,12 = 1,8$ часа;

$$Q_{\text{доп}} = 3000 \times 1,8 = 5400 \text{ тонн.}$$

В среднем отказ направляющих возникает каждые 6 месяцев, таким образом, за год будет получена дополнительная прибыль (при стоимости 1 т угля 5000 руб):

$$П = Q_{\text{доп}} \times 2 \times 5000 = 5400 \times 2 \times 5000 = 54 \text{ млн. руб в год.}$$

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.ЭЧ.ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>		<i>Кутиков П.В</i>			<i>Экономическая часть</i>		
<i>Руководит.</i>		<i>Кожухов Л.Ф</i>					
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н</i>					
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
						131	1
					<i>КузГТУ каф. ТИКМГР ГЭСд-171.2</i>		

10. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

10.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов в подземных условиях.....	133
10.2 Охрана труда.....	134
10.2.1 Мероприятия по борьбе с внезапными выбросами угля, газа, породы и горными ударами.....	134
10.2.2 Мероприятия по борьбе с горными ударами.....	134
10.2.3 Пожарно-профилактические мероприятия при разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию.....	135
10.2.4 Мероприятия по предотвращению прорывов воды и газа из затопленных выработок и водных объектов.....	138
10.3 Санитарно-гигиенические мероприятия.....	139
10.3.1 Борьба с высокими температурами в шахте.....	139
10.3.2 Комплексное обеспыливание.....	139
10.3.3 Борьба с шумом и вибрациями.....	140
10.3.4 Состав рудничного воздуха.....	143
10.3.5 Освещение.....	144
10.4 План ликвидации аварии.....	145

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	Охрана труда и промышленная безопасность	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Кутиков П.В</i>						<i>132</i>	<i>14</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Кожухов Л.Ф</i>					<i>КузГТУ каф.ТиКМГР ГЭСд-171.2</i>		
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н</i>							

10.1. Анализ опасных и вредных факторов в подземных условиях

Безопасность труда — условия, при которых на работников не воздействуют опасные и вредные производственные факторы либо отсутствует недопустимый производственный риск, связанный с возможностью нанесения ущерба здоровью работников. Безопасными считаются такие условия труда, при которых воздействие вредных и (или) опасных производственных факторов исключено, либо уровни их воздействия не превышают установленных нормативов.

В механизированных проходческих забоях наиболее распространены следующие опасные и вредные производственные факторы [17]:

- 1- движущиеся машины и механизмы;
- 2- подвижные части производственного оборудования;
- 3- передвигающиеся изделия, заготовки, материалы;
- 4- обрушивающиеся горные породы;
- 5- повышенная запыленность и загазованность воздуха рабочей зоны;
- 6- повышенная или пониженная температура поверхностей оборудования;
- 7- повышенная или пониженная температура воздуха рабочей зоны;
- 8- повышенный уровень шума и вибрации на рабочем месте;
- 9- повышенное или пониженное барометрическое давление в рабочей зоне и его резкое изменение;
- 10- повышенная или пониженная влажность воздуха;
- 11- повышенное значение напряжения в электрической цепи, замыкание которой может произойти через тело человека;
- 12- отсутствие естественного света;
- 13- недостаточная освещенность рабочей зоны.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		133

10.2 Охрана труда

10.2.1 Мероприятия по борьбе с внезапными выбросами угля, газа, породы

Согласно оценке выбросоопасности угольных пластов на поле АО «Шахта им. Ялевского», проведенной геологической организацией по методике ВостНИИ, критическая глубина проявления внезапных выбросов угля и газа составляет 475 м, что значительно превышает глубину отработки пластов шахтного поля (до 320 м), поэтому никаких специальных мероприятий по предотвращению внезапных выбросов проектом не предусматривается [1].

Однако следует иметь в виду, что этот прогноз ориентировочный и подлежит обязательному уточнению и, при необходимости, корректировке с привлечением института по безопасности при ведении горных работ у нижней границы шахтного поля, где метаноносность угольных пластов превышает 10 м³/т.

10.2.2 Мероприятия по борьбе с горными ударами

Пласты угля поля АО «Шахта им. Ялевского» с глубины 150 м относятся к угрожаемым по горным ударам.

Однако, в соответствии с заключением Кемеровского представительства по экспертизе промышленной безопасности в части вопроса выявления напряженных и опасных зон вблизи пройденных выработок по пласту 52 шахты «Котинская» № 24 от 24.11.03 г. Проведенными инструментальными геофизическими наблюдениями на глубине 140-150 м повышенных напряжений, характерных для пластов, угрожаемых по горным ударам, в пласте 52 обнаружено не было. В связи с этим ВНИМИ определено, что склонность пласта 52 к горным ударам будет проявляться с глубины ниже 180 м и ведение очистных работ и проведение подготовительных выработок до этой глубины можно осуществлять без прогноза степени удароопасности [17].

В процессе подготовки нижележащих пластов с привлечением ВНИМИ

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		134

необходимо уточнить глубину возможного проявления горных ударов на подготавливаемых пластах и перечень необходимых мероприятий, позволяющих предотвратить возникновение ударов.

Для эффективной и безопасной отработки пластов ниже критической глубины в соответствии с правилами безопасности [17] и «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам» на стадии проектирования предусмотрен следующий комплекс мероприятий:

– вскрытие нижележащих пластов 51, 50, 49 предусматривается полевыми выработками – вентиляционным, путевыми и конвейерными квершлагами с пласта 52;

– оставление охранных целиков в соответствии с требованиями «инструкции по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам» и рекомендациями ВНИМИ от 31.10.02 и 24.11.03 г. Чтобы при отработке выемочных столбов межштрековые целики не создавали угрозу возникновения горных ударов, проектом предусматривается их погашение последующими лавами. Для этого со стороны фланговых наклонных стволов предусматривается проходка вентиляционного штрека в присечку с погашенным конвейерным штреком верхней лавы;

– управление кровлей в очистных забоях полным обрушением вслед за подвиганием комплекса с исключением зависания кровли на больших площадях;

– проектом не предусматривается отработка ярусов встречными или догоняющими забоями;

При подготовке и отработке пластов, при подходе горных работ к критической глубине должен осуществляться текущий прогноз удароопасности и контроль эффективности профилактических мероприятий.

10.2.3 Пожарно-профилактические мероприятия при разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		135

По заключению РосНИИГД все пласты угля АО «Шахта им. Ялевского» относятся ко II группе склонности к самовозгоранию. Продолжительность инкубационного периода пласта 50, принятого к первоочередной отработке, составляет 47 суток. При подготовке нижележащих пластов необходимо с привлечением РосНИИГД определить продолжительность их инкубационного периода для корректировки, при необходимости, перечня и объемов мероприятий для профилактики эндогенных пожаров.

Факторами, влияющими на эндогенную пожароопасность в условиях АО «Шахта им. Ялевского» являются:

- аэродинамическая связь сближенных пластов;
- наличие неотрабатываемого пласта 53 мощностью до 1,5 м в кровле пласта 50 (в 40 м);
- наличие подкровельной пачки размером 0,4 м, оставляемой в виде потерь в выработанном пространстве в лавах 5001 и 5006 в соответствии с рекомендациями ВНИМИ от 31.10.02 г.;
- наличие старых горных выработок с высокими потерями угля на выходах всех пластов, что обуславливает возможность воздухообмена между этой зоной и атмосферой;
- накопление в выработанном пространстве угольной пыли с возможным ее самовозгоранием при реализации комбинированной схемы проветривания выемочных участков с применением газоотсасывающих вентиляторов;
- большие (до 2500 м) размеры выемочных полей по простиранию.

Факторами, понижающими эндогенную пожароопасность пластов, являются:

- высокая скорость подвигания очистных забоев от 7,3 до 17,8 м/сутки;
- отработка выемочных столбов в восходящем порядке (за исключением пласта 52);
- наличие наносов на выходах пластов и над отработываемыми лавами;
- наличие легкообрушаемой кровли и склонность почвы к пучению.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		136

Для предупреждения возникновения эндогенных пожаров в соответствии с рекомендациями РосНИИГД от 22.12.03 г. корректировкой «ТЭО» предусмотрены следующие мероприятия [17]:

- организовать контроль за содержанием окиси углерода во фланговых путевом и конвейерном наклонных стволах выше сопряжения с зоной старых горных работ аппаратурой автоматического контроля и экспресс-методом;
- для контроля экспресс-методом использовать специальные трубы, заведенные за крепь наклонных стволов, аналогично трубам в перемычкам;
- пробурить с поверхности в зону старых работ шесть скважин с обсадкой трубами диаметром 100 мм у конвейерного и путевого стволов (севернее конвейерного и южнее путевого стволов); скважины имеют тройное назначение: контроль за газовой атмосферой, для ликвидации возможных очагов самонагревания при обнаружении их вблизи стволов и для создания изолирующих поясов при секционировании старых горных работ;
- бурение газодренажных скважин предусматривается не в выработанное пространство, а в специальную выработку (сбойку, соединяющую скважину с погашаемым вентиляционным штреком);
- высокая скорость подвигания очистного забоя не менее 180 м в месяц;
- определение фона индикаторных газов согласно «Методике определения фона индикаторных газов в выемочных полях шахт России»;
- проведение контроля за утечками воздуха из очистного забоя в выработанное пространство и на земную поверхность путем измерения количества воздуха на входящей и исходящей струях с периодичностью не реже одного раза в 10 дней;
- контроль за текущей эндогенной пожароопасностью горных работ и эффективностью проведения профилактических работ по единому показателю $R_{п} = d_{исх}/d_{пост}$, где ($d_{исх}$, $d_{пост}$ – соответственно влажосодержание воздуха в исходящей и поступающей в выработанное пространство вентиляционных струях, г/кг) с периодичностью не реже одного раза в 10 дней. Точки контроля

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТИПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		137

за теплофизическими параметрами (температура, барометрическое давление, влажность) и составом рудничной атмосферы следует устанавливать с таким расчетом, чтобы получить достоверную картину изменения влагосодержания и концентрации индикаторных газов в утечках, проходящих через зоны повышенной эндогенной пожароопасности;

- крепление горных выработок огнестойкой крепью;
- минимальное количество сбоек между стволами;
- отсутствие силовых кабелей в вентиляционном стволе;
- установка в местах повышенной пожароопасности датчиков ИТРВ-1 для контроля температуры в закрепленном пространстве;
- установка на исходящих из очистного забоя и выемочного участка струях воздуха и в устьях воздуховыдающих выработок датчиков непрерывного измерения концентрации оксида углерода стационарной аппаратуры системы газоаналитической «МИКОН-1Р».

Для ведения контроля за ранними признаками самонагревания угля, оценки фона индикаторных газов, локализации скоплений угля с высокой температурой по результатам газового и температурного контроля в шахте и на поверхности, ведения профилактических работ, локализации и тушения обнаруживаемых очагов методом изоляции или с применением инертных пен и вспененных суспензий на шахте предусматривается организация участка профилактики.

10.2.4 Мероприятия по предотвращению прорывов воды и газа из затопленных выработок и водных объектов

Горные работы на поле АО «Шахта им. Ялевского» будут вестись в нетронутым массиве. Затопленные горные выработки на данном участке недр отсутствуют, поэтому мероприятия по предотвращению прорыва воды и газа из них, проектом не предусматриваются.

На поле шахты поверхностными водными объектами являются реки Средняя и Нижняя Саланда, Нижняя Тыхта, ручей Саландушка.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		138

При этом, для оптимизации мероприятий по обеспечению эффективной и безопасной выемки пласта 52 и определения безопасной глубины подработки нижележащими пластами этих водных объектов, необходимо с привлечением ВНИМИ выполнить ряд натуральных экспериментов по оценке высоты зоны водопродящих трещин и уточнению литологического состава и мощности подрусловых отложений в их долинах.

10.3 Санитарно-гигиенические мероприятия

10.3.1 Микроклиматические условия на рабочем месте

Учитывая небольшую глубину разработки пластов, температура воздуха в шахте по прогнозу геологической организации ожидается на глубине 300 м равной 12,1°, т. е. не превысит предельно допустимую по ПБ +26° С.

Учитывая это, специальных мероприятий по кондиционированию воздуха проектом не предусматривается.

В зимний период намечается подогрев подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°С помощью ВНУ.

10.3.2 Комплексное обеспыливание

При современной механизированной технологии разработки угольных месторождений добыча угля сопровождается значительным пылеобразованием.

Источниками пылеобразования в подземных выработках являются следующие производственные процессы - бурение шпуров, взрывные работы, механическая зарубка и отбойка угля, погрузка, перегрузка и транспортирование угля и породы.

Образующаяся при этом угольная пыль взрывоопасна, а также является источником ряда пылевых профессиональных заболеваний.

Для снижения запыленности воздуха до безопасных концентраций корректировкой проекта предусмотрен комплекс мероприятий, охватывающий все производственные процессы, связанные с пылеобразованием, согласно

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		139

требований «Руководство по борьбе с пылью и пылевзрывозащите на угольных и сланцевых шахтах»:

Места установки, режим работы средств пылеподавления, периодичность, объемы и параметры мероприятий по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли принимаются в соответствии с требованиями "Инструкции по борьбе с пылью и пылевзрывозащите к Правилам безопасности в угольных шахтах", уточняются в процессе ведения горных работ и, при необходимости, корректируются по рекомендациям института по безопасности.

Контроль пылевзрывобезопасности горных выработок на всем их протяжении, в том числе и запыленности воздуха, должен производиться специальными приборами или аппаратурой непрерывного действия. До их внедрения следует осуществлять визуальный и лабораторно-аналитический (с помощью служб ВГСЧ) контроль.

В случае, когда технические меры не могут обеспечить снижения запыленности рудничного воздуха до предельно допустимых концентраций, на рабочих местах с интенсивным пылеобразованием предусматривается обязательное применение индивидуальных средств защиты - противопыльных респираторов в соответствии с требованиями

10.3.3 Борьба с повышенными уровнями шума и вибрации

Источниками шума в шахте являются добычные механизмы, вентиляторы местного проветривания, электродвигатели, места перегрузки и др.

Расчет уровней звукового давления выполнен согласно «Руководству по расчету ожидаемых уровней шума на рабочих местах угольных шахт», МакНИИ, 1985г.

Расчет уровней звукового давления произведен для рабочих мест с наиболее неблагоприятной звуковой обстановкой - очистного и подготовительного забоев и у вентилятора местного проветривания.

В очистном забое, оборудованном механизированным комплексом ДВТ, уровень звукового давления рассчитан в рабочей точке, расположенной в лаве

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		140

вблизи сопряжения ее с конвейерным штреком, где источниками шума являются очистной комбайн SL500, привод забойного конвейера PF4/1132, став конвейера, а также став перегружателя, находящегося на конвейерном штреке.

В подготовительном забое уровень шума рассчитан на рабочем месте машиниста проходческого комбайна, где источниками шума являются проходческий комбайн ГПКС и загруженная ветвь конвейера 2СР-70М.

Суммарные уровни звукового давления в расчетных точках, полученные в результате расчетов, приведены в таблице 10.1. [18]

Таблица 10.1

Допустимые уровни шума

Рабочее место	Уровни звукового давления, ДБ, в октавных полосах частот со среднегеометрическими частотами, Гц							
	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Очистной забой	81	95	103	101	97	88	81	75
Подготовительный забой	88	105	109	107	108	106	99	86
Вентилятор ВМ-6	93	95	98	97	95	91	90	87

Как видно из таблицы, уровни шума на рабочих местах в большинстве октавных полосах частот превышает допустимые 80 дБ [18].

Для снижения шума предусматриваются следующие мероприятия:

1. Технические средства борьбы с шумом (применение машин с пониженным уровнем шума в источнике, применение технологических процессов, при которых уровни звукового давления не превышают допустимые или отличаются от них минимальной величиной и др.).

2. Применение дистанционного управления машинами, шумовые характеристики которых превышают допустимые нормы.

3. Мероприятия организационного характера (выбор рационального режима труда и отдыха, сокращение времени нахождения в «шумных» условиях, лечебно-профилактические мероприятия).

4. Применение средств индивидуальной защиты.

Во всех забоях шахты предусмотрено дистанционное управление отдельными машинами и механизмами. Исключена выемка ниш, где уровень шума достигает 102-105дБ. Для защиты органов слуха операторов пульта управления и машиниста комбайна предусматривается применение индивидуальных наушников, других рабочих - «беруши».

Для рабочих, находящихся в зоне работы проходческих комбайнов, предусматривается применение индивидуальных наушников.

Вспомогательное шумо- и виброактивное оборудование (насосы, вентиляторы и пр.) устанавливаются за пределами рабочих зон.

Вентиляторы местного проветривания предусматривается устанавливать с глушителями шума типа ГШЭ, применение которых позволяет снизить уровень шума на 15-26 дБ в различных октавных полосах.

Места перегрузки угля укрываются кожухами, футерованными войлоком и деревом. При установке желобов и течек предусматривается сокращение высоты перепада при перегрузках и установка желобов с наклоном, исключающим прямое падение угля и породы на конвейер или в вагонетку.

Снижение производственного шума достигается также за счет правильного монтажа оборудования и механизмов, применения смазки трущихся частей, своевременного и качественного ремонта и замены изношенных деталей.

Контроль уровня шума на рабочих местах намечается осуществлять шумомерами ВШВ-003-2М.

Правильный монтаж оборудования и механизмов, своевременное и качественное проведение профилактических и ремонтных работ, замена изношенных деталей позволяет предупредить возникновение вибрации или снизить ее до безопасного уровня.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		142

Так как для ведения горных работ проектом принято серийно выпускаемое оборудование, то перед заводами-изготовителями и разработчиками горно-шахтного оборудования необходимо поставить задачу по снижению шумовых и вибрационных характеристик выпускаемого и намечаемого к выпуску оборудования.

10.3.4 Газовый режим

Рудничная атмосфера, рудничный воздух, атмосферный воздух, засасываемый или нагнетаемый вентиляторами в подземные горные выработки и испытывающий при движении по ним некоторые изменения в составе, а также в температуре и влажности. По сравнению с атмосферным воздухом рудничной атмосфере в ряде случаев содержит меньше O_2 и больше N_2 и CO_2 , а вследствие окислительных процессов и выделения CO_2 из горных пород. Кроме того, в рудничной атмосфере могут быть примеси ядовитых и взрывчатых газов (паров) и пыли. В нормальной рудничной атмосфере содержание O_2 не менее 20%; слабо ядовитого CO_2 — не более 0,5—1%.

Ядовитые газообразные (парообразные) примеси в рудничной атмосфере: окись углерода (образуется при взрывных работах, пожарах, взрывах метана и пыли, входит в состав выхлопных газов дизельного оборудования), предельно допустимая концентрация в р. а. (ПДК) — 20 мг/м^3 (0,0016% по объёму); окислы азота (образуются при взрывных работах, входят в состав выхлопных газов дизельного оборудования), ПДК — 5 мг/м^2 (0,0001%) в пересчёте на N_2O_5 ; сероводород (образуется при гниении древесины и разложении водой колчедана, гипса и пр.; выделяется из залежей каменной соли, колчеданных руд), ПДК — 10 мг/м^2 (0,00066%);

сернистый газ (образуется при взрывных работах по породам, содержащим серу, при взрывах серной и сульфидной пыли, при пожарах на серных и медноколчеданных рудниках), ПДК — 10 мг/м^2 (0,00035%); альдегиды (входят в состав выхлопных газов дизельного оборудования), ПДК акролеина — $0,7 \text{ мг/м}^2$ (0,00008%), формальдегида — $0,5 \text{ мг/м}^2$ (0,00040%).

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		143

В соответствии с ПБ содержание метана в атмосфере подземных выработок должно соответствовать нормам [18]:

Исходящая вентиляционная струя из очистной или тупиковой выработки, выемочного участка не более 1%

Исходящая вентиляционная струя крыла шахты не более 0,75%

Поступающая вентиляционная струя на выемочный участок, в очистные выработки, к забоям тупиковых выработок не более 0,5%

Местные скопления метана в очистных, тупиковых и других выработках не более 2%

На выходе из смесительных камер не более 2%

Содержание углекислого газа в атмосфере подземных выработок на рабочем месте и в исходящей струе участков не должен превышать 0,5%

Для постоянного наблюдения за газовым режимом в горных выработках на поступающей и исходящей струе воздуха предусматривается установка контрольно-измерительной аппаратуры системы «Трансмиттон».

Для контроля за состоянием газа на рабочих местах применяется прибор «Сигнал-2» - непрерывного действия, ШИ 11 – эпизодического действия, а также электропроводки с сигнализатором метана СГГ-7.

Для эвакуации людей из загазированного пространства применяем изолирующие самоспасатели типа ШСС-1У, ШСТ-Т. Для снижения газообильности выемочного участка применяется газоотсасывающая установка ВЦГ-9, ППДУ.

10.3.5 Освещение

В качестве источника энергии для светильников предусматривается использование осветительных аппаратов АОШ-4.01, АОШ-4.02 либо АПШ.М.01, АПШ.М.02 мощностью 4 кВт, оборудованных устройствами коммутации, защиты и реле утечки. В качестве источника света предусмотрено использование люминесцентных светильников во взрывозащитном исполнении. Для освещения подготовительных забоев предусматривается использование светильников, установленных на проходческих комбайнах с питанием от трансформаторов, встроенных в магнитные станции комбайнов. Осветительная сеть выполняется бронированным или гибким кабелем с медными жилами. Все работники имеют индивидуальные светильники. Главные выработки освещаются светильниками РВЧ-15, которая заземляется в соответствии с «Инструкцией по устройству, осмотру и изменению сопротивления заземлений».

10.4 План ликвидации аварии

План ликвидации аварии (ПЛА) разрабатывается заранее в соответствии с рекомендациями [3] и составляется главным инженером шахты и командиром ВГСЧ, обслуживающем данную шахту, утверждается техническим директором не позднее, чем за 15 дней до ввода плана в действие [19].

План должен содержать:

- Оперативную часть;
- Распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующих в ликвидации аварии, и порядок их действия;
- Список учреждений и должностных лиц, которые необходимо известить об аварии.

Оперативная часть разрабатывается на начальную стадию аварий и по определенной форме. Для удобства пользования плана ликвидации аварий оперативная часть составляется по позициям. Каждой позиции присваивается определенный порядковый номер по ходу вентиляционной струи,

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145

по которому свежий воздух поступает в шахту. Номер позиции наносится на схему вентиляции.

Оперативная часть включает: мероприятия по спасению людей и ликвидации аварий, ответственных лиц за выполнение мероприятий и их исполнение ВГСЧ и их действия. Оперативная часть должна быть предельно простой и ясной; запрещается перегружать мероприятиями, не имеющими прямого отношения к ликвидации аварий [19].

В плане предусмотрены мероприятия, которые осуществляются немедленно при обнаружении аварии и обеспечивающие: спасение людей, застигнутых аварией; ликвидацию аварии, предупреждение ее развития. ПЛА находится у главного инженера шахты, горного диспетчера и в горноспасательном взводе, обслуживающем шахту. С ПЛА до его введения должны быть ознакомлены все ИТР шахты, а рабочих с планом знакомит начальник участка.

					ВКР.21.04.05.09 217037.ОТиПБ.ПЗ	Лист
						146
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Список литературы

1. Отчет по производственной практике по шахте им В.Д. Ялевского, г. Прокопьевск КузГТУ, кафедра ТКГМР, 2019.
2. Горные машины и оборудование подземных горных работ: Учебное пособие для курсового и дипломного проектирования [Электронный ресурс] / А. А. Хорешок, Ю. А. Антонов, Л. Ф. Кожухов, А. М. Цехин, Г. Д. Буялич, А. Ю. Борисов; КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 170 с.
3. Горные машины и оборудование подземных горных работ. Режущий инструмент горных машин [Электронный ресурс]: учеб. пособие / А. А. Хорешок, Л. Е. Маметьев, А. М. Цехин, А. Ю. Борисов ; КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 288 с.
4. Морозов, В.И. Очистные комбайны. Справочник / В.И. Морозов, В.И. Чудинков, Н.В. Сурина. – М.: Изд-во МГТУ. – 2006. – 650 с.
5. Зайков В.И. Эксплуатация горных машин и оборудования: учеб. пособие. – 4-е изд. / В.И. Зайков, Г.П. Берлявский. – М.: Изд-во МГТУ, – 2006 – 257 с.
6. Сафохин, М.С. Горные машины и оборудование: учеб. для вузов / М.С. Сафохин, Б.А. Александров, В.И. Нестеров. – М.: Недра, 1995. – 443 с.
7. Технические характеристики и эксплуатация вспомогательного транспорта шахт: Учебное пособие для курсового и дипломного проектирования [Электронный ресурс] / А.В. Ремезов, А. А. Хорешок, С.В. Новоселов, В.В. Ульянов – Кемерово, 2016. – 163 с.
8. Стационарные машины. Расчет водоотливных установок горнодобывающих предприятий: Учебное пособие - КузГТУ 2011, А.П. Абрамов, В.Н. Бизенков.
9. Зайков В.И. Эксплуатация горных машин и оборудования: учеб. пособие. – 4-е изд. / В.И. Зайков, Г.П. Берлявский. – М.: Изд-во МГТУ, – 2006 – 156 с.

Интернет ресурсы:

10. АО «СУЭК-Кузбасс»

<https://www.suek.ru/>

					ВКР.21.04.05.09 217037.СЛ.ПЗ		
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			
Разработ.	Кутиков П.В				Лит.	Лист	Листов
Руководит.	Кожухов Л.Ф					147	2
Зав. каф.	Шахманов В.Н				Список литературы		
					КузГТУ каф. ТКМГР ГЭСд-171.2		

11. Сайт компании Caterpillar
<https://www.caterpillar.com/ru.html>
12. Техническое обслуживание и ремонт горношахтного оборудования /
 А.Н. Коваль, А.М. Горлин, В.И. Чекавский [и др.]. – М.: Недра, 1987. – 344 с.
13. Курбатова, О.А. Монтаж и ремонт горных машин: учеб. пособие. –
 Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 1999. – 119 с.
14. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий. Губко
 А. А., Губко А.Б. Белово 2013.
15. Капитальный ремонт горно-шахтного оборудования /
 В.И. Остапенко [и др.]. – М.: Недра, 1986. – 240 с.
16. Расчет потребности тепла и топлива на собственные нужды горного
 предприятия: мет. указ. к курсовой работе/сост.: В. В. Назаревич; КузГТУ. –
 Кемерово, 2009. – 30 с.

Интернет-ресурсы:

17. АО «СУЭК-Кузбасс»
<https://www.suek.ru/sustainability/health-and-safety/>
18. Федеральные нормы и правила в области промышленной
 безопасности Правила безопасности в угольных шахтах
<https://sudact.ru/law/prikaz-rostekhnadzora-ot-08122020-n-507-ob/federalnye-normy-i-pravila-v/>
19. АО «СУЭК-Кузбасс»
<https://www.suek.ru/>

					<i>ВКР.21.04.05.09 217037.СЛ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		148