

## СОДЕРЖАНИЕ

1. Горная часть
2. Комплексная механизация работ
3. Рудничный транспорт
4. Стационарные установки
5. Специальная часть
  - 5.1 Совершенствование технического обслуживания гидравлической системы механизированного комплекса
  - 5.2 Совершенствование технического обслуживания электрооборудования механизмов очистного забоя
6. Техническое обслуживание и ремонт
  - 6.1 Техническое обслуживание и ремонт гидравлической системы
  - 6.2 Техническое обслуживание и ремонт электрооборудования механизмов очистного забоя
7. Электроснабжение
8. Автоматизация
9. Экономическая часть
  - 9.1 Экономическое обоснование фильтровальной установки гидравлической системы
  - 9.2 Экономическое обоснование совершенствования системы управления механизмом передвижения комбайна с учетом работы комплекса метан-радио
10. Охрана труда и техника безопасности

					<i>ВКР.21.04.05.09.217040 С.ПЗ</i>				
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>					
<i>Разработ.</i>		<i>Хижняк М.А</i>			<i>Содержание</i>			<i>Лист</i>	
<i>Разработ.</i>		<i>Лозовский Н.К.</i>							
<i>Руководит</i>		<i>Кузин Е.Г.</i>							
<i>Зав. каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>							
					<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>				

# 1. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

## Содержание

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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ.ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Хижняк М.А</i>				<i>Горная часть</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Лозовский Н.К.</i>							
<i>Руководит.</i>	<i>Кузин Е.Г.</i>							
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							
						<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		

# 1. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Характеристика предприятия

Поле шахты имени В.Д. Ялевского расположено 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».

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.

					ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 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).

### Физико-механические свойства горных пород

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

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/см<sup>2</sup> до 1350 кг/см<sup>2</sup>. Такой широкий разброс показателя прочности объясняется изменением

					ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



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, обрушаемости 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.

Таблица 1.2 - Структурная колонка пород кровли пласта 50

№ пласта	Мощность	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.  $\pm 0$  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.  $\pm 0$ м по пластам 53, 52, 51, 50, 49 утверждены ТКЗ ГУИР по Кемеровской области.

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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.

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 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ	Лист
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 конвейерным наклонными стволами. В нижней части уклонного поля наклонные стволы основной и фланговой площадок сбиваются дренажным штреком.

					ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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 20м<sup>2</sup>, фланговые наклонные стволы – 20м<sup>2</sup>. Часть вентиляционного наклонного ствола по пласту 51 будет пройдена сечением 14,5-17,3м<sup>2</sup>, 18,4м<sup>2</sup>, в углубляемой его части сечение в свету принято 18,4м<sup>2</sup>. Крепление наклонных стволов по всем пластам принято металлической арочной крепью из СВП с железобетонной затяжкой, а также

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



## 2. КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

### 2.1 Выбор и расчёт оборудования для очистных работ.....

#### 2.1.1 Горно-геологическая характеристика пласта.....

#### 2.1.2 Выбор оборудования очистного забоя.....

##### 2.1.2.1 Выбор механизированной крепи.....

##### 2.1.2.2 Выбор выемочной машины.....

##### 2.1.2.3 Выбор забойного конвейера.....

##### 2.1.2.4 Увязка конструктивных и режимных параметров.....

#### 2.1.3 Технические характеристики оборудования очистного забоя.....

#### 2.1.4 Расчет скорости подачи очистного комбайна.....

##### 2.1.4.1 Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа.....

##### 2.1.4.2 Определение скорости подачи комбайна по вылету резца.....

##### 2.1.4.3 Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору.....

##### 2.1.4.4 Определение скорости подачи комбайна по производительности конвейера.....

#### 2.1.5 Расчет производительности очистного комбайна.....

##### 2.1.5.1 Теоретическая производительность.....

##### 2.1.5.2 Техническая производительность.....

##### 2.1.5.3 Эксплуатационная производительность.....

#### 2.1.6 Организация работ в очистном забое.....

#### 2.1.7 Построение планограммы работ в забое.....

### 2.2 Комплексная механизация подготовительных работ.....

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 КМ.ПЗ</i>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.	Хижняк М.А				<i>Комплексная механизация</i>	Лит.	Лист	Листов
Разработ.	Лозовский Н.К							
Руководит.	Кузин Е.Г.				<i>КузГТУ каф. ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>			
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  $9^{\circ}$  -  $11^{\circ}$ , 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/м<sup>2</sup>, слабой устойчивости, структура однородная и сложена блестящими и полублестящими разностями. Пласт склонен к кливажу и вывалам, наблюдается три разновидности кливажа: нормально-секущий ( $A_{з\text{пд}}$   $50-60^{\circ}$ , Угол<sub>пд</sub>  $75-85^{\circ}$ ) и косо-секущий ( $A_{з\text{пд}}$   $250-260^{\circ}$ , Угол<sub>пд</sub>  $25-30^{\circ}$ ) ( $A_{з\text{пд}}$   $325^{\circ}$ , Угол  $20^{\circ}$ ). Коэффициент крепости  $f = 0,8 - 1,2$ . Марка угля – энергетическая ДГ. Моноклиналиное залегание пласта осложнено волнистостью (мелкими изгибами пласта).

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/м<sup>3</sup>, с засорением -  $1,33$  т/м<sup>3</sup>, естественная влажность  $W^a = 3,6 - 4,9$  %. Максимальная влагоемкость  $W^{max} = 4,6 - 13,2$ %. Выход летучих  $V^T = 38,6-43,4$ %.

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  $3,0$  м<sup>2</sup>. 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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

Природная метаноносность пласта в пределах выемочного столба составляет 12 - 14 м<sup>3</sup>/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.

### **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 8<sup>0</sup> (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.

Во всех случаях выбор оборудования необходимо начинать с механизированной крепи.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

### 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;

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

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

$$l_3 = a + d + B, м; \quad (2.3)$$

$$l_n = a + d, м; \quad (2.4)$$

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

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

$B$  - ширина захвата комбайна, м ( $B = 0,8 м$ );

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

Для заданных условий выбираем крепь ДВТ 2200/48002х3297-1750  
 $a = 3,2 м$ ;  $d = 0,3 м$ ;

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ					

$$l_3=3,2+0,3+0,5=4 \text{ м,}$$

$$l_n=2+0,3=2,3 \text{ м.}$$

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

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

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

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

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

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).

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,  $\text{м}^2$ ;

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
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

### 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 [2].

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

где

					ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



$g$  - относительная метанообильность разрабатываемого пласта, м<sup>3</sup>/т;

$k$  - коэффициент дегазации пласта ;

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

$c$  - 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 м<sup>2</sup>) меньше потребной (49,3 м<sup>2</sup>). 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.

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

где  $Q_{т}$  - теоретическая производительность комбайна т/мин;

$\gamma$  - плотность угля в целике, т/м<sup>3</sup>;

$m_{\min}$  - 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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
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).

### 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 <sup>2</sup> кровли, кН/м <sup>2</sup>	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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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

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.

#### 2.1.4.1 Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа

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

где  $N_{уст}$  - 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;

$\gamma$  - плотность угля, т/м<sup>3</sup>;

$\alpha$  - угол падения пласта, град.

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

#### 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  $D_{ш} = 2,5$ м выбираем резцы типоразмера ТК65.

$$V_n = 0,01 \cdot \frac{l_p}{k_l} \cdot n \cdot z, \text{ м/мин}; \quad (2.15)$$

где  $l_p$  - 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:

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

где  $V_p$  – 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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		





$\gamma$  - плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

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

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).

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 [2].

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

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

$B$  - ширина захвата комбайна, м;

$V_n$  - скорость подачи комбайна, м/мин;

$\gamma$  - плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

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

### 2.1.5.2 Техническая производительность

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
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).

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

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):

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

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ					

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

Условие (2.9) выполняется, т.к. реальная площадь под крепью (34,8 м<sup>2</sup>) больше потребной с учётом дегазации (13,7 м<sup>2</sup>).

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

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

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.

График выходов рабочих

№	Профессия	Смены			Всего чел.
		I	II	III	
1	МГВМ	2	2	2	6
2	ГРОЗ	17	10	10	37
4	Дек. 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.

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

$$N = \frac{T_c}{\frac{L_{oz}}{V_{nx}} + \frac{L_{oz}}{V_{ox}} + t_{nz}}, \text{ т/см}, \quad (2.24)$$

где  $T_c$  – продолжительность работы за сутки, мин,

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

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

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

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

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

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

Время одного цикла:

$$t_y = \frac{t_{раб} \cdot 60}{N}, \text{ МИН}$$

$$t_y = \frac{19 \cdot 60}{13} = 81 \text{ МИН.}$$

## 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:

- Проходческим комбайном КП-21

Таблица 2.1 - Техническая характеристика комбайна КП-21

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

						Лист
						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	

и размеров	
1 Производительность, не менее:	
- по углю, м <sup>3</sup> / мин .....	2,0
- по породе $\sigma_{сж} \leq 100$ МПа, м <sup>3</sup> /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 <sup>3</sup> , не более.....	23
7 80 %-ный ресурс до капитального ремонта, м <sup>3</sup> , 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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### 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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		





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 21.04.05.09.217040 КМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Техническая характеристика проходческого комбайна П-110

Параметры комбайна	П110
Техническая производительность при предельной прочности пород, м <sup>3</sup> /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

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

### 3. РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 РТ.ПЗ</i>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.	ХИЖНЯК М.А				<i>Рудничный транспорт</i>	Лит.	Лист	Листов
Разработ.	Лозовский Н.К							
Руководит.	Кузин Е.Г.					<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭст-151.2</i>		
Зав. каф.	Шахманов В.Н.							



## 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, м<sup>2</sup>.....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:

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

где  $b$  – ширина захвата комбайна, м;

$\gamma$  - плотность угля в целике (1,3 - 1,4 т/м<sup>3</sup>);

$N$  – число циклов комбайна:

					ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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,

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

$t_{пз}$  – 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

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

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

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

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

### Расчет 3.2.3 Расчет и выбор скребкового конвейера

Выбор скребкового конвейера выполняют по условию

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

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:

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

гдг  $i_{ц}$  – количество цепей,

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

$m_c$  – масса скребка, кг,

$l_c$  – расстояние между скребками, м,

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

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		





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

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

Построение диаграммы натяжения тягового органа.

Натяжение в характерных точках.

$$S_1 = 5000 \text{ Н},$$

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

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

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

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

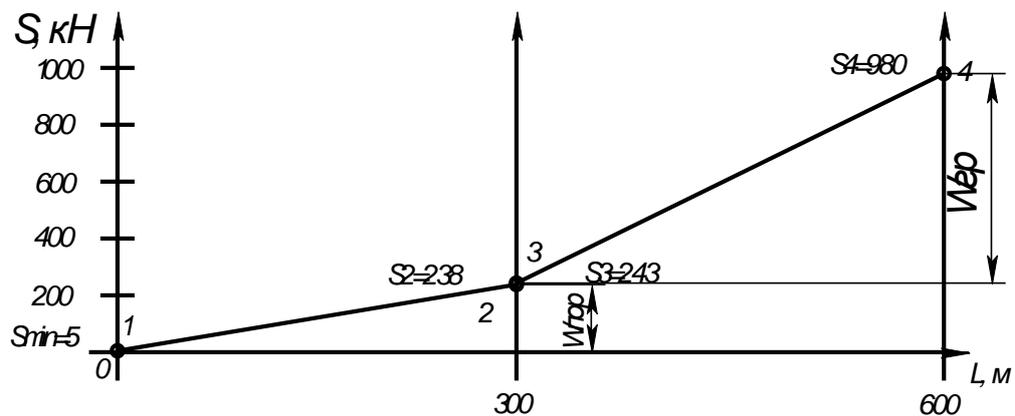


Рис.3.3. Диаграмма натяжения тягового органа.

Сопротивление на приводной звездочке.

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

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

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

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.

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.





$k = 1,04$  - 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.

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

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.

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

$$S_{min} = 8 \cdot (245 + 2428) \cdot 1,1 = 23522,4 \text{ Н,}$$

Усилие сцепления барабана с лентой.

					ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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 усилия при передаче общего тягового усилия;

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



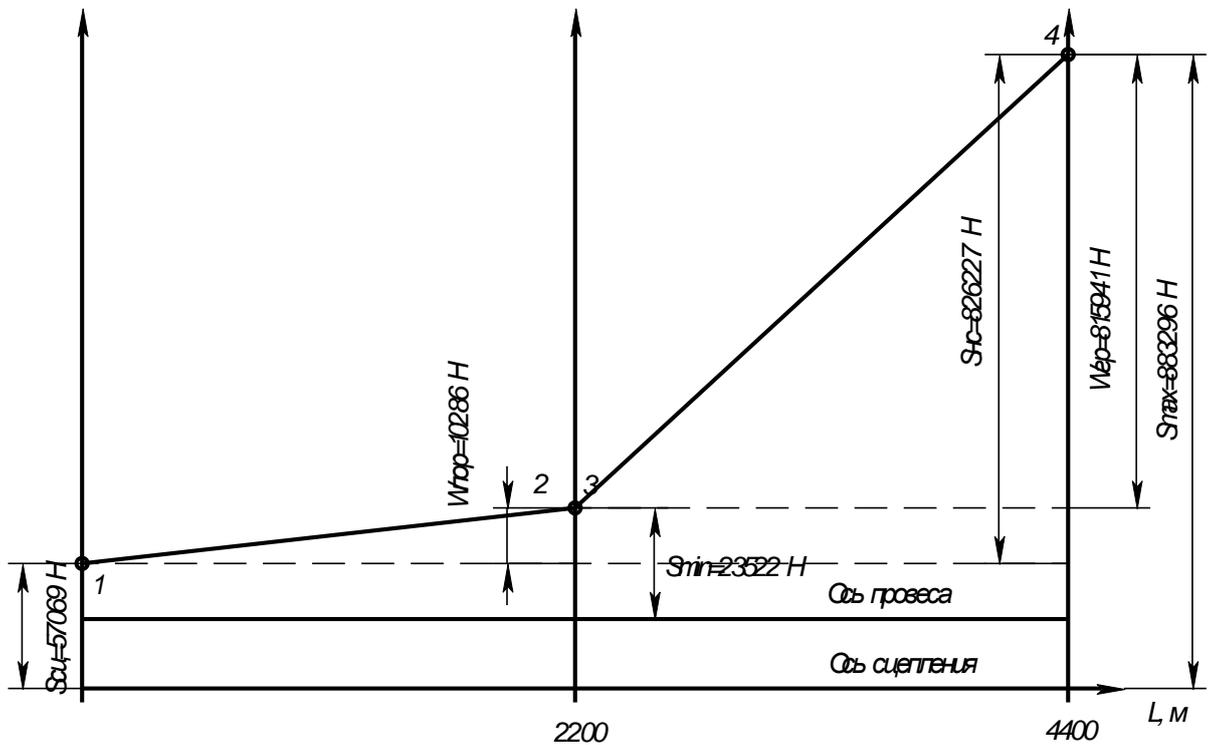


Рис.3.6 Диаграмма натяжения ленты

Согласно диаграммы максимальное натяжение ленты:

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

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

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 ];





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

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

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

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

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

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

Минимальное натяжение ленты на грузе ветви.

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

$$S_{\min} = 8 \cdot (245 + 2428) \cdot 1,1 = 23522,4 \text{ Н,}$$

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 [ 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 трех барабанного привода;

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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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

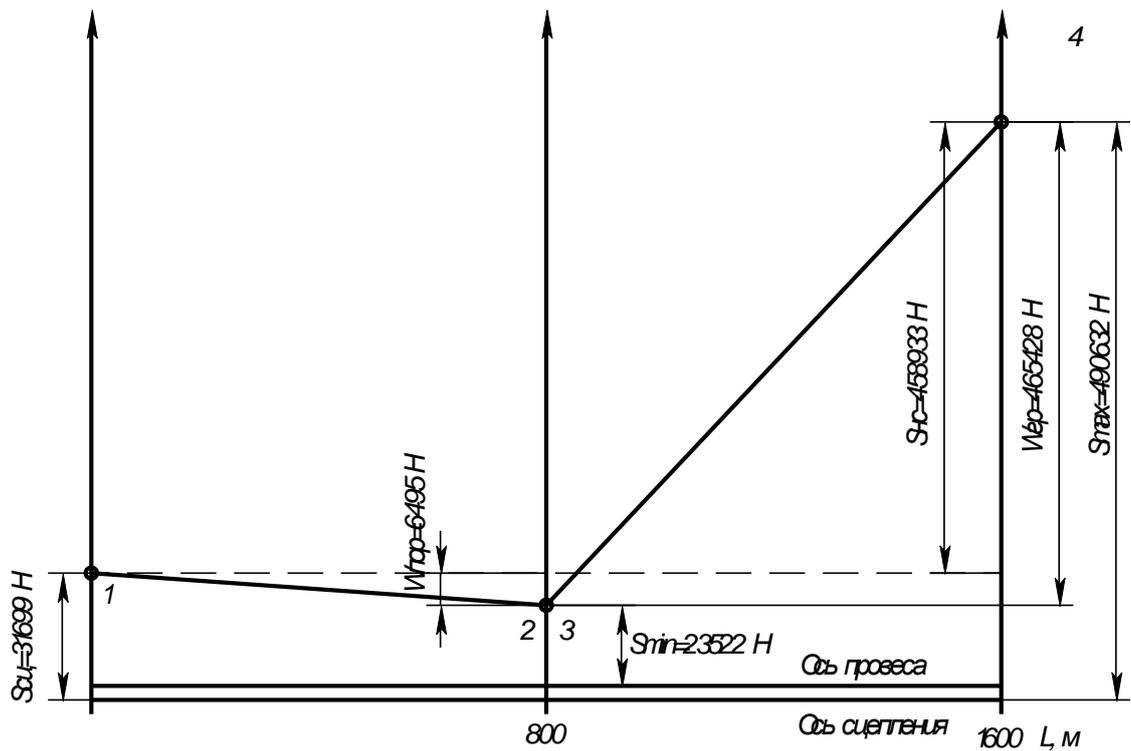


Рис.3.10. Диаграмма натяжения ленты.

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

$$S_{\max} = S_{n-c} + S_{cy}, \text{ Н},$$

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

Разрывное усилие ленты

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

где  $\sigma_{\text{пр}} = 2000 \text{ Н/мм}$  – 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

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

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

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

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 [ 1 ];

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

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, метало крепи 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 ИДП-155У в выработках с углом наклона пути не более  $25^\circ$

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<sup>-1</sup>

Количество цилиндров 4

					ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ	Лист
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.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 РТ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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.

Схема поверхностного технологического комплекса приведена на рис.3.11.

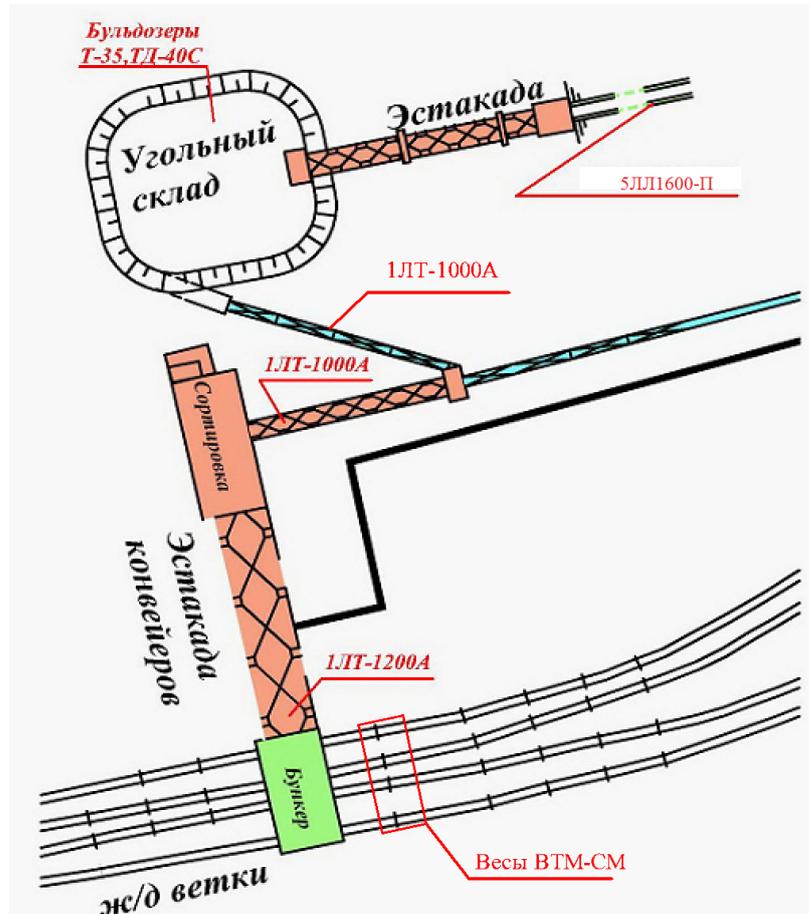


Рис.3.11. Схема поверхностного технологического комплекса

### 4. СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ

					<b>ВКР 21.04.05.09.217040 СУ.ПЗ</b>		
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			
Разработ.	Хижняк М.А				Лит.	Лист	Листов
Разработ.	Лозовский Н.К						
Руководит.	Кузин Е.Г.				Стационарные		
Зав.каф.	Шахманов В.Н.				ВКР 21.04.05.09.217040 СУ.ПЗ		
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 151.2		





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

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 <sup>-1</sup>
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.

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.

#### 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 1800м<sup>3</sup>. 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.

На I этапе отработки лавы 5003 (ожидаемый водоприток составляет 30м<sup>3</sup>/час) откачка воды осуществляется из одного рукава водосборника из-за водоупорной дамбы 2-мя насосами ЦНС-300/420 (производительность насосов 300 м<sup>3</sup>/час.). На II этапе отработки лавы 5003 (ожидаемый максимальный водоприток составляет до 130м<sup>3</sup>/час) выдача шахтной воды осуществляется из

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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 квершлагу на путевой ствол пл.52 ФПП и далее по существующей системе трубопроводов на поверхность в очистные сооружения шахтных вод.

### 4.3 Вентиляторная установка

#### 4.3.1 Исходные данные для проектирования

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

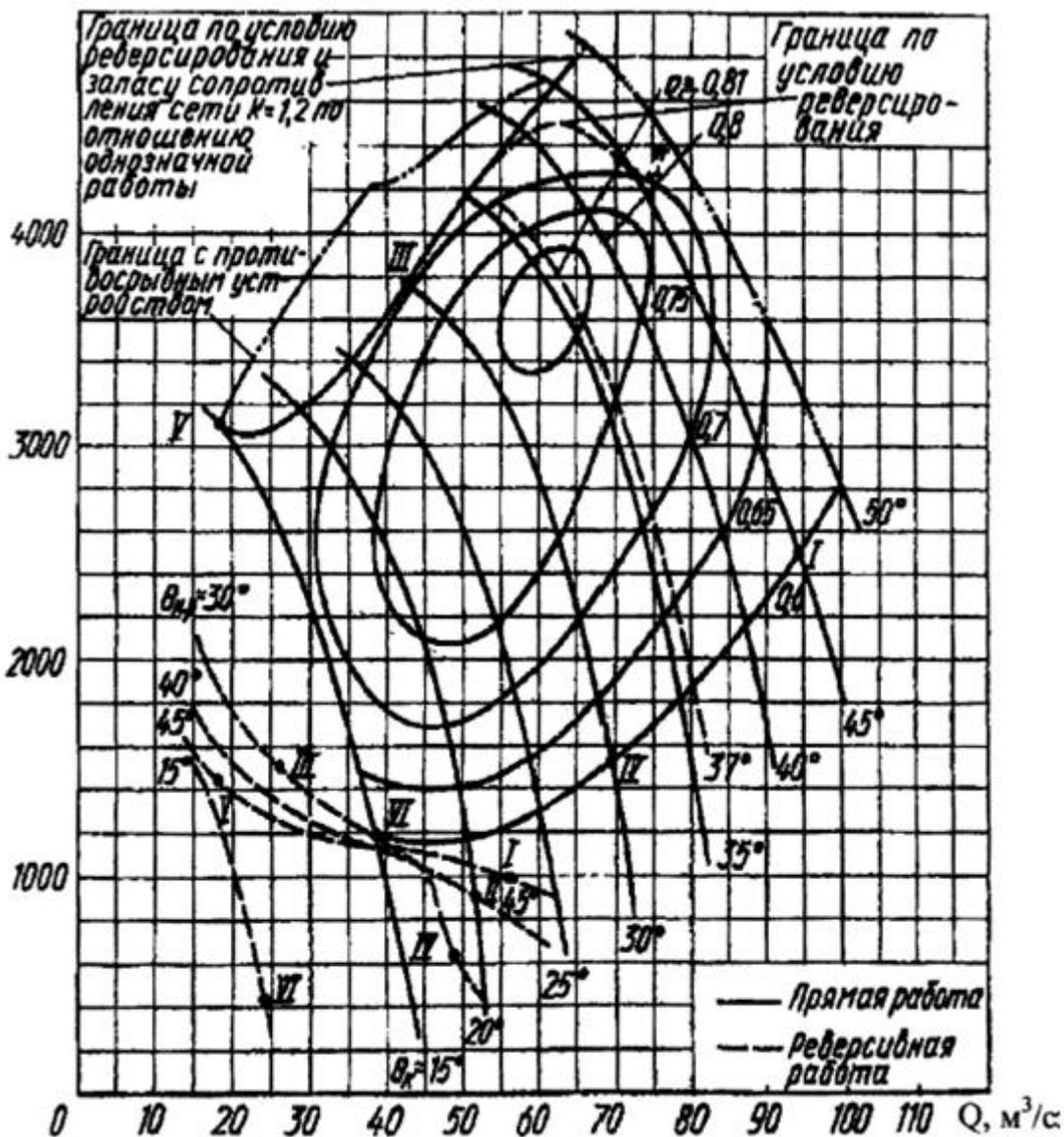
Минимальное давление –  $h_{min} = 170 \text{ даПа}$

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 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$P_{ст}, Па$



Аэродинамические характеристики вентилятора ВОД-18.  
Частота вращения – 1000 мин<sup>-1</sup>.

Рисунок 4.2 характеристика вентилятора

### 4.3.2 Характеристики вентиляторной сети

При минимальном и максимальном давлениях сопротивление сети:

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

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

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  $e$  ( $Q_e = 62 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $p_e = 2740 \text{ Па}$ ;  $\eta_e = 0,75$ ).

### 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  $\theta = 45^\circ$ :

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
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 м<sup>3</sup>/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:

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

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

Таблица 4.3.

Технические данные выбранного электродвигателя.

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

### 4.3.7 Среднегодовой расход электроэнергии

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

Средний КПД

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

Среднее давление

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

Средняя подача

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

## 4.4 Калориферная установка

### 4.4.1 Расчет калориферной установки

Исходные данные:

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

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

Принимаем решение – КУ монтировать калориферами типа КС<sub>к</sub>-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  $F_c = 6,3 \text{ м}^2$ ;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



- число ходов по теплоносителю – 8;

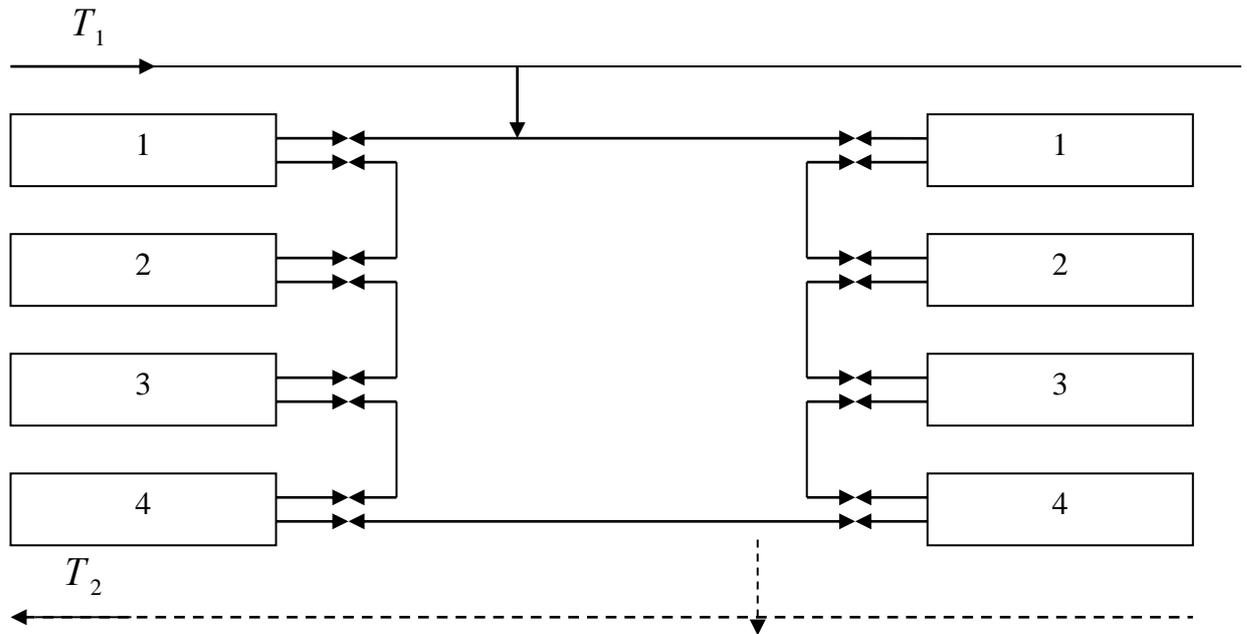


Рисунок 4.3. Схема компоновки калориферной секций стояками в установке:

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

#### Количество стояков

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

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 СУ.ПЗ				

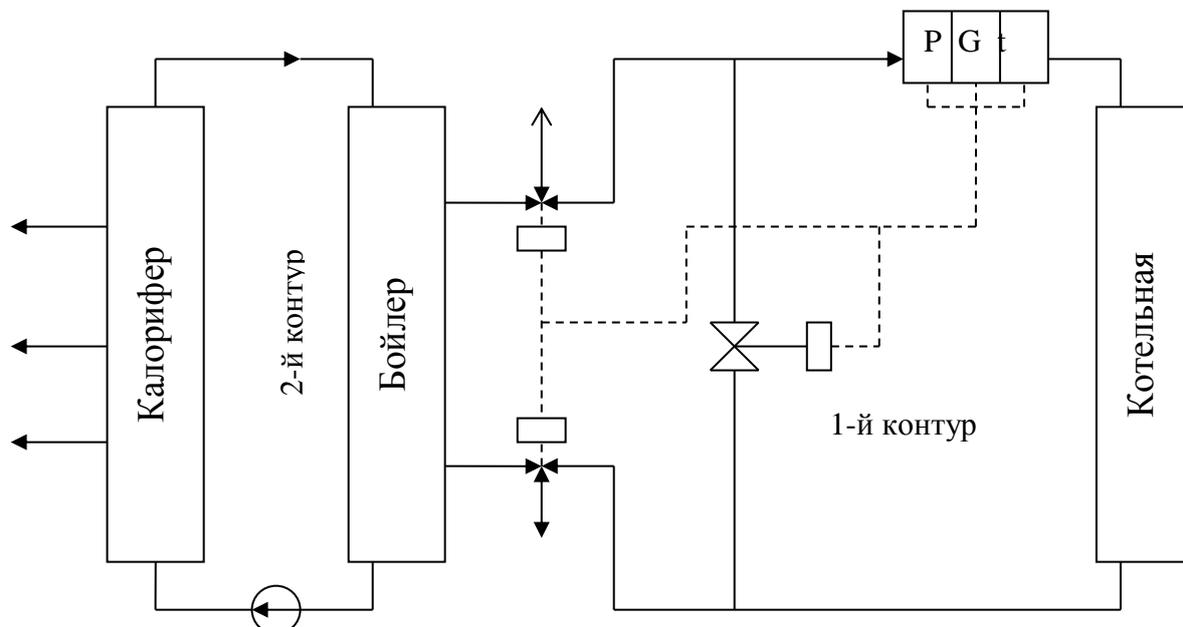


Рисунок 4.4. Схема двухконтурной системы теплоснабжения калориферной установки

Согласно температуре греющего антифриза определяется методом подбора:

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

где  $c_{p_a}$  – средняя массовая изобарная теплоемкость теплоносителя,  $c_{p_a} = 3,45 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ;  $\rho_a$  – плотность теплоносителя,  $\rho_a = 1060 \text{ кг}/\text{м}^3$ ; А, b, а – 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.

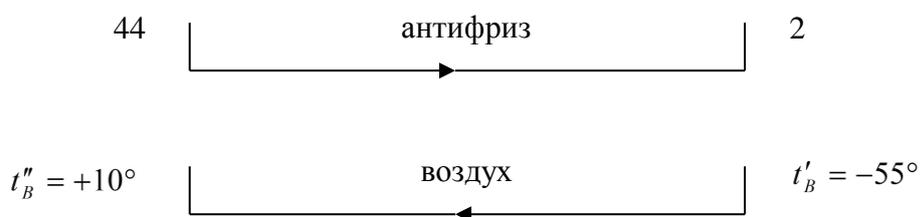


Рисунок 4.5. Общая противоточная схема теплообмена на секциях

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

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

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

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

Искомые температуры:

$$t'_a = +44^\circ\text{C}; \quad t''_a = +2^\circ\text{C}.$$

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

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

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

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

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

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:

$$t'_a = +44^\circ\text{C}; \quad t''_a = +2^\circ\text{C}$$

Определяем число секций в калориферной установке по теплосъему.

Расход антифриза через КУ:

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

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ				

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:

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

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.

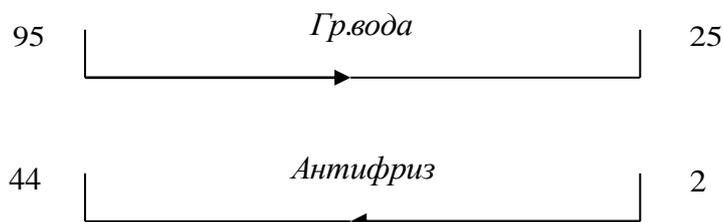


Рисунок 4.6 Схема теплообмена

Перепад температур между теплоносителями:

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

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



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

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

$k = 4030 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$ ;  $\xi$  – 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:

$$m_a = m_g = 108 \text{ каналов}.$$

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

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

6. Ожидаемая скорость движения воды по каналам:

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

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 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8. Расчет коэффициента теплоотдачи по воде:

– критерий Рейнольдса

$$Re_{\text{вод}} = \frac{W_B d_{\text{э}}}{\nu_{\text{вод}}} = \frac{0,302 \cdot 0,008}{0,265 \cdot 10^{-6}} = 9132,1;$$

– критерий Нуссельта

$$Nu_{\text{вод}} = 0,135 Re_B^{0,73} Pr_B^{0,43} = 0,135 \cdot 9132,08^{0,73} \cdot 1,72^{0,43} = 132,7;$$

– коэффициент теплоотдачи

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

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

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

10. Расчет коэффициента теплопередачи аппарата:

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

11. Расчетная площадь поверхности теплообмена аппарата:

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

С учетом загрязнения, принимаем пластинчатый теплообменник с поверхностью теплообмена 180 м<sup>2</sup>.

					ВКР 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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 21.04.05.09.217040 СУ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## 5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

### 5.1 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА

#### 5.1.1 Введение

На шахте им. В.Д. Ялевского при работе очистного механизированного комплекса наблюдаются неплановые простои, вызываемые рядом причин. Анализ причин простоев по причине некорректной работы гидравлической системы представлен на рисунке 5.1.

- Засорение фильтров
- Обрыв гидрорукавов
- Нарушение в электроприводе
- Отказы пультов управления
- Отказ гидроцилиндров
- Отказ гидрозамков

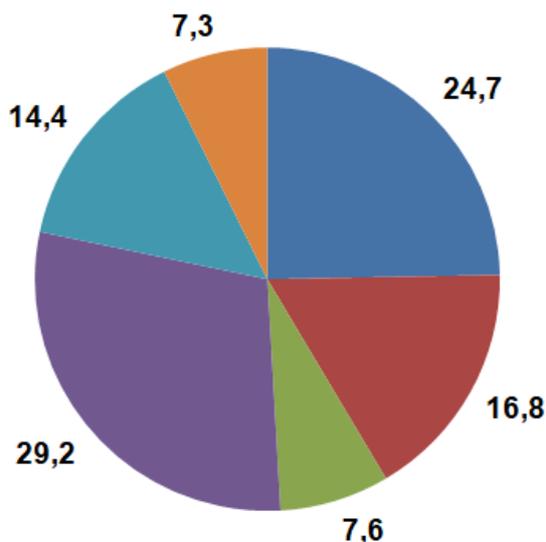


Рисунок 5.1 – Причины отказов гидросистемы очистного механизированного комплекса

Одной из проблем на шахте им. В.Д. Ялевского часто приходится сталкиваться с некорректной работой гидравлической системы на секциях крепи, вызываемой засорением фильтров грубой и тонкой очистки.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СЧ.ПЗ</i>		
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			
Разработ.	Хижняк М.А				Лит.	Лист	Листов
Руководит.	Кузин Е.Г.				<i>КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭст-151.2</i>		
Зав.каф.	Шахманов В.Н.						
<i>Специальная часть</i>							

Доля отказов по этой причине составляет около 24,7%, причем вначале происходит засорение фильтров грубой очистки, а в последующем и тонкой очистки.

Таким образом, проблема предотвращения засорения фильтров является весьма актуальной.

### 5.1.2 Анализ способов предотвращения засорений фильтров гидросистем

Типовая схема работы гидроцилиндра представлена на рисунке 5.2.

Описание схемы: 1 – гидрорукав, 2 – полость прямого хода, 3 – полость обратного хода, 4 – блок управления, 5 – насос, 6 – фильтр, 7 – емкость.

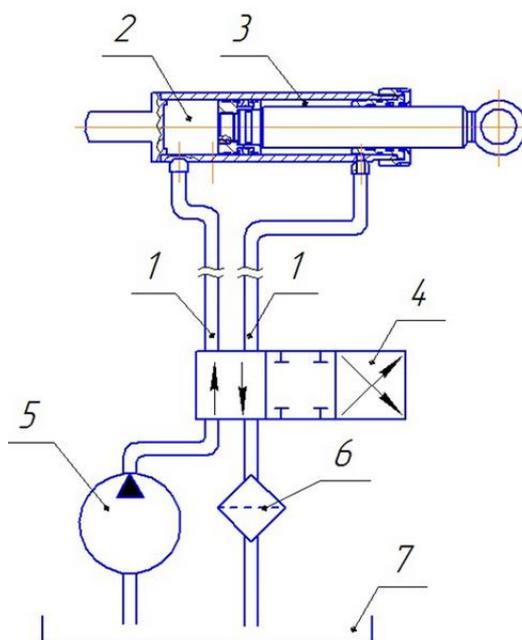


Рисунок 5.2 – Типовая схема работы гидроцилиндра

Работа гидроцилиндров механизированной крепи возможна при условии, если поток жидкости, циркулирующий в его системе, будет управляемым. Управление представляет процесс поддержания величины расхода и давления в требуемых пределах, задаваемых системой или оператором.

Изменение величины сечения подводящей магистрали, вызываемое засорением фильтров, не позволяет поддерживать заданный режим. Это

					ист/ли
зм.Из	ист/ли	докум.№ докум.	одписьПо	Дата	ГЧ.ПЗВКР 21.04.05.09.217040 СЧ.ПЗ

приводит к тому, что не обеспечивается требуемое давление и крепь не способна передвигаться и поддерживать кровлю очистного забоя.

В процессе эксплуатации гидравлических систем свойства рабочей жидкости изменяются, что может нарушить корректную работу системы. Таким образом, подготовка рабочей жидкости и применение систем фильтрации являются необходимыми процессами при их эксплуатации.

В процессе эксплуатации происходит накопление продуктов износа в рабочей жидкости, появление механических примесей в результате коррозии и отложений нерастворимых солей кальция, образование колоний бактерий, слизи и т.д. Попадание твердых частиц в рабочий цилиндр приведет к ускоренному износу зеркала цилиндра и поршня (манжет), что быстро выведет гидроцилиндр из строя.

Предотвращение указанного негативного явления ведется по нескольким направлениям, начиная от подготовки технологической воды на поверхности шахты и заканчивая установкой серии фильтров непосредственно у гидроблока управления секцией крепи.

Класс чистоты рабочей жидкости по ГОСТ 17216-2001 указывается производителями гидравлических устройств, как паспортная характеристика, требующая соответствующего качества рабочей жидкости для данного устройства. Производители компонентов гидросистем проводят тестирование своей продукции на предмет зависимости работоспособности своей продукции от чистоты рабочей жидкости, указывая в технических характеристиках требуемый её класс чистоты [1].

Зависимость класса чистоты приведена в таблице 5.1 [2], согласно требованиям производителя класс чистоты рабочей жидкости должен составлять 14.

					ВКР 21.04.05.09.217040 СЧ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.1 - Зависимость класса чистоты жидкостей от числа частиц загрязнителя [2]

Класс чистоты жидкостей	Число частиц загрязнителя в (100±0,5) см жидкости при размере частиц, мкм, не более									Масса загрязнителей, %, не более
	от 0,5 до 1	св. 1 до 2	св. 2 до 5	св. 5 до 10	св. 10 до 25	св. 25 до 50	св. 50 до 100	св. 100 до 200	волокна	
00	800	400	32	8	4	1	Отсутствие	АО	АО	Не нормируется
0	1600	800	63	16	8	2		Отсутствие		
1		1600	125	32	16	3			Отсутствие	
2			250	63	32	4	1			
3				125	63	8	2			
4				250	125	12	3			
5				500	250	25	4	1		
6				1000	500	50	6	2	1	0,000032
8				4000	2000	200	25	6	3	0,000125
9				8000	4000	400	50	12	4	0,00025
10		Не нормируется		16000	8000	800	100	25	5	0,0005
11				31500	16000	1600	200	50	10	0,001
12				63000	31500	3150	400	100	20	0,002
13					63000	6300	800	200	40	0,004
14					125000	12500	1600	400	80	0,008
15						25000	3150	800	160	0,016
16						50000	6300	1600	315	0,032
17							12500	3150	630	0,064

Параметры рабочей жидкости их влияние на работу системы приведены в таблице 5.2.



Недостатки - большие объемы гидротехнических сооружений. Коагуляция. Коагуляция представляет укрупнения взвешенных в воде мелких частиц, с целью облегчения их дальнейшего удаления.

Достоинство – высокое качество очистки.

Недостатки – существенный расход реагентов - коагулянтов.

Флотация. Представляет собой захват взвешенных частиц пузырьками воздуха.

Достоинства – компактность размещения емкостей по сравнению с прудами отстойниками.

Недостатки – существенная зависимость от исходных показателей мутности воды, необходимость утилизации пены.

Непосредственно в подземных горных условиях целесообразным способом остается механическое фильтрование.

Для предотвращения засорения фильтров в настоящей работе предлагается совершенствование системы фильтрации путем внедрения дополнительного промывочного блока.

### **5.1.3 Технические решения предлагаемой промывочной установки**

Основные элементы предлагаемой системы:

1. Гидроблок
2. Промывочный блок с отсеками под 2 фильтра грубой очистки.
3. Собственное изобретение для промывки фильтра тонкой очистки.

Настоящей работой предусматривается разработка технических решений для предотвращения засора фильтров грубой и тонкой очистки в гидроблоках фирмы marco, установленных на секциях крепи DBT и Glinik.

В существующей системе управления гидрофицированными крепями в лаве 52-14 в гидроблоках с пультом управления marco, предусмотрены два фильтра один фильтр грубой очистки и один фильтр тонкой очистки.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СЧ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Для замены фильтра грубой очистки в зависимости от условий демонтажа высококвалифицированному горнорабочему очистного забоя понадобится в среднем от 10 до 15 минут.

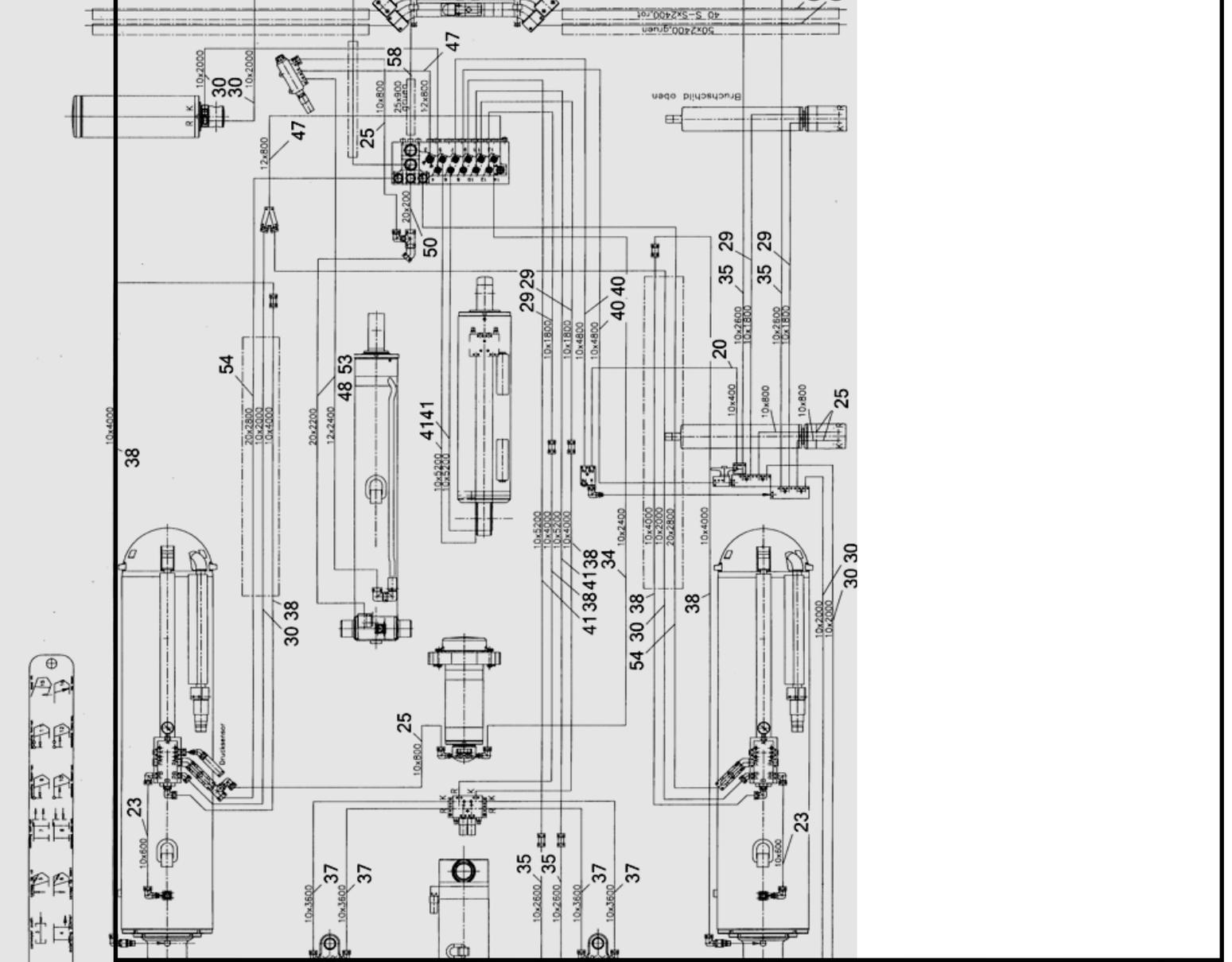
Фильтр тонкой очистки требует меньших затрат времени от 3 до 5 минут.

Основной идеей работы предлагается сократить время очистки фильтров до 10 раз за счет установки дополнительного элемента.

Дополнительный элемент представлен в виде промывочного блока с двумя фильтрами грубой очистки, позволяющими увеличить производительность и надежность гидравлической системы, общий вид которой представлен на рисунке 5.1.3.

					ВКР 21.04.05.09.217040 СЧ. ПЗ	Лист/Л
Изм.И	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		

control device connections	Steuerung/Anschl./Steuerung
1 D.A. ram pull	Schild nachziehen
2 extending legs	Stempel setzen
3 D.A. ram push	Förderer schieben
4 extending pusher	Pusher ausfahren
5 extending link-cyl.	Gelenk-Zyl. ausfahren
6 retracting link-cyl.	Gelenk-Zyl. einfahren
7 extending seal-cyl. gob	Spalt-Zyl. ausf.
8 retracting seal-cyl. gob	Spalt-Zyl. einf.
9 extending flipper-cyl.	Kohlenloss-Zyl. ausf.
10 retracting flipper-cyl.	Kohlenloss-Zyl. einf.
11 extending front-cyl.	Verlängerungs-Zyl. ausf.
12 retracting front-cyl.	Verlängerungs-Zyl. einf.
13 extending lift-cyl.	Ausbeba-Zyl. ausfahren
14 retracting legs	Stempel rauben











Внедрение промывочного блока в стандартный комплект гидроблоков секции крепей позволяет проводить техническое обслуживание по процессу очистки фильтров грубой очистки за время, не превышающее 10 – 15 секунд при ежесменном ТО. Суммарное время обхода 234 секций составляет около одного часа, при этом операции промывки совмещаются с визуальным осмотром секций.

Достоинством данного решения является то, что фильтры тонкой очистки засоряются реже.

Промывка фильтров тонкой очистки продлевает их срок службы и в целом повышает надежность очистного механизированного комплекса.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СЧ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

## 5.2 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЯ МЕХАНИЗМОВ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

### 5.2.1 Введение

В настоящей работе представлены вопросы повышение безопасности в условиях очистного забоя шахты им В. Д. Ялевского, путем совершенствования технического обслуживания электрооборудования аэрогазового контроля (АГК) при работе очистного механизированного комплекса. Основой для совершенствования ТО будет являться комплекс управления аппаратурой АГК с использованием системы «Метан-радио», позволяющей контролировать и управлять работой очистного механизированного комплекса, включающего комбайн SL-900, конвейер PF-6, дробилку SK-1114, гидрофицированные крепи ДВТ.

Анализ основных причин неплановых простоев комбайна, показал следующее:

- Плохой контакт с телемеханическим метан-реле комбайна (ТМРК)
- Нарушение изоляции кабельной продукции (утечки)
- Газовое ограничение при превышении содержания метана
- Недостаточное давление в ставе на орошение (охлаждение)
- Внешние факторы (горно-геологические факторы, отказы в работе смежных устройств и оборудования).

Анализ процентного соотношения по причинам отказов и время на восстановление приведены на рисунках 5.7, 5.8.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ.ПЗ</i>					
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>						
<i>Разработ.</i>		<i>Лозовский Н.К</i>			<i>Специальная часть</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Руководит.</i>		<i>Кузин Е.Г.</i>								
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						<i>КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭсд-171.2</i>		



Рисунок 5.7 – Анализ причин отказов при работе механизированного комплекса

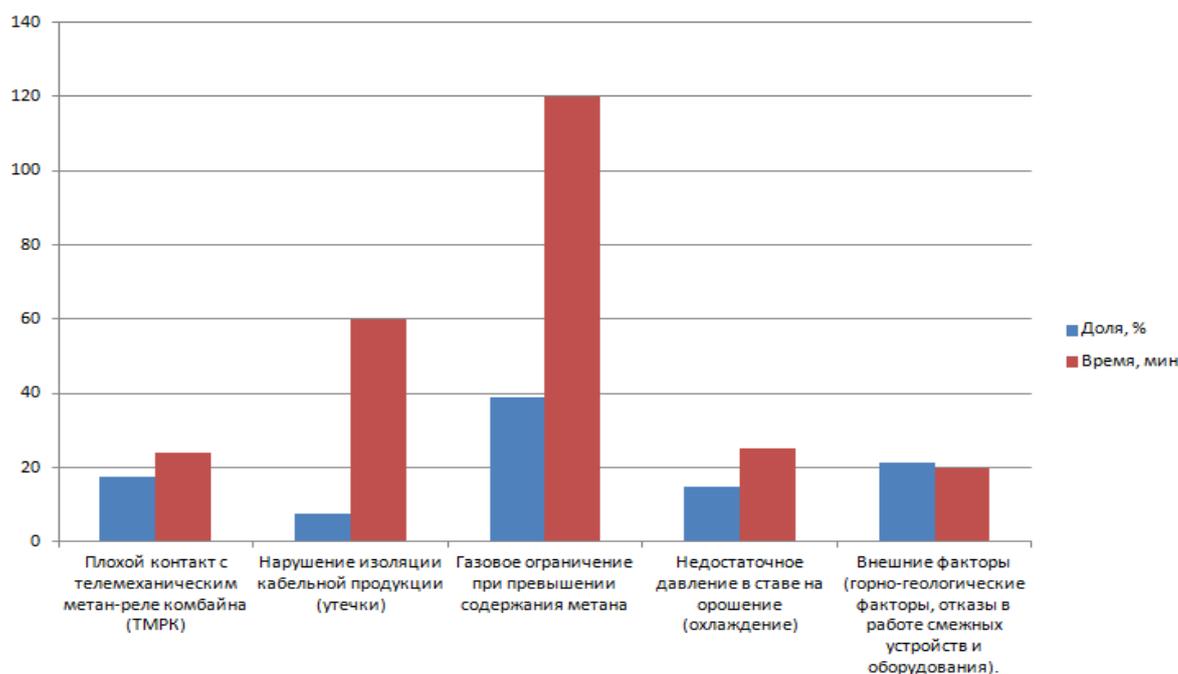


Рисунок 5.8 – Анализ причин отказов при работе механизированного комплекса и время на восстановление

Таким образом, влияние газового фактора на частоту простоев и время необходимое для разгазирования (проветривания) вносит существенный вклад в снижение производительности забоя. Снижение влияния газового фактора является весьма актуальной задачей.

• **Существующие способы уменьшения влияния газового фактора на работу очистного забоя**

Вопросы предварительной дегазации угольных пластов, значительно уменьшают влияние газового фактора, но рассматриваются специалистами по разработке пластовых месторождений. Считаем, что данные процессы выполнены и не учитываются в настоящей работе.

Согласно ФНиП предельная концентрация метана на входящей в лаву струе воздуха не должна превышать 0,5 %, а на исходящей струе воздуха 1,0% в кутковой части не более 2,0% [1].

Также правилами безопасности регламентируется создание многофункциональной системы безопасности (МФСБ) включающую систему АГЗ.

**Описание типа средства измерений.**

Комплексы автоматической газовой защиты горных машин «Метан-радио».

Назначение средства измерений.

Комплексы автоматической газовой защиты горных машин «Метан-радио» (далее - комплексы) предназначены для автоматических непрерывных измерений объемной доли метана в воздухе зоны работы горной машины.

Описание средства измерений.

Комплексы являются многоканальными стационарными автоматическими измерительными системами непрерывного действия.

Способ отбора пробы – диффузионный.

Принцип измерений комплексов:

- объемная доля метана в диапазоне от 0 до 2,5 % – термокаталитический;
- объемная доля метана в диапазоне от 5 до 100 % – термокондуктометрический или оптический.





и сигнализирующие устройства (далее – СУ-37.МТРД), устанавливаемые стационарно вблизи от зоны работы горной машины,

и который обеспечивает передачу данных от ДК к СУ-37.МТРД и в систему АГК;

3) уровень инженерного обслуживания - устройство зарядное с цифровой электронно-вычислительной машиной (далее - ЦЭВМ), используемых для зарядки встроенных аккумуляторов ДК и их настройки.

Комплекс имеет следующую структуру измерительных каналов (далее – ИК):

1) [ДК с радиointерфейсом]→[P3 с интерфейсом RS-485/ModbusRTU]→[СУ-37.МТРД с интерфейсом RS-485/ModbusRTU]→;

2) [ИТС 2 с интерфейсом RS-485/ModbusRTU]→[P3 с интерфейсом RS-485/Modbus RTU]→[СУ-37.МТРД с интерфейсом RS-485/ModbusRTU]→;

3) [ИТС 2 с интерфейсом (0,4–2,0) В / (1-5) мА]→[СУ-37.МТРД с интерфейсом RS-485/ModbusRTU]→, при этом обеспечивается возможность передачи от [СУ-37.МТРД с интерфейсом RS 485/ModbusRTU] цифрового кода с результатами измерения по каждому ИК на ЦЭВМ диспетчерского уровня. Комплекс через СУ-37.МТРД обеспечивает передачу команды на блокировку работы горной машины на оборудование электроснабжения непосредственно или через систему АГК. Комплекс через СУ-37.МТРД обеспечивает передачу результатов измерения на диспетчерский уровень системы АГК, который состоит из ЦЭВМ, объединенных в локальную вычислительную сеть.

Электропитание ДК осуществляется от встроенных аккумуляторных батарей. Электропитание устройств сигнализирующих, ретрансляторов забойных и датчиков ИТС 2 осуществляется от шахтных источников питания во взрывобезопасном исполнении

Основой механической конструкции ДК служит прямоугольная металлическая защитная оболочка (кожух защитный), разделённая перегородками на три отсека с закрывающимися крышками, открывание

которых возможно только с помощью специального инструмента. Первый отсек представляет собой клемную коробку, оборудованную двумя кабельными вводами, в которой установлены клемные разъёмы для внешних подключений. Во втором отсеке располагается блок радиосвязи и коммутации (далее блок РК), на его крышке установлен разъём для подключения антенны. В третьем (аппаратном) отсеке, крышка которого является несъемной, размещены блок датчика и аккумулятора (далее блок ДА). Электрическое соединение

блоков РК и ДА осуществляется с помощью разъёмного соединения. ДК обеспечивает выполнение следующих функций:

1) преобразование концентрации метана в рудничной атмосфере в измерительный сигнал на выходе ДА: цифровой кодированный сигнал RS-485 / Modbus RTU; (0,4 – 2) В; (1 – 5) мА

2) быстросрабатывающую АГЗ – сравнение измеренного значения концентрации с заданными пороговыми значениями срабатывания и формирование управляющего (защитного) воздействия (изменение состояния выходного реле) для блокирования работы горной машины, а также включение предупредительной и предаварийной сигнализации на устройствах комплекса;

3) местную звуковую сигнализацию о превышении порога срабатывания со звуковым давлением не менее 95 дБ на расстоянии 1 м по оси излучателя (по ГОСТ 24032-80);

4) самодиагностику – диагностику узлов блока РК и блока ДА;

5) передачу по радиоканалу измерительного сигнала и диагностических данных на РЗ;

6) возможность проверки ДА по месту установки.

РЗ предназначен для приема радиосигнала от ДК и его передачи по проводной линии связи RS-485 в СУ-37.МТРД. Корпус РЗ представляет собой пластиковый корпус с защитным

					ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

кожухом и присоединённым кабелем с разъёмом. В зависимости от исполнения к РЗ могут подключаться различные АЗ. РЗ обеспечивают выполнение следующих основных функций:

- 1) обмен цифровой кодированной информации с ДК по беспроводному интерфейсу;
- 2) обмен цифровой кодированной информации с датчиками ИТС2, другими РЗ и СУ 37.МТРД по проводному цифровому интерфейсу RS-485;
- 3) передачу цифровой кодированной информации о концентрации метана и самодиагностики от ДК на СУ-37.МТРД;
- 4) передачу цифровой кодированной информации о результатах измерения и самодиагностики от датчиков ИТС 2 на СУ-37.МТРД;
- 5) самодиагностику РЗ и передачу ее результатов на СУ-37.МТРД;
- 6) отображения результатов самодиагностики и информации о состоянии беспроводного и проводного интерфейсов;
- 7) звуковую и световую сигнализацию о превышении порогов концентрации метана.

АЗ предназначена для организации распределенной системы беспроводной передачи данных. Антенна забойная подключается к РЗ и в зависимости от исполнения представляет собой совокупность следующих устройств: антенны штыревые, кабели излучающие, адаптеры, кабельные сборки, терминаторы линии, элементы крепления к стенкам горных выработок, оборудованию

СУ-37.МТРД представляет собой сборку из следующих устройств: устройство сигнализирующее СУ-30.ЖКД, устройство сигнализирующее СУ-37.3СО, ящик монтажный ЯСУ-09.2-

ВЗ.Д3.Е5-03.00. СУ-37.МТРД выполняет следующие функции:

- 1) опрос РЗ по RS-485/ Modbus RTU
- 2) получение цифровой кодированной измерительной информации о содержании метана

от ДК и ИТС 2 , подключенных к РЗ, и результатов самодиагностики ДК, ИТС 2 и РЗ;

3) контроль дискретных датчиков типа «сухой» контакт и датчиков с выходными сигналами (0/0,4-2,0) В; (0/1-5) мА, (0/4-20) мА, подключенных к его дискретным и аналоговым входам;

4) преобразование информации о входных дискретных, аналоговых и цифровых кодированных (от ведомых устройств) сигналах, данных о состоянии излучателей, дискретных и аналоговых выходных сигналах в цифровой код ModbusRTU;

5) сравнение данных о контролируемых параметрах с задаваемыми пороговыми уставками.

6) управление световым, цветосветовым и звуковым излучателями, дискретными (выходные реле) и аналоговыми выходами в зависимости от входных сигналов, прикладного программного обеспечения (далее – ПО, настроек СУ-37.МТРД и команд телеуправления (далее

ТУ). Световая и звуковая сигнализация о превышении порогов концентрации метана в соответствии с требованиями ГОСТ 24032-80;

7) АГЗ – управление аппаратами электроснабжения для блокирования работы горного участка;

8) управление другими устройствами с искробезопасными дискретными цепями управления через дискретные выходы при превышении порогов концентрации метана и/или в зависимости от собираемой информации о контролируемых параметрах, прикладного ПО , настроек

СУ-37.МТРД и команд ТУ;

9) обмен информацией с ведущим устройством (ЦЭВМ, программируемый контроллер)

через интерфейс RS-485/ModbusR TU: ретрансляция цифровой кодированной измерительной

					ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

информации от ДК и ИТС2; передача результатов контроля входных аналоговых сигналов; передача данных о состоянии входных и выходных дискретных сигналов, излучателей и пр.; прием команд ТУ световыми и звуковыми излучателями и дискретными выходами;

10) отображение на дисплее результатов измерения и контроля, диагностической информации и данных о состоянии питания и интерфейсов связи

11) оперативная по месту установки и дистанционная (через RS-485/ModbusRTU )

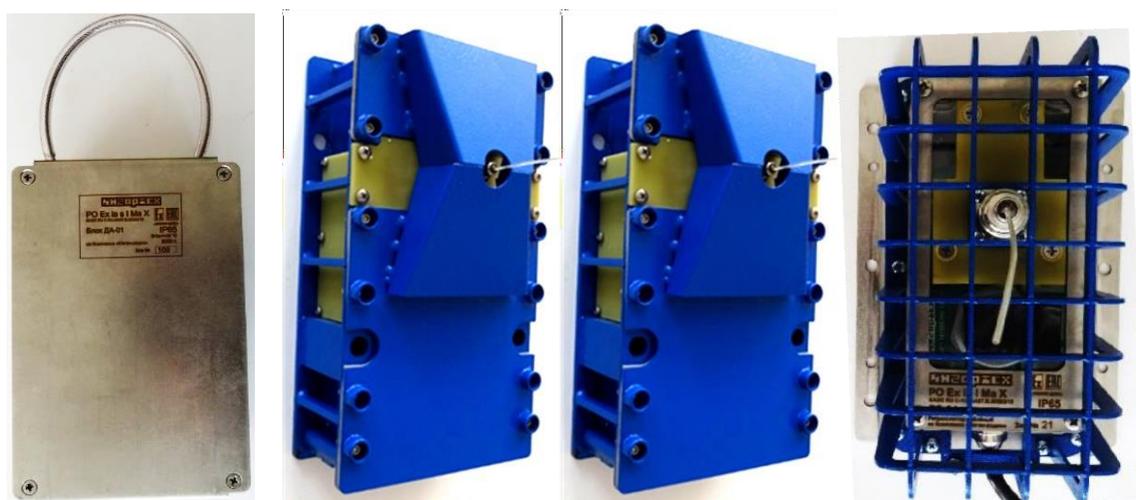
настройка условий срабатывания световых, цветосветовых и звуковых излучателей и дискретных выходов в зависимости от результатов измерения и контроля, диагностической информации.

Нанесение знака поверки на средство измерений не предусмотрено.

Заводские номера наносятся на табличку на корпусах технических средств, входящих в состав комплекса.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Общий вид основных технических средств комплексов приведен на рисунке 5.9



а) блок ДА

б) ДК

в) РЗ



г) ИТС 2

д) СЗУ-37.МТРД

е) устройство зарядное

Рисунок 5.9-Общий вид основных технических средств комплексов

### Программное обеспечение

Программное обеспечение комплексов имеет следующую структуру:

1. уровень преобразования контролируемой величины (объемная доля метана) в измерительный сигнал – встроенное ПО микропроцессорных первичных измерительных преобразователей (далее – ПИП);
2. уровень передачи данных – встроенное ПО модулей и устройств связи;

Встроенное ПО технических средств уровня преобразования контролируемой величины (ДК, ИТС2) и уровня передачи данных (РЗ, СУ-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ.ПЗ

Лист

37.МТРД) специально разработано изготовителем соответствующих технических средств.

Встроенное ПО технических средств уровня преобразования контролируемой величины выполняет следующие функции:

- прием, обработка и передача измерительной информации от ПИП;
- индикацию результатов измерений и настроечных параметров;
- формирование цифровых, аналоговых и релейных выходных сигналов.

Встроенное ПО технических средств уровня передачи информации выполняет функцию ретрансляции результатов измерений, контроля и самодиагностики в систему АГК.

Автономное ПО «Зарядно-калибровочное устройство «Метан радио» используется для настройки ДК и не предназначено для измерений объемной доли метана, в воздухе.

### Метрологические и технические характеристики

Таблица 5.3 – Диапазоны измерений и пределы допускаемой основной погрешности газоанализаторов

Датчик (первичный измерительный преобразователь)	Определяемый компонент	Диапазон показаний содержания определяемого компонента	Диапазон измерений содержания определяемого компонента	Пределы допускаемой основной погрешности	Т0.9, с, не более
ДК	метан	от 0 до 100 % (об.д.)	от 0 до 2,5 % (об.д.) включ.	±0,1 % (об.д.)	20 (5)1
			от 5 до 100 % (об.д.)	±3,0 % (об.д.)	
ИТС2-СН4-01, ИТС2-СН4-03	метан	от 0 до 100 % (об.д.)	от 0 до 2,5 % (об.д.) включ.	±0,1 % (об.д.)	20
			от 5 до 100 % (об.д.)	±3,0 % (об.д.)	
ИТС2-СН4-25	метан	от 0 до 100 % (об.д.)	от 0 до 2 % (об.д.) включ.	±0,1 % (об.д.)	30
			св. 2 до 100 % (об.д.)	±5,0 % (об.д.)	

1) в скобках указано время установления показаний ДК без учета времени задержки канала передачи и отображения информации.







использованием автоматизированной системы, включающий комплекс «Метан-радио».

Настоящей работой предлагается внедрение системы аэрогазового контроля «Метан-радио» и увязкой ее в систему управления электроприводами комбайна, приведен на рисунке 5.10.

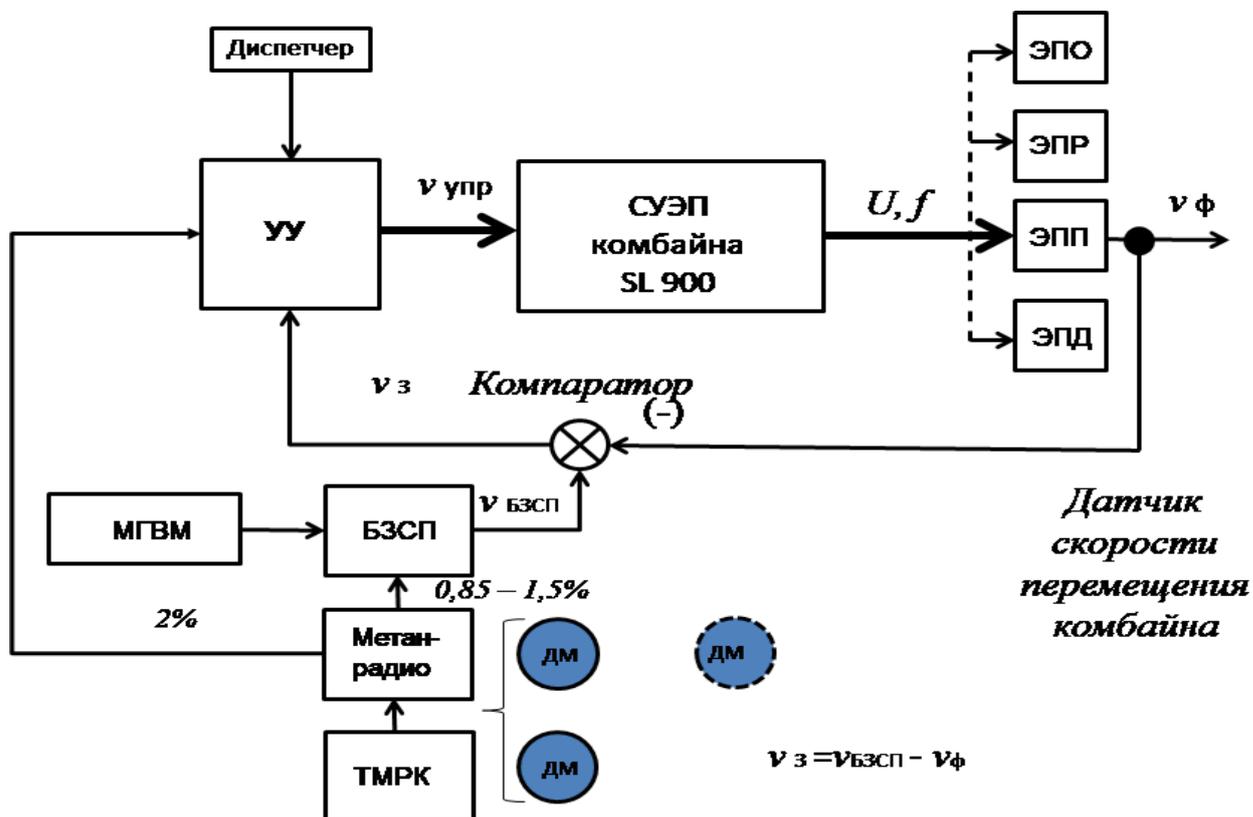


Рисунок 5.10 - Структурная схема предлагаемой системы управления

Описание структурной схемы.

- 1) УУ - управляющее устройство
- 2) СУЭП - система управления электроприводом
- 3) ЭПО - электропривод орошения
- 4) ЭПР - электропривод резания
- 5) ЭПП - привод подачи
- 6) ЭПД - привод дробилки
- 7) БЗСП - блок задания скорости перемещения

8)МГВМ - машинист горно-выемочной машины

9)ТМРК -телемеханическое метан-реле комбайна

МГВМ подает сигнал, блок задания скорости перемещения подает сигнал на компаратор, с датчика скорости приходит сигнал о фактической скорости перемещения и сравнивается в компараторе с сигналом БЗСП, выходит с компаратора сигнал разности (заданная скорость) ( $v_{зад} = v_{БЗСП} - v_{факт}$ ); которая поступает на устройство управления, и формирует управление для СУЭП комбайна.

Преимущества разрабатываемой системы управления:

1. Уменьшается число простоев электрооборудования очистного забоя за счет упреждения появления недопустимого состояния (превышения концентрации метана свыше 2%);

2. При достижении различных концентраций метана (от 0,85 до 1,5%) находящихся в допуске систем воздействует на электропривод механизма перемещения комбайна, снижая скорость подачи;

3. Возрастает быстродействие системы;

4. Повышается надежность системы за счет увеличения числа датчиков метана и оценки концентрации по всему очистному забою, включая призабойные части конвейерного и вентиляционного штреков;

5. Увеличивается безопасность ведения горных работ за счет исключения ложных срабатываний и вмешательства персонала (увеличение числа датчиков метана, и установки ретрансляторов и передачи информации по беспроводной технологии);

6. Конфигурация системы позволяет установить различные датчики и регулировать скорость подачи в зависимости от конкретных условий (например, при возрастании нагрузки на режущий рабочий орган комбайна за счет присечки породы, скорость перемещения будет снижена, тем самым сохраняя оборудование в исправном состоянии).

					ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Автоматизированная система управления приводом механизма передвижения позволяет учитывать техническое состояние механизмов и продлевать ресурс оборудования. При увеличении токов в электроприводе свыше допустимых происходит снижение скорости и исключение аварийного срабатывания от максимально токовой защиты.

Таким образом, реализация предлагаемых решений позволяет не только повысить безопасность персонала, снизить неплановые простои по причине газового фактора, но и повысить срок службы оборудования комбайна, за счет предотвращения резких динамических нагрузок на привод передвижения комбайна.

					ВКР 21.04.05.09.217038 СЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 6. ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И РЕМОНТ

### 6.1. ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И РЕМОНТ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

Под понятием «ремонт» понимается комплекс действий и технико-организационных мер, направленных на восстановление работоспособного состояния изделия. Ремонт включает следующее: осмотр дефекта, устранение дефекта, установка, контроль технического состояния, монтаж, испытание и другая необходимая деятельность. Устранение дефекта изделия проводится заменой, настройкой или восстановлением отдельных запчастей и групп. Ремонт должно проводить лицо, которое квалифицировано для проведения данного типа ремонтов, назначенное и оснащенное, способом, обеспечивающим качество выполняемого ремонта.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ.ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Хижняк М.А</i>				<i>Горная часть</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>								
<i>Руководит.</i>	<i>Кузин Е.Г.</i>					<i>КузГТУчаф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							



восстановительных технологий и их цена. В случае, если затраты на ремонт или восстановление частей такие же или выше чем затраты на изготовление новых, данные детали будут сданы на лом.

Оценка степени износа стальной конструкции секции:

Оценка степени повреждения стальной конструкции секции механизированной крепи проводится визуально, внешним осмотром и измерением установленных величин. Предполагается, что основные стальные части стальной конструкции, могут иметь определенные деформации формы и отклонения в размерах, допустимые для дальнейшего эксплуатации секций. Превышение допустимых величин требует проведение ремонта или замен деталей на новые.

Описание видов дефектов приведено в таблице 6.1

Таблица 6.1 – Описание видов дефектов крепей

Описание дефекта	Допустимая величина
Потеря толщины листов металла, причиненная истиранием или коррозией	10%
Допуск диаметров отверстий цапф	50% выше допуска для нового изделия + 2 мм
Качество отверстий	в пределах выше указанных допусков
Отклонение прямоты оснований, верхняков и ограждений	6 мм по длине 1 м
Отклонение прямоты для всех типов тяг	3 мм по их длине
Местный износ или помятость гнезд гидравлических стоек	не определено, существует необходимость сохранения стабильности секции, стойка не должна сорваться из гнезд по всей рабочей границе секции
Местный износ или помятость скоб гидравлических домкратов	2 мм
Потеря швов под влиянием коррозии	10% ниже производственного допуска

Оценка степени износа цапф.

На основании осмотра цапфа пригодна для последующего включения в эксплуатацию, если отвечает ниже указанным условиям:

- износ диаметров цапф под воздействием истирания и коррозии должен быть ниже 2% номинального размера новой цапфы;
- все отклонения формы должны находиться в пределах допуска, см. таблицу, т.е. 2% от номинального размера новой цапфы;
- износ цапфы в месте ее фиксирования не должен позволять ее срыв.

Посадочные отверстия приведены в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Диаметры посадочных отверстий

МОНТАЖНЫЙ УЗЕЛ	ЦАПФА	ОТВЕРСТИЕ ДЛЯ ЦАПФЫ
Основание/ передняя тяга	Ø 75	Ø 76,5
Основание/ задняя тяга	Ø 85	Ø 86,5
Ограждение / передняя тяга	Ø 85	Ø 86,5
Ограждение / задняя тяга	Ø 85	Ø 86,5
Ограждение / верхняк	Ø 85	Ø 86,5
верхняк /верхняк передний	Ø 43	Ø46



## 6.2. ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И РЕМОНТ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЯ МЕХАНИЗМОВ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

### 6.2.1 Техническое обслуживание

- Приказом по шахте назначаются ответственные за правильность установки, эксплуатации, целостность, своевременность переноски и постоянное функционирование в течение смены стационарных метанометров и отключающих устройств на участках, а в тупиковых выработках, кроме того, за целостность и сохранность аппаратуры, ее правильное и своевременное размещение.

Ответственность за правильность установки, целостность и сохранность аппаратуры, кабелей и пломб, своевременное их перемещение в горных выработках (после сдачи технических средств Системы в эксплуатацию) несут начальники участков, в выработках которых размещены технические средства Системы. Персональная ответственность за правильность эксплуатации и постоянное функционирование технических средств Системы возложена также на горных мастеров участков. В тупиковых выработках ответственность за целостность и сохранность технических средств Системы, их правильное размещение и своевременное перемещение несёт бригадир (звеньевой).

- Приказом по шахте должны назначаться не менее двух администраторов, на которых возлагается персональная ответственность за функционирование наземного компьютерного комплекса, целостность и сохранность информации, собираемой и хранимой системой АГК, настройку системы, разграничение и предоставление прав доступа пользователям системы, обеспечение доступа инспекторов к данным.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217038 ГЧ.ПЗ</i>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.					<i>Горная часть</i>	Лит.	Лист	Листов
Разработ.		<i>Лозовский Н.К</i>						
Руководит.		<i>Кузин Е.Г.</i>						
Зав.каф.		<i>Шахманов В.Н.</i>						
						<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		

- Допускается совмещение функций руководителя группы АГК и администратора, использование общих администраторов для несколько шахт и использование в качестве администраторов специалистов служб АСУ, АСУТП и т.д.

- Горные мастера участков, в выработках которых эксплуатируется стационарные метанометры и (или) датчики оксида углерода (на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к самовозгоранию), должны ежемесячно сверять их показания с показаниями переносных приборов контроля и в случаях расхождения в показаниях сообщать об этом по телефону инженеру-оператору АГК.

Начальник подразделения, на территории которого размещены технические средств системы АГК, обеспечивает правильность установки, целостность и сохранность технических средств системы, в том числе кабелей и пломб, своевременную их переноску после сдачи системы АГК в эксплуатацию.

При обнаружении неисправности технических средств системы АГК, осуществляющих контроль метана и АГЗ, инженерно-технические работники, бригадиры (звеньевые) должны немедленно сообщить об этом горному диспетчеру и прекратить работу.

- В случаях, когда в выработках шахты ведутся горные работы сторонними организациями, обслуживание технических средств Системы осуществляют соответствующие службы шахты.

- Регламентированное техническое обслуживание и ремонт технических и программных средств Системы осуществляется в соответствии с Руководствами по эксплуатации и другими документами, входящими в состав Системы.

- Учет технического обслуживания осуществляется в паспорте.

### 6.2.2 Ремонт

					ВКР 21.04.05.09.217038 ГЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- Предприятие-изготовитель рекомендует проведение ремонтных работ составных частей Системы на предприятии-изготовителе или представителем предприятия-изготовителя, в том числе работниками региональных сервисных центров. Ремонт может проводиться специализированными службами, осуществляющими техническое обслуживание и ремонт электромеханического и электронного оборудования, эксплуатируемого на шахте, после обучения на предприятии-изготовителе и по документации предприятия-изготовителя.

- Некоторые ремонтные работы могут проводиться эксплуатирующей организацией по согласованию с предприятием-изготовителем. Несанкционированный доступ внутрь корпусов элементов Системы может повлечь за собой потерю права на гарантийное обслуживание со стороны предприятия-изготовителя.

- Ремонт технических средств Системы предприятием-изготовителем, сервисными центрами (службами), специализированными службами или силами служб эксплуатации шахт осуществляется путем замены неисправных плат и блоков на запасные или однотипные из комплектов ЗИП.

- Ремонт технических средств Системы, связанный с диагностированием и заменой отдельных электронных компонентов на платах и в блоках, производится только предприятием-изготовителем, сервисными центрами (службами) или специализированными службами, обеспечивающими техническое обслуживание и ремонт электромеханического и электронного оборудования шахты, прошедшими обучение на предприятии-изготовителе по документации предприятия-изготовителя.

- Замена предохранителей в элементах Системы производится ремонтными службами шахт, эксплуатирующих Систему.

- В таблице 5.6 приведен перечень возможных неисправностей и организаций, выполняющих текущий ремонт.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217038 ГЧ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



## 7. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

7.1 Исходные данные

7.2 Определение длины кабельных линий

7.3 Расчет электрических нагрузок и выбор передвижных участковых подстанций

7.4 Расчет осветительной сети

7.5 Расчет и выбор шахтных кабельных сетей

7.6 Проверка кабельной сети

7.6.1 Проверка кабеля по потере напряжения

7.6.2 Проверка кабеля по пусковому режиму и режиму опрокидывания наиболее мощного и удаленного электродвигателя

7.6.3 Проверка низковольтной кабельной сети на величину емкости фаз относительно земли

7.7 Расчет токов короткого замыкания

Список использованной литературы

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ГЧ.ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	<i>Электроснабжение</i>		
<i>Разработ.</i>	<i>Хижняк М.А.</i>						
<i>Разработ.</i>	<i>Лозовский Н.К</i>						
<i>Руководит.</i>	<i>Кузин Е.Г.</i>						
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>						
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
					<i>КузГТУ каф.ТиКМГР ГЭсд-171.2</i>		

## 7.1 Исходные данные

Исходные данные к расчету приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1.

1. Длина очистного забоя, м	300
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 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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:

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

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

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:

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

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

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 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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	$\lambda$	$\cos \varphi$	$U_n$ , 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  $\Sigma P_n$  – 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:

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

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 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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

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

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

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

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  $L = 300$ 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  $S$ , м<sup>2</sup>:

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

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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:

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

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

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

По табл.6.9 [1] по нагреву выбираем кабель ЭПРОФЛЕКС РРШ с сечением силовых жил 95 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 328А (328 > 307).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{\text{эк1}} = \frac{I_{p1}}{i_{\text{эк}}}, \text{ мм}^2, \quad (7.17)$$

где  $i_{\text{эк}}$  принимаем 3,1 А/мм<sup>2</sup> по табл.6.15 [1] – экономическая плотность тока;

$$S_{\text{эк1}} = \frac{307}{3,1} = 99 \text{ мм}^2,$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 95 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 95 мм<sup>2</sup> по табл.6.16 [1].

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

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

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

По табл.6.8 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭкШ с сечением силовых жил 50 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 180А (180 > 134,7).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{\text{эк2}} = \frac{134,7}{3,1} = 43,5 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 50 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 50 мм<sup>2</sup> по табл.6.16 [1].

Сечение кабелей К3 и К4 принимаем равным сечению кабеля К2, учитывая питание ими одноступенчатых электродвигателей, и принимаем кабель КГЭкШ с сечением силовых жил 50 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом токе нагрузки 180А.

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

По табл.6.11 [1] по нагреву выбираем кабель КГЭШТ-1140 с сечением силовых жил 35 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 70 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 249А (249 > 230,5).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

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

Выбираем ближайшее стандартное значение 70 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 70 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 58А (58 > 19).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

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

Выбираем ближайшее стандартное значение 6 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 10 мм<sup>2</sup> по табл.6.16 [1].

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 95 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 342А (342 > 327).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$S_{эк9} = \frac{327}{3,1} = 105 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 120 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 120 мм<sup>2</sup> 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 [1] по нагреву выбираем кабель КОГРЭШ-220 с сечением силовых жил 1,5 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup> по табл.6.16 [1].

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 мм<sup>2</sup> и длительно допустимом током нагрузки 413А (413 > 394).

Выбор сечения кабеля по экономическому фактору:

$$S_{эк11} = \frac{394}{3,1} = 127 \text{ мм}^2;$$

Выбираем ближайшее стандартное значение 120 мм<sup>2</sup>.

По механической прочности принимаем 150 мм<sup>2</sup> по табл.6.16 [1].

Расчетные данные внесем в «таблицу 7.4»

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 7.4.

## Расчет и выбор шахтных кабельных сетей

Номер ВЛ или КЛ	Тип кабеля	Длина, м	Расчетный ток нагрузки, I <sub>p</sub> , А	Выбор сечения, мм <sup>2</sup>			Предварительно выбранное сечение, мм <sup>2</sup>	Проверка сечения, мм <sup>2</sup>			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	КГЭжШ	120	135	50	50	50	50	--	50	50	3x50+1x10+3x4
К3	КГЭжШ	425	135	50	50	50	50	--	50	50	3x50+1x10+3x4
К4	КГЭжШ	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	КВЭВБ6Шв	15	223	50	95	95	95	--	95	95	3x95+1x10+3x4
К9	КРЭВБ6Шв	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  $\Delta U_{дон} = 39В$ ,

											Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС.ПЗ						



63В, 117В, 330В для сетей напряжения 380В, 660В, 1140В, 3300В соответственно:

$$\Sigma \Delta U \leq \Delta U_{\text{дон}}, \text{В} \quad (7.21)$$

Определим потерю напряжения в трансформаторе ПУПП1 от работы комбайна  $I = I_{pK1} = 307 \text{А}$ :

$$\Delta U_{m1} = \sqrt{3} \cdot I \cdot (R_m \cdot \cos \varphi + X_m \cdot \sin \varphi), \text{В} \quad (7.22)$$

где  $I$  – ток нагрузки трансформатора в полчасовой 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:

$$\Delta U_{K1} = \sqrt{3} \cdot I_{pK} \cdot (R_k \cdot \cos \varphi + X_k \cdot \sin \varphi), \text{В} \quad (7.23)$$

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:

$$\sum \Delta U_{k1} = \Delta U_{m1} + \Delta U_{K1}, \text{ В} \quad (7.26)$$

$$\sum \Delta U_{k1} = 61 + 72,75 = 133,75 \text{ В}$$

Согласно (7.21)  $133,75 < 330$  – условие выполняется – сечение кабеля К1  $95 \text{ мм}^2$  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  $50 \text{ мм}^2$  проходит.

Для двигателей М6 и М8 такая проверка не требуется, так как длина, питающих их кабелей меньше.

					ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
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 мм<sup>2</sup> 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 мм<sup>2</sup> проходит.

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:

$$U_{\phi, \text{пуск}} \geq (0,7 \div 0,8)U_n, \quad (7.29)$$

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  $\lambda$  – 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:

$$\Delta U_{m.n.p.} = \frac{K_3}{U_n} [(P_{1np} + P_{2np} + \dots + P_{nnp}) (X_m + R_m)] \cdot 10^3, \text{ В}, \quad (7.31)$$

где  $P_{1np} + P_{2np} + \dots + P_{nnp}$  - 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;

$$\Delta U_{m.n.p.} = \frac{0,95}{3300} [(750 + 120 + 120 + 54)(0,2257 + 0,0312)] \cdot 10^3 = 77,2 \text{ В},$$

Определим потери напряжения в кабеле при запущенных двигателях комбайна М2, М3, М4, М5:

$$\Delta U_{k1.n.p.} = \frac{K_3}{U_n} [(P_{1np} + P_{2np} + \dots + P_{nnp}) (X_1 + R_1)] \cdot 10^3, \text{ В}, \quad (7.32)$$

где  $X_1, R_1$  - индуктивное и активное сопротивление кабеля;

$$\Delta U_{k1.n.p.} = \frac{0,95}{3300} [(750 + 120 + 120 + 54)(0,324 \cdot 0,415 + 0,082 \cdot 0,415)] \cdot 10^3 = 49 \text{ В}$$

Так как других кабелей, подключенных к подстанции нет, суммарная потеря напряжения от работающих двигателей:

$$\Delta U_{n.p.M1} = 77,2 + 49 = 126,2 \text{ В},$$

Определим потерю напряжения от собственных пусковых токов двигателя М1:

$$\Delta U_{пуск} = \frac{\sqrt{3} \cdot n \cdot I_{пуск}}{U_n} (\sum R \cdot \cos \varphi_{пуск} + \sum X \cdot \sin \varphi_{пуск}), \text{ В}, \quad (7.33)$$

$$\Delta U_{пуск} = \frac{\sqrt{3} \cdot 1 \cdot 1172}{3300} [(0,332 + 0,134) \cdot 0,5 + (0,0415 + 0,034) \cdot 0,87] = 0,183 \text{ В},$$

Тогда фактическое напряжение у двигателя комбайна М1 при пуске:

$$U_{ф.пуск} = \frac{U_0 - \Delta U_{n.p.}}{1 + \Delta U_{пуск}}, \text{ В}, \quad (7.34)$$

$$U_{ф.пуск} = \frac{3465 - 49}{1 + 0,183} = 2886 \text{ В}$$

По условиям проверки (6.2.1)  $3010 \geq 2886$  – выбранное сечение кабеля 95 мм<sup>2</sup> 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.

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:

$$\beta_1 = \frac{I_{pK1}}{I_{\text{дон}}}, \quad (7.37)$$

где  $I_{\text{дон}}$  – длительно допустимый ток кабеля, А;

$I_{pK1}$  – расчетный ток кабеля, А.

$$\beta_1 = \frac{307}{328} = 0,94$$

$$C_{\Sigma 1} = 1,035 \cdot 0,695 \cdot 1,132 \cdot 0,415 = 0,338 \text{ мкФ/фаза},$$

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.

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:

$$L_{np} = L_1 \cdot k_{np1} + L_2 \cdot k_{np2} + \dots + L_n \cdot k_{nnpn} + (K + 1) \cdot 10, \text{ м}, \quad (7.38)$$

где  $L_1 \dots L_n$  – фактические длины кабелей с различными сечениями жил, м;  
 $k_{np1} \dots k_{nnpn}$  – 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 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,} \quad (7.39)$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 3527 = 5643,2 \text{ А}$$

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 [ 1 ] 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 [ 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 К4:

$$L_{К4} = 425 \cdot 1 + (2+1) \cdot 10 = 455 \text{ м,}$$

По табл.П19 [ 1 ] 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 [ 1 ] принимаем  $I_{кз}^{(2)} = 4225 \text{ А}$

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 4225 = 6760 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К5:

$$L_{К5} = 450 \cdot 0,72 + (2 + 1) \cdot 10 = 354 \text{ м,}$$

По табл.П13 [ 1 ] 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 [ 1 ] 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 [ 1 ] 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 [ 1 ] 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 [ 1 ] 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 [ 1 ] принимаем  $I_{кз}^{(2)} = 5654 \text{ А}$

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ЭС. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot I_{кз}^{(2)}, \text{ А,}$$

$$I_{кз}^{(3)} \approx 1,6 \cdot 5654 = 9046,4 \text{ А}$$

Определим приведенную длину кабеля К10:

$$L_{к10} = 445 \cdot 1,0 + (2+1) \cdot 10 = 475 \text{ м,}$$

По табл.П13 [ 1 ] 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 [ 1 ] 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

8.1 Требования к оборудованию автоматизации

8.2 Автоматизация контроля шахтной атмосферы

8.3 Оборудование автоматизации очистных забоев

8.4 Аппаратура автоматизации участкового транспорта

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 А.ПЗ</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Хижняк М.А.</i>				<i>Автоматизация</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Лозовский Н.К</i>							
<i>Руководит.</i>	<i>Кузин Е.Г.</i>							
<i>Зав. каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							
						<i>КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭсд-171.2</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.

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:

- обеспечение максимальной производительности технологического комплекса при себестоимости 1 тонны не выше заданной;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

- 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 максимально допустимом 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;
  - проскальзывания;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

- 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.

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».

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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.

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 % CH<sub>4</sub>.

					ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2. Датчик М2 устанавливается в вентиляционном штреке 5003 не более 5 м от очистного забоя. Уставка срабатывания - 0,5 % СН<sub>4</sub>.

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 % СН<sub>4</sub>.

4. Датчик М4 устанавливается в тупике конвейерного штрека 5003, погашаемого вслед за очистным забоем, для контроля местных скоплений СН<sub>4</sub> – под кровлей выработки у решетки, ограждающей погашенную часть выработки, у стенки выработки, противоположной выходу из лавы. Уставка срабатывания - 2 % СН<sub>4</sub>. Диапазон измерения до 100 % СН<sub>4</sub>.

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 % СН<sub>4</sub>. Диапазон измерения до 100 % СН<sub>4</sub>.

6. Датчик М6 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от конвейерного ствола. Уставка срабатывания - 1,0 % СН<sub>4</sub>. Диапазон измерения до 100 % СН<sub>4</sub>.

Телеизмерение с датчиков М1, М2, М3, М4, М5, М6 выводится к оператору АГК.

При превышении предельно допустимой концентрации СН<sub>4</sub> 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 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ	Лист
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.

#### **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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

РП-6 №133, КРУВ-6 №1 в РП-6 №122, КРУВ-6 №1 в РП-6 №125 и снимает напряжение с выемочного участка 5003.

**Датчики контроля запыленности:**

1. Датчик П1 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 5-7 м от места перегруза угля с перегружателя на ленточный конвейер по ходу движения вентиляционной струи в верхней части выработки.

2. Датчик П2 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 5-7 м от места перегруза угля с ленточного конвейера №5 на ленточный конвейер №4 по ходу движения вентиляционной струи в верхней части выработки.

3. Датчик П3 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от конвейерного ствола в сторону очистного забоя.

Телеинформация с датчиков контроля запыленности П1, П2, П3 передается в диспетчерский пункт шахты к оператору АГК и хранится в базе данных информации.

**Датчики контроля кислорода:**

1. Датчик К1 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. Уставка срабатывания – 20,0% O<sub>2</sub>.

2. Датчик К2 устанавливается в конвейерном штреке 5003 в 10-20 м от очистного забоя, у стенки, противоположной выходу из лавы, под кровлей выработки. Уставка срабатывания – 20,0% O<sub>2</sub>.

Телеинформация с датчиков контроля запыленности К1, К2 передается в диспетчерский пункт шахты к оператору АГК и хранится в базе данных информации.

Для обеспечения непрерывного **измерения концентрации метана, оксида углерода и скорости воздушного потока в газопроводе** перед газоотсасывающей установкой, состоящей из вентиляторов УВЦГ-9 (ГОУ №1),

					ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

установлены датчики контроля: метана М7, оксида углерода ОУ7 и скорости воздуха С4.

Уставка срабатывания датчика М7 – 3,5 % СН<sub>4</sub>. Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных. При превышении предельно допустимой концентрации СН<sub>4</sub> 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 % СН<sub>4</sub>. Телеизмерение с датчика выводится к оператору АГК с регистрацией данных. При превышении предельно допустимой концентрации СН<sub>4</sub> 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.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



- 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

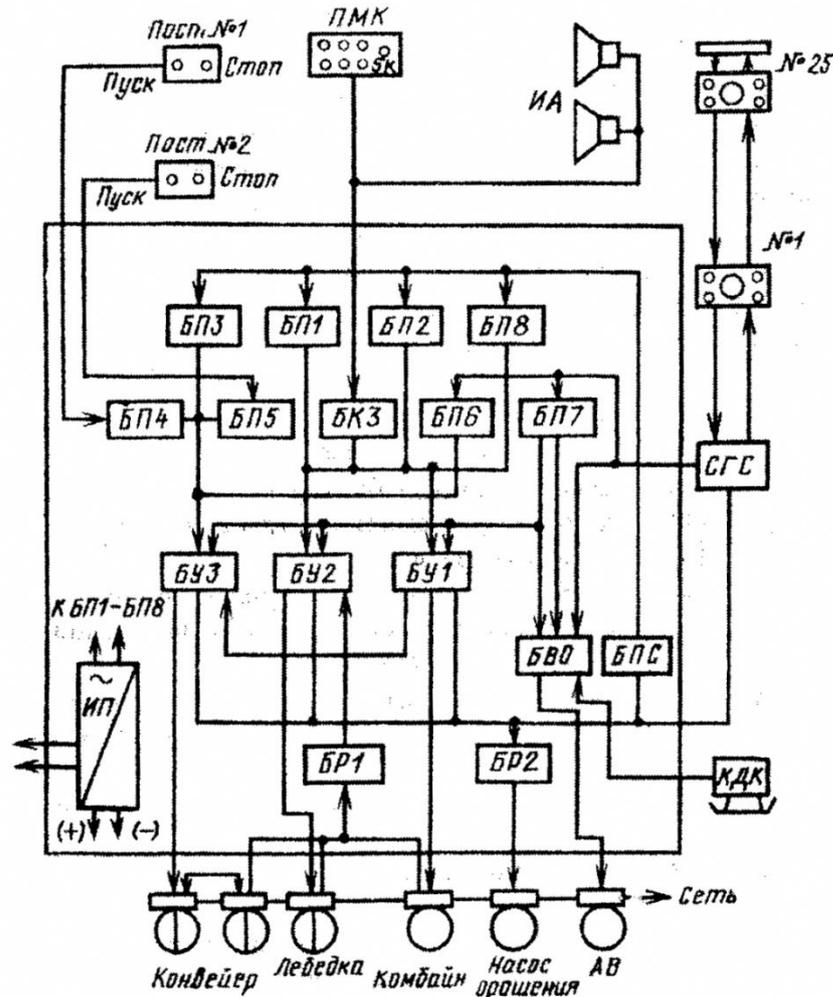


Рисунок 8.2 Структурная схема АУЗМ

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;

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 АМ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



- управление одиночным конвейером без применения пульта управления;
- управление двух приводным 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



## 9 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 9.1 ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ФИЛЬРОВАЛЬНОЙ УСТАНОВКИ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

Внедрение промывочного блока позволит усовершенствовать техническое обслуживание гидравлической системы крепей путем ежемесячной промывки фильтров. Ежемесячная промывка исключает трудновываемые отложения кальция и продляет срок службы фильтров.

В результате простоя комплекса по причине засорения фильтров сокращаются на 23%.

При средней производительности комплекса 3000 т/ч и длительности простоев 42 мин дополнительно можно добыть количество угля

$$Q = 3000 * 0,6 * 0,23 = 414 \text{ т/сут.}$$

За год дополнительно будет добыто, при 260 днях работы и коэффициенте готовности 0,8

$$Q_{г} = 414 * 260 * 0,8 = 86112 \text{ тонн/год}$$

При средней отпускной цене угля 5000 руб/т

Доход предприятия составит

$$Д = 86112 * 5000 = 430\,560\,000 \text{ руб}$$

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ЭЧ.ПЗ</i>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.	ХИЖНЯК М.А				<i>Экономическая часть</i>	Лит.	Лист	Листов
Разработ.								
Руководит.	Кузин Е.Г.							
Зав. каф.	Шахманов В.Н.							
						<i>КузГТУ каф.ТМКМГР ГЭсд-171.2</i>		

## 9.2 ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ МЕХАНИЗМОМ ПЕРЕДВИЖЕНИЯ КОМБАЙНА С УЧЕТОМ РАБОТЫ КОМПЛЕКСА МЕТАН-РАДИО

Внесенные в специальной части изменения в систему управления комбайном, включающие комплекс АГЗ метан-радио, датчики скорости и нагрузки приводов, позволяет установить различные датчики и регулировать скорость подачи в зависимости от конкретных условий (например, при возрастании нагрузки на режущий рабочий орган комбайна за счет присечки породы, скорость перемещения будет снижена, тем самым сохраняя оборудование в исправном состоянии).

Автоматизированная система управления приводом механизма передвижения позволяет учитывать техническое состояние механизмов и продлевать ресурс оборудования. При увеличении токов в электроприводе свыше допустимых происходит снижение скорости и исключение аварийного срабатывания от максимально токовой защиты.

Таким образом, реализация предлагаемых решений позволяет не только повысить безопасность персонала, снизить неплановые простои по причине газового фактора, но и повысить срок службы оборудования комбайна, за счет предотвращения резких динамических нагрузок на привод передвижения комбайна.

Увеличение производительности комплекса достигается за счет исключения аварийных простоев и составляет около 37%.

Среднее время простоев составляло около 120 мин с сутки.

Полностью исключит остановки по газовому фактору не представляется возможным по ряду объективных причин, средний процент снижения аварий до 32%.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217038 ЭЧ.ПЗ</i>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разработ.</i>	<i>Лозовский Н.К.</i>				<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Кузин Е.Г.</i>				<i>Экономическая часть</i>		
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>						
					<i>КузГТУ каф.ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		

При средней производительности комплекса 3000 т/ч и длительности простоев 120 мин дополнительно можно добыть количество угля

$$Q = 3000 * 2 * 0,37 * 0,32 = 710,4 \text{ т/сут.}$$

За год дополнительно будет добыто, при 260 днях работы и коэффициенте готовности 0,7

$$Q_{г} = 710 * 260 * 0,7 = 129200 \text{ тонн/год}$$

При средней отпускной цене угля 5000 руб/т

Доход предприятия составит

$$Д = 129200 * 5000 = 646 \text{ 100 000 руб}$$

					ВКР 21.04.05.09.217038 ЭЧ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 10. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

- 10.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов в подземных условиях.....
- 10.2 Охрана труда.....
- 10.2.1 Мероприятия по борьбе с внезапными выбросами угля, газа, породы и горными ударами.....
- 10.2.2 Мероприятия по борьбе с горными ударами
- 10.2.3 Пожарно-профилактические мероприятия при разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию
- 10.2.4 Мероприятия по предотвращению прорывов воды и газа из затопленных выработок и водных объектов
- 10.3 Санитарно-гигиенические мероприятия
- 10.3.1 Борьба с высокими температурами в шахте
- 10.3.2 Комплексное обеспыливание
- 10.3.3 Борьба с шумом и вибрациями
- 10.3.4 Состав рудничного воздуха
- 10.3.5 Освещение
- 10.4 План ликвидации аварии

					<b>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТuТБ.ПЗ</b>			
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разработ.	Хижняк М.А.				<b>Охрана труда и техника безопасности</b>	Лит.	Лист	Листов
Разработ.	Лозовский Н.К.							
Руководит.	Кузин Е.Г.					<b>КузГТУ каф.ТuКМГР ГЭсд-171.2</b>		
Зав.каф.	Шахманов В.Н.							

### 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 [1]:

- 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 21.04.05.09.217040 ОТиТБ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 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.

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 м<sup>3</sup>/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.

В процессе подготовки нижележащих пластов с привлечением ВНИМИ

					ВКР 21.04.05.09.217040 ОТиТБ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



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 [2] 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 21.04.05.09.217040 ОТиТБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По заключению РосНИИГД все пласты угля АО «Шахта им. Ялевского» относятся ко II группе склонности к самовозгоранию. Продолжительность инкубационного периода пласта 52, 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 52 (в 40 м);
- наличие подкровельной пачки размером 0,4 м, оставляемой в виде потерь в выработанном пространстве в лавах 5201 и 5206 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 отрабатываемыми лавами;
- наличие легко обрушаемой кровли и склонность почвы к пучению.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



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.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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 водопрводящих 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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ. ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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.

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 [5].

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.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		



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) —  $20 \text{ мг/м}^3$  (0,0016% по объёму); окислы азота (образуются при взрывных работах, входят в состав выхлопных газов дизельного оборудования), ПДК —  $5 \text{ мг/м}^2$  (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 —  $10 \text{ мг/м}^2$  (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 —  $10 \text{ мг/м}^2$  (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 21.04.05.09.217040 ОТИТБ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В соответствии с ПБ содержание метана в атмосфере подземных выработок должно соответствовать нормам:

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

					ВКР 21.04.05.09.217040 ОТИТБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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, обслуживающей данную шахту, утверждается техническим директором не позднее, чем за 15 дней до ввода плана в действие.

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, по которому свежий воздух поступает в шахту. Номер позиции наносится на схему вентиляции.

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 ОТиТБ.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

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.

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 21.04.05.09.217040 ОТИТБ.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## Список литературы

1. Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору. Приказ от 8 декабря 2020 года N 507 Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах" (с изменениями на 7 апреля 2022 года).
2. Правила устройства электроустановок. 7-е изд. – СПб.: «Деан», 2002.
3. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий. Губко А. А., Губко А.Б. Белово 2013.
4. Расчет потребности тепла и топлива на собственные нужды горного предприятия: мет. указ. к курсовой работе/сост.: В. В. Назаревич; КузГТУ. – Кемерово, 2009. – 30 с.
5. Отчет по производственной практике по шахте им В.Д. Ялевского, г. Прокопьевск КузГТУ, кафедра ТКГМР, 2019.
6. Стационарные машины. Расчет водоотливных установок горнодобывающих предприятий, учебное пособие, КузГТУ 2011, А.П. Абрамов, В.Н. Бизенков.
7. Стационарные машины. Расчет вентиляторных установок шахт, учебное пособие, КузГТУ 2015, В.Н. Бизенков.
8. Принципы фильтрации рабочей жидкости в гидросистемах и методиках подбора фильтров. Заглавие с экрана. Режим доступа: <https://gidravlikov.ru/articles/printsiy-filtratsii-rabochey-zhidkosti-v-gidrosistemakh-i-metodika-podbora-filtrov/>. Дата обращения 12.12.2022.
- 9.ГОСТ 17216-2001. Межгосударственный стандарт. Чистота промышленная. Классы чистоты жидкостей. Industrial cleanliness. Grades of liquids purity

					<i>ВКР 21.04.05.09.217040 СЛ.ПЗ</i>		
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			
Разработ.	Хижняк М.А.				Лит.	Лист	Листов
Разработ.	Лозовский Н.К.						
Руководит.	Кузин Е.Г.				<i>Список литературы</i>		
Зав. каф.	Шахманов В.Н.						
					<i>КузГТУ каф. ТуКМГР ГЭсд-171.2</i>		

10. Кузин, Е. Г. Обоснование применения фильтровальных установок в гидросистемах очистных механизированных комплексов / Е. Г. Кузин, М. В. Бардер // Горное оборудование и электромеханика. – 2021. – № 4(156). – С. 29-36. – DOI 10.26730/1816-4528-2021-4-29-36. – EDN XLXDNY.

11. Комплект эксплуатационной документации на систему АГК – система газоаналитическая шахтная многофункциональная МИКОН III

12. Шевченко, Л. А. Аэрология горных предприятий : учебное пособие / Л. А. Шевченко. – Кемерово : КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2020. – 148 с.

13. Руководство пользователя. Система дистанционного контроля (мониторинга) промышленной безопасности опасных производственных объектов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс». 84110863.425250.215.ИЗ.02. – Москва 2020. – 98 с.

14. Электрическое и электромеханическое оборудование: учебник/В.П. Шеховцов. – 3-е издание. – М.: ФОРУМ:ИНФА-М, 2016. – 416 с.:ил. – (профессиональное образование).

					ВКР 21.04.05.09.217040 СЛ. ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

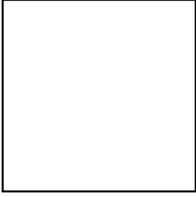
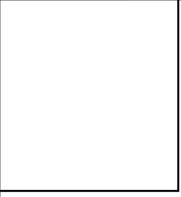
Лозовский Н.К.

Разработ.

Лист

ВКР  
21.04.05  
.09.2170  
ЛО

Дата



Хижняк М.А.

Разработ.