

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	8
1. Геологическое строение карьерного поля	10
1.1 Общие положения	10
1.2 Геологическая характеристика месторождения	13
1.2.1 Стратиграфия и литология	13
1.2.2 Тектоника карьерного поля.....	15
1.2.3 Гидрогеологические условия.....	16
1.2.4 Морфология месторождений и характеристика полезного ископаемого .	18
1.2.5 Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля	23
1.3 Горно-геологические условия разработки	25
2. Границы и запасы карьерного поля	28
3. Режим работы предприятия	38
4. Производственная мощность и срок службы карьера	39
5. Обоснование системы разработки	43
5.1 Общие положения	43
6. Вскрытие и порядок отработки карьерного поля	57
7. Выбор и эксплуатация горного оборудования	60
7.1.1 Аналитический метод.....	68
7.1.2. Графический метод	69
7.1.3 Метод номограмм	70
8. Параметры технологических процессов	73
8.1 Подготовка горных пород к выемке	73
8.2 Выемочно-погрузочные работы	85
8.3 Перемещение карьерных грузов.....	86
8.4 Отвалообразование	104

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.ПЗ</i>						
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>							
<i>Разработ.</i>		<i>Куковьякина Н.И.</i>			<i>Содержание</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>	
<i>Разработ</i>		<i>Холодкина А.Е.</i>						У	6	280	
<i>Руководит.</i>		<i>Мартьянов В.Л</i>						<i>КузГТУ, ГОС-171.2</i>			
<i>Консульт.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>									
<i>Н.Контр.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>									
<i>Зав.Кафедрой</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>									

9. Вспомогательные работы.....	110
10. Электроснабжение карьера.....	114
11. Охрана труда и промышленная безопасность	123
11.1 Перечень опасных и вредных производственных факторов, аварий. Общие меры по управлению безопасностью труда и промышленной безопасностью..	123
11.2 Меры по предотвращению опасных производственных факторов	123
12. Охрана окружающей среды	149
13. Генеральный план и технологический комплекс на поверхности.....	154
14.1 Специальная часть.....	156
14.2 Специальная часть.....	217
15 Экономическая часть.....	264
15.1 Расчет эффективности технологического решения.....	264
16. Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны.	
Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций.....	276
16.1 Организация гражданской обороны на карьере.....	277
16.2 Мероприятия при переводе карьера на особый режим.....	277
Список используемых источников.....	279

ВВЕДЕНИЕ

Открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых является наиболее перспективным в технологическом, экономическом и социальном отношениях. Этим способом в России и странах СНГ добывается примерно 65% общего объема минерального сырья. Это касается руд черных и цветных металлов, угля, горно-химического сырья, строительных горных пород.

Уголь играет существенную роль в топливно-энергетическом балансе, причем его роль не будет снижаться, а даже возрастет.

Развитие открытого способа добычи угля в первую очередь будет осуществляться за счет реконструкции и технического перевооружения действующих разрезов.

Для компенсации выбывающих мощностей предусматривается строительство новых, современных предприятий. Наличие большого количества угля, пригодного для открытой разработки предполагает в первую очередь развитие открытых работ в Сибири и на Дальнем Востоке.

Наибольшее развитие открытые горные работы получают Канско-Ачинском и Кузнецком бассейнах.

Кузбасс является одним из крупнейших освоенных угольных бассейнов страны. Расположен он в пределах Кемеровской области и занимает площадь более 26 тыс. км².

Кузнецкий угольный бассейн в настоящее время стал крупнейшим топливно-энергетическим комплексом, обеспечивающим углем многие регионы России. В Западной Сибири потребляется около 35 % добываемого в бассейне угля. Порядка 50 % угля вывозится в Европейскую часть страны и

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>Введение</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					У	8	280
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав.Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

Урал. Часть угля из Кузбасса перевозится в районы Дальнего Востока и другие страны.

Настоящим дипломным проектом рассматривается отработка угольного месторождения поля АО «СУЭК-Кузбасс» «Разрез Заречный», расположенного в Ерунаковском геолого-промышленном районе, в 50 км от г. Новокузнецка.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		9

1 Геологическое строение карьерного поля

1.1 Общие положения

В настоящее время горные работы на разрезе «Заречный» ведутся в соответствии с проектной документацией «Технический проект отработки участка «Заречный» Талдинского каменноугольного месторождения», разработанной ООО «Сибниуголеобогащение» в 2015 г. и согласованной ЦКР-ТПИ Роснедр (протокол от 23.06.2015 №107/15-стп).

Разрез «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» расположен на территории Прокопьевского района Кемеровской области в центральной части Ерунаковского геолого-промышленного района Кузбасса в пределах геологического участка Талдинский 1-2 Талдинского каменноугольного месторождения, приуроченного к западной части Талдинской брахисинклинальной складки.

Ближайшие промышленные центры - города Новокузнецк, Прокопьевск и Киселевск, находятся соответственно в 47, 40 и 35 км к югу и юго-западу от участка.

Район месторождения освоен угольной промышленностью. Разрез «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» граничит на севере и северо-западе с участком подземных горных работ «Талдинский – Западный-2» и участком открытых и подземных горных работ «Талдинский – Западный-3». В 0,5-1,0 км на север, северо-запад расположены участок открытых и подземных горных работ «Талдинский Западный-1». К востоку от границы разреза проходит автомобильная технологическая дорога и железная дорога филиала ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» «Талдинский угольный разрез».

Расположение разреза «Заречный» представлено на ситуационной схеме расположения разреза - рисунок 1.1

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>1 Геологическое строение карьерного поля</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>10</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

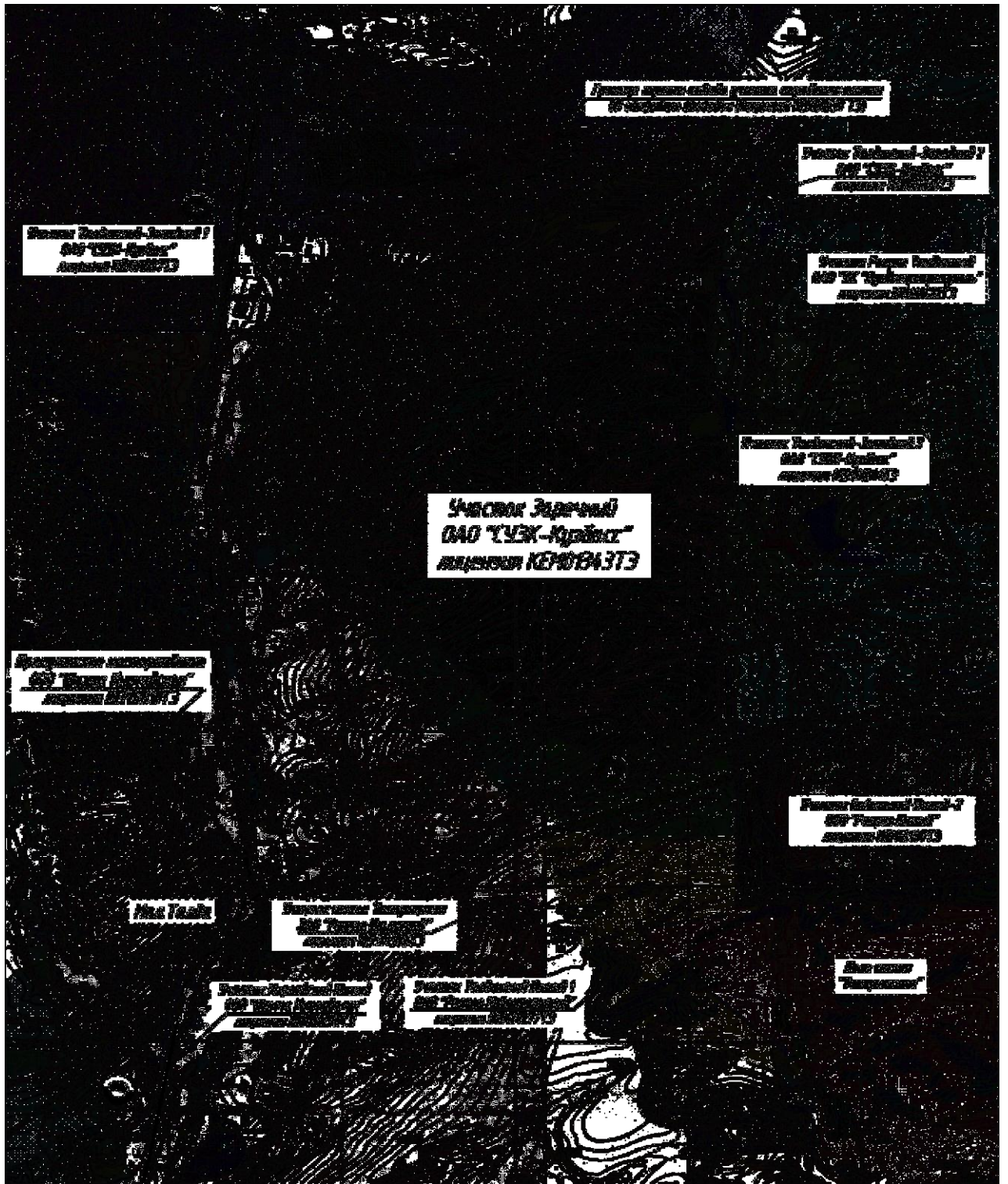


Рисунок 1.1 – Ситуационная схема расположения разреза

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		11

Поверхность участка горных работ представляет собой изрезанный логами водораздел рек Тагарыш и Кыргай. Ландшафт лесостепной. Залесены только долины логов и их склоны, особенно северные и северо-восточные. Здесь преимущественно произрастают кустарники, осина и береза. Водораздельные части заняты под пашни и сенокосы. Долина р. Тагарыш, протекающей вдоль восточной границы, и долины крупных логов заболочены.

Рельеф участка увалистый, абсолютные отметки водоразделов 330-370 м, долин 224-350 м. Вершины водоразделов плоские, к югу и юго-востоку постепенно переходят в пологие склоны (7-12°), а к северу, западу и юго-западу - в более крутые, преимущественно 15-20°, иногда 30-40°.

Климат района резко континентальный. Абсолютный минимум температур в наиболее холодные месяцы достигает минус 43,9°С. Среднемесячная температура декабря, января и февраля составляет минус 18-20°С.

Устойчивый снежный покров удерживается с начала ноября до конца апреля. Мощность снежного покрова в зависимости от залесенности и рельефа местности колеблется от 0,3 до 2,0 м. Глубина промерзания почвы на открытых южных склонах, где мощность снежного покрова минимальная, достигает 2,0-2,5 м, на залесенных северных склонах со снежным максимальным покровом глубина промерзания колеблется от 0,10 до 0,30-0,50 м. В поймах рек и логов грунт, как правило, не промерзает.

Наиболее жарким месяцем является июль, среднемесячная температура которого составляет +19,4°С. Максимальная температура достигает +36,7°С.

Среднегодовая сумма осадков составляет 497 мм.

Ветры в районе преобладают юго-западные со средней скоростью 5-7 м/с, иногда их скорость достигает 17-24 м/с.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		12

1.2 Геологическая характеристика месторождения

1.2.1 Стратиграфия и литология

Разрез «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» расположен в пределах геологического участка «Талдинский 1-2» Талдинского месторождения каменного угля, расположенного в центральной части Ерунаковского геолого-экономического района. Приурочен он к западной части Талдинской брахисинклинальной складки.

В строении Талдинского месторождения принимают участие осадки Ерунаковской свиты кольчугинской серии и четвертичные отложения. Ерунаковская свита представлена ленинской, грамотеинской и тайлуганской подсвитами. Геологоразведочными работами на месторождении наиболее детально изучена его центральная часть, выделенная под названием «Участок Талдинский 1-2», где и расположен проектируемый разрез «Заречный». Эта площадь сложена осадками верхних горизонтов грамотеинской и низами тайлуганской подсвит.

Угленосные отложения в границах участка, на котором расположен проектируемый разрез, содержат следующие пласты угля: пласт 73, 78, 80, 81, 82. Наиболее мощными из них являются пласты 78, 82, а также пласт 73 в северной части участка, где он сливается с пластами 72 и 71.

Литологический состав угленосной толщи довольно разнообразен и характеризуется породами от аргиллитов до песчаников. Наибольшим распространением в отложениях участка пользуются алевролиты, содержание которых достигает 61,3%. Песчаники уступают им в распространении, содержание их колеблется в пределах от 18,4 до 27,2%. При этом наблюдается небольшое увеличение содержания песчаников в юго-западной части площади. Аргиллиты в пределах участка развиты слабо (4,2-5,5%) и имеют второстепенное значение.

Текстура угленосных отложений участка весьма разнообразна. Мощные слои песчаников характеризуются редкой косой или косоволнистой прерывистой слоистостью, обусловленной растительным детритом, иногда скоплением угля гравийной размерности. Песчаники небольшой мощности

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		13

обладают прерывистой косою и косоволнистой слоистостью. Алевролиты крупно - и мелкозернистые, имеют тонкую косую, пологоволнистую или горизонтальную слоистость за счет изменения гранулометрического состава обломочного материала и растительного детрита. Часто мелкозернистые алевролиты массивные. Аргиллиты неслоистые или с редкой слабо выраженной горизонтальной слоистостью. Крупная косая слоистость чаще наблюдается в кровле пластов 78 и 73 в северо-восточном крыле Талдинской синклинали.

Алевролиты пользуются широким распространением и имеют мощность от 2 до 55 м. Макроскопически алевролиты темно-серого и серого цвета, с тонкой горизонтальной и косою слоистостью за счет изменения гранулометрического состава обломочного материала. Часто встречаются конкреции сидеритизированного алевролита, разбитого сетью микротрещин, заполненных кальцитом.

Песчаники имеют темно-серую, серую и светло-серую окраску, иногда с буроватым оттенком и относятся к полимиктовым разностям. В зоне выветривания большим распространением пользуются трещиноватые песчаники, трещины которых часто выполнены кальцитом или глинистым материалом. Ориентировка трещин разнообразная.

Аргиллиты имеют ограниченное распространение и встречаются в виде небольших линз мощностью 2-5 м. Чаще всего это темно-серые, черные, плотные с редкой параллельной слоистостью, обусловленной чередованием тонких глинистые или сидеритизированных прослоев с линзами угля и остатками растительности. По составу аргиллиты чаще гидрослюдистые.

В пределах участка выявлено несколько зон развития горельников, приуроченных к участкам выгорания пластов. Горелые породы представлены песчаниками, алевролитами, иногда суглинками и глинами, обожженными в процессе подземных пожаров, с включением пепла. Цвет пород розовый до кирпично-красного, структура иногда пористая шлакообразная.

Четвертичные отложения, представленные рыхлыми образованиями, сплошным чехлом покрывающие палеозойские отложения участков и

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		14

месторождения. Мощность рыхлых отложений колеблется от 0,2-10 м в долинах рек и логах до 40 м на водоразделах. Представлены они суглинками, глинами и реже галечниками. На участках развития горельников четвертичные осадки обожжены.

Суглинки пользуются широким распространением на водораздельных участках.

Обычно они бурого, серого цвета, влажные, слабые, со следами ожелезнения, с включениями карбонатов. Мощность суглинков колеблется от 0,5 до 30 м. Обломочный материал суглинков представлен кварцем и полевыми шпатами, а глинистая часть - гидрослюдами и каолинитом.

Глины пользуются меньшим распространением, чем суглинки, и встречаются в виде выклинивающихся слоев. Глины часто бурые со следами ожелезнения, реже синевато-серые. Серо-цветные глины чаще залегают в пределах нижней серо-цветной толщи минералогический состав глинистой фракции в основном представлен гидрослюдами, с примесью каолинита и монтмориллонитами, в меньшей степени кальцитом, сидеритом, магнетитом и гематитом. В обломочном материале присутствуют кварц, полевые шпаты, редко эпидот, роговая обманка, турмалин, циркон, мусковит и др.

1.2.2 Тектоника карьерного поля

Продуктивные отложения Талдинского месторождения образуют крупную пликтивную форму - Талдинскую брахисинклиналь с пологим и спокойным залеганием крыльев и слабо развитой разрывной тектоникой.

Западная часть Талдинской брахисинклинали, в пределах которой находится разрез «Заречный», является пологой структурой с падением крыльев до 18-30° и пологой замковой частью. Наибольшее погружение шарнира складки отмечается на 5 р. л., северо-западнее, которой происходит вздымание оси.

Наличие элементов разрывной тектоники в пределах структуры на участке геологоразведочными работами не установлено, хотя вполне возможно присутствие мелких от 1,0 до 2,0 взбросов, о чем говорит

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		15

скачкообразное изменение мощностей угольных пластов на величину амплитуд предполагаемых мелких взбросов.

В целом участок характеризуется довольно простой тектонической обстановкой и геологическим строением и отнесен к месторождениям I группы в соответствии с классификацией ГКЗ.

1.2.3 Гидрогеологические условия

По литолого-фациальным и гидродинамическим признакам на геологическом участке «Заречный» выделяются три водоносных комплекса.

Первый водоносный комплекс приурочен к четвертичным отложениям, второй - горелых пород и третий - пермских отложений.

Четвертичные отложения обводнены неравномерно. На водоразделах они практически безводны, а у подножий склонов и в долинах рек и логов обводненность их возрастает. Питание четвертичного водоносного комплекса осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков, а по склонам и в депрессиях рельефа дополнительно за счет разгружающихся подземных вод.

Сезонное появление верховодки может существенно снизить устойчивость суглинков в бортах разреза.

Водоносный комплекс горелых пород развит на участках выгорания пластов угля. Горельники практически безводны, местами обводнена только нижняя их часть.

Несмотря на выявленную незначительную обводненность горелых пород, установлено, что горельники являются своеобразными дренами, способствующими разгрузке подземных вод водораздельных участков и как следствие этого, пьезометрический уровень в границах развития обожженных пород снижен до подошвы выгоревшего пласта.

Таким образом, при встрече горелых пород могут иметь место кратковременные увеличения притока воды в горные выработки.

Водоносный комплекс пермских отложений приурочен к угленосной толще, представленной переслаивающимися песчаниками, алевролитами и реже аргиллитами и пластами угля.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		16

Наличие в толще мощных слоев песчаников создало благоприятные условия для накопления подземных вод, а мульдообразная структура центральной части месторождения - образованию малого артезианского бассейна.

В водоносном комплексе пермских отложений выделяются две зоны: верхняя зона интенсивной трещиноватости, связанная с выветриванием и нижняя - зона затухающей трещиноватости, где процессы физического выветривания практически не сказываются.

Наибольшей водопроницаемостью в выветрелой зоне обладает толща пород в интервале от 50-90 м на водоразделах и от 10-20 м до 70-80 м в долинах рек.

Величина коэффициента фильтрации изменяется от 0,18 до 4,9 м/сут при средней величине 0,96 м/сут.

Таким образом, водообильность угленосных отложений зоны трещиноватости зависит как от геоморфологии рельефа местности, так и от литологического состава отложений.

В пределах водораздельных участков месторождения подземные воды зоны выветрелых пород являются безнапорными с глубоким положением уровня (от 10 до 30 м). В депрессиях же рельефа местности воды, как правило, напорные с величиной напора до 10-20 м над водоупором и до 4-6 м над дневной поверхностью.

Питание трещинных вод зоны интенсивного водообмена осуществляется за счет атмосферных осадков и подтока из более глубоких водоносных горизонтов. Разгрузка происходит в речную сеть.

Зона затухающей трещиноватости, наблюдается ниже глубины 110-120 м.

Нижняя граница распространения водоносных горизонтов достигает 290-300 м.

Гидрогеологические условия месторождения сложные. Обводненность продуктивных отложений неравномерна и зависит от литологического состава пород и геоморфологического положения в рельефе.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		17

1.2.4 Морфология месторождений и характеристика полезного ископаемого

Угленосная толща в пределах поля разреза «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» представлена 5-ю угольными пластами: 73, 80, 78, 81, 82. Пласт 73-72 на поле участка расщепляется на два самостоятельных пласта 73 и 72, при этом пласт 72 не принимается в подсчет. Пласт 80-78 расщепляется на два самостоятельных пласта 80 и 78 от 5 р.л. на север.

Все пласты в основном сложного строения. Количество породных прослоев колеблется в пределах 2-4, в пласте 78 число их значительно увеличивается и достигает 11.

Характеристика пластов угля на разрезе «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» приведена в таблице 1.1

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		18

Таблица 1.1 - Характеристика угольных пластов разреза «Заречный»

Индекс пласта	Характеристика пород		Значение мощностей угольных пачек: числитель-крайние, знаменатель-средние, м	Значение мощностей порожных прослоев: числитель-крайние, знаменатель-средние, м	Строение, количество прослоев	Краткая характеристика	Нормальное расстояние от вышележащего пласта, м
	кровли	почвы					
82	Алевролит редко	Алевролит, реже аргиллит и песчанник	<u>8,07-12,87</u> 8,97	<u>0,0-0,67</u> 0,19	В основном простое, иногда 1-3 прослоя	выдержан.	54-90
81	Алевролит, реже аргиллит	Алевролит, реже аргиллит	<u>2,07-4,31</u> 3,59	<u>0,0-0,45</u> 0,09	Простое, редко 1-3 прослоя	относит. выдержан	0-18
80	Алевролит, реже аргиллит	Алевролит, реже аргиллит	<u>10,46-15,79</u> 13,76	<u>0,0-1,58</u> 0,63	От 1 до 11 прослоев, чаще 6-9	относит. выдержан.	-
78	Алевролит, реже аргиллит	Алевролит, реже аргиллит	<u>9,22-17,32</u> 11,30	<u>0,0-0,93</u> 0,41	От 0 до 11 прослоев, чаще 6-9, реже простое	относит. выдержан.	44-70, от пл. 81
73	Алевролит, единичные песчаник и аргиллит	Алевролит, реже песчанник	<u>5,43-8,31</u> 6,72	<u>0,0-0,68</u> 0,22	От простого до 4 прослоев, чаще 3-4, реже простое и 1-2 прослоя.	относит. выдержан.	-

Оценка качественных показателей углей участка «Заречный» проводилась по керновым пробам из разведочных скважин и данным, представленным геологической службой разреза.

По макроскопическому составу угли сложены, в основном, полублестящими (более 55%) и полуматовыми (около 20%) типами. Содержание групп микрокомпонентов в органической части углей каждого пласта составляет (таблица 1.2): витринит 62-66%, семивитринит 3-4 %, липтинит 2%, инертинит 28-32%. Содержание групп микрокомпонентов в органической части углей приведено в таблице 1.2.

Таблица 1.2 - Содержание групп микрокомпонентов в органической части углей

Индекс пласта	Микрокомпоненты, %				R _o , %	Σок, %	Стадия метаморфизма
	V _t	S _v	L _p	J _n			
82	62	4	2	32	0,7	35	I-II
81	63	4	2	31	0,67	34	I-II
80	65	4	2	29	0,67	32	I-II
78	64	3	2	30	0,67	33	I-II
73	66	4	2	28	0,67	31	I-II

Минеральные компоненты угля чаще всего представлены тонкодисперсной глиной. Показатель отражения витринита изменяется от 0,67% до 0,70%, что соответствует Iи IIстадии метаморфизма.

Угли характеризуются выходом летучих веществ 36,3-38,1%, толщиной пластического слоя 6-9 мм. По классификационным показателям в соответствии с ГОСТ 25543-88 угли разреза относятся к витринитовым марки "ДГ". Основные качественные показатели по пластам приводятся в таблице 1.3.

Таблица 1.3 - Основные качественные показатели по пластам

Индекс пласта	Марка угля	W ^й , %	W ^{max} , %	A ^d _{чуп} , %	V ^{daf} , %	у, мм	Q ^{daf} , ккал/кг
82	ДГ	2,9	8,2	7,8	36,3	6-9	8020
81	ДГ	2,9	8	9,2	38,1	6-9	7740
80	ДГ	2,9	7,7	7,5	37,3	6-9	7770
78	ДГ	2,9	7,8	9	37,5	6-9	7950
73	ДГ	2,6	6,9	8,3	37,5	6-9	7980

Обогащаемость углей разреза в соответствии с ГОСТ 10100 - 84 изменяется по пластам от легкой до средней категории.

Определение зольности углей и прослоев выполнялась по всем пластопересечениям. Зольность чистого угля по пластам разреза составляет 7,5 - 9,0%, зольность породных прослоек - 78,1 - 81,9%. Зольность углей по пластам и маркам сведена в таблицу 1.4.

Таблица 1.4 - Зольность угля по пластам и маркам

Обозначение угольного пласта, марка угля	Зольность угля по маркам, %	
	ДГ	ОК
Пласт 73 с углами более 15 град	12,3	13,6
Пласт 73 с углами менее 15 град	14,1	13,5
Пласт 78 с углами более 15 град	14,5	15,8
Пласт 78 с углами менее 15 град	14,9	16,1
Пласт 80 с углами более 15 град	14,7	-
Пласт 80 с углами менее 15 град	35,4	34,3
Пласт 81 с углами более 15 град	17,6	-
Пласт 81 с углами менее 15 град	17,6	17,1
Пласт 82 с углами менее 15 град	11,9	12,6

Элементный состав углей участка «Заречный» приведен в таблице 1.5.

Таблица 1.5 - Элементный состав углей

Индекс пласта	Ctdaf, %	Htdaf, %	Std, %	Std (факт), %	Pd, %
82	81,6	5,1	0,18-0,58 0,28	0,29	0,007-0,073 0,038
81	81,5	5,1	0,22-0,49 0,38	0,35	0,018-0,072 0,045
80	82,1	5,2	0,25-0,43 0,32	0,50	0,070-0,216 0,125
78	81,5	5,1	0,20-0,73 0,40	0,40	0,08-0,098 0,045
73	82,4	5,2	0,057-1,08 0,51	0,51	0,025-0,052 0,063

Элементный состав углей однороден: содержание горючей части составляет 86,6-87,6%, в том числе содержание углерода - 81,5-82,4%. Содержание серы в углях, в среднем по пластам, содержится в пределах 0,29-0,51%, фосфора 0,038-0,125%. Аналитическая влага по пластам изменяется в пределах 2,6-2,9%, максимальная влагоемкость составляет 6,9-8,2%.

По фактическим данным рабочая влага отгружаемых марочных углей изменяется от 12,5% до 14,0%. Высшая теплота сгорания сухого беззольного топлива находится в пределах 7740-8020 ккал/кг. В границах разреза выделена также зона окисленного угля. Для окисленных углей I группы теплота сгорания сухого беззольного топлива находится в пределах 6970-7960 ккал/кг, для углей II группы – 6000-7220 ккал/кг.

В составе золы углей преобладают оксиды кремния (57,4-60,7%) и оксиды алюминия (25,74-31,4%), что свидетельствует о ее тугоплавкости.

Содержание в углях и золе различных химических элементов определялось при проведении геологоразведочных работ. Анализ проведенных исследований показывает, что содержание ценных и потенциально ценных элементов ниже нормативного, представляющего промышленный интерес. Содержание наиболее токсичных элементов (мышьяк, хлор и т.д.) значительно ниже пороговых предельно -допустимых концентраций (ПДК). В таблице 1.6 приведены средние значения содержания элементов в углях по разрезу в сравнении с нормативными.

Таблица 1.6 - Средние значения содержания элементов в углях

Элементы	Содержание элементов	
	фактическое	нормативное
Ценные и потенциально ценные элементы		
Германий	0,1	30
Бериллий	0,4	5
Молибден	0,2	6
Свинец	5	240
Цинк	51	400
Никель	4	100
Кобальт	2	20
Ванадий	3	100
Олово	0,9	20
Цирконий	45	120
Титан	315	1500
Токсичные и потенциально токсичные элементы		
Мышьяк	3,11	300
Хлор	131	6000
Ртуть	<0,01	1
Фтор	28,3	500

Угли разреза «Заречный» марки ДГ являются высококачественным энергетическим топливом и могут отгружаться по всем видам потребления согласно ГОСТ Р 51586 - 2000 и ГОСТ Р 51587 -2000.

1.2.5 Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля

Детальная разведка участка «Талдинский 1-2» Талдинского каменноугольного месторождения выполнена Западносибирским геологическим управлением трестом Кузбассуглегеология Левобережной геологоразведочной партией в 1970 г.

Балансовые запасы каменного угля утверждены ГКЗ протоколом № 5990 от 19 июня 1970 года и по состоянию на 01.01.2021г. согласно справке формы 5-гр составляют 95500,0 тыс. т.

По сложности геологического строения месторождение отнесено к 1 группе, по степени изученности – к разведанным в соответствии с «Классификацией запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых».

Участок «Талдинский 1-2» (участок «Заречный») Талдинского каменноугольного месторождения детально разведан до горизонта ± 0 .

Институтом «Сибгипрошахт» было выполнено технико-экономическое обоснование кондиций, которые утверждены протоколом ГКЗ СССР от 24 октября 1969 года № 447-к. Согласно этому протоколу приняты следующие параметры кондиций:

- минимальная мощность угольного пласта простого и сложного строения (по сумме угольных пачек и внутрипластовых породных прослоев) - 2,0 м;
- максимальная зольность угля по пластопересечению с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями мощностью до 2 м - 40%.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		23

Подсчет запасов каменного угля производился методом геологических блоков на горизонтальных проекциях. Граница подсчета запасов угля проводится по почве пласта 73. На глубину запасы подсчитаны до горизонта ± 0 м (абс) и отдельно - до полного замыкания нижнего, вошедшего в подсчет запасов пласта 73 согласно протоколу ГКЗ СССР от 19.06.1970г. № 5990. Балансовые и промышленные запасы углей приведены в таблице 1.7

Таблица 1.7 - Балансовые и промышленные запасы угля разреза «Заречный»

Наименование пласта	Балансовые запасы в границах Лицензионного участка по состоянию на 01.01.2021 г, тыс. т (форма 5-ГР)				Эксплуатационные потери, тыс. т	Промышленные запасы, тыс.т
	А	В	С1	А+В+С1		
Пласт 82	1592	660	1407	3659	80,4	3578,6
ДГ	1592	660	0	2252	39,6	2212,4
ОК	0	0	1407	1407	40,8	1366,2
Пласт 81	1403	531	670	2604	152,6	2451,4
ДГ	1403	411	60	1874	101,1	1772,9
ОК	0	120	610	730	51,5	678,5
Пласт 80	0	680	766	1446	100,0	1346
ДГ	0	680	471	1151	80,9	1070,1
ОК	0	0	295	295	19,1	275,9
Пласт 78	27641	5714	4191	37546	883,8	36662,2
ДГ	27641	4800	1098	33539	739,0	32800
ОК	0	914	3093	4007	144,8	3862,2
Пласт 73	24678	15148	10419	50245	1227,7	49017,3
ДГ	24678	14479	6163	45320	1181,6	44138,4
ОК		669	4256	4925	46,1	4878,9
Всего по разрезу	55314	22733	17453	95500	2444,5	93055,5
ДГ	55314	21030	7792	84136	2142,2	81993,8
ОК		1703	9661	11364	302,3	11061,7

1.3 Горно-геологические условия разработки

1.3.1 Физико-механические свойства угля и вскрышных пород

Каменные угли Талдинского месторождения чаще всего имеют комплексное сложение с преобладанием в составе углей полублестящих разностей (более 55%), полуматовых (около 20%) и блестящих (10%).

Блестящий и полублестящий уголь в основном хрупкий с линзами витрена и фюзена. В полуматовых разностях уголь плотный, крепкий, содержит так же линзочки фюзена. Структура блестящего и полублестящего угля полосчатая, полуматового - полосчатая и штриховатая, матового - однородная.

Зона негодного угля на участке «Талдинский 1-2» практически отсутствует и только на водоразделах в непосредственном контакте с наносами имеется негодный уголь. Глубина зоны негодного угля не превышает 5 м.

Мощность зоны окисленных углей на участках колеблется в широких пределах от 0 до 50 м по вертикали от рельефа коренных пород.

Граница между I и II группами окисленности почти совпадает с зеркалом подземных вод и отмечается а интервале от 0 до 20 м. Мощность зоны окисленных углей I группы колеблется от 5 м до 20-25 м.

Газоносность угольных пластов участков «Талдинский 1-2» характеризуется очень низким содержанием метана. При проведение работ по добыче угля открытым способом на верхних горизонтах невысокая газоносность не имеет существенного значения.

Угли всех пластов месторождения являются опасными по самовозгораемости.

Механическая прочность пласта согласно ГОСТу 7714-55 является прочной.

Объёмный вес угля в пластах изменяется от 1,31 – 1,33 г/см³.

Горно-геологические условия отработки запасов угля открытым способом целиком зависят от поведения боковых вмещающих пород в горных

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		25

выработках - от устойчивости кровли и почвы угольных пластов, которая, в свою очередь, обусловлена их физическим состоянием и крепостью, т. е. физико-механическими свойствами.

Учитывая литологический состав, генетическую принадлежность и физическое состояние все горные породы участка можно разделить на 4 группы:

- рыхлые четвертичные отложения;
- коренные породы, затронутые выветриванием;
- коренные породы незатронутые выветриванием;
- горельники.

Четвертичные отложения представлены суглинками и в меньшей степени глинами. Они характеризуются высоким содержанием глинистых и пылеватых частиц. В условиях естественного залегания названные породы находятся в состоянии полного насыщения, что наряду с пылеватым составом обуславливает сравнительно невысокую их прочность и устойчивость. Средние значения углов внутреннего трения -22° , а сцепления 2,61 т/м (суглинки).

Коренные породы представлены песчаниками, алевролитами, аргиллитами и каменными углями.

Наибольшим распространением в отложениях участка пользуются алевролиты, содержание которых достигает 61,3%. Песчаники уступают им в распространении, содержание их колеблется в пределах от 18,4 до 27,2%. Аргиллиты в пределах участка развиты слабо (4,2-5,5 %) и имеют второстепенное значение. Угленасыщенность поля участка составляет 19,9%.

Зона выветривания распространяется до глубины 50-60 м (иногда до 100 м) и характеризуется повышенной трещиноватостью и влажностью и пониженной прочностью (в 3-4 раза меньше чем у пород незатронутых выветриванием при незначительном отличии углов внутреннего трения).

При вскрытии пород, незатронутых выветриванием, физико-механические свойства будут существенно изменяться.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		26

Горельники относятся к породам особого состава и состояния. Горелые породы представлены песчаниками, алевролитами, иногда суглинками и глинами, обожженными в процессе подземных пожаров, с включением пепла. Эти породы обладают хорошей фильтрационной способностью, что явилось основной причиной дальнейшего и разрушения горельников до глиноподобного состояния.

Площадь участка характеризуется спокойной тектоникой, которая не будет иметь существенного влияния на ход угледобычи.

1.3.2 Склонность к самовозгоранию

По данным ИГД АН СССР для оценки склонности угля к самовозгоранию рекомендуется пользоваться показателем понижения температурной вспышки после провоцирующего окисления (метод В.С. Веселовского и Г.Л. Орлеанской).

Угли, дающие понижение температуры вспышки 25° и более, считаются склонными к самовозгоранию.

Исходя из вещественного состава углей (содержание фузинита 19-31% и разности температуры вспышки до и после окисления (26° - 53°), угли пластов разреза «Заречный» являются опасными по самовозгораемости и относятся к категории «весьма склонных к самовозгоранию».

О склонности Талдинских углей к самовозгоранию говорят факты наличия большого количества зон выгорания пластов.

1.3.3 Взрывоопасность угольной пыли

По существующим в угольной промышленности правилам безопасного ведения горных работ угольная пыль с выходом летучих веществ более 10% является взрывоопасной [6].

Все угли месторождения Талдинского имеют выход летучих более 35% и следовательно являются опасными по взрыву пыли, что требует проведения профилактических мер и соблюдения правил безопасности при эксплуатации [1].

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.01.ПЗ</i>	Лист
						27
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		

2 Границы и запасы карьерного поля

2.1.1 Горно-геометрический анализ

Для обеспечения рентабельной работы предприятия были рассмотрены варианты развития горных работ. Выбор направлений развития горных работ произведен с учетом существующего положения горных работ с ограничениями по безопасному ведению открытых горных работ совместно с подземными. Рассматривалось три варианта направлений развития горных работ. Для обоснования рационального направления горных работ был проведен горно-геометрический анализ каждого из направлений. Исходным материалом для проведения горно-геометрического анализа явились поперечные геологические разрезы с нанесенными контурами угольных пластов и конечными контурами карьерной выработки. За шаг расчета принята 100-метровая панель-подвижка. Проведены многовариантные расчеты для определения момента перехода на внутреннее отвалообразование. Уголь, вскрышные породы и емкость внутреннего отвала подсчитаны с помощью площадей, выделенных на сечениях с учетом длины зон влияния сечений.

Анализ варианта развития горных работ с севера на юг

Горно-геометрический анализ выполнен с формированием рабочей зоны разреза по вариантам с углами рабочего борта 10,15,20 градусов.

Развитие горных работ затруднено в связи с наличием на территории разреза промплощадки, электрической подстанции, а также зоны горельников по 78 пласту. Для того чтобы развивать горные работы по этому варианту необходимо в кратчайшие сроки перенести промплощадку.

Отличительные особенности рассматриваемого варианта:

1. Расстояние транспортирования вскрышных пород до Внешнего отвала №2 больше чем в других вариантах развития горных работ.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>				<i>2 Границы и запасы карьерного поля</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Куковьякина Н.И</i>					У	28	280
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

2. Для начала горных работ необходим перенос существующей инфраструктуры что влечет за собой большие капитальные затраты.

3. Наличие зоны горельников по 78 пласту снижает устойчивость рабочего борта, тем самым осложняет ведение горных работ.

Анализ варианта развития горных работ с запада на восток

Горно-геометрический анализ выполнен формированием рабочей зоны разреза по вариантам с углом рабочего борта 10, 15 и 20 градусов. Горные работы развиваются в прежнем направлении, наличие выработанного пространства по пласту 73 существенно облегчает переход на внутреннее отвалообразование.

Отличительные особенности рассматриваемого варианта:

1. Наличие выработанного пространства способствует переходу на внутреннее отвалообразование в короткие сроки.

2. Возможность вскрытия пласта 73с минимальными затратами (разность высотных отметок между дневной поверхностью и почвой пласта минимальна, следовательно вскрытие будет осуществляться на короткое плечо).

3. Небольшая мощность междупластья 73-78.

4. Для перехода на внутреннее отвалообразование, необходимо вывезти минимальный объем вскрышных пород, на минимальное расстояние транспортирования.

Анализ варианта развития горных работ с юга на север

Горно-геометрический анализ выполнен с формированием рабочей зоны по вариантам с углом рабочего борта 10,15 и 20 градусов. Данный вариант развития горных работ осложнен большой мощностью рыхлой вскрыши в первый период, а также сложностью организации совместного ведения открытых и подземных работ.

Отличительные особенности рассматриваемого варианта:

1. Расстояние транспортирования вскрышных пород 2,8-5,8 км, что значительно больше чем по варианту «с запада на восток»

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		29

2. Из-за разницы отметок дневной поверхности и почвы пласта 73, значительно увеличивается расстояние транспортирования вскрышных пород на первоначальном этапе.

Выбор рационального направления развития горных работ обусловлен двумя основными показателями:

3. минимальный срок выхода на внутреннее отвалообразование,
4. обеспечение минимальных капитальных затрат.

Исходя из условий минимального расстояния транспортирования и сроков выхода на внутреннее отвалообразование были выделены два варианта, которые сведены в таблицу 2.1.

Таблица 2.1 – Вариант развития горных работ

Параметры	Вариант развития горных работ					
	С запада на восток			С юга на север		
	Угол рабочего борта			Угол рабочего борта		
	10	15	20	10	15	20
Объем вскрышных пород, вывозимый во внешний отвал в целике, тыс. м ³	53316,9	37535,8	27566,6	106790,3	87656,9	70249,3
Объемы добычи угля на период формирования внутреннего отвала, тыс. т	11460	8664	6535	26650	21066	17211
Коэффициент вскрыши на период формирования внутреннего отвала, м ³ /т	4,7	4,3	4,2	4,0	4,2	4,1
Сформированная емкость внутреннего отвала на момент перехода, тыс. м ³	32449,1	32176,2	31072,2	29353,5	28591,2	26455,6
Срок перехода на внутреннее отвалообразование, лет	3,2	2,6	2,1	6,2	4,9	4,1
Расстояние транспортирования вскрышных пород во внешний отвал №2, км	5,2			5,8		
Расстояние транспортирования вскрышных пород во внутренний отвал, км	2,5			2,8		
Расстояние транспортирования угля, км	3			3,6		

Приведенные в таблице **Ошибка! Источник ссылки не найден.** данные оказывают, что наиболее рациональным вариантом развития горных работ является вариант «с запада на восток» с углом рабочего борта 20°: для перехода на внутреннее отвалообразование по этому варианту во внешний отвал необходимо вывезти 27567 тыс.м³ вскрышных пород при расстоянии транспортирования 5,2 км.

2.1.2 Кондиции подсчета запасов

Участок «Талдинский 1-2» (участок «Заречный») Талдинского каменноугольного месторождения детально разведан до горизонта ±0.

Институтом «Сибгипрошахт» было выполнено технико-экономическое обоснование кондиций, которые утверждены протоколом ГКЗ СССР от 24 октября 1969 года № 447-к. Согласно этому протоколу приняты следующие параметры кондиций:

- минимальная мощность угольного пласта простого и сложного строения (по сумме угольных пачек и внутрипластовых породных прослоев) - 2,0 м;
- максимальная зольность угля по пластопересечению с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями мощностью до 2 м - 40%.

Подсчет запасов каменного угля производился методом геологических блоков на горизонтальных проекциях. Граница подсчета запасов угля проводится по почве пласта 73. На глубину запасы подсчитаны до горизонта ± 0 м (абс) и отдельно - до полного замыкания нижнего, вошедшего в подсчет запасов пласта 73 согласно протоколу ГКЗ СССР от 19.06.1970г. № 5990.

2.1.3 Балансовые запасы в лицензионных границах

Согласно, лицензии на право пользования недрами КЕМ 01343 ТЭ, запасы угля на проектируемом разрезе «Заречный» составляли 118800 тыс. т, из них 16641 тыс. т относятся к окисленным, а 102159 тыс. т - к марочным. Из общего количества марочных углей запасы категории А составили - 74579 тыс. т; категории В - 22392 тыс. т; категории С1- 5188 тыс.т. и общего количества

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		31

окисленных углей запасы по категории В составляют 2936 тыс. т; по категории С1 - 13705 тыс.т.

К расчетам приняты балансовые запасы, учитываемые по состоянию на 01.01.2015 г. согласно форме 5-гр.

В основном, на разрезе «Заречный» добываются энергетические угли марки ДГ. Балансовые запасы каменного угля в пределах лицензии КЕМ 01343 ТЭ по состоянию на 01.01.2021 года представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Балансовые запасы участка «Заречный» по состоянию на 01.01.2021г.

Наименование пласта	Балансовые запасы, предоставленные по лицензии КЕМ 01343 ТЭ, в границах Лицензионного участка, тыс. т				Балансовые запасы в границах Лицензионного участка по состоянию на 01.01.2021 г, тыс. т (форма 5-ГР)			
	А	В	С1	А+В+С1	А	В	С1	А+В+С1
Пласт 82	3800	2617	2597	9014	1592	660	1407	3659
ДГ	3800	2617	0	6417	1592	660	0	2252
ОК			2597	2597	0	0	1407	1407
Пласт 81	2520	927	1342	4789	1403	531	670	2604
ДГ	2520	594	64	3178	1403	411	60	1874
ОК		333	1278	1611	0	120	610	730
Пласт 80	0	680	766	1446	0	680	766	1446
ДГ		680	471	1151	0	680	471	1151
ОК			295	295	0	0	295	295
Пласт 78	35361	9196	5938	50495	27641	5714	4191	37546
ДГ	35361	7265	1098	43724	27641	4800	1098	33539
ОК		1931	4840	6771	0	914	3093	4007
Пласт 73	25745	15283	12028	53056	24678	15148	10419	50245
ДГ	25745	14614	7314	47673	24678	14479	6163	45320
ОК	0	669	4714	5383		669	4256	4925
Всего по разрезу	67426	28703	22671	118800	55314	22733	17453	95500
ДГ	67426	25770	8947	102 143	55314	21030	7792	84136
ОК		2933	13724	16657		1703	9661	11364

2.1.4 Балансовые запасы в технических границах

Поле разреза Заречный рассматривается в границах, определенных лицензией на право пользования недрами КЕМ 01343 ТЭ от 21 декабря 2007 года, предоставленной ОАО «СУЭК-Кузбасс», с целевым назначением добычи каменного угля открытым способом на участке "Заречный"

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		32

Талдинского каменноугольного месторождения на территории муниципального образования Прокопьевский район Кемеровской области Российской Федерации.

Границы горного отвода в предварительных границах Лицензионного участка недр в плане следующие:

- на севере, западе и юге выход почвы пласта 73-72 под наносы;
- на востоке граница горного отвода «Талдинского» угольного разреза;
- нижняя граница по почве пласта 73-72 (максимальная глубина +50 м абс.).

Площадь участка недр – 4,69 км² (469 га). Максимальная протяженность участка по восточной границе 3,1 км; с запада на восток – около 2 км.

Уточнённые границы горного отвода закреплены горноотводным актом от 08.04.2008г № 1777, предоставленным Управлением Ростехнадзора по Кемеровской области, и на плане поверхности обозначены угловыми точками 1-2-3-далее по порядку 17-18-1, на геологических разрезах по разведочным линиям 5,13 и VII разведочному профилю. Нижняя граница – почва пласта 73-72 до горизонта +50м (абс.) и далее горизонт +50м. (абс.). Площадь проекции горного отвода, обозначенная на плане угловыми точками, составляет 469,3га. Но в виду того, что данный горноотводный акт не был внесен в лицензию на право пользования недрами КЕМ 01343 ТЭ в качестве изменения границ предоставленного участка недр, а только приобщён в лицензионное дело согласно письму Кузбасснедра от 25.11.2011 № 12-4/3330, то границами участка недр «Заречный» остаются предварительные границы горного отвода.

При выемке запасов угля в пределах лицензионных границ разреза "Заречный" возникает опасная ситуация в результате подрезки у выходов под наносы угольного пласта 73 и горельников с неблагоприятным падением в сторону выработанного пространства под углом 7-17° и образования клина активного давления. Следует отметить, что горелые породы представлены песчаниками, алевролитами, суглинками и глинами с включением пепла выгоревшего угля, обладают хорошей фильтрационной способностью, что

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		33

является основной причиной ослабления и разрушения горельников до глиноподобного и текучего состояния.

Проектирование и строительство разреза «Заречный» в 2000-2003 гг производилось без учета возможного развития подземных горных работ ниже границ разреза. В настоящее время в непосредственной близости от разреза заложены капитальные выработки шахты «Талдинская-Западная-2». Сибирским институтом геомеханических исследований были выполнены расчеты, согласно которым минимально допустимое расстояние от взрывного блока до выработок шахты «Талдинская-Западная-2» для обеспечения сохранности последних, составляет 100м.

Часть запасов пласта 73 оказалась в зоне опасного влияния взрывных работ, что не позволяет отрабатывать эти запасы. Проектными решениями предусматривается оставление углепородного целика с учетом фактического положения горных работ.

Технические границы разреза «Заречный» с восточной стороны отстроены от Лицензионной границы (границы водоохранного целика под р. Тагарыш) под углом устойчивого откоса борта в конечном положении. Запасы в технических границах разреза «Заречный» (таблица 2.3) определялись по планам подсчета запасов с учетом углепородного целика, формируемого на почве пласта 73 и зацеличенных запасов под восточным бортом, возникающим из-за несовпадения лицензионных границ с устойчивым бортом в конечном положении.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		34

Таблица 2.3 - Запасы

В технических границах разреза «Заречный»

Лист

ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ

35

Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата

2.1.5 Промышленные запасы угля

Промышленные и эксплуатационные запасы угля разреза «Заречный» получены путем исключения эксплуатационных потерь из балансовых запасов угля в технических границах разреза. Расчет эксплуатационных потерь угля при добыче произведен в соответствии с принятой настоящим проектом схемой отработки пласта и согласно требований «Инструкции по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче» (Минтопэнерго, 1996 год). Величина мощности слоя потерь в зависимости от горно-геологических условий разработки угольных пластов и места образования потерь угля принята в соответствии с «Указаниями по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах по Кузнецкому бассейну» (ВНИМИ, 1991 год).

Для подсчета промышленных запасов угля разреза «Заречный» по каждому пласту и для каждой выемочной единицы были определены средневзвешенные величины углов падения пластов, мощности чистых угольных пачек и мощности породных прослоев.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		36

2.1.6 Объемы вскрышных пород и коэффициент вскрыши

Объемы вскрышных пород в технических границах разреза «Заречный» подсчитаны в графической программе Autocad 2012. Геологические разрезы по разведочным линиям приведены на листах 1, 2 шифр 194/1-ТП.ГЧ. Результаты расчета объемов вскрыши и среднего промышленного коэффициента вскрыши приведены в таблице 2.4.

Таблица 0.4 - Результаты расчета объемов вскрышных пород

Наименование показателей	Количество
Объем вскрыши всего, тыс. м ³	371183
Промышленные запасы угля, тыс. т	76500,7
Эксплуатационные запасы угля (с учетом засорений), тыс. т	85141,7
Средний промышленный коэффициент вскрыши, м ³ /т	4,4

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.02.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		37

3 Режим работы предприятия

Режим работы предприятия АО «СУЭК-Кузбасс» ПЕ «Разрез Заречный» принят следующий режим работы:

- на вскрышных работах – 355 рабочих дней в году, 2 смены по 12 часов,
- на добычных работах – 355 рабочих дней в году, 2 смены по 12 часов,
- на буровых работах – 355 рабочих дней в году, 2 смены по 12 часов.

Взрывные работы принято проводить в первую смену в светлое время суток.

Режим работы согласован с трудовым коллективом и профсоюзом.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.03.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>3 Режим работы предприятия</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>38</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

4 Производственная мощность и срок службы карьера

4.1 Производственная мощность карьера

Производственная мощность разреза «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» на настоящий момент составляет 4000 тысяч тонн. угля в год. В соответствии с производственной программой развития ОАО «СУЭК-Кузбасс».

Объемы горных работ при максимальной мощности предприятия представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Объемы горных работ при максимальной мощности предприятия

Вид работ	Производительность		
	годовая	месячная	суточная
Вскрышные работы, тыс.м ³	28800	2400	80
Добычные работы, тыс.т	4000	333	11

4.2 Проверочный расчет производственной мощности

При применении транспортной технологии, критерием оценки оптимальной производительности разреза по добыче угля является скорость подвигания фронта горных работ, которая в свою очередь зависит от скорости подвигания вскрышного и добычного забоев при ведении горных работ.

Скорость подвигания вскрышного фронта $v_{\text{в}}$, м/год, определяется по формуле

$$v_{\text{в}} = \frac{Q_{\text{в}}}{L_{\text{в}} \cdot H_{\text{в}}}, \quad (4.1)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.04.ПЗ							
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>								
<i>Разработ.</i>		<i>Куковьякина Н.И.</i>			4 Производственная мощность и срок службы карьера			<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>		
<i>Разработ.</i>		<i>Холодкина А.Е.</i>						<i>у</i>		39	280	
<i>Руководит.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						КузГТУ, ГОС-171.2				
<i>Консульт.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>										
<i>Н.Контр.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>										
<i>Зав Кафедрой</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>										

где Q_{ε} – суммарная производительность экскаваторов на вскрышных работах, тыс. м³/год;

L_{ε} – протяженность вскрышного фронта, м;

H_{ε} – мощность вскрышных пород, м.

Производительность по условию интенсивности развития горных работ $D_{\text{год}}$, тыс. т/год, определяется по формуле

$$D_{\text{год}} = v_{\varepsilon} \cdot \sum (L_{\partial}^i \cdot m_{\text{пл}}^i \cdot \gamma_{\text{пл}}^i \cdot k_{\text{пл}}^i), \quad (4.2)$$

где L_{∂}^i – длина фронта добычных работ по i -тому пласту, км;

$m_{\text{пл}}^i$ – мощность i -того угольного пласта с учетом засорения внутрипластовыми породными прослоями, м;

$\gamma_{\text{пл}}^i$ – объемный вес i -того угольного пласта с учетом засорения внутрипластовыми породными прослоями, м;

$k_{\text{пл}}^i$ – коэффициент перехода от геологических к промышленным запасам по i -тому угольному пласту, учитывающий величину эксплуатационных потерь чистых угольных пачек и засорение промышленных запасов угля при добыче (0,9).

Для данных горно-геологических условий и принятой проектной мощности 4000 тыс. т, настоящей проектной документацией выполнен проверочный расчет максимальной проектной мощности по условию интенсивности развития горных работ.

Результаты расчета максимальной проектной мощности разреза по условию интенсивности развития горных работ представлены в таблице 4.2.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.04.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп	Дата		40

Таблица 4.2 - Результаты расчета максимальной проектной мощности участка по условию интенсивности развития горных работ

Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Максимальная годовая производительность вскрышного оборудования:	–	–
– продольная	тыс. м ³ /год	24000
– поперечная	тыс. м ³ /год	44000
Длина фронта горных работ:	–	–
– продольная	км	0,7
– поперечная	км	0,8
Средняя высота рабочей зоны:	–	–
– продольная	м	130
– поперечная	м	210
Результирующий угол рабочего борта:	–	–
– продольная	град	18
– поперечная	град	13
Скорость подвигания фронта горных работ:	–	–
– продольная	м/год	230,8
– поперечная	м/год	270,8
Расчетная мощность участка по добыче:	–	–
– продольная	тыс. т/год	4230
– поперечная	тыс. т/год	4183
Принятая проектная мощность	тыс. т/год	4000

По результатам проверочного расчета проектной мощности предприятия определено, что производительность разреза по условию интенсивности развития горных работ обеспечивает принятую проектную мощность разреза.

4.3 Календарный план горных работ

Календарный план отработки разреза «Заречный» представлен в таблице 4.3

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.04.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп</i>	<i>Дата</i>		41

Таблица 4.3 – Календарный план отработки разреза «Заречный»

Наименование показателей	Годы отработки								Итого
	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	
Объем добычи угля, тыс. т	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	64000
В том числе по пластам									
73	1500	1500	1300	1900	2000	2189	1780	1709	30645
78	2250	2250	2364	1500	1200	1000	1200	1220	24127
80		200	136	150	100	100	200	200	1790
81	250	50	200	150	200	200	300	251	1862
82				300	500	511	520	620	2716
Вскрышные породы, тыс. м³	17000	17000	17000	17000	17000	17000	17000	15000	225083
В том числе по междупластьям									
73 - 78	9000	9000	9000	9000	9000	8000	8000	8000	120783
78 - 82	7000	7000	7000	7000	7000	7000	7000	6000	94300
Повторная экскавация временного внутреннего отвала, тыс. м³	1000	1000	1000	1000	1000	2000	2000	1000	10000
Переэкскавация, тыс. м³	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	30000
Коэффициент вскрыши, м³/т	4,25	4,25	4,25	4,25	4,25	4,25	4,25	3,75	
Вскрышные породы, тыс. м³	17000	17000	17000	17000	17000	17000	17000	15000	215084

5 Обоснование системы разработки

5.1 Общие положения

Выбор системы разработки осложнен спецификой конфигурации и строения месторождения:

- геологическое строение мульды сформировано таким образом, что в ней практически отсутствуют выдержанные участки большой протяженности;
- гипсометрия пластов не постоянна, а изменяется на всем протяжении;
- углы падения пластов изменяются от 6-10° в центральной части до 18-30° в местах выходов пластов под наносы;
- поверхность холмистая изрезанная логами;
- большая часть выходов пластов в западной части месторождения выгорела;
- глубина отработки достигает 270 метров.

Кроме того, недостаточные отвальные площади для размещения породы во внешних отвалах являются решающим фактором, который предопределяет выбор системы разработки.

Проведенный анализ горно-геологических условий и опыта ведения горных работ на месторождениях с аналогичными условиями показал, что имеется технологическая возможность и экономическая целесообразность большую часть вскрышных пород разместить в выработанное пространство карьерной выемки.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>5 Обоснование системы разработки</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>у</i>	<i>43</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

Согласно классификации систем разработки Е.Ф. Шешко, применяемая система разработки относится к группе Б-6 с продольным (фронтальным) перемещением породы во внутренние и внешние отвалы на значительное расстояние по путям с неблагоприятным профилем.

По классификации В.В. Ржевского система разработки разреза «Заречный» относится к группе смешанных (углубочно-сплошных) систем к подгруппе УСДО (углубочно-сплошная продольная однобортовая) с комбинированным отвалообразованием.

5.2 Обоснование системы разработки

В соответствии с горно-технологическими условиями залегания пластов, свойствами пород на разрезе «Заречный» предусматривается применение продольной однобортовой углубочно-сплошной системы разработки (по классификации акад. В.В. Ржевского).

- на уборке навалов и вскрыше наносов - частично бестранспортная технология с применением драглайна ЭШ 13/70 и размещением бестранспортных отвалов пород за техническими границами проектируемого карьера;

- на разработке коренных пород и частично на уборке навалов - транспортная технология с применением экскаваторов мехлопат и транспортированием пород автосамосвалами грузоподъемностью 55÷130 т. во внутренний и внешние отвалы.

Область применения бестранспортной технологии на уборке навалов и вскрыше наносов определена граничным коэффициентом переэкскавации из условия равенства себестоимости 1 м³ уборки навалов по транспортной и бестранспортной технологиям.

В результате анализа стоимостных показателей работы АО «СУЭК-Кузбасс» «Разрез Заречный» установлена следующая зависимость:

$$\text{Спор. авто} = 5,50 + 0,0221 \cdot \Delta \text{бвр} + 2,85 \cdot \text{Лтр.}, \text{ руб./м}^3, \quad (5.1)$$

$$\text{Спор. бестр.} = 2,18 + 0,0221 \cdot \Delta \text{бвр.} + 1,98 \cdot \text{кпер}, \text{ руб./м}^3, \quad (5.2)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		44

где Спор.авто. - себестоимость 1 м³ породы на автомобильный транспорт, руб./ м³;

Δбвр - доля объемов вскрыши, разрабатываемых с БВР, %;

Lтр - расстояние транспортирования породы, км;

Спор.бестр - себестоимость 1 м³ породы по бестранспортной технологии, руб./м³ ;

Кпер - коэффициент переэкскавации при бестранспортной технологии.

Граничный коэффициент переэкскавации Кпергран может быть определен из выражения:

$$K_{пер.гран} = \frac{3,32 + 2,85 \cdot L_{тр}}{1,98} \quad (5.3)$$

При расстоянии транспортирования породы автомобильным транспортом

L_{тр.}=1,8 км граничный коэффициент переэкскавации будет равен:

$$K_{пер.гран} = \frac{3,32 + 2,85 \cdot 1,8}{1,98} = 4,3$$

Основными выемочно-погрузочным оборудованием является ЭКГ-10 на вскрышных работах, Komatsu PC1250 на добычных работах.

Буровые работы ведутся с применением бурового станка Atlas Copco DML LP.

Для транспортирования вскрыши применяются автосамосвалы БелАЗ 75130.

5.3 Параметры элементов системы разработки

5.3.1 Высота уступа

В соответствии с пунктом 50 «Правил безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» при транспортной системе разработки с применением буровзрывных работ высота вскрышного уступа допускается до полуторной высоты черпания при условии разделения развала по высоте на подступы или при проведении специальных мероприятий по

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		45

безопасному обрушению козырьков и навесей [6].

В случае образования козырьков и навесей предусмотрена оборка откоса уступа экскаватором в процессе выемки породы.

Проектом при работе механических и гидравлических экскаваторов ЭКГ 10 и Komatsu PC1250, принимается высота уступа равная 15 м.

Высота рабочего уступа (H_y , м) зависит от физико-механических свойств горных пород и полезного ископаемого, горно-геологических условий их залегания и параметров оборудования.

Минимальная высота уступа определяется из условия наполнения ковша за один цикл.

Наибольшая высота уступа при отработке горных пород без применения БВР не должна превышать максимальной высоты (глубины) черпания экскаватора [1].

При работе оборудования с применением БВР на разрезе, допускается увеличение высоты уступа до полуторной высоты черпания экскаватора при условии, что высота развала (забоя) не превышает высоту черпания экскаватора.

Высота уступа для экскаваторов типа «прямая лопата» определяется по следующим условиям

$$H_y^u \leq H_{ч.маx},$$

$$H_y^k \leq 1,5 \cdot H_{ч.маx},$$

$$H_p \leq H_{ч.маx}.$$

где H_y^u – принимаемая высота уступа по четвертичным отложениям (навалам), м;

H_y^k – принимаемая высота уступа по коренным породам, м;

$H_{ч.маx}$ – максимальная высота (глубина) черпания экскаватора, м;

H_p – максимальная высота развала, м.

Принятые значения высоты уступа (подступа) для экскаваторов типа «прямая лопата» и экскаватора типа «драглайн» представлены в таблицах 5.1 и

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		46

5.2, соответственно.

Таблица 5.1 - Значение высоты уступа для экскаваторов типа «прямая лопата»

Наименование показателя	Значение	
	ЭКГ-10	
Максимальная высота черпания, м	13,5	
Четвертичные отложения (навалы)		
Принимаемая высота уступа, м	10	
Коренные породы		
Принимаемая высота уступа, м	15,0	
Коренные породы в траншее		
Принимаемая высота уступа, м	15,0	
Примечание – * При отработке развала превосходящего по высоте технических параметров экскаватора предусматривается бульдозерное планирование развала с понижением его высоты до максимальной высоты черпания.		

Таблица 5.2 - Значение высоты уступа для экскаватора типа «драглайн»

Наименование показателя	Значение	
	ЭШ-10/70	
Максимальная глубина черпания, м	35	
Принимаемая высота уступа по коренным породам, м	30,0	
Коренные породы (при подготовке к выемке угольного пласта)		
Принимаемая высота уступа по коренным породам, м	15,0	

Отработку коренных пород предусматривается вести уступами высотой 15 м. В случае превышения высоты развала над значением высоты черпания экскаватора необходима разработка технической службой предприятия, мероприятий по отработке взорванной горной массы (отработка взорванной горной массы подуступами, бульдозерное планирование развала с уменьшением его высоты и др.).

Принятые значения высоты уступа (подуступа) для гидравлических

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		47

экскаваторов типа «обратная лопата» представлены в таблице 5.3.

Таблица 5.3 - Значение высоты уступа для гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата»

Наименование показателя	Значение
	Komatsu PC1250
Максимальная глубина черпания*, м	9
Максимальная высота черпания*, м	13,4
Высота нижнего подступа, м	7,5
Высота верхнего подступа (в траншее), м	7,5
Принимаемая высота уступа, м	15

5.3.2 Угол откоса

Углы откосов бортов и уступов карьерной выемки (α , град) приняты на основании заключения по геомеханическому обоснованию параметров устойчивости откосов бортов, уступов и отвалов разреза «Заречный» ОАО «СУЭК-КУЗБАСС» ВНИМИ №288 от 30.11.10

Таблица 5.4 - Значения углов откосов рабочих уступов

Наименование показателя	Значение
Рабочий угол откоса уступа на четвертичных отложениях, град.	55
Рабочий угол откоса уступа на коренных породах, град.	65
Рабочий угол откоса уступа на угледобыче, град.	70
Угол при погашении откоса уступа на четвертичных отложениях, град.	50
Угол при погашении откоса уступа на коренных породах, град.	60
Угол при погашении откоса уступа на угледобыче, град.	55

Углы откосов рабочих уступов для расчета параметров системы разработки приняты для наиболее часто встречающихся условий предприятия – падение слоев пород в массив. Углы приняты для условий стояния уступов до одного года.

В случае формирования рабочих бортов со сроком стояния более одного

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		48

года, они принимаются как временно нерабочие. Углы откосов временно нерабочих бортов и их элементов принимаются как на предельном контуре.

5.3.3. Ширина экскаваторной заходки

Ширина экскаваторной заходки ($A_э$, м) для экскаваторов типа «прямая лопата» определяется по формуле

$$A_э = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{чв}; \quad (5.4)$$

где $R_{чв}$ – максимальный радиус копания на уровне стояния экскаватора, м.

Расчетное и принятое значение ширины экскаваторной заходки экскаваторов с оборудованием типа «прямая лопата» представлено в таблице 5.5.

Таблица 5.5 - Ширина экскаваторной заходки экскаваторов с оборудованием типа «прямая лопата»

Наименование параметра	Значение
	ЭКГ-10
Радиус копания на уровне стояния экскаватора, $R_{чв}$, м	12,6
Расчетная ширина экскаваторной заходки, $A_э$, м	18,9-21,5
Принятая ширина экскаваторной заходки, $A_э$, м	20,0

Ширина экскаваторной заходки для гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата» при нижнем черпании с погрузкой в автосамосвал ниже уровня стояния должна обеспечить безопасную погрузку.

Ширина экскаваторной заходки с погрузкой ниже уровня стояния определяется по формуле

$$A_э = z + \frac{C}{2} + R_{чн} \cdot \sin 45^\circ \quad (5.5)$$

где z – ширина призмы возможного обрушения, м;

C – внешнее расстояние между гусеницами, м

$R_{чн}$ – максимальный радиус копания экскаватора при нижнем черпании (для принятой высоты обрабатываемого слоя), м.

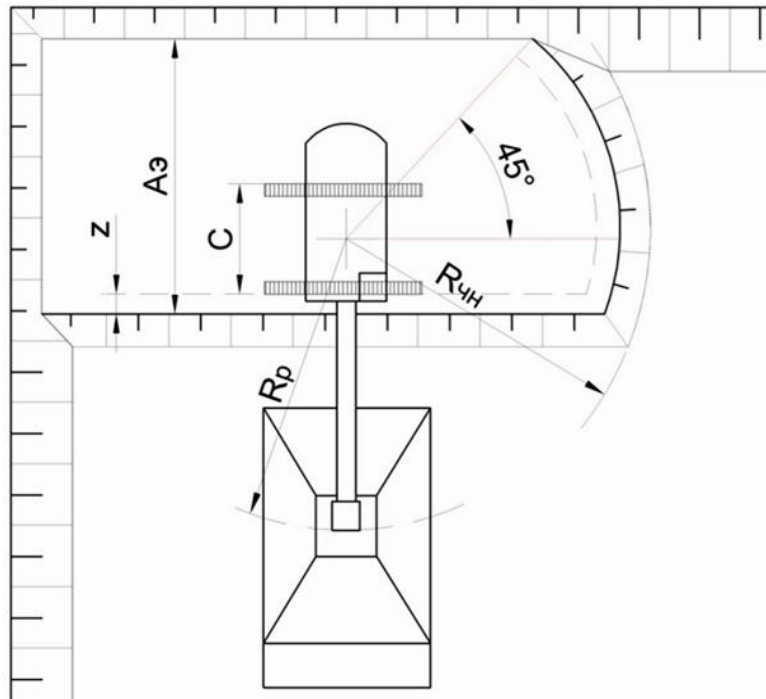


Рисунок 5.1 – Параметры ширины экскаваторной заходки с погрузкой ниже уровня стояния

Расчетное и принятое значение ширины экскаваторной заходки экскаваторов с оборудованием типа «обратная лопата», при нижнем черпании с погрузкой в автосамосвал ниже уровня стояния, представлено в таблице 5.6.

При работе гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата» смешанным забоем, одновременно с верхним и нижним черпанием, ширина экскаваторной заходки принимается равной значению, соответствующему нижнему черпанию.

Таблица 5.6 – Ширина экскаваторной заходки экскаваторов с оборудованием типа «обратная лопата»

Наименование параметра	Значение
	Komatsu PC1250
Максимальный радиус копания при нижнем черпании, $R_{чн}$, м	11,5
Внешнее расстояние между гусеницами, C , м	5,0
Ширина призмы возможного обрушения, z , м	3,0
Расчетная ширина экскаваторной заходки, $A_з$, м	13,6
Принятая ширина экскаваторной заходки, $A_з$, м	13,0

Ширина экскаваторной заходки $Aэ$, м, для экскаваторов типа «драглайн» принимается равной ширине буровзрывной заходки при отработке взорванной горной массы.

5.3.4. Ширина рабочей площадки

Настоящей проектной документацией предусмотрено применение тупиковой схемы подачи автосамосвалов под погрузку при петлевом развороте для всех условий отработки. Данное решение позволит использовать минимальные параметры рабочих площадок и более рационально устанавливать автосамосвал под погрузку. С целью повышения производительности экскаваторов применяется отработка экскаваторного блока поперечными заходками.

Ширина рабочей площадки $Ш_{рпч}$, м, при отработке четвертичных отложений (навалов), определяется по формуле

$$Ш_{рпч} = C_1 + B_{рп} + П + B_в + z, \quad (5.6)$$

где C_1 – безопасное расстояние между откосом уступа и автотранспортом, м;

$B_{рп}$ – ширина разворотной площадки для автосамосвала ($B_{рп}=2,5 \cdot Rп$), м;

$Rп$ – радиус разворота автосамосвала;

$П$ – полоса для размещения дополнительного оборудования, электрооборудования, м;

$B_в$ – ширина предохранительного вала, м;

Z – ширина призмы возможного обрушения, м.

Схема к определению ширины рабочей площадки, при отработке четвертичных отложений (навалов), представлена на рисунке 5..

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		51



Рисунок 5.2 – Схема к определению ширины рабочей площадки при отработке четвертичных отложений (навалов)

Расчетные значения ширины рабочей площадки, при отработке четвертичных отложений (навалов), представлены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 - Ширины рабочей площадки, при отработке четвертичных отложений (навалов)

Наименование параметра	Значение
Ширина разворотной площадки для автосамосвала, м	22,5
Ширина площадки для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м	6,0
Безопасное расстояние между откосом уступа и автотранспортом, м	не менее 1,0
Ширина предохранительного вала, м	2,9
Ширина призмы возможного обрушения, м	не менее 3,0
Расчетное значение ширины рабочей площадки, м	35,4
Принятое значение ширины рабочей площадки, м	35,5

Ширина рабочей площадки Шрпк, м, при отработке коренных пород определяется по формуле

$$Ш_{рпк} = B_p + П + B_в + z, \quad (5.7)$$

где B_p – ширина развала взорванной горной массы, м.

Ширина любой рабочей площадки должна обеспечить разворот автосамосвала

$$Ш_{рп} \geq 2,5 \cdot R_n.$$

Схема определения ширины рабочей площадки, при отработке коренных пород, представлена на рисунке 5..

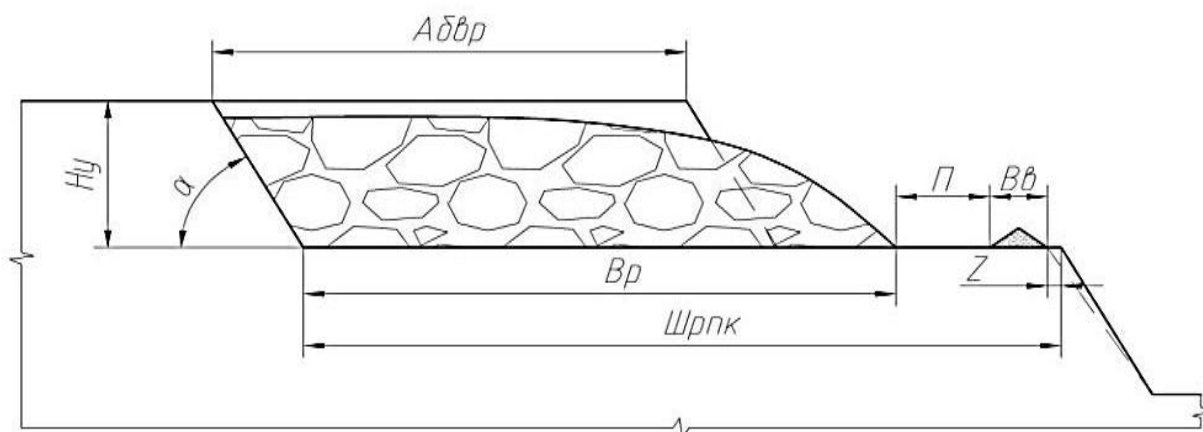


Рисунок 5.3 – Схема к определению ширины рабочей площадки при отработке коренных пород с применением буровзрывной подготовки

Расчетные значения ширины рабочей площадки, при отработке коренных пород, представлены в таблице 5..

Таблица 5.8 - Ширина рабочей площадки, при отработке коренных пород

Наименование параметра	Значение
Ширина развала взорванной горной массы при взрывании ВВ Гранулит УП-1, м	35,0 - 48,0
Ширина площадки для размещения устройств электроснабжения и дополнительного оборудования, м	6,0
Ширина предохранительного вала, м	4,8
Ширина призмы возможного обрушения, м	не менее 3,0
Расчетное значение ширины рабочей площадки, м	61,8
Принятое значение ширины рабочей площадки, м	62,0

Ширина рабочей площадки $Ш_{рпу}$, м, при отработке угольного пласта пологого залегания, определяется по формуле

$$Ш_{рпу} = C_1 + B_{pn} + B_e + z \quad (5.8)$$

где, C_1 – принятое расстояние от нижней бровки ограждающего вала до разворотной площадки автосамосвала, м.

Схема определения ширины рабочей площадки, при отработке угольного пласта пологого залегания, представлена на рисунке 5..

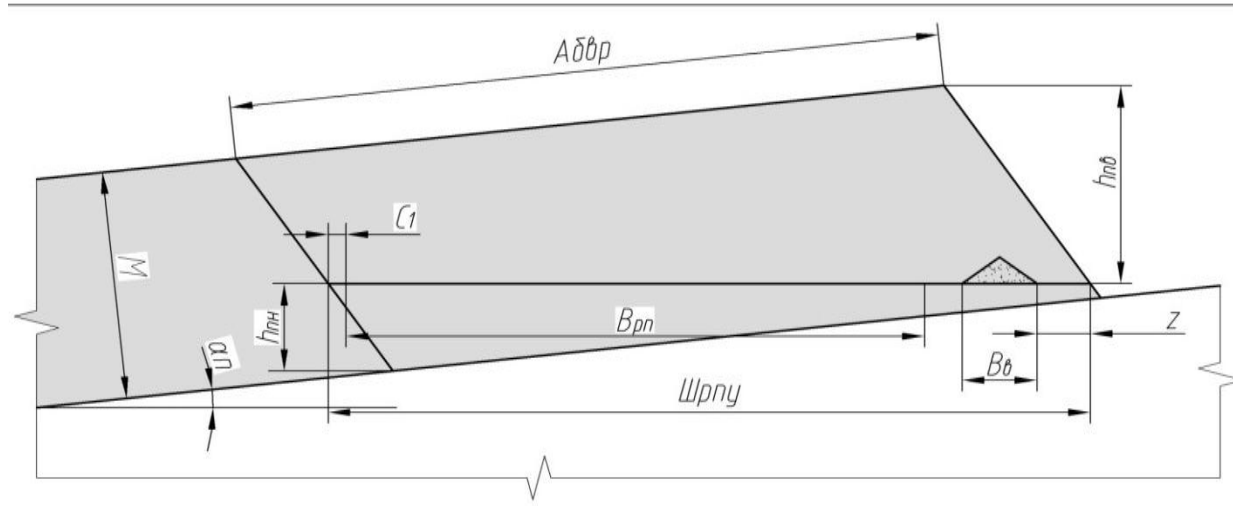


Рисунок 5.4 – Схема к определению ширины рабочей площадки при отработке угольного пласта пологого залегания

Расчетные значения ширины рабочей площадки, при отработке угольных пластов пологого залегания, представлены в таблице 5..

Таблица 5.9 - Ширина рабочей площадки, при отработке угольных пластов пологого залегания

Наименование параметра	Значение
Ширина разворотной площадки для автосамосвала, м	32,5
Безопасное расстояние между откосом уступа и автотранспортом, м	не менее 1,0
Ширина предохранительного вала, м	4,2
Ширина призмы возможного обрушения, м	не менее 3,0
Ширина буровзрывной заходки (при подготовке к выемке пластов шагающим экскаватором ЭШ-10/70 по бестранспортной технологии), м	40,0
Расчетное значение ширины рабочей площадки, м	43,0
Принятое значение ширины рабочей площадки, м	43,0

Наносы и коренные породы вскрыши обрабатывается экскаваторами ЭКГ-8И, ЭКГ-10, ЭКГ-4У, ЭКГ-6,3УС, ЭШ-10/70, РН-2300 (P&H Mining Equipment), EX 1200 и EX 1900 (Hitachi), РС 2000 и РС 3000 (Komatsu), ЕС 700 и ЕС 460 (Volvo), ZX 450 (Hitachi), фронтальными погрузчиками WA-800 и

WA-900 (Komatsu) с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-7555, БелАЗ-75131 и БелАЗ-75306 грузоподъемностью, соответственно 55т, 130т и 220т;

Добычные работы осуществляется экскаваторами ЭКГ-6,3УС, ЭКГ-8И, ЭКГ-10, ЭКГ-4У, EX 1200 и EX 1900 (Hitachi), PC 2000 и PC 3000 (Komatsu), EC 700 и EC 460 (Volvo), ZX 450 (Hitachi), фронтальным погрузчиком DRESTA 560 с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-7555 (БелАЗ-75131) грузоподъемностью 55тонн (130т). В случае необходимости, возможна погрузка экскаваторами EX1200, ZX450, EC700 и погрузчиком DRESTA 560 автосамосвалов типа КамАЗ, МАЗ, HOWO грузоподъемностью 15-30 т. Автосамосвалами БелАЗ-7555 и БелАЗ-75131 уголь из забоя транспортируется по промежуточный угольный склад, где посредством двух полустационарных дробильно-сортировочных установок TF5220/APS4054/ТЮ6162 дробится до класса 0-50мм. С промежуточного угольного склада уголь отгружается в сортовом либо рядовом виде на углепогрузочную станцию.

Допускается применять экскаваторы и фронтальные погрузчики других моделей, технические параметры которых позволяют сохранить параметры системы разработки и имеющих соответствующие разрешения на применение этого оборудования в Российской Федерации.

В отработке участвуют все угольные пласты.

Вскрыша вывозится на внешний отвал №1 и №4 и внутренний отвал, который организуется на отвалах от бестранспортной системы.

Элементы системы разработки.

Элементы системы разработки определены в соответствии с рабочими параметрами применяемого горного и транспортного оборудования, расчетными параметрами буровзрывных работ и требованиями «Правил безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом ПБ 05-619-03, 2003 г», «Правил технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом» и СНиП 2.05.07-91 «Промышленный транспорт». [6]

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		55

При транспортной системе разработки с применением буровзрывных работ высота вскрышного уступа в соответствии с «Правилами безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» 2020 г. [6] допускается до полуторной высоты черпания при условии разделения развала по высоте на подступы или при проведении специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и навесей.

Высота черпания экскаваторов ЭКГ-15, РН-2300ХР, составляет – 16,4 м., 13,5 м. соответственно.

Размеры рабочих площадок определены с учетом рекомендаций «Типовых технологических схем ведения горных работ на угольных разрезах», разработанных НИИОГР, Челябинск, 1991 год. [4]

В связи со сложными горно-геологическими условиями отработка пласта ведется горизонтальными (угол падения пластов более 12⁰) и наклонными слоями (угол падения пластов более 12⁰).

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.05.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		56

6 Вскрытие и порядок отработки карьерного поля

Порядок отработки запасов участка открытых горных работ "Заречный" ОАО "СУЭК- Кузбасс" определен исходя из горно-геологических условий принятой системы разработки. Ключевым условием установленного порядка отработки является возможность наибольшей прибыли от разработки участка при максимальном использовании выработанного пространства под размещение внутренних отвалов вскрышных пород. Горно-геологические условия разработки разреза осложнены тем, что рельеф разреза увалистый и находится на водоразделе с отметками от 220 до 370 м.

Порядок отработки разреза «Заречный» предусматривает создание фронта горных работ необходимого для обеспечения добычи угля в размере 4 млн. т/год. Так как вокруг территории участка отсутствуют достаточные площади для размещения породы во внешних отвалах, необходимо освободить емкости на почве 73 пласта под внутренний отвал. В дальнейшем, после отработки южного выхода пласта 73, предусматривается поворот созданного фронта горных работ в западно-восточном направлении. Такой порядок отработки дает возможность для временного складирования вскрышных пород на почве пласта 81 и скорейшей постановки южной части восточного борта в предельное положение для размещения внутреннего отвала.

Порядок отработки основан на горно-геометрическом анализе и утвержден на стадии основных проектных решений. Календарным планом предусматривается провести разрезную траншею по 73 пласту в течение 2015 года, при этом объем вскрышных пород междупластья 73-78 составил 6000 тыс. м³.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.06.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>		<i>Куковьякина Н.И.</i>			<i>6 Вскрытие и порядок отработки карьерного поля</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>		<i>Холодкина А.Е.</i>				<i>У</i>	<i>57</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>				<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Н.Контр.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Зав Кафедрой</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						

Этот объем предусматривается транспортировать во внутренний отвал, емкость которого на данном этапе будет составила 8000 тыс. м³. По мере отработки по почве пласта 73 будет создаваться дополнительная емкость под внутренний отвал.

После вскрытия 73 пласта горные работы развиваются на юг с целью создания необходимого фронта работ для отработки горной массы поперечными заходками в южном направления, вдоль зацеличенных запасов.

В 2019 году горные работы развивались на юго – восточном фланге для постановки южного и части восточного бортов в предельное положение, для постепенного разверачивания фронта горных работ в северо-восточном направлении, а также сформировать внутренний отвал, емкостью 33600 тыс. м³.

В 2020 году при постановке восточного борта в предельное положение емкость внутреннего отвала будет увеличивалась в связи с уменьшением отметки дна разреза. Емкость внутреннего отвала составила 45900 тыс. м³.

В 2021 году разрез «Заречный» полностью перешел на внутреннее отвалообразование. Емкость внутреннего отвала составила 71000 тыс. м³

В 2022 году планируется достичь минимальной отметки дна разреза на абс. отметке +60, в связи с чем появится возможность строительства автодороги по почве пласта 73.

6.1 Вскрытие карьерного поля

Вскрытие пласта 73 предусматривается через полутраншею внешнего заложения, расположенную на западной стороне от выхода пласта, с отметки +225 до почвы. Принятая схема вскрытия позволяет сократить дальность транспортирования угля и вскрышных пород, а также бесперебойно вести горные работы на пластах 73 и 78.

При дальнейшей отработке предусматривается двухфланговое вскрытие разреза, через Северную въездную траншею и северную транспортную берму. Двухфланговое вскрытие позволяет вести отработку

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.06.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		58

пластов с двух сторон, что уменьшает дальность транспортирования вскрыши и угля.

Место заложения разрезной траншеи обусловлено необходимостью минимизировать:

- коэффициент вскрыши при вскрытии 73 пласта;
- разность высот от дневной поверхности до почвы 73 пласта, для обеспечения меньшего расстояния транспортирования.

В результате анализа было выявлено наиболее благоприятное место вскрытия (рисунок **Ошибка! Источник ссылки не найден.**). Объем вскрываемой ыработки 6 млн. м³

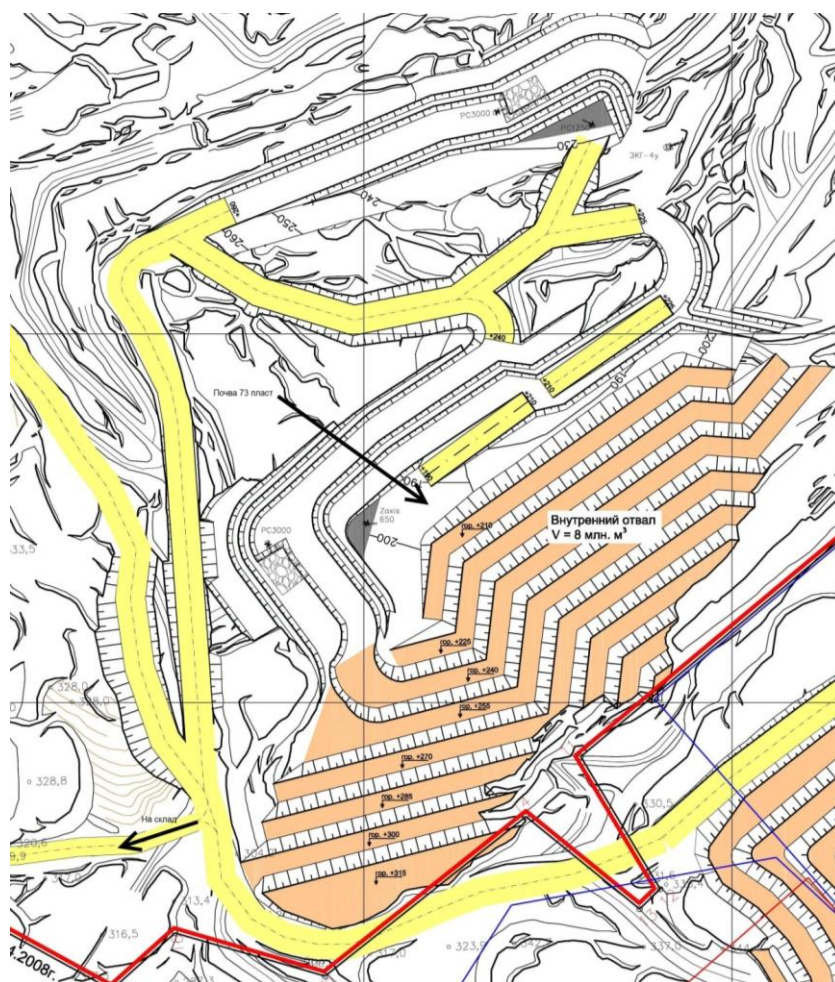


Рисунок 6.1 – схема вскрытия пласта 73

7 Выбор и эксплуатация горного оборудования

В настоящее время на разрезах и карьерах используют большое количество горного оборудования отечественного и зарубежного производства.

От правильности выбора и эксплуатации этого оборудования зависит эффективность использования его по прямому назначению, надежность, комфортность и ремонтпригодность.

Выбор карьерного оборудования, предназначенного для ведения буровых, вскрышных, добычных, отвальных, гидромеханизированных и вспомогательных работ, должен осуществляться на основе анализа:

1. Природно-геологических и гидрогеологических условий месторождения, физико-механических свойств горных пород, рельеф местности и климатические условия района.

2. Технологических и технических условий, определяющих глубину разреза (карьера) и срок его службы, производственную мощность горного предприятия по добыче и вскрыше, дальность транспортирования грузов, способ вскрытия и систему разработки.

3. Организационных мероприятий, учитывающих сроки поставки и монтажа карьерного оборудования, сроки строительства и реконструкции горного предприятия, наличия транспортных и энергетических систем и ресурсов, а также ремонтных баз.

4. Экономических факторов, определяющих намеченный уровень производительности труда и себестоимость добычи полезного ископаемого, затраты на вскрышные работы, рентабельность предприятия, капитальные

5. Затраты, амортизационные отчисления и затраты на рекультивацию земель.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>7 Выбор и эксплуатация горного оборудования.</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>60</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

В настоящее время горные работы на разрезе «Заречный» ведутся с использованием отечественных экскаваторов-драглайнов ЭШ-11/70, ЭШ-10/70; экскаваторов-мех лопат ЭКГ-10, ЭКГ-8И, ЭКГ-6,3УС ЭКГ-5А, ЭКГ-4у и импортных гидравлических экскаваторов Hitachi EX1200, Hitachi EX1900, Hitachi ZX 450, PH-2300, Komatsu PC 2000, Volvo EC 700 и EC 460. Фактический парк экскаваторов обеспечивает проектную производительность по вскрыше и добыче на разрезе.

Дополнительно к фактическому парку планируется ввод в эксплуатацию приобретенного в 2014 году гидравлического экскаватора Komatsu PC 3000 взамен выбывающего из строя одного экскаватора ЭКГ-10, применение буровой установки DML-1200 американской фирмы Atlas Copco, а также использование на добычных работах гидравлических экскаваторов Volvo EC 700 и Volvo EC 460, а также погрузчик DRESTA 560.

В качестве выемочного оборудования на вскрышных работах применяются электрические экскаваторы типа ЭКГ-10, ЭКГ 8И, ЭКГ 5А (ЭКГ 4У) и гидравлические экскаваторы Hitachi EX1900 (прямая лопата), Komatsu PC 3000 (обратная лопата) с емкостью ковша 15 м³ и 12 м³ соответственно.

На добычных работах применяются как электрические экскаваторы-мехлопата ЭКГ-10, ЭКГ 8И, ЭКГ 5А, так и гидравлические экскаваторы типа «обратная лопата» Volvo EC 700 и Volvo EC 460.

В качестве средств транспортирования на вскрышных и добычных работах используются автосамосвалы БелАЗ-75360, БелАЗ-75130, БелАЗ-7555 грузоподъемностью 220, 130 и 55 т соответственно.

В процессе отработки поля разреза возможно применение гидравлических экскаваторов других производителей (в отличие от перечисленных выше) с аналогичными техническими характеристиками и имеющими разрешение Ростехнадзора России на применение в открытых горных работах на территории Российской Федерации.


Технические характеристики экскаваторов представлены в таблице 7.1

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		61

Таблица 7.1 - Технические параметры экскаваторов

Наименование показателей	ЭКГ-5А		ЭКГ-10	
Емкость ковша, м ³	5,2		10,0	
Максимальная высота черпания, м	10,3		13,5	
Наибольший радиус черпания, м	14,5		18,40	
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	9,0		12,6	
Паспортная продолжительность цикла, с	23,0		26	
Наибольшая высота выгрузки, м	6,7		8,6	
Мощность двигателя, кВт	250,0		800	
Наименование показателей	ЭКГ-8И		ЭШ-11/70	
Емкость ковша, м ³	8		11	
Максимальная высота черпания, м	13,2		-	
Наибольший радиус черпания, м	18,4		66,5	
Паспортная продолжительность цикла, с	28		52,5	
Наибольшая высота выгрузки, м	9,2		35	
Мощность двигателя, кВт	520		1460,0	
Наименование показателей	ЭШ-10/70		Hitachi EX1200	
Емкость ковша, м ³	10,0		12	
Максимальная высота черпания, м	-		12,3	
Наибольший радиус черпания, м	66,5		11,4	
Паспортная продолжительность цикла, с	52,5		30,0	
Наибольшая высота выгрузки, м	27,5		8,7	
Мощность двигателя, кВт	1460,0		500	

**Продолжение таблицы Таблица 7.1 - Технические параметры
экскаваторов**

Наименование показателей	Komatsu PC2000		Volvo EC700	
Емкость ковша, м ³	12		5,0	
Максимальная высота черпания, м	12,7		11,9	
Наибольший радиус черпания, м	11,4		10,4	
Паспортная продолжительность цикла, с	31,0		24	
Наибольшая высота выгрузки, м	9,0		6,8	
Мощность двигателя, кВт	713		316	
Наименование показателей	Hitachi ZX450		Dressta 560	
Емкость ковша, м ³	2,2		5,7	
Максимальная высота черпания, м	12,1		5,6	
Наибольший радиус черпания, м	14,5		-	
Наибольшая глубина черпания, м	10,3		-	
Паспортная продолжительность цикла, с	25		92	
Наибольшая высота выгрузки, м	9,0		3,6	
Мощность двигателя, кВт	235		336	

Расчет производительности гидравлических экскаваторов Volvo EC700 и Hitachi ZX450 представлен в таблице 7.2.

Таблица 7.2 - Расчет производительности гидравлических экскаваторов Volvo EC700 и Hitachi ZX450.

Наименование	Единицы измерений	Volvo EC700		Hitachi ZX450
		вскрыша		добыча
Категория пород по трудности экскавации		2	4	2
Емкость ковша экскаватора	м ³	5,0	5,0	2,2
Марка автосамосвала		БелАЗ-7555	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555D
Грузоподъемность автосамосвала	т	55	55	55
Геометрическая емкость кузова (с шапкой)	м ³	34,2	34,2	56
Емкость ковша экскаватора в целике	м ³	4,21	3,33	1,3
Объем груза в кузове автосамосвала (в целике)	м ³	28,5	22,0	41,3
Объемный вес пород	м ³ /т	1,80	2,50	1,33
Коэффициент разрыхления пород		1,2	1,50	1,25
Коэффициент наполнения ковша экскаватора		1,05	0,9	0,95
Коэффициент использования грузоподъемности автотранспорта		0,93	1,0	1,0
Оперативное время на цикл экскавации	с	38,4	38,4	30,5
Количество циклов экскавации при погрузке	Шт.	5,25	5,1	20,6
Время погрузки транспортной единицы	мин	3,11	3,63	10,47
Обмен транспорта у экскаватора	мин	1	1	1
Коэффициенты учитывающие:				
климатические условия		0,95	0,95	0,95
надежность работы оборудования		0,96	0,96	0,96
высоту обрабатываемого уступа		1,00	1,00	1,00
разработку налипающих пород		1,00	1,00	1,00
селективную выемку, наличие негабаритов		1,00	1,00	1,00
перезэкскавацию горной массы		1,00	1,00	1,00
взрывные работы		1,00	0,90	0,90
орошение забоя		0,92	0,92	0,92
работу с углом поворота свыше 140 град		1,00	1,00	1,00
работу на неустойчивой почве		0,94	1,00	1,00
Рабочее время смены:				
продолжительность смены	мин	480	480	480
подготовительно-заключительные операции	мин	31	31	31
подчистка подъезда к экскаватору	мин	10	10	10
отдых	мин	25	25	25
время на личные надобности	мин	10	10	10
время чистой работы экскаватора	мин	404	404	404
Количество смен работы в сутках	Шт.	3	3	3
Количество загружаемых тр. ед. за смену	Шт.	98	87	29
Количество суток в году:				
работы разреза	Сут.	353	353	353
простоев экскаватора в ремонтах	Сут.	46	46	46
простоев по метеоусловиям	Сут.	7	7	7
перегонов экскаватора	Сут.	5	5	5
чистой работы экскаватора	Сут.	295	295	295
Производительность экскаватора:				
сменная	м ³	1987,9	1847,2	1197,7
суточная	м ³	5963,8	5541,5	3593,1
годовая	тыс. м ³	1777,2	1634,7	1060,0

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ


Лист

64

Выемка коренных пород осуществляется с предварительным рыхлением как бульдозерами рыхлителями, так и буровзрывным способом. Для бурения взрывных скважин предусматривается использовать буровые станки DML-1200 американской фирмы Atlas Copco.

Характеристика бурового станка приведена в таблице 7.3.

Таблица 7.3 - Характеристика бурового станка Atlas Copco DML-1200

Наименование показателей	
Диаметры бурения, мм	152–270
Глубина бурения, м: одной штангой максимальная	9,1; 10,7 55
Наклонное бурение, градус	0–30
Осевое усилие, кН	272
Мощность вращателя, кВт	120
Частота вращения, мин ⁻¹	0–160 / 0–100
Крутящий момент на долоте, кН·м	7,35 / 12,2
Скорость подачи / подъема, м/мин	0–44 / 0–62
Тип привода	Д
Мощность дизеля, л.с.	525; 760
Компрессор	34;
Подача, м ³ /мин /давление, Мпа	53,8/0,76
То же с ударником	34/2,4
Скорость хода, км/ч	0–2,7
Ходовая часть	CAT 320S
Рабочая масса, т	49


При отвалообразовании, строительстве автодорог, зачистке площадок в забоях, рыхления мерзлого слоя почвы и на вспомогательных работах предусматривается использовать бульдозеры Liebherr PR764 и Т-35.01 либо аналогичными бульдозерами отечественного, либо импортного производства, технические параметры приведены в таблице 7.4.

Таблица 7.4 - Характеристика бульдозеров

Показатели	T-35.01	Liebherr PR764
		
Объем разрыхленного грунта, перемещаемый бульдозером, м ³	7,4	9,6
Коэффициент разрыхления грунта	1,3	1,3
Длина отвала бульдозера, м	4,7	7,02
Высота отвала бульдозера, м	2,1	1,95
Ширина призмы перемещаемого грунта, м	1,5	1,4
Угол естественного откоса, град	36	36
Скорость перемещения бульдозера при резании грунта м/с	0,5	0,5
Расстояние транспортирования грунта, м	10	10
Масса, кг	60 000	52 600

Для отгрузки угля предусматривается использование погрузчиков Doosan Mega 400, Volvo CE L220F. Технические характеристики погрузчиков представлены в таблице 7.5.

Таблица 7.5 - Технические характеристики погрузчиков



Наименование показателей	Doosan Mega 400		Volvo CE L220F	
	Емкость ковша, м ³	3,9-4,7		4,5-14,0
Скорость перемещения, км/ч	26,1	32,8		
Эксплуатационная масса, кг	22610	33000		
Модель и мощность двигателя, (л.с.)	Doosan DE 12TIS; 281 л.с.	Volvo D12D LB E3; 355 л.с.		
Радиус поворота, м	6,95	9,3		
Максимальная высота разгрузки, м	2,9	3,3		

Дорожно-строительные работы и обслуживание автодорог предусматривается выполнять автогрейдерами Komatsu GD825A-2 и John Deere 872G.

Технические характеристики автогрейдеров приведены в таблице 7.6.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		66

Таблица 7.6 - Технические характеристики автогрейдеров

Наименование показателей	Komatsu GD825A-2		John Deere 872G	
Двигатель	KOMATSU S6D140E	 <p style="font-size: 8px; text-align: center;">Изображение может содержать информационное оборудование, не применяемое в некоторых регионах.</p>	PowerTech™ 6090H	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	209 (280)		205 (275)	
Ширина отвала, мм	4928		4270	
Высота отвала, мм	800		686	
Угол резания, град	60,5-118,5		45	
Глубина резания, мм	480		426	
Скорость движения, км/час	4,0 - 44,9		4,0-44,5	
Габаритные размеры, м:				
• длина	10		8,89	
• ширина	4,9		2,16	
• высота	3,5	3,18		
Эксплуатация масса, кг	26350	17345		

Учитывая выше изложенное, настоящим дополнением принято в качестве основного горнотранспортного оборудования, обеспечивающего стабильную работу предприятия в режиме проектной мощности в 2,0 млн. т. угля в год, применение следующей техники:

- экскаваторов-драглайнов ЭШ-11/70, ЭШ-10/70, работающих по бестранспортной технологии на бортах карьерной выемки в целях уборки навалов и наносов за границы горных работ;

– экскаваторов-мехлопат ЭКГ-10, ЭКГ-8И и гидравлического экскаватора Hitachi EX1900 в комплекте с автосамосвалами БелАЗ-75130;

– экскаваторов-мехлопат ЭКГ-5А (ЭКГ-4У) и экскаваторов гидравлических Hitachi ZX 450, Volvo EC 700 и EC 460 в комплекте с автосамосвалами БелАЗ-7555.

7.1 Методы определения числа технического обслуживания

машин

7.1.1 Аналитический метод

Аналитическим методом определяем число ремонтов и технических обслуживаний по следующим формулам:

$$N_K = \frac{H_z + H_K}{K} \quad (7.1)$$

$$N_m = \frac{H_z + H_m}{T} - N_K \quad (7.2)$$

$$N_{p.o.} = \frac{H_z + H_{p.o.}}{PO} - N_K - N_m \quad (7.3)$$

где N_K , N_T , $N_{p.o.}$ - число соответственно капитальных ремонтов, текущих ремонтов, ремонтных осмотров;

K , T , PO - межремонтные сроки работ соответственно до капитального ремонта, текущего ремонта, ремонтного осмотра, машино-час;

H_K , H_T , $H_{p.o.}$ - наработка машины от последнего ремонта, машино-час.

По выше приведенным формулам определяем число ремонтов и ремонтных осмотров для экскаватора ЭК-10, если к началу планируемого периода после последнего капитального ремонта он отработал 4300 машино-час.

На следующий год ему планируется выработка 5760 машино-час, т.е. по 480 машино-час ежемесячно.

$$N_K = \frac{5760 + 4300}{24000} = 0,41 < 1, \text{ принимаем } N_K = 0;$$

$$N_{T_2} = \frac{5760 + 4300}{12000} - 0 = 0,8 < 1, \text{ принимаем } N_{T_2} = 0;$$

$$N_{T_1} = \frac{5760 + 4300}{6000} - 0 - 0 = 1,6 < 2, \text{ принимаем } N_{T_1} = 1;$$

$$N_{PO} = \frac{5760 + 300}{500} - 0 - 1 = 11,1, \text{ принимаем } N_{PO} = 11;$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		68

Всего в течение года должно быть выполнено один текущий ремонт T_1 и 11 ремонтных осмотров РО.

Определяем число ремонтов и ремонтных осмотров для бурового станка Atlas Copco DML-1200, если к началу планируемого периода после последнего капитального ремонта он отработал 1700 машино-час.

На следующий год ему планируется выработка 2160 машино-час, т.е. по 180 машино-час ежемесячно.

$$N_K = \frac{2160 + 1700}{12800} = 0,3 < 1, \text{ принимаем } N_K = 0;$$

$$N_{T_2} = \frac{2160 + 1700}{6400} - 0 = 0,6 < 1, \text{ принимаем } N_{T_2} = 0;$$

$$N_{T_1} = \frac{2160 + 1700}{3200} - 0 - 0 = 1,2 < 2, \text{ принимаем } N_{T_1} = 1;$$

$$N_{PO} = \frac{2160 + 100}{400} - 0 - 1 - 0 = 4,8, \text{ принимаем } N_{PO} = 5.$$

Всего в течение года должно быть выполнено: один текущий ремонт T_1 и 5 ремонтных осмотров РО.

7.1.2. Графический метод

Графическим методом определяется как число ремонтов и технических обслуживаний, так сроки их проведения. Для построения графика на оси абсцисс откладываем календарное время в месяцах и днях, а на оси ординат структуру ремонтного цикла данной машины.

Зная распределение плановой годовой выработки по месяцам, откладываем ее нарастающим итогом к концу каждого месяца. Соединяя найденные точки, получаем интегральную линию, пользуясь которой можно найти требуемые величины.

График, по которому выполнено определение числа ремонтов, представлен на рисунке 7.1.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		69

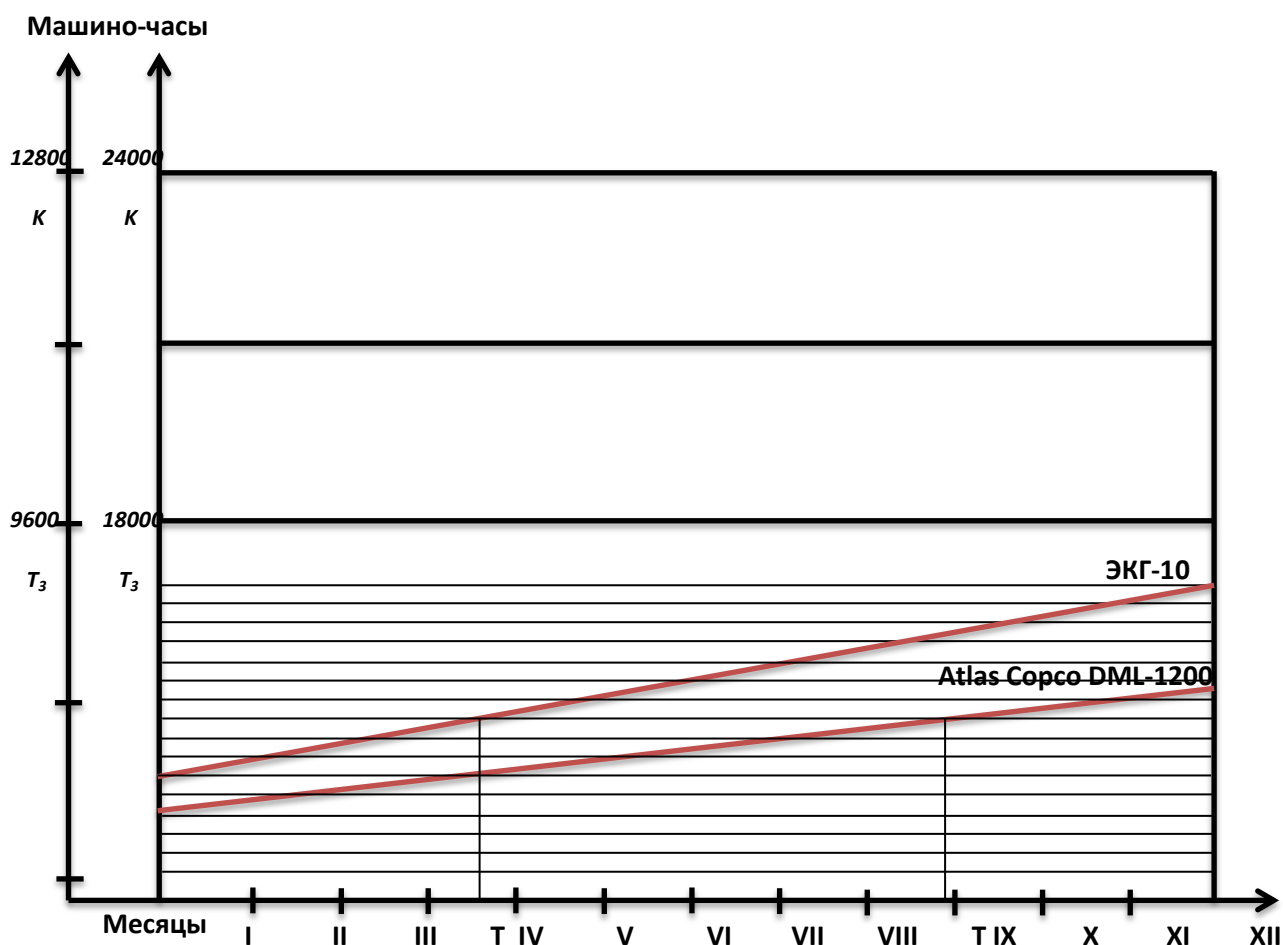


Рисунок 7.1 - График определения числа ремонтов и технический обслуживание машин

Из графика, приведенного на рис. 7.1 видно, что у экскаватора ЭКГ-10 один текущий ремонт T_1 20.IV и 11 ремонтных осмотров, проведенных 20.I; 7.II; 21.II; 19.III; 15.IV; 18.V; 16.VI; 18.VII; 20.VIII; 23.IX; 20.X; 21.XI.

У бурового станка Atlas Copco DML-1200 один текущий ремонт T_1 27.VIII и 5 ремонтных осмотров, проведенных 17.I; 30.II; 10.V; 26.VII; 3.X;

7.1.3 Метод номограмм

При построении номограмм на осях абсцисс и ординат откладываем структуру ремонтного цикла для рассматриваемой машины в машино-часах, затем одноименные мероприятия по ремонту и техническому обслуживанию

на осях соединяют прямыми линиями.

После этого на оси абсцисс откладываем отрезок, равный отработанному объему после капитального ремонта или с начала эксплуатации, а на оси ординат – годовой планируемый объем на машину.

Перпендикуляры, восстановленные в конечных точках откладываемых отрезков, позволяют определить необходимое число ремонтов и технических обслуживаний.

Как видно из построенных номограмм, у экскаватора ЭКГ-10 необходимо провести в течение года один текущий ремонт T_1 и 11 ремонтных осмотров.

Для бурового станка Atlas Copco DML-1200 один текущий ремонт T_1 и 5 ремонтных осмотров

Номограммы приведены на рисунках 7.2. и 7.3.

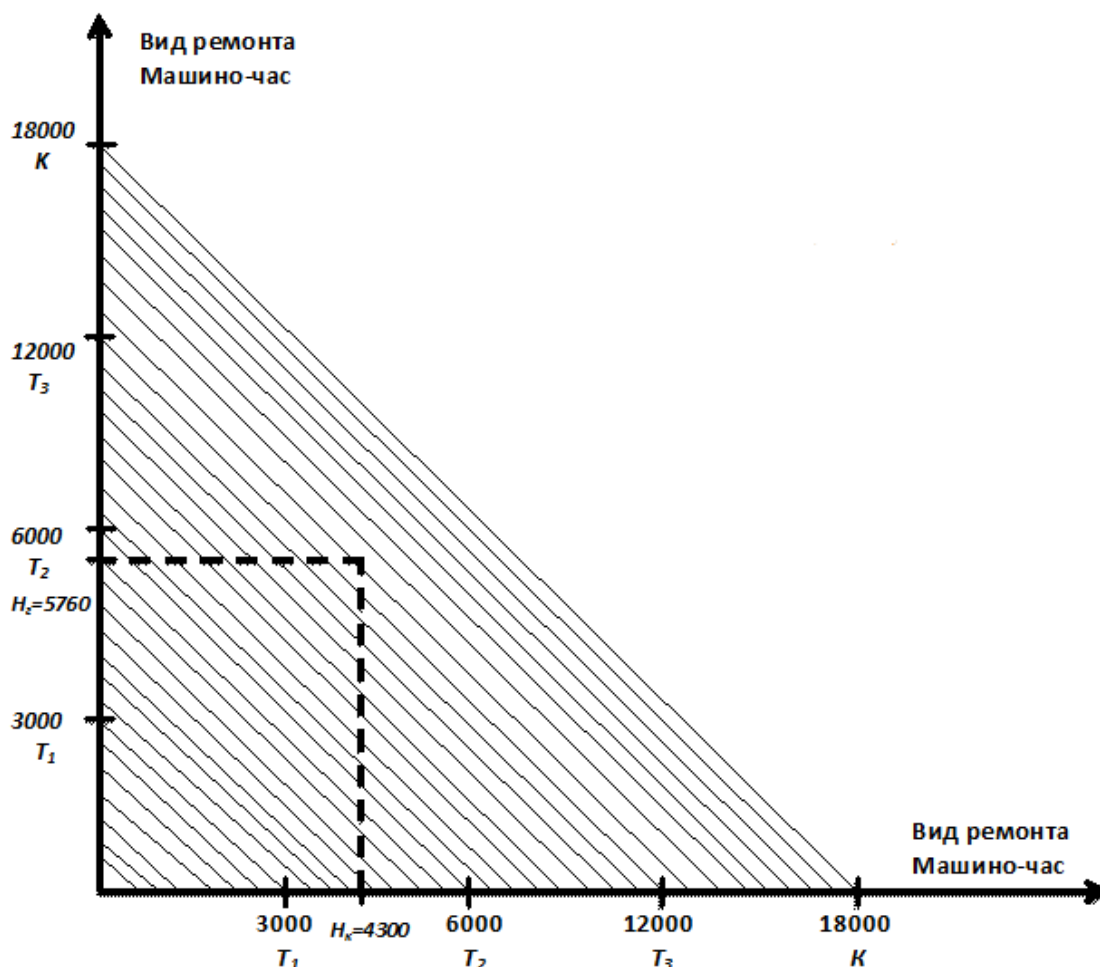


Рисунок 7.2 - Номограмма для определения ремонтов ЭКГ-10

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.07.ПЗ</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		71

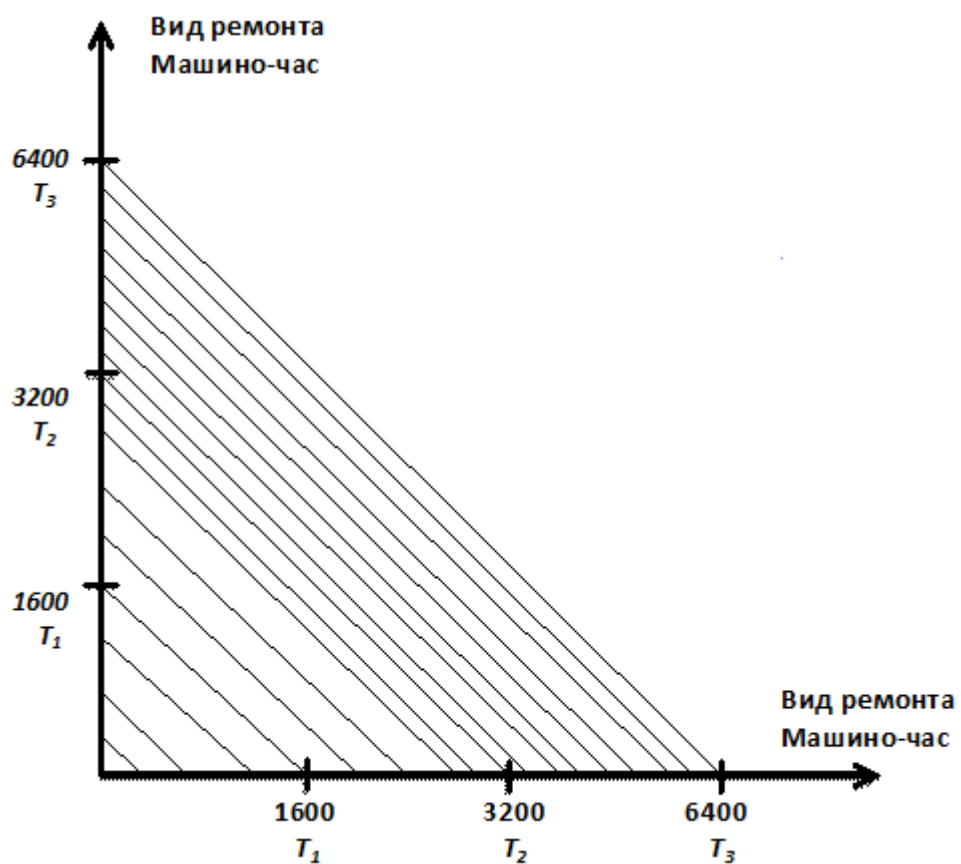


Рисунок 7.3 - Нонограмма для определения ремонтов Atlas Copco DML-1200

8 Параметры технологических процессов

8.1 Подготовка горных пород к выемке

На разрезе предварительному рыхлению буровзрывным способом подлежат коренные породы вскрыши, а также угольные пласты. Вскрышные породы представлены алевролитами, аргиллитами и песчаниками.

Физико-механические свойства вскрышных пород представлены в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Физико – механические свойства вскрышных пород

Название	Значения		
	аргиллиты	алевролиты	песчаники
Группа грунтов по СНИП	VI	V	VII
Коэффициент крепости по Протоdjяконову	5,5-6,1	5,0-8,2	7,2-9,1
Средняя плотность, г/см ³	2,54	2,56	2,60
Категории по взрываемости	III	III	VI
Категории по буримости	IV	IV	VII
Предел прочности на сжатие в сухом состоянии, кг/м ²	470-550	395-860	707-1011
Категория пород по трещиноватости	IV	III	III

На разрезе планируется вести 2 вида взрывных пород:

– первичное взрывание, предусматривающее дробление и подготовку вскрышных пород к выемке; первичное взрывание планируется осуществлять с применением метода скважинных зарядов;

– вторичное взрывание предусматривается проводить в случае некачественного взрывного дробления пород (для дробления негабаритных кусков), выравнивания подошвы уступов. При этом планируется использовать метод шпуровых или накладных зарядов.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>					
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>						
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>8 Параметры технологических процессов</i>			<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>							<i>У</i>	<i>73</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>									
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>									
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>									

Взрывные работы согласно требованиям ПБ-13-4070-01 «Единые правила безопасности при взрывных работах» предусматривается проводить в светлое время суток.

Для бурения взрывных скважин используются шарошечные буровые станки вращательного бурения СБШ-200-60 и Atlas Copco DML с диаметром буровых скважин 216 мм.

Результаты расчета производительности буровых станков приведены в таблице 8.2.

Таблица 8.2 – Производительность буровых станков

Наименование показателей	Показатели при бурении			
	наклонном		вертикальном	
Тип бурового станка	ЗСБШ-200-60	DML-1200	ЗСБШ-200-60	DML-1200
Диаметр скважины, мм	215	215	215	215
Коэффициент крепости пород	5	6	5	6
Категория крепости пород по буримости	VIII	VIII	VIII	VIII
Коэффициент условий эксплуатации при $f < 4,00$ мерзлые породы	1,30	1,3	1,30	1,3
Количество рабочих дней в году	353	353	353	353
Количество рабочих смен в сутки	3	3	3	3
Продолжительность смены, мин	8	8	8	
Время подготовительно-заключительных операций, мин	25	25	25	25
Время на личные надобности, мин	10	10	10	10
Время чистой работы в смену, час	7,45	7,45	7,45	7,45
Коэффициент на применение БВР	0,97	0,97	0,97	0,97
Коэффициент на подавление пыли	0,95	0,95	0,95	0,95
Коэффициент на бурение наклонных скважин	0,95	0,95		
Климатический коэффициент	0,95	0,95	0,95	0,95
Бурение скважин более чем на 1 штангу	0,95	0,95	0,95	0,95
Высота уступа, м	20	20	20	20
Длина штанги, м	8	9,1	8	9,1
Глубина скважины, м	19,20	19,20	29,20	29,20
Основное время на бурение, мин	1,46	1,44	1,46	1,44
Вспомогательное время на бурение, мин	2,48	0,19	2,48	0,19
Простои по климатическим условиям, дн	7	7	7	7
Количество ремонтных дней в году	40	15	40	15
Количество дней на перегоны	10	5	10	5
Количество рабочих дней в году	296	326	296	326
Часовая производительность, пог.м	12,0	29,1	12,7	30,6
Сменная производительность, пог.м	89,6	216,7	94,4	228,1
Суточная производительность, пог.м	268,9	650,0	283,1	684,2
Годовая производительность, тыс.пог.м	79,6	211,9	83,8	223,0

Допускается бурение как вертикальных, так и наклонных под углом 75° скважин. Применение наклонных скважин повышает эффективность дробления пород (уменьшает зону нерегулируемого дробления на уступах высотой более 15 м, улучшает проработку подошвы уступа, сокращает потери энергии заряда в массиве и т.д). С другой стороны при взрывании в простых условиях (малая крепость пород, небольшая высота уступа) вертикальные скважины отличаются более простой организацией работ, а также обеспечивают необходимое качество дробления.

Допускается применение как прямоугольной, так и шахматной сетки скважин.

Конструкция скважинного заряда сплошная. Рассредоточенная конструкция применяется при завышенных глубинах взрывааемых скважин (более 20 м) и в неоднородных массивах, когда верхняя часть взрываемого уступа сложена более крепкими и монолитными породами.

В качестве промежутка рассредоточения может быть воздух, вода или инертная забойка (рисунок 8.1).

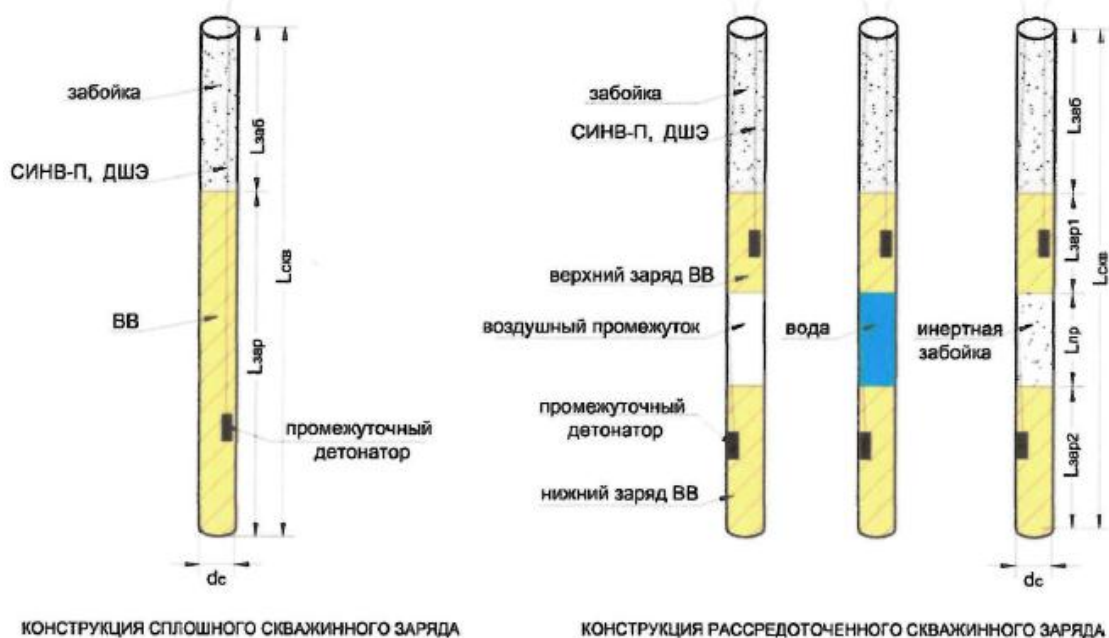


Рисунок 8.1 Конструкция скважинных зарядов

Для ведения взрывных работ на разрезе планируется применяться ВВ, допущенные к постоянному применению на открытых горных работах в

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		75

соответствии с «Перечнем взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела», утвержденным Ростехнадзором.

Для производства взрывных работ планируется использовать следующие типы аммиачно селитровых ВВ:

- для взрывания сухих скважин – Гранулит РД 5, Гранулит ПС, Гранулатол, Эмулин, Эмигран П25;
- для взрывания слабо обводненных скважин – Эмулин; комбинация водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ;
- для сильно обводненных скважин Эмульсолит А-20, Эмигран П25, сибирит 1200.

Характеристики применяемого ВВ приведены в таблице 8.3.

Таблица 8.3 - Характеристики применяемого ВВ

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность ВВ, кг/м ³	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с
Гранулатол	-	3700	-	900-1000	10-15 в стальной оболочке, 60-80 в бумажной оболочке	5-5,2 в стальной оболочке
Гранулит ПС	0-2,0	3770	980	700-900 в зависимости от типа аммиачной селитры	90	4,0-4,5
Гранулит РД 5	+0,13	3850	980	956	-	3,6-3,8
Эмулин	+0,45	3556	986	956	35-40 в стальной трубе	3,0-3,4
Эмигран П25	-2,0	2970	970	1200-1300	70 в стальной трубе	4,5-4,7
Эмульсолит А-20	-2,4	3300	910	Не более 1350	90-100	4,8-5,0
Сибирит 1200	-	2585	-	1200	-	-

Работы по дроблению вскрышных пород предлагается разделить на основные взрывные работы по специальной технологии.

Основные взрывные работы – дробление вскрышных пород при разноске бортов разреза, осуществляется взрывными скважинами диаметром 216.

Полученные результаты расчетов параметров буровзрывных работ для самых прочных пород (песчаники) приведены в таблице 8.4.

Таблица 8.4 - Параметры буровзрывных работ для самых прочных пород

Показатель	Значение			
	Граммонит 79/21			
Тип ВВ	Граммонит 79/21			
Экскаватор	РН-2300	РС-3000, РС-2000, ЕХ-1900	ЭКГ-4У, ЕХ-1250	ЭШ-10/70
Емкость ковша экскаватора, м ³	25,2	15-12	8-4	10
Группа грунтов по СНИП	7	7	7	5
Коэффициент крепости пород	6	6	6	6
Коэффициент разрыхления горной массы	1,38	1,38	1,38	1,38
Высота уступа, м	15	15	15	30
Принимаемый для расчетов диаметр скважины, м	0,216	0,216	0,216	0,216
Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	0,48	0,51	0,57	0,76
Переводной коэффициент	1	1	1	1
Удельный расход ВВ сосредоточенного заряда, кг/м ³	0,25	0,27	0,3	0,4
Плотность заряжания, т/м ³	0,85	0,85	0,85	0,85
Минимально допустимая линия сопротивления по подошве, м	10,0	10,0	10,0	17,0
Угол откоса уступа, град	65	65	65	65
Расстояние от бровки уступа до оси скважин, м	3	3	3	3
Оптимальная линия сопротивления по подошве исходи из удельных параметров взрывчатого вещества, м	8,1	7,8	7,4	6,4
Принятая линия по сопротивлению подошве, м	8,1	8,0	8,0	8,0
Вместимость 1 м скважины, кг	31,1	31,1	31,1	31,1
Длина забойки, м	5,0	5,0	5,0	5,0
Длина заряда над подошвой уступа, м	10,0	10,0	10,0	25,0
Глубина перебура, м	2,7	2,5	2,4	1,9
Полная длина скважины, м	17,7	17,5	17,4	31,9
Длина заряда, м	12,7	12,5	12,4	26,9
Масса заряда ВВ в скважинах, кг	395,0	398,0	386,0	837,0
Расстояние между скважинами, м	6,5	6,2	5,9	5,1
Коэффициент сближения зарядов	0,8	0,8	0,8	0,8
Расстояние между рядами скважин, м	6,9	6,6	6,3	5,4
Выход породы с одной скважины, м ³	672,	613,8	557,6	826,2
Выход породы с 1 п.м. скважины, м ³	38,0	35,1	32,0	25,9
Интервал замедления, мс	25	25	25	25
Приращение ширины развала горной массы при отбросе породы от нижней бровки уступа, м	14,2	14,5	15,1	24,2
Угол между направлением линии откоса уступа и линией одновременно взрывааемых скважин, град	0	0	0	0
Полная ширина развала при взрывании скважинных зарядов, м	38,0	37,7	37,7	68,2
Число зарядов скважин	3	3	3	6

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		77

Продолжение таблицы 8.4

Высота развала, м	12,1	11,9	11,5	21,5
Ширина буровой заходки, м	23,8	23,2	22,6	44,0
Средний объем взрывания пород за 1 массовый взрыв, тыс.м ³	100	88,8	71,4	33,6
Суточная производительность экскаватора, тыс.м ³	12500	7400	3400	1600
Принятый срок отработки экскаватором вскрышных пород, сут	8	12	21	21
Длина взрывного блока, м	280	255	211	25
Число скважин в блоке	122	116	105	31
Средний расход ВВ за один массовый взрыв, кг	48000	45288	40598	255536
Ожидаемый выход негабарита, %	5	5	5	5
Количество массовых взрывов в год	151	54	63	18
Годовой максимальный объем взрывааемых пород, тыс.м ³	15144	4800	4530	600
Годовой расход ВВ, кг	7248,0	2445,6	2564,0	459,6

Расчеты, представленные в таблице 8.4, являются ориентировочными и подлежат корректировочными в производственных условиях.

При подходе к угольному пласту необходимо бурить скважины без перебура на расстоянии дна скважины от кровли угольного пласта равном 1,5 м.

Масса скважинных зарядов должна корректироваться по фактической сетке расположения скважин в процессе производства массовых взрывов. При этом необходимо учитывать, что масса скважинных зарядов, приведенная в таблице 8.4, может корректироваться после проведения опытного взрывания. Уточненные параметры должны быть отражены в типовом проекте буровзрывных работ.

При взрывании горных пород удельный расход ВВ рассчитан при условии применения взрывчатых веществ типа Граммонит 79/21 (эталонное для открытых горных работ).

При использовании взрывчатых веществ удельный расход ВВ (кг/м³) устанавливается с учетом переводного коэффициента по работоспособности ВВ ($K_{ВВ}$).

Значения переводных коэффициентов при использовании ВВ приведены в таблице 8.5.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		78

Таблица 8.5 - Значения переводных коэффициентов при использовании
ВВ

Тип ВВ	Коэффициент $K_{ВВ}$	Тип ВВ	Коэффициент $K_{ВВ}$
Гранулит ПС	1,1	Гранулотол	1,2
Гранулит РД 5	1,1	Эмигран П-25	1,3
Эмулин	1,0	Эмульсолит А-20	1,3
Сибирит 1200	1,2		

В качестве забоечного материала используется буровой штыб или другой мелкофракционный материал.

Взрывные работы могут производиться с помощью неэлектрических систем инициирования типа ИСКРА, СИНВ, Эдилин, Коршун, электронными системами взрывания типа «I-Kon», «Uni Tronic», детонирующим шнуром типа ДШЭ-12. Возможна комбинация скважинных элементов неэлектрической системы и поверхности сети из детонирующего шнура.

Взрывание короткозамедленное с использованием в качестве замедлителей – поверхностных элементов неэлектрических систем, пиротехнических реле-замедлителей типа РП-Д, РП-н, РПЭ-2 или электронных детонаторов.

Инициирование взрывных цепей неэлектрических систем осуществляется прибором УПЭ (устройство пусковое электронное) производства ФГУП НМЗ «ИСКРА». Доставка взрывного импульса от прибора УПЭ до взрываемого блока осуществляется с помощью стартовых устройств СИНВ-СТАРТ или ИСКРА-СТАРТ.

Инициирование взрывных сетей электронных систем с программируемыми детонаторами осуществляется взрывной машиной (Бластером) через регистратора (Логгер) производства компании «Орика». В качестве магистральной вытяжки от регистратора до взрывной машинки могут использоваться провода I-Kon Harness Wire, материал медь, диаметр жилы 0,6 мм, диаметр изоляции 1,05-1,15, изоляция полипропилен. Также могут использовать провода следующих марок ВП ГОСТ 6285-74, ПВ ГОСТ 6223-79. Более длинные соединительные кабели могут быть использованы, если провода имеют удельное сопротивление меньше чем 130 Ом/1000м.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		79

Для снижения сейсмических нагрузок на охраняемые объекты (подземные выработки шахты «Талдинская-Западная-2») от проводимых взрывных работ, возможно использование электронных систем взрывания с программируемыми детонаторами.

Негабаритные куски, которые по линейным размерам будут превышать допустимые размеры ковша, подвергаются вторичному взрыванию методом накладных и шпуровых зарядов ВВ. Для этого на предприятии должен быть разработан паспорт дробления негабаритных кусков горной массы.

В качестве ВВ, применяемого для дробления негабаритов накладными зарядами, используется аммонит АБЖВ диаметром 90 мм и 60мм. Инициирование зарядов осуществляется от детонирующего шнура.

При дроблении негабаритов шпуровыми зарядами применяется аммонит № 6ЖВ диаметром 32 мм.

Негабариты должны быть уложены в устойчивое положение для работы бурильщика. Место расположения негабаритов должно иметь хороший подъезд для подхода буровой установки.

Вторичное дробление по необходимости планируется проводить после 4-5 проведенных массовых взрывов.

Расчет опасных зон при ведении взрывных работ

Границы опасных зон определены по разлету отдельных кусков взрывающейся горной массы, по сейсмическому действию взрыва, по действию воздушной волны в соответствии с ПБ 13-407-01 «Единые правила безопасности при взрывных работах».

Расчет расстояний, безопасных по разлету отдельных кусков.

Расстояние разлета, опасное для людей по разлету отдельных кусков взрывающейся горной массы при взрывании скважинных зарядов, определяется по формуле:

$$r_{\text{раза}} = 1250 \cdot \eta_{\text{зар}} \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \frac{d}{a'}}$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале Протождяконова;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		80

d_c – диаметр взрываваемой скважины, м;

$\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой;

a - расстояние между скважинами, м.

$$\eta_{зар} = \frac{L_3}{L_c}$$

где $\eta_{зар}$ - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, ед.

При понижении горных работ до глубины более 30 метров, расстояние разл, опасное для людей по разлету отдельных кусков взрываваемой горной массы необходимо рассчитать зону разлета на нижележащие горизонты.

Расстояние $R_{разл}$, опасное для людей по разлету отдельных кусков взрываваемой горной массы с верхних горизонтов рассчитывается по формуле:

$$R_{разл} = r_{разл} \cdot K_p$$

где K_p – коэффициент, учитывающий превышение верхней отметки взрываемого участка на участках опасной зоны.

$$K_p = \left(1 + \sqrt{\frac{4 \cdot H}{r_{разл}}} \right)$$

где H – превышение верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны, $H=10$ м.

Расчеты безопасных расстояний по разлету кусков при взрывных работах представлены в таблице 8.1.9.

Расчет безопасных расстояний по сейсмическому действию взрыва

Сейсмическая безопасность предполагает отсутствие повреждений, нарушений нормального функционирования объекта. Безопасное расстояние по сейсмическому действию взрыва определяется по формуле:

$$R_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot k_{взр}}{N^{1/4}} Q_{ВВ}^{1/3}$$

где K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта, значение K_r принимается согласно таблице 8.1.6;

K_c – коэффициент, зависящий от типа зданий и характера застройки, значение K_c принимается согласно таблице 8.1.7;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		81

$K_{взр}$ – коэффициент, зависящий от условий взрывания, значение $K_{взр}$ принимается согласно таблице 8.1.8;

$Q_{ВВ}$ – масса мгновенно взрывающегося заряда ВВ, кг;

N – число групп зарядов взрывчатых веществ, шт.

При расположении зданий и сооружений за пределами 145 м взрывные работы, проводимые на разрезе, какого-либо вредного сейсмического воздействия на эти объекты оказывать не будет.

Расчеты безопасных расстояний по сейсмическому воздействию при взрывных работах представлены в таблице 8.1.9.

Расчет расстояний по действию ударной воздушной силы (УВВ)

Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны при взрыве для зданий и сооружений (на застекление) рассчитывается по формуле:

$$r_{в} = 65 \sqrt{Q_{э} \cdot K_1 \cdot K_{к.з} \cdot K_{пор}}$$

где $Q_{э}$ – эквивалентная масса заряда взрывчатых веществ, кг;

K_1 – коэффициент, учитывающий температурные условия;

$K_{к.з}$ – коэффициент, учитывающий интервал замедления при взрывании зарядов ВВ;

$K_{пор}$ – коэффициент, учитывающий группу пород.

$$Q_{э} = 12 \cdot P \cdot d_c \cdot K_3 \cdot N$$

где P – вместимость взрывчатых веществ в 1 м скважины, кг;

d_c – диаметр взрывающейся скважины, м;

K_3 – коэффициент, зависящий от отношения длины забойки к диаметру скважины $K_3=0,002$;

N – число групп зарядов взрывчатых веществ, шт.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		82

Таблица 8.6 - Значение коэффициента K_r в зависимости от вида грунта

Вид грунта в основании охраняемого сооружения	Значение K_r
Скальные породы, плотные	5
Скальные породы нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты	12
Почвенные обводненные грунты	15
Водонасыщенные грунты	20

Таблица 8.7 - Значение коэффициента K_c в зависимости от сооружений

Тип зданий, сооружений. Характер застройки	Значение K_c
Одиночные здания и сооружения промышленного типа с ж/б или металлическим каркасом и коммуникациями	1,0
Одиночные здания высотой менее 3-х этажей с кирпичными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки, важные объекты	2,0

Таблица 8.8 - Значение коэффициента $k_{взр}$ в зависимости от условий взрывания

Условия взрывания	Значение $k_{взр}$
Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полузаглубленного заряда	0,5

Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны на человека рассчитывается по формуле:

$$r_B = 15\sqrt[3]{Q}$$

Расчеты безопасных расстояний по действию УВВ при взрывных работах представлены в таблице 8.9.

Таблица 8.9 - Значение безопасных расстояний по различным поражающим факторам

Показатель	Значение			
	Граммонит 79/21			
Тип ВВ				
Экскаватор	РН-2300	РС-3000, РС-2000, ЕХ-1900	ЭКГ-4У, ЕХ-1250	ЭШ-10/70
Емкость ковша экскаватора, м ³	25,2	15-12	8-4	10
Группа грунтов по СНИП	7	7	7	5
Коэффициент крепости пород	6	6	6	6
Масса заряда ВВ в скважинах, кг	395, 0	389,-	386,0	837,0
Интервал замедления, мс	25	25	25	25
Число скважин в блоке	122	116	105	31
Средний расход ВВ за один массовый взрыв, кг	48000	45288	40598	255536
Сейсмобезопасная величина мгновенно взрываемого заряда для ближайшего охраняемого объекта, кг	1000	1000	1000	1000
Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы	276,0	279,0	285,0	364,0
Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом	0,72	0,71	0,71	0,84
Коэффициент заполнения скважины забойкой	1	1	1	1
Безопасное расстояние по разлету кусков породы с верхних горизонтов	387	391	399	474
Коэффициент, учитывающий рельеф местности	1,4	1,4	1,4	1,3
Превышение верхней отметки взрываемого участка над границей опасной зоны	150	150	150	150
Число ступеней замедления	48	45	41	26
Безопасное расстояние по сейсмобезопасности для зданий и сооружений	166	165	164	158
Расстояние до ближайшего охраняемого объекта	120	120	120	120
Коэффициент, зависящий от свойства грунта в основании охраняемого здания (сооружения)	8	8	8	8
Коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки	1,5	1,5	1,5	1,5
Коэффициент, зависящий от условий взрыва	1	1	1	1
Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны (УВВ)	44,6	44,6	44,6	35,4
Эквивалентная масса заряда	0,32	0,32	0,32	0,16
Количество зарядов в одной группе	2	2	2	1
Коэффициент отношения длины забойки к диаметру скважины	0,002	0,002	0,002	0,002
Фактическое значение безопасного расстояния по действию УВВ	101	101	101	80
Коэффициент увеличения при к.з. взрывании	1,5	1,5	1,5	1,5
Коэффициент увеличения при отрицательных температурах воздуха	1,5	1,5	1,5	1,5
Безопасное расстояние по действию УВВ на человека	150	150	150	150

Опасная зона для людей при производстве массовых взрывов на разрезе устанавливается, исходя из максимально рассчитанного безопасного расстояния по одному из поражающих факторов.

Опасная зона при производстве взрывных работ принимается 400 м. Безопасное расстояние, обеспечивающие сохранность механизмов, согласно п. 1.2.6. «инструкции по определению безопасных расстояний», исходя из конкретных условий, составит 150 м.

Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию для зданий и сооружений составляет 20 м.

8.2 Выемочно-погрузочные работы

Талдинское каменно-угольное месторождение представлено свитами пластов пологого падения мощностью от 4 до 17 метров и углами падения от 2° до 13°.

Отработка вскрышных пород и угольных пластов принята параллельными заходками по простиранию пласта. Высота вскрышного уступа принята равной 15 м в соответствии с линейными рабочими параметрами как экскаватора ЭКГ-10, так и для экскаватора Komatsu PC1250

Расчет производительности

Различают техническую и эксплуатационную производительность экскаватора. В свою очередь, эксплуатационная производительность может быть сменной, суточной, месячной и годовой.

Техническая производительность является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях:

$$Q_{\text{зн}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_3 \cdot K_{\text{Э}}}{t_{\text{цп}}}, \text{ м}^3 / \text{ час} \quad (8.2.1)$$

где E- вместимость ковша, м³;

K₃ – коэффициент влияния забоя (0,61) для ЭКГ-10

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		85

K_3 – коэффициент влияния забоя (0,67) для Komatsu PC-1250

$K_э$ – коэффициент экскавации (0,95) для ЭКГ-10

K_3 – коэффициент влияния забоя (0,95) для Komatsu PC-1250

$t_{ци}$ - паспортная продолжительность цикла, с.

$$Q_{эп}^{ЭКГ-10} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,61 \cdot 0,95}{26} = 802 \text{ м}^3 / \text{час};$$

$$Q_{эп}^{KomatsuPC-1250} = \frac{3600 \cdot 6,7 \cdot 0,67 \cdot 0,95}{23} = 667 \text{ м}^3 / \text{час}$$

Сменная производительность характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

$$Q_{э.смен} = Q_{эч} \cdot (T_{см} - 0,75) \cdot K_{нэ}, \text{ м}^3 / \text{смен}, \quad (8.2.2)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, $T_{см} = 8$ часов;

$K_{нэ}$ - коэффициент использования экскаватора в течение смены, $K_{нэ} = 0,85$

$$Q_{э.смен.}^{ЭКГ-10} = 802 \cdot 7,25 \cdot 0,85 \cdot 0,9 = 4448 \text{ м}^3 / \text{смену},$$

$$Q_{э.смен.К}^{KomatsuPC1250} = 667 \cdot 7,25 \cdot 0,85 \cdot 0,9 = 3699 \text{ м}^3 / \text{смену},$$

Суточная производительность экскаватора, $\text{м}^3 / \text{сут}$:

$$Q_{э.сут} = n_{см} \cdot Q_{э.смен}, \quad (8.2.3)$$

где $n_{см}$ - число смен в сутках, $n_{см} = 3$.

$$Q_{э.сут.}^{ЭКГ-10} = 3 \cdot 4448 = 13344 \text{ м}^3 / \text{сут},$$

$$Q_{э.сут.К}^{KomatsuPC1250} = 3 \cdot 3699 = 11097 \text{ м}^3 / \text{сут},$$

Годовая производительность экскаватора, $\text{м}^3 / \text{год}$;

$$Q_{э.год} = n_{год} \cdot Q_{э.сут}, \quad (8.2.4)$$

где $n_{год}$ - число рабочих дней в году, $n_{год} = 357$ дней.

$$Q_{э.год.}^{ЭКГ-10} = 357 \cdot 13344 = 4763808 \text{ м}^3 / \text{год},$$

$$Q_{э.год.}^{ЭКГ-10} = 357 \cdot 11097 = 3961629 \text{ м}^3 / \text{год},$$

8.3 Перемещение карьерных грузов

В связи с применением на разрезе «Заречный» селективной выемки необходимо, для снижения потерь угля, в забойную зону вводить мобильный

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		86

транспорт. Самым мобильным транспортом является автомобильный, потому что с его преимуществами (высокая маневренность, небольшие радиусы поворота, относительно большие уклоны автодорог) создают благоприятные условия для его использования в условиях разреза «Заречный», который характеризуется небольшими размерами в плане при большой глубине, небольшой производственной мощностью. Условия, по которым выбирается вид транспорта, приведены в таблице 8.3.1.

В качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на добычных работах принят экскаватор – Komatsu PC1250, а на вскрышных – ЭКГ-10.

При выборе транспортного средства необходимо предусмотреть решение следующих вопросов:

- исключить возможность просыпей при загрузке;
- исключить длительные простои под погрузкой;
- стремиться к максимальному использованию грузоподъемности транспортного средства и вместимости его кузова при наибольшей производительности погрузочной машины.

На разрезе «Заречный» в настоящее время применяются автосамосвалы грузоподъемностью 55÷130 тонн.

На проектируемом участке предусматривается применение автосамосвалов, существующих на разрезе, грузоподъемностью до 130 тонн.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		87

Таблица 8.3.1 - Предпочтительные условия применения основных видов
карьерного транспорта

Показатели	Условия разреза	Вид транспорта		
		Железнодорожный	Автомобильный	Конвейерный
Тип месторождения	глубинное	глубинное	глубинное, нагорное	глубинное, реже нагорное
Размер карьера в плане, км	0,4÷3	1÷1,5 и более	0,3÷3, редко более	до 3 и более
Глубина карьера, м	150	200÷300; >300—комбинированный	до 120÷150; >150—комбинированный	до 500÷700
Однородность п.и., способ выемки	разнородное, селективный	однородное, валовый	разнородное, селективный	однородное, валовый
Производственная мощность карьера по горной массе, млн. т. в год	3,6	10÷50 и более	до 50÷70 редко более	от 5÷30 до 150÷200
Срок эксплуатации карьера, лет	40	20÷25 и более	5÷10 и более	15÷20 и более
Трудоемкость транспорта, чел./млн. т		15 – 18	10 – 20	4 – 6
Капитальные затраты (основные фонды), тыс. руб./млн. т		800 – 1100	300 – 500	400 – 500
Эксплуатационные расходы (себестоимость транспортирования по ценам 1986 г.):				
коп/т		15 – 25	15 – 30	14 – 16
коп/т.км		1,5 – 1,8	7 – 11	13 – 10

Выбор вспомогательного транспортного оборудования

Выбор вспомогательного транспортного оборудования производится исходя из протяженности автомобильных дорог. Наименование и количество выбранного вспомогательного оборудования представлено в таблице 8.3.2.

Таблица 8.3.2 - Выбор вспомогательного оборудования

Машины и механизмы	Количество на 10км
Автогрейдер тяжелого типа	0,537
Автогрейдер цепной	0,537
Бульдозер гусеничный мощностью 148-180 л.с.	0,537
Бульдозер колесный мощностью до 200 л.с.	0,537
Автосамосвалы грузоподъемностью 4-8 тонн	1,611
Кран автомобильный грузоподъемностью 3,0-5,0 т.с.	0,537
Каток моторный	1,074
Каток прицепной	0,537
Трактор с навесным оборудованием	0,537
Колесный погрузчик	1,074
Пескоразбрасыватель	0,537
Снегоочиститель:	
автомобильный	0,537
тракторный	0,537
Компрессор передвижной с давлением 6-10 атм.	0,537

Выбранное вспомогательное оборудование обеспечивает эффективное функционирование транспортного комплекса.

Оперативная связь между экскаваторами и автосамосвалами осуществляется горным диспетчером через приёмопередающие радиостанции, установленные в диспетчерской, на экскаваторах и автосамосвалах.

8.3.1 Транспортные коммуникации

Для обеспечения технологических перевозок Центрального участка предусматривается использовать существующие автодороги к угольным складам №1,2 и внутреннему отвалу, расположенному на почве отработанного пласта 73.

Основные параметры технологических автодорог:

1) ширина проезжей части породовозных и углевозных автодорог принята в расчете на движение автосамосвалов БелАЗ-75131 (г/п 130 т), постоянных – 23,5 м, временных – 17,5 м;

2) руководящий уклон постоянных автодорог – 70‰;

3) ширина обочин 2,5 м;

4) дорожная одежда нежесткого типа:

- покрытие из фракционного щебня с расклинцовкой и поверхностной обработкой при толщине слоя - 10 см,

- основание из фракционного щебня толщиной слоя - 20 см,

- присыпные обочины из рядового щебня.

На временных автодорогах в разрезе и на отвале предусматривается выравнивающий слой из щебня толщиной 20 см.

8.3.2 Общий расчет автомобильного транспорта

Определение фактической массы груза, загружаемой в автосамосвал:

При транспортировании полезного ископаемого

Перевозка угля осуществляется автосамосвалами БелАЗ-7555 с объемом кузова $V_k=27,4 \text{ м}^3$ и грузоподъемностью 55 тонн. Погрузка автосамосвалов производится экскаватором Komatsu PC-1250.

При транспортировании вскрышных пород

Перевозка вскрышных пород осуществляется автосамосвалами БелАЗ-75131 с объемом кузова $V_k=46 \text{ м}^3$ и грузоподъемностью 130 тонн. Погрузка автосамосвалов производится экскаватором ЭКГ-10.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Таблица 8.3.3 - Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ 75131 и БелАЗ 7555

Параметры	БелАЗ 75131	БелАЗ 7555Е
Двигатель	КТА-50С	QSK-19
Мощность, кВт	1176	750
Трансмиссия	ЭМ	ГМП
Шины	33.00-R51	24.00-R35
Максимальная скорость, км/ч	45	55
Радиус поворота, м	13	9
Масса, т	107	44
Длина, мм	11500	9000
Ширина, мм	6900	5240
Высота, мм	5720	4610

8.3.2.1 Определение средневзвешанных величин уклон автодорог

План трассы изображен на сводно-совмещенном плане горных работ в масштабе 1:5000. Участок маршрута от забоя до отвала разбиваем на десять отдельных участков, с собственными уклонами и длинами.

Размеры этих участков в плане с учетом масштабного коэффициента составляют:

L1 = 135 м, L2= 105 м, L3= 135 м, L4= 110 м, L5= 325 м, L6= 115 м, L7= 165 м, L8= 85 м, L9= 135 м, L10= 70 м.

Исходный профиль трассы строится исходя из размеров и высотных отметок участков трассы. В прямоугольной системе координат по вертикальной оси откладываются высотные отметки, а по горизонтальной оси расстояния в плане.

Исходный профиль трассы представлен на рисунке 8.3.1.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		91

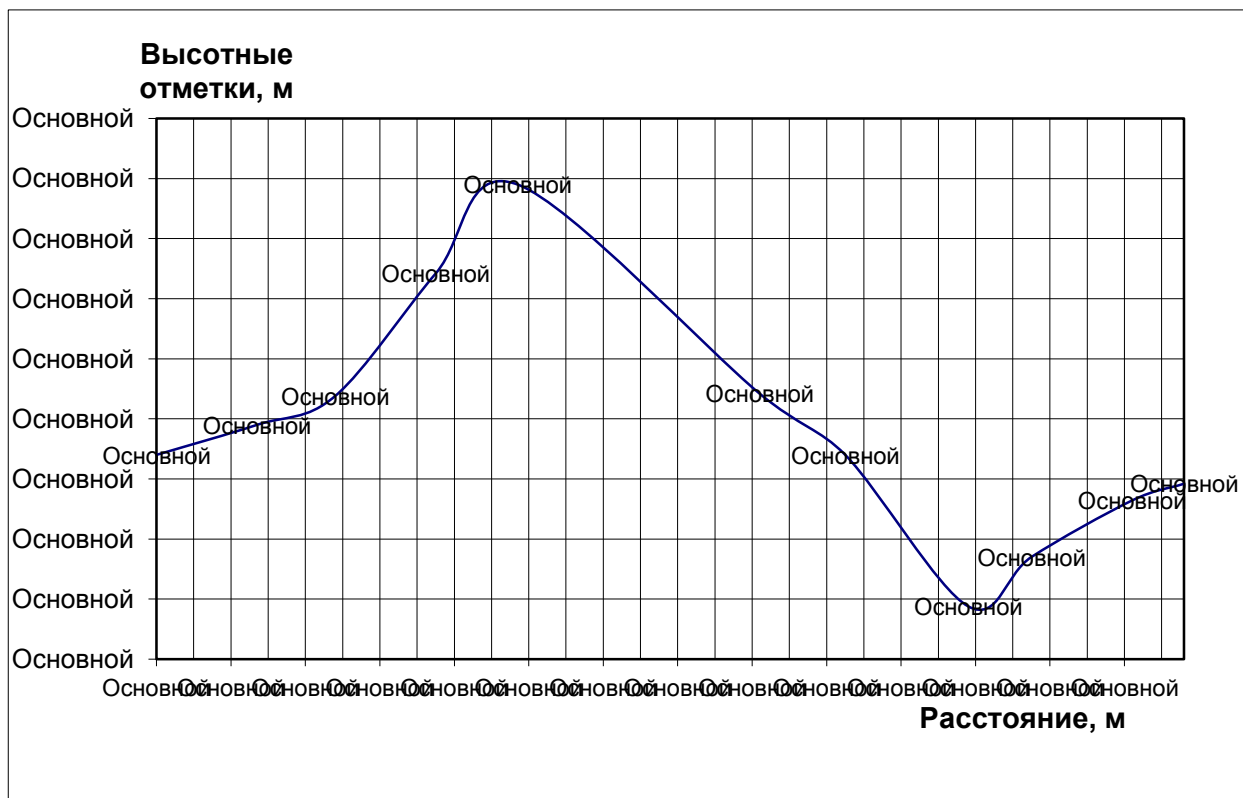


Рисунок 8.3.1 - Исходный профиль трассы

Уклон участка трассы рассчитывается по формуле:

$$i = \frac{A_{\text{кт}} - A_{\text{нт}} \cdot 1000}{Li}, \% \quad (8.3.1)$$

где $A_{\text{нт}}$ – высотная отметка начальной точки участка, м;

$A_{\text{кт}}$ – высотная отметка конечной точки участка, м;

Li – длина участка в плане, м.

Сопротивление на криволинейном участке для радиусов поворота менее 200 м рассчитывается по формуле:

$$wk = \frac{30 \cdot (200 - R)}{200}, \text{ Н/кН} \quad (8.3.2)$$

где R – радиус кривой, м

План трассы транспортирования представлен на рис. 8.3.2.

$$i1 = (334,5 - 332) \cdot 1000 / 135 = 18,5 \text{ ‰},$$

$$i2 = (336,9 - 334,5) \cdot 1000 / 105 = 22,8 \text{ ‰}, \quad wk = 30 \cdot (200 - 75) / 200 = 18,7$$

$$i_{\text{пр}} = 22,8 + 18,7 = 41,5 \text{ ‰}$$

$$i3 = (347,1 - 336,9) \cdot 1000 / 135 = 75,5 \text{ ‰},$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		92

$$i_4 = (354,5 - 347,1) \cdot 1000 / 110 = 67,3 \text{ ‰},$$

$$i_5 = (337,1 - 354,5) \cdot 1000 / 325 = -53,5 \text{ ‰}, \quad w_k = 30 \cdot (200 - 150) / 200 = 7,5$$

$$i_{np} = -53,5 + 7,5 = 46 \text{ ‰}$$

$$i_6 = (332 - 337,1) \cdot 1000 / 115 = -44,3 \text{ ‰},$$

$$i_7 = (319,4 - 332) \cdot 1000 / 165 = -76,3 \text{ ‰} \quad w_k = 30 \cdot (200 - 35) / 200 = 24,8$$

$$i_{np} = -76,3 + 24,8 = -51,5$$

$$i_8 = (323,5 - 319,4) \cdot 1000 / 85 = 48,2 \text{ ‰}, \quad w_k = 30 \cdot (200 - 35) / 200 = 24,8$$

$$i_{np} = 48,2 + 24,8 = 73$$

$$i_9 = (328,2 - 323,5) \cdot 1000 / 135 = 34,8 \text{ ‰} \quad w_k = 30 \cdot (200 - 50) / 200 = 22,5$$

$$i_{np} = 34,8 + 22,5 = 57,3$$

$$i_{10} = (329,6 - 328,2) \cdot 1000 / 70 = 20 \text{ ‰},$$

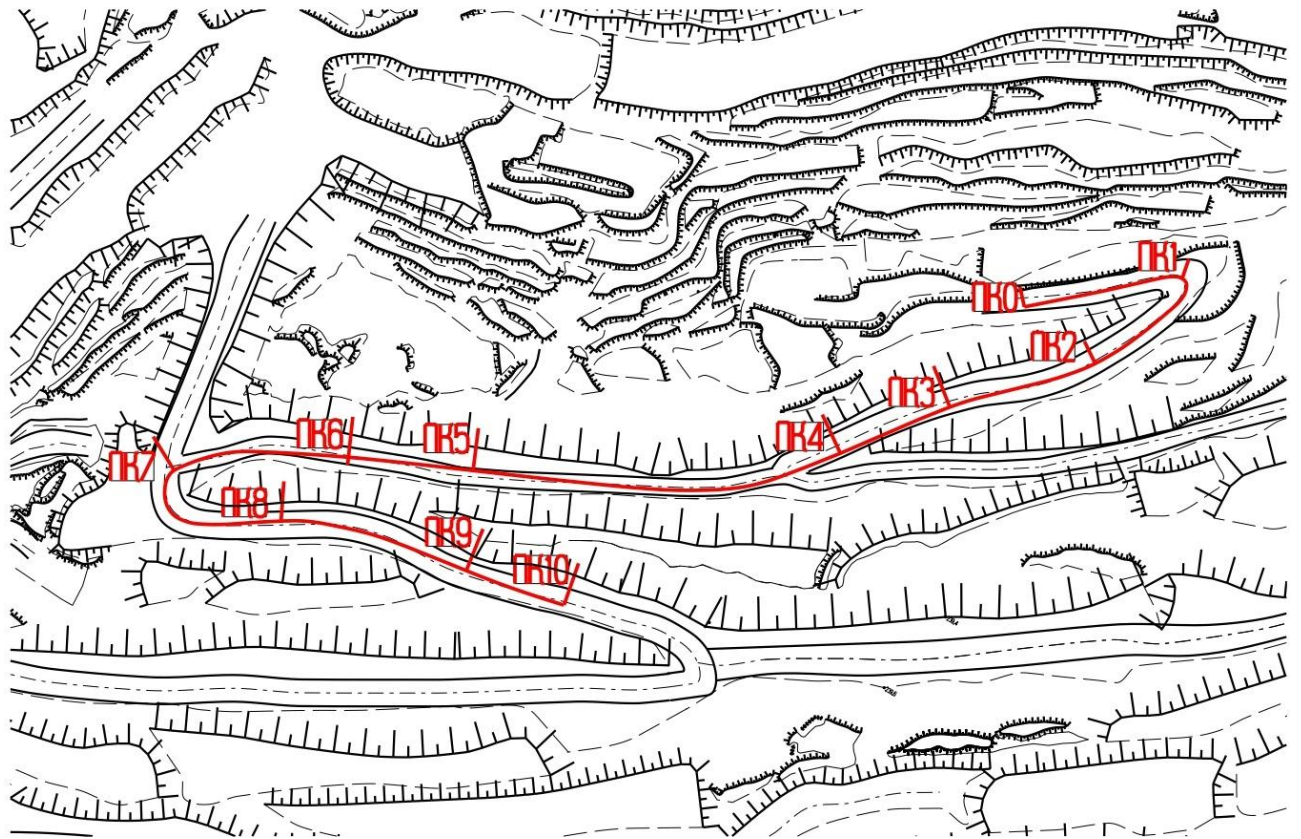


Рисунок 8.3.2 - План трассы транспортирования (М 1:5000)

Средневзвешенный уклон определяется по формуле:

$$i_{св.з.} = \frac{\sum l_i \cdot i_i}{\sum l_i}, \text{ ‰}, \quad (8.3.3)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		93

где i_i – уклон на i -ом участке дороги, ‰;

l_i – длина i -го участка дороги, м.

забойные дороги

$$i_{\text{св.з.}} = \frac{135 \cdot 18,5 + 105 \cdot 41,5}{135 + 105} = 28,5\text{‰}.$$

$$W_{\text{кв}} = \frac{18,7 \cdot 150}{240} = 8,2$$

траншейные дороги

$$i_{\text{св.тр.}} = \frac{135 \cdot 75,5 + 110 \cdot 67,3}{135 + 110} = 71,8\text{‰}.$$

дороги на поверхности

$$i_{\text{св.пов.}} = \frac{150 \cdot (-46) + 175 \cdot (-53,5) + 115 \cdot (-44,3) + 130 \cdot (-76,3) + 35 \cdot (-51,5)}{325 + 115 + 165} = -54,7\text{‰}.$$

$$W_{\text{кв}} = \frac{(7,5 \cdot 150 + 24,8 \cdot 35)}{605} = 3,3$$

подъем на угольный склад

$$i_{\text{св.уг.}} = \frac{35 \cdot 73 + 50 \cdot 48,2 + 55 \cdot 34,8 + 80 \cdot 57,3}{85 + 135} = 52,1\text{‰}.$$

$$W_{\text{кв}} = \frac{(24,8 \cdot 35 + 22,5 \cdot 80)}{220} = 12,1$$

отвальные дороги

$$i_{\text{св.отв.}} = 20\text{‰}.$$

$$W_{\text{кв}} = \frac{(7,5 \cdot 150 + 24,8 \cdot 35)}{605} = 3,3$$

8.3 Определение режима движения автотранспорта

Определение фактической загрузки и вместимости автосамосвала БелАЗ 75131. Число загружаемых ковшей по условию емкости кузова автосамосвала определяется из выражения:

$$N_v = \frac{(V_z \cdot K_n)}{(V_k \cdot K_{нк} \cdot K_y)}, \quad (8.3.4)$$

где V_z – геометрический объем кузова автосамосвала, м³;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		94

K_n – коэффициент наполнения кузова;

V_k – геометрический объем ковша экскаватора, м³;

$K_{нк}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора;

K_y – коэффициент уплотнения породы в ковше.

$$N_v = \frac{(46 \cdot 1,2)}{(10 \cdot 0,95 \cdot 0,84)} = 7 \text{ шт.}$$

Число загружаемых ковшей по условию грузоподъемности автосамосвала рассчитывается по формуле:

$$N_v = \frac{(q \cdot K_p)}{(V_k \cdot K_{нк} \cdot \gamma)}, \quad (8.3.5)$$

где q – паспортная грузоподъемность автосамосвала, т;

K_p – коэффициент разрыхления породы в ковше;

γ – плотность породы, т/м³.

$$N_q = \frac{(130 \cdot 1,25)}{(10 \cdot 0,95 \cdot 2,4)} = 7,1$$

Принимаем число загружаемых ковшей равное 7.

Определение фактической грузоподъемности автосамосвала:

$$q = \frac{(N \cdot V_k \cdot K_{нк} \cdot \gamma)}{(K_p)} \text{ т}, \quad (8.3.6)$$

$$q = 7 \cdot 10 \cdot 0,95 \cdot 2,4 / 1,25 = 128 \text{ т.}$$

Определение фактической вместимости автосамосвала:

$$V_{\phi} = V_k \cdot K_{нк} \cdot K_y \cdot N, \text{ м}^3 \quad (8.3.7)$$

$$V_{\phi} = 10 \cdot 0,95 \cdot 0,84 \cdot 7 = 55,2 \text{ м}^3.$$

Определение скорости движения автосамосвала из динамической характеристики

В груженом состоянии на заданном уклоне динамический фактор определяется как:

$$D = w_0 \pm g \cdot I + g w_{кcv}, \text{ Н/т} \quad (8.3.8)$$

где w_0 – удельное сопротивление движению,

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		95

Н/т (для забойных дорог $w_0 = 500$ Н/т, для траншейных $w_0 = 300$ Н/т, для дорог по поверхности $w_0 = 300$ Н/т, заезда на отвал $w_0 = 300$ Н/т, для отвальных дорог $w_0 = 900$ Н/т),

g – ускорение свободного падения – м/с².

$$D = 500 + 9,8 \cdot 28,5 + 9,8 \cdot 8,2 = 860 \text{ Н/т (в забое)}$$

$$D = 300 + 9,8 \cdot 71,8 = 1004 \text{ Н/т (в траншее)}$$

$$D = 300 - 9,8 \cdot 54,7 + 9,8 \cdot 3,3 = -204 \text{ Н/т. (по поверхности)}$$

$$D = 300 + 9,8 \cdot 52,1 + 9,8 \cdot 12,1 = 929 \text{ Н/т (заезд на отвал)}$$

$$D = 900 + 9,8 \cdot 20 = 1096 \text{ Н/т (на отвале)}$$

б) В порожнем состоянии на заданном уклоне определим динамический фактор:

$$D = (1,25 \cdot w_0 - g \cdot i + g w_{\text{КСВ}}) / K_{\text{к}}, \text{ Н/т} \quad (8.3.9)$$

где $K_{\text{к}}$ – коэффициент корреляции, определяемый как:

$$K_{\text{к}} = (q_{\text{т}} + q_{\text{ф}}) / q_{\text{т}}, \quad (8.3.10)$$

где $q_{\text{т}}$ – масса автосамосвала, т

$$K_{\text{к}} = (107 + 128) / 107 = 2,2$$

$$D = (1,25 \cdot 500 - 9,8 \cdot 28,5 + 9,8 \cdot 8,2) / 2,2 = 194 \text{ Н/т (в забое)}$$

$$D = (1,25 \cdot 300 - 9,8 \cdot 71,8) / 2,2 = -150 \text{ Н/т (в траншее)}$$

$$D = (1,25 \cdot 300 + 9,8 \cdot 54,7 + 9,8 \cdot 3,3) / 2,2 = 429 \text{ Н/т (по поверхности)}$$

$$D = (1,25 \cdot 300 - 9,8 \cdot 52,1 + 9,8 \cdot 12,1) / 2,2 = -8 \text{ Н/т (на заезде на отвал)}$$

$$D = (1,25 \cdot 900 - 9,8 \cdot 20) / 2,2 = 422 \text{ Н/т (на отвале)}$$

Из динамической характеристики БелАЗа 75130, представленной на рисунке 8.3.3. по найденному динамическому фактору определяем скорости движения автосамосвала в груженом ($V_{\text{гр}}$) и порожнем ($V_{\text{пор}}$) состояниях на характерных участках трассы.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		96

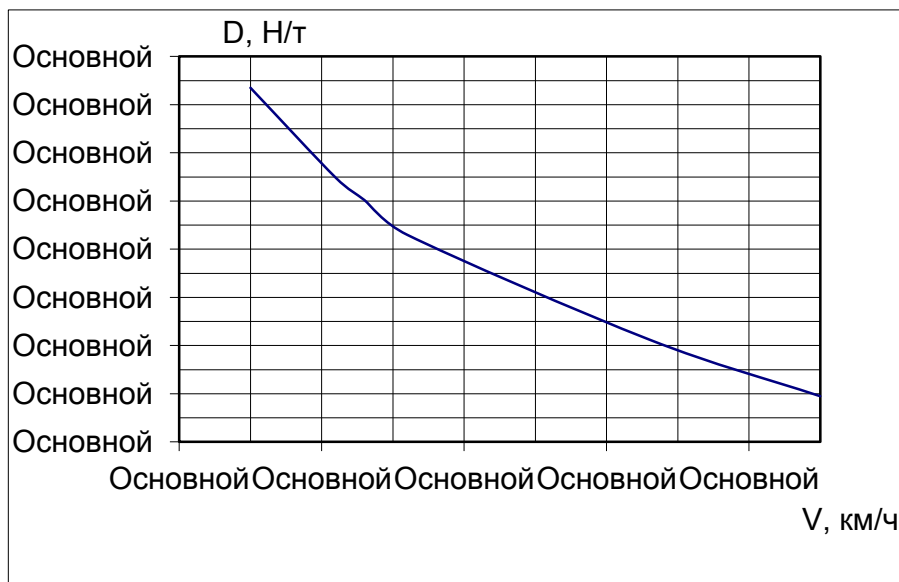


Рисунок 8.3.3 - Динамическая характеристика самосвала БелАЗ 75131

В забое	$V_{гр} = 16 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 45 \text{ км/ч}$
В траншее	$V_{гр} = 13 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 45 \text{ км/ч}$
По поверхности	$V_{гр} = 45 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 33 \text{ км/ч}$
На заезде на отвал	$V_{гр} = 14,5 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 45 \text{ км/ч}$
На отвале	$V_{гр} = 11 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 33 \text{ км/ч}$

Определение скорости движения автосамосвала по условию безопасности движения в груженом и порожнем состоянии на заданном уклоне.

Удельное тормозное усилие определяется по формуле:

$$b = 1000 \cdot g \cdot \Psi_{тр}, \quad (8.3.11)$$

где $\Psi_{тр}$ – коэффициент сцепления в режиме торможения

$$t_{п} \cdot V + (1000(1 + K_{пр})V^2) / 2(w_0 \pm g \cdot i + b) = L_{в} - L_{а},$$

где $L_{в}$ – зона видимости, м (30-50м);

$L_{а}$ – длина автосамосвала, м (11,5м);

$K_{пр}$ – коэффициент, учитывающий долю частей автосамосвала участвующих в движении, зависит от типа трансмиссии. ($K_{пр} = 0,1-0,15$ для гидромеханической трансмиссии),

$t_{п}$ – время реакции водителя, с.

В забое:

в груженом состоянии:

$$b = 1000 \cdot 9,8 \cdot 0,45 = 4905$$

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2 (500+9,8 \cdot 28,5+4410) = 30-11,5$$

$$0,106V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,106 \cdot 18,5 = 8,1$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{8,1})}{2 \cdot 0,106} = 12,2 \text{ м/с} = 44 \text{ км/ч}$$

в порожнем состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(1,25 \cdot 500 - 9,8 \cdot 28,5 + 4410) = 30-11,5$$

$$0,119V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,119 \cdot 18,5 = 9,1$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{9,1})}{2 \cdot 0,119} = 11,6 \text{ м/с} = 42 \text{ км/ч}$$

В траншее:

в груженом состоянии:

$$b = 1000 \cdot 9,8 \cdot 0,5 = 4900$$

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300+9,8 \cdot 71,8+4900) = 30-11,5$$

$$0,093V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,093 \cdot 18,5 = 7,1$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{7,1})}{2 \cdot 0,093} = 12,9 \text{ м/с} = 46 \text{ км/ч}$$

в порожнем состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300 - 9,8 \cdot 71,8 + 4900) = 30-11,5$$

$$0,122V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,122 \cdot 18,5 = 9,3$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{9,3})}{2 \cdot 0,122} = 11,5 \text{ м/с} = 41 \text{ км/ч}$$

По поверхности:

в груженом состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300 - 9,8 \cdot 54,7 + 4900) = 30-11,5$$

$$0,118V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		98

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,118 \cdot 18,5 = 9$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{9})}{2 \cdot 0,118} = 11,6 \text{ м/с} = 42 \text{ км/ч}$$

в порожнем состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300+9,8 \cdot 54,7+4900) = 30-11,5$$

$$0,095V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,095 \cdot 18,5 = 7,3$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{7,3})}{2 \cdot 0,095} = 12,9 \text{ м/с} = 46 \text{ км/ч}$$

На заезде на отвал:

в груженом состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300+9,8 \cdot 52,1+4900) = 30-11,5$$

$$0,096V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,096 \cdot 18,5 = 7,4$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{7,4})}{2 \cdot 0,096} = 12,9 \text{ м/с} = 46 \text{ км/ч}$$

в порожнем состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(300-9,8 \cdot 52,1+4900) = 30-11,5$$

$$0,117V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,117 \cdot 18,5 = 8,9$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{8,9})}{2 \cdot 0,117} = 11,7 \text{ м/с} = 42 \text{ км/ч}$$

На отвале:

в груженом состоянии:

$$b = 1000 \cdot 9,8 \cdot 0,35 = 3430$$

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(900+9,8 \cdot 20+3430) = 30-11,5$$

$$0,121V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,121 \cdot 18,5 = 9,2$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{9,2})}{2 \cdot 0,121} = 11,5 \text{ м/с} = 41 \text{ км/ч}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		99

в порожнем состоянии:

$$0,5V + (1000(1+0,1)V^2) / 2(900-9,8 \cdot 20+3430) = 30-11,5$$

$$0,133V^2 + 0,5V - 18,5 = 0$$

$$D = 0,5^2 + 4 \cdot 0,133 \cdot 18,5 = 10,1$$

$$V = \frac{(-0,5 + \sqrt{10,1})}{2 \cdot 0,133} = 11 \text{ м/с} = 40 \text{ км/ч}$$

Принимаем рабочие скорости движения на характерных участках трассы, выбирая наименьшую из вышеизложенных расчетов.

В забое	$V_{гр} = 16 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 20 \text{ км/ч}$
В траншее	$V_{гр} = 13 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 41 \text{ км/ч}$
По поверхности	$V_{гр} = 42 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 33 \text{ км/ч}$
На заезде на отвал	$V_{гр} = 14,5 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 42 \text{ км/ч}$
На отвале	$V_{гр} = 11 \text{ км/ч}$	$V_{пор} = 20 \text{ км/ч}$

8.3.2.3 Расчет расхода горюче-смазочных материалов

Расход топлива может быть установлен по работе, затрачиваемой на транспортирование груза. Расход топлива зависит от расстояния транспортирования, глубины подъема, массы автомобиля и уклона автодороги.

При перемещении груза работа на транспортирование, Дж:

$$A = (q+q_T) w_0(S-S_{тр}) + gH_{гр}(q+q_T) + q_T \cdot 1,25 w_0(S-S_{пор}) + q_T \cdot g \cdot H_{пор}, \quad (8.3.12)$$

где S – расстояние транспортирования, м;

$H_{пор}$, $H_{гр}$ – высота подъема или спуска в порожнем и груженом режимах, м;

S_T – протяженность участков на которых производится торможение автомобиля, м.

$$A = (107+128) \cdot 360 \cdot (1380-605) + 9,8 \cdot 32,7(107+128) + 107 \cdot 1,25 \cdot 360(1380-775) = 94807863,96 \text{ Дж.}$$

Расчетный расход топлива определяется по формуле:

$$E_p = A / (4186,8 \cdot Q_{тс} \cdot \eta), \text{ л} \quad (8.3.13)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
						100
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

где $Q_{тс}$ – теплотворная способность дизельного топлива 10000 кКал/кг; η – КПД двигателя.

$$E_p = 94807863,96 / (4186,8 \cdot 10000 \cdot 0,4) = 5,7 \text{ л}$$

Фактический расход определяется по формуле:

$$E_{\phi} = E_p \cdot K_3 \cdot K_r \cdot K, \quad (8.3.14)$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий расход топлива в зимних условиях $K_3=1,1$; K_r – коэффициент, учитывающий внутригаражные нужды, $K_r = 1,06$; K – коэффициент, учитывающий маневры, $K=1,1$.

$$E_{\phi} = 5,7 \cdot 1,1 \cdot 1,06 \cdot 1,1 = 7,3 \text{ л.}$$

Фактический расход топлива на 100 км составит:

$$E_{\phi}(100) = 7,3 \cdot 1000 \cdot 100 / 1380 = 529 \text{ л/100 км.}$$

8.3.2.4 Расчет производительности автосамосвалов

Вскрышные породы перевозятся автосамосвалами БелАЗ 75130 в комплексе с экскаватором ЭКГ-10.

$$T_p = t_{\text{пог}} + t_{\text{гр}} + t_p + t_{\text{пор}} + t_m, \quad (8.3.15)$$

где $t_{\text{гр}}$, $t_{\text{пор}}$ – соответственно время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин;

t_p – время разгрузки автосамосвала, мин;

t_m – продолжительность маневрирования автосамосвала в забое и пункте разгрузки, мин.

$$t_{\text{пог}} = n_k t_c,$$

где n_k – число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала;

t_c – продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

$$T_{\text{пог}} = 7 \cdot 30 = 210 \text{ сек} = 3,5 \text{ мин};$$

$$t_{\text{гр}} = 60 K_{\text{рг}} (L_{\text{заб}} / v_{\text{зг}} + L_{\text{тр}} / v_{\text{трг}} + L_{\text{п}} / v_{\text{пг}} + L_{\text{зо}} / v_{\text{зог}} + L_{\text{от}} / v_{\text{ог}}), \quad (8.3.16)$$

$$t_{\text{пор}} = 60 K_{\text{рг}} (L_{\text{от}} / v_{\text{оп}} + L_{\text{зо}} / v_{\text{зоп}} + L_{\text{п}} / v_{\text{пп}} + L_{\text{тр}} / v_{\text{трп}} + L_{\text{заб}} / v_{\text{зп}}), \quad (8.3.17)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
						101
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

где $L_{заб}$, $L_{от}$, $L_{зо}$, $L_{тр}$, $L_{п}$ – соответственно средневзвешенная длина временных забойных и отвальных автодорог, заезда на отвал, магистральных дорог в траншее и на поверхности (согласно заданию), км;

$K_{рт}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{рт}=1,1$); $V_{зг}$, $V_{ог}$, $V_{зог}$, $V_{трг}$, $V_{пг}$ и $V_{зп}$, $V_{оп}$, $V_{зоп}$, $V_{трп}$, $V_{пп}$ – соответственно скорости движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлениях по временным забойным, отвальным автодорогам, заезду на отвал, магистральным дорогам в траншее и на поверхности, км/ч.

$$T_{гр} = 60 \cdot 1,1 \cdot (0,24/16 + 0,245/13 + 0,605/42 + 0,22/14,5 + 0,07/11) = 4,6 \text{ мин}$$

$$T_{пор} = 60 \cdot 1,1 \cdot (0,07/20 + 0,22/42 + 0,605/33 + 0,245/41 + 0,24/20) = 3 \text{ мин}$$

$$T_p = 3,5 + 4,6 + 1,5 + 3 + 1,7 = 14,3 \text{ мин}$$

Производительность автосамосвала:

Число рейсов автосамосвала в час:

$$N_p = 60 / T_p,$$

$$N_p = 60 / 14,3 = 4,2$$

Производительность автосамосвала:

- техническая, $m^3/ч$:

$$Q_{ач} = q_a N_p K_r K_{ра} / \rho_{п}$$

- эксплуатационная

- сменная, $m^3/смену$: $Q_{а.см} = Q_{а.ч} T_{см} K_{на}$,

- годовая, $m^3/год$: $Q_{а.год} = Q_{а.сут} n_{год}$,

где K_r – коэффициент использования грузоподъемности ($K_r = q_{гр} / q_a$, где $q_{гр}$, q_a – соответственно фактическая и паспортная грузоподъемность автосамосвала, т);

$K_{ра}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала;

$\rho_{п}$ – плотность перевозной породы в целике, t/m^3 ; $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 8$), ч; $n_{см}$ – число смен в сутках ($n_{см} = 3$); $n_{год}$ – число рабочих дней в году ($n_{год} = 252$); $K_{на}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{на} = 0,7 \div 0,8$).

$$Q_{а.ч} = 130 \cdot 4,2 \cdot 0,98 \cdot 1,25 / 2,4 = 279 \text{ м}^3/\text{ч}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		102

$$Q_{\text{аэ.см}} = 279 \cdot 8 \cdot 0,8 = 1785,6 \text{ м}^3/\text{см}$$

$$Q_{\text{аэ.год}} = 1785 \cdot 3 \cdot 252 = 1349914 \text{ м}^3/\text{год}$$

Определение пропускной способности автодороги

Число автосамосвалов, эффективно использующихся в комплексе с одним

экскаватором определяется по формуле:

$$N_a = T_p / t_{\text{пог}} \quad (8.3.18)$$

$$N_a = 14,3 / 3,5 = 4 \text{ шт}$$

Пропускная способность автодороги – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени (за час) в одном направлении:

$$N_{\text{п}} = 60 K_{\text{нд}} / t_{\text{м}} = 1000 v K_{\text{нд}} n / l_{\text{б}} \geq N_p,$$

где $K_{\text{нд}} = 0,5-0,8$ – коэффициент неравномерности движения;

$t_{\text{м}}$ – интервал времени между автомобилями, мин;

$l_{\text{б}}$ – интервал между автосамосвалами, м;

v – скорость движения автомобиля по ограничивающему перегону ($v_{\text{тр}} = 18-16$), км/ч;

n – число полос движения в одном направлении.

$$l_{\text{б}} = 0,278 v t_p + [3,9(1 - v) 2 v / (1000 \tau \psi_m + \omega_o \pm i)] + l_m,$$

где $t_p = 1-2$ – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие, с;

v – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля (для автомобилей с гидромеханической трансмиссией при движении с грузом $v = 0,03-0,01$; при движении порожняком $v = 0,085-0,07$; для автомобилей с электромеханической трансмиссией $v = 0,1-0,15$; $\psi_m = 0,2-0,25$ – коэффициент сцепления колес с дорогой при торможении; ω_o – основное удельное сопротивление движению автомобиля, Н/кН; i – уклон автодороги, ‰;

l_m – длина автосамосвала, м.

$$l_{\text{б}} = 0,278 \cdot 13 \cdot 2 + [3,9(1 - 0,1) \cdot 13^2 / (1000 \cdot 0,2 + 30 + 71,8)] + 11,5 = 21 \text{ м}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		103

$$N_{п}=1000 \cdot 13 \cdot 0,8 \cdot 2 / 21 = 990 \text{ авто/ч}$$

Определение провозной способности автодороги

Провозная способность автодороги:

$$M = N_{п} q_a / f \quad (8.3.19)$$

$$M = 990 \cdot 120 / 1,75 = 67886 \text{ т/ч}$$

8.4 Отвалообразование

8.4.1 Общая характеристика отвальных работ

Согласно порядку отработки поля участка, свита пластов обрабатывается сверху вниз при этом предусматривается размещение вскрышных пород как во внешнем, так и во внутреннем отвалах.

Для определения порядка отработки разреза «Заречный» был проведен горно-геометрический анализ, при котором был определен порядок отработки, учитывающий возможность перехода на внутреннее отвалообразование.

Общий объем отвалообразования, за весь период отработки, составит 368,9 млн. м³, из которого 73,4 млн. м³ вывозится автотранспортом на внешние отвалы.

Внешний отвал №1 расположен на юго-западном борту разреза «Заречный». В отвал с начала 2015 до 1 апреля 2015 года года размещено 4,3 млн.м³ вскрышных пород, после чего произошёл деформация части отвала (оползень). Для выяснения причин создавалась специальная комиссия Ростехнадзора. Отвал находится в аварийном состоянии, разрабатываются мероприятия по ликвидации последствий деформации. В настоящем проекте размещения вскрышных пород в отвал не предусматривается.

Предусматривается транспортирование вскрышных пород в объеме 30 млн.м³ для засыпки выработанного пространства при проведении рекультивационных работ в соответствии с проектной документацией «Проект ликвидации участка открытых горных работ ЗАО «Салек», выполненный ОАО «Кузбассгипрошахт», г. Кемерово, 2011г.

Внешний отвал №2 расположен на расстоянии около 5 км к югу от

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		104

горного отвода. Предусматривается разместить в нем 39,1 млн.м³ вскрышных пород. Начало отсыпки отвала №2 предусматривается с заполнения северо-западного участка. Участок расположен ближе остальных к северной границе, что позволяет уменьшить расстояние транспортирования вскрыши с разреза «Заречный».

Внутренний отвал в выработанном пространстве разреза «Заречный». Во внутренний отвал предусматривается разместить 295,5 млн.м³ вскрышных пород. Начало отсыпки предусматривается с заполнения выработанного пространства в районе зацеличенных запасов.

При отработке разреза, предусматривается размещение временного внутреннего отвала на почве пласта 81-82 в восточной части. Этот отвал в дальнейшем перемещается во внутренний отвал на почве пласта 73.

8.4.2 Устойчивость отвалов

Внутренние отвалы размещаются на почву отработанного пласта 73, внешние на дневную поверхность.

Высота ярусов внутренних отвалов, расположенных в выработанном пространстве, принята на основании Заключения ООО «СИГИ» № 17 от 11.06.2014 г». Данное заключение с рекомендациями составлено на основании натурного обследования откосов отсыпаемых в настоящее время отвалов, бортов и уступов горных выработок, засыпаемых и намечаемых засыпать в дальнейшем вскрышными (отвальными) породами, их приоткосных зон, изучения технической документации, представленной для составления данного заключения, многолетних наблюдений за устойчивостью внутренних отвалов (транспортных и бестранспортных) большой высоты, отсыпаемых в горные выработки на разрезах Кузбасса, положительного опыта такого отвалообразования, а также выполненных расчетов устойчивости откосов отвалов, рассматриваемых в данном заключении.

Параметры устойчивости откосов бульдозерных автоотвалов, полученных на основании выполненных расчетов приведены в таблице 8.4.1.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		105

Таблица 8.4.1 - Параметры устойчивости откосов бульдозерных автоотвалов

Результирующий угол откоса отвалов, град.	7	6	5	4	3	2	1	0
Допустимая высота по условиям устойчивости откосов высота, м	0	5	03	12	22	34	45	62

8.4.3 Способ отвалообразования. Механизация отвальных работ

Предусматривается периферийный бульдозерный способ отвалообразования. Отсыпка каждого яруса и разгрузочной площадки производится со строительства пионерной насыпи (заезда), с руководящим уклоном 80%. По мере продвижения фронта работ на отвале вскрышных пород разгрузочная площадка переносится на новое место. Предварительно, перед отсыпкой отвала на площадях планируемых к засыпке в ближайший год, в теплое время года снимается плодородный слой почвы до кровли (глины, суглинков). Формирование отвалов производится с учетом углов устойчивости для соответствующего типа пород.

Площадка для разгрузки автосамосвалов должна иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3°, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и необходимый фронт для маневровых операций автомобилей, автопоездов, бульдозеров и др. Остальная площадь рабочей зоны отвала имеет поперечный уклон от площадки разгрузки к въезду на отвал менее 1°.

Вскрышные породы доставляются на отвал автосамосвалами БелАЗ 75131, разгружающимися на площадке отвального яруса, далее сталкиваются под откос бульдозером Liebherr PR764, T-35.01, Caterpillar D10, Komatsu WD600. Для вспомогательных работ на отвале используется имеющееся на предприятии оборудование:

- для полива автодорог поливочные автомобили;

- для содержания автодорог бульдозеры Komatsu WD600 и грейдеры Komatsu GD825A-2.

Для подготовки основания отвала используются:

- при удалении слоя слабых пород при формировании упорных призм экскаватор типа «обратная лопата» ЕК-400 или однотипные экскаваторы, для перемещения и транспортирования вскрышных пород бульдозер Т-35.01, PR764 или автосамосвалы небольшой грузоподъемности 10-15 тонн;

- для удаления слоя ПСП и ППСП с основания отвала используются бульдозеры, экскаваторы ЕК-400 или однотипные экскаваторы и автосамосвалы грузоподъемности 10-15 тонн;

- зачистка основания отвала от снега осуществляется бульдозерами по мере подвигания отвального фронта.

8.4.4 Параметры отвалов

Разгрузка автосамосвалов предусматривается непосредственно на рабочую площадку яруса в местах, предусмотренных паспортом, вне призмы обрушения (сползания) породы на расстоянии не менее 7 м от верхней бровки яруса, породы по мере отсыпки сталкиваются под откос при помощи бульдозерной техники.

Ширина призмы возможного обрушения, определяется по формуле:

$$В_{п} = h(\operatorname{ctg}\alpha_0 - \operatorname{ctg}\alpha); \quad (8.4.1)$$

где $\alpha_0 = 35^\circ$ - угол устойчивого откоса;

$\alpha = 37^\circ$ - угол откоса рабочего яруса;

$h = 30$ м – высота яруса отвала;

$$В_{п} = 30 \cdot (1,428 - 1,198) = 6,9 \text{ м.}$$

В соответствии с требованиями п.159 ПБ 05-619-03, и п. 5.105 СНиП 2.05.07-91* предохранительный вал отсыпается высотой 1,8 м, не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности эксплуатируемого на разрезе автомобиля.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		107

При угле естественного откоса 33°-34°, ширина земляного вала составит 4,8м. Вертикальная ось, проведённая через вершину породного вала, должна располагаться вне призмы обрушения.

При использовании автомобильного транспорта для перевозки вскрышных пород принимается типовая схема бульдозерного отвалообразования с разделением фронта отвального участка на три зоны:

- 1 зона - разгрузка автосамосвалов;
- 2 зона - планировка бульдозером;
- 3 зона – резервная.

На каждом из этих участков попеременно производится отсыпка породы автосамосвалами и осуществляются планировочные работы. Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2-3 суток, перерыв для осадки пород составляет 4-6 суток. Такой порядок отсыпки отвала предотвращает внезапное разрушение отвального яруса.

Фактический фронт разгрузки автосамосвалов на участке с учетом использования автосамосвалов грузоподъемностью 130 т составляет более 35м. Ширина зоны разгрузки на отвальном участке принята 50м. Общая длина разгрузочного фронта с учетом зоны планировочных работ и резервной зоны составляет 150м.

Для обеспечения работы максимально возможного количества бульдозеров (9 ед.) требуется суммарная длина фронта разгрузки на отвале 1350м.

Длина отвального яруса на которой могут формироваться основные и резервные участки для разгрузки автосамосвалов, составляют от 350 до 1350 м.

Длина отвального фронта по расчетам (таблица 8.4.2) составляет 140 м.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ</i>	Лист
						108
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Таблица 8.4.2 - Длина отвального фронта

Наименование параметров	Расчетная формула	Значение
Длина фронта разгрузки, м	$L_p = N_{ao} \cdot L_p$	140
Ширина полосы по фронту, занимаемой одним автосамосвалом при маневрировании, м	L_p	35
Число одновременно разгружаемых автосамосвалов, ед	$N_{ao} = N_o \cdot t_p/60$	2
Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, минут	T_p , мин.	1,5
Число автосамосвалов, разгружающихся на участке в течение часа, ед	$N_o = Ппч \cdot K_{нер}/Q_a$	94
Коэффициент неравномерности работы разреза	$K_{нер}$	1,05
Фактическая емкость кузова автосамосвала	Q_a	90
Часовая производительность разреза по вскрыше м ³ /час	$Ппч$	8000
Число отвальных участков, ед	$N_{oy} = V \cdot 0,6/N_6 \cdot Q_6$	1
Объем вскрышных пород, складироваемых в отвале в смену, м ³ /смену	V	35600
Объем вскрышных пород, перемещаемых бульдозером, м ³ /смену	V	35700
Число бульдозеров на отвале, ед	N_6	10
Производительность бульдозера, м ³ /смену	Q_6	3600
Общая длина отвального фронта, м	$L_{\phi} = K_o \cdot N_{oy} \cdot L_p$	70
Коэффициент одновременности работы отвальных участков	K_o	1
Общая длина отвального фронта с резервным фронтом, м	$L_o = L_{\phi} + L_p \cdot K_o$	140

Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

ВКР21.05.04.03.217015.217005.08.ПЗ

9 Вспомогательные работы

В процессе экскавации и транспортирования горной массы возникает необходимость в ряде вспомогательных работ. К ним относятся:

- зачистка угольных пластов;
- содержание оборудования исправном состоянии;
- расчистка подъездов к экскаваторам;
- подготовка площадок для бурения;
- строительство и очистка автодорог;
- очистка ковшей экскаваторов от налипания и примерзаний породы;
- доставка людей и оборудования до рабочего места.

Зачистка угольных пластов, расчистка подъездов к экскаваторам, планировка трасс и площадок для бурения производится с помощью бульдозеров. Заряжание скважин осуществляется механизировано с применением зарядных машин.

С целью предотвращения налипания и примерзания пород к стенкам кузовов транспортных средств устанавливаются профилактические пункты, на которых кузова автосамосвалов обрабатываются специальными растворами.

При ремонтах горно-транспортного оборудования погрузочно-разгрузочные работы производятся с применением автокранов, кран-балок и другими подъемными средствами.

Для оборки уступов от нависей и козырьков используется специальная насадка на ковш экскаватора длиной 2,5 м, изготовленная на машиностроительном заводе.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.09.ПЗ</i>							
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>								
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>9 Вспомогательные работы</i>			<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>		
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>							У	110	280		
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>				
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>											
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>											
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>											

9.1. Пассажирские и транспортные перевозки

Для обеспечения пассажирских и хозяйственных перевозок на разрезе используются автомобили грузоподъемностью от 2,5 до 14 тонн и автобусы.

9.2. Водоотлив в карьере

Существующая схема осушения разреза «Заречный» представлена установками открытого водоотлива, которые обеспечивают нормальную работу предприятия. Для организации отвода воды, дренирующей из бортов разреза, а также воды, поступающей от стока атмосферных осадков и весенних паводков, предусматривается устройство системы водоотводных канав, которая обеспечивает сбор всех водопритоков в разрез и организованный отвод их самотеком на нижний горизонт разреза.

На нижних горизонтах размещают водосборники, местоположение которых по мере развития добычных и вскрышных работ меняется. Из водосборников поступающие сюда карьерные воды транспортируются по трубам напорным гидротранспортом в очистные сооружения.

Исходные данные для расчетов водопритоков приведены в таблице 9.1.

Таблица 9.1- Исходные данные для расчетов водопритоков

Наименование исходных данных и расчетных величин	Един. изм.	Количество
Годовое количество осадков	мм	418
Площадь водосборника ненарушенной зоны	тыс. м ²	0
Площадь водосбора в пределах рабочей зоны разреза	тыс. м ²	519
Площадь водосбора под внутренними отвалами пород	тыс. м ²	264
Процент обеспеченности ливневых водопритоков	%	20
Суточный максимум осадков	мм	49
Время таяния снега	час	160

Притоки из выработанного пространства разреза, а также притоки за счет поверхностных атмосферных вод приведены в таблице 9.2.

Таблица 9.2 - Притоки из выработанного пространства разреза, а также притоки за счет поверхностных атмосферных вод

Наименование показателей	Ед. изм.	Ожидаемые притоки
Приток от атмосферных осадков	м ³ /ч	22
Ливневый приток	м ³ /ч	263
Паводковый приток	м ³ /ч	310
Максимальный приток	м ³ /ч	310
Нормальный приток	м ³ /ч	22

Для сбора карьерных вод с участка на нижнем горизонте предусматривается устройство водосборника. У водосборника устанавливается передвижная водоотливная насосная станция. Проектируемый водосборник является и отстойником емкостью 600 м³, где происходит отстаивание карьерных вод (I степень очистки). Отстоенная вода по напорным трубопроводам подается на фильтрующий массив, который является II степенью очистки. Отфильтрованная карьерная вода по самотечному коллектору сбрасывается в очистные сооружения, затем в р.Кыргай.

Из условия откачки максимального притока 310 м³/ч и необходимого напора Н=39м к установке принимаются насосы 1Д315-50 с электродвигателем 4АМ250S2 N=75кВт, n=2900 об/мин.

Количество насосов - два (один - рабочий, другой - резервный). Для заливки сальников и рабочего насоса принимается насос АНС-60 с электродвигателем 4А100S2 N=5,5кВт, n=2900об/мин.

Рабочие насосы со вспомогательным оборудованием устанавливаются в передвижных будках размером в плане 3-5м. Каждый насос устанавливается в отдельной будке.

Расчет водоотливных напорных трубопроводов выполняется по таблице Шевелева Ф.А. «Таблицы для гидравлического расчета стальных, чугунных, асбестоцементных и пластмассовых водопроводных труб».

Общий напор сети равен:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.09.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		112

$$H_{\text{общ.}} = H_{\text{геод.}} + H_{\text{пут}} + H_{\text{мест}} + H_{\text{зап}} = 30 + 6,33 \times 0,52 + 0,32 + 5 = 38,61 \text{ м}$$

$$\approx 39 \text{ м}$$

Водоотливные трубопроводы прокладываются из стальных электросварных труб $\varnothing 325 \times 7$ мм по ГОСТ10704-91 по поверхности на подкладках. В повышенных местах по трассе устанавливаются вантузы, в пониженных - выпуски. При прокладке водоотливных ставов по бортам горных выработок предусматривается анкерное крепление труб к бортам выработок.

9.3 Ремонтно-механические мастерские

Работы по межремонтному обслуживанию, средние и текущие ремонты горно-технического оборудования, хозяйственного и специализированного автотранспорта, оборудования осуществляются в электромеханических мастерских. В электромеханических мастерских предусмотрены следующие отделения и участки: участок ремонта узлов экскаваторов; участок ремонта транспортных двигателей; отделение автоматики; механическое отделение; сушильно-пропиточное отделение; электросварочное отделение; токарное отделение.

Кроме того, в мехцехе производится восстановление и изготовление несложных частей, а также метизов, оснастки, нестандартного оборудования и металлоконструкций. Бокс стоянки и ремонта бульдозеров и вспомогательной техники предназначен для производства технических осмотров и профилактических ремонтов автотранспортного - бульдозерного парка. В состав цеха входят необходимые ремонтные службы, оснащенные соответствующим оборудованием. Ремонт горно-транспортного оборудования производится с применением автокранов, кран-балок и другими подъемными средствами. Для осуществления профилактического осмотра и текущего ремонта горного оборудования на разрезе создается передвижная ремонтная группа, оснащенная необходимой техникой.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.09.ПЗ	<i>Лист</i>
						113
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

10 Электроснабжение карьера

10.1 Общие положения

Внешнее электроснабжение участка «Заречный» осуществляется от ПС 35/6 кВ «Заречная» по Ф. 6-10 и от ПС 35/6 кВ «Угтал» по Ф.6-4, Ф.6-5*, Ф.6-7*, Ф.6-24.

Внутреннее электроснабжение всех электроприемников разреза осуществляется от приключательных пунктов типа ЯКНО-10У1(ЯКУ-1) для экскаваторов. Электроснабжение насосов карьерного водосборника №1 на напряжении 6 кВ осуществляется от комплектных РП-6кВ с использованием высоковольтных ячеек типа ЗКВЭ-6-РН У1 (КРУПЭ-10У1) в блоке. Для низковольтных потребителей (насосы водосборников, осветительные установки отвалов, очистных сооружений и др.) используются передвижные трансформаторные подстанции типа ПКТП-630-100-25-6/0,4 кВ и ПКТП-25-6/0,23 кВ. Для электроснабжения участка используются существующие линии электропередач и кабельные сети.

Для внутренней схемы электроснабжения участков используются линии электропередачи, приключательные пункты, подстанции, а также монтаж дополнительных объектов:

- приключательных пунктов для экскаваторов, высоковольтных насосных агрегатов, трансформаторных подстанций для насосных станций водоотлива, освещения горных работ, отвалов, очистных сооружений, пункта погрузки;
- воздушных и кабельных линий электропередачи, осветительных сетей;
- устройств защиты от перенапряжений, молниезащиты и заземления.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>		<i>Куковьякина Н.И.</i>			<i>10 Электроснабжение карьера</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>		<i>Холодкина А.Е.</i>				<i>у</i>	<i>114</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>				<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Н.Контр.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Зав Кафедрой</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						

Электроприёмники горных работ по надёжности электроснабжения относятся в основном к потребителям 3-ей категории за исключением насосов карьерных водосборников №1, относящихся к потребителям 2-ой категории, которые запитываются по рабочему и резервному вводам от разных секций подстанции 35/6 кВ «Угтал» по ВЛ-6 кВ Ф.6-5*; Ф.6-7; Ф.6-24. В соответствии с техническим заданием электроснабжение карьерных экскаваторов марки ЭКГ-10 выполняется по отдельным ВЛ-6 кВ фидерам Ф.6-4, Ф.6-5*, Ф.6-7*, Ф.6-24 от подстанции 35/6 кВ «Угтал».

Питание электроприемников напряжением 6 кВ осуществляется по стационарным и передвижным линиям ВЛ-6 кВ от комплектных ячеек типа ЯКНО-10У1 (ЯКУ-1). Потребители напряжением 0,4 кВ питаются от трансформаторных подстанций типа ПКТП-6/0,4кВ. Для потребителей горных работ применяется система с изолированной нейтралью трансформаторов. Сети освещения на отвалах напряжением 0,23 кВ запитываются от ПКТПВР-6/0,23 кВ с изолированной нейтралью. Высоковольтные ячейки типа ЯКНО-10У1(ЯКУ-1) состоят из разъединителей, предохранителей и выключателей нагрузки (табл. 10.1). Приключательный пункт устанавливается на салазки и имеет воздушный ввод и кабельный вывод для подключения к ВЛ-6 кВ. Для камер 6 кВ и подстанций 6/0,4 кВ.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
						115
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

Таблица 10.1 - Технические характеристики приключательных пунктов

Наименование показателей	ЯКНО-10 (ЯКУ-1)	КРУПЭ-6У1
Номинальное напряжение, кВ	10	
Номинальный ток, А	630	
Ввод	Тип	Воздушный
Число выводов	1; 2	
Исполнение выводов	Кабельное	
Тип выключателя	Вакуумный	
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254-80	IP 54	
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150-69	У1	
Габариты, мм:		
- длина	2500	3210
- ширина	2180	1750
- высота при вводе:		
кабельном	4500	
воздушном	2900	-
Масса, кг	1500 (1200)	1500

Таблица 10.2 - Технические характеристики ПКТП 250/6-0,4 кВ и ПКТП 25/6-0,23 кВ

Наименование показателей	Тип подстанции	
	25/6	250/6
Номинальная мощность, кВА	25	250
Номинальное первичное напряжение, кВ	6±5%	6±5%
Номинальное вторичное напряжение, кВ	0,4; 0,23	0,4
Схема и группа соединения обмоток	Y/Y _н Y/Δ-11	Y/Δ-11
Напряжение короткого замыкания, %	3,7	3,5
Ток холостого хода, %	6,0	2,5
Ввод ВН	Воздушно кабельный	
Число выводов НН	1	3
Исполнение выводов	Кабельное	
Тип выключателей выводов	-	A 3700
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254-80	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150-69	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм:		
- длина	2000	3800
- ширина	1300	1440
- высота при вводе:		
кабельном	2170	2465
воздушном	4500	4825
Масса, кг	1900	2200

10.2 Расчёт параметров электроснабжения горного участка

10.2.1 Расчёт освещения отвалов

Для освещения выбираем светильники с ксеноновыми лампами (ДКсТ) типа УОКсН. Расчёт освещения производим по методу светового потока. Суммарный световой поток, который должен создаваться на освещаемой поверхности, определяем по формуле:

$$\Phi_{\Sigma} = E_n \cdot K_z \cdot K_n \cdot S, \text{ лм} \quad (10.1)$$

где, E_n – норма освещённости, лк;

K_z – коэффициент запаса, принимаемый для ламп равным 1,5;

K_n – коэффициент, учитывающий потери света из-за неровностей освещаемой поверхности (1,15÷1,5);

S – площадь освещаемой поверхности, равная 30000 м².

$$\Phi_{\Sigma} = 5 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 35000 = 341250 \text{ лм.}$$

Выбираем лампу ДКсТ мощностью 20 кВт на $U_n = 380$ В со световым потоком $\Phi_l = 600$ клм.

Определяем число светильников, необходимых для обеспечения нормы освещённости:

$$N = \frac{\Phi_{\Sigma}}{\Phi_l \cdot \eta_{np}}, \quad (10.2)$$

где, η_{np} – КПД прожектора ($\eta_{np} = 0,6$)

$$N = \frac{341250}{600000 \cdot 0,6} = 0,95$$

Принимаем к установке один светильник ДКсТ -20000.

10.2.2 Определение мощности трансформатора в ПКТП

Определяем мощность трансформатора в ПКТП для подключения светильника:

$$S_{tr} = \frac{P_l}{\eta_c \cdot \eta_{np} \cdot \cos \varphi_{np}}, \text{ кВА} \quad (10.3)$$

где P_l – мощность лампы;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		117

η_c – КПД осветительной сети ($\eta_c = 0,95$);

η_{np} – КПД светильника;

$\cos\varphi_{np}$ – коэффициент мощности лампы, $\cos\varphi_{np} = 1$.

$$S_{mp} = \frac{20}{0,95 \cdot 0,6 \cdot 1} = 21,8 \text{ кВА.} \quad (10.4)$$

Выбираем трансформатор с $S_{нт} = 25 \text{ кВА}$ ТМ-25/6/0,4.

Для подключения светильника принимаем ПКТП-25/6/0,4.

10.2.3 Определение расчётной нагрузки участка

Таблица 10.3 - Характеристики электроприёмников участка.

№	Наименование эл.приёмников	Кол-во, шт.	$P_n/S_{нт}$, кВт/кВА	U_n , В	I_n , А	$\cos\varphi$	I_p/I_n	Производительность за смену
1	ЭКГ_10	3	1250/160	6000	140	0,9 _{опер}	6,2	8000 м ³ /см
2	Atlas Copco	2	400	380	-	0,7	-	80 м/см
3	ДКсТ	1	20	380	-	1	-	-
4	Насос 10У-5	2	1000	6000	112	0,9	6,5	900 м ³ /см

10.2.4 Расчётная нагрузка от силовых электроприёмников по методу удельного электропотребления

Определяем удельный расход электроэнергии:

Для экскаваторов:

$$\omega_{\text{э}} = E \cdot (0,028 + 103/P_{\text{э}}), \text{ кВтч/м}^3 \quad (10.5)$$

где, E – ёмкость ковша, м³;

$P_{\text{э}}$ – производительность экскаватора.

$$\omega_{\text{э}} = 10 \cdot (0,028 + 103/8000) = 0,41 \text{ кВтч/м}^3$$

Для буровых станков:

$$\omega_{\text{б}} = 2,66 + 0,47 / (dV_{\text{б}}), \text{ кВтч/м} \quad (10.6)$$

где, $(dV_{\text{б}})$ – показатель скорости бурения, зависящий от типа станка, диаметра шарошки, глубины скважины и категории породы.

$$dV_{\text{б}} = 0,0551 \text{ для ЗСБШ-200}$$

$$\omega_{\text{б}} = 2,66 + 0,47 / 0,0551 = 11,19 \text{ кВтч/м.}$$

Для насосов:

$$\omega_{\text{в}} = 0,0031 / (\eta_n \cdot \eta_m), \text{ кВтч/м}^3 \text{м} \quad (10.7)$$

где η_n – КПД насоса (0,6-0,8);

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ	Лист
						118
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

η_m - КПД трубопровода (0,9-0,95).

$$\omega_{\text{в}} = 0,0031 / (0,65 \cdot 0,9) = 0,0053 \text{ кВтч/м}^3 \text{ м.}$$

10.2.5 Определение сменных расходов электроэнергии $W_{\text{см}}$

$$W_{\text{см}} = K \cdot \omega_i \cdot \Pi_i, \text{ кВтч} \quad (10.8)$$

где, K - коэффициент потерь электроэнергии ($K=1,1$ для высоковольтных ЭП и $K=1,15$ для низковольтных).

$$W_{\text{см} \text{ Э1}} = W_{\text{см} \text{ Э2}} = W_{\text{см} \text{ Э3}} = 1,1 \cdot 0,51 \cdot 8000 = 4488 \text{ кВт} \times \text{ч}$$

Для насоса:

$$W_{\text{см}} = K \cdot \omega_{\text{в}} \cdot \Pi \cdot H, \text{ кВт} \times \text{ч} \quad (10.9)$$

где, H – высота подъема, м.

$$W_{\text{см}} = 1,15 \cdot 0,005 \cdot 900 \cdot 200 = 1035 \text{ кВт} \times \text{ч}$$

Для бурового станка:

$$W_{\text{см}} = 1,15 \cdot 11,19 \cdot 80 = 1029,5 \text{ кВт} \times \text{ч} \quad (10.10)$$

10.2.6 Определение среднесменной активной мощности

Среднесменные активные мощности определяем по формуле:

$$P_{\text{см}} = \frac{W_{\text{см}}}{t_{\text{см}}}, \text{ кВт}, \quad (10.11)$$

где $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, 12 час.

- экскаваторы:

$$P_{\text{см}} = \frac{4488}{12} = 374 \text{ кВт}$$

- буровые станки:

$$P_{\text{см.}} = \frac{1029,5}{12} = 85,8 \text{ кВт}$$

- насосы:

$$P_{\text{см.}} = \frac{1035}{12} = 86,2 \text{ кВт}$$

Осветительную нагрузку определяем по коэффициенту использования:

$$P_{\text{см.осв}} = K \cdot K_{\text{и}} \cdot P_{\text{л}}, \text{ кВт} \quad (10.12)$$

где K – коэффициент потерь э/э;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент использования для наружного освещения;

$K_{\text{и}}=0,4-0,5$;

$P_{\text{л}}$ – мощность лампы.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		119

$$P_{см.осв} = 1,15 \cdot 0,5 \cdot 20 = 11,5 \text{ кВт}$$

Определяем среднесменные реактивные мощности:

$$Q_{см} = P_{см} \cdot \operatorname{tg} \varphi, \text{кВАр} \quad (10.13)$$

$$Q_{см \text{ Э1}} = Q_{см \text{ Э2}} = Q_{см \text{ Э3}} = 374 \cdot (-0,48) = -179,5 \text{ кВАр}$$

$$Q_{см \text{ Б1}} = Q_{см \text{ Б2}} = 85,8 \cdot (1,02) = 87,5 \text{кВАр}$$

$$Q_{см \text{ Н1}} = Q_{см \text{ Н2}} = 86,2 \cdot (0,48) = 41,4 \text{кВАр}$$

Расчётные данные сводим в таблицу.

Таблица 10.4 - Определение расчётной среднесменной нагрузки участка.

Наименование эл.приёмников	Кол-во, шт	ω_i	Π_i	$W_{см},$ кВтч	$P_{см},$ кВт	$\cos\varphi/tg\varphi$	$Q_{см},$ кВАр	$P_{см},$ кВт	$Q_{см},$ кВАр
Р&Н-2300	3	0,51	6000	4488	374	0,9опер/ -0,48	-179,5	1122	-538,5
ЗСБШ-200-60	2	11,19	80	1029, 5	85,8	0,7/1,02	87,5	171,6	175
ДКсТ	1	-	-	-	11,5	1/0	0	23	0
Насос 10У-5	2	0,005	900	1035	86,4	0,9/0,48	41,4	172,8	82,8
ИТОГО								1489,4	-280,7

10.2.7 Расчётная активная и реактивная мощность

Расчётную активную и реактивную мощность определяем по формулам:

$$P_p = K_M \cdot P_{см}, \text{кВт} \quad (10.14)$$

где K_M - коэффициент максимума активной мощности, зависящий от продолжительности смены $K_M = 1,49$ при $t_{см} = 12$ час.

$$P_p = 1,49 \cdot 1409,4 = 2100 \text{ кВт}$$

$$Q_p = K_{MP} \cdot Q_{см}, \text{кВАр} \quad (10.15)$$

где K_{MP} - это коэффициент максимума реактивной мощности, равный 1,1 независимо от продолжительности смены.

$$Q_p = 1,1 \cdot (-280,7) = -308,7 \text{кВАр}$$

$$S_p = \sqrt{(P_p^2 + Q_p^2)} = \sqrt{(2100)^2 + (-308,7)^2} = 2122,5 \text{кВА} \quad (10.16)$$

10.2.8 Выбор U_H , питающих участков линий

$$U_H = 16 \cdot \sqrt[4]{P \cdot L}, \text{кВ} \quad (10.17)$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		120

где P – потребляемая активная мощность участка, мВт;

L – длина линий, км, принимаем $L = 5$ км.

$$U_H = 16 \cdot \sqrt[4]{(2,1 \cdot 5)} = 26,7 \text{ кВ}$$

Принимаем $U_H = 35$ кВ.

10.2.9 Выбор мощности трансформатора на ГПП участка

На выбор числа трансформаторов влияет категория потреблений по надежности электроснабжения. Выбираем на ГПП один трансформатор т.к. второй насос запитан не только от ГПП участка, но и от подстанции другого участка разреза.

Для подстанции мощность силового трансформатора определяем по формуле:

$$S_{нт} = K_{см} \cdot S_p, \text{ кВА} \quad (10.18)$$

где $K_{см}$ – коэффициент совмещения тах, равный 0,9.

$$S_{нт} = 0,9 \cdot 2122,5 = 1910,25 \text{ кВА}$$

Выбираем трансформатор с $S_{нт} = 2500$ кВА (ПКТП-2500/ 35/ 6).

Паспортные характеристики трансформатора ТМН – 2500/35: $S_{нт} = 2500$ кВА, $U_{НВ} = 35$ кВ, $U_{НН} = 6$ кВ, $P_K = 25$ кВт, $U_K = 5,5\%$.

10.2.10 Выбор сечения питающих участков линий

Для питающих линий выбираем сталеалюминевый провод марки АС.

Ток расчётный нормального режима работы:

$$I_{рн} = \frac{S_p}{\sqrt{3}U_H}, \text{ А} \quad (10.19)$$

$$I_{рн} = \frac{2122,5}{\sqrt{3} \cdot 35} = 35 \text{ А}$$

Выбор сечения по допустимому нагреву:

$$I_{РА} \leq I_{доп}$$

$$\text{АС-25 с } I_{доп} = 142 \text{ А} > 35 \text{ А.}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.10.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		121

Выбираем экономическое сечение:

$$S_{\text{э}} = \frac{I_{\text{рн}}}{J_{\text{э}}}, \text{ мм}^2 \quad (10.20)$$

где $J_{\text{э}}$ – экономическая плотность тока, А/мм², выбираем $J_{\text{э}} = 1,0$.

$$S_{\text{э}} = \frac{35}{1,0} = 35 \text{ мм}^2$$

Выбираем ближайшее стандартное сечение АС-35.

Окончательно выбираем провод АС-3(1×35).

10.2.11 Выбор схемы электроснабжения потребителей участка

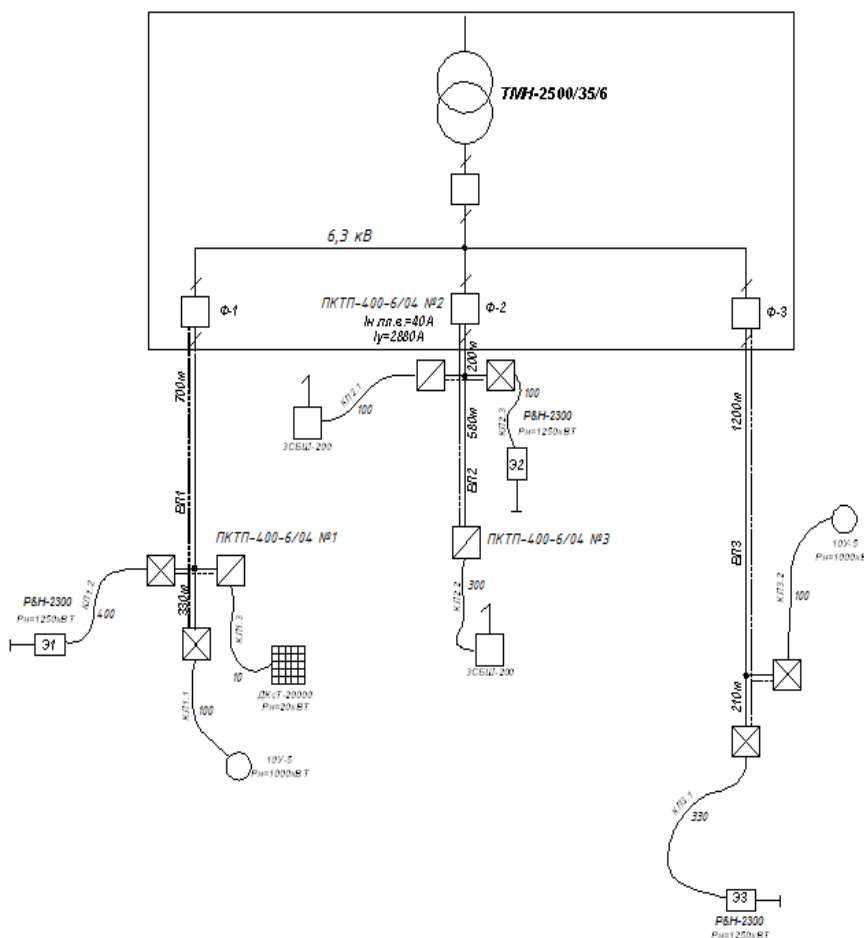


Рисунок 10.1 - Схема электроснабжения потребителей участка

11 Охрана труда и промышленная безопасность

11.1 Перечень опасных и вредных производственных факторов, аварий. Общие меры по управлению безопасностью труда и промышленной безопасностью.

Перечень опасных и вредных производственных факторов (ГОСТ 12.0.0003-74) проявление которых возможно в условиях проектируемого разреза «Заречный» приведен в таблице 11.[14]

Таблица 11 - Перечень опасных и вредных производственных факторов (ГОСТ 12.0.0003-74)

ОПФ	ВПФ
1. Обрушение горных пород и оползни	1. Вредные газы
2. Падение предметов	2. Метеоусловия (давление, влажность, температура)
3. Падение человека	3. Шум
4. Поражение электрическим током	4. Вибрация
5. Силовое воздействие взрыва	5. Пыль
6. Термический ожог	6. Недостаточная освещенность
7. Химический ожог	
8. Обморожение	
9. Машины и механизмы	
10. Транспортные средства	
11. Удушье, отравляющие вещества	

11.2 Меры по предотвращению опасных производственных факторов

Перечень мер по предотвращению опасных производственных факторов приведен в таблице 11.1.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>		<i>Куковьякина Н.И.</i>			<i>11 Охрана труда и промышленная безопасность.</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>		<i>Холодкина А.Е.</i>				<i>у</i>	<i>123</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>				<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Н.Контр.</i>		<i>Мартьянов В.Л.</i>						
<i>Зав Кафедрой</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						

Таблица 11.1 – Меры по предотвращению опасных факторов

ОПФ	Основные меры по предотвращению фактора	Раздел, в котором предусмотрены меры
1. Обрушение горных пород и оползни	Угол откоса уступа составляет 75°, производить оборку козырьков и навесей, не располагать оборудование в пределах призмы возможного обрушения, оставлять бермы безопасности	52
2. Падение предметов	Не подходить близко к движущемуся транспорту, не стоять под грузом, обходить места возможного обрушения, пользоваться предохранительными средствами	42
3. Падение человека	Устройство лестниц на бортах, поддерживающих устройств, предохранительные пояса, освещение опасных мест	40
4. Поражение электрическим током	-при обслуживании электроустановок должны применяться защитные средства;	492
	-плавкие вставки должны быть опробованы заводом-изготовителем;	498
	-должно иметься общее заземление	509
5. Силовое воздействие взрыва	- определение радиуса опасной зоны; - устройство укрытий для взрывников на время взрывных работ; - выставление постов охраны; - утвержденный проект массового взрыва	12
6. Термический и химический ожоги	- выполнение противопожарных мер;	178
	- вести контроль;	200
	- ограждающие устройства	203
7. Обморожение	- устройство на горных работах передвижных вагончиков; - установка на оборудовании электрообогревателей	201
8. Машины и механизмы	- устройство ограждений;	206
	- не находиться в радиусе действия ковша и поворотной платформы	225
9. Транспортные средства	- автомобильные дороги должны регулярно очищаться от просыпей;	427
	- транспортные средства должны быть в технически исправном состоянии;	429
	- параметры автодорог должны соответствовать ПТЭ автотранспорта и СНиП	423
10. Удушье, отравляющие вещества	- проветривание после массового взрыва	12

Перечень аварий и меры по их предупреждению приведены в таблице 11.2.

Таблица 11.2 - Перечень аварий и меры по их предупреждению

Аварии	Меры по предотвращению
Разрушение сооружений: –борт; –рабочий уступ; –породный отвал.	Угол наклона борта определяется проектом; Угол рабочего уступа согласна проекта; Отвал отсыпается по проекту послойно.
Разрушение технических устройств: экскаваторов, буровых станов, бульдозеров	При возникновении опасности обрушения или сползания борта прекратить работу и отогнать оборудование.
Неконтролируемый взрыв	Согласно ЕПБ при взрывных работах, при транспортировке, хранении и изготовлении ВВ.
Выброс опасных веществ	После массового взрыва проветривать; контроль выбросов от автотранспорта, проводить замер СО на угольных складах.

11.2.1 Меры безопасности при работе с ВМ

При производстве ВР необходимо проводить мероприятия по обеспечению безопасности персонала взрывных работ, предупреждению отравлений людей пылью ВВ и ядовитыми продуктами взрывов. Применяемые взрывчатые вещества являются взрывопожароопасными веществами. В пылевидном состоянии - токсичны. Токсичность обусловлена токсичностью компонентов, входящих в рецептуру.

При зарядении ВВ выделяется взрывоопасная тротиловая пыль. Тротил способен попадать в организм человека через непосредственно кожу, вызывая заболевания печени (гепатит), профессиональную катаракту.

Аммиачная селитра, входящая в состав ВВ, оказывает раздражающее действие на слизистую оболочку органов дыхания и пищеварения. Предельно допустимая концентрация: тротиловой пыли в воздухе - 1 мг/м^3 , аммиачной селитры - 10 мг/м^3 . Поэтому при работе с ВВ следует применять индивидуальные средства

защиты (респираторы типа У-2К, Ф-62Ш, РУ-60М) и спецодежду, а также соблюдать меры личной гигиены.

11.2.2 Организация работ при ликвидации отказавших зарядов

Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по причине технического характера (неустранимые нарушения взрывной сети и т.д.) они рассматриваются как отказы.

Каждый отказ должен быть записан в журнал регистрации отказов при взрывных работах. При обнаружении отказавших зарядов (или при подозрении на него) взрывник должен выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда и уведомить об этом лицо технического надзора, предупредить всех лиц, работающих в районе отказа о прекращении ведения каких-либо работ в месте отказа.

До прибытия лица горного надзора участка машинист экскаватора и его помощник осуществляют контроль за прекращением ведения каких-либо работ и вывод горно-транспортного оборудования из 50 метровой, опасной зоны.

Работы, связанные с ликвидацией отказов должны проводиться под руководством лица технического надзора в соответствии с инструкцией, утвержденной руководителем предприятия по согласованию с органом госгортехнадзора.

В местах отказов запрещаются какие-либо производственные процессы, не связанные с их ликвидацией.

Ликвидация зарядов, отказавших при массовых взрывах, проводится по проектам, утвержденными в установленном порядке.

11.2.3 Предупреждение отказов СИ

Отказы СВ в основном связаны с дефектами электродетонаторов и детонирующего шнура:

- металлические гильзы электродетонаторов не должны иметь трещин;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		126

- детонирующий шнур не должен иметь переломов, нарушений целостности оболочки, переломов, утончения и утолщения.

Для предупреждения отказов необходимо соблюдать следующие условия:

1. ДШ должен быть соединен с ЭД в накладку на расстоянии 10 - 15 см от конца шнура. Соединение детонирующих шнуров в накладку должно быть сделано на длине не менее 10-15 см, или морским узлом, при этом шнуры должны плотно прилегать друг к другу.

2. Магистральный шнур укладывается вдоль линии зарядов. Шнуры ответвления должны присоединяться к магистральному шнуру так, чтобы ответвление совпадало с направлением детонации.

3. При прокладке сетей из ДШ допускать скруток шнура. При взаимном пересечении шнуров между ними должна быть помещена прокладка из грунта или дерева.

4. При глубине скважины более 15 м обязательно дублирование сети ДШ (СИНВ).

При температуре воздуха $+30^{\circ}\text{C}$ и выше детонирующий шнур необходимо укрывать от воздействия на него прямых солнечных лучей. При монтаже схем

взрывной сети расстояния между секциями ответвлениями ДШ должно быть не менее 1 м.

5. При использовании СИНВ:

к работе с устройствами допускаются лица, имеющие «Единую книжку взрывника или мастера – взрывника»;

запрещается производить разборку устройств, сращивание волноводов;

при монтаже взрывной сети к каждому капсюлю – детонатору с замедлением устройства с помощью соединителя может быть подсоединено до 6 волноводов иницируемых устройств, не более 3-х волноводов в один пазу;

свободные концы иницируемых волноводов, выходящие из соединителя, для исключения их разъединения должны быть завязаны в узлы;

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		127

присоединения волноводов к соединителю осуществляется путём вставки волноводов в пазы со щелчком защелки соединителя при этом защелка возвратится в исходное положение. Волновод (волноводы) должен находиться в пазах соединителя прилегающих к капсуль – детонатору.

11.3 Меры по предотвращению вредных производственных факторов

Основными вредными факторами окружающей среды, определяющими формирование профессиональной заболеваемости в угольной промышленности, являются пыль различного состава, шум, вибрация и неблагоприятный микроклимат. Высокие концентрации пыли и длительный контакт с ними приводят к развитию наиболее тяжелых профессиональных заболеваний (пневмокониозы, пылевой бронхит) с высокой инвалидизацией и преждевременной смертью работающих.

Воздействие высоких уровней шума приводит к развитию профессиональной тугоухости, а также к развитию шумовой болезни.

Высокие уровни вибрации, передающейся на человека, приводят к возникновению вибрационной болезни - тяжелого профессионального заболевания, которое резко обостряется при местном охлаждении организма.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		128

Таблица 11.3 - Вредные производственные факторы и меры по их предотвращению

ВПФ	Основные меры по предотвращению фактора	Раздел проекта
1. Вредные газы	Применение на автотранспорте нейтрализаторов выхлопных газов. Установка местного проветривания.	1.Вспомогательные работы (9)
2. Метеоусловия	- устройство водоотводных канав; - оборудование рабочих мест обогревателями.	1.Вспомогательные работы (9),7.2
3. Шум	Для снижения механического шума применяются. 1. Бесшумные машины и механизмы. 2. Эластичные муфты. 3. Своевременная и полноценная смазка. 4. Глушители: реактивные, активные и комбинированные. 5. Обеспечение рабочих мест средствами защиты от шума	1.Выбор и эксплуатация горного оборудования (7) 2.Вспомогательные работы (9)
4. Вибрация	1.Применяются виброгасящие прокладки из эластичного материала. 2. Кнопочное управления механизмами. 3. Дистанционное управления механизмами. 4. В целях предупреждения у рабочих вибрационной болезни проводят комплекс профилактических мероприятий.	1.Выбор и эксплуатация горного оборудования (7)
5. Пыль	1.Увлажнение угольных и породных забоев, автомобильных дорог, перегрузочных пунктов. 2. Обеспечивание рабочих средствами индивидуальной защиты (респираторами)	1.Система разработки(5) 2.Вспомогательные работы (9)
6. Недостаточная освещенность	Обеспечивать освещение рабочих мест в соответствии с ПБ ОР	1.Электроснабжение карьера (10)

11.4 Проветривание карьера

11.4.1 Определение параметров естественного проветривания

а) Строим характерные профили, совпадающие с ветром расчетного направления (G-G; H-H; I-I; J-J; K-K; L-L; M-M; N-N; O-O; P-P)

б) На профили под углом 15° наносим линии внешней границы свободной турбулентной струи, возникающей в i-м направлении ветра и противоположном ему. Определяются точки встречи границы струи с соответствующим бортом или дном карьера (точки $C_g, C_{g_i}; \dots C_p, C_{p_i}$);

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		129

в) Определяем среднюю глубину разреза для этапа отработки его, когда возникает зона рециркуляции

$$H_{\text{ср.}} = \frac{1}{n} \cdot (H_{\text{гр.г}} + \dots + H_{\text{гр.п}}), \text{ м}, \quad (11.4.1)$$

где, $H_{\text{гр.}}$ – среднее значение глубины расположения точки встречи внешней границы струи с бортом или дном карьера при взаимно противоположных направлениях, м (рис.11.2);

$$H_{\text{гр.}} = \frac{(H_{\text{гр.1}} + H_{\text{гр.2}})}{2}, \text{ м}, \quad (11.4.2)$$

где $H_{\text{гр.1}}$, $H_{\text{гр.2}}$ - глубина расположения соответственно точек C_1 и C_2 , м

$$H_{\text{гр.г}} = \frac{(30+30)}{2} = 30 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(60+60)}{2} = 60 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(90+90)}{2} = 90 \text{ м};$$

$$H_{\text{гр.г}} = \frac{(120+120)}{2} = 120 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(120+150)}{2} = 135 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(100+110)}{2} = 105 \text{ м};$$

$$H_{\text{гр.г}} = \frac{(110+120)}{2} = 115 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(90+90)}{2} = 90 \text{ м}; \quad H_{\text{гр.г}} = \frac{(60+60)}{2} = 60 \text{ м};$$

$$H_{\text{гр.г}} = \frac{(30+30)}{2} = 30 \text{ м}.$$

$$H_{\text{ср.}} = \frac{1}{10} \cdot (30 + 60 + 90 + 120 + 135 + 105 + 115 + 90 + 60 + 30) = 83,5 \text{ м}$$

з) Определяем среднее значение абсциссы точки встречи внешней границы струи i -го направления с дном или бортом карьера

$$X_{\text{ср.}} = \frac{0 + X_{\text{с.г}} + \dots + X_{\text{с.п}} + 0}{n + 2}, \text{ м}, \quad (11.4.3)$$

где, 0 , $X_{\text{с.г}}$, $X_{\text{с.п}}$ – значения абсциссы соответственно 0 , 1 , ..., n -го профилей, м;

$n+2$ – число профилей включая и нулевые.

$$X_{\text{ср.}} = \frac{0 + 130 + 210 + 340 + 430 + 440 + 350 + 380 + 340 + 210 + 130 + 0}{10 + 2} = 246,7 \text{ м}.$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		130

11.4.2 Определение баланса вредностей в атмосфере разреза

а) Определяется баланс поступления вредностей от внутренних источников

$$G_{\text{общ}} = \sum G_{\text{л}} + \sum G_{\text{т}}, \text{ г/с}, \quad (11.4.4)$$

где, $G_{\text{л}}$, $G_{\text{т}}$ – интенсивность выделения одноименных вредностей линейными (автосамосвалами на дорогах) и точечными источниками (буровыми станками и экскаваторами), расположенными в зоне рециркуляции, то есть работающими на i борту карьера, мг/с;

$$\sum G = n_1 \cdot k_{o1} \cdot q_1 + \dots + n_n \cdot k_{on} \cdot q_n, \quad (11.4.5)$$

где n_1, \dots, n_n – число горных машин соответствующего типа, шт.;

k_{o1}, \dots, k_{on} , – коэффициенты одновременности работы источников данного типа;

q_1, \dots, q_n – интенсивность выделения вредностей источниками данного типа, мг/с.

Интенсивность выделения пыли буровыми станками G_n^{β} , экскаваторами $G_n^{\beta_2}$ и автомобилями $G_n^{\alpha_2}$ определится:

$$G_n^{\beta} = n^{\beta} \cdot k_o^{\beta} \cdot q^{\beta}, \quad G_n^{\beta_2} = n^{\beta_2} \cdot k_o^{\beta_2} \cdot q^{\beta_2}, \quad G_n^{\alpha_2} = n^{\alpha_2} \cdot k_o^{\alpha_2} \cdot q^{\alpha_2}, \quad (11.4.6)$$

где, n^{β} , n^{β_2} , n^{α_2} – число буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов, находящихся в зоне рециркуляции шт.;

q^{β} , q^{β_2} , q^{α} – интенсивность выделения пыли буровым станком, экскаватором, автосамосвалом мг/с;

k_o^{β} , $k_o^{\beta_2}$, $k_o^{\alpha_2}$ – коэффициент одновременной работы бурстанков, экскаваторов, автосамосвалов с постоянной интенсивностью выделения пыли

$$k_o^{\beta} = \frac{n_p^{\beta}}{n^{\beta}} = \frac{1}{1} = 1, \quad k_o^{\beta_2} = \frac{n_p^{\beta_2}}{n^{\beta_2}} = \frac{2}{3} = 0,7, \quad k_o^{\alpha} = \frac{n_p^{\alpha_2}}{n^{\alpha_2}} = \frac{4}{8} = 0,5. \quad (11.4.7)$$

где, n_p^{β} , $n_p^{\beta_2}$, $n_p^{\alpha_2}$ – число работающих буровых станков, экскаваторов,

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
						131
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

автосамосвалов, шт.

$$G_n^{\delta} = 1 \cdot 1 \cdot 0,08 = 0,08 \text{ г/с}, \quad G_n^{\text{з}_2} = 3 \cdot 0,7 \cdot 1 = 2,1 \text{ г/с}, \quad G_n^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,5 \cdot 3,5 = 14 \text{ г/с}.$$

Суммарная интенсивность поступления пыли от внутренних источников определится:

$$G_{\text{общ}} = G_n^{\delta} + G_n^{\text{з}_2} + G_n^{\alpha_2} = 0,08 + 2,1 + 14 = 16,8 \text{ г/с}. \quad (11.4.8)$$

Интенсивность поступления вредных газов от автосамосвалов в зону рециркуляции карьера

$$G_r^{\alpha_2} = n_{\alpha_2} \cdot \kappa_{\text{ог}}^{\alpha_2} \cdot q_0, \quad (11.4.9)$$

где, q_0 – интенсивность выделения вредных газов автосамосвалами, работающими под нагрузкой, мг/с

$$\kappa_{\text{ог}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{n_p^{\alpha_2} \cdot (q_0 - q_x)}{n_{\alpha_2} \cdot q_0}, \quad (11.4.10)$$

где, $\kappa_{\text{ог}}^{\alpha_2}$ – коэффициент одновременной работы автосамосвалов с переменной интенсивностью выделения вредных газов;

q_x – интенсивность выделения вредных газов автосамосвалами, работающими на холостом ходу, мг/с.

по окиси углерода:

$$\kappa_{\text{о}_\text{co}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,264 - 0,132)}{8 \cdot 0,264} = 0,75, \quad G_{\text{co}}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,75 \cdot 0,264 = 1,58 \text{ г/с}.$$

по окислам азота:

$$\kappa_{\text{о}_\text{no}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,039 - 0,031)}{8 \cdot 0,039} = 0,9, \quad G_{\text{no}}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,9 \cdot 0,039 = 0,28 \text{ г/с}.$$

по акролеину:

$$\kappa_{\text{о}_\text{акр.}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,018 - 0,011)}{8 \cdot 0,018} = 0,81, \quad G_{\text{акр.}}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,81 \cdot 0,018 = 0,11 \text{ г/с}.$$

Поскольку других внутренних источников выделения вредных газов нет, то суммарная интенсивность вредных газов составит:

$$G_{\text{общ.co}} = G_{\text{co}}^{\alpha_2} = 1,58 \text{ г/с}; \quad G_{\text{общ.no}} = G_{\text{no}}^{\alpha_2} = 0,28 \text{ г/с}; \quad G_{\text{общ.акр.}} = G_{\text{акр.}}^{\alpha_2} = 0,11 \text{ г/с}.$$

Для получения общей интенсивности поступления вредностей надо рассчитать интенсивность выделения вредностей от внешних источников:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		132

б) Определяется баланс поступления вредностей от внешних источников

$$G_{\text{общ}} = \sum m_1 \cdot G_{\text{л}} + \sum m_2 \cdot G_{\text{т}} + \sum m_3 \cdot G_{\text{тв}}, \quad (11.4.11)$$

где $G_{\text{л}}$, $G_{\text{т}}$, $G_{\text{тв}}$ – интенсивность выделения вредностей линейными (автосамосвалами), точечными (экскаваторами) и точечными на высоте (труба) внешними источниками, мг/с;

Интенсивность поступления в карьер пыли, выделяемой автосамосвалами движущимися по дороге вдоль i -го борта:

$$G_n^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{\alpha_1}; \quad (11.4.12)$$

где, n_{α_1} – количество автосамосвалов, шт.;

$k_o^{\alpha_1}$ – коэффициент одновременности работы;

m_1 – коэффициент заноса вредностей выделяющихся при движении автосамосвалов в зону рециркуляции карьера. Определяется по графику.

q_{α_1} – интенсивность выделения пыли автосамосвалом, мг/с.

$$G_n^{\alpha_1} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 3 = 17,3 \text{ г/с.}$$

Суммарная интенсивность источников поступления вредных газов равна

$$G_n^{\text{общ}} = G_n^{\alpha_1} = 17,3 \text{ г/с}$$

Интенсивность поступления в зону рециркуляции карьера вредных газов от автосамосвалов

$$G_r^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_o, \quad (11.4.13)$$

по окиси углерода: $G_{\text{co}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{\text{оco}} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,264 = 1,52 \text{ г/с};$

по окислам азота: $G_{\text{но}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{\text{оно}} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,039 = 0,2 \text{ г/с};$

по акролеину: $G_{\text{акр}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{\text{оакр}} = 20 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,018 = 0,1 \text{ г/с.}$

Суммарная интенсивность вредных газов, поступающих в зону рециркуляции карьера от внешних источников равна:

по окиси углерода: $G_{\text{co}}^{\text{общ}} = G_{\text{co}}^{\alpha_1} = 1,52 \text{ г/с}$

по окислам азота: $G_{\text{но}}^{\text{общ}} = G_{\text{но}}^{\alpha_1} = 0,2 \text{ г/с}$

по акролеину: $G_{\text{акр}}^{\text{общ}} = G_{\text{акр}}^{\alpha_1} = 0,1 \text{ г/с.}$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		133

Баланс поступления вредных примесей в зону рециркуляции карьера от внутренних и внешних источников:

$$G_{\text{общ}} = G_{\text{общ}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ}}^{\text{внеш.}} ; \quad (11.4.14)$$

$$\text{по пыли: } G_{\text{общ}} = G_{\text{общ.п}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ.п}}^{\text{внеш.}} = 16,8 + 17,3 = 34,1 \text{ г/с,}$$

где, $G_{\text{общ.п}}^{\text{внутр.}}, G_{\text{общ.п}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления пыли от внутренних и внешних источников, мг/с;

$$\text{по окиси углерода: } G_{\text{общ}} = G_{\text{общ.со}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ.со}}^{\text{внеш.}} = 1,58 + 1,52 = 3,1 \text{ г/с,}$$

где, $G_{\text{общ.со}}^{\text{внутр.}}, G_{\text{общ.со}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления окиси углерода от внутренних и внешних источников, мг/с;

$$\text{по окислам азота: } G_{\text{общ}} = G_{\text{общ.но}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ.но}}^{\text{внеш.}} = 0,28 + 0,2 = 0,48 \text{ г/с,}$$

где, $G_{\text{общ.но}}^{\text{внутр.}}, G_{\text{общ.но}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления окисла азота от внутренних и внешних источников, мг/с;

$$\text{по акролеину: } G_{\text{общ}} = G_{\text{общ.акр.}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ.акр.}}^{\text{внеш.}} = 0,11 + 0,1 = 0,21 \text{ г/с,}$$

где, $G_{\text{общ.акр.}}^{\text{внутр.}}, G_{\text{общ.акр.}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления акролеина от внутренних и внешних источников, мг/с.

11.4.3 Определение уровня загрязнения атмосферы карьер

Глубокая часть карьера проветривается по рециркуляционной схеме. Фоновая концентрация не учитывается, поэтому уровень загрязнения атмосферы составит:

а) концентрация пыли в зоне рециркуляции:

$$C_p^n = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ.п}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 68150}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 1,96 \text{ мг/м}^3, \quad (11.4.15)$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C_p^n = \frac{15 \cdot G_{\text{общ.п}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 68150}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,85 \text{ мг/м}^3, \quad (11.4.16)$$

где L_1 – длина зоны рециркуляции, м;

U_1 – скорость ветра в расчетном направлении, м/с

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
						134
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Сравниваем уровень загрязнения $C_p^п$ и $C^п$ с ПДК пыли при содержании в ней 10% SiO_2 ($C_d^п=2$ мг/м³); $C_p^п < C_d^п$, $C^п < C_d^п$.

б) концентрация окиси углерода:

$$C_p^{CO} = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ}}^{CO}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,77 \text{ мг/м}^3,$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C^{CO} = \frac{15 \cdot G_{\text{общ}}^{CO}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,35 \text{ мг/м}^3.$$

Сравниваем уровень загрязнения C_p^{CO} и C^{CO} с ПДК окиси углерода ($C_d^{CO} = 20$ мг/м³); $C_p^{CO} < C_d^{CO}$, $C^{CO} < C_d^{CO}$.

в) концентрация окислов азота:

$$C_p^{NO} = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ}}^{NO}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 740}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,03 \text{ мг/м}^3,$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C^{NO} = \frac{15 \cdot G_{\text{общ}}^{NO}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 740}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,01 \text{ мг/м}^3.$$

Сравниваем уровень загрязнения C_p^{NO} и C^{NO} с ПДК окис ($C_d^{NO} = 5$ мг/м³); $C_p^{NO} < C_d^{NO}$, $C^{NO} < C_d^{NO}$.

г) концентрация акролеина:

$$C_p^{\text{акр}} = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ}}^{\text{акр}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 310}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,01 \text{ мг/м}^3,$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C^{\text{акр}} = \frac{15 \cdot G_{\text{общ}}^{\text{акр}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 310}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,006 \text{ мг/м}^3.$$

Сравниваем уровень загрязнения $C_p^{\text{акр}}$ и $C^{\text{акр}}$ с ПДК акролеина ($C_d^{\text{акр}} = 0,2$ мг/м³); $C_p^{\text{акр}} < C_d^{\text{акр}}$, $C^{\text{акр}} < C_d^{\text{акр}}$.

Так как превышение ПДК по всем ингредиентам отсутствует, то нет необходимость в искусственном проветривании.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
						135
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

11.5 Противопожарная защита

На АО «СУЭК-Кузбасс» «Разрез Заречный» ответственность за противопожарную безопасность несет руководитель предприятия. Согласно «Типовых и ведомственных правил пожарной безопасности» приказом по разрезу назначаются лица, ответственные за организацию противопожарной безопасности в службах, цехах и на участках.

Так как угли склонны к самовозгоранию, по степени пожароопасности, которая определяется объективными факторами (угол падения пласта, крепость угля, время обнажения угольного пласта, наличие геологических нарушений, способ отработки угольных пластов, способ взрывания, тип выемочного оборудования, климатические факторы) и субъективными факторами (чистота зачистки всех элементов уступа), разрез «Киселевский» относится к III категории пожароопасности.

Согласно установленной категории пожароопасности на разрезе должны быть предусмотрены следующие обязательные мероприятия:

- своевременное обнаружение очагов самонагревания визуальными наблюдениями и инструментальными замерами в потенциально пожароопасных местах;
- устранение технологическими способами условий возникновения очагов самонагревания;
- профилактика потенциально пожароопасных участков поверхностной обработкой антипирогенами;
- изоляция инертной породой горной массы, содержащей горючие материалы, на внутренних и внешних отвалах;
- тушение пожаров поверхностной обработкой водой и антипирогенами с последующей отгрузкой охлажденного угля;

Интенсивность и места возникновения очагов эндогенных пожаров на разрезе определяются воздействием большого числа пожароопасных факторов, которые можно разделить на три группы: горно-геологические, горнотехнические и метеорологические.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		136

Воздействие горно-геологических, метеорологических и части горнотехнических факторов является неизбежным в условиях разреза. Другая часть горнотехнических факторов является следствием различных нарушений, допускаемых при выполнении отдельных технологических процессов.

К ним относятся такие факторы, как необоснованное вскрытие новых участков или пластов, несвоевременное обновление угольных уступов, оставление предохранительных берм шириной, недостаточной для выполнения профилактических работ, нарушение технологии ведения взрывных работ. Эти факторы должны устраняться путем соблюдения комплекса требований, предъявляемых к технологическим процессам согласно ЕПБ [6]. Мероприятия по устранению условий самовозгорания сводятся:

- к выполнению добычных и вскрышных работ в соответствии с календарным планом по технологическим схемам ведения горных работ, предусмотренным настоящим проектом;
- к недопущению или устранению нарушений целостности угольного массива и образования породо-угольных скоплений.

В настоящее время на разрезах практически единственным способом борьбы с эндогенными пожарами является вырезка очага бульдозером (при возникновении пожара в породо-угольном скоплении) или экскаватором (при возникновении пожара в угольном уступе).

В случае возникновения эндогенного пожара на разрезе должно быть осуществлено охлаждение очага пожара путем орошения водой и вырезка очага имеющимся горным оборудованием.

Тушение пожаров и огнезащита с использованием антипирогенов должны осуществляться на разрезах IV-VI категорий пожароопасности в качестве дополнительных мер. Так как, разрез «Заречный» относится к III категории пожароопасности, то разработка дополнительных мер по тушению пожаров не требуется.

Смазочные и обтирочные материалы на рабочих местах предусмотрено хранить в закрытых, огнестойких сосудах.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		137

Для тушения пожаров возникающих от возгорания горючих жидкостей, электрических кабелей, масла в трансформаторах и других электрических установках предусмотрено применять песок и огнетушители.

Для помещений и наружных технологических установок категории А, Б и В по взрывопожарной и пожарной опасности запас песка в ящиках должен быть не менее $0,5\text{ м}^3$ на каждые 500 м^2 защищаемой площади, а для помещений и наружных технологических установок категории Г и Д не менее $0,5\text{ м}^3$ на каждую 1000 м^2 защищаемой площади.

Для предупреждения пожаров и загазованности атмосферы на разрезе «Киселевский» предусмотрено проводить профилактические мероприятия:

а) систематически обрабатывать фронт горных работ, обрабатывая уголь склонный к самовозгоранию;

б) не допускать вскрытие запожаренных участков без подавления очагов горения;

в) отгружать уголь с резервных складов в первую очередь с участков представляющих опасность возгорания угля;

г) вмещающие породы, смешанные с углями или угольными прослойками удалять на отвал до их самовозгорания.

Для тушения пожаров, возникающих от возгорания горючих жидкостей, электрических кабелей, масла в платформах и трансформаторах и других электрических установок предусмотрено применять песок и огнетушители.

С целью противопожарной профилактики на разрезе «Киселевский» производится обортовка откосов угольных уступов и очистка подошвы от угольной мелочи: некондиционный уголь и породные прослойки с примесью угля увозятся за пределы пластов. Все механизмы на участке должны быть оснащены исправными огнетушителями и ящиками с песком. Смазочные материалы на рабочих местах должны храниться в закрытых помещениях. При выполнении сварочных работ все легковоспламеняющиеся материалы должны быть убраны с места производства работ. У места ведения сварочных работ

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		138

должно находиться не менее двух исправных огнетушителей. Запрещается хранение на экскаваторах бензина и других легковоспламеняющихся веществ.

Категорически запрещается использование открытого огня и паяльных ламп для разогрева масел и воды, а также легковоспламеняющихся веществ и предметов.

Для обеспечения водой должен устраиваться пожарный водопровод, объединенный с хозяйственно-питьевым или производственным водопроводом.

В систему производственно-пожарного водопровода входят: водозаборные сооружения, здания насосной станции, резервуары с чистой водой, водонапорные башни, наружная и внутренняя водопроводная сеть.

Каждые отдельные объекты должны быть оборудованы противопожарными устройствами в соответствии с проектом, согласованным с ВГСЕ.

Для предотвращения пожара в помещениях предусмотрены следующие мероприятия:

а) вентиляция отдельными системами, не связанными с другими помещениями.

б) воздуховоды и вентиляционные системы, транспортирующие взрывопожарные смеси заземляются;

в) проектом предусмотрено отключение вентиляционной системы на случай пожара;

г) подача воды в любую точку здания путём монтажа пожарного водовода.

Главным средством пожаротушения является водопровод и водоём ёмкостью 100м³.

Противопожарная защита разреза и его объектов осуществляется по проекту противопожарной защиты разреза, утвержденному главным инженером предприятия. Проект составляется с учетом «Руководства по

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		139

использованию технологических мероприятий по профилактике и тушению пожаров на разрезах» (М., 1994).

Таблица 11.4 - Категории помещений по взрывопожарной и пожарной опасности (по НПБ 105-95)

Категория помещения	Характеристика веществ и материалов, находящихся в помещении
А - взрывопожароопасная	Горючие газы (ГГ), легковоспламеняющиеся жидкости (ЛВЖ), с температурой вспышки не более 28°С в таком количестве, что могут образовываться взрывоопасные парогазовоздушные смеси, при воспламенении которых развивается расчетное избыточное давление взрыва в помещении, превышающее 5кПа. Вещества и материалы, способные взрываться и гореть при взаимодействии с водой, кислородом воздуха или друг с другом в таком количестве, что расчетное избыточное давление взрыва в помещении превышает 5кПа
Б - взрывопожароопасная	Горючие пыли или волокна, ЛВЖ с температурой вспышки более 28°С, горючие жидкости (ГЖ) в таком количестве, что могут образовываться взрывоопасные пыле- и паровоздушные смеси, при воспламенении которых развивается расчетное избыточное давление взрыва в помещении, превышающее 5кПа.
В1-В4 – пожароопасные	ГЖ и трудногорючие жидкости, твердые и трудногорючие вещества и материалы (в том числе пыли и волокна), вещества и материалы способные при взаимодействии с водой, кислородом воздуха или друг с другом только гореть, при условии, что помещения, в которых они имеются в наличии, не относятся к категориям А или Б
Г	Негорючие вещества и материалы в горячем, раскаленном или расплавленном состоянии, процесс обработки которых сопровождается выделением лучистого тепла, искр, пламени; ГГ и ГЖ и твердые вещества, которые сжигаются или утилизируются в качестве топлива.
Д	Негорючие вещества и материалы в холодном состоянии.

Каждые отдельные объекты должны быть оборудованы противопожарными устройствами в соответствии с проектом, согласованным с ВГСЧ.

Таблица 11.5 - Нормы оснащения помещений переносными
огнетушителями

Категория помещения	Предельная защищаемая площадь, м ²	Класс пожара	Пенные и водные огнетушители вместимостью 10л	Порошковые огнетушители вместимостью, л/ массой огнетушащего вещества, кг			Хладоновые огнетушители вместимостью 2 (3) л	Углекислотные огнетушители вместимостью, л/ массой огнетушащего вещества, кг	
				2/2	5/4	10/9		2/2	5 (8)/3 (5)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
А, Б, В (горючие газы и жидкости)	200	А	2 ++	-	2 +	1 ++	-	-	-
		В	4 +	-	2 +	1 ++	4 +	-	-
		С	-	-	2 +	1 ++	4 +	-	-
		Д	-	-	2 +	1 ++	-	-	-
		(Е)	-	-	2 +	1 ++	-	-	2 ++
В	400	А	2 ++	4 +	2 ++	1 +	-	-	2 +
		Д	-	-	2 +	1 ++	-	-	-
		(Е)	-	-	2 ++	1 +	2 +	4 +	2 ++
Г	800	В	2 +	-	2 ++	1 +	-	-	-
		С	-	4 +	2 ++	1 +	-	-	-
Г, Д	180,0	А	2 ++	4 +	2 ++	1 +	-	-	-
		Д	-	-	2 +	1 ++	-	-	-
		(Е)	-	2 +	2 ++	1 +	2 +	4 +	2 ++
Общественные здания	800	А	4 ++	8 +	4 ++	2 +	-	-	4 +
		Е	-	-	4 ++	2 +	4 +	4 +	2 ++

Помещения, оборудованные автоматическими стационарными установками пожаротушения, обеспечиваются огнетушителями на 50%, исходя из их расчетного количества.

При защите помещений ЭВМ, телефонных станций, архивов и т.д. следует учитывать специфику взаимодействия огнетушащих веществ с защищаемыми оборудованием, изделиями, материалами и т. п. Данные помещения следует оборудовать хладовыми и углекислотными

огнетушителями с учетом предельно допустимой концентрации огнетушащего вещества.

Для предотвращения пожара в помещениях предусмотрены следующие мероприятия:

- вентиляция отдельными системами не связанными с другими помещениями;
- воздуховоды и вентиляционные системы, транспортирующие взрывопожарные смеси заземляются;
- отключение вентиляционной системы на случай пожара;
- подача воды в любую точку здания путем монтажа пожарного водовода;
- не допускать складирования пожароопасных материалов на чердаках и в подвалах зданий и сооружений, не предусмотренных для этих целей.

При возникновении пожара все работы должны быть прекращены, за исключением работ, связанных с ликвидацией пожара.

На пожарную охрану возлагается разработка мероприятий по предупреждению пожаров, проведения профилактической работы, содержания в готовности оборудования и средств тушения, проведения массово-разъяснительной работы, осуществление активной борьбы с пожарами и оказания помощи при стихийных бедствиях.

11.6 План ликвидации аварий

Возможными причинами, способствующими возникновению и развитию аварий и чрезвычайных ситуаций на предприятии, могут являться деформации и оползневые явления на погашаемых рабочих уступах, подтопления нижних горизонтов в период сверхнормативного выпадения осадков, а также такие внешние воздействия, как пожар, попадание молнии, диверсия, падение летательных аппаратов.

К возникновению аварии или чрезвычайной ситуации может привести отказ оборудования, вызванный физическим износом, коррозией,

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		142

механическими повреждениями, температурными деформациями оборудования, прекращение подачи электроэнергии и воды.

План ликвидации аварий (ПЛА) разработан для «Разреза Заречный», его участков и объектов, на которых ведутся открытые горные работы, аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

- В ПЛА следует учитывать возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов для разрезов следует учитывать вероятность возникновения пожаров при транспортировании и хранении ВМ на местах взрывных работ, угрозы затопления разреза, обрушения кусков горной массы с уступов и бортов разреза.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

- ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем разреза, согласовывается с командованием аварийно-спасательного формирования (ВГСЧ), техническим руководителем разреза и утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

Обучение специалистов порядку организации и проведения аварийно-спасательных работ проводит технический руководитель производственного объекта, а рабочих — руководитель соответствующего производственного подразделения. Обучение проводят не позднее чем за 10 дней до ввода ПЛА в действие с соответствующей регистрацией в актах ПЛА рабочих и специалистов под роспись. Допускается регистрация об ознакомлении в специальном журнале.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		143

При изменениях фактического состояния объекта горных работ, в том числе при изменении схемы подпадающего под действие позиции ПЛА, изменения в ПЛА должны быть внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, должны быть ознакомлены специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств сторонних организаций.

- В ПЛА следует включать оперативную часть:
 - Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии;
 - Лица ответственные за выполнение мероприятий, и исполнители;
 - Местонахождение средств для спасения людей и ликвидации аварии
 - Действия аварийно-спасательной части (ВГСЧ), организации;
 - Список и подпись лиц убывших на ликвидацию аварии под руководством командира отделения.

- Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий на опасных производственных объектах предприятия, является технический директор филиала, а до его прибытия – горный диспетчер филиала.

- Планом мероприятий по ликвидации аварий на опасных производственных объектах разреза «Киселевский» предусмотрен командный пункт, который находится в здании АБК на 1 этаже в помещении горного диспетчера. Командный пункт является центром руководства по ликвидации аварий и предупреждению их распространения.

- В случае аварийной ситуации или стихийного бедствия, должностные лица, указанные в ПЛА извещаются об аварии, а при необходимости вызываются на командный пункт.

На командном пункте составляются мероприятия, изменения, дополнения по ликвидации аварий или предупреждению несчастных случаев в

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		144

филиале, а также список должностных лиц, извещенных об аварии или несчастном случае, который находится у горного диспетчера. Если авария имеет затяжной характер, то составляется график работы административно-технического персонала и рабочих филиала.

Весь инженерно-технический персонал и работники предприятия обязаны ознакомиться с «Планом ликвидации аварий» под роспись.

Распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварии, и порядок их действия.

11.6.1 Обязанности ответственного руководителя работ по ликвидации аварии (технического директора):

Немедленно приступает к выполнению мероприятий, предусмотренных в определенной части ПЛА (в первую очередь по спасению людей, застигнутых аварией), и контролирует их выполнение.

При ведении аварийно-спасательных работ и работ по ликвидации аварии обязательными являются только распоряжения ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Находится постоянно на командном пункте ликвидации аварии. Командным пунктом является рабочее место горного диспетчера. Для оперативного ведения работ по спасению людей и ликвидации аварии, ведения документации на командном пункте устанавливается не менее двух параллельных аппаратов связи.

В период ликвидации аварии на командном пункте могут находиться только лица, непосредственно связанные с ликвидацией аварии. На начальной стадии возникновения и развития аварии, до прибытия технического директора предприятия, ответственным руководителем является - горный диспетчер.

Горный диспетчер, получив известие об аварии, обязан немедленно ввести в действие соответствующую позицию ПЛА.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		145

При ликвидации продолжительных аварий ответственный руководитель работ по ликвидации аварии имеет право кратковременно оставлять командный пункт для отдыха, назначив вместо себя заместителя технического директора, или другое лицо технического надзора, подготовленное для выполнения этих обязанностей.

О принятом решении ответственный руководитель работ по ликвидации аварии обязан сделать соответствующую запись в Оперативном журнале по ликвидации аварии или издать распоряжение.

Проверяет, вызваны ли подразделения аварийно – спасательной службы (3 взвод КОВГСО), пожарная команда, обеспечено ли оповещение производственного персонала объекта об аварии.

Выявляет число рабочих, застигнутых аварией, организует охрану опасной зоны согласно дислокации постов охраны и обеспечивает допуск людей на аварийный объект по пропускам.

Руководит работами согласно ПЛА.

Ведет оперативный журнал работ по ликвидации аварии.

Принимает и анализирует информацию о ходе спасательных работ, отдает распоряжения по организации взаимодействия служб производственного объекта.

11.6.2 Обязанности руководителя аварийно – спасательных работ (командира взвода ПОВГСО)

Находиться на командном пункте.

Руководит работой спасательных формирований в соответствии с ПЛА; выполняет задания ответственного руководителя работ по ликвидации аварии и несет ответственность за выполнение спасательных работ.

Систематически информирует ответственного руководителя работ по ликвидации аварии о ходе спасательных работ.

В случае разногласия между командиром аварийно – спасательного формирования и ответственным руководителем работ по ликвидации аварии

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		146

обязательным для выполнения является решение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии. Командир подразделения аварийно – спасательного формирования – руководитель аварийно – спасательных работ обязан выполнять принятое решение. При этом зафиксировать особое мнение в Оперативном журнале по ликвидации аварии.

11.6.3 Обязанности директора разреза «Заречный»

Оказывает помощь в ликвидации аварии, не вмешиваясь в оперативную работу, выполняя оперативные задания ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Принимает меры по переброске аварийный объект людей, машин, оборудования и материалов, необходимых для ликвидации аварии.

Организует медицинскую помощь пострадавшим.

Организует питание личного состава аварийно – спасательных формирований и производственного персонала, задействованных по ликвидации аварии.

Предоставляет спасателям помещения для отдыха и базы.

11.6.4 Обязанности руководителя производственного подразделения (участка, цеха)

Обязан немедленно прибыть на командный пункт и продолжить о своем прибытии ответственному руководителю работ по ликвидации аварии.

Организует медицинскую помощь пострадавшим.

Организует проверку по принятой системе учета производственного персонала, находящегося в опасной зоне, а также выведенного за ее пределы.

По требованию ответственного руководителя работ по ликвидации аварии привлекает к ликвидации аварии опытных рабочих и лиц горного надзора, а также обеспечивает дежурство рабочих для выполнения срочных поручений.

Руководит работой транспорта на производственном объекте.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.11.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		147

Организует охрану опасной зоны, инструктирует постовых.

11.6.5. Обязанности горного диспетчера

Горный диспетчер, получив известие об аварии, обязан немедленно ввести в действие соответствующую позицию ПЛА.

Получив известие об аварии, немедленно ставит в известность начальника смены, вызывает всех исполнителей ИТР, и выполняет обязанности, ответственного руководителя ликвидации аварии до прибытия технического директора.

Перечень аварий и меры по их предотвращению приведены в таблице 11.6.

Таблица 11.6 - Перечень возможных аварий на разрезе

Вид аварии	Место проявления аварий
Взрыв	- на участке горных работ при подготовке массового взрыва, при зарядке скважин, при монтаже взрывной сети; - ремонтные и стояночные боксы, участки и цеха (кислородные баллоны, баллоны с азотом) - склад ГСМ
Пожар	- здания, сооружения, боксы; - горно-транспортное оборудование; - котельная; - автотранспорт - склад ГСМ;
Загазирование	- участки и цеха - ремонтные и стояночные боксы
Землетрясение	- здания и сооружения;
Стихийные бедствия	- вся территория предприятия (сильные морозы, снегопад, метель, ливневые дожди, бури и .т.д.)
Разрушение	- экскаваторы, буровые станки, бульдозера, вспомогательный транспорт
Столкновение	- железнодорожный переезд, пути на угольном складе, погрузочные пункты
Затопление	- горно-транспортное и вспомогательное оборудование
Поражение электрическим током	- участки и цеха, ремонтные и стояночные боксы; - экскаваторы, буровые станки.
Обрушение	- борта, отвалы на участке горных работ; - штабели угля на техкомплексе поверхности
Прорыв теплосети	- котельная, здания, сооружения, боксы, ремонтные мастерские
Повреждение	- автотранспорт, перевозящий опасные грузы
Пролив ГСМ	- пролив топлива, разгерметизация продуктов

12 Охрана окружающей среды

12.1 Воздействие горного предприятия на окружающую среду

Вокруг горного предприятия образуются зоны его негативного воздействия на природную среду, которые подразделяются по направлениями воздействия (на землю, воду, атмосферу) и по типу воздействия (механическое, химическое, физико-техническое).

Воздействия характеризуется интенсивностью, характером (разовое, дискретное, непрерывное), длительностью периода и масштабами (размерами и формой зон влияния). Фактические зоны влияния определяются на основании измерений (аэрофотоснимков, химических анализов и т.д.).

Земельный отвод для горного предприятия в 5 раз превышает размеры карьера.

Протяженность зоны загрязнения атмосферы составляет 10-15 км. Неконтролируемая и неупотребляемое воздействие горного предприятия на природную среду приводит к ухудшению условий жизни населения, снижению плодородия земли и обострению экологических проблем.

Воздействие основных объектов разреза «Заречный» на природную среду представлено в таблице 12.1.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.12.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>12 Охрана окружающей среды</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>149</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

**Таблица 12.1 - Направления и характер воздействия основных объектов
разреза на окружающую среду**

Производственные объекты	Основное направление воздействия			Гидрогеологический режим
	атмосфера	земли	вода	
Карьер	Загрязнение пылью СО, СО ₂ , ветровая эрозия	Отчуждение земель из сельского хозяйства, уничтожение площадных земель	Сброс загрязняющих дренажных вод	Нарушение Режима образования прецессионных воронок
Отвал	Загрязнение пылью, ветровая эрозия	Отчуждение земель, загрязнение их пылью	Сток дренажной воды, выщелачивающий вредные вещества из пород	Начальное заболачивание и усыхание земель

12.2 Охрана атмосферы

В процессе производства вскрышных и добычных работ в карьере в атмосферу поступает пыль, неорганическая и вредные газы. Постоянно действующими источниками пылевых выделений являются источники, включающие следующие выбросы:

- пыли от сдувания с поверхности нарушенных земель;
- пыли от работы бурового станка при бурении скважин;
- пыли и газов при работе экскаваторов на добыче и вскрыше;
- пыли при погрузке, разгрузке автосамосвалов;
- пыли и газов от работы бульдозеров;
- пыли при движении транспортных средств;
- газов от автосамосвалов, занятых на перевозке угля и породы.

Постоянно действующим источником выделения вредных газов является работа машин и механизмов с дизельными двигателями.

В состав вредных газов входят: азота диоксид, серы диоксид, оксид углерода, сажа, керосин. Источниками периодического действия в карьере является производство массовых взрывов, в результате чего образуется пылегазовое облако, содержащее вредные вещества: пыль породную, диоксид

азота, оксид углерода.

При проведении ремонта оборудования на поле участка (производство сварочных работ) в атмосферу будут выделяться: железо оксид, соединения марганца, фтористые соединения.

Для сокращения выбросов в атмосферу вредных веществ источниками разреза настоящим проектом предусматривается комплекс мероприятий, принятый в соответствии с рекомендациями института НИОГР, включающий: орошение поверхности взрываемого блока перед взрывом в теплое время года; полив водой технологических автодорог.

В результате мероприятий по пылеподавлению, выполняемых силами разреза, количество твердых частиц, выбрасываемых в атмосферу, уменьшится на 17,1 тонн в год.

12.3 Охрана водных ресурсов

Для очистки карьерных вод предусматриваются очистные сооружения в составе:

- первичный отстойник емкостью 600 м³;
- фильтрующая дамба с длиной фильтрации 45м.

Основными загрязняющими ингредиентами в карьерной воде являются взвешенные вещества и нефтепродукты. Концентрация взвешенных веществ в карьерной воде составляет 300 мг/л, нефтепродуктов – 1,2 мг/л.

Эффект очистки после фильтрующей дамбы составляет по взвешенным веществам 6 мг/л, нефтепродуктам - 0,05 мг/л.

После фильтрующей дамбы очищенные карьерные воды по самотечному коллектору сбрасываются в реку Кыргай.

Поддержание поверхностных вод в состоянии соответствующем экологическим требованиям, обеспечивается установлением и соблюдением нормативов предельно допустимых воздействий на водный объект.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.12.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		151

12.4 Охрана земель

Для размещения вскрышных пород транспортной вскрыши предусмотрено занять 2193 га земельных угодий, используемых в сельском хозяйстве под пашню и кормовые культуры,

Для разработки месторождения принято два направления биологической рекультивации: сельскохозяйственное (на поверхности) и лесохозяйственное (на откосах).

Технический этап рекультивации включает в себя проведение следующих видов работ:

- планировку поверхности нарушенных земель;
- выполаживание откосов.

Основной задачей планировочных работ на внутреннем отвале является приведение техногенного рельефа в состояние, пригодное для целевого использования.

Вертикальная планировка внутреннего отвала решается в процессе отвалообразования.

Конечные контуры отвала, удовлетворяют требованиям технического и биологического этапов рекультивации; угол откосов отвальных ярусов - не более 20°, горизонтальные поверхности ярусов отвала – с уклоном не более 3°.

Работы по техническому этапу рекультивации принято проводить силами разреза с использованием технологического оборудования, предусматриваемого на вскрышных, добычных и отвальных работах.

По техническому этапу рекультивации предусматривается проводить следующие работы:

- формирование структуры и конфигурации отсыпаемого отвала;
- формирование откосов отвальных ярусов заданной крутизны.

Вертикальная планировка внутреннего отвала осуществляется параллельно с процессом отвалообразования. Откосы отвальных ярусов, по достижении ими определенных проектом контуров отвалов, выполаживаются до углов, удовлетворяющих требованиям технического и биологического

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.12.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		152

этапов рекультивации (20°) с использованием технологического оборудования, предусматриваемого на отвальных работах (бульдозер Т-500).

Поверхность отвалов, отсыпаемых высокопроизводительными бульдозерами, получается более или менее ровной (горизонтальной), однако не равномерная осадка отвала в первое время после его отсыпки вызывает образование впадин, в которых скапливается вода.

Для ликвидации таких впадин и создания общего стока поверхности отвала предусматриваются планировочные работы бульдозером. Кроме того предусматривается создание откосов до 15-18°. Планировка поверхности отвалов и срезка откосов предусматривается бульдозерами Т-500.

В соответствии с временными инструкциями указаниями по горнотехнической и биологической рекультивации для угольных разрезов Кузбасса, поверхность отвалов укладывается в зависимости от природных условий.

Мощность нанесения плодородного слоя почвы равно 0,2 метра. Подстилаемый слой рекультивационного горизонта, мощность которого должна быть не менее 20 метров, формируется из лессовидных суглинков.

Почвенно-растительный слой завозится скреперами с промежуточных складов, расположенных на отвале «Западный». Укладка грунтов предусматривается бульдозерами ДЗ-94С.

Режим работы при проведении рекультивационных работ принят аналогичным режиму вскрышных работ.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.12.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		153

13 Генеральный план и технологический комплекс на поверхности

Основная промплощадка Разреза «Заречный» находится рядом с промплощадкой шахтоуправления «Талдинское-Западное». С участками разреза промплощадка связана служебными и технологическими дорогами.

В здании существующего административно-бытового комплекса размещены учебно-курсовой комбинат, раскомандировки горных и вспомогательных участков, диспетчерская и аппарат управления.

На территории промплощадки расположены мехцех, электроцех, бокс стоянки и ремонта бульдозеров и вспомогательной техники (грейдера, погрузчики и т.д.), ст. Траншейная, материально-технический склад, гараж большегрузных автосамосвалов БелАЗ-75131, склад горюче-смазочных материалов и автозаправочная станция.

Уголь из забоев отгружается экскаваторами в автосамосвалы БелАЗ-7555 и вывозится на угольные склады №1,2, расположенные в северной части разреза. На территории склада имеются здания, в которых размещены раскомандировка и ОТК с помещением для разделки проб угля и первичных анализов.

Основной дробильно-сортировочной комплекс расположен севернее промплощадки вблизи въездной траншеи, на которую транспортируется уголь с участков.

На угольном складе №2 производится частичная переработка угля на ДСУ на базе ПДСУ-200.

Уголь класса 0-50, 50-200 (300) мм отгружается в вагоны МПС.

Рядовой уголь 0-300 мм отгружается экскаватором в вагоны МПС.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.13.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>13 Генеральный план и технологический комплекс на поверхности</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>154</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

На техкомплексе поступающий уголь дробится валковой дробилкой, затем поступает на конвейер, который транспортирует его на грохота. На грохоте уголь разделяется на две фракции: менее 50 мм и более 50 мм Мелочь поступает в вагоны, расположенные на выездном пути. Сортовой уголь через направляющий лоток поступает в вагоны, расположенные на втором пути.

Комплекс рассчитан на переработку и нагрузку 500 тыс. тонн угля в год. Для улучшения санитарных условий труда рабочих техкомплекса, галерея конвейера утеплена и установлены пыле подавляющие устройства. С этой целью рядом с техкомплексом находится котельная местного значения.

С угольных складов уголь тепловозами ТЭМ-2, ТЭМ-7 УЖДТ разреза доставляется на ст. Углерод и далее отправляется потребителям.

Для оперативного руководства структурными подразделениями промплощадки разреза применяются коротковолновые приёмопередающие радиостанции, установленные на горном оборудовании и в зданиях служб, цехов и участков. Для централизованного управления всеми технологическими процессами на разрезе, предусматривается установка одной стационарной радиостанции на рабочем месте диспетчера, выходной мощностью 5 Вт. Коллинеарная антенна стационарной радиостанции устанавливается на телескопической мачте $h=12$ м.

Освещение промплощадки осуществляется прожекторами, установленными на мачтах.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.13.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		155

14.1 Специальная часть Куковякиной Н.И.

«ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ИНИЦИИРОВАНИЯ»

14.1.1 Общие положения

Горнодобывающая промышленность является основой развития народного хозяйства страны. Уровень ее развития является и определяющим показателем развития страны. Потребности народного хозяйства в угле, рудах черных и цветных металлов, химических удобрениях, строительных породах огромны и они могут быть удовлетворены только при возрастающем объеме их добычи.

Как при открытой, так и при подземной добыче полезных ископаемых одним из основных процессов является разрушение горных пород при помощи буровзрывных работ. Эффективность разрушения пород при бурении и взрывании в значительной степени определяет производительность последующих технологических процессов — выемки и погрузки, транспорта и т. д.

В связи с интенсификацией технологических процессов и расширением объемов производства совершенствуется техника и технология буровых и взрывных работ.

На открытых и подземных разработках широко внедряются более совершенные буровые станки и установки, средства механизации заряжания взрывчатых веществ (ВВ), более безопасные и эффективные ВВ, способы управления действием взрыва. Взрывные работы, проводимые на горных предприятиях и в строительстве, вызывают негативное сейсмическое

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>	<i>14 Специальная часть</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Куковякина Н.И.</i>					<i>У</i>	<i>156</i>	<i>280</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

воздействие на производственную среду предприятий и другие охраняемые объекты.

В настоящее время совершенствование способов повышения безопасности технологических процессов и условий труда работников при разумном

промышленном развитии имеет первостепенное значение, а культура взрывания предполагает уменьшение вредного воздействия последствий взрыва.

По данным Ростехнадзора, на объектах горнорудной, нерудной промышленности и объектах подземного строительства уровень травматизма при ведении взрывных работ составляет 2—22% , а уровень травматизма при обрушении бортов уступов составляет 4—16% от общего количества, при численности исполнителей взрывных работ в пределах 10 тыс. человек.

С увеличением глубины карьеров увеличивается угол откосов уступов и бортов, что повышает вероятность обрушений в результате сейсмических воздействий взрывных работ. Наличие на промплощадках дорогого оборудования также предполагает минимизацию сейсмического проявления взрыва. Одновременно увеличиваются объемы массовых взрывов - расход ВВ возрос с 0,5 млн. т (1996г.) по сравнению с настоящим временем в два раза. Сегодня, например, только на карьерах Кузбасса ежедневно, в среднем, взрывают около 2000т ВВ.

Для целей уменьшения сейсмического проявления взрыва, повышения качества взрывных работ, снижения аварийности и травматизма в последнее время применяют элементы инициирования без использования электрического тока, способные изменять замедление между взрывами в широких пределах. Это отечественные системы неэлектрического инициирования взрыва СИНВ, ИСКРА, КОРШУН, использование которых на предприятиях достигает более 10 млн. комплектов. Применяются также иностранные системы НОНЕЛЬ, ПРИМАДЕТ, Дэвис Троник и др., однако общий объем их применения в России не превышает 4%.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		157

14.1.2 Существующие способы ведения взрывных работ

В практике взрывных работ в целом, применяются три способа взрывания зарядов: мгновенный, замедленный и короткозамедленный. *При мгновенном взрывании* все заряды взрывчатых веществ взрываются одновременно и в примерно одинаковых первоначальных условиях. Взрывание производится с помощью электродетонаторов мгновенного действия или детонирующего и огнепроводного шнура с капсулем - детонатором. Основное разрушительное действие взрыва при этом проявляется по линии наименьшего сопротивления. Действие взрыва в сторону соседнего заряда равноценно действию одиночного заряда, так как не образуется новая дополнительная свободная поверхность. Поэтому часть породы, находящаяся на линии, соединяющей центры соседних зарядов, подвергается действию только прямой ударной волны сжатия, которая не может разрушить горную породу на большом расстоянии. Для полного разрушения участка породы заряды взрывчатых веществ при мгновенном взрывании располагают на расстояниях, намного превышающих длину линии наименьшего сопротивления. В этих случаях ударные волны от взрывов соседних зарядов, двигаясь навстречу друг другу и взаимодействуя, производят суммарное действие. Наибольший эффект взаимодействия соседних зарядов при мгновенном взрывании проявляется в более мелком дроблении горной породы вблизи заряда. *При замедленном взрывании* зарядов (электродетонаторами замедленного действия, электрозажигательными трубками, патрончиками и т. д.) интервалы времени между отдельными взрывами настолько значительные, что упругие колебания частиц породы успевают полностью воздействовать на окружающую среду. В этом случае никакого взаимодействия ударных волн не происходит: каждый взрыв можно рассматривать как одиночный. Однако действие взрыва каждого последующего заряда усиливается из-за образования дополнительной открытой свободной поверхности от взрыва предшествующего заряда. В результате этого создаются благоприятные

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		158

условия для лучшего отрыва горной массы от массива. При этом участки породы, наиболее отдаленные от места взрыва, подвергаются меньшему воздействию сил, и порода измельчается в меньшей степени, чем при мгновенном взрывании.

В 1934 в СССР горным инженером К.А. Берлиным был предложен и осуществлен новый способ взрывания – *короткозамедленного*, миллисекундного замедления (КЗВ), в котором объединены преимущества мгновенного и замедленного взрывания. При этом способе заряды взрываются последовательно через малые промежутки времени (миллисекундные интервалы замедления), благодаря чему внутри массива создаются дополнительные плоскости разрушения, обуславливающие высокую степень дробления пород и лучшие показатели взрыва. Интервалы замедлений для определенных условий выбирают с таким расчетом, чтобы очередные взрывы происходили в начале развития трещин в момент возникновения максимальных напряжений в массиве. Бурное развитие короткозамедленное взрывание получило в период с 1945 по 1955 годы с одновременным развитием открытого способа добычи.

Схему короткозамедленного взрывания можно представить в виде последовательных периодов:

1 период - образование зон разрушения и колебаний при мгновенном взрыве первого заряда;

2 период – образование зоны напряжения в радиусе действия первого заряда и зон деформаций вокруг второго заряда;

3 период – образование трещин вокруг первого заряда, создание зоны напряжения в сфере действия второго заряда и образование зон деформаций в сфере влияния взрыва третьего заряда;

4 период – движение части массива от действия взрыва первого заряда, образование трещин вокруг второго заряда, создания зоны напряжения в сфере действия третьего заряда и появление зоны деформации от взрыва четвертого заряда. В отличие от обычных замедленных взрывов (с интервалами 0,5; 1; 1,5;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		159

2 сек. и т.д.) при этом способе большая часть энергии взрыва расходуется на дробление и отрыв породы, так как каждый последующий взрыв заряда происходит в массиве, находящемся в напряженном состоянии от предыдущего взрыва. При короткозамедленном взрывании эффективное разрушение среды обеспечивается взаимодействием зарядов внутри массива. По известной теории действия взрыва заряда в среде при любом способе взрывания массив разрушается, во-первых, вследствие динамического удара от детонации заряда и, во-вторых, в результате действия статического давления взрывных газов, которые распространяются по трещинам и щелям, образовавшимся в породе под действием динамического удара, и вызывают дальнейшее дробление крупных кусков. При одновременном (мгновенном) взрыве серии зарядов или последовательном взрыве ряда зарядов со значительными (секундными) интервалами замедления между отдельными взрывами порода подвергается воздействию взрыва только один раз.

При взрывах с минимальными интервалами замедления между взрывами каждый участок массива подвергается действию взрывных волн, по крайней мере, дважды или несколько раз. Дополнительное дробление при взрывах с миллисекундными интервалами замедления между отдельными взрывами обусловлено также столкновением кусков отбитой породы, так как порода, отбиваемая при первом взрыве, только начинает свое движение, когда взрываются смежные заряды.

При этом способе породу можно направить в любом направлении. Если взрыв начать со среднего заряда, двигаясь к обоим концам ряда, порода будет отбрасываться от концов к середине. Если необходимо породу отбросить к одному из концов ряда, взрывы следует производить именно с этого конца. При мгновенном взрыве серии зарядов такое направление отбрасывание породы невозможно, так как вся масса будет двигаться под прямым углом к груди забоя.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		160

14.1.3 Основные принципы, положения и расчет многорядного короткозамедленного взрывания

Исследования в области многорядного короткозамедленного взрывания и опыт его применения на карьерах позволяют сформулировать три главных принципа, определяющих эффективность этого способа ведения взрывных работ.

Первый принцип – независимость действия в рядах скважин смежных зарядов. Независимость действия зарядов достигается путем последовательного замедления их взрывов вдоль или поперек рядов скважин. При этом интервал замедлений должен обеспечить полное развитие всех иерархических уровней разрушения от взрывов каждого из зарядов.

Второй принцип связан с необходимостью четко отличать фронтальные и фланговые ряды скважин от квазизарядов, образующих ступени замедления и называемых диагоналями. Заряды диагоналей взрываются практически одновременно, а расстояние между ними в большинстве случаев таково, что исключает их взаимодействие при формировании единого фронта отбойки. Вместе с тем, фронт волн от взрывов зарядов ступеней замедления определяет уровень сейсмического действия взрывов.

Большое влияние на качество дробления кроме параметров расположения и расхода ВВ оказывают принятый интервал замедления и схема взрывания зарядов. При небольших интервалах порода, отбиваемая в первую очередь, не успевает переместиться до момента взрыва зарядов следующей ступени и отбойка, таким образом, производится в условиях зажима. В случае взрывания с увеличенными интервалами также резко ухудшается качество дробления и возможны массовые отказы вследствие подбоя соседних зарядов, инициируемых с замедлением.

В соответствии с *третьим принципом* интервал замедления между инициированием зарядов смежных рядов должен превышать время замедления взрывов зарядов смежных скважин в рядах (за ряд принимаем скважины, располагающиеся вдоль блока). Выполнение этого требования необходимо для

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		161

обеспечения одинаковой формы открытой поверхности для каждого из скважинных зарядов последующих рядов. Т.е.

$$t_{mp} > t_p,$$

где t_{mp} – интервал замедления между рядами зарядов, мс;

t_p – интервал замедления между смежными зарядами в рядах, мс.

Главное требование к параметру t_p – обеспечение развития во взрываемом массиве трещинообразования, определяющего интенсивность дробления. Необходимый интервал замедления для образования трещин

$$t_p = \frac{L_{mp}}{C_{mp}} = \frac{4 \times W}{C_{mp}},$$

где L_{mp} – общая длина трещин для образования N кусков со средним линейным размером, м;

W – линия наименьшего сопротивления, м;

C_{mp} – скорость развития трещин, м/с.

Если принять, что в среднем $C_{mp} \approx 0,2 \times C$, где C – скорость продольных волн в массиве, то

$$t_p = \frac{4 \times W}{0,2 \times C} = \frac{20 \times W}{C}.$$

Расчетные значения t_p приведены в таблице 14.3.1.

Таблица 14.3.1 – Расчетные значения t_p

Скорость продольных волн в массиве, м/с	Линия наименьшего сопротивления, м					
	3	4	5	6	7	8
3000	20 (17)	27 (25)	33 (25)	40 (42)	47 (42)	53 (42)
3200	19 (17)	25 (25)	31 (25)	38 (42)	44 (42)	50 (42)
3400	18 (17)	24 (25)	29 (25)	35 (42)	41 (42)	47 (42)
3600	17 (17)	22 (25)	28 (25)	33 (42)	39 (42)	44 (42)
3800	16 (17)	21 (25)	26 (25)	32 (25)	37 (42)	42 (42)
4000	15 (17)	20 (17)	25 (25)	30 (25)	35 (42)	40 (42)

Смысл и назначение параметра t_{mp} состоит в обеспечении интервала замедления, позволяющего создать к моменту взрыва очередной группы зарядов компенсационное пространство, уменьшающее зажим отбиваемой породы. Величина t_{mp} , согласно зарубежной практики (шведские специалисты), определяется из условий наименьшего зажима слоев породы, отделяемых от массива взрывами последующих рядов. Исследования показывают, что такие условия выполняются, когда слой породы, отбиваемый зарядами предыдущей очереди, перемещается вперед приблизительно на 1/3 его толщины к моменту начала детонации зарядов следующей очереди. Время замедления между рядами может изменяться 10 мс/м в твердой породе до 30 мс/м в мягкой пород. Обычно используется замедление 15 мс/м, как наиболее оптимальное. Тогда, исходя из вышесказанного

$$t_{mp} = 15 \times W$$

Расчетные значения t_{mp} приведены в таблице 14.3.2.

Таблица 14.3.2 – Расчетные значения t_{mp}

Линия наименьшего сопротивления, м	3	4	5	6	7	8
интервал замедления между рядами зарядов	45 (42)	60 (67)	75 (67)	90 (109)	105 (109)	120 (109)

- в скобках приведено время замедления для неэлектрических систем инициирования и РПЭ-2 .

Расчетные значения t_p и t_{mp} корректируются с учетом фактического ассортимента замедлений и их номиналов.

14.1.4 Описание современных средств инициирования на примере системы инициирования СИНВ

Система инициирования СИНВ (аналог фирмы Нитро Нобель - система Нонель) разработана и появилась на рынке в 1973 г. Это неэлектрическая система инициирования на базе волновода низкоэнергетического типа. Ударная волна проходит через волновод, представляющий из себя пластмассовую трубку, внутренняя поверхность которой покрыта реактивным взрывчатым веществом. Ударная волна обладает достаточной энергией для инициирования элемента замедления в капсуле-детонаторе (КД), но недостаточно сильна, чтобы разорвать трубку-волновод и инициировать ВВ, находящееся около трубки. Скорость ударной волны приблизительно 2100 м/сек.

Разница между СИНВ и другими неэлектрическими системами, например, детонирующим шнуром, состоит в том, что реакция в системе СИНВ протекает в трубке-волноводе, в то время как детонирующий шнур сам детонирует, о чем говорит его название (см. рис 14.4.1).

С использованием системы СИНВ взрывчатое вещество (ВВ) можно эффективно инициировать с донной части скважины, в то время как детонирующий шнур, в большинстве случаев, инициирует с поверхности скважины. В случае применения для инициирования относительно нечувствительных ВВ типа Игданита, АНФО и определенных ВВ типа слорри (слюри), детонирующий шнур может вызвать их спрессовывание (см. рис 14.4.2 и 14.4.3).

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		164

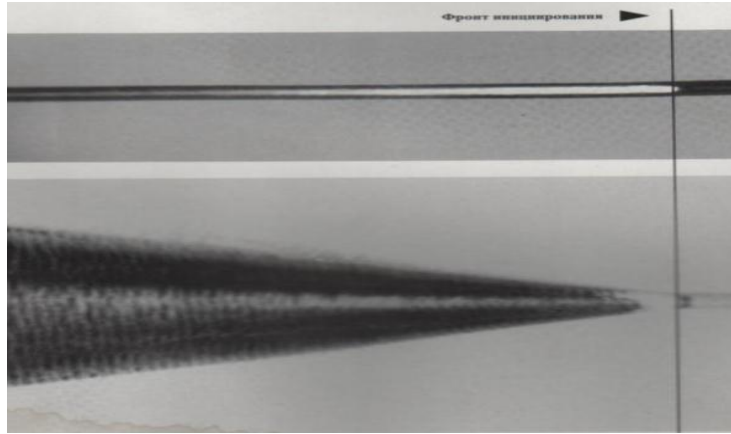


Рисунок 14.4.1 - Ударная волна проходит внутри пластмассовой трубки-волновода (верхняя часть рисунка), в то время как детонирующий шнур детонирует сам (нижняя часть)

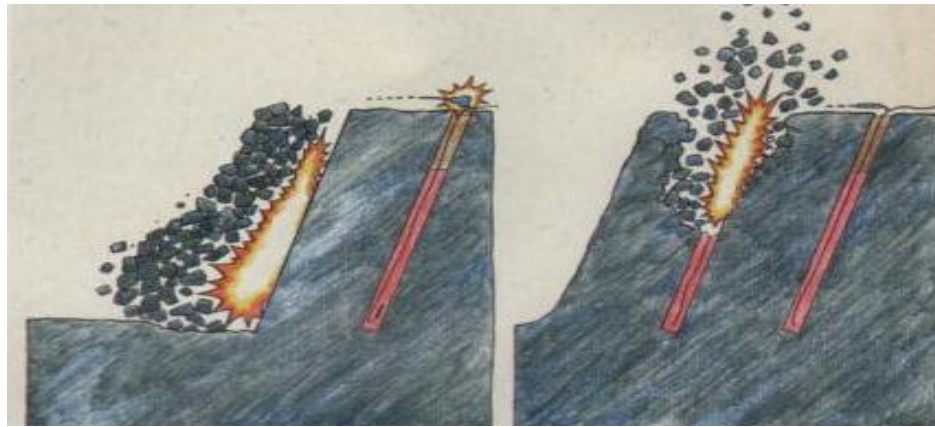


Рисунок 14.4.2 - При применении детонирующего шнура инициирование начинается с поверхности, что часто вызывает разлет породы, так как происходит разрушение забойки при прохождении детонации через нее.

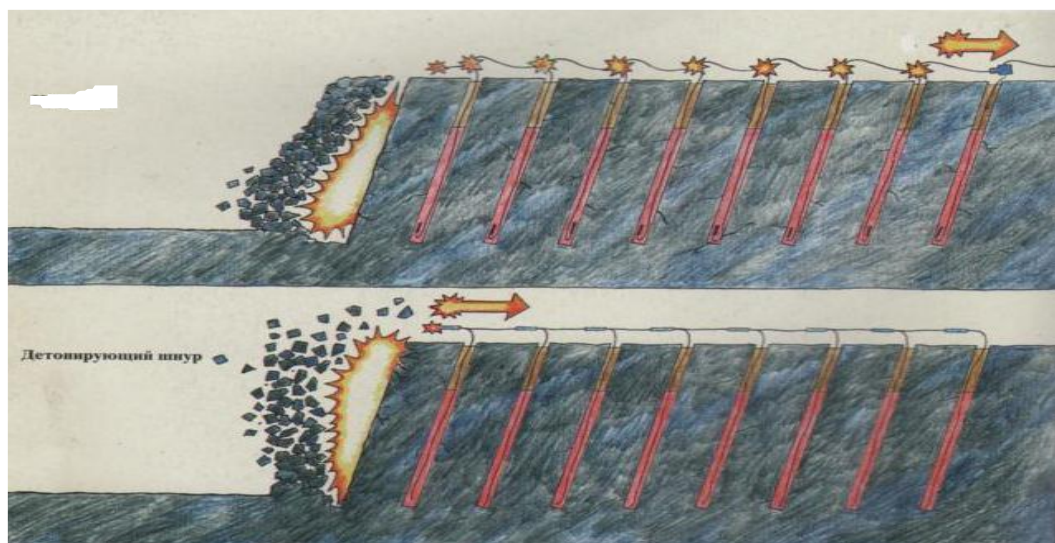


Рисунок 14.4.3 - При инициировании комплекта скважин с СИНВ поверхностная сеть срабатывает с достаточным опережением до начала инициирования ВВ в скважине

Система СИНВ состоит из внутрискважинного КД, поверхностного соединительного блока, стартовой трубки волновода и взрывной машинки. Внутрискважинный КД имеет взрывную силу для надежного инициирования боевиков и чувствительных к КД ВВ, и он совсем не содержит первичное ВВ. И этот КД значительно менее чувствителен к механическим воздействиям, чем КД с первичным ВВ. Чувствительный азид свинца (первичное ВВ) заменен на пентил, который помещен в стальную гильзу (см. рисунок 14.4.4).

СИНВ применяются при уступной отбойке и имеют замедления, соответствующие данным условиям.



Рисунок 14.4.4 - Система инициирования СИНВ состоит из внутрискважинного КД, поверхностного соединительного блока, стартовой трубки-волновода и взрывной машинки

При взрыве нескольких рядов на уступе важно, чтобы при смещении горной породы из первого ряда было достаточно времени до начала смещения

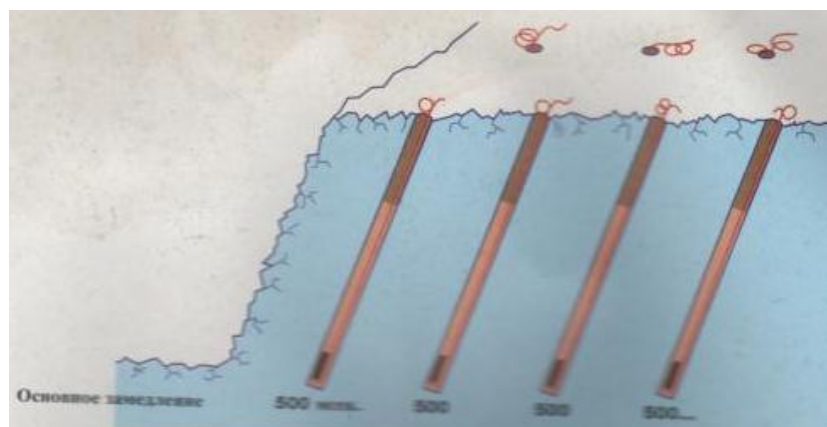
					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		166

следующего ряда. При дроблении взрывом горная порода увеличивается в объеме почти на 50% и необходимо подготовить место для этого увеличенного объема в очень короткое время. Исследования показывают, что горная порода в первом ряду должна сместиться, как минимум на $1/3$ величины линии наименьшего сопротивления (ЛНС) до детонации следующего ряда (см. рис. 14.4.5). Время замедления между рядами может изменяться от 10 мсек./м ЛНС в твердой породе до 30 мсек./м в мягкой породе.



Рисунок - 14.4.5 При взрыве нескольких рядов на уступе важно, чтобы при смещении горной породы из первого ряда было достаточно времени до начала смещения следующего ряда.

В настоящее время на разрезе используется система инициирования с единым внутрискважинным замедлением КД и переменным замедлением поверхностного КД. Основное замедление в скважине обычно 500 мсек. (рис.14.4.6), но могут применяться и другие варианты.



					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		167

Рисунок 14.4.6 - Принцип инициирования внутрискважинной сети с применением СИНВ С

Чтобы получить желаемую последовательность инициирования, используются соединительные блоки с заземлением на поверхности. Поверхностные замедления в диапазоне от 17 до 170 мсек. обеспечивают большую гибкость в подборе последовательности инициирования с учетом ЛНС и характеристик горной породы (см., например, рис.14.4.7 и 14.4.8).

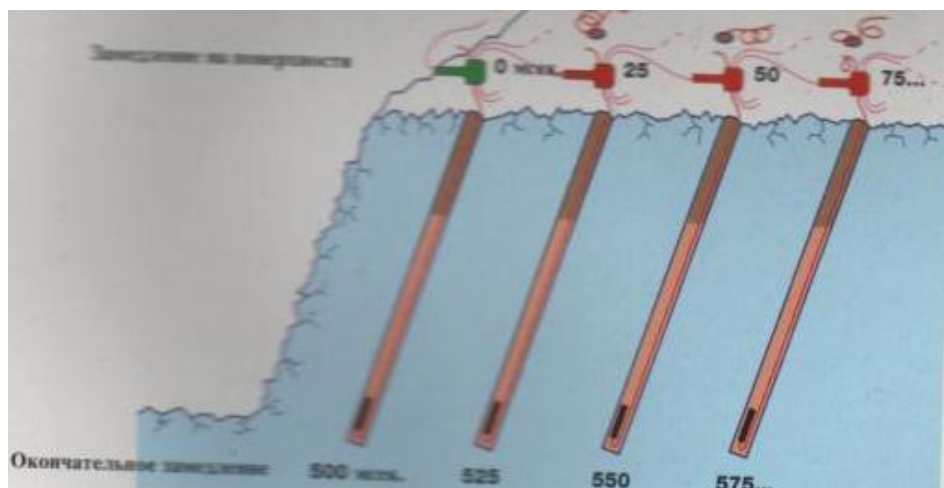


Рисунок 14.4.7 - Последовательность инициирования обеспечивается на поверхности с использованием поверхностных блоков

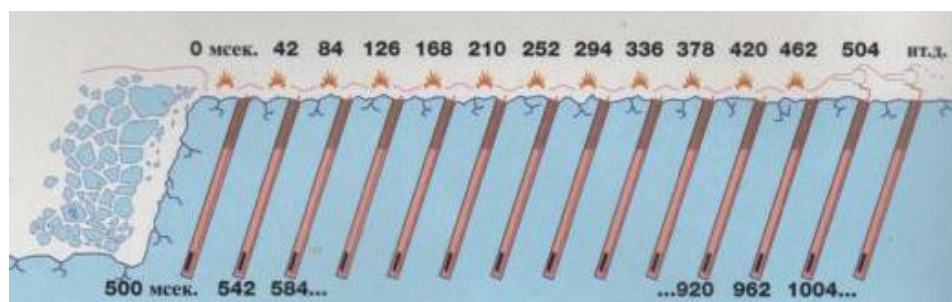


Рисунок 14.4.8 - Поверхностное инициирование происходит до начала дробления горной породы

Замедления между рядами должно быть всегда равным или больше, чем время замедления между скважинами в рядах.

Работоспособность устройств сохраняется в широких диапазонах:

- в диапазоне температур от минус 50 до плюс 50° С;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		168

- при воздействии температуры $(80 \pm 5)^\circ\text{C}$ в течение 12 часов;

- после выдержки устройств (за исключением свободного конца волновода) в водной среде с рН от 4 до 9, в дизельном топливе в течение 14 суток при давлении до 0,2 МПа (2 кгс/кВ.см);

- при воздействии статической растягивающей нагрузки не менее 80 Н (8 кгс) прикладываемой к соединению волновода с КД с замедлением;

- волновод устройств выдерживает с сохранением целостности и работоспособности приложение статической растягивающей нагрузки величиной не менее 160 Н (16 кгс) и двукратный перегиб на стержне диаметром 5 мм в диапазоне температур от минус 40 до плюс 50°C , а также сохраняет работоспособность при относительном удлинении на 100%.

- относительное удлинение волновода до разрыва при температуре $(20 \pm 5)^\circ\text{C}$ должно составлять не менее 100%, при температуре минус $(30 \pm 5)^\circ\text{C}$ - не менее 25%.

- срабатывание устройств волновода не приводит к инициированию контактирующих с ним волноводов.

Устройства не детонируют:

- при приложении напряжения переменного или постоянного тока до 1 кВ и электрического потенциала статического электричества до 35 кВ к КД с замедлением и волноводу;

- при воздействии температуры $(120 \pm 5)^\circ\text{C}$ в течении 1 часа;

- при скользящем под углом 30 градусов ударе стального ударника с энергией до 500 Дж.

Общие правила при работе с системой инициирования неэлектрического взрывания следующие:

Перед заряданием:

- выбирать длину УВТ в соответствии с глубиной скважин и расстоянием между ними. Это облегчает работы по заряданию, монтажу и контролю, а также снижает затраты;

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		169

- при вскрытии упаковки соблюдать осторожность во избежание повреждения УВТ.

При зарядании:

- убедиться в отсутствии повреждений и узлов на УВТ, пропустив ее через ладонь, что позволит выявить признаки повреждения;
- не применять изделие с поврежденной во время зарядания УВТ;
- проверять последовательность инициирования частей скважинного заряда во время зарядания, так как маркировка при соединении может быть удалена.

При монтаже взрывной сети:

- соединение участков сети осуществлять только после вывода всего лишнего оборудования с блока;
- по возможности производить трехступенчатый контроль над правильностью монтажа;
- подсоединять поверхностные соединительные блоки как можно ближе к скважине;
- при монтаже взрывной сети активную часть волноводов следует выпрямлять без сильного натяжения и закреплять в соединителях таким образом, чтобы на волноводе не было колец, петель и спиралей;
- длина трубки между соединительными блоками должна быть минимум 0,6 м;
- убедиться в отсутствии повреждений трубки между устьем скважины и соединительным блоком;
- проверить целостность УВТ;
- не применять изделия с поврежденными УВТ;
- поверхностная система соединений должна быть как можно короче, но без излишнего натяжения, что уменьшает риск повреждения УВТ и обеспечивает оптимальное замедление на поверхности;
- при использовании в поверхностной взрывной сети детонирующего шнура и пиротехнических реле детонирующий шнур должен касаться УВТ

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		170

только в месте инициирования. Соединение должно осуществляться с помощью специального соединителя.

Контроль после окончания монтажа:

- проверить правильность монтажа сети, все ли изделия подсоединены;
- проверить тщательно отсутствие повреждений магистральных линий.

14.1.5 Обоснование параметров буровзрывных работ

Качество подготовки пород в забое предопределяет технико-экономические показатели всех последующих процессов. Известно, что результат взрыва определяется совокупным влиянием природных, технических и технологических факторов, поэтому обоснованию параметров взрывных работ уделяется особое внимание.

Обоснование параметров буровзрывных работ базируется на изучении структурно-прочностных характеристик и закономерностей взрывного дробления пород, влияние качества подготовки пород на эффективность работы основного технологического оборудования.

Вскрышные породы угольного месторождения имеют, как правило, осадочное происхождение и представлены в основном песчаниками, алевролитами и аргиллитами. По физико-механическим свойствам наиболее крепкими породами являются песчаники.

На основе результатов изучения физико-механических свойств вскрышных пород угольных разрезов, параметров их трещиноватости, а также изучения взаимосвязи удельного расхода взрывчатых веществ со структурно-прочностными характеристиками пород разработана классификация вскрышных пород угольных разрезов по взрываемости. В соответствии с классификацией все вскрышные породы угольных разрезов разделены на три категории: I-легковзрываемые; II-средней взрываемости; III-трудновзрываемые (см. табл.14.5.1).

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						171
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Практическое использование классификации показало, что каждой принятой в ней категории охватываются горные породы с довольно широким диапазоном свойств, что приводило к затруднениям в выборе параметров буровзрывных работ для конкретных условий. Кроме того практика показала, что нормированный в классификации удельный расход взрывчатых веществ не может определяться однозначно, а должен устанавливаться с учетом технологии горных работ, параметров применяемого горнотранспортного оборудования и требуемой степени дробления пород.

Таблица 14.5.1 - Классификация пород по взрываемости

Индекс категории	Название категории	Коэффициент крепости	Петрографический состав и кратная геологическая характеристика пород
VI	Весьма трудно-взрываемые	10-14	Песчаники от мелко- до крупнозернистых с повышенным (до 20%) содержанием в цементе кремнистого и карбонатного материала. Гравелитовые песчаники.
III	Трудно-взрываемые	8-10	Песчаник мелкозернистый. Темно-серый и серый песчаник, среднеблочные со средним размером блоков от 0,5 до 1,2 м. Алевролит средний.
II	Средне-взрываемые	6-8	Среднезернистый песчаник. Алевролит крупный. Аргиллит мелкоблочный с линейным размером блоков до 0,5 м.
I	Легко-взрываемые	4-6	Песчаник крупнозернистый. Алевролит крупный. Алевролит средний.

С учетом этих обстоятельств и на основе дальнейшего, более глубокого изучения технологических свойств вскрышных пород угольных разрезов, их связи с геолого-генетическими признаками и петрографическими характеристиками была разработана более полная классификация пород по блочности.

В соответствии с этой классификацией породы угольных разрезов разделены на V категорий: I-мелкоблочные; II-среднеблочные; III-крупноблочные; IV-весьма крупноблочные; V-исключительно крупноблочные (см. табл.14.5.2).

Таблица 14.5.2 - Классификация вскрышных пород по блочности

Категория пород по блочности	Блочность пород	Диаметр средний от-дельности, м	Временное сопротивление сжатию, МПа	Коэффициент анизотропии
I	Мелкоблочные	до 0,8	до 40	1,1÷1,25
II	Среднеблочные	0,8÷1,2	40÷60	1,25÷1,35
III	Крупноблочные	1,2÷1,6	60÷80	1,35÷1,6
IV	Весьма крупноблочные	1,6÷2,0	80÷100	1,6÷1,8
V	Исключительно крупноблочные	2,0÷2,4	более 100	1,8÷1,9

В соответствии с классификацией пород по блочности вскрышные породы Новосергеевского поля относятся к III категории пород по блочности, по стадии эпигенеза - к I стадии.

Проектом отработки разреза «Краснобродский», выполненным проектным институтом «Кузбассгипрошахт» не было предусмотрено то, что проведение буровзрывных работ будет осуществляться по неоднородным массивам горных пород, что существенно влияло на качество взрывной подготовки.

В ходе выполнения дипломного проекта анализом выявлено, что борта карьера по своему строению неоднородны. Анализируя геологическое строение Краснобродского поля, установлено, что имеющиеся уступы в большинстве случаев сложены переслаивающимися среднезернистыми алевролитами мощностью 3-5 м, алевролитами крупнозернистыми мощностью 5-7 м, песчаниками мелкозернистыми мощностью 2-5 м, песчаниками глинистыми с мощностью 2-3 м

Количественная оценка изменчивости этих свойств пород выполняется с помощью следующего критерия, называемого коэффициентом неоднородности массива:

$$K_H = \frac{de_{\max} \sigma_{сж.маа} - de_{\min} \sigma_{сж.мин}}{0,4(\sigma_{сж.маа} + \sigma_{сж.мин})}$$

где de_{\max}, de_{\min} - соответственно максимальный и минимальный средний диаметр естественной отдельности уступа, м.

$\sigma_{сж.маx}, \sigma_{сж.миn}$ - соответственно максимальное и минимальное временное сопротивление пород уступа сжатию, МПа.

$$K_H = \frac{0,7 * 75 - 0,19 * 22}{0,4(75 + 22)} = 1,25$$

При $K_H \leq 1$ следует считать, что вскрышной уступ является однородным и рассчитывать для него параметры взрывной подготовки по средневзвешенным значениям структурных и прочностных свойств пород.

$$de_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n de_i M_i}{\sum_{i=1}^n M_i}; \quad \sigma_{сж.ср} = \frac{\sum_{i=1}^n \sigma_{сж.i} M_i}{\sum_{i=1}^n M_i}$$

где $de_i, \sigma_{сж.i}$ - соответственно средний диаметр естественной отдельности (м) и временное сопротивление сжатию (МПа) пород i – го слоя мощностью M_i ; n – количество слоев пород в уступе.

Для данных условий в неоднородных уступах, когда K_H составляет 1,25 удельный расход ВВ и параметры расположения скважинных зарядов должны определяться отдельно для каждой однородной группы слоев пород и окончательно устанавливается с учетом конкретного расположения этих групп во взрываемом уступе.

Параметры буровзрывных работ в соответствии с принятым парком выемочно-погрузочного оборудования определены для экскаваторов ЭКГ-10 с вместимостью ковша 10 м^3 , а также ЭКГ-8И для однородного и неоднородного массива.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		174

14.1.6 Характеристика применяемых типов ВВ

Разнообразие условий ведения взрывных работ на разрезе обуславливает использование широкого ассортимента промышленных ВВ, отличающихся по своим взрывчатым и эксплуатационным характеристикам.

Для производства взрывных работ используются взрывчатые материалы, оборудование, приборы, допущенные Ростехнадзором России к применению в РФ. При выборе ассортимента ВВ подлежащих взрыванию учитываются наиболее высокие технико – экономические показатели для конкретных условий. Экономические показатели во многом определяются стоимостью сырья или исходных компонентов, а также затраты на производство, транспортировку ВВ и т.д. Поэтому использование дорогих тротилосодержащих ВВ в настоящее время на разрезе сведено к минимуму.

Для взрывания используются ВВ на основе аммиачной селитры, не уступающие по своим энергетическим характеристикам тротилосодержащим ВВ:

- для сухих скважин: гранулит УП-1; гранулит НК
- для обводненных скважин: сибирит1200; эмульсолить П и А-20; сибирит ПСМ7500Г и др.

Промежуточные детонаторы для возбуждения детонации: шашка ПТП, ДЭМ, скальный патронированный аммонит ПНП-6ЖВ и др.

Также возможно использование и других типов ВВ, применение которых позволит повысить безопасность и эффективность взрывных работ.

Характеристики основных типов применяемых на предприятии ВВ приведены в таблице 14.6.1.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
						175
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Таблица 14.6.1 - Основные типы ВВ, применяемые на разрезе

	Эмульсо лит А-20	Сибирит 1200	Гранул ит УП-1	Эмульсо лит П	ПТП- 500	ПНП- 6ЖВ	Сибирит ПСМ 7500Г
Теплота взрыва, МДж/кг (ккал/кг)	3,3 (800)	2,58 (617)	3,5-3,71	2,71 (650)	4,58 (1100)	4,33 (1040)	3.1
Кислородный баланс, %	-2,4	-4,8	-2,5 1,2	-7,1	-	-0,53	-3,1
Плотность, г/см ³	1,25 1,35	1,05-1,25	0,85- 0,95	1,3-1,35	1,6	1,05	1,2
Критический диаметр, мм	35-40	25	160	120	-	10-13	50
Скорость детона-ции, км/с	4,8-5	4,9-5,2	3,6-4,2	3,6-4	7,5-7,67	3,6-4,8	-

14.1.7 Схемы монтажа взрывной сети

При выборе схем взрывания отличительными признаками принадлежности их к той или иной группе должны являться: ориентация, направление перемещение и конфигурация фронта отбойки горных пород, а также кратность воздействия поля напряжений, образовавшегося при взрыве на призму разрушения.

Схема взрывной сети при использовании детонирующего шнура и неэлектрических систем инициирования и интервалы замедления в каждом конкретном случае выбираются в зависимости от конкретных условий и поставленной задачи:

- Поскважинная используется для взрывной подготовки вскрышных пород при транспортной системе разработки. Она значительно снижает сейсмическое действие взрыва и действие ударно-воздушной волны.
- При продольной схеме взрывании обеспечивается максимальная ширина развала отбитых пород, поэтому такие схемы наиболее часто используют в случае взрывания скважинных зарядов сброса. К основному преимуществу порядных схем замедлений относят возможность устранения после взрывов заброса породы на верхнюю площадку и уменьшение размеров

зоны заколообразования в глубину массива. Данная схема используется при взрывах для бестранспортной технологии разработки.

- Диагональная схема взрывания позволяет уменьшить ширину развала отбитой горной массы примерно на 25% по сравнению с продольной. При применении соответствующих поверхностных замедлений возможно уменьшать либо увеличивать (регулировать) ширину развала.
- Поперечная схема взрывания обеспечивает минимальную ширину развала отбитой горной массы (практически вполтину меньше, чем при продольной схеме взрывания).
- В случае применения врубовых схем взрывания достигают наиболее высокого качества дробления. Такие схемы эффективно использовать в породах различной крепости и трещиноватости на блоках примерно квадратной формы (либо с небольшим количеством скважин в ряду), а также на блоках достаточно удаленных от охраняемых объектов, т.к. при такой схеме монтажа увеличивается количество скважин, взрывааемых одновременно. Заряды обычно располагают по квадратной или прямоугольной сеткам. Улучшение качества дробления при врубовых схемах обеспечивается главным образом благодаря дополнительному соударению движущихся навстречу кусков породы

Кроме того, используя поверхностные устройства неэлектрических систем инициирования (СИНВ, Эдилин и др.) с различным временем замедления и соединяя их в различной последовательности, можно получить различные схемы инициирования, что обеспечит высокую управляемость процессом взрыва, возможность варьирования схемы инициирования в зависимости от характеристик взрывающей среды, диаметра скважин и сетки бурения, необходимого качества дробления, направления и величины развала.

При использовании внутрискважинных устройств с замедлениями СИНВ-С (ДБИ, Эделин и др.) и монтажа взрывной сети из детонирующего шнура схемы монтажа аналогичны, как и при использовании только детонирующего шнура.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
						177
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

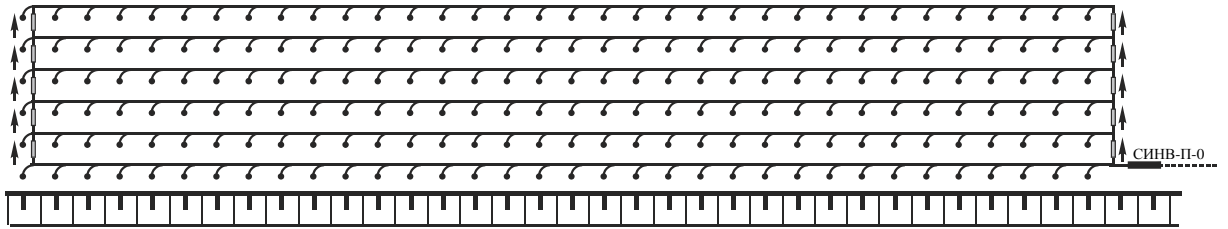
Возможно применение и других схем инициирования при использовании неэлектрических систем инициирования в соответствии с инструкцией по применению неэлектрических систем.

Схемы монтажа взрывной сети приведены на рисунок 14.7.1.

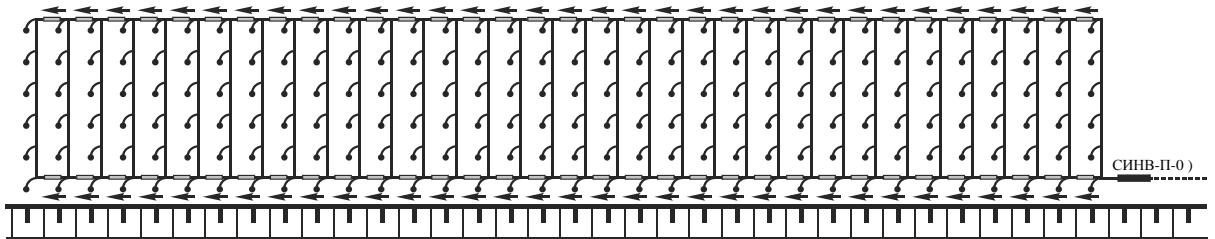
					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		178

Схемы монтажа взрывной сети при использовании детонирующего шнура.

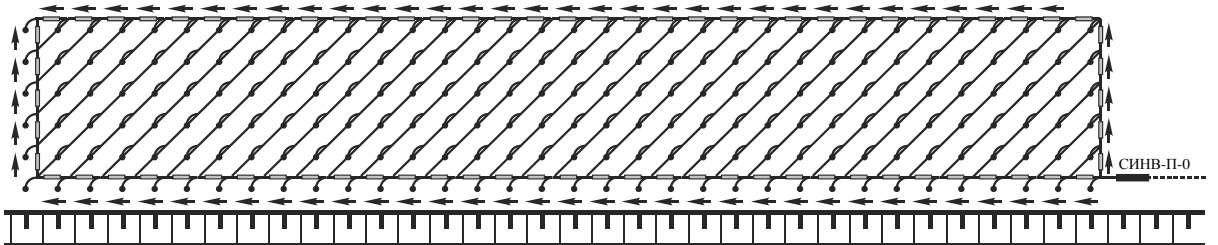
1. Порядная



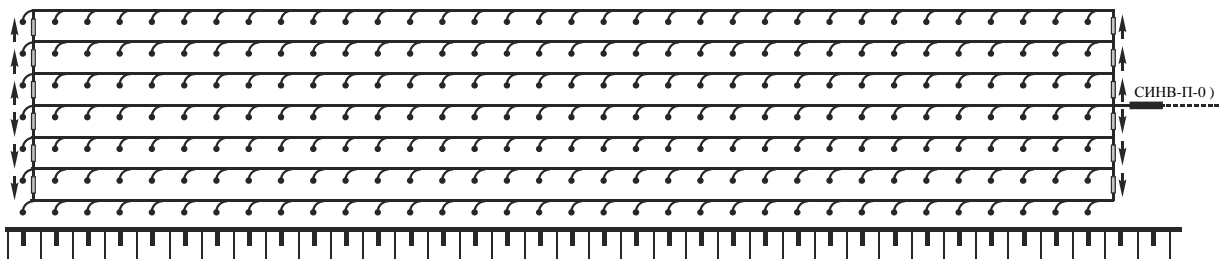
2. Поперечная



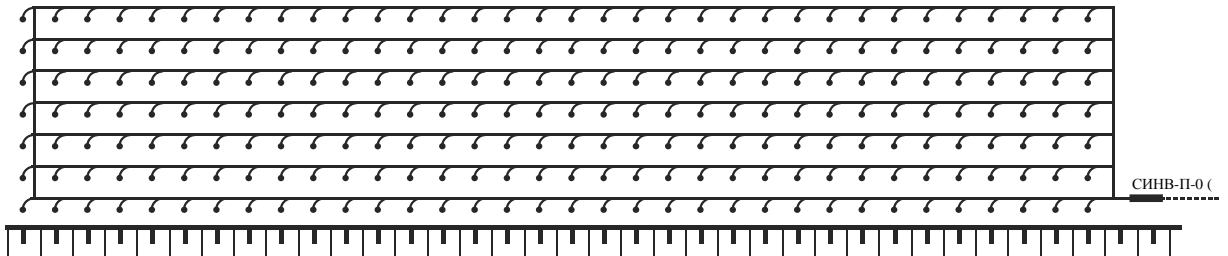
3. Диагональная



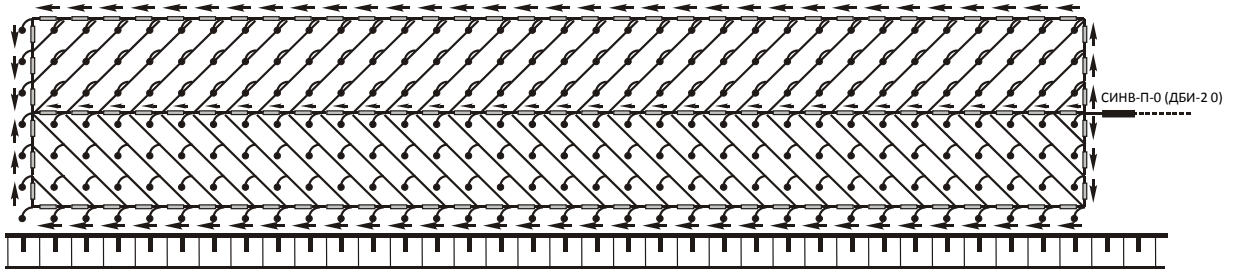
4. Врубная с центральным врубом



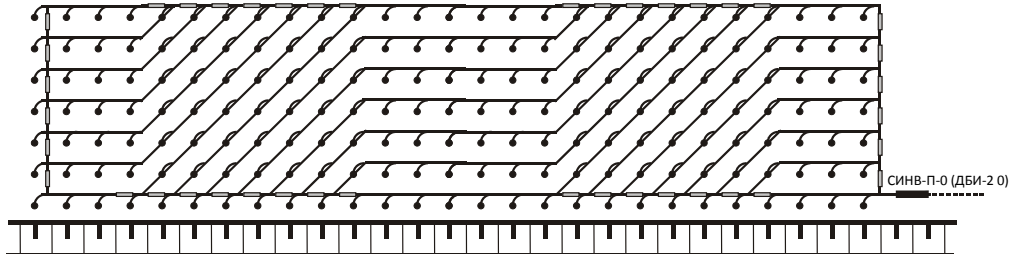
5. Блочная



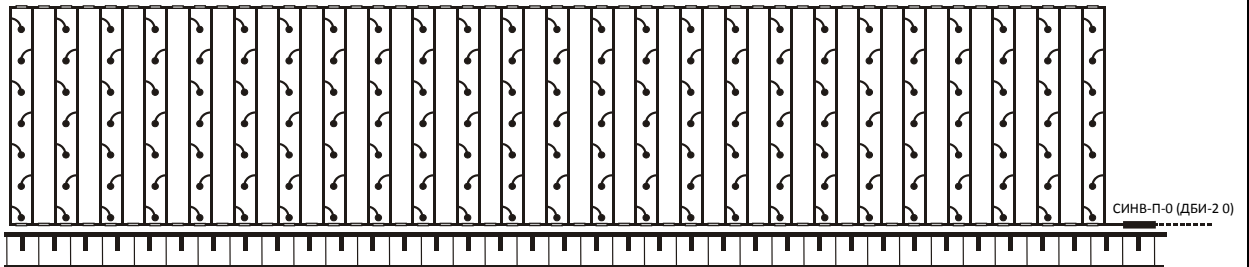
СИНВ-П-0 (ДБИ-2 0)



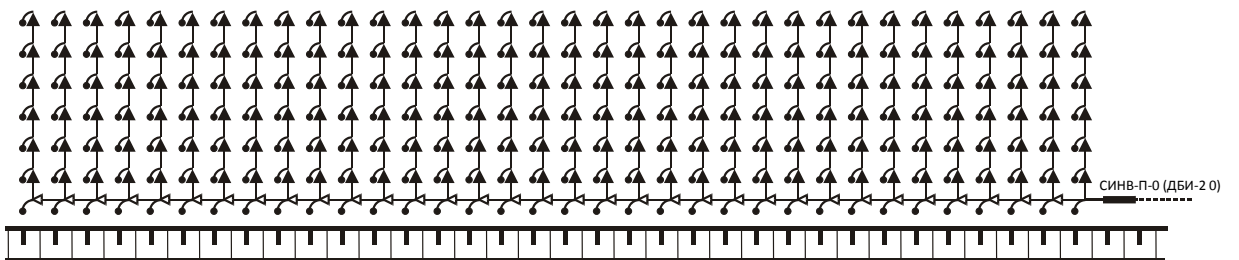
7. Комбинированная



8. Комбинированная поперечная



10. Врубная



11. Врубная с клиновидным врубом

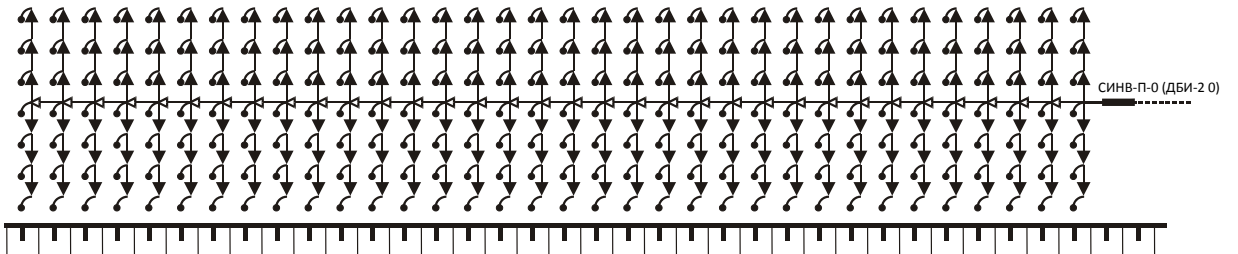


Рисунок 14.7.1 - Схемы монтажа взрывной сети

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ

Лист

180

14.1.8 Конструкции скважинного заряда и способы инициирования

Предусматривается применение следующих конструкций зарядов:

1. Сплошные простые и комбинированные заряды (см. рис. 14.8.1(рис. 1.2.4)).

В состав простых зарядов входят взрывчатые вещества одной марки и промежуточный детонатор.

Комбинированные сплошные заряды формируются из взрывчатых веществ двух или более марок и промежуточного детонатора. Рекомендуется применение комбинированных зарядов в слабообводненных скважинах, при этом заполненная водой часть скважины заполняется водоустойчивым ВВ, а остальная часть, после спада уровня воды в скважине, неводоустойчивым ВВ. Такая конструкция экономически более выгодна и не снижает эффективности взрыва.

2. Рассредоточенные заряды (см. рис. 14.8.1 (рис.3.5)).

Рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления вследствие увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом. Применение рассредоточенного заряда целесообразно только в том случае, если емкость скважины используется не полностью. Заряды рассредоточиваются инертным материалом (шлак, буровая мелочь и т.п.), реже воздушными промежутками.

3. Накладные кумулятивные заряды.

Применяются для взрывания негабаритов, козырьков, нависей льда.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
						181
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

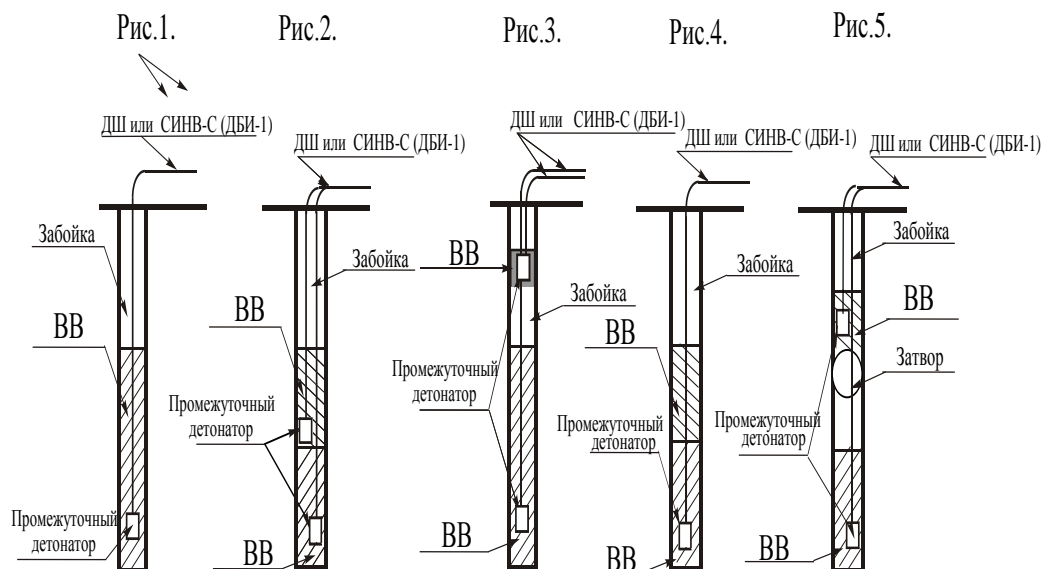


Рисунок 14.8.1 - Конструкции зарядов

Для инициирования скважинных зарядов рекомендуется применять следующие способы инициирования:

1. Прямое инициирование (рис.14.8.2 (рис. 6)).
2. Обратное инициирование (рис. 14.8.2 (рис. 7)).
3. Встречное инициирование (рис. 14.8.2 (рис. 8)).
4. Многоточечное (линейное) инициирование (рис. 14.8.2 (рис. 9))

Рис.6.

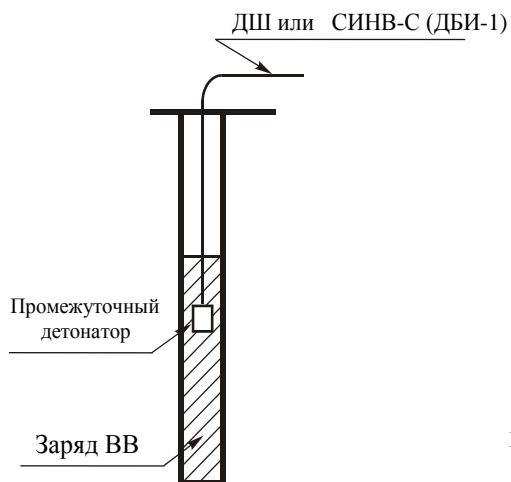


Рис.7.

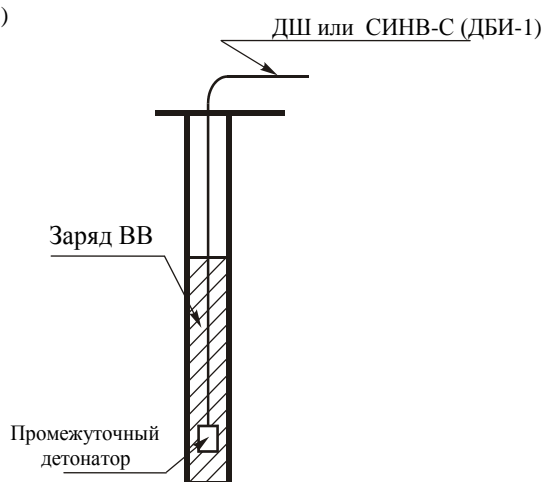


Рис.8.

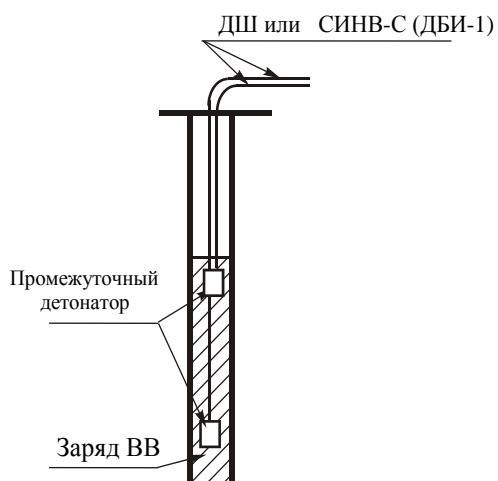


Рис.9.

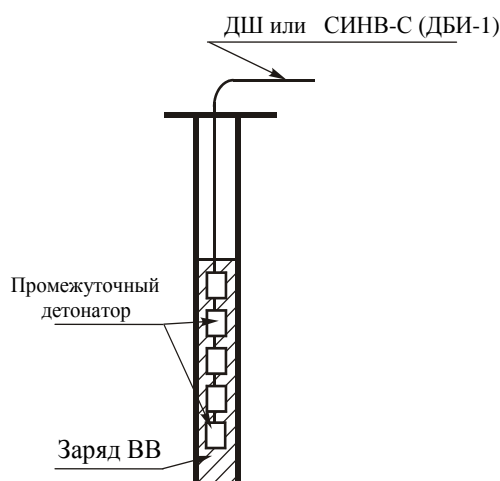


Рисунок 14.8.2 - Способы инициирования зарядов

14.1.9 Расчёт параметров буровзрывных работ

Обоснование удельного расхода ВВ, диаметра скважин.

1.Рациональную степень взрывного дробления пород можно рассчитать по эмпирической зависимости [ссылка на учебник]:

$$Z = 1 + (0,2 \times f)^2 / (E^{1/3} + \Pi_{ВВ})$$

$$Z_p = 1 + (0,2 \cdot 8)^2 / (30^{0,33} + 1) = 1,63, м$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		183

где f - коэффициент крепости по шкале Протоdjяконова М.М.

E - ёмкость ковша применяемого экскаватора;

$\Pi_{\text{ВВ}}$ - показатель относительной эффективности ВВ (в расчёте по тротиловому эквиваленту $\Pi_{\text{ВВ}} = 1$).

2. Диаметр оптимального среднего разрушенного куска Z_p после взрыва рассчитывается по формуле:

$$d_{\text{ср.р}} = d_e / Z_p,$$

$$d_{\text{ср.р}} = 1,6/1,63 = 0,97 \approx 1\text{м.}$$

где $d_e \approx 0,02 \times \sigma_{\text{сж макс}}$ - диаметр естественной отдельности в массиве;

$d_{\text{ср.р}}$ - диаметр среднего разрушенного куска после взрыва.

3. Оптимальный удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте рассчитывается по формуле:

$$q_{\text{опт}} = K_{\text{в}} \times 5 \times d_{\text{с}} \times (d_e - d_{\text{ср.р}}) / (d_e \times d_{\text{ср.р}}) / K_{\text{ВВ}},$$

$$q_{\text{опт}} = 5 \cdot 0,27 \cdot 1,024 \cdot (1,63 - 1) / (0,2 \cdot 8) = 0,544 \text{ кг/м}^3$$

где $d_{\text{с}}$ - диаметр скважины,

$K_{\text{в}}$ - коэффициент влияния обводнённости,

$K_{\text{ВВ}}$ - тротильный эквивалент эталонного ВВ (Граммонит 79/21),

$$K_{\text{ВВ}} = 1,05,$$

Коэффициент влияния обводнённости:

$$K_{\text{в}} = 1 + 0,15 \times (d_e - 1) \times h_{\text{в}} / H_{\text{г}},$$

$$K_{\text{в}} = 1 + 0,15 \cdot (1,6 - 1) \cdot 4/15 = 1,024$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		184

где :

h_B - высота столба воды в скважине;

H_y - высота уступа принята по планированию - 15 м

4. Проектный удельный расход с учётом типа ВВ рассчитывается по формуле:

$$q_{пр} = q_{опт} \times K_{ВВ}$$

$$q_{пр} = 0,544 \cdot 1,3 = 0,707 \text{ кг/м}^3$$

Параметры взрывной подготовки, обеспечивающие оптимальное качество дробления пород приведены в таблице 14.9.1.

Таблица 14.9.1 - Параметры взрывной подготовки, обеспечивающие оптимальное качество дробления пород

Тип экскаватора	Категории пород по блочности	Коэффициент крепости	Диаметр бурения существующего парка б./ст., мм	Угол наклона скважин, град	Высота уступа, м	Оптимальное качество дробления пород, м	Оптимальный удельный расход в тр.экв, кг/м ³
ЭКГ-6.3ус	I	6-7	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,64	0,33
	II	7-8	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,76	0,50
	III	8-9	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,80	0,64
	IV	9-11	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,80	0,77
ЭКГ-8и ЭКГ-10	I	6-7	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,65	0,29
	II	7-8	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,80	0,43
	III	8-9	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,87	0,54
	IV	9-11	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,88	0,65
ЭКГ-12,5 ЭКГ-12УЗТМ	I	6-7	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,66	0,31
	II	7-8	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,82	0,46
	III	8-9	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,90	0,57
	IV	9-11	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,92	0,68
ЭКГ-15	I	6-7	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,67	0,30
	II	7-8	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,83	0,43
	III	8-9	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,92	0,54
	IV	9-11	215,9	90 ⁰ , 75 ⁰	15	0,96	0,64

14.1.10 Расчёт параметров скважин и сетки их расположения

1. Глубина (длина) скважины:

$$l_{скв} = \frac{H_y}{\sin \alpha} + l_n, м,$$

$$l_{скв} = (15 + 1,3)/0,97 = 16,8 м,$$

где α - угол наклона скважин к горизонту, град.;

l_n – длина перебура, м.

2. Длина перебура устанавливается из выражения:

$$l_n = 3 \times d_c \times d_e,$$

$$l_n = 3 \cdot 0,27 \cdot 1,6 = 1,3 м,$$

где l_n – длина перебура, м.

3. Для зарядов, рассредоточиваемых промежутками, суммарная длина интервалов рассредоточения составляет

$$\sum l_p = \frac{l_{сб}}{(1 + 2,5 \times d_e)},$$

$$l_p = 3,9 м$$

l_p – длина промежутка рассредоточения, м.

4. Длина забойки должна составлять:

$l_{заб} = (8 \div 10) \times d_c$ - для скважин с укороченной забойкой, м,

$l_{заб} = (20 \div 25) \times d_c$ - для скважин с нормальной забойкой, м.

5. Длина колонки заряда рассчитывается по формуле:

$$l_{вв} = l_{скв} - \sum l_p - l_{заб},$$

$$l_{вв} = 16,8 - 4,5 - 3,9 = 8,4 м$$

где $l_{вв}$ – длина колонки заряда, м.

6. Линия сопротивления по подошве уступа (W).

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		186

При наклонном расположении скважин W принимается равным расстоянию между рядами скважин, при вертикальном устанавливается из условий безопасного бурения первого ряда скважин:

$$W_6 = H \times \text{ctg} \beta + C_1,$$

где W_6 – сопротивление по подошве уступа, м;

β - угол откоса уступа, град;

C_1 – минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

Однако в любом случае линия сопротивления по подошве уступа не должна превышать значений:

$$W_{\max} = (50 - 8,5 \times d_e) \times d_c,$$

$$W_{\max} = (50 - 8,5 \cdot 1,6) \cdot 0,270 = 9,8 \text{ м}$$

где W_{\max} – максимальная линия сопротивления по подошве уступа по условиям качественной проработки подошвы уступа, м.

7. Масса скважинного заряда:

$$Q_{\text{скв}} = 0,25 \times \pi \times d_c^2 \times \rho \times l_{\text{вв}},$$

где ρ - плотность ВВ

Массу скважинного заряда можно рассчитывать по упрощённой формуле:

$$Q_{\text{скв}} = P \times l_{\text{вв}},$$

$$Q_{\text{скв}} = 69 \cdot 8,4 = 579,6, \text{ кг}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						187
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

где P - вместимость 1 м скважины, м.

8. Сетка расположения скважин на уступе рассчитывается с учётом коэффициента сближения скважин:

$$m = \frac{a}{b} = \frac{2 \times K_{\phi}}{\sqrt{3} \times [1 + (K_{\phi}^2 - 1) \times \sin^2 \alpha]},$$

$$1.36 = \frac{10}{7}$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м;

b – расстояние между рядами скважин, м;

α – угол между направлением максимальной скорости упругой волны и линией откоса уступа, град (в практических расчётах принимается равным 0° , 45° или 90°)

9. Параметры развала взорванной горной массы.

Начальная скорость полёта кусков определяется из выражения:

$$V_0 = 2 \times V_{00} \times \sqrt{\left(\frac{q}{\pi \times \rho \times K} \right)^n}, \text{ м/сек}$$

где V_0 – начальная скорость движения отдельных кусков породы, м/сек;

V_{00} – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/сек;

q – удельный расход ВВ, кг/м³;

ρ – плотность ВВ, кг/м³;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						188
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Коэффициент заполнения скважин, для рассредоточенных зарядов устанавливается по соотношению длины колонки заряда, включая воздушный промежуток к общей длине скважины;

n – показатель степени.

Численные значения скорости смещения частиц V_{00} и показателя степени n составляют:

- в мелкоблочных породах $V_{00} = 3570$ м/сек; $n = 1,3$
- в среднеблочных породах $V_{00} = 3100$ м/сек; $n = 1,28$
- в крупноблочных породах $V_{00} = 2700$ м/сек; $n = 1,26$
- в весьма крупноблочных породах $V_{00} = 2260$ м/сек; $n = 1,23$

Численные значения начальной скорости движения кусков приведены ниже:

- в мелкоблочных породах $V_0 = 24,74$ м/сек;
- в среднеблочных породах $V_0 = 36,91$ м/сек;
- в крупноблочных породах $V_0 = 55,25$ м/сек.

При взрывании на подобранный борт максимальная дальность перемещения породы ΔB_0 :

$$\Delta B_0 = \frac{1}{\cos \varphi} \times \left[P_1 + \sqrt{P^2 - \frac{2 \times V_0^2 \times \sin^2 \alpha \times h_0}{g \times \cos \varphi}} \right] - h_0 \times \operatorname{tg} \varphi, \text{ м}$$

где φ - угол наклона плоскости, на которой формируется развал, град;

g – ускорение свободного падения, м/сек²;

h_0 – высота откольной зоны, м;

α - угол наклона скважины к горизонту, град.

$$P_1 = \frac{V_0^2 \times (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{tg} \varphi) \times \sin^2 \alpha}{g},$$

Высота откольной зоны устанавливается из выражения :

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						189
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$$h_0 = M + 0,5 \times h_3, \text{ м}$$

где M – мощность нижележащей толщи при транспортной технологии как правило $M=0$;

h_3 – высота колонки заряда над подошвой уступа, м.

Если максимальная дальность перемещения пород больше заходки, то есть $\Delta B_0 > A$, то фактическое значение дальности взрывного перемещения породы устанавливается в соответствии с выражением:

$$\Delta B_{\phi} = 0,5 \times (\Delta B_0 + A), \text{ м}$$

$$B_p = 71,89 \text{ м}$$

где A - ширина заходки, м.

Приведённая выше формула ΔB_0 - дальность взрывного перемещения породы соответствует порядной схеме короткозамедленного взрывания. При других схемах короткозамедленного взрывания дальность перемещения породы определяется:

$$\Delta B_{\psi} = \Delta B_{\phi} \times (0,73 + 0,27 \times \cos 2\psi), \text{ м}$$

где: ψ - угол между линией уступа и линией расположения одновременно взрывааемых скважин, град.

$\psi = 45^\circ$ при диагональных схемах КЗВ;

$\psi = 90^\circ$ при поперечных схемах КЗВ.

Коэффициент разрыхления породы в развале устанавливается:

$$K_p = 1 + 0,2 \times \left(1 + \frac{1}{1 + 0,3 \times P_c^2} \right) \times \left(1 - \frac{1}{1 + 67 \times q^2} \right)$$

$$K_p = 1,38$$

10. Расход детонирующего шнура.

Для скважины глубиной до 15м расход ДШ определяется:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						190
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$$L_{\text{дш}} = \sum l_{\text{пд}} + \sum l_{\text{ус}} + \sum l_{\text{м}}, = 776\text{м}$$

где: $\sum l_{\text{пд}}$ - расход шнура для изготовления промежуточных детонаторов, м;

$\sum l_{\text{ус}}$ - длина участковой сети, м;

$\sum l_{\text{м}}$ - длина магистралей, м.

Для скважины глубиной свыше 15 м расход ДШ определяется:

$$L_{\text{дш}} = 2 \times \sum l_{\text{пд}} + \sum l_{\text{ус}} + \sum l_{\text{м}}, \text{ м}$$

11. Расход СИНВ (ДБИ).

При монтаже взрывной сети СИНВ (ДБИ) расход изделий рассчитывается:

- при 100% использовании без дублирования:

СИНВ-С (ДБИ-1) = количество взрываемых скважин;

СИНВ-П (ДБИ-2) магистральные = количество рядов взрываемых скважин;

СИНВ-П (ДБИ-2) участковые = количество взрываемых скважин за вычетом количества магистральных волноводов.

- при комбинированном использовании ДШЭ и СИНВ-С (ДБИ-1) без дублирования:

СИНВ-С (ДБИ-1) = количество взрываемых скважин;

$$L_{\text{ош}} = \sum l_{\text{ус}} + \sum l_{\text{м}}, \text{ м.}$$

$$L_{\text{дш}} = 687 \text{ м}$$

При дублировании поверхностных или скважинных волноводов количество изделий увеличивается соответственно на сумму дублируемых изделий.

12. Расчет воздушных промежутков.

По рекомендациям ИГД им. Скочинского общая длина воздушных промежутков ($\sum l_{\text{вп}}$) не должна превышать:

$$\sum l_{\text{вп}} = (0,45 - 0,025 \times f) \times l_3$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						191
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

где f - коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

Радиус зоны разрушения от диаметра заряда, прочностных свойств пород и плотности применяемого ВВ определяется по формуле:

$$R = 17 \times d_{\text{скв}}^{0.75} \times (0,2f)^{-0,5} \times \rho^{0.5}$$

Если учесть, что от торцевого действия заряда, в соответствии с рекомендациями глубина разрушения составляет 1/3 от радиуса разрушения, определяемого по формуле и то, что при рассредоточении промежутком, заполненным воздухом или другим материалом (водой, буровой штыб и т.д.) образуются два торца заряда, длину промежутка можно определить как $2/3 \times R$.

Максимальную длину воздушного промежутка можно определить по формуле

$$l_{\text{вп}} = 11.3 \times d_{\text{скв}}^{0.75} \times (0,2f)^{-0,5} \times \rho^{0.5}$$

$$l_{\text{вп}} = 3.9 \text{ м}$$

Исходя из выведенной формулы [3] величина промежутка рассредоточения должна составлять не более расчётных данных, приведенных в таблице 14.10.1.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		192

Таблица 14.10.1 - Величины промежутка рассредоточения

Применяемое ВВ	Плотн. ВВ 0,8 тн/м ³		Плотн. ВВ 0,85 тн/м ³		Плотн. ВВ 0,9 тн/м ³		Плотн. ВВ 0,95 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,0 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,05 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,1 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,15 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,2 тн/м ³		Плотн. ВВ 1,25 тн/м ³	
	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
Крепость по шк. Протокода конова	Диаметр бурения																			
15	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
3	4.0	4.5	4.0	5.0	4.5	5.0	4.5	5.0	4.5	5.0	4.5	5.5	5.0	5.5	5.0	5.5	5.0	5.5	5.0	6.0
4	3.5	4.0	3.5	4.0	4.0	4.0	4.0	4.5	4.0	4.5	4.0	4.5	4.0	4.5	4.5	5.0	4.5	5.0	4.5	5.0
5	3.0	3.5	3.5	3.5	3.5	4.0	3.5	4.0	3.5	4.0	3.5	4.0	3.5	4.0	4.0	4.5	4.0	4.5	4.0	4.5
6	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	4.0	3.5	4.0	3.5	4.0	3.5	4.0
7	2.5	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.5	3.5	3.5	4.0
8	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5	3.0	3.5
9	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.5	3.0	3.5
10	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
11	2.0	2.5	2.0	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0
12	2.0	2.5	2.0	2.5	2.0	2.5	2.0	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	3.0	2.5	3.0	2.5	3.0

Для наилучшей равномерности дробления горных пород при применении рассредоточения зарядов величину промежутка необходимо определять по формуле [1], если значения промежутка превышают данные таблицы 1, то число интервалов рассредоточения (n_p) принимается равным целой части величины

$$n_p = \sum l_{en} / l_{en}$$

Для рассредоточенных зарядов длина забойки ($l_{заб.р}$, м) и длина колонки ВВ ($l_{вв.р}$, м) составляет

$$l_{заб.р} = l_{заб} \times \left(1 - \sum l_p / l_{скв}\right),$$

$$l_{заб.р} = 5,4 \cdot \left(1 - \frac{2,8}{16,8}\right) = 4,5 \text{ м}$$

где $l_{заб}$ - длина забойки, рассчитываемой по формуле

$$l_{заб} = (20 \div 25) \times d_{скв}$$

$$l_{заб} = (20 \div 25) \cdot d_c = 5,4 \text{ м}$$

$$l_{вв.р} = l_{скв} - l_{заб.р} - \sum l_p \cdot$$

$$l_{вв} 16,8 - 4,5 - 3,9 = 8,4 \text{ м}$$

При рассредоточении колонки ВВ на две части длина верхней ($l_{вврв}$, м) и нижней ($l_{вврн}$, м) частей составляет

$$l_{\text{ВВРВ}} = 0,35 \times l_{\text{ВВР}},$$

$$l_{\text{ВВРН}} = 0,65 \times l_{\text{ВВР}}.$$

В случае рассредоточения колонки ВВ на три и более частей длина нижней части колонки ВВ принимается равной:

- при вертикальном расположении скважин

$$l_{\text{ВВРН}} = 0,5 \times l_{\text{ВВР}},$$

$$l_{\text{ВВРВ}} = 0,65 \cdot l_{\text{ВВР}} = 5,72 \text{ м}$$

- при наклонном расположении скважин

$$l_{\text{ВВРН}} = 0,35 \times l_{\text{ВВР}},$$

$$l_{\text{ВВРВ}} = 0,35 \cdot l_{\text{ВВР}} = 3,08 \text{ м}$$

Оставшийся заряд делится на части пропорционально числу интервалов рассредоточения.

13. Расчет безопасных расстояний при ВР

Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы (грунта) при взрывании скважинных зарядов рыхления.

Расстояние $r_{\text{разл}}$, м, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле

$$r_{\text{разл}} = 1250 \cdot \eta_z \sqrt{\frac{f}{(1 + \eta_{\text{заб}})} \cdot \frac{d}{a}}, \text{ м}$$

где η_z - коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$\eta_{\text{заб}}$ - коэффициент заполнения скважины забойкой;

f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М.

Протодьяконова;

d - диаметр взрываваемой скважины, м ;

a - расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом η_z равен отношению длины забойки $l_{\text{заб}}$, м, к глубине пробуренной скважины L , м :

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						194
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$$\eta_z = l_3 / L$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой пзаб равен отношению длины забойки $l_{заб}$, м, к длине свободной от заряда верхней части скважины $l_{н,м}$:

$$\eta_{заб} = l_{заб} / l_{н}$$

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки - $\eta_{заб} = 0$

Коэффициент крепости пород

$$f = b \text{ сж} / 100,$$

где бсж - предел прочности пород на одноосное сжатие при стандартном испытании образцов правильной формы, КГС/см² (1 кгс/см² = 98066,5 Па)

При ведении взрывных пород в горных породах, классификация которых осуществляется по строительным нормам, коэффициент крепости определяется по формуле:

$$f = (F / 2,5) ,$$

где F - номер группы взрываемых грунтов по строительным нормам

При взрывании параллельно сближенных скважинных зарядов диаметром d принимается их эквивалентный диаметр

$$d_3 = d \text{ Nc} ,$$

где Nc - число параллельно сближенных скважин в кусте.

При производстве взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны разл в направлении вниз по склону должны быть увеличены и безопасные расстояния по разлету кусков породы, м, рассчитаны по формуле

$$R_{разл} = r_{разл} \cdot K_p ,$$

где $R_{разл}$ - опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или местности, расположенной ниже 30 м, считая от верхней отметки взрываемого участка;

K_p - коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						195
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

При взрывании на косогоре

$$K_p = 1 + \operatorname{tg} \alpha ,$$

где α - угол наклона косогора к горизонту, град.

В тех случаях, когда вместо угла известно превышение места взрыва над границей опасной зоны,

$$K_p = 0,5 \sqrt{H} + 1$$

где H - превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

14. Определение сейсмически безопасных расстояний.

Расчет сейсмически безопасных расстояний производится на основании рекомендаций, выданных Кузнецким филиалом НИИОГР и Магнитогорским горно-металлургическим институтом им. Г.И. Носова.

Выбор допустимой скорости колебаний определяется устойчивостью конструкции и назначением объекта. Допустимую скорость устанавливают по следующему принципу – плановые промышленные взрывы не должны вызывать повреждений, влекущих за собой необходимость ремонта по техническим или экстренным соображениям. При аварийном воздействии возможные повреждения не должны представлять опасности для жизни и здоровья людей.

Общий принцип охраны сооружений выражается как

$$u_k \leq u_{пр},$$

где u_k – возможная скорость колебаний грунтов при взрывах, м/с;

$u_{пр}$ – предельно допустимая скорость колебаний грунтов при взрывах, м/с.

$$u_{пр} = 0,01 \times \exp\left(\frac{K_c - P_p}{2} + 1\right), \text{ м/с,}$$

где K_c – класс сооружений;

P_p – суммарный ранг объекта.

Класс сооружения определяется степенью его важности. В соответствии со СНиП II-A.3-62 и СНиП II-A.12-69 промышленные здания и сооружения подразделяются на четыре класса см. табл.14.10.2.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						196
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

Таблица 14.10.2 - Классы ответственности сооружений

Тип сооружения	Класс ответственности
Сооружения промышленного назначения большой важности (трубопроводы, большие цеха, копры шахт, и т.д.) со сроком службы более 20 лет, гражданские здания с большим скоплением людей (3÷5 этажные жилые дома, кинотеатры, больницы и т.п.)	2
<i>То же, но небольших размеров в плане и не выше трех этажей (АБК, мехмастерские и т.п.)</i>	3
Здания и сооружения, нарушения в которых не угрожают жизни и здоровью людей, повреждению оборудования	4

Суммарный ранг объекта определяется как:

$$P = P_c + P_m + P_t + P_y,$$

где P_c – состояние объекта:

$P_c = 0$ – нет нарушений и остаточных деформаций, качество строительных работ хорошее;

$P_c = 1$ – небольшие трещины в стенах;

$P_c = 2$ – значительные трещины в стенах;

$P_c = 3$ – значительные трещины в стенах и в каркасе.

P_m – материал стен:

$P_m = 0$ – дерево;

$P_m = 1$ – камень, кирпич;

$P_m = 2$ – крупные блоки;

$P_m = 3$ – крупные панели.

P_t – тип здания:

$P_t = 0$ – здание с железобетонным или металлическим каркасом;

$P_t = 1$ – здание с несущими стенами.

P_y – антисейсмические усиления:

$P_y = 1$ – нет усилений;

$P_y = 0$ – для зданий с антисейсмическими усилениями.

При наличии антисейсмических усилений на каждый последующий выше 6 баллов – (-1).

При часто повторяющихся взрывах в условиях открытых горных разработок повышают надежность прогноза безопасности

$$u_{np} = \frac{u_{np}}{K_k},$$

где K_k – коэффициент относительного уменьшения максимально допустимой скорости колебаний.

$$K_k = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9 \times \gamma} \times \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2} \times \sqrt{\frac{\gamma \times C_p}{(\gamma \times C_p)_н}},$$

где C_p – скорость продольной волны во взрываемом массиве, м/с;

C_s – скорость поперечной волны во взрываемом массиве, м/с;

γ – плотность пород, кг/м³;

μ – коэффициент Пуассона взрывааемых пород;

$\gamma \times C_p$ – акустическая жёсткость пород в районе взрыва;

$(\gamma \times C_p)_н$ – акустическая жёсткость пород в районе охраняемого объекта.

Предельное эквивалентное приведённое расстояние устанавливается из соотношения

$$\frac{u_{np}}{K_k} = R_{э.нр.}^{-2,2 \times R_{э.нр.}^{-0,05}}$$

Предельное эквивалентное приведённое расстояние корректируется с учётом горнотехнических условий

$$R_{нр.} = \left(\frac{2 \times R_{э.нр.}}{K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \times K_6} \right)^{\frac{1}{n_1 \times n_2}},$$

где K_1, n_1 – коэффициенты, характеризующие работоспособность ВВ;

$$K_1 = \left(k_{вв} \times \frac{\rho_{вв}}{0,9} \right)^{-3},$$

$k_{вв}$ – переводной коэффициент по отношению к граммониту 79/21;

$$n_1 = \left(k_{вв} \times \frac{\rho_{вв}}{0,9} \right)^{-0,5},$$

K_2, n_2 – коэффициенты, характеризующие конструкцию зарядов.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		198

$$K_2 = K_6^{1,9}; n_2 = K_6^{0,9}$$

$$K_6 = \frac{l_{зк}}{l_{зар}},$$

где $l_{зк}$ – длина зарядной камеры, м; $l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м.

При сплошной конструкции заряда $K_2 = 1, n_2 = 1$.

K_3 – коэффициент угла наклона скважины, при вертикальном бурении $K_3 = 1$, при наклонном – $K_3 = 1,1$;

K_4 – коэффициент наличия открытых поверхностей, при 1–2 рядном взрывании $K_4 = 1$, при при 3-рядном взрывании $K_4 = 0,9$, при 4-рядном взрывании $K_4 = 0,9$, при 5-рядном взрывании и более взрывании $K_4 = 0,65$;

K_5, K_6 обычно в условиях разрезов равны 1.

Предельная масса мгновенно взрываемого заряда (q) определяется из выражения

$$Q_{np} = \left(K_1 \times \frac{r}{R_{np}} \right)^3, \text{ кг},$$

где K_1 – коэффициент влияния пространственного расположения взрываемого блока по отношению к охраняемому объекту.

$$K_1 = 0,115 \times \sqrt{\alpha_{л}} \times \sqrt[3]{\frac{L_6}{r}}, \quad \text{при } 36 < \alpha_{л} < 180^\circ,$$

$$K_1 = 0,69 \times \sqrt[3]{\frac{L_6}{r}}, \quad \text{при } \alpha_{л} < 36^\circ$$

где $\alpha_{л}$ – угол, между линией зарядов и кратчайшим расстоянием до охраняемого объекта, градус;

L_6 – длина взрываемого блока, м;

r – расстояние до охраняемого объекта, м.

Общая масса заряда взрываемого блока при короткозамедленном взрывании определяется по зависимости:

$$Q_{\text{бл.кзв.}} = \frac{Q_{np}}{k_{кзв}^3}, \text{ кг},$$

где $k_{кзв}$ – коэффициент КЗВ, учитывающий количество и величину

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						199
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

интервальных замедлений (см. табл. 14.10.3).

Таблица 14.10.3 - Значения коэффициента в зависимости от интервала замедления и количества замедляемых групп

Интервалы замедления, мс	Величина $k_{кзв}$ при числе групп						
	2	4	8	12	16	20	Более 20
10	1,15	1,3	1,48	1,58	1,58	1,58	1,58
20÷35	1,1	1,19	1,28	1,36	1,39	1,43	1,46
50÷70	1,03	1,07	1,08	1,1	1,12	1,13	1,22

При количестве замедляемых групп $n > 20$ для интервала замедления $\tau = 50$ м.с. и равномерном распределении массы ВВ по замедленным группам, когда масса заряда группы не превышает допустимой величины, происходит раздельное взрывание групп, и сейсмоэффект взрыва определяется массой заряда группы. В этом случае масса заряда блока составит:

$$Q_{\text{бл.кзв.}} = Q_{\text{гр}} \times n, \text{ кг,}$$

При ведении взрывных работ следует придерживаться следующих рекомендаций по рациональным режимам КЗВ:

1. Оптимальные интервалы замедления между группами 35 и 50 м.с.
2. Масса зарядов групп по возможности должна равномерно распределяться по группам.
3. Детонацию зарядов производить со стороны охраняемых объектов.
4. При количестве замедляемых групп более 20, при соблюдении рекомендаций по режимам КЗВ, сейсмоэффект взрыва определяется массой заряда группы, а не блока.
5. Применять по возможности низко бризантные ВВ.
6. При невозможности равномерного распределения зарядов по группам, первыми взрывать заряды меньшего веса, а затем по нарастающей.
7. Применять схемы инициирования с использованием поверхностных и скважинных систем инициирования неэлектрического взрывания СИНВ, ДБИ. При определенных схемах монтажа взрывной сети скважины могут

взрываться индивидуально, что уменьшает количество ВВ взрывающегося одновременно.

15. Расстояния, безопасные по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения.

$$r_{вв} = K_{вв} \sqrt[3]{Q};$$

$$r_{вв} = k_{г} \sqrt{Q}$$

где $r_{вв}$ - безопасное расстояние, м;

Q - масса заряда взрывчатых веществ, кг;

$K_{вв}$, $k_{г}$ - коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений.

Эти формулы следует применять для определения относительно безопасных расстояний до зданий (сооружений) от мест изготовления взрывчатых веществ, хранения взрывчатых материалов на складах, мест погрузки, разгрузки и переработки взрывчатых материалов, а также отстоя транспортных средств с ними, от мест взрывов наружных зарядов и зарядов выброса.

16. Определение расстояний, безопасных по действию УВВ на застекление при взрывании наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления.

При одновременных взрывах наружных и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления безопасные расстояния $r_{вв}$ по действию УВВ на застекление определяется по формулам :

$$r_{вв} = 200 \sqrt[3]{Q_{э}}, \text{ м, при } 5000 > Q_{э} \geq 1000 \text{ кг};$$

$$r_{вв} = 65 \sqrt{Q_{э}}, \text{ м, при } 2 \leq Q_{э} < 1000 \text{ кг};$$

$$r_{вв} = 63 \sqrt[3]{Q_{э}}, \text{ м, при } Q_{э} < 2 \text{ кг},$$

где Q - эквивалентная масса заряда, кг.

Эквивалентную массу заряда определяют следующим образом:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						201
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

а) для наружных зарядов (высотой $h_{заб}$ с засыпкой слоем грунта $h_{зар}$), взрывааемых одновременно:

$$Q_э = K_n Q,$$

где $Q_э$ - суммарная масса зарядов, кг;

K_n - коэффициент, значение которого зависит от отношения $h_{заб} / h_{зар}$ (см. табл. 14.10.4).

Таблица 14.10.4 - Значения коэффициента K_n

$h_{заб} / h_{зар}$	0	1	2	3	4
K_n	1	0,5	0,3	0,1	0,03

б) для группы в количестве N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрывааемых одновременно:

$$Q_э = P l_{зар} K_з N,$$

где P - вместимость взрывчатых веществ 1 м скважины (шпура), кг;

$l_{зар}$ - длина заряда, м;

$K_з$ - коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $l_{заб}$ к диаметру скважины (шпура) d . При отсутствии забойки - зависит от отношения длины свободной от заряда части скважин $l_{св}$ к d (таблица 14.10.5);

Таблица 14.10.5 - Значение коэффициента $K_з$

$l_{заб} / d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,15	0,02	0,003	0,002
$l_{св} / d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,3	0,07	0,02	0,004

в) для группы из N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрывааемых одновременно :

$$Q_э = 12 P d K_з N$$

Во всех случаях, когда заряды инициируются детонирующим шнуром, суммарная масса взрывчатых веществ сети детонирующего шнура добавляется к значениям Q.

При интервале замедления от 30 до 50 мс безопасное расстояние должно быть увеличено в 1,2 раза, от 20 до 30 мс - в 1,5 раза и от 10 до 20 мс - в 2 раза.

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, безопасное расстояние должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

17. Определение безопасного расстояния по действию УВВ на человека.

$$r_{\min} = 15 \sqrt[3]{Q}$$

где Q - масса взрываемого наружного заряда взрывчатых веществ, кг.

18. Расстояние r_d , исключающее возможность передачи детонации от взрыва на земной поверхности одного объекта с взрывчатыми материалами - активного заряда к другому такому объекту - пассивному заряду.

$$r_d = K_d \sqrt[3]{Q^4 b}$$

где r_d - безопасное расстояние от центра активного до поверхности пассивного заряда, м;

K_d - коэффициент, значение которого зависит от вида взрывчатых материалов зарядов и условий взрыва ;

Q - масса взрывчатых веществ активного заряда. кг ;

b - меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля), м.

19. Определение безопасных расстояний по действию ядовитых газов.

При одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 тн. должна быть учтена газоопасность взрыва и установлено безопасное расстояние, которое определяется по формуле:

а) в условиях отсутствия ветра или в направлении перпендикулярном к

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		203

распространению ветра

$$r_r = 160\sqrt[3]{Q},$$

где Q – суммарная масса взрывааемых зарядов, т

б) по направлению ветра:

$$r_{r1} = 160\sqrt[3]{Q(1+0.5V_e)},$$

где V_e – скорость ветра перед взрывом, м/с.

Результаты расчетов параметров и качества взрывной подготовки уступов приведены в таблицах 14.10.6 и 14.10.7.

Таблица 14.10.6 - Расчет параметров взрывной подготовки вскрышных пород

№	Наименование	Обозначения	Значения
1.	Переводной коэффициент $K_{вв}$	$K_{вв}$	1,3
2.	Предел прочности пород	МПА	65
3.	Степень взрывного дробления пород	Z	1,7
4.	Диаметр скважины, м	d, м	0,240
5.	Угол наклона скважин к горизонту	b, град.	75
6.	Высота черпания, м	$H_{ч}$, м	13,5
7.	Радиус черпания, м	$R_{ч}$, м	12,6
8.	Высота уступа	$H_{у}$, м	15
9.	Плотность ВВ	d, кг/м ³	1300
10.	Ширина буровзрывной заходки	$A_{бвр}$, м	18
11.	Удельный расхода ВВ	$q_{вв}$, кг/м ³	0,65
12.	Длина скважины	$L_{скв}$, м	16,46
13.	Величина перебура	$L_{п}$, м	0,94
14.	Длина забойки	$L_{заб}$, м	4,2
15.	Длина заряда	$L_{вв}$, м	10,11
16.	Вместимость 1 м скважины	P, м	58,78
17.	Масса скважинного заряда	$Q_{скв}$, кг	594,27
18.	Масса верхней части заряда	$Q_{зв}$, кг	207,9
19.	Масса нижней части заряда	$Q_{нв}$, кг	386,37
20.	Суммарная длина интервалов рассредоточения	$\sum L_p$	2,46
21.	Воздушный промежуток	L_{p1} , м	2,46
22.	Количество интервалов рассредоточения	n_p	1,0
23.	Для рассредоточенных зарядов длина забойки	$L_{заб p}$, м	3,47

Таблица 14.10.7 Результаты расчетов качества подготовки горных пород

№	Наименование	Обозначения	Значения
1.	Высота соответствующей колонки ВВ	h_3	10,11
2.	Высота откольной зоны над подошвой уступа	$h_0, \text{ м}$	4,4
3.	Скорость смещения частиц на стенке зарядной полости	$V_c, \text{ м/с}$	3365
4.	Начальная скорость полета кусков	$V_0, \text{ м/с}$	22,64
5.	Дальность взрывного перемещения	$\Delta B_0, \text{ м}$	39
6.	Проектная ширина развала	$B_p, \text{ м}$	34,76
7.	Высота развала по линии последнего ряда скважен	$h, \text{ м}$	13,7
8.	Средний диаметр куска взорванной горной массы	$d_{cp}, \text{ м}$	0,76
9.	Выход негабаритов массы по ковшу экскаватора	$\varphi(x_n) \text{ долей}$	2,6
10.	Линейный размер негабаритов	$x_n, \text{ м}$	1,60
11.	Радиус сейсмически опасных зон	$\tau_c, \text{ м}$	438
12.	Радиус опасной зоны по действию УВВ	$\tau_e, \text{ м}$	488
13.	Радиус опасной зоны по разлету кусков отдельных породы	$\tau_{раз}, \text{ м}$	300

Результаты расчета экономических показателей по результатам ведения буровзрывных работ с параметрами, полученных при расчетах данной дипломной работы приведены в таблице 14.10.8

Таблица 14.10.8 - Результаты расчетов экономических показателей

Показатель	ИСКРА-С	ДШЭ-12	СИНВ-С
Себестоимость Руб/м	1374	1076	2135
Удельный расход, м ³ /1 п.м.	27368	776	687
Выход негабарита, %	3,71	4,1	1,74
Снижение ударной волны, %	-1,2	-0,7	-8,57
Себестоимость 1м ³ ВГМ, руб.	16,74	15,2	17,6

Удельные затраты на взрывчатые материалы:

$$c_{\text{вм}} = \frac{C_{\text{вм}}}{M_{\text{бвр}}}, \text{ руб/м}^3,$$

$$c_{\text{вм}} = \frac{56018}{7960} = 7,04 \text{ руб/м}^3$$

Удельные затраты на ВВ:

$$c_{\text{ВВ}} = (0,93 - 0,97) \cdot c_{\text{вм}}$$

$$c_{\text{ВВ}} = 0,95 \cdot 7,04 = 6,69 \text{ руб/м}^3$$

Удельные затраты на бурение:

$$c_{\text{бур}} = (0,5 - 0,55) \cdot c_{\text{вм}}, \text{ руб/м}^3,$$

$$c_{\text{бур}} = 0,52 \cdot 7,04 = 3,66 \text{ руб/м}^3$$

Удельные затраты на взрывание ($c_{\text{вв}}$, р./м³) определяются в зависимости от удельного расхода ВВ ($q_{\text{вв}}$, кг/ м³), средней цены на ВВ ($\Pi_{\text{вв}}$, р./т) с учетом дополнительных затрат на средства взрывания:

$$c_{\text{вв}} = \frac{(1 + \delta_{\text{св}}) \cdot \Pi_{\text{вв}} \cdot q_{\text{вв}}}{1000}$$

где $\delta_{\text{св}}$ - коэффициент, учитывающий затраты на средства взрывания ($\delta_{\text{св}} = 0,05 - 0,09$), дол. ед. 1000 – переводной коэффициент между тоннами и килограммами.

Эта же величина может быть определена на основе отчетов о выполненных объемах работы и себестоимости по элементам затрат за некоторый базовый период, где приводятся объем вскрыши с БВР и затраты на взрывчатые материалы в составе элемента «Материалы»

$$c_{\text{вв}} = \frac{\bar{C}_{\text{вв}}}{V_{\text{вв}}}$$

где $\bar{C}_{\text{вв}}$ - затраты на ВВ в составе элемента себестоимости «Материалы», р.;

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
						206
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$\bar{V}_{вв}$ - объем вскрыши с БВР, м³.

Затраты на буровые ($C_{бур}$, р./м³) работы при средней цене на ВВ 10 тыс. р./т составляют:

$$C_{бур} = \delta_{бур} \cdot \frac{Ц_{вв} \cdot q_{вв}}{1000}$$

где $\delta_{бур}$ - коэффициент, учитывающий затраты на бурение вскрышных пород ($\delta_{бур} = 0,5 - 0,6$), дол. ед.

14.1.11 Структура управления по подготовке и проведению ВР

Ответственными за подготовку опасной зоны горных участков к взрыву, вывод оборудования, транспорта, людей, отключение электроэнергии на каждый массовый взрыв, охрану опасной зоны, подачу сигналов - назначаются лица из числа ИТР горных участков и участка энергоснабжения разреза согласно списку (приложение к приказу о руководстве взрывными работами).

Технический директор разреза (зам. технического директора по БВР), является ответственным лицом за утверждение проектов буровых работ, согласование проектов массовых взрывов участков ВР, утверждение распоряжков массовых взрывов.

Заместитель технического директора по БВР является ответственным за контроль исполнения:

- подготовки площадок под бурение согласно графику ВР;
- качества обуривания блоков;
- предоставления в участок ВР первичной технической документации для составления «Проектов массовых взрывов» и своевременное их согласование;
- своевременной подготовки блоков к завозу ВМ, освещения блоков в темное время суток;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		207

- подготовки места установки будки для охраны блоков;
- составления и согласования с Подрядчиком схем маршрутов перевозки ВМ, оформления разрешения на перевозку и маршрутов перевозки ВМ внутри разреза и областных;
- вывода горнотранспортного оборудования и людей за пределы опасной зоны;
- оцепления опасной зоны взрыва и инструктажа постовых;
- подачи предупредительных сигналов;
- устранения последствий ведения взрывных работ;
- своевременного допуска рабочих в забой после производства взрывных работ.

Руководителем взрывных работ является заместитель технического директора участка ВР, а в его отсутствие лицо, его замещающее.

Заместитель технического директора по ВР участка ответственный за:

- организацию безопасного производства ВР в соответствии с ЕПБ при ВР, «Типового проекта массового взрыва» и другими нормативными документами;
- оповещение соседних предприятий и согласование времени производства взрывов;
- правильность составления технической документации на производство ВР;
- организацию и качественное производство ВР в соответствии с планом-графиком производства ВР;
- наличие необходимой разрешительной документации органов УВД, МГТО на приобретение ВМ, на хранение, производство ВР;
- учет, хранение и организацию безопасной перевозки ВМ;
- соблюдение установленного порядка лиц для руководства взрывными работами;
- приемку блока под зарядание;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	<i>Лист</i>
						208
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

- своевременную подачу заявок на сопровождение и охрану заряжаемых блоков согласно заключенных договоров.

14.1.12 Обеспечение безопасности при производстве взрывных работ

С начала года приказом на каждый участок взрывных работ назначаются ответственные лица за работы связанные с взрыванием, транспортировкой, хранением, учётом и выдачей ВМ.

На разрезе с начала года приказом назначаются ответственные лица за работы связанные с безопасной организацией взрывных работ.

При производстве массового взрыва производится комплекс мероприятий по обеспечению безопасной организации взрывных работ определенных проектом.

На основании проекта массового взрыва участок ВР производит доставку взрывчатых материалов и зарядание скважин.

Находящиеся на блоке взрывчатые материалы охраняются местными контролерами ВОХР при ОВО, при обязательном искусственном освещении в темное время суток.

Перед началом зарядания блока, выставляется запретная зона (аншлаги, красные флажки) на расстоянии не менее 20 м от ближайшего заряда. Она распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором проводится зарядание, так и на ниже и вышерасположенные уступы, считая по горизонтали от ближайших зарядов.

В запретную зону разрешается проход лиц технического надзора разреза и работников контролирующих органов, по удостоверениям личности, при наличии связи с руководителем производства массового взрыва (взрывника) в данной смене и только через пост, к которому выходит взрывник.

При производстве массового взрыва обязательна подача звуковых сигналов для оповещения людей. Запрещается подача звуковых сигналов голосом, а также с применением взрывчатых материалов.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		209

Значение и порядок звуковых сигналов:

первый сигнал – предупредительный (один продолжительный).

Сигнал подается при вводе опасной зоны.

второй сигнал – боевой (два продолжительных). По этому сигналу проводится взрыв.

третий сигнал – отбой (три коротких). Означает окончание взрывных работ.

Сигналы подаются специально назначенным работником разреза, только с разрешения ответственного руководителя за производство взрывных работ в данной смене участка ВР, который, в свою очередь, должен получить письменное подтверждение о том, что люди и техника выведены из опасной зоны и посты охраны опасной зоны расставлены.

Значение и порядок сигналов, время производства взрывных работ должны быть доведены до сведения трудящихся разреза.

Проектом на производство массового взрыва устанавливаются опасные зоны для охраняемых объектов, людей и оборудования. Вывод людей и оборудования за пределы опасных зон и выставление постового оцепления на границах опасной зоны для людей, при производстве массового взрыва, осуществляется:

- при взрывании с применением детонирующих шнуров – до начала установки в сеть пиротехнических реле (замедлителей);

- при использовании неэлектрических систем инициирования с низкоэнергетическими волноводами – с момента подсоединения взрывной сети участков к магистральной.

При этом посты выставляются так, чтобы все пути движения людей и животных в опасную зону были под постоянным наблюдением постовых.

Начальник участка ВР производит оповещение сторонних организаций, чьи объекты находятся в радиусе опасной зоны взрыва, не менее, чем за сутки до взрыва, согласовывает время и место его проведения.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		210

Ответственный руководитель взрыва от участка ВР ставит в известность ответственного за подготовку территории опасной зоны (начальника горного участка) о времени окончания зарядания скважин.

Ответственный за подготовку территории опасной зоны горного участка к взрыву производит вывод горнотранспортного оборудования и людей за пределы опасной зоны, демонтаж ЛЭП, вывозит мачту освещения, перед вводом опасной зоны выставляет постовых на охрану опасной зоны.

Постовые назначаются из числа проинструктированных рабочих разреза не моложе 18 лет. Наряд инструктаж на охрану опасной зоны производится под роспись в распорядке проведения массового взрыва.

Охрана опасной зоны организуется так, чтобы все пути, ведущие к месту производства взрывных работ (дороги, тропы, горные выработки) находились под постоянным наблюдением.

Ко времени, установленному ответственным за подготовку территории опасной зоны горного участка к взрыву от филиала «Краснобродский угольный разрез», все постовые, согласно количеству постов, указанных в распорядке проведения массового взрыва, собираются у взрываемого блока вне запретной зоны.

Ответственный за подготовку территории опасной зоны горного участка к взрыву производит с каждым постовым под роспись в распорядке проведения массового взрыва наряд-инструктаж на охрану опасной зоны с указанием конкретного места нахождения поста.

Постовым запрещается поручать работу, не связанную с выполнением прямых обязанностей по охране опасной зоны.

Каждому постовому присваивается цифровой код, который указывает номер поста.

Для выполнения постовыми своих обязанностей они должны быть оснащены красными флажками и рацией.

По окончании монтажа взрывной сети ответственный руководитель массового взрыва, а при одновременном взрывании нескольких блоков - лица,

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		211

специально назначенные ответственными за зарядание и подготовку к взрыву отдельных блоков участков ВР проверяют соответствие монтажа взрывной сети проектным схемам коммутации, надежность узлов и соединений, правильность установки замедлителей. Обнаруженные дефекты должны быть устранены.

Между ответственным руководителем массового взрыва и лицами, ответственными за зарядание и подготовку к взрыву отдельных блоков, должна обеспечиваться надежная двусторонняя связь.

Производство массового взрыва может допускаться только при наличии средств надежной радиосвязи между следующими лицами:

- ответственным руководителем массового взрыва участка ВР;
- ответственным за подготовку территории опасной зоны разреза;
- постовыми охраны опасной зоны.

Ответственный руководитель взрыва от участка ВР получив письменные донесения лиц, ответственных за охрану опасной зоны и выставление постов, а также за вывод людей с территории опасной зоны, убедившись в выполнении мероприятий, перечисленных в распорядке проведения массового взрыва, дает разрешение на подачу боевого сигнала.

Ответственный руководитель массового взрыва участка ВР дает указание взрывнику на производство взрыва.

После рассеивания газопылевого облака, но не ранее чем через 30 мин после взрыва ответственный руководитель массового взрыва участка ВР организует осмотр взорванных блоков с принятием мер, предотвращающих отравление газами проверяющего персонала.

При отсутствии отказов скважинных зарядов ответственный руководитель взрыва участка ВР дает указание о подаче сигнала «Отбой». По этому сигналу посты охраны опасной зоны снимаются.

Контроль над наличием отказов после массового взрыва, их регистрация и ликвидация должны осуществляться в соответствии с

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		212

установленными на предприятиях требованиями инструкций, согласованных с органами Ростехнадзора.

Результаты выполненных массовых взрывов заносятся в специальную форму и подлежат систематическому анализу. В случае некачественной подготовки взорванной горной массы участком ВР принимаются совместные решения по уточнению параметров и дальнейшему совершенствованию буровых и взрывных работ.

Выводы по специальной части.

Как при открытой, так и подземной добыче полезных ископаемых основным процессом является разрушение горных пород при помощи буровзрывных работ. Эффективность разрушения пород при бурении и взрывании в значительной степени определяет производительность последующих технологических процессов — погрузки, транспорта и т. д. В связи с интенсификацией технологических процессов и расширением объемов производства совершенствуется техника и технология буровых и взрывных работ. На открытых и подземных разработках широко внедряются более совершенные и эффективные буровые станки и машины, средства механизации заряжания взрывчатых веществ (ВВ), более безопасные ВВ, способы управления действием взрыва. Взрывные работы, проводимые на горных предприятиях и в строительстве, вызывают негативное сейсмическое воздействие на производственную среду предприятий и другие охраняемые объекты.

В настоящее время совершенствование способов повышения безопасности технологических процессов и условий труда работников при разумном промышленном развитии имеет первостепенное значение, а культура взрывания предполагает уменьшение вредного воздействия последствий взрыва. С увеличением глубины карьеров увеличивается угол откосов уступов и бортов, что повышает вероятность обрушений в результате сейсмических воздействий взрывных работ. Наличие на промплощадках

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		213

дорогостоящего оборудования также предполагает минимизацию сейсмического проявления взрыва.

Для целей уменьшения сейсмического проявления взрыва, повышения качества взрывных работ, снижения аварийности и травматизма в последнее время применяют элементы инициирования без использования электрического тока, способные изменять задержку между взрывами в широких пределах. Это отечественные системы неэлектрического инициирования взрыва СИНВ, ИСКРА, КОРШУН, использование которых на предприятиях достигает более 10 млн. комплектов. Применяются также иностранные системы НОНЕЛЬ, ПРИМАДЕТ, однако общий объем их применения в России не превышает 4%.

В специальной части своего дипломного проекта я рассматриваю современную систему инициирования с применением СИНВ. Система является аналогом шведской системы - Нонель фирмы Нитро Нобель разработанной и появившейся на рынке в 1973 г. Это неэлектрическая система инициирования на базе волновода низкоэнергетического типа. Ударная волна проходит через волновод, представляющий из себя пластмассовую трубку, внутренняя поверхность которой покрыта реактивным веществом.

Ударная волна обладает достаточной энергией для инициирования элемента задержки в капсуле-детонаторе (КД), но недостаточно сильна, чтобы разорвать трубку-волновод и инициировать ВВ, находящееся около трубки. Скорость ударной волны приблизительно 2100 м/сек. Разница между СИНВ и другими неэлектрическими системами, например, детонирующим шнуром, состоит в том, что реакция в системе СИНВ протекает в трубке-волноводе, в то время как детонирующий шнур сам детонирует. С использованием системы СИНВ взрывчатое вещество (ВВ) можно эффективно инициировать с донной части скважины, в то время как детонирующий шнур, в большинстве случаев, инициирует с поверхности скважины. В случае применения для инициирования относительно нечувствительных ВВ типа АНФО и определенных ВВ типа слорри (слюрри), детонирующий шнур может вызвать их спрессовывание .

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
						214
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

При применении детонирующего шнура инициирование начинается с поверхности, что часто вызывает разлет породы, так как происходит разрушение забойки при прохождении детонации через нее.

При инициировании комплекта скважин с СИНВ поверхностная сеть срабатывает с достаточным опережением до начала инициирования ВВ в скважине.

Система СИНВ состоит из внутрискважинного КД, поверхностного соединительного блока, стартовой трубки волновода и взрывной машинки. Внутрискважинный КД имеет взрывную силу для надежного инициирования боевиков и чувствительных к КД ВВ, и он совсем не содержит первичное ВВ. И этот КД значительно менее чувствителен к механическим воздействиям, чем КД с первичным ВВ (как азид свинца, гремучая ртуть и др).

В настоящее время на разрезе используется система инициирования с единым внутрискважинном замедлением КД и переменным замедлением на поверхности. Основное замедление в скважине обычно 500 мсек.(но могут применяться и другие варианты).

Чтобы получить желаемую последовательность инициирования, используются соединительные блоки с заземлением на поверхности. Поверхностные замедления в диапазоне от 17 до 176 мсек. обеспечивают большую гибкость в подборе последовательности инициирования с учетом ЛНС и характеристик горной породы.

Последовательность инициирования обеспечивается на поверхности с использованием поверхностных блоков.

Поверхностное инициирование происходит до начала дробления горной породы.

Замедления между рядами должно быть всегда равным или больше, чем время замедления между скважинами в рядах.

К схемам взрывания предъявляют следующие требования: надежность взрывания зарядов, учитывающая полную их детонацию и отсутствие подбоя зарядов предыдущих серий; необходимый результат взрывания с достижением

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		215

удовлетворительной степени дробления и компактной формы навала горной массы, перемещенной в заданном направлении; минимальное заколообразование в массиве после взрыва; минимальное сейсмическое действие взрыва. Система СИНВ удовлетворяет всем этим требованиям.

Взрывание с помощью СИНВ на сегодняшний день наиболее простой и безопасный способ в применении, прост в монтаже, не выделяет ядовитых газов.

Таким образом можно выявить несколько преимуществ взрывания с помощью СИНВ:

- 1.Безопасность работ(ввиду отсутствия первичного ВВ и способности переносить скользящее удары),
- 2.Простоту схем монтажа,
- 3.Уменьшение сейсмозффекта,
4. Достижением удовлетворительной степени дробления,
5. Компактной формы развала горной массы,
- 6.Возможность инициирования с донной части скважины,
- 7.Возможность управления направлением взрыва,
- 8.Надежность взрывания и минимизация отказов с соблюдением инструкций по применению.

Отрицательными сторонами применения являются:

- 1.Невозможность проведения взрыва по углю, в связи с невзрывающейся УВТ и засорение взорванного угля, а также некоторая вероятность возникновения горения угля.
- 2.Стоимость систем.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		216

14.2 Специальная часть Холодкиной А.Е.

«Обосновать параметры производства буровзрывных работ в безугольной зоне»

14.2.1. Постановка задачи

Под взрываемостью горных пород понимается их способность сопротивляться взрывному разрушению. Она характеризуется расходом ВВ на 1 м^3 раздробленного массива до кусков требуемой крупности.

Взрываемость вскрышного уступа зависит, главным образом, от двух характеристик слагающих его пород: размера естественных блоков и сопротивляемости этих блоков взрывному разрушению. Кроме этого, на взрываемость оказывает влияние диапазон изменения этих характеристик пород в массиве, координаты пространственного расположения слоев пород с неоднородными характеристиками и обводненность пород уступа.

Блочность массива вскрышных пород на угольных месторождениях оценивается средним диаметром естественной отдельности d_e , м. Непосредственной характеристикой сопротивляемости естественных блоков взрывному разрушению является величина энергии, затрачиваемая на образование единицы площади новой поверхности. На разрезах Кузбасса в качестве такой характеристики наибольшее распространение получило временное сопротивление пород одноосному сжатию $\sigma_{сжс}$, МПа.

Обоснование параметров буровзрывных работ с учетом обводненности вскрышных уступов заключается в расчете взрывных работ:

1) для сильно обводненных скважин с заполнением их только водостойчивым (эмульсионным) ВВ;

2) для частично обводненных скважин с комбинированным зарядом, когда нижняя часть скважины заполняется эмульсионным ВВ на высоту столба воды, а верхняя часть - ВВ пригодным для сухих скважин, а также замены части ВВ на промежуток рассредоточения неводостойчивых гранулированных ВВ и эмульсионных путём установки пневматического скважинного затвора;

3) для слабо обводненных скважин с комбинированным зарядом и придонным компенсатором.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>14 Специальная часть</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ.</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>217</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

Отработку коренных пород на разрезе заречном ОАО «Суэк-Кузбасс» предусматривается вести с предварительным рыхлением буровзрывным способом. От качества взорванной горной массы в значительной степени зависит производительность всего карьерного оборудования и затраты на производство горных работ в целом.

Принятая высота вскрышного уступа составляет 15 м.

В зависимости от сложности горногеологических условий (высоты уступа, перемятости пород различной крепости, применяемого оборудования и ряда других факторов) параметры БВР, способы и схемы взрывания изменяются в широких пределах каждого горного участка и Новосергиевского поля разреза в целом.

В зависимости от условий работы на разрезе применяются вертикальные (95%) и наклонные (5%) скважинные заряды, накладные заряды (вторичное дробление).

Буровые работы с применением короткозамедленного взрывания.

Сущность метода скважинных зарядов заключается в том, что рыхление скальных пород и угля осуществляется взрывом серии удлинённых зарядов ВВ, размещённых в массиве в один, два и более рядов, в зависимости от ширины заходки, крепости пород, высоты уступа и цели взрыва.

Для взрывания скальных пород используются в основном простейшие ВВ: Гранулит – НП и УП, Сибирит – 1200, Сибирит ПСМ – 7500. Для всех вышеперечисленных ВВ в качестве боевиков применяют патронированное эмульсионное ВВ «Бластит».

Процесс заряжания скважин на механизирован, на 99%. Заряжание Сибирит-1200 производится специальными зарядными машинами СЗМ-15 на базе автомобиля Scania, МСЗ-20 на базе БелАЗ-7540. Заряжание ВВ Гранулит НП и УП производится зарядными машинами МЗ-ЗБ на базе автомобилей Scania и БелАЗ 540, МЗ-4. Удельный расход ВВ составляет 0,2- 0,535 кг/м³.

Применяемые средства инициирования: детонирующий шнур – ДШЭ – 12, ИСКРА-П-42, 67 ,109, 176; ИСКРА-С-1000; реле пиротехническое – РП-Д.

Для инициирования ВВ применяются неэлектрические системы инициирования, промежуточные детонаторы (боевики).

Неэлектрические системы инициирования включают в себя устройства для трансляции инициирующего сигнала по земной поверхности и устройства для трансляции сигнала в скважинах; возможно их применение с детонирующим шнуром.

Возбудителем инициирования детонационной волны в неэлектрических системах инициирования служит встроенный капсуль-детонатор с пиротехническим замедлением.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		218

Пиротехнические замедления при применении неэлектрических систем инициирования находятся в самих капсулах-детонаторах. Для поверхностных волноводов (СИНВ – П) интервал замедления составляет 42мс, 67мс, 109мс, 176мс, для скважинных волноводов (СИНВ – С) в основном применяются замедления - 500мс, 1000мс. При применении детонирующего шнура для монтажа сети с короткозамедленным взрыванием применяют РП-Д с интервалом замедления 45-50 мс.

В качестве промежуточного детонатора применяются шашки ПТ-П-500, ПЭВВ «Бластит».

При разделке негабаритов накладными зарядами применяется патронированное ЭВВ Сибирит ПСМ – 7500.

Фактические параметры БВР применяемые на разрезе представлены в таблице 14.1.

Таблица 14.2.1 - Фактические параметры сетки скважин

Тип экскаватора	Диаметр бурения, мм	Категории пород по крепости	Угол наклона скважин, град	Глубина скважин, м	Параметры сетки скважин, м*м	Удельный расход в тр.эква, кг/м ³
ЭКГ-10	250	6	90°	12-18	7,0 * 9,5	0,44
		7			6,5 * 8,5	0,52
		8			6,0 * 8,0	0,61
	270	6		12-18	7,0 * 10,0	0,48
		7			6,5 * 9,5	0,57
		8			6,0 * 8,5	0,60
Komatsu PC 3000	250	6	90°	12-18	7,0 * 9,5	0,44
		7			6,5 * 9,0	0,52
		8			6,0 * 8,5	0,57
	270	6		12-18	7,5 * 10,0	0,46
		7			6,5 * 9,5	0,52
		8			6,0 * 8,5	0,57

Примечание: при бурении мелких скважин, применяемых для создания въездных траншей и спусков, приняты следующие параметры (сетка) расположения взрывных скважин: 4÷5 м - 4,0 x 3,0; 6÷7 м - 5,0 x 4,0; 8÷9 м - 6,0 x 5,0; 10÷11 м - 7,0 x 6,0; 12÷16 м - 8,0 x 6,0 м.

В настоящее время используется только короткозамедленное взрывание и поскважинное короткозамедленное взрывание.

Применяются следующие схемы монтажа поверхностной взрывной сети:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		219

1. При использовании только детонирующего шнура для взрывания крепких углей:

- поперечная схема - применяется при ведении ВР, если необходимо уменьшить ширину развала взрывааемых блоков (рис. 14.1);

- порядная схема - применяется при бестранспортной технологии, так как обеспечивает максимальное перемещение горной массы в выработанное пространство (рис. 14.1).

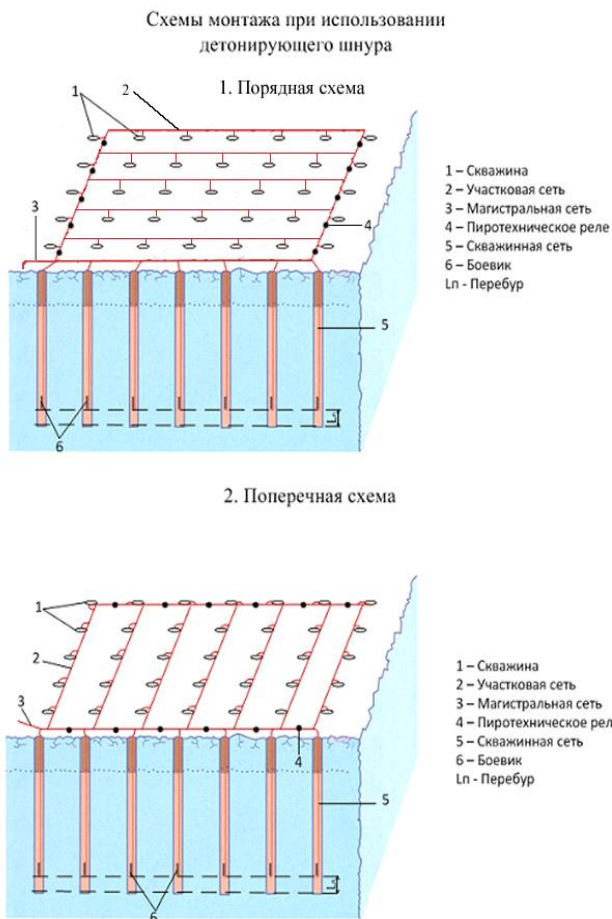


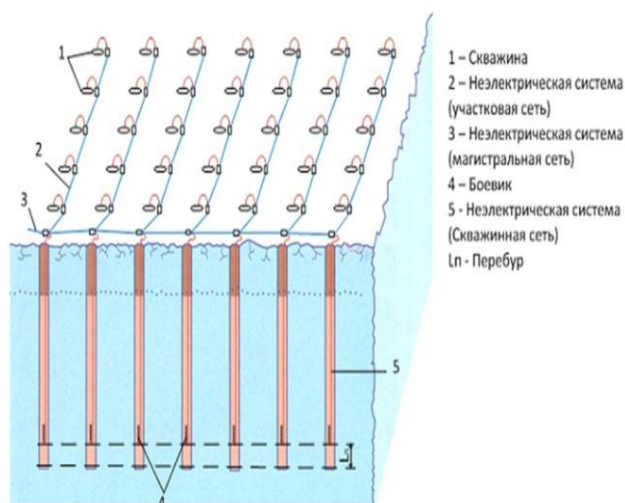
Рисунок 14.2.1 - Порядная (1) и поперечная (2) схемы монтажа

2. При использовании только неэлектрической системы для взрывания пород:

- диагональная схема - применяется при ведении ВР, если необходимо увеличить ширину развала взрывааемых пород, и улучшить качество дробления (рис. 14.2);

- врубовая схема – применяется при ведении ВР на широких и длинных блоках, где не подходит поперечная и диагональная схема, из-за вероятности подбоя сети (рис. 14.2).

1. Диагональная схема



2. Врубовая схема

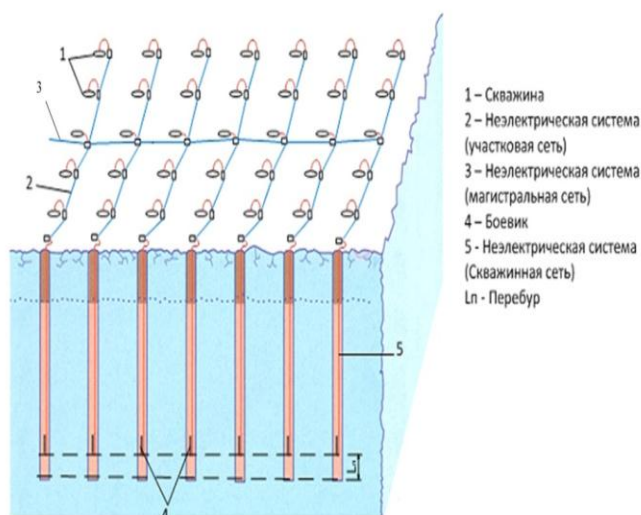


Рисунок 14.2.2 - Диагональная (1) и врубовая (2) схемы коммутации взрывной сети

В зависимости от обводненности, глубины скважины и других горнотехнических факторов применяются следующие конструкции скважинных зарядов:

1. Сплошные заряды. В состав простых сплошных зарядов (рис. 14.3) входят взрывчатые вещества одной марки и промежуточный детонатор.

Конструкция сплошного заряда:

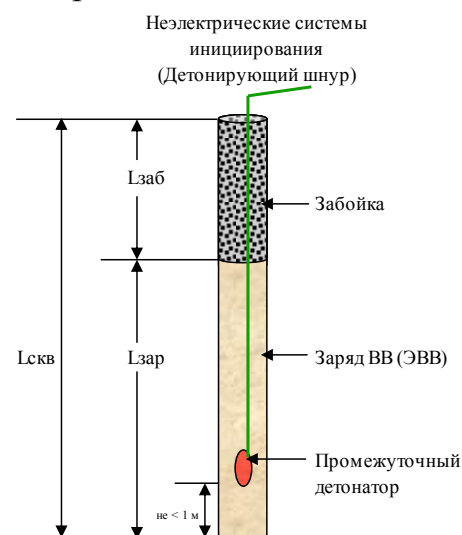


Рисунок 14.2.3 - Схема простых сплошных зарядов

2. Рассредоточенные заряды. Рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления вследствие увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 14.4).

Конструкция рассредоточенного заряда

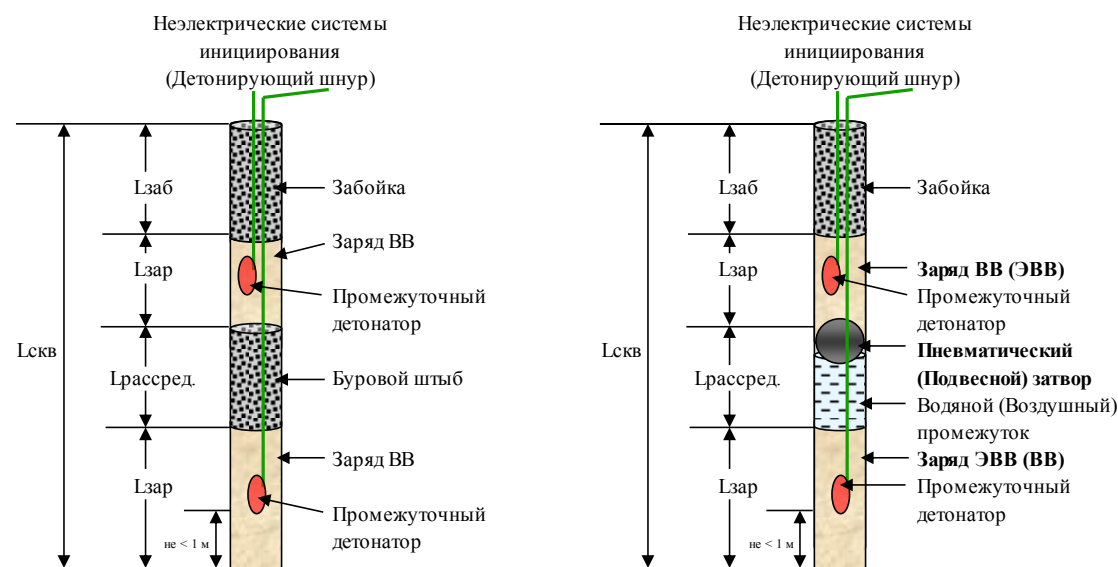


Рисунок 14.2.4 - Схема рассредоточенного заряда

Прямое (верхнее) инициирование

По способу инициирования, скважинные заряды подразделяются:

1. Прямое (верхнее) инициирование (рис. 14.5) – применяется при необходимости взрывания на сброс при бестранспортной системе разработки.

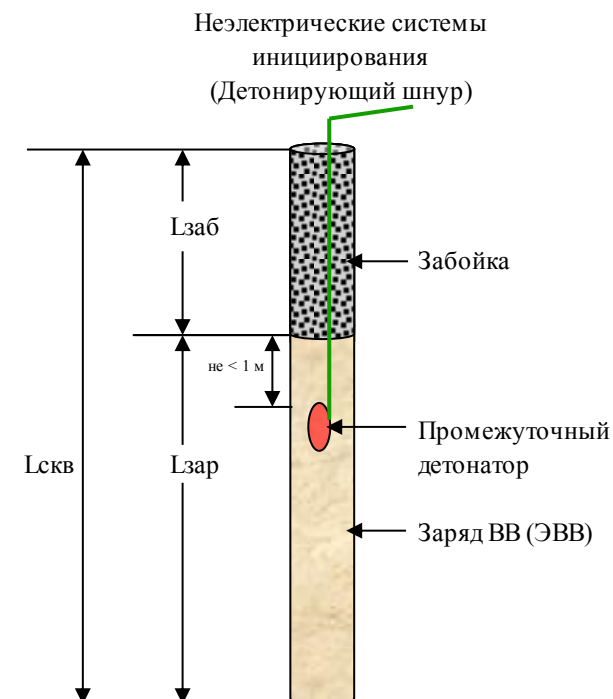


Рисунок 14.2.5 - Схема прямого (верхнего) инициирования
Обратное (нижнее инициирование)

2. Обратное (нижнее) инициирование (рис. 14.6) – применяется для получения наиболее компактного развала горной массы при транспортной системе разработки.

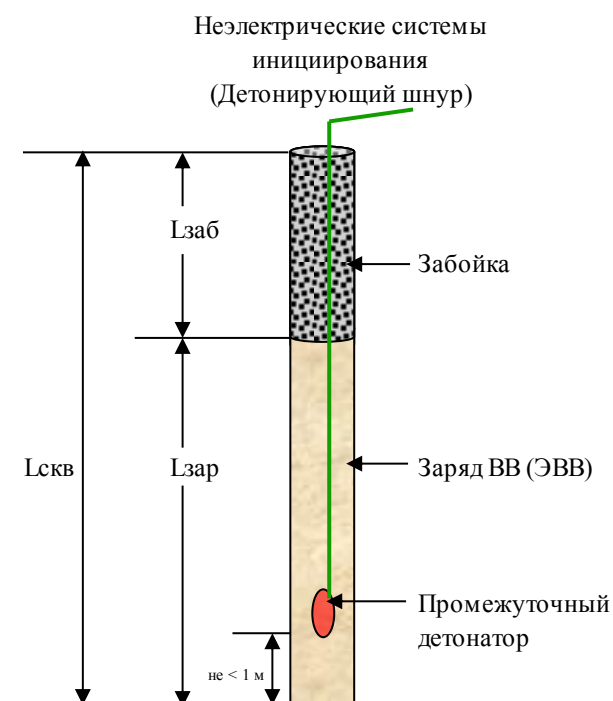


Рисунок 14.2.6 - Схема обратного (нижнего) инициирования

3. Встречное (дублирующее) инициирование (рис. 14.7) – применяется при зарядании скважин глубиной более 15 метров.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		223

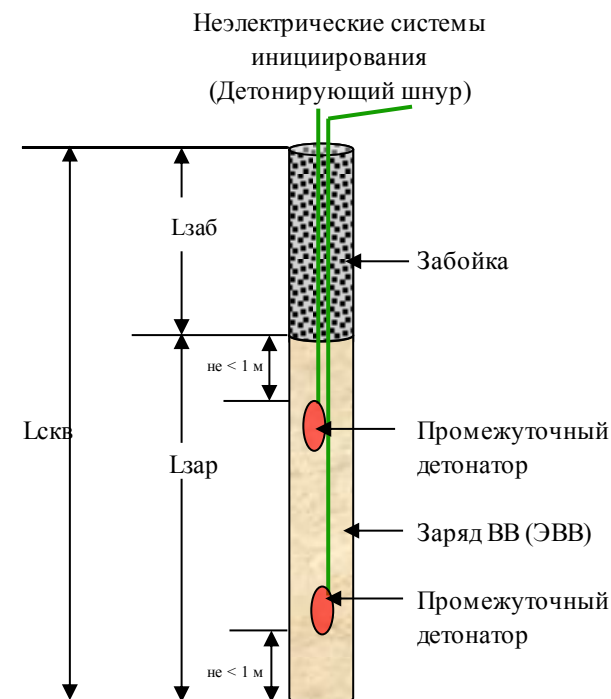


Рисунок 14.2.7 - Схема встречного (дублирующего) инициирования

14.2.2 Обоснование и расчёт параметров БВР

Важнейшей технической характеристикой породного массива, оказывающей наибольшее влияние на качество дробления пород, является его естественная блочность, обусловленная интенсивностью его трещиноватости.

Интенсивность трещиноватости массива осадочных пород находится в определённой связи с мощностью напластований, а также с прочностными, акустическими и упругими характеристиками слагающих массив пород.

Трещиноватость массива (то есть размеры кусков, на которые делится керн или что-то же – расстояние между трещинами) является основной причиной его анизотропности, имеющей исключительно важное значение при выборе параметров буровзрывных работ.

Породы карьера разделены на три категории по взрываемости, каждая из которых характеризуется определёнными свойствами массива и слагающих массив пород, оказывающими преобладающее влияние на их дробимость при взрывных работах. К таким свойствам относятся блочность массива, его упругие и акустические свойства, анизотропия массива, а также прочность на одноосное сжатие и объёмный вес пород, слагающих массив.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		224

От того, какое положение занимает угол напластования пород по отношению к углу откоса уступа, зависит величина удельного расхода ВВ.

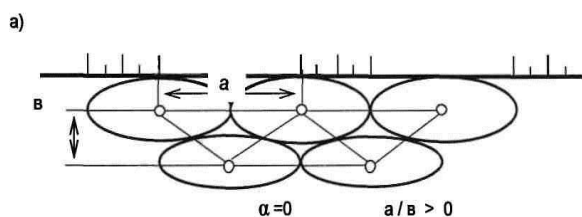
При согласном падении пород требуется меньшее количество ВВ на дробление и преодоление сопротивления по подошве, чем при несогласном.

Исходные данные для расчёта БВР следующие: высота уступа 15 м, ёмкость ковша экскаватора 30 м^3 , коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f=8$, категория по блочности IV, $d_{скв} = 270$ мм, высота воды в скважине 4 м.

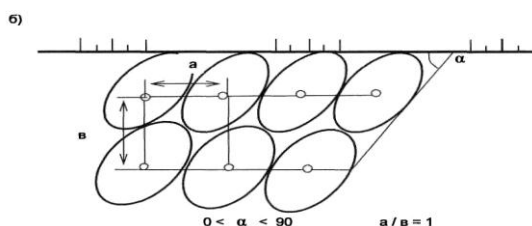
Обоснование схемы расположения скважин на уступе

При обосновании схемы расположения скважин на уступе и расчёте параметров сетки скважин принято исходить из анизотропии свойств породного массива. Количественным показателем анизотропии может служить отношение максимального и минимального значений скорости упругих волн в массиве или соответствующее отношение экстремальных значений модуля упругости массива, которое называется коэффициентом анизотропии массива.

В связи с анизотропией массива зона дробления в сечении, перпендикулярном оси скважинного заряда, имеет не круглую, а близкую к эллиптической форму. Большая ось эллипса зоны дробления совпадает с направлением минимальной части трещины или максимальной скорости упругих волн в массиве, в связи с чем для наклонных и крутопадающих месторождений, в частности на рассматриваемом разрезе, она оказывается по



разному ориентированной по простиранию, (см. рис. 14.8).



					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		225

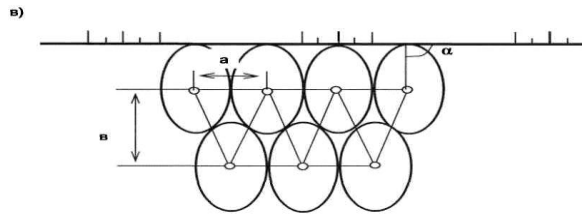
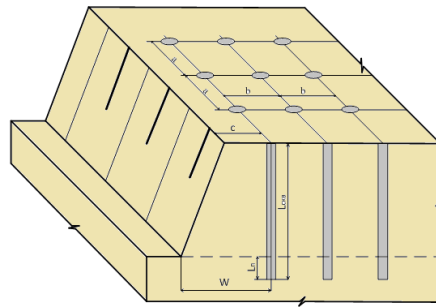


Рисунок 14.2.8 - Зоны дробления

Расположение скважин на уступе показано на рисунках 14.2.9 и 14.2.10.

Расположение скважин на уступе

а) при бурении вертикальными скважинами



б) при бурении наклонными скважинами

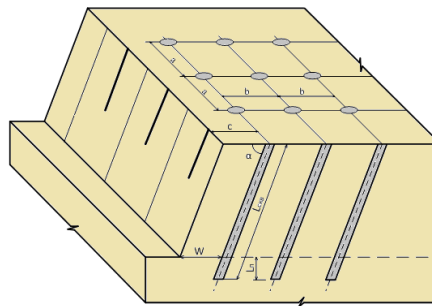


Рисунок 14.2.9 - Расположение вертикальных (а) и наклонных (б) скважин на уступе

а) при бурении наклонными и вертикальными скважинами

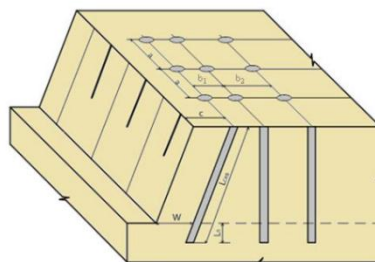


Рис. 14.2.10 - Расположение и вертикальных и наклонных скважин на уступе

Кроме стандартного расположения скважин (принятой сетки скважин), могут забуриваться спаренные скважины с уменьшенной сеткой, как наклонные, так и вертикальные при следующих работах:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		226

1. в первом ряду от верхней бровки, или в местах перехода бурения от вертикальных скважин на наклонные для качественной проработки массива.
2. в скважинах контурного ряда для постановки уступов в нерабочее положение, а также для частичного осушения блока или сброса воды.

Схема расположения вертикальных и наклонных скважин на уступе приведены на рисунках 14.2.11, 14.2.12.

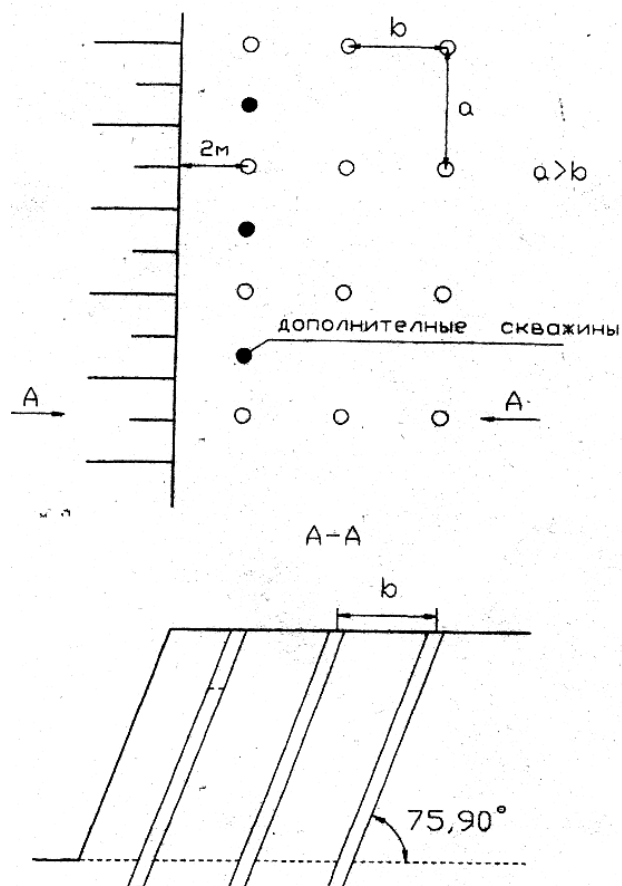


Рисунок 14.2.11 - Схема расположения наклонных основных и вспомогательных скважин на уступе в первом ряду

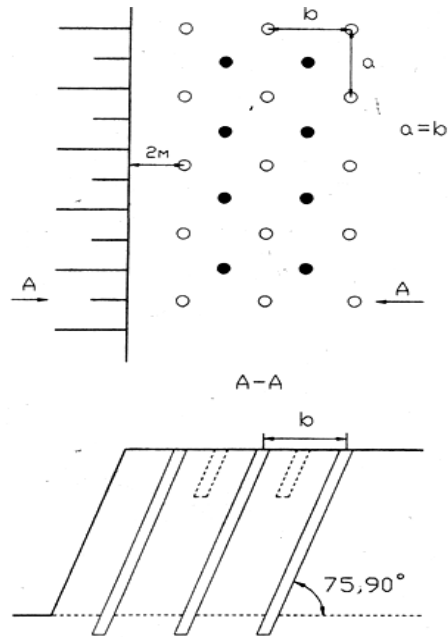


Рисунок 14.2.12 - Схема расположения наклонных основных и вспомогательных скважин на уступе

Выбор конструкции заряда

Подготовка породы к выемке буровзрывным способом является одним из наиболее затратных процессов открытых горных работ во многом определяющим итоговые качественные и количественные показатели горного производства.

С вводом в эксплуатацию современного мощного выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования проблема реализации его производственного потенциала становится особенно остро в силу имеющегося объективного ограничения в виде максимальной величины фронта горных работ, который можно подготовить одновременно.

Научные изыскания, проведённые в последние годы, позволяют сделать заключение о возможности обеспечить улучшение технологических и экономических параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке за счёт применения ряда организационно-технических решений.

Для снижения удельного расхода ВВ и увеличения подготовленной горной массы одновременно, проектом принято применение технологии

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		228

формирования скважинного заряда с использованием придонного компенсатора (рисунок 14.2.13).

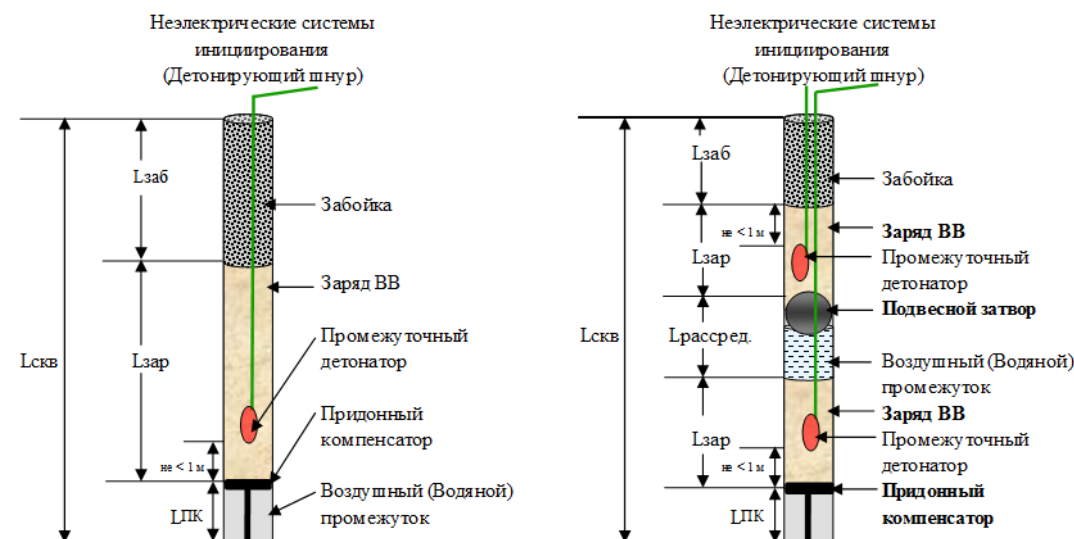


Рисунок 14.2.13 - Конструкция заряда с придонным компенсатором

Придонные компенсаторы (далее - ПК) или «воздушные подушки» предназначены для замещения части заряда взрывчатых веществ в донной части в сухих и слабообводнённых скважинах, с целью снижения удельного расхода ВВ при подготовке горных пород к выемке буровзрывным способом на открытых горных работах.

Установка ПК рекомендуется при условии, что длина заряда, находящегося над компенсатором (с учетом возможного использования других средств формирования конструкции заряда) составляет не менее $(25 \div 30) d_{скв}$. Длина придонного компенсатора ($l_{комп}$, м), при которой обеспечивается пересечение зон кондиционного дробления соседних скважинных зарядов на уровне подошвы уступа без изменения базовых размеров сетки скважин, составляет

$$l_{комп} = (8,66 - 0,51 f) d_{скв}$$

$$l_{комп} = (8,66 - 0,51 \cdot 8) \cdot 0,27 = 1,24 \approx 1 \text{ м}$$

Длина практически применяемого компенсатора может округляться до значения кратного, равного 0,5 м.

Удельный расход в той части взрываемого блока, где применены ПК составит

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		229

$$q_{\text{ПК}} = (l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}} - l_{\text{КОМП}}) \cdot P / (l_{\text{СКВ}} \cdot a \cdot b)$$

где a, b – размеры сетки скважин, м; P – вместимость 1 м скважины, кг/м.
Выбор типа ВВ и средств инициирования

Тип ВВ выбирается исходя из прочностных и гидротехнических характеристик взрываеваемого массива.

В качестве взрывчатого вещества принимается Гранулит УП производства ООО «КРУ-Сибирит» (табл. 14.2.2).

Таблица 14.2.2 Характеристика применяемого ВВ

Наименование ВВ	Теплота взрыва		Плотность ВВ	Тротиловый эквивалент	Переводной коэф-т
	кДж/кг	Ккал/кг			
Сибирит 1200	2585	617	1200	0,77	1,20

Для инициирования ВВ применяются неэлектрические системы инициирования, промежуточные детонаторы (боевики).

Неэлектрические системы инициирования включают в себя устройства для трансляции инициирующего сигнала по земной поверхности и устройства для трансляции сигнала в скважинах.

Возбудителем инициирования детонационной волны в неэлектрических системах инициирования (ИСКРА) служит встроенный капсюль-детонатор с пиротехническим замедлением.

Пиротехнические замедления при применении неэлектрических систем инициирования находятся в капсюль-детонаторах. Для поверхностных волноводов интервал замедления составляет 42мс, 67мс, 109мс, 176мс, для скважинных волноводов применяются замедления - 500мс, 1000мс. При применении детонирующего шнура для монтажа сети с короткозамедленным взрыванием применяем РП-Д с интервалом замедления 45-50 мс.

В качестве промежуточного детонатора используются шашки ПТ-П-500, патроны ЭВВ Бластит.

Схемы монтажа промежуточных детонаторов (шашка, патрон) с неэлектрическими системами инициирования, схемы соединений поверхностных и скважинных изделий показаны на рисунках 14.2.14, 14.2.15.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		230

При разделке негабаритов накладными зарядами, в проекте предусматривается, применение патронированного ЭВВ «Бластит», Сибирит ПСМ – 7500.

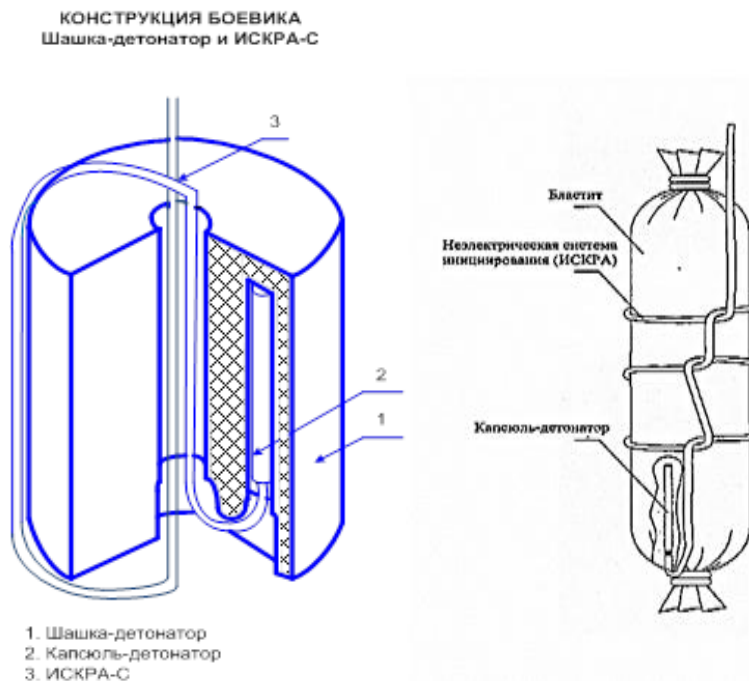


Рисунок 14.2.14 - Схемы соединений поверхностных и скважинных изделий

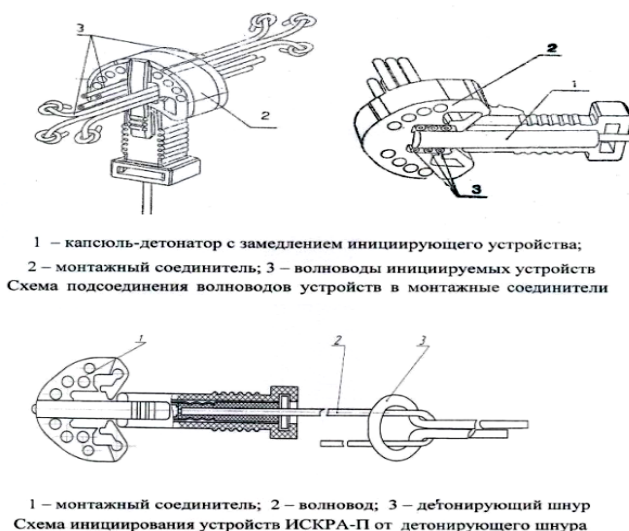


Рисунок 14.2.15 - Схемы соединений поверхностных и скважинных изделий

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		231

Расчёт рациональной степени дробления пород

Рациональную степень взрывного дробления пород при транспортной системе разработки можно установить из следующего выражения:

$$Z_p = \Pi_{\text{ВВ}} + (0,2 \cdot f)^2 / E^{0,33} + F;$$

$$Z_p = 1 + (0,2 \cdot 8)^2 / (30^{0,33} + 1) = 1,63, \text{ м}$$

где f - коэффициент крепости по шкале Протоdjяконова М.М.; E - ёмкость ковша применяемого экскаватора; $\Pi_{\text{ВВ}}$ - показатель относительной эффективности ВВ ($\Pi_{\text{ВВ}} = 1$); F - показатель эффективности применяемого ВВ (в условиях разрезов Кузбасса равен 1).

Расчёт среднего разрушенного куска после взрыва

Диаметр оптимального среднего разрушенного куска $d_{\text{ср.п}}$ после взрыва рассчитывается по формуле:

$$d_{\text{ср.п}} = d_e / Z_p$$

$$d_{\text{ср.п}} = 1,6 / 1,63 = 0,97 \approx 1 \text{ м.}$$

где : $d_e \approx 0,2 \cdot f$ - диаметр средней отдельности в массиве вскрышных пород, $d_e \approx 1,6$

Оптимальный удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте

Оптимальный удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте рассчитывается по формуле:

$$q_{\text{опт}} = 5 \cdot d_c \cdot K_{\text{В}} \cdot (Z_p - 1) / (0,2 \cdot f),$$

где d_c — диаметр скважины; $K_{\text{В}}$ - коэффициент влияния обводнённости пород;

$$K_{\text{В}} = 1 + 0,15 \cdot (d_e - 1) \cdot h_{\text{В}} / H_y$$

$$K_{\text{В}} = 1 + 0,15 \cdot (1,6 - 1) \cdot 4 / 15 = 1,024$$

где $h_{\text{В}}$ - высота столба воды в скважине, м; H_y - высота уступа, м.

Следовательно, оптимальный удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте составит:

$$q_{\text{опт}} = 5 \cdot 0,27 \cdot 1,024 \cdot (1,63 - 1) / (0,2 \cdot 8) = 0,544 \text{ кг/м}^3$$

Расчёт проектного удельного расхода с учётом типа ВВ

Проектный удельный расход с учётом типа ВВ рассчитывается по формуле:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		232

$$q_{np} = q_{onm} \cdot K_{BB}$$

$$q_{np} = 0,544 \cdot 1,2 = 0,707 \text{ кг/м}^3$$

где K_{BB} — переводной коэффициент ВВ ($K_{BB}=1,2$);

При применении зарядов с воздушными промежутками правомерны два момента:

- если сохраняется проектный удельный расход и сетка скважин, то достигается улучшение качества дробления пород;

- если сохраняются размеры сетки расположения скважин и качество дробления пород, то достигается снижение проектного удельного расхода ВВ, величина которого в этом случае ($q_{np.p}$) устанавливается из выражения

$$q_{np.p} = q_{np} \cdot \left(1 - \sum l_p / l_{зар}\right)$$

$$q_{np.p} = 0,707 \cdot (1 - 2,8/9,28) = 0,493 \text{ кг/м}^3$$

Расчёт параметров скважин

Расчёт глубины (длины) скважины

$$l_{СКВ} = (H_y + l_n) / \sin \alpha, \text{ м};$$

где α - угол наклона скважин к горизонту, град, ($\sin 75=0,97$); l_n - длина перебура, м;

Расчёт длины перебура

Длина перебура устанавливается из выражения:

$$l_n = 3 \cdot d_c \cdot d_e$$

$$l_n = 3 \cdot 0,27 \cdot 1,6 = 1,3 \text{ м},$$

$$l_{СКВ} = (15 + 1,3) / 0,97 = 16,8 \text{ м},$$

Расчёт воздушного промежутка

По рекомендациям ИГД им. Скопинского общая длина воздушных промежутков ($\sum l_{ВП}$) для наклонных скважин, не должна превышать:

$$\sum l_{ВП} = (\sigma_{сж} - (f \cdot 10^{-7} - f^2 \cdot 10^{-7})) \cdot l_3, \text{ м}$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности на одноосное сжатие, МПа; f — коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова.

Радиус зоны разрушения зависит от диаметра заряда, прочностных свойств пород и плотности применяемого ВВ и определяется по формуле:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		233

$$R = 17 \cdot d_{\text{СКВ}}^{0.75} \cdot (0,2 \cdot f)^{-0.5} \cdot \rho^{0.5}$$

$$R = 17 \cdot 0,38 \cdot 0,79 \cdot 1,16 = 5,9 \approx 6 \text{ м}$$

Если учесть, что от торцевого действия заряда, в соответствии с рекомендациями глубина разрушения составляет 1/3 от радиуса разрушения и то, что при рассредоточении промежутком, заполненным воздухом или другим материалом (вода, буровой штыб и т.д.) образуются два торца заряда, длину промежутка можно определить как $2/3 \cdot R$.

Максимальную длину воздушного промежутка можно определить по формуле

$$l_{\text{ВП}} = 11,3 \cdot d_{\text{СКВ}}^{0.75} \cdot (0,2 \cdot f)^{-0.5} \cdot \rho^{0.5}$$

$$l_{\text{ВП}} = 11,3 \cdot 0,38 \cdot 0,79 \cdot 1,16 = 3,9 \text{ м}$$

Исходя из выведенной формулы величина промежутка рассредоточения должна составлять не более расчётных данных. Расчётные данные представлены в таблице 14.2.3.

Таблица 14.2.3 - Расчётные данные величины воздушного промежутка при использовании Сибирит 1200

$d_{\text{СКВ}}$	0,270
f	8
d_c	3,9

Длина забойки и длина колонки ВВ

Для рассредоточенных зарядов длина забойки ($l_{\text{заб.р}}$, м) и длина колонки ВВ ($l_{\text{ВВ.р}}$, м) составляет:

$$l_{\text{заб.р}} = l_{\text{заб}} \cdot \left(1 - \sum \frac{l_p}{l_{\text{СКВ}}}\right),$$

$$l_{\text{заб.р}} = 5,4 \cdot \left(1 - \frac{2,8}{11,7}\right) = 4,1 \text{ м}$$

где $l_{\text{заб}}$ - длина забойки, рассчитываемой по формуле:

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 25) \cdot d_c = 5,4 \text{ м}$$

Длина колонки заряда рассчитывается по формуле:

$$l_{\text{ВВ.р}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб.р}} - \sum l_p = 16,8 - 4,1 - 3,9 = 8,8 \text{ м}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		234

При рассредоточении колонки ВВ на две части длина верхней ($l_{\text{врв}}$, м) и нижней ($l_{\text{врн}}$, м) частей составляет:

$$l_{\text{врв}} = 0,35 \cdot l_{\text{ВВ}} = 3,08 \text{ м}$$

$$l_{\text{врн}} = 0,65 \cdot l_{\text{ВВ}} = 5,72 \text{ м}$$

Расчёт величины скважинного заряда

Масса скважинного заряда:

$$Q_{\text{СКВ}} = 0,25 \cdot \pi \cdot d_c^2 \cdot \rho \cdot l_{\text{ВВ}}$$

Массу скважинного заряда можно рассчитать по упрощённой формуле:

$$Q_{\text{СКВ}} = P \cdot l_{\text{ВВ}}, \text{ кг}$$

где P – вместимость взрывчатого вещества на 1 погонный метр скважины ($P=69$), кг/м.

$$Q_{\text{СКВ}} = 69 \cdot 8,4 = 579,6, \text{ кг}$$

Расчёт параметров сетки скважин

При условии применения удельного расхода $0,544 \text{ кг/м}^3$ оптимальное расстояние между скважинами в ряду определяется по формуле:

$$a = \sqrt{(m \cdot Q_{\text{СКВ}}) / (q \cdot H)},$$

$$a = \sqrt{(1,36 \cdot 579,6) / (0,544 \cdot 15)} = 9,8 \approx 10 \text{ м}$$

Расчётное расстояние между рядами скважин рассчитывается по формуле:

$$b = a/m,$$

$$b = 10/1,36 = 7,35 \approx 7 \text{ м}$$

Количество рядов скважин в заходке рассчитывается по формуле:

$$n = A_{\text{бвр}}/b,$$

где $A_{\text{бвр}}$ — ширина буровзрывной заходки, м

На практике ширина буровзрывной заходки подбирается опытным путём, проектом предусмотрена отработка блока в две ширины экскаваторной заходки:

$$A_{\text{бвр}} = 2A_{\text{э}} = 2(1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{чч}}$$

$$A_{\text{бвр}} = 2 \cdot 27 = 54 \text{ м, тогда } n_p = 54/7 \approx 8 \text{ ряда}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		235

При учёте, что длина подготавливаемого блока должна быть не менее 500 м, то расчетное количество скважин будет:

$$N_{\text{СКВ}} = n_p \cdot L_{\text{бл}}/a \approx 1100 \text{ скважин}$$

Расчёт линии сопротивления по подошве уступа

ЛСПП принимается с учетом безопасного бурения первого ряда скважин (W_6 , м) и качественной проработки подошвы уступа (W_{max} , м), т.е.

$$W_6 \leq W \leq W_{\text{max}}$$

Для наклонных скважин при условии $\alpha_1 = \alpha$

$$W = b = 3.5 \text{ м}$$

где: W — сопротивление по подошве уступа, м; α - угол откоса уступа, град; α_1 — угол наклона скважины к горизонту, град; W_6 — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

Однако в любом случае линия сопротивления по подошве уступа не должна превышать значений:

$$W_{\text{max}} = (50 - 8,5 \cdot d_e) \cdot d_c,$$

$$W_{\text{max}} = (50 - 8,5 \cdot 1,6) \cdot 0,270 = 9,8 \text{ м}$$

где W_{max} — максимальная линия сопротивления по подошве уступа по условиям качественной проработки подошвы уступа, м.

Расход средств инициирования ИСКРА.

Система ИСКРА предназначены для взрывных работ на земной поверхности, включает устройства ИСКРА-П и ИСКРА-С.

Устройство ИСКРА-П предназначены для трансляции инициирующего сигнала в поверхностной взрывной сети, создания поверхностных замедлений и инициирования УВТ присоединённых к ним устройств ИСКРА-П и ИСКРА-С.

Устройство ИСКРА-С предназначены для трансляции инициирующего сигнала в скважинных взрывных цепях, создания внутрискважинных замедлений и инициирования шашек типа ПТ-П500, патронов Бластит.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		236

При монтаже взрывной сети ИСКРА расход СВ рассчитывается: - при 100% использовании без дублирования:

- ИСКРА-С = количество взрывааемых скважин;

- ИСКРА-П_{магистраль} = количество рядов взрывааемых скважин;

- ИСКРА-П_{участки} = количество взрывааемых скважин за вычетом количества магистральных волноводов.

При дублировании поверхностных или скважинных волноводов количество изделий увеличивается соответственно на сумму дублируемых изделий.

Расчёт ИСКРА на одну скважину в зависимости от её глубины рассчитывается по формулам:

$$L_{\text{искра-с}} = L_{\text{скв}} + L_{\text{заб}} + L_{\text{вв.рв}} + 1, \text{ м}$$

$$L_{\text{искра-п}} = a(v) + 1, \text{ м}$$

$$L_{\text{искра-с}} = 16,8 + 4 + 3,08 + 1 = 24,88 \text{ м}$$

$$L_{\text{искра-п}} = 5 + 1 = 6 \text{ м}$$

$$L_{\text{искра-п.общ}} = 6 \cdot 1100 = 6600 \text{ м}$$

$$L_{\text{искра-с.общ}} = 24,88 \cdot 1100 = 27368 \text{ м}$$

где: $a(v)$ - расстояние между скважинами, м; $L_{\text{скв}}$ - глубина скважины, м; $L_{\text{вв.рв}}$ - высота заряда в скважине, м.

Т.к. заряд рассредоточен, то количество ПЭВВ Бластит равно удвоенному количеству взрывааемых скважин и равно 2200 шт.

Коэффициент разрыхления

Рассчитанный диаметр среднего куска взорванной горной массы ($d_{\text{ср}}$) показывает, что при удельном расходе $0,544 \text{ кг/м}^3$ достигается хорошее дробление скального массива с коэффициентом разрыхления $K_p = 1,38$

$$K_p = 1 + 0,4 \cdot (1 - 1/(1 + 67 \cdot q^2))$$

$$K_p = 1 + 0,4 \cdot (1 - 1/(1 + 67 \cdot 0,544^2)) = 1,38$$

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		237

14.2.3 Выбор и обоснование рациональных схем взрывания и интервалов замедления

При подготовке пород к выемке применяется короткозамедленное взрывание. Условия взрывания определяют как качество дробления, так и особенности формирования развала взорванной породы. При взрывании на подобранный борт обеспечивается хорошее разрыхление породы в развале, коэффициент разрыхления достигает величины $1,35 \div 1,4$. Это положительно сказывается в последующем на продолжительности черпания и энергоёмкости экскаваторной выемки пород.

При бестранспортной технологии целесообразна порядная схема взрывания, которая обеспечивает максимальную дальность перемещения породы в выработанное пространство. При транспортной технологии схема взрывания выбирается таким образом, чтобы расчётная ширина развала не превышала требуемой по условиям технологии и может быть порядной, диагональной или поперечной.

В связи с разными условиями проведения взрывных работ на карьере (с различным количеством обнажённых поверхностей и различными физико-механическими характеристиками горных пород) необходимо использовать широкий спектр схем короткозамедленного взрывания скважинных зарядов.

Врубовая схема монтажа взрывания

В случае применения врубовых схем взрывания достигается наиболее высокого качества дробления. Такую схему эффективно использовать в условиях разрабатываемого месторождения с породами различной крепости и трещиноватости, а также взрываемыми блоками достаточно удалёнными от охраняемых объектов, что способствует увеличенному количеству скважин взрывааемых одновременно. Заряды обычно располагают по квадратной и прямоугольной сеткам. Улучшение качества дробления при врубовых схемах обеспечивается главным образом благодаря дополнительному соударению движущихся кусков породы. При применении соответствующих поверхностных замедлений возможно уменьшать либо увеличивать ширину развала.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		238

При монтаже неэлектрических систем инициирования, все взрывае­мые скважины заряжаются устройствами с одинаковым временем за­медления. Последовательность их срабатывания с интервалом за­медления обеспечивается с помощью поверхностных волноводов.

Расчёт многорядного короткозамедленного взрывания

Исследования в области многорядного короткозамедленного взрывания и опыт его применения на карьерах позволяют сформулировать принцип, определяющих эффективность этого способа взрывных работ.

Большое влияние на качество дробления кроме параметров расположения и расхода ВВ оказывают принятый интервал за­медления и схема взрывания зарядов. При небольших интервалах поро­да, отбиваемая в первую очередь, не успевает переместиться до момента взрыва зарядов следующей ступени и отбойка, таким образом, производится в условиях зажима. В случае взрывания с увеличенными интервалами также резко ухудшается качество дробления и возможны массовые отказы вследствие подбоя соседних зарядов, инициируемых с замедлением.

Интервал за­медления между инициированием зарядов смежных рядов должен превышать время за­медления взрывов зарядов смежных скважин в рядах (за ряд принимаем скважины, располагающиеся вдоль блока). Выполнение этого требования необходимо для обеспечения одинаковой формы открытой поверхности для каждого из скважинных зарядов последующих рядов, т.е.

$$t_{\text{мр}} > t_{\text{р}},$$

где $t_{\text{мр}}$ - интервал за­медления между рядами зарядов, мс; $t_{\text{р}}$ - интервал за­медления между смежными зарядами в рядах, мс.

Главное требование к параметру $t_{\text{р}}$ - обеспечение развития во взрывае­мом массиве трещинообразования, определяющего интенсивность дробления. Необходимый интервал за­медления для образования трещин:

$$t_{\text{р}} = L_{\text{мр}}/C_{\text{тр}} = 4 \cdot W/C_{\text{тр}},$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		239

где $L_{\text{мр}}$ - общая длина трещин для образования N кусков со средним линейным размером, м; W — линия наименьшего сопротивления, м; $C_{\text{тр}}$ - скорость развития трещин, м/с.

Если принять, что в среднем $C_{\text{тр}}=0,2 \times C$, где C – скорость продольных волн в массиве, то

$$t_p = 4 \cdot W / 0,2 \cdot C = 20 \cdot W / C$$

Расчётные значения t_p , мс приведены в табл. 14.2.4 (значения в скобках соответствуют фактическому ассортименту замедлений и их номиналов для неэлектрических систем инициирования).

Смысл и назначение параметра $t_{\text{мр}}$ состоит в обеспечении интервала замедления, позволяющего создать к моменту взрыва очередной группы зарядов компенсационное пространство, уменьшающее зажим отбиваемой породы. Величина $t_{\text{мр}}$, согласно зарубежной практики (шведские специалисты), определяется из условий наименьшего зажима слоёв породы, отделяемых от массива взрывами последующих рядов.

Таблица 14.2.4 - Расчётные значения t_p , мс

Скорость продольных волн в массиве, м/с	По линии наименьшего сопротивления, м/с м
	7
3000	47 (42)
3200	44 (42)
3400	41 (42)
3600	39 (42)
3800	37 (42)
4000	35 (42)

Исследования показывают, что такие условия выполняются, когда слой породы, отбиваемый зарядами предыдущей очереди, перемещается вперёд приблизительно на 1/3 его толщины к моменту начала детонации зарядов следующей очереди. Время замедления между рядами может изменяться 10 мс/м в твёрдой породе до 30 мс/м в мягкие породы. Обычно используется замедление 15 мс/м, как наиболее оптимальное. Тогда, исходя из вышесказанного:

$$t_{mp} = 15 \cdot W$$

Расчётные значения t_{mp} , мс даны в табл. 14.5 (в скобках приведено время замедления для неэлектрических систем инициирования).

Таблица 14.5 - Расчётные значения t_{mp} , мс

Линия наименьшего сопротивления, м	7
Интервал замедления между рядами зарядов	105(109)

Расчётные значения t_p и t_{mp} корректируются с учетом фактического ассортимента замедлений и их номиналов. Пример монтажа взрывной сети приведён на рисунке 14.2.16.

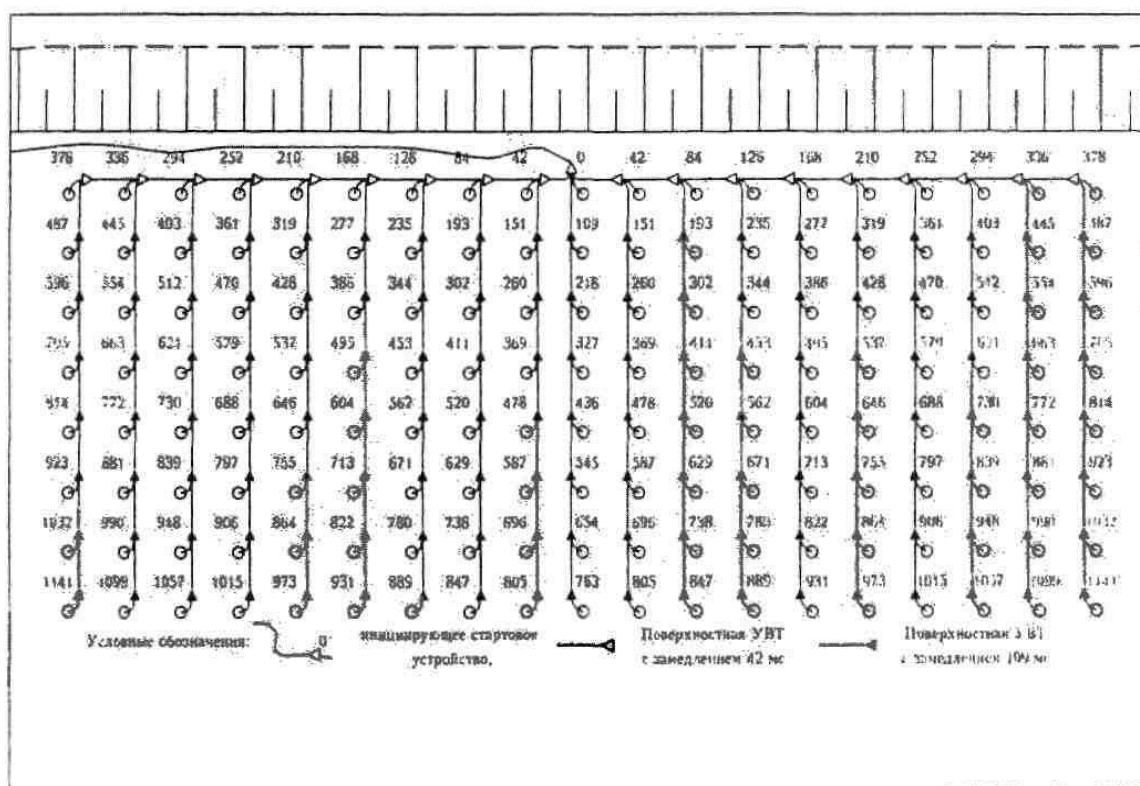


Рисунок 14.2.16 - Врубовая клиновидная схема размещения КД с замедлением 109 мс между рядами и 42 мс между скважинами в рядах
Расчёт параметров развала

Одним из главных технологических требований к параметрам развала является обеспечение его выемки за кратное количество проходов экскаватора при полном использовании его линейных параметров. Скважины располагаются под углом наклона к горизонту 75° в сторону откоса уступа. Такой угол не приводит к существенному увеличению ширины развала и в то

же время обеспечивает все преимущества взрывания наклонными скважинами.

Ширина развала находится по формуле:

$$B_p = A_{бвр} + B_{оп},$$

где: $B_{оп}$ - дальность перемещения горной массы при поперечной схеме взрывания, м

$$B_{оп} = 0,46 \cdot B_o,$$

где: B_o - дальность перемещения горной массы при порядковой схеме взрывания, м.

$$B_o = (1 + \sin(0,5\pi - \beta)) \cdot n \cdot K \cdot \sqrt{q}$$

где: β - угол наклона скважины к горизонту, град; n - число рядов скважин на блоке, K - коэффициент учитывающий взрываемость пород ($K=2$).

$$B_o = (1 + \sin(0,5 \cdot 3,14 - 75)) \cdot 15 \cdot 2 \cdot \sqrt{0,544} = 38,89 \text{ м}$$

$$B_{оп} = 0,46 \cdot 38,89 = 17,89 \text{ м}$$

Следовательно, ширина развала составит:

$$B_p = 54 + 17,89 = 71,89 \text{ м}$$

Высота развала:

- по последнему ряду скважин:

$$h_1 = (2,6 \cdot A_{бвр}) / ((A_{бвр}/h + 1) \cdot (0,8 \cdot B_o/h + 1))$$

- на расстоянии $S_2=1,12Aq$ от последнего ряда скважин:

$$h_2 = h \cdot K_p \cdot (1 - (1 + K_p \cdot A_{бвр} \cdot h/B_o)^{-2})$$

где K_p - коэффициент разрыхления породы в развале ($K_p=1,38$)

Высота развала составит:

$$h_2 = 15 \cdot 1,38 \cdot (1 - (1 + 1,38 \cdot 54 \cdot 15/38,89)^{-2}) = 20,7 \text{ м}$$

$$h_1 = (2,6 \cdot 54) / ((54/15 + 1) \cdot (0,8 \cdot 38,89/15 + 1)) = 10,4 \text{ м}$$

Схема к определению ширины развала представлена на рисунке 14.2.17.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		242

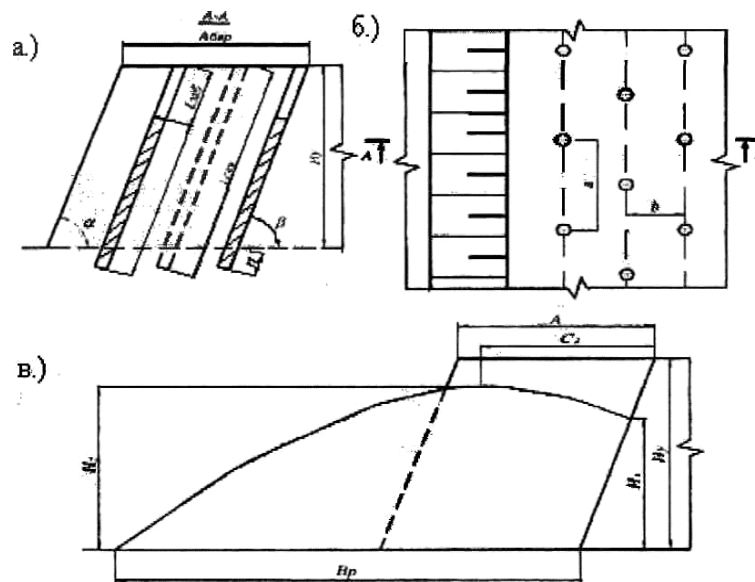


Рисунок 14.2.17 - Схема к определению ширины развала:

а) схема расположения скважин; б, в) расчётный профиль развала

Организация взрывных работ

Для непрерывной работы экскаватора в течение 14 суток при двухсменном режиме работы необходимо взорвать блок объёмом не менее:

$$W_{\text{в.б.}} = Q_{\text{см}} \cdot n \cdot T_{\text{в}}, \text{ м}^3$$

$$W_{\text{в.б.}} = 16573 \cdot 2 \cdot 14 = 464044 \text{ м}^3$$

Объем взорванной горной массы, взрывааемой с одной скважиной:

$$V_{\text{СКВ}} = H_y \cdot W \cdot a, \text{ м}^3$$

$$V_{\text{СКВ}} = 15 \cdot 7 \cdot 5 = 560 \text{ м}^3$$

Необходимое количество взрывааемых скважин:

$$N_{\text{СКВ}} = W_{\text{в.б.}} / V_{\text{СКВ}} = 464044 / 560 = 828,65$$

Принимаем 829 скважин.

Принимаем пятнадцатирядное расположение скважин.

Необходимое количество ВВ:

$$Q_{\text{ВВ}} = N_{\text{СКВ}} \cdot Q_{\text{СКВ}}, \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 829 \cdot 579,6 = 480\,488,4 \text{ кг}$$

Необходимое число смен на зарядку:

$$N_{\text{см}} = Q_{\text{ВВ}} / Q_{\text{см}} = 480\,488,4 / 74000 = 6,5 \text{ смены}$$

Монтаж взрывной сети, проверку до и после взрыва и проведение самого взрывания должны осуществляться во время дневной смены.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						243
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

В результате расчёта определили параметры буровзрывных работ при подготовке горной массы, (см. таблица 14.2.6).

Таблица 14.2.6 - Рекомендуемые параметры буровзрывных работ

№ п/п	Наименование параметров	Ед. измер. <i>измерения</i>	Параметры
1	2	3	4
1.	Коэффициент анизотропии массива	-	1,35
2.	Коэффициент формы зоны дробления	-	1,175
3.	Коэффициент сближения скважин	-	1,36
4.	Коэффициент крепости	-	8
5.	Высота уступа	м	15
6.	Диаметр скважины	м	0,270
7.	Глубина скважины	м	16,8
8.	Диаметр ср. естественной отдельности	м	1,6
9.	Диаметр среднего взорванного куска	м	0,97
10.	Вместимость ВВ 1 п.м. скважины	кг/м	69
11.	Коэффициент заполнения скважин	-	0,5
12.	Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,544
13.	Расстояние между скважинами в ряду	м	10
14.	Расстояние между рядами скважин	м	7

14.2.4 Расчёт ожидаемой экономической эффективности

Расчёт себестоимости 1 м³ взорванной горной массы в скважинах заряженных эмульсионным взрывчатым веществом Сибирит-1200 с применением придонного компенсатора.

Затраты на ВВ

$$C_{\text{ВВ}} = Q_{\text{ВВ}} \cdot C_{1\text{T}} = 480,4884 \cdot 12750 = 6\,126\,227,1 \text{ руб.},$$

где $C_{\text{ВВ}}$ – затраты на ВВ; $Q_{\text{ВВ}}$ – количество взрывчатого вещества на взрыв; $C_{1\text{T}}$ – средняя стоимость одной тонны ЭВВ (12750 руб.).

$$Q_{\text{ВВ}} = N_{\text{СКВ}} \cdot Q_{\text{СКВ}} = 829 \cdot 579,6 = 480\,488,4 \text{ кг},$$

где $N_{\text{СКВ}}$ – число скважин в блоке (829 шт.); $Q_{\text{СКВ}}$ – масса скважинного заряда (579,6 кг).

При установке в скважину придонного компенсатора

$$Q_{\text{СКВ.ПК}} = Q_{\text{СКВ}} - (L_{\text{ПК}} \cdot P) = 579,6 - (1 \cdot 69) = 510,6 \text{ кг},$$

где $Q_{\text{СКВ.ПК}}$ – масса скважинного заряда с учетом придонного

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		244

компенсатора; $L_{ПК}$ – длина придонного компенсатора; P – вместимость взрывчатого вещества на 1 погонный метр скважины.

Следовательно

$$Q_{ВВ.ПК} = N_{СКВ} \cdot Q_{СКВ.ПК} = 829 \cdot 510,6 = 423\,287,4 \text{ кг},$$

где $Q_{ВВ.ПК}$ – количество взрывчатого вещества с применением придонного компенсатора, используемого при взрыве.

$$C_{ВВ.ПК} = Q_{ВВ.ПК} \cdot C_{1Т} = 423,2874 \cdot 12750 = 5\,396\,914,35 \text{ руб.},$$

где $C_{ВВ.ПК}$ – затраты на ВВ при применении придонного компенсатора.

$$C_{СВ} = (0,15 \div 0,25) \cdot C_{ВВ} = 0,15 \cdot 6\,126\,227,1 = 918\,934,065 \text{ руб.},$$

где $C_{СВ}$ – затраты на средства взрывания.

При применении в конструкции скважинных зарядов придонных компенсаторов, затраты на средства взрывания составят

$$C_{СВ.ПК} = (0,15 \div 0,25) \cdot C_{ВВ.ПК} = 0,15 \cdot 5\,396\,914,35 = 809\,537,15 \text{ руб.},$$

Затраты на установку придонных компенсаторов

$$C_3 = N_{СКВ} \cdot C_{1ПК} = 829 \cdot 400 = 331\,600 \text{ руб.},$$

где $C_{1ПК}$ – средняя стоимость установки 1 придонного компенсатора (400руб./шт.).

Общая себестоимость равна

$$C_{Общ} = C_{ВВ} \cdot C_{СВ} = 6\,126\,227,1 \cdot 918\,934,065 = 7\,045\,161,2 \text{ руб.},$$

Общая себестоимость с учётом применения придонных компенсаторов равна

$$C_{Общ.ПК} = C_{ВВ.ПК} + C_{СВ.ПК} + C_3 = 5\,396\,914,35 + 809\,537,15 + 331\,600 = 6\,538\,051,5 \text{ руб.},$$

$$V_{ВГМ} = V_{СКВ} \cdot N_{СКВ} = 560 \cdot 829 = 464\,240 \text{ м}^3.,$$

где $V_{ВГМ}$ – объем взрывающей горной массы;

$V_{СКВ}$ – объем горной массы, взрывающей 1 скважиной.

Себестоимость 1 м³ взорванной горной массы равна

$$C_{1м^3} = C_{Общ}/V_{ВГМ} = 7\,045\,161,2/464\,240 = 15,17 \text{ руб./м}^3$$

Себестоимость 1 м³ взорванной горной массы с применением в конструкции скважинных зарядов придонных компенсаторов равна

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		245

$$C_{\text{ПК } 1\text{м}^3} = C_{\text{общ}}/V_{\text{вгм}} = 6\,538\,051,5/464\,240 = 14,08 \text{ руб./м}^3$$

Данная себестоимость 1 м³ взорванной горной массы рассчитана без учёта амортизации, затрат на бурение и оплату труда.

В целях повышения эффективности буровзрывных работ данным проектом рекомендуется применение придонных компенсаторов для увеличения объёма взрываемого блока, за счёт замещённого количества взрывчатого вещества придонными компенсаторами, либо сократить затраты на производство взрывных работ.

Экономия взрывчатого вещества при использовании придонных компенсаторов составляет порядка 12% (1,09 руб./м³).

14.2.5 Оптимизация взрывания обводненных скважин

Оптимизация параметров буровых работ на разрезе, предлагаемая в данной специальной части дипломного проекта заключается в расчетах следующих вариантов взрывных работ для скважин различной степени обводненности:

1) для обводненных скважин с комбинированным зарядом, когда нижняя часть скважины заполняется водоустойчивым ВВ на высоту столба воды, а верхняя часть скважины заполняется более дешевым ВВ пригодным для сухих скважин, а также замены части ВВ на промежуток рассредоточения для разделения неводоустойчивых гранулированных ВВ и водоустойчивых применяется пневматический скважинный затвор;

2) с заполнением обводненных скважин только водоустойчивым (эмульсионным) ВВ.

14.2.6 Выбор типа бурового станка

Тип бурового станка буровой станок AtlasCorpo DML, диаметр скважины $d = 0,270$ м.

Блочность массива вскрышных пород оценивается средним диаметром естественной отдельности.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	<i>Лист</i>
						246
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

14.2.7 Выбор взрывчатых материалов

К взрывчатым материалам (ВМ) относят бризантные промышленные взрывчатые вещества (ВВ) и средства их инициирования (СИ).

На разрезе в качестве взрывчатого вещества проектом предлагается использовать: Гранулит УП-1 (смесь аммиачной селитры с угольной пылью) – годный для размещения в сухих скважинах, подходящий по пределу прочности пород на сжатие – до 120 МПа, заводского изготовления, имеющий переводной коэффициент $k_{ВВ} = 0,98$ и $\rho_{ВВ} = 950 \text{ кг/м}^3$ и Сибирит 1200 – годный для размещения в обводненных скважинах, подходящий по пределу прочности пород на сжатие – до 120 МПа, заводского изготовления, имеющий переводной коэффициент $k_{ВВ} = 1,29$ и $\rho_{ВВ} = 1250 \text{ кг/м}^3$.

14.2.8 Расчет взрывных работ для частично обводненных скважин комбинированным зарядом

Блочность массива скальных пород разреза основной крепости 60 МПа оценивается средним диаметром их естественной отдельности по формуле

$$d_e = 0,02 \cdot \sigma_{сж} = 0,02 \cdot 60 = 1,2.$$

14.2.9 Обоснование проектной величины удельного расхода ВВ для обводненных скважин с комбинированным зарядом

Расчет взрывных работ для обводненных скважин с комбинированным зарядом.

Рациональную степень взрывного дробления определяю из выражения:

$$Z_p = 1 + d_e^2 \cdot (E^{0,25} + P_{\text{вв}})^{-1}$$

где Z_p – рациональная степень взрывного дробления; d_e – диаметр естественной отдельности, м ($d_e = 1,2$ м); E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ($E = 15,0 \text{ м}^3$); $P_{\text{вв}}$ – показатель относительной эффективности ВВ.

$$Z_p = 1 + 1,2^2 \cdot (15,0^{0,25} + 1,166)^{-1} = 1,459 \text{ м.}$$

$$P_{\text{вв}} = K_{\text{вв}} \cdot C_{\text{вв}} / C_{\text{эт}} \quad K_{\text{вв}} = K_{\text{вв}} \text{ гранулита уп-1} \cdot 0,4 + K_{\text{вв}} \text{ сибирита 1200} \cdot 0,6.$$

где $K_{\text{вв}}$ – переводной коэффициент для комбинированного заряда ВВ;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						247
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$C_{эм}$, $C_{вв}$ – стоимость эталонного и рассматриваемого ВВ, принимаем равными, поэтому берем их соотношение $C_{вв}/C_{эм}$ и приравниваем к 1 ($C_{вв}/C_{эм} = 1$).

$$K_{вв} = 0,98 \cdot 0,4 + 1,29 \cdot 0,6 = 1,166.$$

$$П_{вв} = K_{вв} = 1,166.$$

Удельный расход ВВ, обеспечивающий Z_p :

$$q = 5d \cdot (Z_p - 1)/d_e,$$

$$q = 5 \cdot 0,270 \cdot (1,459 - 1)/1,2 = 0,51 \text{ кг/м}^3.$$

Высота уступа равна $H = 15$ м.

В таблице 14.2.7 представлены коэффициенты влияния обводненности.

Таблица 14.2.7 - Коэффициент влияния обводненности

Временное сопротивление сжатию $\sigma_{сж}$, МПа	Коэффициент влияния обводненности при высоте столба воды в скважине		
	$h_e < 0,1 \cdot H$	$h_e = (0,1 - 0,5) \cdot H$	$h_e > 0,5 \cdot H$
до 4	1,0	1,0-0,90	0,90-0,85
40-60	1,0	1,0-1,04	1,04-1,07
60-80	1,0	1,0- 1,04	1,07- 1,13
80-100	1,0	1,0-1,09	1,09-1,15
более 100	1,0	1,0-1,10	1,10-1,20

Величину проектного удельного расхода ВВ, определяем с учетом обводненности пород по формуле:

$$q = q \cdot [1 + 0,15 \cdot (d_e - 1) \cdot h_e/H]$$

где d_e – средний диаметр естественной отдельности, м; h_e – высота столба воды в скважине; H – высота уступа, м.

$$q = 0,51 \cdot [1 + 0,15 \cdot (1,2 - 1) \cdot 4/15] = 0,514 \text{ кг/м}^3.$$

14.2.10 Расчет расположения комбинированного заряда ВВ

К основным параметрам расположения скважинных зарядов относят длину скважин, величину перебура, размеры и конструкцию заряда, длину забойки, массу заряда ВВ в скважине, расстояние между скважинами и рядами скважин, линию сопротивления по подошве и число рядов скважин.

Конструкции заряда с применением пневматического скважинного затвора рисунок 14.2.8.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		248

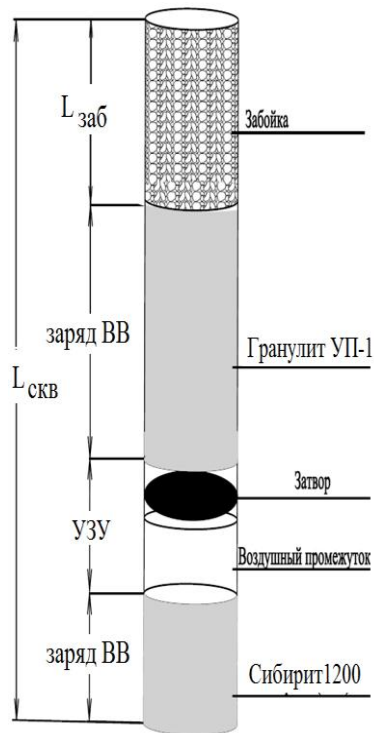


Рисунок 14.2.8 - Конструкции заряда с применением затвора

Преимущества конструкции:

- снижение применения водоустойчивого ВВ;
- снижение удельного расхода;
- снижение себестоимости 1 м^3 ВГМ;
- уменьшение количества ВВ;
- снижение затрат на транспортировку ВМ.

Длина скважины:

$$l_{скв} = H/\sin\beta + l_n,$$

где β – угол наклона скважины к горизонту; l_n – линия перебура.

$$l_n = 3d \cdot d_e.$$

$$l_n = 3 \times 0,270 \cdot 1,2 = 0,97 \text{ м},$$

$$l_{скв} = 15/\sin 75^\circ + 0,97 = 16,49 \text{ м}.$$

Минимальную длину забойки $l_{заб}$, м устанавливают из условия полного охвата взрываеваемого массива дробящим действием комбинированного заряда.

$$l_{заб} = l_n + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot d_e^{0,5} \cdot P_{вв}$$

$$P_{вв} = P_{гранулита\ ун-1} \cdot 0,4 + P_{сибирита\ 1200} \cdot 0,6.$$

где $P_{вв}$ – плотность комбинированного заряда.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
						249
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		

$$P_{вв} = 0,95 \cdot 0,4 + 1,25 \cdot 0,6 = 1,13 \text{ кг/м}^3,$$

$$l_{заб} = 0,97 + 11,3 \cdot 0,270^{0,75} \cdot 1,2^{-0,5} \cdot 1,13^{0,5} = 5,07 \text{ м.}$$

Длина колонки заряда ВВ с учетом пневматического скважинного затвора:

$$l_{вв} = l_{скв} - l_{заб} - d_{пн.скв.зат}$$

где $d_{пн.скв.зат}$ – пневматический скважинный затвор: т.к. затвор сферической формы, его диаметр равняется диаметру скважины ($d_{пн.скв.зат} = 0,270 \text{ м}$).

$$l_{вв} = 16,49 - 5,07 - 0,270 = 11,15 \text{ м.}$$

Масса скважинного заряда замененная пневматическим скважинным затвором:

$$Q_{пн.зат} = P_{гранулита уп-1} \cdot d_{пн.зат},$$

$$Q_{пн.зат} = 54,36 \cdot 0,270 = 14,6 \text{ кг.}$$

Масса скважинного заряда:

$$Q_{скв} = P_{гранулита уп-1} \cdot (I_{вв} - I_в) + P_{сибирит.1200} \cdot I_в,$$

где P – вместимость 1 м скважины; $I_в$ – длина столба воды в скважине.

$$I_в = h_в / \sin \beta = 4 / \sin 75^\circ = 4,1 \text{ м.}$$

$$P = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho_{вв}.$$

$$P_{гранулита уп-1} = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,270^2 \cdot 950 = 54,36 \text{ кг/м}^3,$$

$$P_{сибирит. 1200} = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,270^2 \cdot 1250 = 71,53 \text{ кг/м}^3.$$

Расчет массы комбинированного заряда для одной скважины:

$$Q_{скв} = 54,36 \cdot (11,15 - 4,1) + 71,53 \cdot 4,1 = 676,5 \text{ кг.}$$

Масса заряда по каждому виду ВВ:

$$Q_{гранулита уп-1} = 54,36 \cdot 2,534 = 137,7 \text{ кг,}$$

$$Q_{сибирит. 1200} = 71,53 \cdot 4,1 = 293,2 \text{ кг.}$$

Установка пневматического скважинного затвора исключает контакт ВВ Сибирита-1200 с Гранулитом УП-1, а также уменьшает массу заряда Гранулита УП-1 в скважине на 7,5 кг [19, 21-23, 41-43].

Линию сопротивления по подошве уступа при наклонном расположении скважин определяем по формуле:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		250

$$W = b,$$

где W – линия сопротивления по подошве уступа; b – расстояние между рядами скважин, м.

Параметры сетки скважин определяем при наклонном расположении скважин:

$$n = [A_{\text{бвр}} / W],$$

$$W = b = a/m,$$

$$m = 0,85 + 0,3 \cdot d_e,$$

где m – коэффициент сближения скважин; d_e – средний диаметр естественной отдельности, м;

Необходимо рассчитать расстояние между скважинами в ряду, м (a):

$$a = Q_{\text{скв}} \cdot n / [A_{\text{бвр}} \cdot q_{\text{нр}} \cdot (H + h_n)],$$

$$a = \sqrt{Q_{\text{скв}} \cdot A_{\text{бвр}} \cdot m / [A_{\text{бвр}} \cdot q_{\text{нр}} \cdot (H + h_n)]},$$

где n – число рядов скважин; m – коэффициент сближения скважин; a – расстояние между скважинами в ряду, м; $A_{\text{бвр}}$ – ширина буровзрывной заходки, м.

$$h_n = l_n \cdot \sin \beta.$$

$$A_{\text{бвр}} = (1,5 \div 1,7) R_{\text{чy}} = 1,5 \cdot 9,04 = 13,56 \text{ м};$$

$$h_n = 0,97 \cdot \sin 75^\circ = 0,93 \text{ м};$$

$$m = 0,85 + 0,3 \cdot 1,2 = 1,21 \text{ м};$$

$$a = \sqrt{676,5 \cdot 13,56 \cdot 1,21 / [13,56 \cdot 0,485 \cdot (15 + 0,93)]} = 10,2 \text{ м};$$

$$W = b = 10,2 / 1,21 = 8,5 \text{ м};$$

$$n = 13,56 / 8,5 = 1,6.$$

Принимаю $n = 2$; $a = 10,2$ м; $b = 8,5$ м.

Определим ширина буровзрывной заходки, м ($A_{\text{бвр}}$):

$$A_{\text{бвр}} = n \cdot b,$$

где n – число рядов скважин; b – расстояние между рядами скважин, м.

$$A_{\text{бвр}} = 2 \cdot 8,5 = 17,0 \text{ м}.$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		251

14.2.11 Качество подготовки пород взрывом

Качество взрывной подготовки вскрыши оценивают двумя показателями: кусковатостью взорванной горной массы (средним диаметром куска взорванной горной массы или степенью дробления и выходом негабарита) и параметрами развала, включающими его размеры, форму и коэффициент разрыхления породы.

14.2.12 Проектная ширина развала взорванной породы (комбинированного заряда)

Проектную ширину развала взорванной породы определяют как:

$$B_p = A_{бвр} + \Delta B - h_o \cdot \operatorname{ctg} \alpha,$$

где B_p – ширина развала взорванной породы, м; $A_{бвр}$ – ширина буровзрывной заходки по целику, м; ΔB – дальность взрывного перемещения породы, м;

h_o – высота откольной зоны над подошвой уступа, м.

Дальность взрывного перемещения породы зависит от схемы КЗВ,

при породной схеме КЗВ ее определяют по формуле:

$$\Delta B_o = (1/\cos \varphi) \cdot [P_1 + \sqrt{P_1^2 + 2 \cdot h_o \cdot V_o^2 \cdot \sin^2 \beta / (g \cdot \cos \varphi)}] - h_o \cdot \operatorname{tg} \varphi, (14.20)$$

где φ – угол наклона плоскости, на котором формируется развал; V_o – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы; h_o – высота откольной зоны.

$$h_o = 0,5 \cdot (h_3 - h_n) + m,$$

$$h_3 = l_{бв} \cdot \sin \beta,$$

$$V_o = 2 \cdot V_c \cdot [q_1 / (\pi \cdot \rho_{вв})]^a,$$

$$a = 0,5 \cdot n_1,$$

где a – показатель степени в формуле V_o ; h_3 , h_n – высота соответственно колонки ВВ и перебура, м; V_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с; q_1 – удельный расход ВВ, для скважин первого ряда, кг/м³; n_1 – показатель степени.

$$V_c = 4370 - 105 \cdot d_e,$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot d_e,$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		252

$$q_1 = \eta \cdot q_{np},$$

где η – коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса.

$$h_3 = 11,15 \cdot \sin 75^\circ = 10,7 \text{ м};$$

$$h_o = 0,5 \cdot (10,7 - 0,93) + 0 = 4,8 \text{ м};$$

$$V_c = 4370 - 105 \cdot 1,2 = 4244 \text{ м/с};$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot 1,2 = 1,278;$$

$$q_1 = 0,75 \cdot 0,485 = 0,363 \text{ кг/м}^3;$$

$$a = 0,5 \cdot 1,278 = 0,639.$$

$$V_o = 2 \cdot 4244 \cdot (0,363 / (3,14 \cdot 950))^{0,639} = 26,7 \text{ м/с}.$$

Проектная ширина развала:

$$B_p = 17,0 + 39,4 - 4,8 \cdot \text{ctg} 75^\circ = 55,1 \text{ м}.$$

$$P_l = V_o^2 \cdot (\text{ctg} \beta - \text{tg} \varphi) \cdot \sin^2 \beta / g.$$

$$P_l = 26,7^2 \cdot (\text{ctg} 75^\circ - \text{tg} 0^\circ) \cdot \sin^2 75^\circ / 9,81 = 18,1 \text{ м};$$

$$\Delta B_o = (1 / \cos 0) \cdot [18,1 + \sqrt{18,1^2 + 2 \cdot 4,8 \cdot 26,7^2 \cdot \sin^2 75^\circ / (9,81 \cdot \cos 0)}] - 4,8 \cdot \text{tg} 0 = 39,4 \text{ м}.$$

Дальность взрывного перемещения породы, м:

- при поперечной схеме КЗВ и $\psi = 90^\circ$

$$\Delta B_n = 0,46 \cdot \Delta B_o,$$

$$B_p = A_{\sigma_{\text{вз}}} + \Delta B - h_o \cdot \text{ctg} \alpha,$$

$$\Delta B_n = 0,46 \cdot 39,4 = 18,1 \text{ м};$$

$$B_p = 17,0 + 18,1 - 4,8 \cdot \text{ctg} 75^\circ = 33,8 \text{ м}.$$

- при диагональной схеме КЗВ и $\psi = 45^\circ$

$$\Delta B_o = 0,73 \cdot \Delta B_o,$$

$$\Delta B_o = 0,73 \cdot 39,4 = 28,7 \text{ м};$$

$$B_p = 17,0 + 28,7 - 4,8 / \text{tg} 75^\circ = 44,4 \text{ м}.$$

$N_s = 3$ – количество проходов экскаватора, $A_s = 14,8$. Принимаю поперечную схему взрывания из условия экономической целесообразности.

14.2.13 Форма развала для комбинированного заряда

Высота развала по линии последнего ряда:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		253

$$h = 0,5 \cdot m_1 \cdot H \cdot (3 - m_1^2)[(1 - m_1)^2 + 1],$$

$$h = 0,5 \cdot 0,38 \cdot 15 \times (3 - 0,38^2)((1 - 0,38)^2 + 1) = 11,2 \text{ м.}$$

Высота развала в произвольной точке x по ширине:

$$m_1 = A_{\text{бвп}}/B_p,$$

$$m_1 = 17,0/44,4 = 0,38 \text{ м.}$$

Среднее значение коэффициента разрыхления:

- в профиле развала

$$K_p = 0,5 \cdot (3 - m_1^2)$$

$$K_p = 0,5 \cdot (3 - 0,38^2) = 1,44.$$

Качество дробления:

- средний диаметр d_{cp} куска взорванной горной массы

$$d_{cp} = 5 \cdot d \cdot d_e / (5 \cdot d + q \cdot d_e),$$

$$d_{cp} = 5 \cdot 0,270 \cdot 1,2 / (5 \cdot 0,270 + 0,485 \cdot 1,2) = 0,83 \text{ м.}$$

- выход негабаритной массы по ковшу

$$\varphi(x_n) = (x_n/d_{cp})^4 - 0,53 \cdot (x_n/d_{cp})^5,$$

где x_n – линейный размер негабаритного куска, м.

$$x_n = 0,75 \cdot E^{0,33} = 0,75 \cdot 15,0^{0,33} = 1,83 \text{ м;}$$

$$\varphi(x_n) = (1,83/0,83)^4 - 0,53 \cdot (1,83/0,83)^5 = 0,28.$$

Высота развала в произвольной точке x по ширине развала:

$$h(x) = h \times (1 - x)^a,$$

$$a = (1 - m_1)^2 = (1 - 0,38)^2 = 0,38.$$

$$0 < x < B_p.$$

В таблице 14.2.8 представлена высота развала в произвольной точке x по ширине развала.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		254

Таблица 14.2.8 - Высота развала в произвольной точке x по ширине развала

№	x	h
1	0,1	8,5
2	0,2	8,1
3	0,3	7,4
4	0,4	7,0
5	0,5	6,6
6	0,6	6,2
7	0,7	5,7
8	0,8	4,9
9	0,9	3,4
10	0,95	2,8
11	0,97	2,4
12	0,99	2,1
13	1,0	1,9
14	1,1	1,6
15	1,2	1,3

14.2.14 Расчет взрывных работ, с заполнением обводненных скважин только водоустойчивым (эмульсионным) ВВ

Рациональную степень взрывного дробления:

$$Z_p = 1 + 1,2^2 \cdot (15,0^{0,25} + 1,29)^{-1} = 1,44 \text{ м.}$$

Удельный расход ВВ, обеспечивающий Z_p :

$$q = 5d \cdot (Z_p - 1)/d_e = 5 \times 0,270 \times (1,44 - 1)/1,2 = 0,49 \text{ кг/м}^3.$$

Высота уступа равна $H = 15$ м.

Величину проектного удельного расхода ВВ определяем с учетом обводненности пород:

$$q = q \cdot [1 + 0,15 \cdot (d - 1) \cdot h/H] = 0,49 \cdot (1 + 0,15 \cdot (1,2 - 1) \cdot 4/15) = 0,493 \text{ кг/м.}$$

14.2.15 Расчет расположения скважинного заряда ВВ

Длина скважины:

$$l_n = 3d \cdot d_e = 3 \times 0,270 \cdot 1,2 = 0,97 \text{ м;}$$

$$l_{скв} = H/\sin\beta + l_n = 15/\sin 75^\circ + 0,97 = 16,5 \text{ м.}$$

где β – угол наклона скважины к горизонту; l_n – линия перебура.

Определение минимальную длину забойки $l_{заб}$, м:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		255

$$l_{заб} = l_n + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot d_e^{-0,5} \cdot p_{вв}^{0,5} = 0,97 + 11,3 \cdot 0,270^{0,75} \cdot 1,2^{-0,5} \cdot 1,2^{0,5} = 5,2$$

м.

Длина колонки заряда ВВ:

$$l_{вв} = l_{скв} - l_{заб} = 16,5 - 5,2 = 11,3 \text{ м.}$$

Масса скважинного заряда:

$$Q_{скв} = P \cdot l_{вв} = 54,3 \cdot 11,3 = 613,59 \text{ кг,}$$

P – вместимость 1 м³ скважины.

$$P = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho_{вв} = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,270^2 \cdot 950 = 54,3 \text{ кг/м.}$$

Линию сопротивления по подошве уступа при наклонном расположении скважин определяем по формуле: $W = b$.

Параметры сетки скважин определяем при наклонном расположении скважин:

$$n = [A_{бвр} / W] = 13,56 / 8,2 = 1,65;$$

$$W = b = a / m = b = 10,0 / 1,21 = 8,2 \text{ м;}$$

$$m = 0,85 + 0,3 \cdot d_e = 0,85 + 0,3 \cdot 1,2 = 1,21 \text{ м;}$$

где n – число рядов скважин; m – коэффициент сближения скважин; a – расстояние между скважинами в ряду, м; $A_{бвр}$ – ширина буровзрывной заходки, м.

$$A_{бвр} = (1,5 \div 1,7) R_{чy} = 1,5 \cdot 9,04 = 13,56 \text{ м.}$$

$$h_n = 0,97 \cdot \sin 75^\circ = 0,93 \text{ м;}$$

$$a = \sqrt{613,59 \cdot 13,56 \cdot 1,21 / [13,56 \cdot 0,465 \cdot (15 + 0,93)]} = 10,0 \text{ м;}$$

Принимаю $n = 2$; $a = 10,0$ м; $b = 8,2$ м.

Уточняем $A_{бвр} = 2 \cdot 8,2 = 16,4$ м.

На рис. 14.2.9 представлена схема расположения скважинных зарядов.

14.2.16 Проектная ширина развала взорванной породы

Определяем проектную ширину развала взорванной породы:

$$B_p = A_{бвр} + \Delta B - h_o \cdot \text{ctg} \alpha = 16,4 + 39,4 - 4,9 \cdot \text{ctg} 75^\circ = 54,5 \text{ м.}$$

Дальность взрывного перемещения породы зависит от схемы КЗВ, при породной схеме КЗВ ее определяем по формуле:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		256

$$\Delta B_o = (1/\cos \varphi) \cdot [P_1 + \sqrt{P_1^2 + 2 \cdot h_o \cdot V_o^2 \cdot \sin^2 \beta / (g \cdot \cos \varphi)}] - h_o \cdot \operatorname{tg} \varphi =$$

$$= (1/\cos \varphi) \cdot [11,4 + \sqrt{11,4^2 + 2 \cdot 4,8 \cdot 21,2^2 \cdot \sin^2 75 / (9,81 \cdot \cos 0)}] -$$

$$- 4,8 \cdot \operatorname{tg} 0 = 26,9 \text{ м.}$$

где φ – угол наклона плоскости, на котором формируется развал; V_o – начальная скорость полета кусков при массовом перемещении породы; h_o – высота откольной зоны.

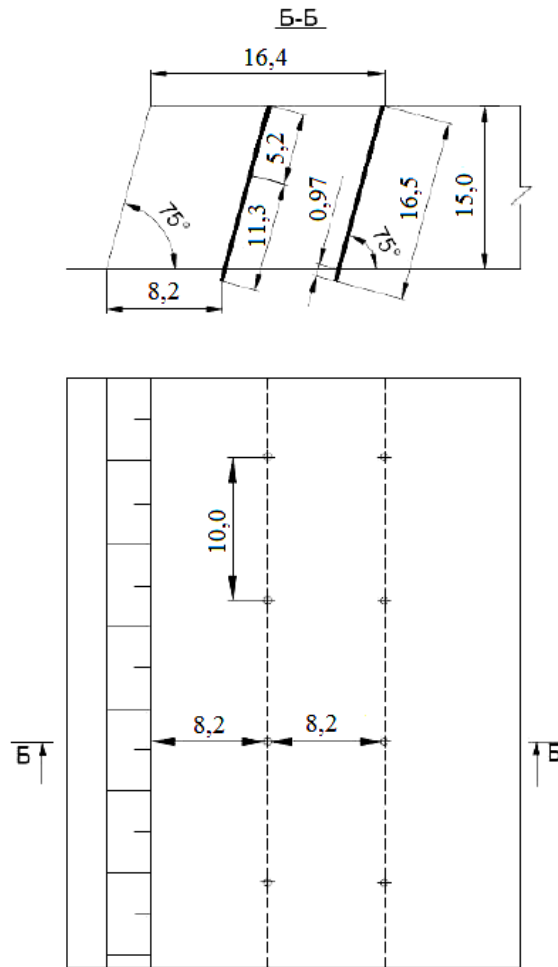


Рисунок 14.2.9 - Схема расположения скважинных зарядов

$$h_o = 0,5 \cdot (h_3 - h_n) + M = 0,5 \cdot (10,75 - 0,93) + 0 = 4,91 \text{ м;}$$

$$h_3 = l_{ог} \cdot \sin \beta = 11,15 \cdot \sin 75^\circ = 10,75 \text{ м;}$$

$$V_o = 2 \cdot V_c \cdot [q_1 / (\pi \cdot \rho_{\text{БВ}})]^a = 2 \cdot 4244 \cdot (0,349 / (3,14 \cdot 1250))^{0,639} =$$

$$= 21,2 \text{ м/с;}$$

$$a = 0,5 \cdot n_1 = 0,5 \cdot 1,278 = 0,639.$$

где a – показатель степени в формуле V_o ;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		257

h_3, h_n – высота соответственно колонки ВВ и перебура, м;

V_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с;

q_1 – удельный расход ВВ, для скважин первого ряда, кг/м³;

n_1 – показатель степени.

$$V_c = 4370 - 105 \cdot d_e = 4370 - 105 \cdot 1,2 = 4244 \text{ м/с};$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot d_e = 1,35 - 0,06 \cdot 1,2 = 1,278;$$

$$q_1 = \eta \cdot q_{np} = 0,75 \cdot 0,465 = 0,349 \text{ кг/м}^3.$$

η – коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса.

$$P_2 = V_o^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{tg}\varphi) \cdot \sin^2\beta/g = 21,2^2 \cdot (\text{ctg}75^\circ - \text{tg}0^\circ) \cdot \sin^275^\circ/9,81 = 11,4 \text{ м.}$$

Дальность взрывного перемещения породы, м:

- при поперечной схеме КЗВ и $\psi = 90^\circ$

$$\Delta B_{\Pi} = 0,46 \cdot \Delta B_o = 0,46 \cdot 26,9 = 12,4 \text{ м.}$$

Ширина развала:

$$B_p = A_{\text{бер}} + \Delta B_n - h_o \cdot \text{ctg}\alpha = 16,4 + 19,6 - 4,9 \cdot \text{ctg}75^\circ = 34,7 \text{ м.}$$

- при диагональной схеме КЗВ и $\psi = 45^\circ$

$$\Delta B_n = 0,73 \cdot \Delta B_o = 0,73 \cdot 26,9 = 19,6 \text{ м};$$

$$B_p = A_{\text{бер}} + \Delta B - h_o/\text{tg}\alpha = 16,4 + 19,6 - 4,9/\text{tg}75^\circ = 34,5 \text{ м.}$$

$N_s = 2$ – количество проходов экскаватора, $A_s = 13,45$. Принимаю поперечную схему взрывания из условия экономической целесообразности.

Расчетный профиль развала представлен на рисунок 14.10.

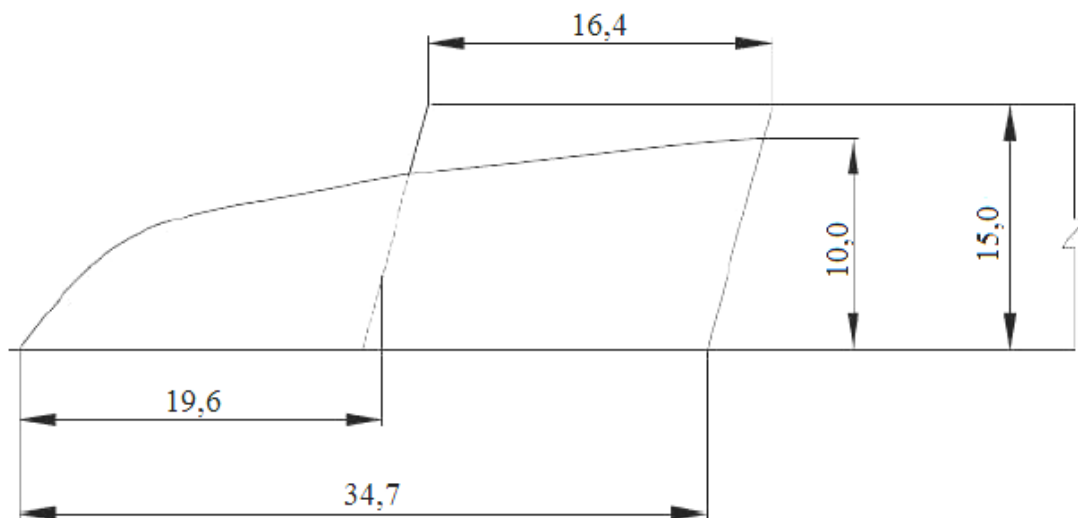


Рисунок 14.2.10 - Расчетный профиль развала

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		258

14.17 Форма развала

Рассчитаем высоту развала по линии последнего ряда:

$$h = 0,5 \cdot m_1 \cdot H \cdot (3 - m_1^2)[(1 - m_1)^2 + 1] = \\ = 0,5 \cdot 0,6 \cdot 15 \cdot (3 - 0,6^2)[(1 - 0,6)^2 + 1] = 19,5 \text{ м.}$$

Высота развала в произвольной точке x по ширине:

$$m_1 = A_{\text{бвр}}/B_p = 16,4/24,6 = 0,6 \text{ м.}$$

Среднее значение коэффициента разрыхления:

- в профиле развала

$$K_p = 0,5 \cdot (3 - m_1^2) = 0,5 \cdot (3 - 0,6^2) = 1,32.$$

Качество дробления:

- средний диаметр $d_{\text{ср}}$ куска взорванной горной массы

$$d_{\text{ср}} = 5d \cdot d_e / (5 \cdot d + q \cdot d_e) = 5 \cdot 0,270 \cdot 1,2 / (5 \cdot 0,270 + 0,465 \cdot 1,2) = 0,85 \text{ м.}$$

- выход негабаритной массы по ковшу

$$x_n = 0,75 \cdot E^{0,33} = 0,75 \cdot 15,0^{0,33} = 1,83 \text{ м.}$$

где x_n – линейный размер негабаритного куска, м.

Высота развала в произвольной точке x по ширине развала:

$$a = (1 - m_1)^2 = (1 - 0,6)^2 = 0,16.$$

$$0 < x < B_p.$$

В таблице 14.2.9 представлена высота развала в произвольной точке x по ширине развала.

Таблица 14.2.9 - Высота развала в произвольной точке x по ширине развала

№	x	h
1	0,1	8,2
2	0,2	7,9
3	0,3	7,6
4	0,4	7,3
5	0,5	7,0
6	0,6	6,8
7	0,7	6,4
8	0,8	5,7
9	0,9	4,8
10	0,95	4,0
11	0,97	2,4
12	0,99	2,1
13	1,0	1,9
14	1,1	1,6
15	1,2	1,3

14.18 Расчет годового расхода ВВ и объема забойки

Годовой расход ВВ для комбинированных скважин:

$$Q_{год. вв} = q \cdot V_k = 0,485 \cdot 6500000 = 3152500 \text{ кг/год.}$$

Масса забойки одной комбинированных скважины:

$$\begin{aligned} V_{заб} &= \pi \cdot r^2 \cdot l_{заб} \cdot \rho_{заб} = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot l_{заб} \cdot \rho_{заб} = \\ &= 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,270^2 \cdot 5,07 \cdot 700 = 203,0 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Количество скважин с комбинированным зарядом:

$$N_{год. скв} = Q_{год. вв} / Q_{скв} = 3152500 / 676,5 = 4660 \text{ скважин.}$$

Объем забойки в год:

$$N = N_{год. скв} \cdot V_{заб} = 4660 \cdot 203,0 = 945980 \text{ кг} = 945 \text{ т.}$$

Годовой расход ВВ заполненных Сибиритом 1200:

$$Q_{год. вв} = q \cdot V_k = 0,465 \cdot 6500000 = 3022500 \text{ кг/год.}$$

Масса забойки одной скважины:

$$\begin{aligned} V_{заб} &= \pi \cdot r^2 \cdot l_{заб} \cdot \rho_{заб} = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot l_{заб} \cdot \rho_{заб} = \\ &= 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,270^2 \cdot 5,2 \cdot 700 = 208,3 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Количество скважин заполненных Сибиритом 1200:

$$N_{год. скв} = Q_{год. вв} / Q_{скв} = 3022500 / 613,59 = 4926 \text{ скважин.}$$

Объем забойки в год:

$$N = N_{год. скв} \cdot V_{заб} = 4926 \cdot 208,3 = 1026085,8 \text{ кг} = 1026 \text{ т.}$$

В табл. 14.2.10 представлены расчетные параметры БВР.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		260

Таблица 14.2.10 - Расчетные параметры БВР

Наименование	Ед. изм.	Значения
Высота уступа	м	15
Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,485
Тип бурового станка	-	AtlasCopco DML
Диаметр скважинного заряда	мм	270
Схема инициирования	-	поперечная
Наклон скважины по горизонту	град.	75°
Тип взрывчатого вещества	-	Сибирит 1200
Плотность ВВ	кг/м ³	1250
Длина скважины	м	16,8
Перебур	м	0,97
Расстояние между скважинами в ряду	м	10,0
Расстояние между рядами скважин	м	8,2
Ширина развала взорванной горной массы	м	28,3
Линия сопротивления по подошве уступа	м	8,2
Количество рядов скважин	шт.	2
Ширина заходки	м	16,4
Длина заряда ВВ	м	11,3
Масса Сибирита1200	кг	613,59
Длина забойки в скважине	м	5,2
Средний диаметр куска взорванной горной массы	м	0,85
Среднее значение коэффициента разрыхления в профиле развала	-	1,320
Годовой расход ВВ	кг/год	3022500
Масса забойки одной скважины	кг	208,3
Объем забойки в год	т	1026
Количество скважин	шт.	4660
Стоимость 1 т Сибирита1200	руб./т	23600

14.2.19 Расчет экономической эффективности технологического решения

Подсчитываем стоимость заряда в одной скважине при условиях:

$$Ц = C_{\text{вв}} \cdot Q_{\text{вв}},$$

где $C_{\text{вв}}$ – стоимость 1т ВВ.

1. В нижней части заряда находится Сибирит 1200, а в верхней – Гранулит УП-1.

2. Сибирит 1200 находится во всей скважине:

1) расчёт стоимости заряда одной скважины с комбинированным ВВ - в верхней части скважины:

$$Ц = C_{\text{вв}} \cdot Q_{\text{гранулита. уп-1}} = 7505 \cdot 0,0882 = 661,9 \text{ руб.}$$

где $C_{\text{вв}}$ – стоимость 1т ВВ Гранулита УП-1 ($C_{\text{вв}} = 7505$ руб.).

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		261

- в нижней части скважины:

$$Ц = C_{\text{вв}} \cdot Q_{\text{сибирита 1200}} = 23600 \cdot 0,1878 = 4432,1 \text{ руб.}$$

где $C_{\text{вв}}$ – стоимость 1т ВВ Сибирита 1200 ($C_{\text{вв}} = 23600$ руб.).

Расчет стоимости ВВ комбинированного заряда:

$$Ц = Ц_{\text{гранулита.уп-1}} + Ц_{\text{сибирита 1200}} + Z_{\text{уст}},$$

где $Z_{\text{уст}}$ – затраты на установку пневматического скважинного затвора, руб.

$$Ц = 661,9 + 4432,1 + 360 = 5454 \text{ руб.}$$

2) Расчёт стоимости заряда одной скважины заполненной только Сибиритом 1200:

$$Ц = C_{\text{вв}} \cdot Q_{\text{сибирита 1200}} = 23600 \cdot 0,3068 = 7240,48 \text{ руб.}$$

14.2.20 Расчет годового экономического эффекта от проектируемого мероприятия

Расчет стоимости взрывных работ за год для комбинированного заряда ВВ:

$$C_{\text{эф.Нгод.скв}} = Ц_{\text{комбен.зар}} \cdot N_{\text{год.ск}},$$

где $C_{\text{эф.Нгод.скв}}$ – стоимости взрывных работ за год для комбинированного заряда ВВ; $Ц_{\text{комбен.зар}}$ – стоимость заряда ВВ; $N_{\text{год.ск}}$ – количество скважин пробуренных в год (900000 на 2020 год).

$$C_{\text{эф.Нгод.скв}} = 5454 \cdot 900000 = 4,9 \text{ млрд.руб.}$$

Расчет стоимости взрывных работ за год для сплошного заряда ВВ:

$$C_{\text{эф.Нгод.скв}} = Ц_{\text{сибирита1200.зар}} \times N_{\text{год.ск}} = 7240,48 \cdot 900000 = 6,5 \text{ млрд.руб.}$$

Годовой экономический эффект от проектного решения:

$$C_{\text{эф}} = C_{\text{сплош}} - C_{\text{комб}}$$

$$C_{\text{эф}} = 6,5 - 4,9 = 1,6 \text{ млрд.руб.}$$

Основные выводы по специальной части

Для ведения буровзрывных работ дипломным проектом принимается:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		262

1. Использование комбинированного заряда ВВ с установкой пневматического скважинного затвора.

Нижнюю часть частично обводненных скважин (на высоту примерно на 30 - 40% выше столба воды в них) необходимо заполнять водоустойчивым взрывчатым веществом (предлагается Сибирит 1200). Это связано с вытеснением воды со дна скважин благодаря более высокой плотности ВВ (1,3 - 1,6), а также ее поглощением взрывчатым веществом.

Верхняя часть заряда скважины заполняется взрывчатым веществом пригодным для сухих скважин (например, гранулит УП-1 или гранулит НП). Такой способ заряжания частично обводненных скважин как видно из приведенных выше расчетов экономически более эффективен по сравнению с заряжением скважин сплошным зарядом только водоустойчивого ВВ. Годовой экономический эффект от этого решения составит около 1,6 млрд. руб.

2. В целях повышения эффективности буровзрывных работ данным проектом рекомендуется применение придонных компенсаторов в слабо обводненных и сухих скважинах для увеличения объёма взрываемого блока, за счёт замещённого количества взрывчатого вещества придонными компенсаторами, либо сокращения затрат на производство взрывных работ. Экономия взрывчатого вещества при использовании придонных компенсаторов составляет порядка 12%.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.14.ПЗ</i>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		263

15 Экономическая часть

15.1 Расчёт эффективности технологического решения

При выполнении приближенных расчетов по определению экономической эффективности текущих и оперативных вариантов технических решений, как правило, необходимо знать удельные затраты на выполнение того или иного вида работ.

Исходной являются полные затраты на производство (C_o , р.) с разбивкой по элементам и объемы выполненных работ в соответствии существующей отчетностью за некоторый базовый период по рассматриваемому предприятию или по предприятию со сходными условиями добычи полезного ископаемого.

В текущих и оперативных задачах необходимо учитывать ту часть затрат, которая непосредственно связана с технологическими процессами, т.е. основные затраты, составляющие производственную себестоимость. На угледобывающих предприятиях с открытым способом разработки доля основных производственных затрат ($C_{пр}$, р.) составляет $\delta_{осн} = 0,9 - 0,95$ от полных затрат на добычу (C_o):

$$\bar{C}_{пр} = \delta_{осн} \cdot \bar{C}_o,$$

В дальнейшем основные затраты на производство распределяются и соотносятся с объемами выполненных работ в рамках того или иного технологического процесса. К основным технологическим процессам на разрезах относятся:

- бурение пород, подлежащих взрывной подготовке;
- взрывная подготовка;

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>15 Экономическая часть</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					<i>У</i>	<i>264</i>	<i>280</i>
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

- экскавация (вскрышных пород, угля, временных отвалов и другие работы связанные с экскавацией);

- перемещение породы различными видами транспорта;

- обогащение и/или рассортировка угля.

Удельные затраты на взрывание ($c_{вв}$, р./м³) определяются в зависимости от удельного расхода ВВ ($q_{вв}$, кг/ м³), средней цены на ВВ ($Ц_{вв}$, р./т) с учетом дополнительных затрат на средства взрывания:

$$c_{вв} = \frac{(1 + \delta_{св}) \cdot Ц_{вв} \cdot q_{вв}}{1000}$$

где $\delta_{св}$ - коэффициент, учитывающий затраты на средства взрывания ($\delta_{св} = 0,05 - 0,09$), дол. ед.1000 – переводной коэффициент между тоннами и килограммами.

Эта же величина может быть определена на основе отчетов о выполненных объемах работы и себестоимости по элементам затрат за некоторый базовый период, где приводятся объем вскрыши с БВР и затраты на взрывчатые материалы в составе элемента «Материалы»

$$c_{вв} = \frac{\bar{C}_{вв}}{\bar{V}_{вв}}$$

где $\bar{C}_{вв}$ - затраты на ВВ в составе элемента себестоимости «Материалы», р.;

$\bar{V}_{вв}$ - объем вскрыши с БВР, м³.

Затраты на буровые ($c_{бур}$, р./м³) работы при средней цене на ВВ 10 тыс. р./т составляют:

$$c_{бур} = \delta_{бур} \cdot \frac{Ц_{вв} \cdot q_{вв}}{1000}$$

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		265

где $\delta_{бур}$ - коэффициент, учитывающий затраты на бурение вскрышных пород ($\delta_{бур} = 0,5 - 0,6$), дол. ед.

В составе элемента «Услуги» приводятся затраты на автомобильные перевозки, железнодорожные перевозки и обогащение угля.

Исходя из этих затрат с учетом выполненных объемов работ и средних расстояний транспортирования могут быть определены соответствующие удельные значения затрат на транспортирование колесными видами транспорта ($C_{авто}$, $C_{жд}$, р./ткм.) и на обогащение ($C_{об}$, р./т). При этом на затраты по транспортированию ложатся не только объемы непосредственно вскрыши и угля, но и часть объемов из прочих работ по экскавации. Их будем считать пропорционально долевого участию того или иного вида транспорта во вскрышных работах. Поэтому удельные значения затрат запишутся следующим образом:

$$C_{авто} = \frac{\bar{C}_{авто}}{(\bar{V}_{авто} + \frac{A}{\gamma_{пор}} + \bar{V}_{пр} \cdot \frac{\bar{V}_{авто}}{\bar{V}_o}) \cdot \gamma_{пор} \cdot \bar{L}_{авто}},$$

$$C_{жд} = \frac{\bar{C}_{;жд}}{(\bar{V}_{жд} + \bar{V}_{пр} \cdot \frac{\bar{V}_{жд}}{\bar{V}_o}) \cdot \gamma_{пор} \cdot \bar{L}_{жд}},$$

$$C_{об} = \frac{\bar{C}_{об}}{\bar{Q}_{об}},$$

где $\bar{C}_{авто}$, $\bar{C}_{жд}$, $\bar{C}_{об}$ - затраты соответственно на автотранспорт, железнодорожный транспорт и обогащение в составе элемента «Услуги» отчета о себестоимости за базовый период, р.;

$\bar{V}_{авто}$, $\bar{V}_{жд}$ - объемы автомобильной и железнодорожной вскрыши из отчета о производственных показателях, т;

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		266

$\bar{L}_{авто}, \bar{L}_{жд}$ - средние расстояния транспортирования автомобильным и железнодорожным транспортом, км;

$\gamma_{пор}$ - удельный вес вскрышных пород, м³;

$\bar{Q}_{об}$ - количество исходного угля, поступившего на обогащение в базовый период, т.

Таким образом, из перечисленных выше основных технологических процессов открытой добычи полезного ископаемого неохваченной остается экскавация горной массы. Выделить затраты на экскавацию по информации имеющейся в укрупненном отчете о себестоимости и в отчете о выполненных работах не представляется возможным. Поэтому оставшуюся часть затрат назовем затратами на экскавацию и другие работы. Они составят разницу между полными затратами и затратами по рассмотренным технологическим процессам:

$$\bar{C}_э = \bar{C}_о - (\bar{C}_{бур} + \bar{C}_{вв} + \bar{C}_{авто} + \bar{C}_{жд} + \bar{C}_{об})$$

Объемы экскавации включают в себя, как уже говорилось, не только объемы добычи и вскрыши ($\bar{V}_{вск}, \bar{A}_{доб}$), но также работы, связанные с переэкскавацией ($V_{пер}$, м³), экскаваторным отвалообразованием ($V_{пер}$, м³), и прочие работы, включаемые в состав производственных показателей. Более того, объемы этих работ на разрезах составляют около 50% общего объема. Поэтому затраты на экскавацию и другие работы, приходящиеся на 1 м³ горной массы, составят

$$c_э = \frac{\bar{C}_э}{\bar{V}_{вск} + \frac{\bar{A}_{доб}}{\gamma_y} + \bar{V}_{пер} + \bar{V}_{отв} + \bar{V}_{проч}}$$

где γ_y - удельный вес угля, т/м³.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		267

Согласно календарному плану горных работ разреза (табл.15.1) исходными данными являлись:

Таблица 15.1 Исходные данные для расчета

Вид работ	Объем
Добыча, тыс.т.	7500
Вскрыша - всего, тыс.м ³	31000
В т.ч с БВР	24800
На авто	16800
Б/т	7900
Вспомогательные работы, тыс.м ³	18526
Перезэкскавация и зачистка	6050
Отвалообразование	9020
Прочие работы	3456
Рекультивация, Га	15
Полный объем работ	57056
Коэффициент вскрыши	4,13
Средний удельный расход ,кг/м ³	0,79
Средняя цена ВВ, р./т	10000

На основе сформулированных рекомендаций получены следующие технико-экономические показатели и удельные затраты по разрезу.

Распределение затрат по видам работ на разрезе приведены в таблице 15.2.

Таблица 15.2 - Распределение затрат по видам работ

Элементы затрат	Затраты, тыс.р.
Материалы без транспорта	639335
В т.ч. ВМ	535680
запчасти	31558
Услуги авто	1099255
Топливо	2235
Электроэнергия	83274
Заработная плата	236061
Отчисления по з/п	70818
Прочие расходы	77734
В т.ч. рекультивация	4265
Амортизация	221871
В т.ч. оборудование	179210
Внепроизводственные расходы	53008
Полная себестоимость	2483592
Себестоимость добычи	331,15

Удельные затраты по разрезу приведены в таблице 15.3.

Таблица 15.3 - Удельные затраты по разрезу

Вид работ	Затраты
БВР	33,48
В т.ч. ВВ, р./м ³	19,87
СВ, р./м ³	1,73
Буровые работы, р./м ³	11,88
Экскавация, р./м ³	11,35
Транспортирование	
Авто, р./ткм	6,00
Авто, р./м ³	60,67

Технико-экономические показатели разработки участков недр «Галдинский Запад-ный - 1», «Галдинский Западный - 2», «Галдинский Западный - 3», «Галдинский Западный - 4» Талдинского каменноугольного месторождения представлены в таблице 15.4.

Таблица 15.4 - Технико-экономические показатели проекта за расчетный период

Наименование показателя	Значение
Балансовые запасы, тыс. т	18 734
Эксплуатационные потери, %	3,2
Промышленные запасы, тыс. т	18 139
Коэффициент извлечения запасов из недр	0,97
Засорение, %	16,6
Эксплуатационные запасы, тыс. т	21 743
Проектная мощность предприятия, тыс. т/год	2 000
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	6,2
Период отработки запасов, лет	11
Период расчета, лет	11
Объем добычи за весь период расчета, тыс. т	21 743
Объем товарной продукции за весь период расчета, тыс. т	21 743
Зольность добываемой угольной массы, %	17,5
Цена реализации единицы товарной продукции, руб./т	1210
Стоимость товарной продукции за весь период расчета, млн руб.	26 309
Капитальные вложения (без НДС), млн руб.	4 399
- затраты на проектно-изыскательские работы	25
- затраты на строительно-монтажные работы и сооружение инженерных сетей	215
- затраты на покупку горно-транспортного оборудования	4 025
- прочие неучтенные затраты	134
Эксплуатационные затраты за весь период расчета, млн руб.	18 985
Себестоимость единицы товарной продукции, руб./т	873
Валовая прибыль за весь период расчета, млн руб.	7 324
Налогооблагаемая прибыль за весь период расчета, млн руб.	6 887
Налог на прибыль за весь период расчета, млн руб.	1 377
Чистая прибыль за весь период расчета, млн руб.	5 510
Норма дисконта, %	12
Чистый дисконтированный доход, млн руб.	2 248
Индекс доходности, ед.	1,6
Дисконтированный срок окупаемости, лет	3,7
Дисконтированная бюджетная эффективность, млн руб.	3 443

15.1.2 Трудовые ресурсы

На основании «Норм технологического проектирования...» в расчетах принят следующий режим работы:

- количество рабочих дней в году - 357, для трудящихся - 260 дней с двумя выходными в неделю по скользящему графику;
- количество смен - 3;
- продолжительность - 8 час.

Общая численность работающих на год освоения мощности составляет 519 человек, в том числе рабочие по добыче - 501 человек, руководство и аппарат - 18 человек.

Численность рабочих рассчитана исходя из определенного проектом типа и количества оборудования, норм его обслуживания и принятым режимом работы.

Коэффициент списочного состава определен исходя из режима работы участка, установленной законом продолжительности рабочей недели и возможного числа неявок в соответствии с Трудовым кодексом.

Состав и численность маркшейдерской службы рассчитаны согласно «Инструкции по производству маркшейдерских работ».

Необходимая численность участковых маркшейдеров согласно расчету - 3 человека (расчет численности приведен ниже).

Расчет числа участковых маркшейдеров

Численность участковых маркшейдеров определяется по формуле:

$$N = (N_1 + N_2 + N_3) \cdot K_1 \cdot K_2,$$

где N_1 - число участковых маркшейдеров, необходимых для обеспечения горных работ, выполняемых экскаваторами;

N_2 - число участковых маркшейдеров, необходимых для обеспечения буровзрывных работ; N_3 - число участковых маркшейдеров, необходимых для выполнения специальных работ, связанных с капитальным строительством

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		271

(реконструкцией), рекультивацией земель и другими маркшейдерскими работами; K_1 - коэффициент, вводимый за влияние глубины разреза на трудоемкость маркшейдерских работ, $K_1 = 1,0$ при глубине разреза до 200м; $K_2 = 1,2$ - коэффициент, вводимый за неблагоприятные климатические условия.

$$N_1 = N_{p1} + N_{p2} + N_{p3} ,$$

$$N_p = \frac{t \cdot ri}{P} ,$$

где t - списочное число однотипных экскаваторов (ЭКГ) ri - коэффициенты, зависящие от вместимости ковша экскаватора

$$N_1 = \frac{8 \cdot 1}{5} = 1,6 ;$$

С учетом коэффициента уменьшения (централизованная съемка горных выработок и др. объектов) - 0,94 число участковых маркшейдеров N_1 составляет:

$$1,6 \cdot 0,94 = 1,5 ;$$

N_2 - число участковых маркшейдеров в зависимости от объема выемки горной массы с применением буровзрывных работ из расчета - один участковый маркшейдер на годовой объем выемки 10 млн.м³. Максимально планируемый объем выемки горной массы с применением БВР по проекту составляет 7,96 млн.м³.

$$N_2 = 0,796 ;$$

$$N = (1,5 + 0,796) \cdot 1,0 \cdot 1,2 = 2,76 .$$

Таким образом, число участковых маркшейдеров на разрезе должно быть не менее трех человек.

Подробный расчет численности трудящихся по профессиям и процессам производства приведен в таблице 15.1.4.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	<i>Лист</i>
						272
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

Таблица 15.1.4 – Численность трудящихся по профессиям

Наименование процессов, цехов и профессий	Численность рабочих по			Итого за сутки	Коэфф . спис. состав	Итого спис. состав
	1	2	3			
1	2	3	4	5	6	7
Бульдозерист	3	3	3	9	1,73	16
Машинист ЭКГ 5А	8	8	8	24	1,73	42
Машинист 2 СБШ 200-32	4	4	4	12	1,73	21
Водители служебного транспорта	6	6	6	18	1,73	31
Рабочих на вспомогательных процессах	9	9	9	18		36
Всего рабочих участка	100	99	99	298	1,68	501
II. Руководители и специалисты						
Руководители						
Директор	1			1	1,0	1
Главный инженер	1			1	1,0	1
Главный бухгалтер	1			1	1,0	1
Начальник участка	1			1	1,0	1
Специалисты, служащие						
Главный маркшейдер	1			1	1,0	1
Участковый маркшейдер	3			3	1,0	3
Главный геолог	1			1	1,0	1
Горный мастер	1	1	1	3	1,71	5
Экономист	1			1	1,0	1
Бухгалтер	1			1	1,0	1
Всего трудящихся (ППП) участка	114	100	100	314		519

Набор персонала предполагается производить с предприятий, снижающих объемы производства или закрывающихся в связи с реструктуризацией угольной отрасли, а также из числа выпускников высших и профессионально-технических учебных заведений.

Уровень среднемесячной производительности труда составляет 1156,1 т/ мес.

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		273

15.1.3 Распределение полных затрат на основные виды работ

Себестоимость угля с учетом вскрыши:

$$c_o = \frac{C_{полн}}{A_o}, \text{ руб/т}$$

$$c_o = \frac{344700000}{600000} = 574,5 \text{ руб/т};$$

Себестоимость добычных работ без учета вскрыши:

$$c_d = \frac{c_o}{k_g \cdot \gamma_{II} + 1}, \text{ руб/т}$$

где $\gamma = 2,35 \text{ т/м}^3$ – плотность породы

$$C_d = \frac{574,5}{13,3 \cdot 2,35 + 1} = 17,81 \text{ руб/т};$$

Себестоимость вскрыши:

$$c_g = \frac{c_o \cdot \gamma_{II}}{k_g \cdot \gamma_{II} + 1}, \text{ руб/т},$$

$$c_g = \frac{574,5 \cdot 2,35}{13,3 \cdot 2,35 + 1} = 41,86 \text{ руб/м}^3;$$

Удельные затраты на взрывчатые материалы:

$$c_{вм} = \frac{C_{вм}}{M_{бвр}}, \text{ руб/м}^3,$$

$$c_{вм} = \frac{56018}{7960} = 7,04 \text{ руб/м}^3$$

Удельные затраты на ВВ:

$$c_{ВВ} = (0,93 - 0,97) \cdot c_{вм}$$

$$c_{ВВ} = 0,95 \cdot 7,04 = 6,69 \text{ руб/м}^3$$

Удельные затраты на бурение:

$$c_{бур} = (0,5 - 0,55) \cdot c_{вм}, \text{ руб/м}^3,$$

$$c_{бур} = 0,52 \cdot 7,04 = 3,66 \text{ руб/м}^3$$

Себестоимость транспортирования автомобильным транспортом:

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ	<i>Лист</i>
						274
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		

$$c_{авто} = \frac{C_{авто}^2}{(V_{авто}^2 + \frac{A_0^2}{\gamma_{II}}) \cdot \gamma_{II} L_{авто}}, \text{ р.т/км}$$

$$c_{авто} = \frac{231905}{(7960 + 600 / 2,35) \cdot 2,35 \cdot 3,25} = 3,8 \text{ р.т/км}$$

Себестоимость экскавации (Экономика горного производства и менеджмент. Скукин В.А., Скрынник Л.С. КузбассВУЗиздат., г.Кемерово, 2012г.):

$$c_3 = \frac{C_{полн} - (c_{бур} \cdot V_{бур} + C_{вм} + C_{авто} + C_{жд})}{2 \cdot \left(V_0 + \frac{A_0}{\gamma_y} \right)}, \text{ руб/м}^3,$$

$$c_3 = \frac{3447000 - (3,66 \cdot 70825 + 56018 + 2087142)}{2 \cdot (70825 + 9518 / 1,35)} = 6,7 \text{ руб / м}^3$$

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.15.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		275

16 Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций.

Важное место в повышении обороноспособности страны занимает гражданская оборона. Разрушение городов, большие потери, разрушение промышленных объектов, которые могут возникнуть в результате войны, постоянно требуют заблаговременной организации защиты населения от оружия массового поражения. Всё это должна обеспечить гражданская оборона.

Для успешного решения вышеуказанных задач гражданская оборона должна опираться на людские резервы, материальные возможности страны.

Гражданская оборона представляет собой систему общегосударственных оборонных мероприятий, осуществляемых заблаговременно для защиты населения и предприятий народного хозяйства от оружия массового поражения.

Основными задачами гражданской обороны являются:

- осуществление мероприятий по защите населения от ядерного, химического и бактериологического оружия;
- подготовка объектов народного хозяйства к устойчивой работе в условиях войны;
- проведение аварийно-спасательных работ в очагах поражения;
- оказание медицинской помощи пораженным и ликвидация последствий ядерного поражения.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.16.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				16 Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					У	276	280
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОс-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

16.1 Организация гражданской обороны на карьере

Основными задачами гражданской обороны на карьере являются:

- проведение мероприятий по повышению бесперебойной работы предприятия при угрозе нападения;
- непрерывное управление гражданской обороной, подготовка надежно действующей системы оповещения и связи;
- создание и подготовка формирований гражданской обороны и поддержание их в постоянной готовности;
- всеобщее обучение рабочих и служащих способам защиты от оружия массового поражения;
- проведение мероприятий по защите запасов продовольствия и источников водоснабжения от радиоактивного, химического и бактериологического заражения;
- проведение аварийно-спасательных работ в очагах поражения.

Для подготовки и проведения работ по гражданской обороне создаются специальные гражданские формирования связи, медицинской помощи, противопожарные, аварийно-технические, противохимической защиты, материально-технического снабжения, транспорта, по организации убежищ и укрытий.

16.2 Мероприятия при переводе карьера на особый режим

Перевод предприятия на особый режим производится при угрозе нападения противника по сигналу «тревога». В этот период снижается в пределах возможного объем производства продукции, прекращается работа вспомогательных цехов и служб, рабочие смены увеличиваются до 12 часов.

Проводятся мероприятия по защите ценного и вспомогательного оборудования. Ускоряется отгрузка готовой продукции. Легко взрываемые материалы, топливо, баллоны с горючими газами рассредоточиваются. Приводятся в боевую готовность средства защиты населения, укрытия, убежища. В десяти часовой срок рабочие и служащие обеспечиваются

					ВКР21.05.04.03.217015.217005.16.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		277

индивидуальными средствами защиты. Все службы гражданской обороны приводятся в боевую готовность, чтобы в более короткий срок выполнить поставленную задачу.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.16.ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>		278

Список используемых источников

1. Технический проект отработки участка «Заречный» Талдинского каменноугольного месторождения
2. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче (Минтопэнерго 1996 год)
3. Указания по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах по Кузнецкому бассейну ВНИМИ 1991 год.
4. Типовые схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1982. – 405с.
5. Курехин Е.В., Проноза В.Г. Технологические процессы открытых горных работ.: Методическое пособие/КузГТУ. Кемерово 2002. – 44с.
6. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / Кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
7. Безопасность при взрывных работах: Сб. док. Сер. 13. Вып. 1 / Кол. авт. – 2-е изд., исправ. и доп. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2002. – 252 с.
8. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.II. –М.: Недра, 1985. – 549с.
9. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. –М.: Недра, 1980. –336с.
10. Горлов В.Д. Рекультивация земель на карьерах. –М.: Недра, 1981.-108с.

					<i>ВКР21.05.04.03.217015.217005.ПЗ</i>			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разработ.</i>	<i>Куковьякина Н.И.</i>				<i>Список используемых источников</i>	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разработ</i>	<i>Холодкина А.Е.</i>					У	279	280
<i>Руководит.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>					<i>КузГТУ, ГОС-171.2</i>		
<i>Консульт.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Н.Контр.</i>	<i>Мартьянов В.Л.</i>							
<i>Зав Кафедрой</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

11. Щадов М.И., Подэрни Р.Ю. Справочник механика открытых горных работ. – М.: Недра, 1989. –376с.
12. Методические указания по расчету проветривания карьеров. –КузПИ, Кемерово, 1984. –28с.
13. Мирзаев Г. Г., Иванов Б. А. Экология горного производства. – М.: Недра, 1991. – 320с.
14. Томаков П. И., Коваленко В. С. и др. Экология и охрана природы при открытых горных работах. – М.: изд-во МГГУ, 1994. – 418с.
15. Спиваковский А.О., Потапов М.Г. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. –М.: Недра, 1983. –389 с.
16. Методология проектирования горных предприятий. Справочник специалиста. –М.: Недра, 1986. – 429с.
17. Ташкинов А. С., Кузнецов В. И. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: Учеб. пособие / Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1994. – 150с.
18. Трубецкой К. Н., Потапов М. Г., Веницкий К. Е. Открытые горные работы / Справочник. – М.: Горное бюро, 1994. – 590с.
19. Проноза Вл. Г., Проноза Вал. Г., Петров А. И. Режим и календарный план производства горных работ на карьере: Лаб. практикум по дисциплине «Проектирование, строительство и реконструкция карьеров» / Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово. – 1997. – 50с.
20. Цепилов И. И., Колесников В. Ф., Корякин А. И., Протасов С.И. Перспективные технологии открытой разработки сложно-структурных угольных месторождений: Учеб. пособие / Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 2000. – 186с.
21. Колесников В. Ф., Кузнецов В. И., Ташкинов А. С. Технические решения по вскрытию рабочих горизонтов разрезов Кузбасса. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 1998. – 172с.