

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования
«КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ Т. Ф. ГОРБАЧЕВА»

Филиал КузГТУ в г. Прокопьевске

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к комплексной выпускной квалификационной работе

студентов очного обучения:

Астаховой Алины Эдуардовны

Петранцовой Евгении Владимировны

Содержание

	Введение		7
1.	Геологическое строение карьерного поля		9
1.1	Общие положения		9
1.2	Геологическая характеристика месторождения		12
1.2.1	Стратиграфия и литология		12
1.2.2	Тектоника карьерного поля		15
1.2.3	Гидрогеологические условия		16
1.2.4	Морфология месторождений и характеристика полезного ископаемого		17
1.2.5	Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля		27
1.3	Горно-геологические условия разработки		28
2.	Границы и запасы карьерного поля		32
3.	Режим работы предприятия		36
4.	Производственная мощность и срок службы карьера		37
5.	Обоснование системы разработки		40
6.	Вскрытие и порядок отработки карьерного поля		48
7.	Выбор и эксплуатация горного оборудования		51
8.	Параметры технологических процессов		71
8.1	Подготовка горных пород к выемке		71
8.2	Выемочно-погрузочные работы		81
8.3	Перемещение карьерных грузов		97
8.4	Отвалообразование		106
9.	Вспомогательные работы		112
10.	Электроснабжение карьера		118
11.	Охрана труда и промышленная безопасность		125
11.1	Перечень опасных и вредных производственных факторов, аварий. Общие меры по управлению безопасностью труда и промышленной безопасностью		125
11.2	Меры по предотвращению опасных производственных факторов		127
11.3	Меры по предотвращению вредных производственных факторов		128
11.4	Проветривание карьера		129
11.5	Противопожарная защита		135
11.6	План ликвидации аварий		139
12.	Охрана окружающей среды		142
12.1	Охрана атмосферы		142
12.2	Охрана водных ресурсов		143
12.3	Охрана земель		145

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ							
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	Содержание							
Разработ.	Астахова А. Э.											
Разработ.	Петранцова Е.В.										5	
Пров.	Мартьянов В.Л.								КузГТУ, ГОс-171.2			
Консульт.	Мартьянов В.Л.											
Н.контр	Мартьянов В.Л.											
Зав.кафед	Шахманов В.Н.											

13.	Генеральный план и технологический комплекс на поверхности	148
14.1	Специальная часть Астахова А.Э.	150
14.2	Специальная часть Петранцова Е.В.	179
15.	Экономическая часть	204
16.	Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны.	215
	Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций	
	Список литературы	217

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		6

Введение

Открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых является наиболее перспективным в технологическом, экономическом и социальном отношениях.

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

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

На начало 2022 года в Кузбассе работает 152 угольных предприятия. Из них: 39 шахт, 57 разрезов и 56 обогатительных фабрик и установок, одним из таких предприятий является ООО «Разрез Кийзасский».

Лицензионный участок Урегольский ООО «Разрез Кийзасский» является действующим угольным предприятием.

ООО «Разрез Кийзасский», в рамках лицензии КЕМ 15355 ТЭ (срок действия лицензии – с 2014 г. до 12.04.2032 г.), осуществляет добычу угля открытым способом на участке Урегольский, имеющем на юго-востоке общую границу с участком Урегольский 5-6.

Горные работы на участке Урегольский производятся в соответствии с проектной документацией «Горнотранспортная часть Проектной документации строительства угледобывающего предприятия ООО «Разрез Кийзасский».

В данном дипломном проекте рассмотрены следующие основные вопросы: геология месторождения; технология ведения горных работ при открытой разработке, включающая в себя аэрологию, охрану труда и природы; специальная часть.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	Введение	Литера	Лист	Листов
Разработ.	Астахова А. Э.						7	
Разработ.	Петранцова Е.В.							
Пров.	Мартьянов В.Л.							
Консульт.	Мартьянов В.Л.							
Н.контр	Мартьянов В.Л.							
Зав.кафед	Шахманов В.Н.							
						КузГТУ, ГОс-171.2		

Тема комплексного дипломного проекта – Открытая разработка угольного месторождения в границах ООО «Разрез Кийзасский».

Для эффективной разработки участка Урегольский в данном проекте поставлены две задачи специальной части:

1. Обосновать технологию ведения вскрышных работ в безугольной зоне;
2. Обосновать параметры отработки угленасыщенной зоны.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		8

1. Геологическое строение карьерного поля

1.1. Общие положения

ООО «Разрез Кийзасский» находятся в Мрасском геолого-экономическом районе Кузнецкого угольного бассейна в пределах Урегольского каменноугольного месторождения. ООО «Разрез Кийзасский», в рамках лицензии КЕМ 15355, осуществляет добычу угля открытым способом на участке Урегольский, имеющем на юго-востоке общую границу с участком Урегольский 5-6.

Лицензионный участок Урегольский расположен на территории Мысковского городского округа Кемеровской области. Города Новокузнецк, Междуреченск, Мыски, Осинники находятся соответственно в 25 км к северо-западу, в 20 км к северо-востоку, в 14 км к северу и в 15 км к северо-западу от участка; поселки Казас и Чувашка – в 5-7 км к юго-востоку[5].

В 18 км к северу от участка проходит железнодорожная магистраль Абакан-Новокузнецк, в 8-10 км к северо-востоку – технологическая железная дорога и асфальтированная автомобильная дорога, соединяющие промышленную площадку разреза «Сибиргинский» с г. Мыски, который, в свою очередь, соединен с городами Кузбасса железной и шоссейной дорогами (рисунок 1.1).

В непосредственной близости от Лицензионного участка находятся горные отводы и промышленные площадки действующих горнодобывающих предприятий ОАО «Южный Кузбасс» (лицензия КЕМ 13639 ТЭ; участки Урегольские 1-2, Курейские 1-4; Сибиргинский), ЗАО «УК Казанковская» (лицензия КЕМ 01376 ТЭ, участок Курейский), ОАО «Междуречье» (лицензия КЕМ 00486 ТЭ), участки Сибиргинский-7 и Катылинский.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Геологическое строение карьерного поля	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					9	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

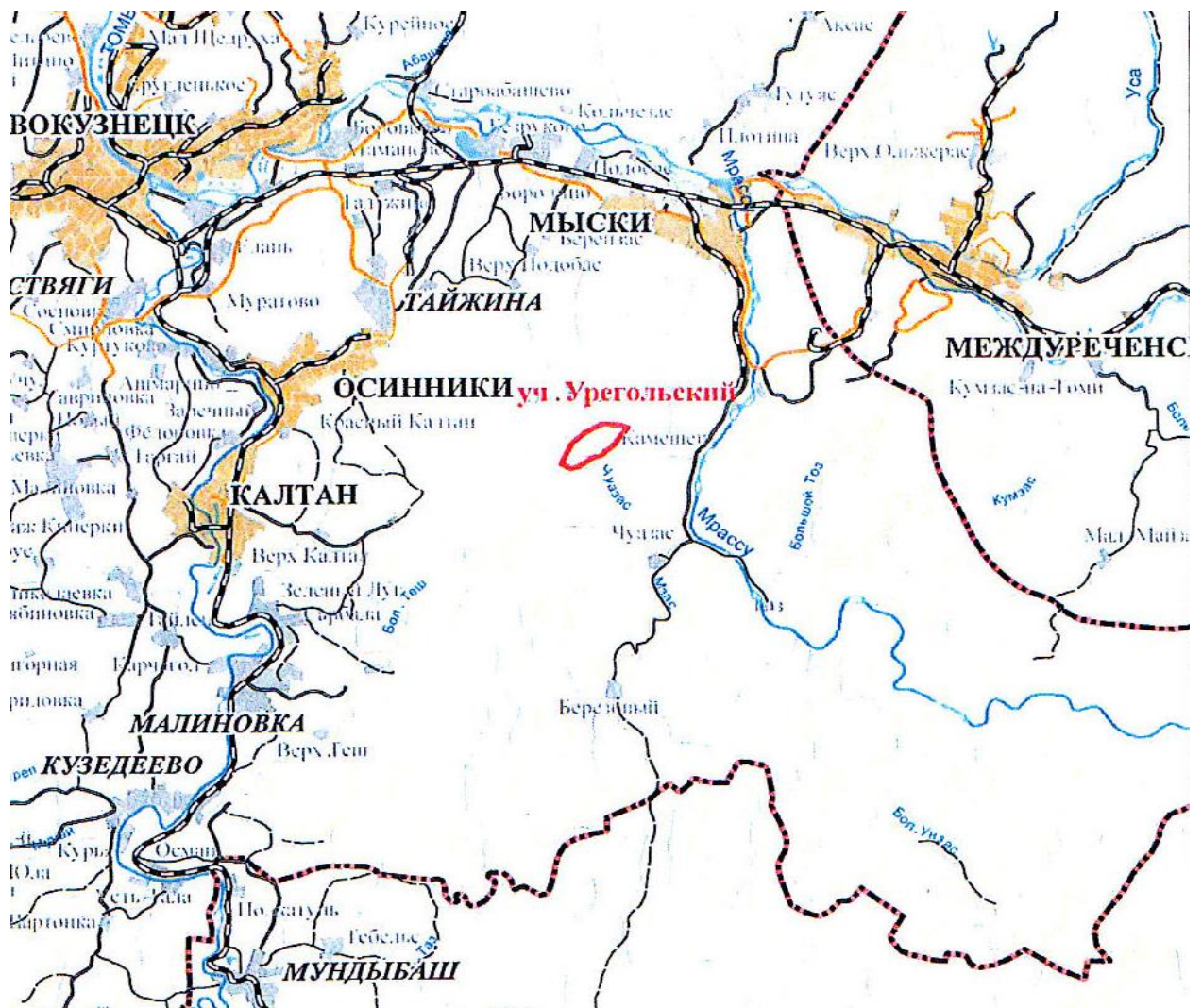


Рисунок 1.1 – Обзорно-административная карта района

Лицензионный участок расположен в горно-таежной местности на западных предгорьях Кузнецкого Алатау и характеризуется резко расчлененным, типично эрозионным рельефом. На площади месторождения заметно выделяются высокие и низкие участки рельефа, связанные с распространением коренных пород с различной устойчивостью их к выветриванию. Наибольшие абсолютные отметки рельефа наблюдаются в юго-западной части месторождения.

На территории района преобладает ландшафт черневой тайги низкогорий. Земли в границах лицензионных участков относятся к землям лесного фонда в пределах Мысковского лесничества Департамента лесного комплекса Кемеровской области.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		10

Климат района г. Мыски, как и климат всей территории Кузбасса, резко континентальный, характеризуется холодной продолжительной зимой и коротким жарким летом.

Самым холодным месяцем является январь с минимальной среднемесячной многолетней температурой минус 24,4°С и абсолютным минимумом минус 47,7°С, самым тёплым – июль с максимальной среднемесячной многолетней температурой плюс 25,0°С и абсолютным максимумом плюс 36,6°С. Безморозный период длится от 77 до 150 дней, в среднем, 122 дня. Зима продолжается с ноября по март. Холодный период составляет в среднем 174 дня.

Ветровой режим района обусловлен, с одной стороны, общими циркуляционными особенностями в Кемеровской области (преобладание юго-западного переноса), а с другой стороны – особенностями ландшафта местности. Для района характерны ветра восточного (25%) и западного (21%) направлений. Наименьшую вероятность имеют ветра северного (2%) и северо-восточного (4%) направлений. Среднемесячная скорость ветра возрастает весной до 2,1 м/с и осенью – до 1,8 м/с. Зимой среднемесячная скорость уменьшается до 1,3 м/с, летом – до 1,4 м/с. Довольно часто бывают сильные ветры со скоростью 15-20 м/с и более.

Район г. Мыски, в целом, можно отнести к районам с избыточным увлажнением. Осадки выпадают в течение 150-170 дней в году. Летом часты сильные, короткие грозы, сопровождающиеся короткими шквальными и ураганскими ветрами. Устойчивый снежный покров появляется в первой декаде ноября и держится до конца апреля. Средняя высота снежного покрова, по многолетним данным, составляет 0,82 м, в логах и залесенных участках – может достигать 2,7 м. Промерзаемость грунта зависит от количества выпавшего снега и от растительного покрова и изменяется от 2,0 м на открытых участках с небольшим снежным покровом до 0,5 м – на залесенных участках с мощным покровом.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						11
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

1.2. Геологическая характеристика месторождения

1.2.1. Стратиграфия и литология

В строении Урегольского месторождения принимают участие (снизу-вверх) угленосные отложения промежуточной (P1pr), ишановской (P1is) и кемеровской (P1kr) свит верхнебалахонской подсерии (P1bl2) балахонской серии (P1bl) Кузбасса, безугольные отложения кузнецкой подсерии (P2kz) кольчугинской серии Кузбасса и безугольные отложения казанково-маркинской свиты (P2km) ильинской подсерии (P2il) кольчугинской серии Кузбасса. В соответствии с принятым стратиграфическим разрезом Мрасского района, верхняя граница промежуточной свиты проводится по кровле угольного пласта XXXI, ишановской – по почве пласта XVII, кемеровской – по кровле пласта I. Отложения верхов балахонской и низов кольчугинской серий слагают основной структурный элемент района – Главный моноклинал, с падением толщи пород в северо-западном направлении под углами 4-15. На фоне моноклинала развиты пологие флексуорообразные складки второго порядка: Малокийзасская, Табаласская, Курейнская, Сибиргинская. Оси складок ориентированы с юго-запада на северо-восток, диагонально по отношению к общему падению пород угленосной толщи. Погружение шарниров происходит в северо-восточном направлении под углами 3-9°. Угол падения крыльев складок изменяется от 5 до 35°[5].

Ниже приводится описание свит, согласно их стратиграфического расчленения (снизу-вверх), распространенных на участке Урегольский.

Ишановская свита (P1is). Неполный разрез свиты мощностью 240 м в пределах участков вскрыт скважиной 7472 на 11 разведочной линии (за границей лицензионного участка). Отмечено 5 пластов угля мощностью от 0,60 до 2,8 м. Толща сложена песчаниками и алевролитами. К свите приурочен Сыркашевский силл диабазов мощностью 15 м.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						12
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Кемеровская свита (P1kr) является одной из угленосных свит верхнебалахонской подсерии. За верхнюю границу свиты принимается кровля пласта I, за нижнюю – почва пласта XVII-XVIIIб.

На оцениваемой площади мощность свиты изменяется в довольно широких пределах по простиранию с СВ на ЮЗ. Так, если на северо-востоке (11 разведочная линия) общая мощность свиты равняется 219 м, то на юго-западе (17 разведочная линия) она увеличивается до 250 м. Средняя мощность свиты на участках равняется 229 м.

Стратиграфический разрез свиты по литологическому составу и угленосности можно расчленить на два горизонта (сверху вниз).

Первый горизонт угленосной толщи с пластами угля I, III, IV-V, VI характеризуются породами песчаного состава, алевролитами и углистыми породами, приуроченных, в основном, к кровле и почве пластов угля. Пласты угля этого горизонта, кроме 1-го, являются самыми мощными и выдержанными на всей площади участка.

Угленосность верхней и нижней частей свиты различна. Так, если верхняя часть свиты (от кровли пласта I до почвы пласта VI) имеет суммарную мощность угля 19,5 м, коэффициент рабочей угленосности 17,1%, то нижняя часть свиты (от пласта VIб до XVII-XVIIIб) имеет мощность угля 11,9 м., коэффициент рабочей угленосности – 10,3%. В верхней части свиты расстояния между пластами III и IV-V в северо-восточной части участка (11 р.л.) составляет в среднем 5 -12 м, в районе 12 и 13р.л. - около 20 м, а в юго-западной части участка (14 - 17р.л.) остается почти одинаковым - около 30 м.

Все пласты свиты, кроме VIб, VII, XIIа, XIIIн.п. являются рабочими и по своему строению, мощности, выдержанности, а также по породам, залегающим в кровле и почве, хорошо опознаются в разрезе и могут являться маркирующими.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						13
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

По результатам литолого-петрографического анализа породы кемеровской свиты характеризуются следующими данными: песчаники средне-мелкозернистые, полимиктовые. Состав обломков – кварц более 40-45%, эффузивные породы и их туфы 15-25%, полевые шпаты, кремнистые породы, измененные плагиоклазы. Цемент пленочно-поровый, гидрослюдистый с незначительной примесью хлорита и кварца.

Хлориты разномзернистые с базальным хлорит-слюдистым цементом, структура алевритовая, разномзернистая. Текстура от слоистой до беспорядочной. Преобладает кварцевый состав, мало полевых шпатов, редко встречаются кремнистые и эффузивные породы. В единичных обломках – туфы, эпидот. Цемент пленочно-поровый по составу хлорит-гидрослюдистый.

Углистые алевролиты и аргиллиты характеризуются алевритовой структурой, текстура пятнистая, обусловленная неравномерным распределением углистого материала. Цемент базальный, глинисто-углистый.

В целом продуктивная толща на лицензионном участке имеет среднюю мощность 114 м, содержит 4 пласта угля суммарной мощностью угольных пачек 19,5 м, и характеризуется коэффициентом рабочей угленосности 17,1%.

Разрез кузнецкой подсерии (P2kz) залегает на угленосных отложениях кемеровской свиты. Подсерия безугольная, литологически представлена, в нижней части (примерно около 100 м) алевролитами с небольшими слоями песчаников. Верхняя часть подсерии (около 150 м) по литологическому составу резко отличается от нижней части. Здесь доминируют песчаники, которые приобретают зеленоватые, желтовато-серые тона и отличаются своей однородностью. Встречаются отдельные слойки гравелита и конгломерата. Алевролиты и переслаивание алевролитов с песчаниками составляют всего лишь 8,6%.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		14

Казанково-маркинская свита (P2km), согласно залегает на кузнецкой свите. На площади участков вскрыты только самые нижние ее горизонты. Свита сложена мощными слоями песчаников и крупнозернистых алевролитов. Угли отсутствуют.

Четвертичные отложения, как и во всем районе, имеют небольшую мощность и представлены в долинах рек и ручьев аллювиальными осадками мощностью 7-5 м, а на водоразделах и их склонах суглинками, глинами, щебнем коренных пород, мощность их не превышает 2-6 м.

1.2.2. Тектоника карьерного поля

В геолого-структурном отношении угленосные отложения участков недр Урегольский и Урегольский 5-6 приурочены к основной тектонической структуре Мрасского района – Главному моноклинали, простирающемуся на 60 км с северо-востока на юго-запад на площади Томь-Усинского и Мрасского геолого-промышленных районов Кузбасса. Падение угленосных отложений моноклинала на СВ по азимуту 330° под углами 6-10° на юге и 45-50° – на СВ. Моноклинал осложнен целым рядом складок: Кийзасская, Табаласская, Курейнская, Чебалсинская, Сибиргинская и др. Погружение осей на северо-восток под углами 3-5°.

Для северо-восточной части Томь-Усинского района разрывная тектоника представлена надвигами с амплитудами смещения до сотен метров. В направлении на юго-запад стратиграфические амплитуды смещения уменьшаются.

В границах лицензионного участка Урегольский ООО «Разрез Кийзасский» моноклиналиное залегание угленосной толщи, при общем простирании по азимуту 30°, осложнено Кийзасской складкой, а также многочисленными разрывными нарушениями, в основном, согласно падающими диагональными взбросами.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		15

Всего выявлено 49 разрывных нарушений, из которых семь нарушений с амплитудой до 3 м, 38 нарушений с амплитудой от 3 до 15 м и четыре нарушения с амплитудой более 15 м.

Оси антиклинальной и синклиальной складок простираются несколько диагонально по отношению к простиранию моноклинала (на 5-10°).

Расположение осей складок в плане несколько извилисто. Ширина полной складки 600-800 м, протяженность 3,5 км.

Лицензионный участок Урегольский ООО «Разрез Кийзасский» по тектоническому строению относится к 2 группе сложности.

Другая система 85-120° с углами падения 65-88°. Частота трещин первой системы – одна трещина на 1 м², а в углях и тонкозернистых породах достигает 10-50 на 1 м². Частота трещин второй системы несколько реже.

1.2.3. Гидрогеологические условия

Гидрогеологические условия района работ определяются его геологическим строением, геоморфологическим положением, тектоникой и условиями разгрузки подземных вод.

Поле разреза "Кийзасский" расположено в западных предгорьях Кузнецкого Алатау, приурочен к юго-восточному склону водораздельного хребта бассейнов рек Кондома и Мрассу, характеризуется резко расчлененным, типично эрозионным рельефом с большим количеством логов, распадков и разделяющих их водоразделов. Наибольшие абсолютные отметки рельефа (+550 – 600 м) связаны с распространением коренных пород, более устойчивых к выветриванию и приурочены к юго – западной части месторождения. В пределах рассматриваемой площади ряд сглаженных обособленных сопок образуют кряж Ортогран, протягивающийся с юго – запада на северо – восток почти параллельно господствующему простиранию угленосной толщи.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		16

В границах разреза гидросеть представлена реками Б. Кийзас, Б. Чузас, являющимися левобережными притоками реки Мрассу, а также многочисленными сравнительно немногочисленными ручьями, образующими глубокие лога.

Согласно сведениям из государственного водного реестра р. Большой Кийзас и р. Большой Чузас относятся к водохозяйственному участку "Томь от истока до г. Новокузнецк без р. Кондома", код водохозяйственного участка – 13.01.03.002[4].

В настоящее время значительная часть поверхности участков нарушена и преобразована в антропогенный ландшафт, представленный карьерными выемками, водосборниками, отвалами, технологическими дорогами. Так, за время ведения предприятием горнодобывающей деятельности на участке Урегольский нарушено земли общей площадью 434,6 га, под отвалами занято 438,3 га. Около половины поверхности участка представляет собой карьерную выемку глубиной до 130 м. Юго-восточная граница участка Урегольский, переходящая на территорию смежного участка Урегольский 5-6 занята под формирующийся отвал вскрышных пород.

В пределах карьерной выемки и на ближайшей к ней территории поверхностные водотоки уничтожены, подземные воды сдренированы на всю глубину отработки.

1.2.4. Морфология месторождений и характеристика полезного ископаемого

Характеристика угольных пластов на поле участка Урегольский (таблица 1.1).

В целом продуктивная толща на лицензионном участке имеет среднюю мощность 114 м, суммарная мощность угольных пачек 19,5 м, и характеризуется коэффициентом рабочей угленосности 17,1 %.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		17

Угленосные отложения поля участка содержат 4 пласта, из которых 3 пласта сохраняют рабочую мощность на всей оцениваемой площади. В границах участка продуктивные отложения включают разрез угольных пластов от пласта I до VI.

По мощности они делятся на:

- тонкие (до 2,0м) – к ним относится пласт I.
- средние (от 2,0 – 15,0-20,0м) – пласты III, IV-V, VI.

По устойчивости, мощности и выдержанности строения пласты делятся на следующие группы:

- выдержанные – пласты III, IV-V;
- относительно выдержанные – пласт VI;
- невыдержанные – пласт I.

Пласты угля III, IV-V и VI имеют сложное, а пласт I – простое строение. Разделяющими прослоями в углях, как правило, являются углистые породы (алевролиты и аргиллиты), разнозернистые алевролиты и очень редко песчаники. Количество прослоев породы в пластах угля очень различно от 1-2 до 15.

Дополнительные сведения о пластах приводятся ниже, согласно их стратиграфического положения (сверху вниз).

Пласт I (тонкий) является верхним пластом кемеровской свиты, по кровле которого проводится стратиграфическая граница с кузнецкой безугольной подсерией, вскрыт 109 скважинами по простиранию и на глубину на всех разведочных линиях и профилях. Пласт невыдержанный, простого строения. По 109 пластопересечениям сохраняет среднюю мощность 0,89м.

Пласт III (средний) прослежен на всех разведочных линиях и профилях, является одним из выдержанных пластов. Вскрыт 187 скважинами. Пласт сложного строения, имеет до 8 породных прослоев с мощностью от 0,05 до 0,25м, представленных алевролитами,

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						18
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

минерализованной породой, углистыми алевролитами. У выходов пласта под наносы, на повышенных отметках рельефа пласт выгорел. Непосредственно в кровле и почве пласта III залегают в основном разномзернистые алевролиты. Выше алевролитов в кровле пласта III почти до самой непосредственной почвы пласта I залегают разномзернистые песчаники или переслаивание алевролитов и песчаников.

Пласт IV-V (средний) вскрывается по простиранию и на глубину на всех разведочных линиях и профилях по 234 скважинам колонкового бурения, а выхода на поверхность были прослежены скважинами колонкового бурения. Вскрыт и опробован в уклоне 11. Вблизи выхода его на дневную поверхность прослежены несколько зон частичного и полного выгорания. Пласт очень сложного строения, многочисленные прослои (до 15) небольшой мощности 0,05-0,10 м неравномерно расположены в теле всего пласта, в целом выдержанный, местами относительно выдержанный, сохраняет среднюю мощность по угольной массе 10,0 м и общую по горной массе 10,98 м.

Пласт VI (средней мощности) расположен ниже пласта IV-V на среднем расстоянии 20,9 м. Прослежен на всех разведочных линиях и профилях по 223 скважинам, а на выходах под наносы скважинами КГК-100 и опробован в уклоне 149, 155. Всего 238 пластопересечений. Пласт относительно выдержанный. Общая мощность пласта колеблется в пределах от 1,33 до 4,08 м. Породные прослои, представленные чаще всего алевролитом мелкозернистым, в меньшей степени алевролитом углистым, имеют мощность от 0,05 до 0,80 м, в единичных случаях до 1,26 м [18].

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						19
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 1.1 - Характеристика угольных пластов участка Урегольский

Свита	Пласт	Отшпеленная пачка пласта	Строение пласта (кол-во пачек угля, принятых в подсчет в подсчет запасов)	Мощность пласта от-до преобладает, м		Выдержанность пласта по мощности и строению	Расстояние до вышележащего пласта, м	Угол падения пласта от-до преобладает, градус	Вмещающие породы литологический состав		Литологический состав, мощность породных прослоев, коэф. крепости от-до
				общая (полная)	полезная (угольных пачек)				мощность пород от-до / преобладает (временное сопротивление сжатия)	литологический состав	
Кемровка	I	0.54-1.28 0,89(109)	0.54-1.28 0,89(109)	1	невыдержанный, простое	-	5-13 10	Ам, Ак (177-1513/579)	Ам, Ак	-	
	III	4.35-9.31 6,93(187)	4.35-9.31 6,63(187)	1-9	выдержанный, очень сложное	36-61 50,5	5-15 10	Ак, Ам-5-15/10-(177-1513/579) П-20-60/40-(511-1740/1102)	Ам, Ак, П	а) Ам, мин. п., Ау 0,05-0,75 0,20	
	IV-V	8.37-16.71 10,98(172)	8.06-15.56 10,0(172)	1-15	выдержанный, очень сложное	2-33 17,5	5-12 10	П-5-20/10-(511-1740/1102) Ак, Ам-2-17/7-(177-1513/579)	Ак, Ам	а) Ам, Ак, Ау, мин. п. 0,10-2,25 1,0	
	VI	1.33-4.08 2,69(186)	1.09-3.69 2,16(186)	1-5	относительно выдержанный, сложное	13,0-32,0 20,9	5-15 10	Ам, Ак -7-12/8-(177-1513/579) П-8-25/12-(511-1740/1102)	Ак, Ам	а) Ам, Ак, Ау 0-1,21 0,46	

Примечание: П- песчаники; Ам- алевролит мелкозернистый; Ак- алевролит крупнозернистый; Ау- алевролит углистый; Мин.п. – минерализованная порода

Участок Урегольский 5-6

В лицензионных границах участка Урегольский 5-6 заключено 29 угольных пластов. Продуктивная угленосная толща участка недр представлена отложениями верхней части Промежуточной, Ишановской и нижней части Кемеровской свит.

Характеристика угольных пластов участка Урегольский 5-6 представлена в таблице 1.2.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						21
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 1.2 - Характеристика угольных пластов участка Урегольский 5-б

Наименование пласта	Крайние и средние значения мощности пласта, м, от – до		Строение пласта	Количество прослоев от – до ср. (количество полсечений)	Группа по мощности (для открытой разработки)	Оценка выдержанности пластов	Нормальное расстояние от нижележащего пласта, м	
	угольных пачек	угольного пласта					от-до	среднее
1	2	3	4	5	6	7	8	9
XII	$\frac{1,01-1,82}{1,42(2)}$	$\frac{1,11-1,87}{1,49(2)}$	сложное	1(2)	тонкий	невыдержанный	5,5-7,1	6,3
XIII	$\frac{0,97-1,74}{1,27(4)}$	$\frac{0,97-1,88}{1,42(4)}$	простое, сложное	$\frac{0-1}{0(4)}$	тонкий	невыдержанный	34,5-42,5	39,3
XVI	$\frac{0,93-1,70}{1,39(5)}$	$\frac{1,37-1,75}{1,51(5)}$	преимущественно сложное	$\frac{0-1}{0(5)}$	тонкий	относительно выдержанный	10,3-19,9	15,9
XVII	$\frac{3,71-4,64}{4,23(5)}$	$\frac{3,71-5,03}{4,51(5)}$	преимущественно сложное	$\frac{0-2}{1(5)}$	средней мощности	выдержанный	6,3-12,2	8,2
XVIII	$\frac{0,49-0,87}{0,68(5)}$	$\frac{0,49-0,97}{0,69(5)}$	преимущественно простое	$\frac{0-1}{0(5)}$	тонкий	относительно выдержанный	67,6-71,9	69,8
XXIII	$\frac{0,19-0,49}{0,36(4)}$	$\frac{0,19-0,49}{0,36(4)}$	простое	0(4)	тонкий	невыдержанный	42,7-55,4	49,3
XXIV	$\frac{0,42-1,20}{0,66(6)}$	$\frac{0,42-1,20}{0,66(6)}$	простое	0(6)	тонкий	невыдержанный	20,9-28,0	23,2
XXV	$\frac{0,97-1,52}{1,24(10)}$	$\frac{1,11-1,52}{1,30(10)}$	простое, сложное	$\frac{0-2}{0(10)}$	тонкий	выдержанный	31,4-48,8	41,0
XXVI	$\frac{0,73-2,40}{1,59(14)}$	$\frac{0,92-2,70}{1,83(14)}$	преимущественно сложное	$\frac{0-4}{2(14)}$	тонкий	невыдержанный	37,4-45,3	41,0
XXVII в.п.	$\frac{0,32-1,09}{0,73(12)}$	$\frac{0,32-1,24}{0,75(12)}$	преимущественно простое	$\frac{0-2}{0(12)}$	тонкий	невыдержанный	0,5-6,1	2,5
XXVII ср.п.	$\frac{0,28-0,97}{0,61(12)}$	$\frac{0,28-0,97}{0,65(12)}$	преимущественно простое	$\frac{0-2}{0(12)}$	тонкий	невыдержанный	3,9-7,0	4,9
XXVII н.п.	$\frac{0,10-0,54}{0,33(13)}$	$\frac{0,10-0,54}{0,34(13)}$	преимущественно простое	$\frac{0-1}{0(13)}$	тонкий	невыдержанный	11,8-16,2 до XXXIII в.п.	13,4 до XXXIII в.п.
XXVII	$\frac{0,87-1,80}{1,27(5)}$	$\frac{1,30-2,20}{1,59(5)}$	сложное	$\frac{1-3}{1(5)}$	тонкий	невыдержанный	36,8-40,2 ниже XXXVI	38,7 ниже XXXVI

Продолжение таблицы 1.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
XXVПа	$\frac{0,45-1,32}{0,99(7)}$	$\frac{0,45-1,55}{1,19(7)}$	преимущественно сложное	$\frac{0-2}{1(7)}$	тонкий	невыдержанный	11,8-14,0 ниже XXVII н.п.	12,9 ниже XXVII н.п.
XXVПа в.п.	$\frac{0,29-0,74}{0,51(12)}$	$\frac{0,29-0,74}{0,51(12)}$	простое	0(12)	тонкий	невыдержанный	0,6-3,2	1,1
XXVПа н.п.	$\frac{0,19-0,39}{0,32(13)}$	$\frac{0,19-0,39}{0,32(13)}$	простое	0(13)	тонкий	невыдержанный	1,9-7,2 до XXVIII	3,2 до XXVIII
XXVIII	$\frac{0,10-0,39}{0,33(15)}$	$\frac{0,10-0,39}{0,33(15)}$	простое	0(15)	тонкий	невыдержанный	6,6-10,3	8,1
XXIX	$\frac{0,39-2,95}{1,48(22)}$	$\frac{0,39-3,05}{1,67(22)}$	преимущественно сложное	0-4 1(22)	тонкий	невыдержанный	0,8-3,6	2,3
XXIX н.п.	$\frac{0,14-1,30}{0,47(18)}$	$\frac{0,14-1,35}{0,54(18)}$	простое, сложное	0-3 1(18)	тонкий	невыдержанный	7,2-20,1	10,9
XXX	$\frac{4,63-6,70}{5,50(31)}$	$\frac{5,40-7,00}{6,09(31)}$	сложное, очень сложное	1-11 4(31)	средней мощности	выдержанный	14,5-26,7	19,1
XXXI	$\frac{0,29-0,84}{0,58(26)}$	$\frac{0,29-0,89}{0,59(26)}$	преимущественно простое	0-1 0(26)	тонкий	невыдержанный	1,6-7,1	3,6
XXXIа	$\frac{0,10-0,60}{0,42(19)}$	$\frac{0,10-0,80}{0,44(19)}$	преимущественно простое	0-3 0(19)	тонкий	невыдержанный	1,3-2,1	1,7
XXXIб	$\frac{0,10-0,97}{0,51(25)}$	$\frac{0,10-1,06}{0,62(25)}$	преимущественно сложное	0-3 1(25)	тонкий	невыдержанный	2,8-13,3	7,9
XXXII	$\frac{0,50-1,58}{0,95(24)}$	$\frac{0,65-1,91}{1,10(24)}$	преимущественно сложное	0-4 2(24)	тонкий	невыдержанный	5,9-11,1	8,3
XXXIII в.п.	$\frac{0,23-0,55}{0,38(10)}$	$\frac{0,27-0,55}{0,39(10)}$	преимущественно простое	0-1 0(10)	тонкий	невыдержанный	0,52-1,8	1,0
XXXIII	$\frac{0,55-1,92}{1,22(27)}$	$\frac{0,55-2,29}{1,41(27)}$	сложное, очень сложное	0-5 1(27)	тонкий	невыдержанный	61,2-74,4	66,8
XXXIV	$\frac{0,30-1,35}{0,78(26)}$	$\frac{0,30-1,90}{0,87(26)}$	простое, сложное	0-3 1(26)	тонкий	невыдержанный	1,6-3,4	2,4
XXXIV н.п.	$\frac{0,38-0,44}{0,39(3)}$	$\frac{0,39-0,45}{0,42(3)}$	преимущественно сложное	0-1 1(3)	тонкий	невыдержанный	0,5-1,0	0,8
XXXV	$\frac{2,32-5,22}{3,69(35)}$	$\frac{2,44-5,77}{4,04(35)}$	сложное, очень сложное	0-7 3(35)	средней мощности	относительно выдержанный	-	-

Угольные пласты сложены гумусовыми углями, имеющими полосчатое строение, обусловленное различным чередованием полуматовых, полублестящих, матовых и блестящих углей (таблица 1.3).

Таблица 1.3 - Содержание петрографических типов углей по пластам участка Урегольский

Пласт	Общее содержание типов углей, %					
	блестящий	полублестящий	полуматовый переход в полублестящий	полуматовый	матовый	мятый уголь
I	32,0	41,0	-	27,0	-	-
III	-	39,7	4,1	44,0	11,2	1,0
IV-V	3,7	8,4	4,1	78,5	3,8	1,5
VI	3,2	4,5	-	83,3	1,5	7,5

Микроструктура блестящего угля – кларен, участками микрокларен, с включением редких мелких обрывков фюзенизированных тканей.

Микроструктура полублестящего угля – кларен с полосками витрена. Форменные элементы представлены спорами, единичными крупными линзами тканей ксилено-фюзена. Имеются единичные округло-угловатые тела витрено-фюзеновой структуры.

Микроструктура полуматового угля – дюрен, участками переходящий в кларено-дюрен с включением тонких полос и линз витрена. Форменные элементы представлены спорами, всеми разновидностями фюзенизированных тканей с послойной ориентацией. Микроструктура матового угля – дюрен зольный мелкофрагментарный. Форменные элементы те же, что и в полуматовом угле, кроме редких округловатых тел, встречающихся в матовом угле. Насыщенность основной массы равномерная. Зольность обусловлена наличием глинистого вещества.

Среди микрокомпонентов во всех углях выделяются, в основном, две группы: витринита и инертинита; группа семивитринита занимает подчиненное значение и присутствует в незначительном количестве – 1-7% (таблица 1.4).

Таблица 1.4 - Характеристика рабочих угольных пластов

Пласт	Содержание микрокомпонентов в пересчете на беспородную массу, %			Минеральные примеси, %	Отражательная способность витринита	Стадия метаморфизма
	гр. витринита	гр. семи-витринита	гр. инертинита			
I	<u>62-98</u> 85(12)	<u>1-4</u> 2(9)	<u>1-32</u> 13(12)	<u>1-21</u> 3(10)	<u>1,52-1,60</u> 1,56(7)	IV-V
III	<u>51-73</u> 65(43)	<u>1-7</u> 4(43)	<u>21-39</u> 31(43)	<u>1-7</u> 3(43)	<u>1,49-1,74</u> 1,64(24)	IV-V
IV-V	<u>39-67</u> 58(33)	<u>1-7</u> 3(33)	<u>28-44</u> 39(33)	<u>1-11</u> 4(33)	<u>1,56-1,75</u> 1,69(23)	IV-V
VI	<u>51-77</u> 65(27)	<u>2-17</u> 4(29)	<u>21-45</u> 31(29)	<u>ед.-18</u> 4(29)	<u>1,60-1,77</u> 1,71(19)	IV-V

Угли пластов из зоны слабого окисления пригодны для производства металлургического кокса, причем уголь пласта I ниже глубины 40 м коксуется самостоятельно, а остальных пластов – в смеси с жирными или газовыми в соотношении 50:50. Характеристика рабочих пластов дана в таблице 1.5.

Таблица 1.5 - Характеристика качества углей

Наименование пластов	Марка угля	Влажность $W_t (W_p)$, %		$A^d (A_c)$, %	$V^{daf} (V^r)$, %	y, мм	S_t^a , %	Q^{saf} , МДж/кг
		средняя	предельная					
I	К, СС, ОК	6,5	10,5	8,8	22,5	19	0,5	32,697
III	К(К2), СС, ОК	6,5	10,5	9,2	20,5	12(19)	0,3	33,28
IV-V	К2(К), СС, ОК	6,5	10,5	9,4	19,5	9(10)	0,3	35,65
VI	К2, СС	6,5	10,5	11,2	18,5	7	0,4	35,98

По одноименной угленосной толще общей протяженностью в 56 км Томь-Усинского и Мрасского районов сумма плавких компонентов увеличивается с северо-востока на юго-запад всего на 6 – 8%. Следовательно, на сравнительно коротком расстоянии участка (в границах лицензии 4,6 км) петрографический состав практически остается постоянным. В таблице 1.6

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						25
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

приводятся класс и категории углей для каждого пласта согласно ГОСТ 25543-2013.

Таблица 1.6 - Классы и категории угля по пластам

Пласты	I	III	IV-V	VI
Средний показатель отражения витринита, %	1,56	1,64	1,69	1,71
Класс	15	16	16	17
Сумма фюзенизированных компонентов, %	14,3	33,7	41	33,7
Категория	1	3	4	3

Степень регионального метаморфизма в Томь-Усинском и Мрасском районах Кузбасса повышается в направлении с северо-востока на юго-запад, со стратиграфической глубиной и по падению угленосной толщи. На участке Урегольском изменение метаморфизма в стратиграфическом разрезе прослеживается как по выходу летучих веществ, так и по отражательной способности витринита. По выходу летучих веществ угля градиент метаморфизма выдерживается в пределах 2,5%, а по отражательной способности витринита 0,14% на 100 м стратиграфической глубины (таблица 1.7).

Таблица 1.7 - Градиент изменения отражательной способности витринита со стратиграфической глубиной по разведочным линиям

	Разведочные линии						
	9 р.л.	11 р.л.	12 р.л.	13 р.л.	14 р.л.	17 р.л.	средн.
Пл. I, Ro, %	-	-	1,60	1,55	-	-	1,56
Пл. III, Ro, %	1,70	1,67	-	-	1,66	1,67	1,66
Пл. XVII	1,94	1,91	1,94	1,89	1,93	1,93	1,90
Разница в отражательной способности витринита, %	0,24	0,24	0,34	0,34	0,27	0,26	0,24
Мощность угленосной толщи, м	170	175	240	250	196	200	178
Градиент изменения Ro, % на 100 м нормальн. мощности	0,14	0,14	0,14	0,14	0,14	0,13	0,14

1.2.5. Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля

Основным видом геологоразведочных работ на всех стадиях и в различные периоды на поле лицензионного участка Урегольский является механическое колонковое бурение скважин, расположенных на разведочных линиях и профилях, ориентированных в крест простирания угленосной толщи.

В первый период разведочных работ (1951-1954 гг.) на геологических участках Урегольские 1 - 4 («Поле разреза Урегольский») разведочные скважины расположены на трех разведочных линиях (11, 12 и 17). Расстояние между линиями составляло 950-3500 м. Плотность разведочной сети составила одна скважина на 1 км². Северо-восточная часть участков от Табалаской до 11 разведочной линии (бывшие участки Урегольские 1-2) в 1951-53 гг. была разведана предварительно и запасы углей по пластам с I по XVII и были утверждены ГКЗ СССР протоколом № 9051 от 24.06.1954 г. На остальной площади участков от 11 до 17 разведочной линии (участки Урегольские 3-4) запасы до 1984 г. не утверждались.

В период 1978-1980 гг. на стадии предварительной разведки разбурено пять разведочных линий (11, 12, 13, 14 и 17). Расстояние между разведочными линиями 840-1480 м.

В период проведения детальной разведки на площади лицензионного участка разбурены четыре разведочные линии (11, 12, 13, 14), 17 основных (с 21 по 36 профиль) и 20 промежуточных профилей (с XXI по XL).

Балансовые запасы категории В (чистых угольных пачек) в границах лицензии (предварительного горного отвода) составляют 28,8 %, в технических границах разреза – 27,9 %. Информация по балансовым и промышленным запасам угля приведены в таблице 1.8.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		27

Таблица 1.8 - Балансовые и промышленные запасы

Наименование пластов	Марки и технологическая группа	Геологические запасы тыс.т.			
		Балансовые (по категориям)			Забалансовые
		А	В	С	
I	ОК I и II гр К(К13)		1072	3078 63	1550 1507
III	ОК I и II гр	12554	24094	26078	
	Нижняя зона	872	1536	4913	
	Окисления	27	5642	1191	
	К4	11055	16917	19974	
IV-V	ОК I и II гр	16390	37309	24844	
	Нижняя зона	572	3284	1758	
	Окисления	242	5348	1000	
	К4	15576	28677	22086	
VI	ОК I и II гр	11067	21152	24844	
	Нижняя зона		1159	1242	
	Окисления	43	3859	1086	
	К4	11024	16134	20605	
Всего по разрезу	ОК I и II гр	40011	83627	76932	1550
	Нижняя зона	1444	5978	7976	1507
	Окисления	312	14849	3276	
	К4	38255	62800	65680	43

1.3. Горно-геологические условия разработки

Горно-геологические условия являются одним из основных факторов, влияющих на выбор схемы и показатели разработки месторождения. На оценку характера горно-геологических условий месторождений влияет значительное количество различных природных факторов, главные из которых охарактеризованы далее.

Участок Урегольский.

Лицензионный участок Урегольский (геологические участки Урегольские 3-4) является продолжением продуктивных отложений, отрабатываемых разрезом Сибиргинский. Рельеф местности характеризуется резкой расчлененностью, выраженной чередованием водоразделов и глубоко врезанных логов. Наибольшие абсолютные отметки рельефа приурочены к юго-западной части месторождения по выходам пластов и колеблются в пределах 550-600 м. Относительные превышения рельефа над долинами рек

достигают 200-300 м. Сочетание рельефа с пологими падениями угольных пластов I, III, IV-V, VI создает благоприятные условия их разработки при неглубоком залегании полезного ископаемого и сравнительно небольшой мощности покровных отложений.

Коренные породы вскрыши представлены чередованием песчаников (42%), алевролитов (35,6%), переслаиванием алевролитов с песчаником (3,8%), углистыми породами (1,2%), горельниками (0,05%). Состав коренных пород, слагающих угленосную толщу на одних тех же стратиграфических горизонтах, весьма невыдержан. Как по падению, так и по простиранию толщи часто происходит выклинивание или замещение литологических разностей, так, например, замещение песчаников крупнозернистыми алевролитами и наоборот.

Породы, залегающие на глубине до 7,0 м от дневной поверхности, находятся в зоне активного выветривания, сильно трещиноваты, с малыми прочностными свойствами и поэтому экскавация производится без применения буровзрывных работ.

В районе профилей 24-27 имеет место развитие «горельников», т.е. породы подвергнуты естественному обжигу в результате выгорания углей вблизи выходов угля под четвертичные отложения.

Усложняющим фактором в процессе ведения горных работ будет служить тектоническая нарушенность, представленная в виде Кийзасской складки и наличием 49 разрывов.

Пликативной нарушенностью обусловлено изменение углов падения пластов и их простирания. Полная Кийзасская складка также меняет простирание пластов по различным азимутальным направлениям.

Участок Урегольский 5-6.

Местность участка недр Урегольский 5-6 характеризуется резкой расчленённостью, с большим количеством логов, распадков и разделяющих их хребтиков. Максимальных высотных отметок (451,0 м (абс.)), в границах

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		29

участка, рельеф достигает в юго-западной части участка. Минимальные высотные отметки земной поверхности (275-350 м (абс.)) приурочены к логам и долинам рек. Максимальное относительное превышение отмечено по левому борту долины р. Бол. Чуазас в крайней юго-западной части участка и составляет 100 м. Существенные техногенные изменения рельефа участка отсутствуют.

Угленосные отложения участка недр Урегольский 5-6 приурочены к основной тектонической структуре Мрасского района – Главному моноклиналу. Оси складок ориентированы с юго-запада на северо-восток, диагонально по отношению к общему падению пород угленосной толщи. Ширина складок составляет порядка полукилометра, незначительно увеличиваясь в северо-восточном направлении и уменьшаясь – в юго-западном. Погружение шарниров происходит в северо-восточном направлении под углами 3-9°. Угол падения крыльев складок изменяется от 5 до 35°.

Угленосная толща перекрыта четвертичными отложениями мощностью от 0,5 до 33,5 м. Максимальная мощность рыхлых четвертичных отложений отмечена на южном склоне долины р. Бол. Кийзас, в крайней северной части участка.

Разрывные нарушения приурочены к части Главного моноклинала, не осложнённой складчатостью второго порядка. На площади участка выявлены взбросы 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14 со стратиграфической амплитудой до 80 м и горизонтальной – до 130 м. Разрывные нарушения, флексуорообразные складки второго порядка, будут являться осложняющими факторами горно-геологических условий при эксплуатации лицензионного участка.

Значительное влияние на ведение открытых горных работ будет оказывать зона приповерхностного выветривания массива углевмещающих пород. В этой зоне, прочностные свойства пород заметно снижаются. Вблизи

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						30
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

контакта с четвертичными отложениями вмещающие породы становятся слабыми и неустойчивыми, что может приводить к их обрушению в забоях горных выработок.

Большинство угольных пластов на участке Урегольский 5-6, кроме пластов XXIII, XXIV, XXVIIa в.п., XXVIIa н.п., XXVIII, имеют сложное строение, преимущественно невыдержанные как по мощности, так и по площади распространения. Пласты по мощности – преимущественно тонкие. Глубина залегания пластов – от первых метров на выходах под наносы до 220-240 м.

Осложняющим фактором для отработки запасов могут послужить наличие невыдержанных пластов, присутствие внутрипластовых прослоев породы, представленных алевролитами и аргиллитами и имеющие относительно невысокие прочностные характеристики.

Существенное влияние на технологию ведения горных работ оказывает взаимное расположение угольных пластов в свите. По этому критерию пласты делятся на сближенные и рассредоточенные. Сближенные – это угольные пласты, выемка которых невозможна без технологического воздействия на соседние пласты. Рассредоточенные – это угольные пласты, отработка которых может осуществляться по технологии выемки одиночного пласта.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						31
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

2. Границы и запасы карьерного поля

Лицензионные границы

Право пользования недрами с целью разведки и добычи полезных ископаемых, в том числе использования отходов горнодобывающего и связанных с ним перерабатывающих производств, на участке «Урегольский» предоставлено ООО «Разрез Кийзасский», в рамках лицензии КЕМ 15355 ТЭ от 16.04.2012 г.. Срок действия лицензии установлен до 12.04.2032 г [18].

Участок недр Урегольский на дневной поверхности обозначен контуром и выделяется в границах:

- верхняя граница участка недр - нижняя граница почвенного слоя, а при его отсутствии-граница дневной поверхности и дна водоемов и водотоков;
- нижняя граница-почва пласта VI до горизонта + 200 (абс.) и горизонт + 200 (абс.).

Площадь участка недр Урегольский в указанных границах составляет 7,75 км². Так как предприятие является действующим, к лицензии КЕМ 15355 ТЭ получен горноотводной акт № 2084 от 12.11.2013, удостоверяющий границы уточненного горного отвода.

Право пользования недрами с целевым назначением и видами работ с целью геологического изучения, разведки и добычи каменного угля на участке «Урегольский 5-6» Урегольского каменноугольного месторождения предоставлено ООО «Разрез Кийзасский» на основании лицензии КЕМ 01853 ТР срок действия которой установлен от 12.12.2014 г. до 12.12.2039 г.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Границы и запасы карьерного поля	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					32	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

Площадь участка недр Урегольский 5-6 в указанных границах составляет 11,06 км².

К лицензии КЕМ 01853 ТР получен горноотводной акт № 42-6800-02856 от 30.03.2018, удостоверяющий границы уточненного горного отвода.

Балансовые запасы в лицензионных границах участка

К балансовым отнесены запасы угля для ОГР и КГРП. К забалансовым отнесены запасы для ПГР, в целиках под ЛЭП, реки Б. Чуазас, Б. Кийзас и за контуром, обоснованным в ТЭО.

Подсчет запасов по утвержденным кондициям в границах лицензий КЕМ 15355 ТЭ и КЕМ 01853 ТР выполнен по состоянию на 01.01.2020 года.

В результате подсчета установлено, что количество балансовых запасов угля категорий В+С₁ участка «Урегольский», составляет 83418 тыс. т, в том числе категории В – 25854 тыс. т, категории С₁ – 57564 тыс. т. Количество забалансовых запасов угля категорий В+С₁ по горнотехническим условиям и в целиках составляет 17629 тыс. т, в том числе категории В – 5710 тыс. т, категории С₁ – 11919 тыс. т.

Балансовые запасы угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями категорий В+С₁ составляет 98509 тыс. т, В – 30829 тыс. т, С₁ составляют 67680 тыс. т.

Забалансовые запасы угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями категорий В+С₁ составляет 21726 тыс. т, В – 14598 тыс. т, С₁ составляют 18370 тыс. т. В том числе количество забалансовых запасов угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями категорий В+С₁ в целиках составляет 6647 тыс. т, в том числе категории В – 3356 тыс. т, категории С₁ – 3291 тыс. т.

В границе лицензии участка «Урегольский 5-6» количество балансовых запасов угля категорий В+С₁ для открытых горных работ и в контуре отработки КГРП, составляет 41569 тыс. т, в том числе категории В –

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						33
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

6686 тыс. т, категории C_1 – 34883 тыс. т. Запасы категория C_2 составляют - 231 тыс. т.

Количество забалансовых запасов угля категорий $B+C_1$ вне технических границ, для подземных горных работ составляет 13448 тыс. т, в том числе категории B – 795 тыс. т, категории C_1 – 12653 тыс. т. Запасы категория C_2 составляют - 11172 тыс. т.

Количество забалансовых запасов угля категории C_1 в целиках составляет 9589 тыс. т, категории C_2 – 1338 тыс. т.

Балансовые запасы угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями категорий $B+C_1$ участка «Урегольский 5-6» составляет 48468 тыс. т, B – 7815 тыс. т, C_1 составляют 40653 тыс. т. Запасы категория C_2 составляют - 347 тыс. т.

Забалансовые запасы угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями вне технической границы (ПГР) категорий $B+C_1$ составляет 16175 тыс. т, B – 965 тыс. т, C_1 составляют 15210 тыс. т; C_2 - 12049 тыс. т.

Количество забалансовых запасов угля с учетом 100% засорения внутрипластовыми породными прослоями в целиках составляет категории C_1 11215 тыс. т, категории C_2 – 1427 тыс. т [18].

Балансовые запасы в технических границах

В виду отсутствия технической возможности часть балансовых запасов, находящихся в лицензионных границах КЕМ 01853 ТР участка Урегольский 5-6 в отработку не попадает. Распределение балансовых запасов в технических границах приведено в таблице 2.1.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		34

Таблица 2.1 - Распределение балансовых запасов участков Урегольский и Урегольский 5-6 в технических границах на 01.01.2022 г.

Пласт	Балансовые запасы, тыс. т					
	по чистым угольным пачкам			с учетом 100 % засорения породными прослоями		
	В	C ₁	В+C ₁	В	C ₁	В+C ₁
Участок Урегольский (лицензия КЕМ 15355 ТЭ)						
Пласт I	–	1229	1229	–	1235	1235
Пласт III	4907	9417	14324	5512	10383	15895
Пласт IV-V	5552	16961	22513	6680	19999	26679
Пласт VI	1923	5519	7442	2670	7667	10337
Всего по участку	12382	33126	45508	14862	39284	54146
Участок Урегольский 5-6 (лицензия КЕМ 01853 ТР)						
Пласт XXVI	–	136	136	–	158	158
Пласт XXVII в.п.	–	390	390	–	517	517
Пласт XXVII	–	356	356	–	409	409
Пласт XXVII ср.п.	–	178	178	–	209	209
Пласт XXVIIа	–	392	392	–	462	462
Пласт XXIX	–	186	186	–	258	258
Пласт XXIX в.п.	–	2221	2221	–	2385	2385
Пласт XXIX н.п.	–	630	630	–	730	730
Пласт XXX	3609	7457	11066	4210	8343	12553
Пласт XXXI	–	108	108	–	154	154
Пласт XXXIб	–	12	12	–	12	12
Пласт XXXII	–	611	611	–	748	748
Пласт XXXIII	–	638	638	–	861	861
Пласт XXXIII н.п.	–	117	117	–	122	122
Пласт XXXV	571	2792	3363	642	3223	3865
Пласт XXXIV-XXXV	–	163	163	–	188	188
Пласт XXXIV	–	666	666	–	720	720
Всего по участку	4180	17053	21233	4852	19499	24351

3. Режим работы предприятия

Режим работы предприятия принят в соответствии с п.1.8 «Временных норм технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов» ВНТП 2-92 и техническим заданием на выполнение проектной документации принимается следующий режим работы [3]:

- число рабочих дней в году – 365;
- число рабочих смен на добычных, вскрышных и буровых работах – 2;
- продолжительность смены – 12 часов (по согласованию сторон);
- на вспомогательных, ремонтных и прочих работах – 1 смена 12 часов (по согласованию сторон).

Взрывные работы принято проводить в светлое время суток.

Также, возможно применение вахтового метода работы по двухсменному режиму работы с соблюдением нормальной продолжительности рабочего времени в пределах учетного периода работы вахты, равного одному месяцу.

Режим работы трудящихся на ремонтных, вспомогательных работах и инженерно-технические работники (ИТР) - 250 рабочих дней в году, с двумя выходными днями в неделю и продолжительностью рабочей смены 8 часов.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата				
Разработ.		Астахова А. Э.			Режим работы предприятия	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.					36	
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

4. Производственная мощность и срок службы карьера

Проектная мощность участков по полезному ископаемому в 2022 и 2023 гг. принимается в объеме 8 390 тыс. т и 10 000 тыс. т угля в год соответственно с выходом на проектную производственную мощность в 10 500 тыс. т в год в 2024 г. Проектная мощность разреза по вскрышным породам для каждого года отработки принята на основании объемов, необходимых для обеспечения заданной проектной мощности по полезному ископаемому. Среднее значение проектной мощности разреза по вскрышным породам составляет 34,5 млн м³ в год.

Проектная мощность разреза по горной массе ($\Pi_{г.м.}$, млн м³/год) составит []:

$$\Pi_{г.м.} = \frac{\Pi_y}{\gamma_y} + \Pi_b, \quad (4.1)$$

где Π_y – проектная мощность разреза по углю, млн т/год;

γ_y – объемная масса угля, т/м³;

Π_b – проектная мощность разреза по вскрыше, тыс. м³/год.

$$\Pi_{г.м.} = 10,5 / 1,47 + 34,5 = 41,6 \text{ млн м}^3/\text{год}$$

Календарный план развития добычных и вскрышных работ составлен в соответствии с принятым порядком отработки участка на весь период эксплуатации и приведен в таблице 4.1.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата			
Разработ.		Астахова А. Э.			Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.				37	
Пров.		Мартьянов В.Л.			Производственная мощность и срок службы карьера КузГТУ, ГОс-171.2		
Консульт.		Мартьянов В.Л.					
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.					

Таблица 4.1 - Календарный план ведения горных работ

Наименование показателя	Ед. изм.	Период отработки, год					
		2022	2023	2024	2025	2026	2026
Урегольский							
Добыча	тыс. т	8071	9000	9000	8500	8500	7667
Добыча в м ³	тыс. м ³	5523	6158	6158	5816	5816	5246
Объем вскрыши, в т.ч.	тыс.м ³	62997	70000	52500	49500	48968	25249
- Коренные породы	тыс.м ³	57350	66400	51000	48000	48000	25249
- Рыхлые отложения	тыс.м ³	3247	—	—	—	—	—
- Навалы прошлых лет	тыс.м ³	2400	3600	1500	1500	968	—
Объем горной массы	тыс.м ³	68520	76158	58658	55316	54784	30336
Козф. вскр. (без учета навалов)	м ³ /т	7,51	7,38	5,67	5,65	5,65	3,31
Козф. вскр. (с учетом навалов)	м ³ /т	7,81	7,78	5,83	5,82	5,76	3,31
Расстояние транспортирования вскрыши	км	2,3	2,5	2,8	3,5	4,8	5,4
Расстояние транспортирования добычи (перегрузочный пункт)	км	3	3	3,8	4,7	5,4	6,1
Урегольский 5-6							
Добыча в т.ч.:	тыс. т	319	1000	1500	2000	2000	2000
- способом ОГР	тыс. т	150	1000	1500	2000	2000	2000
- способом КГРП	тыс. т	169	—	—	—	—	—
Добыча в м ³	тыс. м ³	227	711	1067	1423	1423	1423
Объем вскрыши, в т.ч.	тыс.м ³	2500	11800	12952	15400	13300	14000
- Коренные породы	тыс.м ³	875	7060	9915	12900	11800	11200
- Рыхлые отложения	тыс.м ³	1625	4740	3037	2500	1500	800
- Навалы прошлых лет	тыс.м ³	—	—	—	—	—	2000
Объем горной массы	тыс.м ³	2727	12511	14019	16823	14723	15423
Козф. вскр. (без учета навалов)	м ³ /т	7,84	11,80	8,63	7,70		6,00
Козф. вскр. (с учетом навалов)	м ³ /т	7,84	11,80	8,63	7,70	6,65	7,00
Расстояние транспортирования вскрыши	км	2,7	2,8	3	3,3	3,5	3,8
Расстояние транспортирования добычи (перегрузочный пункт)	км	3,8	3,9	4,2	4,4	4,7	5
Объединенные показатели							
Добыча	тыс. т	8390	10000	10500	10500	10500	9667
Добыча в м ³	тыс. м ³	5750	6870	7225	7239	7239	6669
Объем вскрыши, в т.ч.	тыс.м ³	65497	81800	65452	64900	62268	39249
- Коренные породы	тыс.м ³	58225	73460	60915	60900	59800	36449
- Рыхлые отложения	тыс.м ³	4872	4740	3037	2500	1500	800
- Навалы прошлых лет	тыс.м ³	2400	3600	1500	1500	968	2000
Объем горной массы	тыс.м ³	71247	88670	72677	72139	69507	45759
Козф. вскр. (без учета навалов)	м ³ /т	7,52	7,82	6,09	6,04	5,84	3,85
Козф. вскр. (с учетом навалов)	м ³ /т	7,81	8,18	6,23	6,18	5,93	4,06

Срок службы карьера

В соответствии с количеством промышленных запасов угля в границах разреза и принятым развитиям добычи по годам эксплуатации срок службы карьера составит в начальный период эксплуатации:

$$T = \frac{Q_n}{A_{\text{год}}} = \frac{595576}{10000} = 6, \text{ лет}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						39
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

5. Обоснование системы разработки

Выбор системы разработки месторождения осуществляется согласно «Классификации систем открытой разработки», предложенной академиком В.В. Ржевским. В основу этой классификации положено направление развития горных работ в плане и профиле.

Основными факторами, влияющими на выбор системы разработки, являются:

- горно-геологические условия залегания полезного ископаемого и особенности рельефа;
- горнотехнические условия эксплуатации;
- наличие площадей под размещение внешних отвалов;
- существующее положение горных работ;
- перспектива дальнейшей отработки месторождения.

Отработка месторождения в лицензионных границах участка Урегольский осуществляется по сплошной продольной однобортовой системе разработки. В качестве комплекса оборудования принят экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО) комплекс (согласно классификации В.В. Ржевского).

Под системой открытой разработки месторождений понимается определенный порядок выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ. В условиях данного карьера принятая система разработки должна обеспечивает безопасную, экономичную и наиболее полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого при соблюдении мер по охране окружающей среды.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата				
Разработ.		Астахова А. Э.			Обоснование системы разработки	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.					40	
Пров.		Мартьянов В.Л.				КузГТУ, ГОс-171.2		
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						

Экскавацию горной массы предусматривается осуществлять одноковшовыми гидравлическими и канатными экскаваторами. Транспортирование вскрышных пород осуществляется автомобильным транспортом. Полезные ископаемые предусматривается транспортировать автосамосвалами на промежуточный угольный склад и далее существующий технологический комплекс ж. д. станции Углепогрузочная ООО «Разрез Кийзасский», который расположен вблизи железнодорожной станции Мыски.

Расчёт основных элементы системы разработки

Элементами системы разработки являются: борт, уступ, экскаваторная заходка, рабочая площадка, развал взорванной горной массы, ярус отвала, транспортные и предохранительные бермы.

К основным параметрам элементов системы разработки относятся: высота уступа, ширина экскаваторной заходки, ширина рабочей площадки, ширина развала взорванной горной массы, ширина транспортной бермы, угол откоса уступа, угол борта, угол откоса ярусов отвалов.

Элементы системы разработки определены в соответствии с рабочими параметрами горно-транспортного оборудования, расчетными параметрами буровзрывных работ и требований нормативных документов: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» [5].

Высота уступа

Четвертичные отложения и выветрелые коренные породы отрабатываются без предварительного рыхления массива буровзрывным способом гидравлическими экскаваторами типа «прямая» и «обратная лопата». Высота уступа принимается равной 7,5 м. Отработка уступа «прямой» гидравлической лопатой осуществляется одним уступом, равным 7,5 м, с погрузкой в автосамосвалы марки БелАЗ на уровне стояния экскаватора.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						41
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Отработка уступа «обратной» гидравлической лопатой осуществляется двумя подступами высота 2,5 м и 5,0 м с погрузкой в автосамосвалы марки БелАЗ ниже либо на уровне стояния экскаватора. Отработка пластов осуществляется слоями. В зависимости от мощности и строения пластов отрабатываются двумя и более заходами экскаватора.

В таблице 5.1 представлены значения рабочих уступов для различных горно-геологических условий при работе гидравлических экскаваторов.

Таблица 5.1 - Значения высоты уступа (подступа) при работе гидравлических экскаваторов для различных условий

Наименование	Значение		
	Принятая высота уступа, м	Принятая высота подступа, м	Количество подступов, шт
Четвертичные отложения	7,5	5,0 (2,5)	2
Выветрелые коренных породы	7,5	5,0 (2,5)	2
Коренные породы	15,0	7,5* (5,0)	2 (3)
Горельники	15,0	7,5 (5,0)	2 (3)
Навалы	15,0	7,5 (5,0)	2 (3)
Уголь	10,0	5,0 (2,5)	2 (4)

Углы откоса уступа

Приняты следующие углы откосов рабочих уступов при высоте уступа (подступа) 15,0 м (7,5 м):

- по навалам (породы временного отвала) – $\alpha=50^\circ$ ($\alpha=50^\circ$);
- по взорванной горной массе – $\alpha=50^\circ$ ($\alpha=50^\circ$);
- по выветрелым коренным породам (в торцевых частях выработки) – $\alpha=65^\circ$ ($\alpha=75^\circ$);
- по коренным породам (в торцевых частях выработки) – $\alpha=75^\circ$ ($\alpha=75^\circ$);
- по горельникам (зоны тектонических нарушений) – $\alpha=55^\circ$ ($\alpha=60^\circ$);
- по углю – $\alpha=75^\circ$ ($\alpha=75^\circ$).
- по четвертичным отложениям приняты углы откосов рабочих уступов $\alpha=63^\circ$ ($\alpha=63^\circ$) при высоте уступа (подступа) 7,5 м (5,0 м).

Ширина призмы возможного обрушения для высоты уступа (подступа) 15 м (7,5 м) (минимальное значение для всех видов пород)

принимается равной 1,0 м.

Ширина экскаваторной заходки

Расчетное и принятое значение ширины экскаваторной заходки для канатных и гидравлических экскаваторов с оборудованием «прямая» и «обратная лопата» при верхнем и нижнем черпании представлено в таблицах 5.2 – 5.3.

Таблица 5.2 -Значение ширины экскаваторной заходки при верхнем черпании

Наименование показателя	Ед. изм.	Обозначение	Значение								
			Hyundai R500LC	Hitachi EX 3600	Komatsu PC-5500	Volvo EC700	Komatsu PC-2000-8 (прямая лопата)	Komatsu PC-1250SP-7	Komatsu PC-800	Volvo EC700	Hyundai 1200
Принятый радиус черпания на уровне стояния экскаватора	м	R _{чy}	12,1	18,2	19,8	13,8	15,3	16,3	14,6	13,8	13,7
Расчетная ширина экскаваторной заходки	м	A _э	18,2-21,6	27,3-30,9	29,7-33,7	20,7-23,5	23,0-26,0	24,4-27,7	21,9-24,8	20,7-23,5	20,6-23,3
Принятая ширина экскаваторной заходки	м	A	20	30	30	25	25	25,0	25,0	25	25

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

Таблица 5.3 - Значение ширины экскаваторной заходки для гидравлических экскаваторов при нижнем черпании

Наименование показателя	Марка экскаватора						
	Комatsu PC-1250SP-7	Hitachi EX-1900	Hitachi EX-1200	Volvo EC700	Volvo EC750	Volvo EC480	
Высота подступа	7,5 (5,0)						
Радиус черпания на высоте подступа, м	10,7	–	13,8	11,3	11,2	11,7	10,2
Радиус разгрузки, м	10,5		11,9	11,0	10,1	10,5	9,1
Марка автосамосвала	БелАЗ-7513			БелАЗ-7555В			
Длина автосамосвала, м	11,5			8,9			
Расчетная ширина экскаваторной заходки по, м:							
– четвертичным отложениям	9,5		12,8	–	–	–	–
– по навалам	–		12,9	–	–	–	–
– взорванной породе	11,3		12,5	11,2	9,5	10,0	8,7
– углю	–		-	12,3	11,6	12,1	10,6
Принимаемая ширина экскаваторной заходки по, м:							
– четвертичным отложениям	9,0		12,0	–	–	–	–
– по навалам	–		12,0	–	–	–	–
– взорванной породе	11,0		11,0	9,0	10,0	8,0	8,0
– углю	–		12,0	11,0	12,0	10,0	10,0

Ширина рабочей площадки

На предприятии применяется схема тупиковой подачи автосамосвалов под погрузку при петлевом развороте, что позволяет минимально использовать параметры рабочих площадок и рационально устанавливать автосамосвалы под погрузку.

Схемы для определения ширины рабочих площадок представлены на рисунках 5.1–5.3.

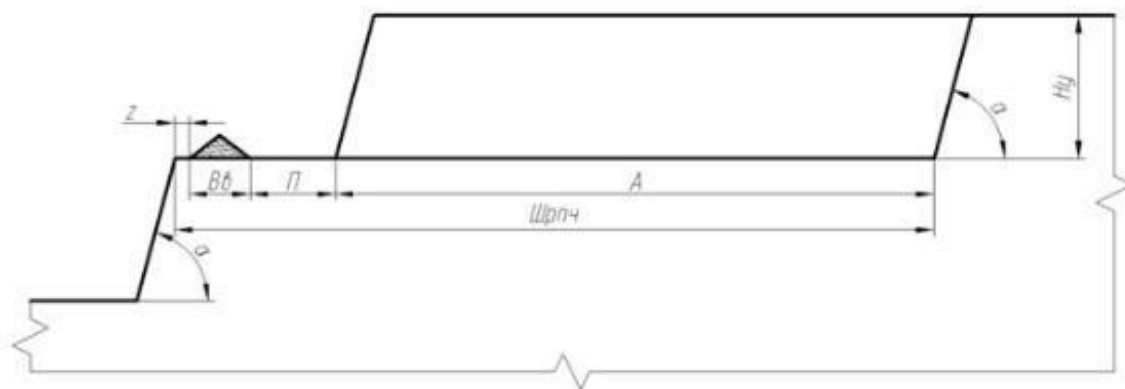


Рисунок 5.1 – Схема к определению минимальной ширины рабочей площадки при обработке четвертичных отложений (навалов)

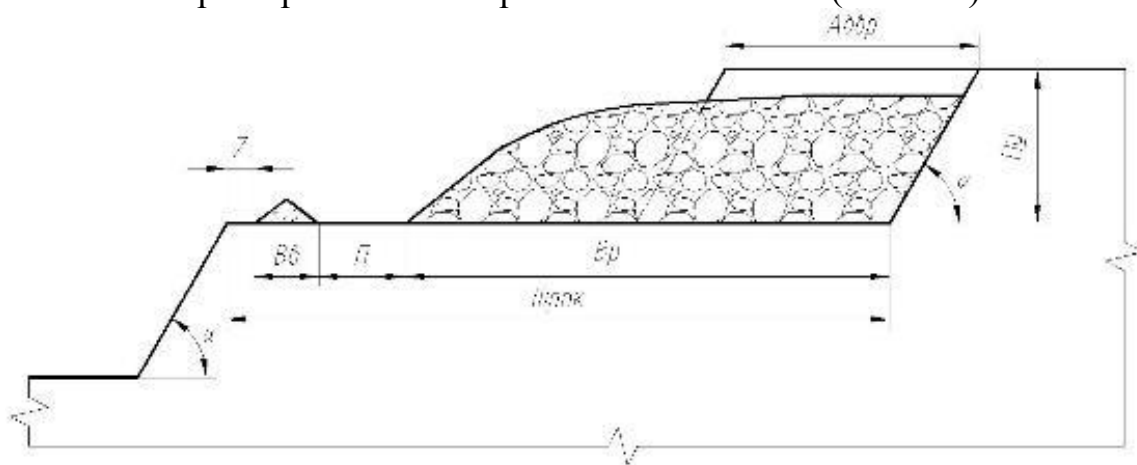


Рисунок 5.2 – Схема к определению минимальной ширины рабочей площадки при обработке коренных пород с применением буровзрывной подготовки

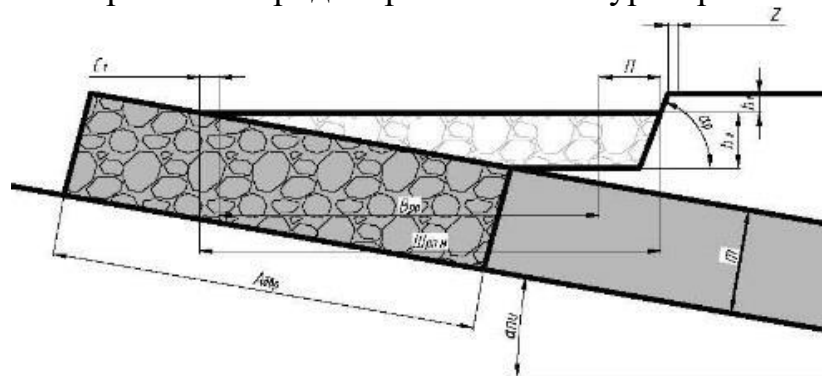


Рисунок 5.3 – Схема к определению минимальной ширины рабочей площадки при обработке угольного пласта разрезной траншеей с применением буровзрывной подготовки

Ширина рабочей площадки при обработке различных пород принята на основании выполненных расчетов в действующей проектной документации и составляет до 50,0 м.

При этом минимальная ширина рабочей площадки составляет:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		45

–для БелАЗ 7555 – до 30,0 м;

–для БелАЗ 7513 – до 35,0 м;

–для БелАЗ 7530 – до 50,0 м.

Параметры вскрывающих выработок

Ширина разрезной траншеи по дну соответствует минимальной ширине автодороги B_m по условию разворота автосамосвала при тупиковом подъезде к погрузке, а так же с учетом маневрирования автосамосвала, с учетом обеспечения безопасности работ и размещения дополнительного оборудования. Минимальная ширина автодороги по условию разворота автосамосвалов БелАЗ-7513, БелАЗ-7530 принимается равной 32,5 м, 37,5 м соответственно. Схема разворота принята тупиковая.

Минимальная ширина разрезной траншеи по дну определяется из выражения:

$$Ш_T = B_{pa} + П + c_2, \quad (5.1)$$

где c_2 – безопасное расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой уступа в траншее ($c_2=1,5$ м), м.

При этом ширина разрезной траншеи по дну ($Ш_T$) должна быть не менее ширины траншейной автодороги (B_T).

Расчетные значения ширины разрезной траншеи по дну представлены в таблице 5.4.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						46
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 5.4 - Значения минимальной ширины разрезной траншеи по дну

Наименование показателя	Обозначения	Значение
При использовании автосамосвалов БелАЗ-7530		
Минимальная ширина площадки для маневрирования автосамосвала согласно СП 37.13330.2012, м	B_{pa}	37,5
Безопасное расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой уступа в траншее, м	c_2	1,5
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	П	6,0
Ширина траншейной автодороги	B_m	41,0
Минимальная ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	45,0
Принимаемая ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	45,0
При использовании автосамосвалов БелАЗ-7513		
Минимальная ширина площадки для маневрирования автосамосвала согласно СП 37.13330.2012, м	B_{pa}	32,5
Безопасное расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой уступа в траншее, м	c_2	1,5
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	П	6,0
Ширина траншейной автодороги	B_m	37,0
Минимальная ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	40,0
Принимаемая ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	40,0
При использовании автосамосвалов БелАЗ-7555		
Минимальная ширина площадки для маневрирования автосамосвала согласно СП 37.13330.2012, м	B_{pa}	22,5
Безопасное расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой уступа в траншее, м	c_2	1,5
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	П	6,0
Ширина траншейной автодороги	B_m	30,0
Минимальная ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	24,0
Принимаемая ширина разрезной траншеи по дну, м	$Ш_m$	30,0

6. Вскрытие и порядок отработки карьерного поля

Порядок отработки

Ведется совместная отработка участков «Урегольский» и «Урегольский 5-6», с учетом сложившихся горнотехнических условий на разрезе и ограничениями, связанными с отсутствием площадей под формирование внешних отвалов вскрышных пород.

Участок «Урегольский»

Отработку уч. «Урегольский» предусматривается осуществлять по блочной системе (рисунок 6.1). Вовлечение в отработку запасов поля участка будет вестись в юго-западном направлении.

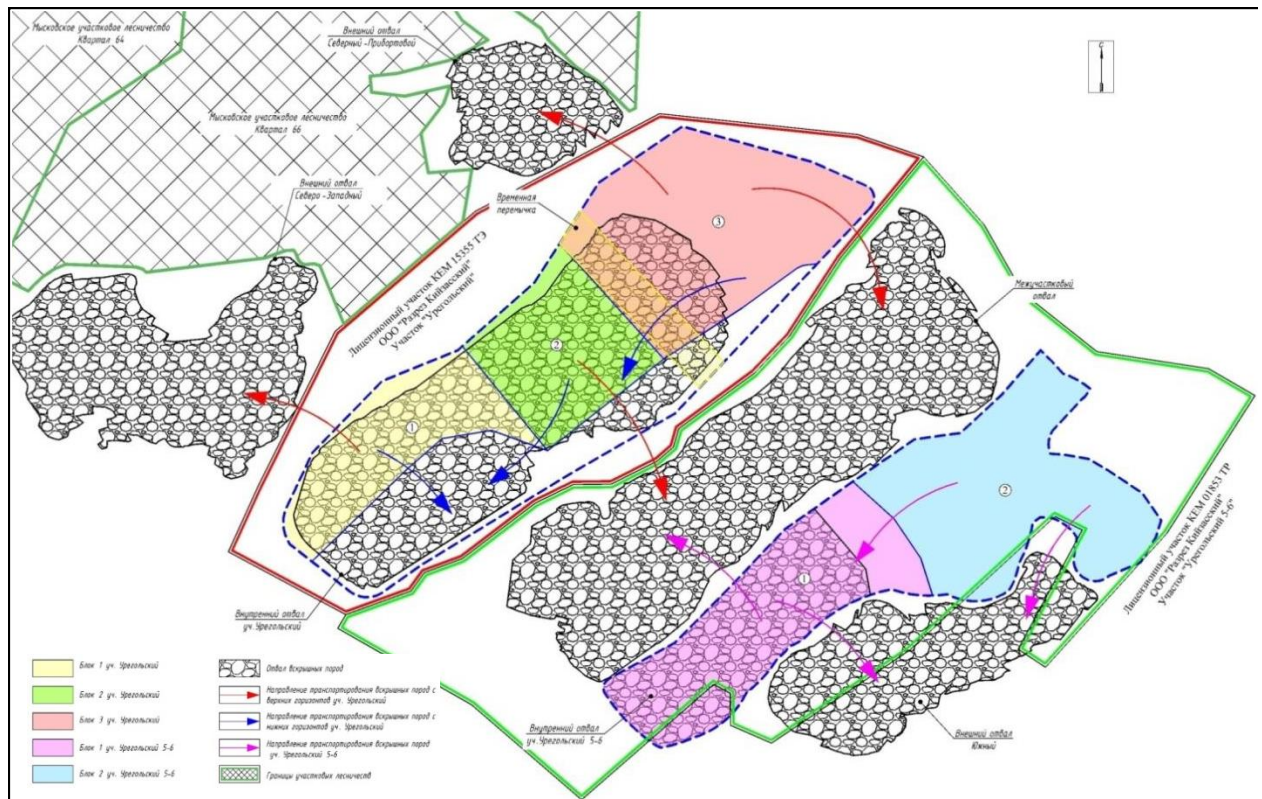


Рисунок 6.1 – Порядок отработки участков ОГР «Урегольский» и «Урегольский 5-6»

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Вскрытие и порядок отработки карьерного поля КузГТУ, ГОс-171.2		
Разработ.		Астахова А. Э.					
Разработ.		Петранцова Е.В.					
Пров.		Мартъянов В.Л.					
Консульт.		Мартъянов В.Л.					
Н.контр		Мартъянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.			Литера	Лист	Листов
						48	

Первоначально горные работы сосредоточены в северо-восточной части участка до создания технической возможности для формирования внутреннего отвала на почве пласта VI.

Наиболее интенсивно в работу вовлечена северо-восточная часть, что позволяет вести в границах блока внутреннее отвалообразование. Вскрышные породы с верхних горизонтов блока транспортируются на внешние отвалы. Коренные породы, обрабатываемые на нижних горизонтах, транспортируются в Межучастковый отвал.

Участок «Урегольский 5-6»

Отработка уч. «Урегольский 5-6» так же осуществляется по блочной системе, что позволяет подготовить выработанное пространство для внутреннего отвалообразования. Отработку карьера начинается в центральной части участка с развитием фронта горных работ в направлении на северо-восток вдоль выхода угольных пластов под наносы.

Первоначально вскрышные породы с участка вывозятся на Внешний Южный отвал. При подготовке необходимого выработанного пространства, вскрышные породы складываются во внутренний отвал участка Урегольский 5-6. В связи с дефицитом площадей для размещения отвалов, а также с целью сокращения расстояния транспортирования вскрышных пород часть их располагается на верхних горизонтах внутреннего отвала участка Урегольский.

Положение горных и отвальных работ на конец отработки участков представлено на рисунке 6.2.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						49
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

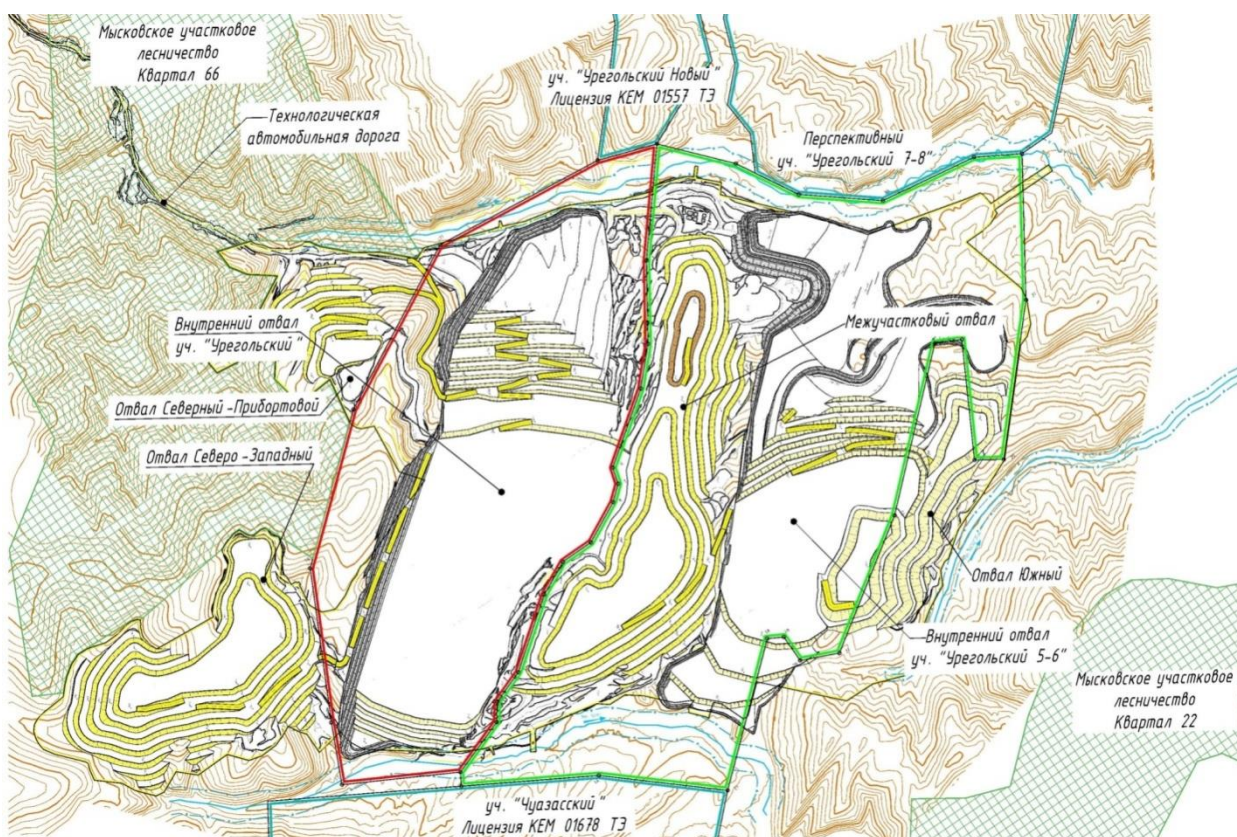


Рисунок 6.2 – Положение горных и отвальных работ на конец отработки участка

Вскрытие поля карьера

Задачей работ по вскрытию участка является организация транспортной связи между рабочими горизонтами (добычными и вскрышными забоями) и местами приема горной массы.

В настоящий момент участки «Урегольский» и «Урегольский 5-6» являются действующими со сложившейся системой вскрытия. Имеется транспортные доступ на рабочие добычные и вскрышные горизонты, организована транспортная связь участков с отвалами вскрышных пород и перегрузочным угольным пунктом, поэтому для дальнейшей работы предприятия проведение горно-капитальных работ не требуется.

Вскрытие новых рабочих горизонтов осуществляется траншейным способом в кровле по простиранию угольных пластов. Вскрытие нагорной части карьера осуществляется полутраншеями и траншеями, глубинной части – траншеями. Продольный уклон наклонных траншей и полутраншей принят 80%. Ширина траншеи по низу не менее 43,5 м.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		50

7. Выбор и эксплуатация горного оборудования

Для отработки участков «Урегольский» и «Урегольский 5-6» Урегольского каменноугольного месторождения исходя из горно-геологических условий разработки, физико-механических свойств горных пород и годовых объемов работ принято высокопроизводительное горное оборудование:[18]

– при отработке угля предусматривается использовать экскаваторы Hyundai R500LC, Hyundai R800, Volvo EC700, Komatsu PC-750, Komatsu PC-800, Hitachi ZX-870, Komatsu PC-1250, Liebherr R-984, Volvo EC480, Hyundai R1200 с погрузкой в автосамосвалы: БелАЗ-7555В (D), грузоподъемностью 55 т;

– при отработке коренных пород, навалов и наносов предусматривается использовать экскаваторы Volvo EC700, Hitachi ZX-870, Hitachi EX-1200, Komatsu PC-750, Komatsu PC-800, Komatsu PC-1250, Hyundai 1200, Komatsu PC-2000, Hitachi EX-1900, Komatsu PC-3000, Komatsu PC-4000, Komatsu PC-5500, Hitachi EX 3600, Caterpillar 395, Caterpillar 6015В, ЭКГ-20, ЭКГ-18, Volvo EC750, Volvo EC480, Liebherr R9200, Liebherr R984, Liebherr R9250, Liebherr R9400 с погрузкой в автосамосвалы: БелАЗ 7555В, Komatsu HD465, Komatsu HD785, Terex TR100, Caterpillar 777, БелАЗ- 75581, БелАЗ 7557, БелАЗ-7513, Komatsu 730Е и БелАЗ-7530, грузоподъемностью 55, 55, 90, 90, 90, 90, 90, 130, 130, 180 и 220 т соответственно.

Буровыми станками Atlas Copco DML, Atlas Copco Pit Viper 271, Atlas Copco ROC L8 предусматривается обуревать уступы по коренным породам.

Технические параметры принятых моделей экскаваторов представлены в таблице 7.1.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Выбор и эксплуатация горного оборудования	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					51	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.				КузГТУ, ГОс-171.2		

Таблица 7.1 - Технические параметры принятых моделей экскаваторов

Наименование показателей	Экскаваторы	
Hyundai R500LC «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	2,2	
Высота черпания, м	11,1	
Радиус черпания, м	12,1	
Глубина копания, м	7,6	
Высота разгрузки, м	7,8	
Рабочая масса, т	48,8	
Volvo EC700 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,0	
Высота черпания, м	12,9	
Радиус черпания, м	13,8	
Глубина копания, м	9,1	
Высота разгрузки, м	8,9	
Рабочая масса, т	70,0	
Komatsu PC-800 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,0	
Высота черпания, м	8,1	
Радиус черпания, м	14,6	
Глубина копания, м	9,6	
Высота разгрузки, м	8,3	
Рабочая масса, т	75,3	
Komatsu PC-1250 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	6,7	
Высота черпания, м	13,5	
Радиус черпания, м	16,3	
Глубина копания, м	10,4	
Высота разгрузки, м	9,0	
Рабочая масса, т	106,5	
Komatsu PC-2000 «прямая лопата»		
Вместимость ковша, м ³	12,0	
Высота черпания, м	13,4	
Радиус черпания, м	15,3	
Глубина копания, м	9,2	
Высота разгрузки, м	8,6	
Рабочая масса, т	195,0	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 7.1

Hitachi EX1900 «прямая лопата»		
Вместимость ковша, м ³	12,0	
Высота черпания, м	14,1	
Радиус черпания, м	15,3	
Глубина копания, м	8,1	
Высота разгрузки, м	9,1	
Рабочая масса, т	192,0	
Komatsu PC-3000 «прямая лопата»		
Вместимость ковша, м ³	15,0	
Высота черпания, м	14,1	
Радиус черпания, м	16,2	
Глубина копания, м	8,0	
Высота разгрузки, м	9,0	
Рабочая масса, т	250,0	
Hitachi EX1200 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	5,8	
Высота черпания, м	12,4	
Радиус черпания, м	13,8	
Глубина копания, м	8,1	
Высота разгрузки, м	8,1	
Рабочая масса, т	112,0	
Komatsu PC-5500 «прямая лопата»		
Вместимость ковша, м ³	29,0	
Высота черпания, м	15,5	
Радиус черпания, м	19,8	
Глубина копания, м	8,3	
Высота разгрузки, м	10,1	
Рабочая масса, т	533,0	
Komatsu PC-4000 «прямая лопата»		
Вместимость ковша, м ³	22,0	
Высота черпания, м	15,0	
Радиус черпания, м	17,5	
Глубина копания, м	8,0	
Высота разгрузки, м	9,7	
Рабочая масса, т	388,0	






Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 7.1

Hitachi ZX870 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,5	
Высота черпания, м	13,0	
Радиус черпания, м	14,1	
Глубина копания, м	8,8	
Высота разгрузки, м	8,1	
Рабочая масса, т	80,8	
Komatsu PC-750 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,0	
Высота черпания, м	12,0	
Радиус черпания, м	13,7	
Глубина копания, м	8,6	
Высота разгрузки, м	8,1	
Рабочая масса, т	81,7	
Hyundai 1200 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	6,7	
Высота черпания, м	12,4	
Радиус черпания, м	13,7	
Глубина копания, м	8,0	
Высота разгрузки, м	7,8	
Рабочая масса, т	118,0	
Hyundai R800 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,5	
Высота черпания, м	11,8	
Радиус черпания, м	12,3	
Глубина копания, м	7,2	
Высота разгрузки, м	7,5	
Рабочая масса, т	82,3	
Liebherr R-984		
Вместимость ковша, м ³	6,7	
Высота черпания, м	14,0	
Радиус черпания, м	14,0	
Глубина копания, м	7,9	
Высота разгрузки, м	7,0	
Рабочая масса, т	120,1	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 7.1

Liebherr R-9200		
Вместимость ковша, м ³	12,5	
Высота черпания, м	14,0	
Радиус черпания, м	14,0	
Глубина копания, м	8,3	
Высота разгрузки, м	9,7	
Рабочая масса, т	205	
Liebherr R-9250		
Вместимость ковша, м ³	15,0	
Высота черпания, м	16,2	
Радиус черпания, м	13,8	
Глубина копания, м	3,8	
Высота разгрузки, м	11,0	
Рабочая масса, т	253,5	
Liebherr R-9400		
Вместимость ковша, м ³	22	
Высота черпания, м	15,0	
Радиус черпания, м	15,0	
Глубина копания, м	9,5	
Высота разгрузки, м	11,2	
Рабочая масса, т	345,5	
Volvo EC 750 DL		
Вместимость ковша, м ³	6,0	
Высота черпания, м	11,4	
Радиус черпания, м	11,7	
Глубина копания, м	7,6	
Высота разгрузки, м	7,4	
Рабочая масса, т	73,2	
Volvo EC 480 DL		
Вместимость ковша, м ³	2,9	
Высота черпания, м	10,6	
Радиус черпания, м	11,3	
Глубина копания, м	7,0	
Высота разгрузки, м	7,0	
Рабочая масса, т	48,0	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

55

Продолжение таблицы 7.1

Hitachi EX 3600		
Вместимость ковша, м ³	22	
Высота черпания, м	17,7	
Радиус черпания, м	18,2	
Глубина копания, м	8,6	
Высота разгрузки, м	4,9	
Рабочая масса, т	359	
CAT 395		
Вместимость ковша, м ³	8,4	
Высота черпания, м	13,4	
Радиус черпания, м	13,9	
Глубина копания, м	8,7	
Высота разгрузки, м	9,0	
Рабочая масса, т	94,1	
CAT 6015 B		
Вместимость ковша, м ³	8,1	
Высота черпания, м	13,2	
Радиус черпания, м	13,9	
Глубина копания, м	7,9	
Высота разгрузки, м	8,7	
Рабочая масса, т	140	
ЭКГ-20		
Вместимость ковша, м ³	20	
Высота черпания, м	17,0	
Радиус черпания, м	22,2	
Глубина копания, м	—	
Высота разгрузки, м	19,6	
Рабочая масса, т	750	
ЭКГ-18		
Вместимость ковша, м ³	18	
Высота черпания, м	16,4	
Радиус черпания, м	22,2	
Глубина копания, м	—	
Высота разгрузки, м	19,6	
Рабочая масса, т	760	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Технические характеристики принятого автомобильного оборудования представлены в таблице 7.2.

Таблица 7.2 - Технические характеристики принятого транспортного оборудования

Наименование показателей	Значение	Самосвал
БелАЗ-7555D		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	57,9	
Максимальная скорость, км/час	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	9,2/ 5,1 / 4,6	
БелАЗ-7555В		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	33,3	
Максимальная скорость, км/час	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	8,9/ 4,7/ 4,4	
БелАЗ-7513		
Грузоподъемность, т	130	
Допустимая полная масса, т	237,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1194 (1600)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	67,0	
Максимальная скорость, км/час	48,0	
Радиус поворота, м	13,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	11,5 7,0/5,9	

Продолжение таблицы 7.2

БелАЗ-7530		
Грузоподъемность, т	220,0	
Допустимая полная масса, т	376,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1715 (2332)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	112	
Максимальная скорость, км/час	43,0	
Радиус поворота, м	15,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	13,4/7,7/6,7	
БелАЗ-75581		
Грузоподъемность, т	90,0	
Допустимая полная масса, т	164,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	783 (1050)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	53,0	
Максимальная скорость, км/час	60,0	
Радиус поворота, м	11,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	10,4/6,4/4,6	
Komatsu HD465		
Грузоподъемность, т	55	
Допустимая полная масса, т	98,8	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	551 (739)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	34,2	
Максимальная скорость, км/час	70,0	
Радиус поворота, м	8,5	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	9,4/5,4/4,4	
Komatsu HD785		
Грузоподъемность, т	90,0	
Допустимая полная масса, т	166,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	895 (1217)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	60	
Максимальная скорость, км/час	65,0	
Радиус поворота, м	10,1	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	10,1/6,8/5,0	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

58




Продолжение таблицы 7.2

Komatsu 730E		
Грузоподъемность, т	180,0	
Допустимая полная масса, т	328,4	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1492 (2029)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	111,0	
Максимальная скорость, км/час	65,0	
Радиус поворота, м	13,6	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	13,7/8,5/9,8	
Terex TR100		
Грузоподъемность, т	90,0	
Допустимая полная масса, т	159,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	783 (1050)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	57,0	
Максимальная скорость, км/час	47,7	
Радиус поворота, м	12,2	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	10,8/5,2/4,8	
Caterpillar 777		
Грузоподъемность, т	90,0	
Допустимая полная масса, т	164,7	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	765 (1025)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	64,1	
Максимальная скорость, км/час	67,1	
Радиус поворота, м	28,4	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	10,8/5,2/5,4	
БелАЗ-7557		
Грузоподъемность, т	90,0	
Допустимая полная масса, т	166,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	783 (1065)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	53,3	
Максимальная скорость, км/час	60,0	
Радиус поворота, м	11,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	10,3/5,9/5,4	

Технические характеристики бурового оборудования приведены в таблице 7.3.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		59

Таблица 7.3 - Технические характеристики бурового оборудования

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Atlas Copco DML		
Способ бурения	вращательный	
Диаметр долота, мм	149-270	
Максимальная глубина бурения, м	62,5	
Направление бурения к вертикали, градус	0-30	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,12	
Усилие подачи, кН	267	
Эксплуатационная масса, т	50,0	
Atlas Copco Pit Viper 271		
Способ бурения	вращательный	
Диаметр долота, мм	171-270	
Максимальная глубина бурения, м	32	
Направление бурения к вертикали, градус	0-20	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,12	
Усилие подачи, кН	311	
Эксплуатационная масса, т	84,0	
Atlas Copco ROC L8		
Способ бурения	Ударно-вращательный	
Диаметр долота, мм	до 203	
Максимальная глубина бурения, м	54	
Направление бурения к вертикали, градус	0-30	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,5	
Усилие подачи, кН	40	
Эксплуатационная масса, т	18,6	

Для оценки цены на поставку оборудования проводится сравнительный анализ всевозможных аналогов принятого оборудования, по нескольким факторам:

- денежная единица, в которой выражена цена;
- место продажи (территориальная привязка);
- состояние объекта с точки зрения физического износа и времени его изготовления;
- НДС в цене;

- наличие в цене транспортных, складских и других расходов;
- наличие скидок и надбавок к цене.

Комплекс оборудования рационально принимать гибким, в плане замены оборудования на более дешевые аналоги в процессе работы предприятия.

Для исключения незапланированных простоев горно-транспортного оборудования (аварийный ремонт, метеоусловия и т.д.), предусмотрено применение экскаваторов CAT 390 (CAT 374 FL), Hitachi ZX470LC, CASE CX800B, с вместимостью ковша 7; 5 и 4,5 м³ соответственно; автосамосвалов БелАЗ 7547, БелАЗ 7517 (7518) и БелАЗ 7531, грузоподъемностью 45, 160 и 240 т соответственно.

Технические характеристики вновь вводимого оборудования представлены в таблицах 7.4 – 7.5.

Таблица 7.4 - Технические характеристики вновь вводимых экскаваторов

Наименование показателей	Экскаваторы	
CAT 390 (CAT 374 FL)		
Вместимость ковша, м ³	7	
Высота черпания, м	9,2	
Радиус черпания, м	14,7	
Глубина копания, м	9,5	
Высота разгрузки, м	9,3	
Рабочая масса, т	86,3	
Hitachi ZX470LC		
Вместимость ковша, м ³	5	
Высота черпания, м	10,9	
Радиус черпания, м	12,0	
Глубина копания, м	7,8	
Высота разгрузки, м	7,3	
Рабочая масса, т	46,8	

Продолжение таблицы 7.4

CASE CX800B	
Вместимость ковша, м ³	4,5
Высота черпания, м	13,6
Радиус черпания, м	14,6
Глубина копания, м	9,4
Высота разгрузки, м	9,5
Рабочая масса, т	81,2




Таблица 7.5 - Технические характеристики вновь водимых автосамосвалов

Наименование показателей	Значение	Самосвал
БелАЗ-7547		
Грузоподъемность, т	45,0	
Допустимая полная масса, т	78,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	368 (500)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	43,3	
Максимальная скорость, км/час	50,0	
Радиус поворота, м	10,2	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	8,1/ 4,5 / 4,4	
БелАЗ-7517 (7518)		
Грузоподъемность, т	160	
Допустимая полная масса, т	294	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1491 (2000)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	96,5	
Максимальная скорость, км/час	50,0	
Радиус поворота, м	14	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	12,3/ 7,7/ 6,2	

Продолжение таблицы 7.5

БелАЗ-7531	
Грузоподъемность, т	240
Допустимая полная масса, т	401,5
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1864 (2500)
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	141,1
Максимальная скорость, км/час	64
Радиус поворота, м	15
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	13,4/ 8,4/ 6,7



Предусматривается также применение фронтального погрузчика Shantui SL60W для формирования штабелей дробленного угля и погрузки товарной продукции в автосамосвалы. Технические характеристики погрузчика представлены в таблице 7.6.

Расчёт производительности вновь вводимого фронтального погрузчика выполнен в настоящем техническом перевооружении в соответствии с «Едиными нормами выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности» и представлен в таблице 7.7.

Таблица 7.6 - Технические характеристики фронтального погрузчика Shantui SL60W

Наименование показателей	Ед. изм.	Значение
Модель	—	Shantui SL60W
Емкость ковша	м ³	3,5
Мощность двигателя	кВт	175
Высота разгрузки	м	3,31
Общий вид		

Таблица 7.7 - Расчет производительности фронтального погрузчика Shantui SL60W

Наименование показателей	Ед. изм.	Shantui SL60W
Тип породы	-	Уголь
Вместимость ковша	м ³	3,5
Марка автосамосвала	-	Volvo FM
Грузоподъемность автосамосвала	т	30
Геометрическая вместимость кузова (с шапкой)	м ³	20
Вместимость ковша в целике	м ³	3,2
Вместимость кузова автосамосвала в целике	м ³	17,4
Плотность породы в целике	т/м ³	1,50
Коэффициент разрыхления породы	-	1,15
Коэффициент наполнения ковша экскаватора	-	1,05
Коэффициент экскавации	-	0,91
Паспортное время на цикл экскавации	с	18,6
Оперативное время на цикл экскавации	с	20
Объем горной массы перевозимой автосамосвалом	м ³	19,2
Погрузка автосамосвала осуществляется по:	-	вмест.
Количество циклов экскаватора при погрузке	шт	6
Время погрузки транспортной единицы	мин	2,0
Время на обмен транспорта у погрузчика	мин	1,25
Рабочее время смены	-	-
продолжительность смены	мин	720
подготовительно-заключительные операции	мин	31
подчистка подъезда к погрузчику	мин	0
время на регламентированные перерывы	мин	38
время на личные надобности	мин	10
время на отдых	мин	0
время чистой работы погрузчика	мин	641
Количество смен в сутки	см	2
Количество погружаемых транспортных единиц	шт/см	197
Количество суток в году:	-	-
работы участка	сут	365
простоев в ремонтах	сут	40
простоев по метеоусловиям	сут	7
перегонов погрузчика	сут	0
чистой работы	сут	318
Количество часов работы погрузчика в год	час	6795
Поправочные коэффициенты на условия работы	-	0,83
- низкий уступ, зачистка пласта, верхнее черпание	-	1,00
- налипание и погрузка мерзлых пород	-	1,00
- отдельная выемка п.и., содержание прослоек	-	1,00
- переэкскавация	-	1,00

Наименование показателей	Ед. изм.	Shantui SL60W
- производство взрывных работ в течении смены	-	1,00
- орошение забоя в течении смены	-	0,92
- работа с углом поворота свыше 140 градусов	-	1,00
- <i>припогрузке с геометрической вместимостью ковша (до10 или выше)</i>	-	0,90
- работа на неустойчивой почве	-	1,00
Производительность погрузчика:	-	-
- сменная	м ³	3131
- суточная	м ³	6262
- техническая	тыс. м ³ /год	2286
- эксплуатационная	тыс. м ³ /год	1991

Расчет годового плана технического обслуживания и ремонта горного оборудования

Для безаварийной работы горного оборудования предусмотрены различные виды ремонтов.

Число ремонтов и технического обслуживания можно определить следующими методами: аналитическим, графическим и методом номограмм [13].

Аналитическим методом и методом номограмм рассчитываем годовой план технического обслуживания и ремонта горного оборудования.

По следующим формулам:

$$N_T = \frac{H_\Gamma + H_k}{K}, \quad (7.1)$$

$$H_\Gamma = N \cdot n \cdot t \cdot k_\Gamma, \quad (7.2)$$

где N – число рабочих дней в году, n – количество смен, t – продолжительность смены (N = 357 дней, n = 3, t = 8 часов, k_Г = 0,8).

$$N_{T2} = \frac{H_\Gamma + H_{\Gamma2}}{T_2} - N_k, \quad (7.3)$$

$$N_{PO} = \frac{H_\Gamma + H_{PO}}{PO} - N_k - N_{T2} - N_T \quad (7.4)$$

где N_к, N_{T2}, N_T, N_{PO} - число капитальных ремонтов, текущих ремонтов, ремонтных осмотров соответственно;

H_Г- планируемая годовая выработка, маш.час;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		65

K , T_2 , T_1 , PO - межремонтные сроки работ соответственно до капитального ремонта, текущего ремонта, ремонтного осмотра, маш.час ($T_2 = 12000$ маш-ч, $T_1 = 6000$ маш-ч, $PO = 500$ маш-ч).;

N_K , N_{T_2} , N_{PO} - переработка машины от последнего ремонта, маш.час ($N_K = 700$ маш-ч);

Число ремонтов и технических обслуживаний находим для экскаватора Liebherr R984 и бурового станка Atlas Copco DML.

Таблица 7.8 - Нормативы межремонтных сроков горного оборудования.

Наименование оборудования	Межремонтные сроки, машино-час			
	капитальный, К	текущий, T_2	текущий, T_1	ремонтный осмотр, PO
Liebherr R-984	24000	12000	6000	500
Atlas Copco DML	12800	6400	3200	400

Для Liebherr R-984:

$$N_T = 357 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 6854,4 \text{ маш-ч}$$

$$N_K = \frac{6854,4 + 700}{24000} \approx 0,31476 < 1$$

Принимаем $N_K = 0$.

Определяем число текущих ремонтов T_2 :

Так как $\frac{N_K}{T_2} = \frac{700}{12000} < 1$, то $N_{T_2} = 700$ маш-ч;

$$N_{T_2} = \frac{6854,4 + 700}{12000} \approx 0,62953 < 1$$

Принимаем $N_{T_2} = 0$.

Определяем число текущих ремонтов T_1 :

Так как $\frac{N_K}{T_1} = \frac{700}{6000} < 1$, то $N_{T_1} = 700$ маш-ч.

$$N_{T_1} = \frac{6854,4 + 700}{6000} \approx 1,25906 < 2$$

Принимаем $N_{T_1} = 1$.

Определяем число ремонтных осмотров PO

Так как $\frac{H_k}{PO} = \frac{700}{500} = 1 \frac{200}{500}$, то $H_{PO} = 200$ маш-ч.

$$N_{PO} = \frac{6854,4 + 200}{500} - 1 \approx 13,1088 < 14$$

Принимаем $N_{PO} = 13$.

Для Atlas Copco DML:

Определяем число капитальных ремонтов с учетом следующих данных:

$K = 12800$ маш-ч; $H_k = 750$ маш-ч; $n = 2$; $k_r = 0,5$.

$$H_r = 357 \times 2 \times 8 \times 0,5 = 2856 \text{ маш-ч}$$

$$N_K = \frac{2856 + 750}{12800} \approx 0,28171 < 1$$

Принимаем $N_K = 0$.

Определяем число текущих ремонтов T_2 ($T_2 = 6400$ маш-ч).

Так как $\frac{H_k}{T_2} = \frac{750}{6400} < 1$, то $H_{T_2} = 750$ маш-ч;

$$N_{T_2} = \frac{2856 + 750}{6400} \approx 0,56343 < 1$$

Принимаем $N_{T_2} = 0$.

Определяем число текущих ремонтов T_1 ($T_1 = 6000$ маш-ч);

Так как $\frac{H_k}{T_1} = \frac{750}{3200} < 1$, то $H_{T_1} = 750$ маш-ч.

$$N_{T_1} = \frac{2856 + 750}{3200} \approx 1,12687 < 2$$

Принимаем $N_{T_1} = 1$.

Определяем число ремонтных осмотров PO ($PO = 400$ маш-ч).

Так как $\frac{H_k}{PO} = \frac{750}{400} = 1 \frac{350}{400}$, то $H_{PO} = 350$ маш-ч.

$$N_{PO} = \frac{2856 + 350}{400} - 1 \approx 7,015 < 8$$

Принимаем $N_{PO} = 7$.

Графический метод:

Для Liebherr R984. Графическим методом определяется как число ремонтов и технических обслуживаний, так и сроки их проведения.

Определяем сроки проведения ремонтов для экскаваторов Liebherr R984,

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						67
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

которые к началу года отработали 700 маш-ч. В течение планируемого периода они должны отработать 6854,4 маш-ч, т.е по 571,2 маш-ч ежемесячно. На рисунке 7.1 показан график определения числа технических обслуживаний и ремонтов экскаваторов Liebherr R984.

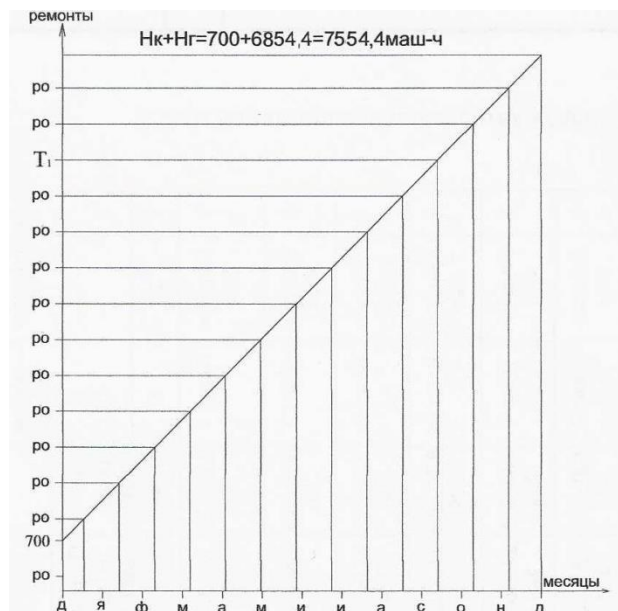


Рисунок 7.1 - График определения сроков ремонта экскаватора Liebherr R984.

Для Atlas Copco DML. Графическим методом определяется как число ремонтов и технических обслуживаний, так и сроки их проведения. Определяем сроки проведения ремонтов для бурового станка, который к началу года отработали 750 маш-ч. В течение планируемого периода они должны отработать 2856 маш-ч, т.е по 238 маш-ч ежемесячно. На рисунке 7.2. показан график определения числа технических обслуживаний и ремонтов бурового станка.

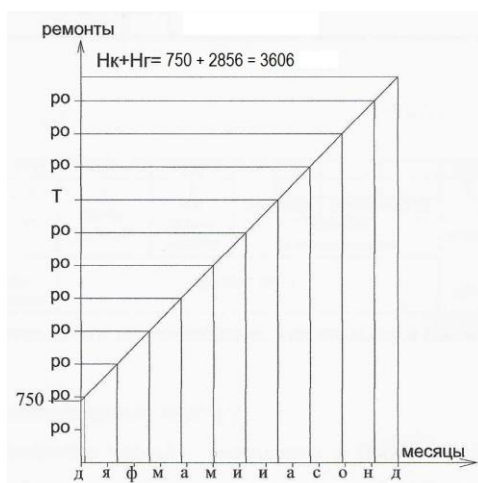


Рисунок 7.2 - График определения числа технических обслуживаний и ремонтов бурового станка DML

Метод номограмм:

Для Liebherr R984. Построение номограмм производят в соответствии с действующими нормативами на ремонт и техническое обслуживание. Экскаваторы Liebherr R984 после капитального ремонта отработали 700 маш-ч, а на текущий год им планируется отработать 6854,4 маш-ч. На рисунке 7.3 показана номограмма для определения количества технических обслуживаний и ремонтов экскаваторов Liebherr R984С. Метод номограмм показывает, что должны быть выполнены в течении года: один текущий ремонт Т1 и 13 ремонтных осмотров РО.

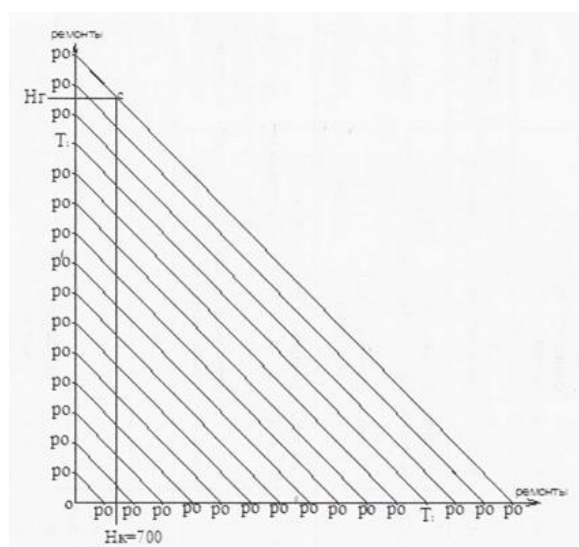


Рисунок 7.3 - Номограмма для определения количества технических обслуживаний и ремонтов экскаваторов Liebherr R984

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		69

Для Atlas Copco DML. Построение номограмм производят в соответствии с действующими нормативами на ремонт и техническое обслуживание. Буровой станок после капитального ремонта отработал 750 маш-ч, а на текущий год ему планируется отработать 2856 маш-ч. На рисунке 7.4 показана номограмма для определения количества технических обслуживаний и ремонтов бурового станка. Метод номограмм показывает, что должны быть выполнены в течении года: один текущий ремонт Т1 и 7 ремонтных осмотров РО.

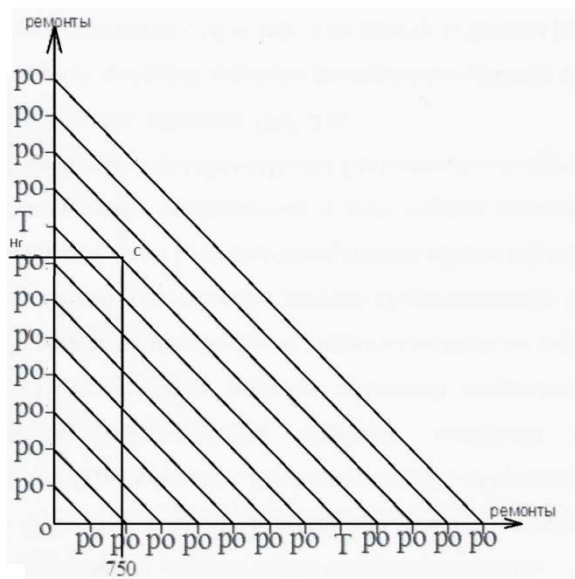


Рисунок 7.4 - Номограмма для определения количества технических обслуживаний и ремонтов бурового станка

8. Параметры технологических процессов

8.1 Подготовка горных пород к выемке

Подготовку коренных пород к выемке предусматривается осуществлять буровзрывным способом. Средний коэффициент крепости коренных пород по шкале профессора М.М. Протодяконова составляет (f) – 9,0, максимальный – 12,0, породы характеризуются как крепкие, в связи с чем на участке открытых горных работ ООО «Разрез Кийзасский» рекомендуется вращательное бурение [33].

На проектируемых участках открытых горных работ ООО «Разрез Кийзасский» для обуривания взрывных скважин предусмотрены к применению буровые станки фирмы Atlas Copco, серии DML, Pit Viper 271 и ROC L8 второго поколения, с диаметром скважин от 140 до 271 мм. Принятый к расчету диаметр скважин составляет 216 мм.

Технические характеристики бурового оборудования приведены в таблице 8.1.

Таблица 8.1 - Технические характеристики бурового оборудования

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Atlas Copco DML		
Способ бурения	вращательный	
Диаметр долота, мм	149-270	
Максимальная глубина бурения, м	62,5	
Направление бурения к вертикали, градус	0-30	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,12	
Усилие подачи, кН	267	
Эксплуатационная масса, т	50,0	

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Параметры технологических процессов КузГТУ, ГОс-171.2		
Разработ.		Астахова А. Э.					
Разработ.		Петранцова Е.В.					
Пров.		Мартьянов В.Л.					
Консульт.		Мартьянов В.Л.					
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.					
					Литера	Лист	Листов
						71	

Продолжение таблицы 8.1

Atlas Copco Pit Viper 271		
Способ бурения	вращательный	
Диаметр долота, мм	171-270	
Максимальная глубина бурения, м	32	
Направление бурения к вертикали, градус	0-20	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,12	
Усилие подачи, кН	311	
Эксплуатационная масса, т	84,0	
Atlas Copco ROC L8		
Способ бурения	Ударно-вращательный	
Диаметр долота, мм	до 203	
Максимальная глубина бурения, м	54	
Направление бурения к вертикали, градус	0-30	
Скорость передвижения, км/ч	0-3,5	
Усилие подачи, кН	40	
Эксплуатационная масса, т	18,6	

При ведении буровзрывных работ принято многорядное короткозамедленное взрывание. Такой метод позволяет существенно снизить выход негабаритов и позволяет создать большой запас взорванной горной массы.

В настоящей выпускной квалификационной работе принимается прямоугольная сетка скважин с углом наклона скважин к горизонту, равным 90°. Возможно так же применение шахматной сетки бурения. Бурение наклонных скважин (75°) также может быть применено исходя из конкретных условий производства работ/

В качестве взрывчатых веществ (ВВ) предусматривается использовать Гранулит М, Гранулит РП, Эмульсолит А20, Сипекс 70, Сипекс 100, Риофлекс, Сибирит 1200 и Патронит М – для заряжания сухих и любой степени обводненности скважин.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		72

Удельный расход ВВ рассчитан согласно горнотехнических условий разработки, с учетом параметров выемочного оборудования представлен в таблице 8.2.

Таблица 8.2 - Расчет удельного расхода ВВ

Наименование параметров	Ед. изм.	Коренные породы		Уголь
Категория трещиноватости	-	III		II
Удельный расход эталонного ВВ, кг/м ³ при размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 243 мм	-	0,5		0,3
Ёмкость ковша экскаватора	м ³	до 30	до 6,4	до 6,4
Средний оптимальный размер куска взорванной горной массы	м	0,48	0,32	0,32
Поправочный коэфф., учитыв. средний оптим. размер кондиционного куска	-	1,36	1,62	1,62
Поправочный коэфф., учитыв. диаметр скв.	-	1,13	1,13	1,07
Проектный удельный расход ВВ	кг/м ³	0,87	0,87	0,59

Основные конструкции скважинных зарядов приведены на рисунке 8.1, также возможно применение зарядов других конструкций в том числе с использованием полиэтиленовых рукавов, скважинных затворов, универсальных запирающих устройств и придонников.

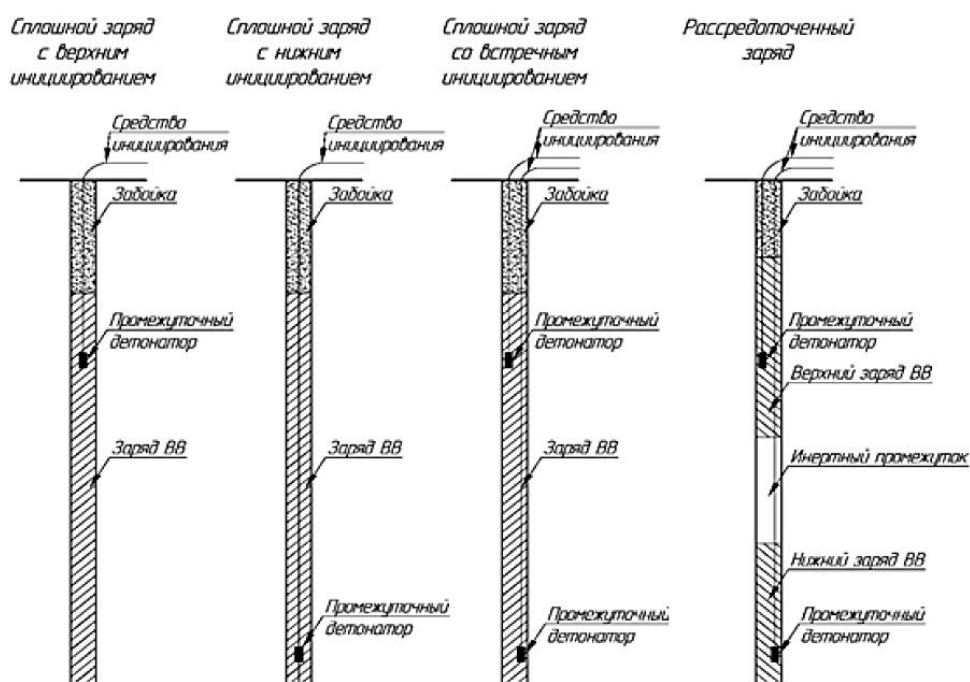


Рисунок 8.1 – Основные конструкции скважинных зарядов

При ведении взрывных работ предусматривается применение поперечной схемы инициирования. Данная схема инициирования обеспечивает минимальное значение ширины развала взорванной горной массы. Кроме перечисленных выше схем инициирования поверхностной взрывной сети возможно применение врубовой и различных вариантов комбинированных схем инициирования для конкретных условий эксплуатации (рисунок 8.2). Интервалы замедления принимаются в соответствии с техническими характеристиками применяемой системы инициирования и рассчитываются для конкретных условий ведения взрывных работ. Данные параметры должны быть уточнены и скорректированы в типовом проекте БВР и в проекте на массовый взрыв.

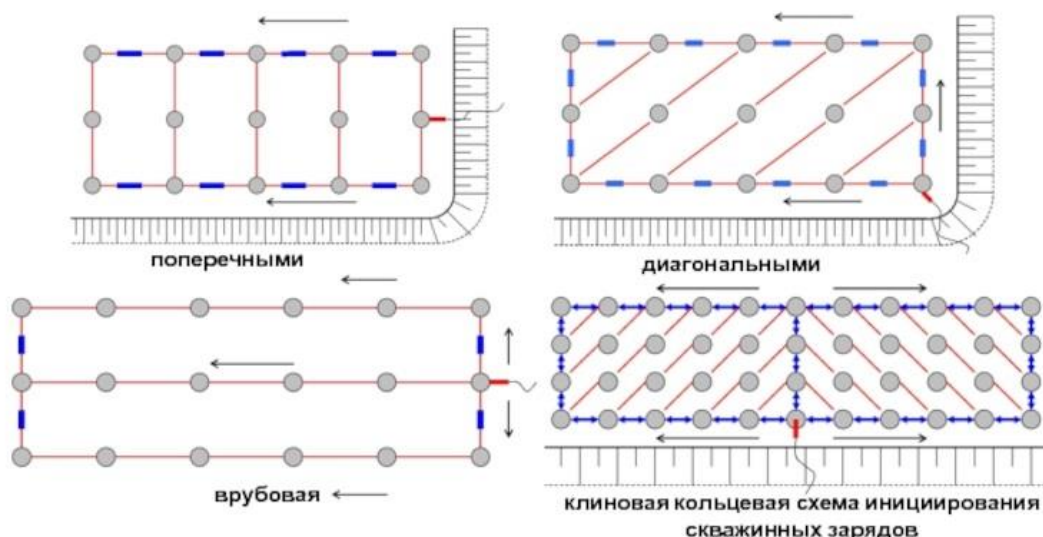


Рисунок 8.2 – Порядные кольцевые схемы инициирования скважинных зарядов

Расчет параметров расположения скважинных зарядов ВВ.

К основным параметрам расположения скважинных зарядов относятся: длина скважины, величина перебура (недобура), размеры и конструкция заряда, длина забойки, масса заряда ВВ в скважине, расстояние между скважинами и рядами скважин, линию сопротивления по подошве и число рядов.

Длина скважины:

$$l_{скв} = H / \sin \beta + l_n ; l_{скв} = H / \sin \beta - l_n , \quad (8.1.1)$$

где $l_{скв}$ - длина скважины, м;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		74

β - угол наклона скважины к горизонту, град;

l_n, l_n - длина перебура и недобура, м.

$$l_n = 3dd_e; \quad (8.1.2)$$

$$l_n = 5d^{0,75} d_e^{-0,5}. \quad (8.1.3)$$

Минимальную длину забойки ($l_{заб}$, м) устанавливаем из условия полного охвата взрываеваемого массива дробящим действием заряда сплошной конструкции:

-при ведении взрывных работ с перебуром:

$$l_{заб} = l_n + 11,3d^{0,75} d_e^{-0,5} \rho_{вв}^{0,5}; \quad (8.1.4)$$

-при ведении взрывных работ без перебура и недобура:

$$l_{заб} = 11,3d^{0,75} d_e^{-0,5} \rho_{вв}^{0,5}; \quad (8.1.5)$$

-при ведении взрывных работ с недобуром:

$$l_{заб} = (20-25)d, \quad (8.1.6)$$

где $\rho_{вв}$ - плотность ВВ, кг/м³.

Длина колонки заряда ВВ:

$$l_{вв} = l_{скв} - l_{заб}, \text{ м.} \quad (8.1.7)$$

Для зарядов ВВ, рассредоточенных воздушными промежутками, суммарная длина интервалов рассредоточения составляет:

$$\sum l_p = l_{вв} / (2,5d_e + 1), \text{ м.} \quad (8.1.8)$$

Длина отдельного воздушного промежутка:

$$l_{pi} = (13,5 - 2,5d_e)d, \text{ м.} \quad (8.1.9)$$

Количество интервалов рассредоточения определяем, как целую часть отношения:

$$n_p = [\sum l_p / l_p]. \quad (8.1.10)$$

Для рассредоточенных зарядов длины забойки и колонки ВВ:

$$l_{заб\ p} = l_{заб} (1 - \sum l_p / l_{скв}); \quad (8.1.11)$$

$$l_{вв\ p} = l_{скв} - l_{заб\ p} - \sum l_p, \quad (8.1.12)$$

где $l_{заб\ p}$ - длина забойки, м;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						75
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$l_{\text{вв } p}$ - длина колонки заряда ВВ, м.

При рассредоточении колонки ВВ на две части длина верхней и нижней частей:

$$l_{\text{вв } p\text{в}} = 0,35l_{\text{вв } p}; \quad (8.1.13)$$

$$l_{\text{вв } p\text{н}} = 0,65l_{\text{вв } p}, \quad (8.1.14)$$

где $l_{\text{вв } p\text{в}}, l_{\text{вв } p\text{н}}$ - длина соответственно верхней и нижней колонки ВВ, м.

Масса скважинного заряда:

$$Q_{\text{скв}} = Pl_{\text{вв}}, \quad (8.1.15)$$

где $Q_{\text{скв}}$ - масса скважинного заряда, кг;

P - вместимость 1 м скважины, кг.

$$P = 0,25\pi d^2 \rho_{\text{вв}}. \quad (8.1.16)$$

Линия сопротивления по подошве уступа (ЛНС) при наклонном расположении скважин:

$$W=b, \quad (8.1.17)$$

где W – ЛНС, м;

b – расстояние между рядами скважин, м.

Параметры сетки скважин при наклонном расположении скважин:

$$n = [A_{\text{БВР}} / b]; \quad (8.1.18)$$

где $b = a / m$;

$$m = 0,85 + 0,3d_e, \quad (8.1.19)$$

где n – число рядов скважин;

m – коэффициент сближения скважин;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

$A_{\text{БВР}}$ - ширина буровзрывной заходки, м.

$$a = Q_{\text{скв}} n [A_{\text{БВР}} q_{\text{нр}} (H + h_n)]^{-1}; \quad (8.1.20)$$

$$a = Q_{\text{скв}} n [A_{\text{БВР}} q_{\text{нр}} (H - h_n)]^{-1}, \quad (8.1.21)$$

где h_n, h_n - высота соответственно перебура и недобура, м.

$$h_n = l_n \sin \beta; \quad (8.1.22)$$

$$h_n = l_n \sin \beta.$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						76
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Расчёт элементов буровзрывных работ выполнен для условий взрывной подготовки вскрышных пород высотой уступа 15 метров, разрабатываемых экскаватором Liebherr R-9200, тип взрывчатого вещества Граммонит-79/21, схема короткозамедленного взрывания поперечная и приведён в таблице 8.3.

Таблица 8.3 - Результаты расчетов параметров БВР

Наименование показателей	Ед.изм.	Количество
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.Н. Протодяконову	-	7,5
Диаметр средней естественной отдельности	м	1,5
Категория пород по блочности	-	III
Диаметр скважины	мм	245
Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,64
Тип взрывчатого вещества	-	Граммонит-79/21
Плотность ВВ в скважине	т/м ³	900
Высота вскрышного уступа	м	17
Угол наклона скважин к горизонту	град	75
Длина перебура	м	2
Глубина скважины	м	19
Тип скважинного заряда	-	Рассредоточенный
Длина заряда включая воздушный промежуток	м	13
в т.ч. верхней части	м	3,5
нижней части	м	7,5
Длина воздушного промежутка	м	2
Длина забойки	м	6
Вместимость ВВ в 1м скважины	кг/м	42,4
Масса скважинного заряда	кг	466,4
Линия сопротивления по подошве уступа	м	5,5
Расстояние между рядами скважин	м	5,5
Расстояние между скважинами в ряду	м	6,5
Количество рядов скважин	шт	4
Ширина буровзрывной заходки	м	22
Ширина развала	м	44
Объём взрываемого блока	м ³	204000
Длина взрываемого блока	м	490
Расход ВВ на взрываемый блок	кг	122400
Схема короткозамедленного взрывания	-	Поперечная
Интервал замедления при короткозамедленном взрывании	мс	35
Количество скважин в одной группе замедления	шт	4
Заряд одной группы замедления	кг	1865,6
Количество групп замедления	шт	75
Выход породы с 1м скважины	м ³ /м	35,8

Расчёт производительности и необходимого количества буровых станков

Сменная производительность бурового станка, пог.м/смену определяется по формуле:

$$P_{\text{см.бур}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}}{T_o + T_B} \quad (8.1.23)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$T_{\text{пз}}$ – время на выполнение подготовительно – заключительных операций в течение смены ($T_{\text{пз}} = 0,5 \div 0,7$ ч);

$T_{\text{лн}}$ – время на личные надобности ($T_{\text{лн}} = 0,15 \div 0,3$ ч);

T_B – время на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 м скважины ($T_B = 0,04 \div 0,06$ ч);

T_o – время на выполнение основных операций, приходящихся на 1 м скважины, ч.

$$T_o = \frac{1}{v_b}, \quad (8.1.24)$$

где v_b – скорость бурения скважины (для DML Уб = 15 ÷ 18 м/ч).

$$T_o = \frac{1}{18} = 0,05.$$

$$P_{\text{см.бур}} = \frac{8-0,5-0,2}{0,05+0,04} \approx 81,111 \text{ пог.м/смену.}$$

Сменная производительность может быть рассчитана на основе опыта работы на угольных разрезах с учетом конкретных условий разработки, пог.м/смену:

$$P_{\text{см.бур}} = 65 - 0,56 \times \sigma_{\text{сж}} + 700 \times d - 3 \times d \times \sigma_{\text{сж}}, \quad (8.1.25)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности вмещающих пород, МПа;

d – диаметр скважины, м.

$$P_{\text{см}} = 65 - 0,56 \times 60 + 700 \times 0,216 - 3 \times 0,216 \times 60 \approx 143,72 \text{ пог.м/смену.}$$

Суточная производительность бурового станка, пог.м/сутки определяется по формуле:

$$P_{\text{сут.бур}} = P_{\text{см.бур}} \times n_{\text{см}}, \quad (8.1.26)$$

где $n_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в сутках.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		78

$$P_{\text{сум.бур.}} = 143,72 \times 2 = 287,44 \text{ пог.м/сут.}$$

Годовая производительность бурового станка, пог.м/год:

$$P_{\text{год.бур.}} = P_{\text{сум.бур.}} \times n_{\text{год}}, \quad (8.1.27)$$

где $n_{\text{год}}$ – количество рабочих дней в году.

$$P_{\text{год.бур.}} = 287,44 \times 357 = 102\,616,08 \text{ пог.м/год.}$$

Определяем рабочий парк буровых станков:

$$N_{\text{раб.бур.}} = \frac{V_{\text{бв}}}{P_{\text{год.бур.}} \times \eta}, \quad (8.1.28)$$

где $V_{\text{бв}}$ – годовой объем коренных пород, м³/год;

η – выход горной массы, м³/м.

$$\eta = \frac{a \times b \times H}{l_{\text{СКВ}}}, \quad (8.1.29)$$

$$\eta = \frac{6 \times 6 \times 10,8}{11,6} = 33,52 \text{ м}^3/\text{м.}$$

$$N_{\text{раб.бур.}} = \frac{5\,500\,000}{102\,616,08 \times 33,52} = 1,599 \text{ шт.}$$

Инвентарный парк буровых станков:

$$N_{\text{инв.бур.}} = N_{\text{раб.бур.}} \times f_{\text{б}}, \quad (8.1.30)$$

где $f_{\text{б}}$ – коэффициент резерва бурового станка ($f_{\text{б}} = 1,2 \div 1,25$)

$$N_{\text{инв.бур.}} = 1,599 \times 1,25 \rightarrow 2 \text{ шт.}$$

Массовые взрывы зарядов ВВ на карьерах необходимо производить в соответствии с требованиями «ЕПБ при ВР» и «Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности»[26].

Массовые взрывы выполняют по проектам, состоящим из технического расчёта и графического материала; таблицы параметров взрывных работ (таблица 8.4); распорядка проведения массового взрыва.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		79

Таблица 8.4 - Параметры буровзрывных работ

№ п/п	Параметры, показатели	Ед. изм.	Количество
			Высота уступа, м
			10
1	Средний диаметр естественной отдельности	м	1,2
2	Диаметр скважины	мм	216
3	Переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов	-	1,3
4	Рациональная степень взрывного дробления	-	1,56
5	Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,65
6	Масса скважинного заряда	кг	259
7	Число проходов экскаватора по развалу	шт	2
8	Среднее значение коэффициента разрыхления	-	1,3521
9	Средний диаметр куска взорванной горной массы	м	0,75
10	Тип ВВ	-	Нитронит
11	Тип бурового станка	-	DML
12	Выход горной массы с 1м скважины	м ³ /м	33,52

Организация проведения массового взрыва

Взрывчатые материалы на массовый взрыв выписывают по наряд-путевке на старшего взрывника и доставляют в соответствии с «ЕПБ при ВР»[10].

Доставленные ВВ размещают по скважинам в количестве и ассортименте согласно проекту массового взрыва.

Находящиеся на блоке ВМ и заряженные скважины необходимо охранять вооруженной охраной или проинструктированными рабочими при обязательном искусственном освещении в темное время суток.

После начала монтажа, перед осуществлением массового взрыва осуществляют вывод людей за пределы опасной зоны и выставление постов охраны этой зоны. Ответственный руководитель взрыва, получив письменные донесения лиц, ответственных за выполнение отдельных операций и убедившись в выполнении мероприятий, перечисленных в распорядке проведения массового взрыва, дает указание на взрыв.

При производстве массового взрыва обязательно применение звуковых сигналов, которые должны быть хорошо слышны на границах опасной зоны.

После выполнения взрыва ответственный руководитель организует осмотр взорванного блока с принятием мер, предотвращающих отравление газами проверяющего персонала.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		80

Допуск людей в карьер и к месту взрыва производят согласно порядку принятому на предприятии утвержденному техническим руководителем карьера, но после рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости. Контроль за наличием отказов после массового взрыва, их регистрацию и ликвидацию необходимо осуществлять в соответствии с требованиями «ЕПБ при ВР». После уборки породы из взорванного блока все технико-экономические показатели по взрыву подлежат систематическому анализу.

8.2 Выемочно-погрузочные работы

Экскавацию горной массы предусматривается осуществлять одноковшовыми гидравлическими и канатными экскаваторами. Транспортирование вскрышных пород осуществляется автомобильным транспортом. Полезные ископаемые предусматривается транспортировать автосамосвалами на промежуточный угольный склад и далее существующий технологический комплекс ж. д. станции Углепогрузочная ООО «Разрез Кийзасский», который расположен вблизи железнодорожной станции Мыски.

На карьерном поле «Урегольский» и «Урегольский 5-6» Урегольского каменноугольного месторождения исходя из горно-геологических условий разработки, физико-механических свойств горных пород и годовых объемов работ принято высокопроизводительное горное оборудование:

- при отработке угля предусматривается использовать экскаваторы Liebherr R984c, Volvo EC700 с погрузкой в автосамосвалы: БелАЗ-7555D, грузоподъемностью 55 т;
- при отработке коренных пород, навалов и наносов предусматривается использовать экскаваторы Komatsu PC2000, Komatsu PC1250, Liebherr R984, Volvo EC700, ЭКГ-18, ЭКГ-20 с погрузкой в автосамосвалы: БелАЗ-7555В, БелАЗ-7513 и БелАЗ-7530, грузоподъемностью 55, 130 и 220 т соответственно.
- буровыми станками Atlas Copco DML-1200 предусматривается обустраивать уступы по коренным породам.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		81

Основные конструктивные параметры выемочно-погрузочного оборудования приведены в таблице 8.5.

Таблица 8.5 - Конструктивные параметры выемочно-погрузочного оборудования

Наименование показателей		Экскаваторы
ЭКГ-20		
Вместимость ковша, м ³	20,0	
Высота черпания, м	17,3	
Радиус черпания, м	22,6	
Радиус черпания на уровне стояния, м	16,0	
Высота разгрузки, м	11,2	
Рабочая масса, т	700,0	
ЭКГ-18Р		
Вместимость ковша, м ³	18,0	
Высота черпания, м	15,7	
Радиус черпания, м	21,7	
Радиус черпания на уровне стояния, м	15,5	
Высота разгрузки, м	10,0	
Рабочая масса, т	710,0	
Liebherr R9250		
Вместимость ковша, м ³	13,0	
Высота черпания, м	16,0	
Радиус черпания, м	13,8	
Радиус черпания на уровне стояния, м	12,8	
Высота разгрузки, м	11,0	
Рабочая масса, т	254,0	

Продолжение таблицы 8.5

Liebherr R984 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	6,4	
Высота черпания, м	14,0	
Радиус черпания, м	14,1	
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,8	
Глубина копания, м	8,0	
Высота разгрузки, м	9,1	
Рабочая масса, т	125	
Volvo EC700 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	4,0	
Высота черпания, м	12,9	
Радиус черпания, м	13,8	
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,5	
Глубина копания, м	9,1	
Высота разгрузки, м	8,9	
Рабочая масса, т	70,0	
Komatsu PC2000 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	11,0	
Высота черпания, м	13,4	
Радиус черпания, м	15,8	
Радиус черпания на уровне стояния, м	15,3	
Глубина копания, м	9,2	
Высота разгрузки, м	8,6	
Рабочая масса, т	200,0	
Komatsu PC1250 «обратная лопата»		
Вместимость ковша, м ³	6,7	
Высота черпания, м	13,0	
Радиус черпания, м	14,1	
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,7	
Глубина копания, м	7,9	
Высота разгрузки, м	8,4	
Рабочая масса, т	100,6	


Технические характеристики принятого автомобильного оборудования представлены в таблице 8.6.

Таблица 8.6 - Технические характеристики принятого транспортного оборудования

Наименование показателей	Значение	Самосвал
БелАЗ-7555D		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	37,5	
Максимальная скорость, км/час	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	9,2/ 5,1 / 4,6	
БелАЗ-7555В		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	37,5	
Максимальная скорость, км/час	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	8,9/ 4,7/ 4,4	
БелАЗ-7513		
Грузоподъемность, т	130	
Допустимая полная масса, т	376,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1715 (2332)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	130,0	
Максимальная скорость, км/час	43,0	
Радиус поворота, м	15,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	13,4 /7,7 / 6,7	
БелАЗ-7530		
Грузоподъемность, т	220,0	
Допустимая полная масса, т	376,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1715 (2332)	
Вместимость платформы (с «шапкой»), м ³	130	
Максимальная скорость, км/час	43,0	
Радиус поворота, м	15,0	
Габаритные размеры, м: Длина/ширина/высота	13,4/7,7/6,7	

Технические характеристики бурового оборудования приведены в таблице 8.7

Таблица 8.7 - Технические характеристики бурового оборудования

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Atlas Copco DML-1200		
Диаметр долота, мм	190-270	
Максимальная глубина бурения, м	54,8	
Направление бурения к вертикали, градус	0-30	
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	9,1/10,7	
Частота вращения долота, об/мин	0-160	
Крутящий момент на вращателе, кН·м	12,2	
Усилие подачи, кН	272	
Эксплуатационная масса, т	50,0	

На отвальных работах при формировании бульдозерных ярусов предусматривается применение следующих бульдозеров Komatsu D-275A. На горных работах предусматривается применение следующих бульдозеров Komatsu D-375A. Технические характеристики бульдозеров приведены в таблице 8.8.

Таблица 8.8 - Технические характеристики бульдозеров

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Komatsu D275A		
Вместимость отвала, м ³	13,7	
Ширина отвала, мм	4 300	
Высота отвала, мм	2 000	
Мощность двигателя, кВт	306	
Эксплуатационная масса, т	45,0	
Komatsu D375A		
Вместимость отвала, м ³	18,5	
Ширина отвала, мм	5 100	
Высота отвала, мм	2 300	
Мощность двигателя, кВт	391	
Эксплуатационная масса, т	62,0	

Ширина рабочей площадки выбирается из условия размещения горно-транспортного, бурового и вспомогательного оборудования, транспортных коммуникаций, а также безопасного ведения всех основных и вспомогательных работ с обеспечением максимальной производительности оборудования (рисунок 8.3 - 8.4).

Без применения буровзрывных работ:

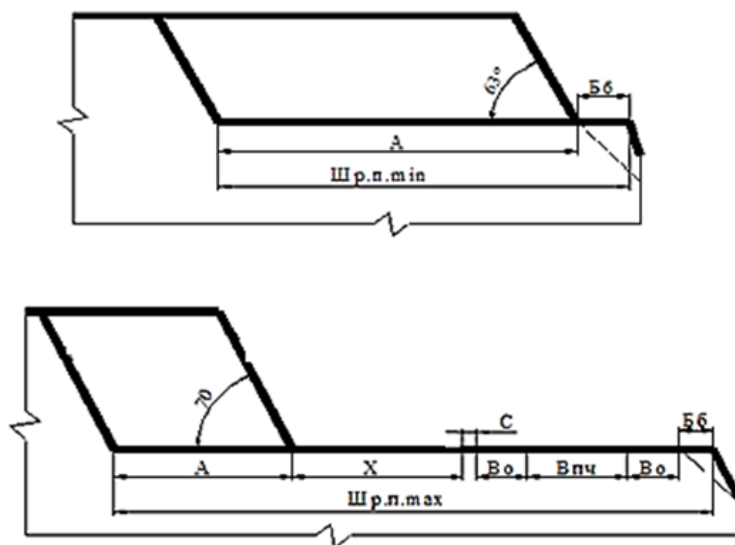


Рисунок 8.3 - Минимальная и максимальная ширина рабочей площадки без применения БВР

С применения буровзрывных работ:

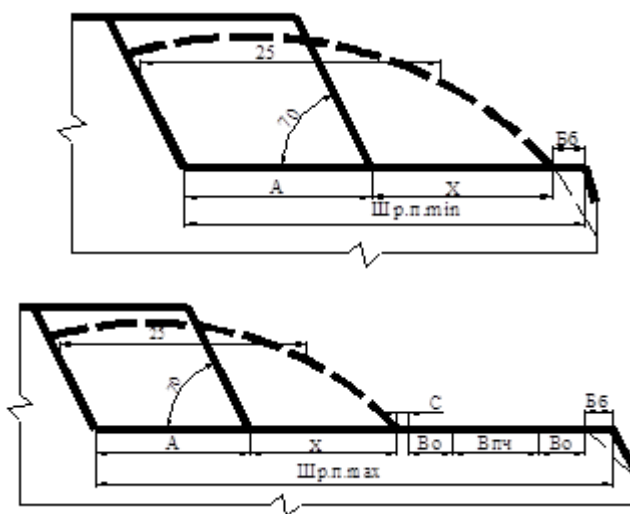


Рисунок 8.4 - Минимальная и максимальная ширина рабочей площадки с применением БВР

Определяем ширину рабочей площадки экскаватора Liebherr R-984 для вскрышных работ по формуле (для добычных работ экскаватор - Volvo EC700):

$$\text{Ш}_{\text{р.п.}} = V_p + T + \Pi + C + Z, \text{ м}; \quad (8.2.1)$$

где V_p - ширина развала взорванной породы, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

Π - полоса для размещения дополнительного оборудования, $\Pi = 6\text{ м}$;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		86

C - безопасное расстояние от нижней бровки уступа до транспортной полосы, $C = 3$ м;

Z - ширина призмы обрушения, м (принимается $1/3$ от высоты уступа).

Следует учесть, что ширина транспортной полосы T может строиться в пределах ширины развала взорванной породы B_p поэтому ее величина не будет входить в расчет ширины рабочей площадки, следовательно, формула будет иметь следующий вид:

$$\text{Ш}_{p.n} = B_p + \Pi + C + Z, \text{ м}; \quad (8.2.2)$$

$$\text{Ш}_{p.n} = 46,5 + 6 + 3 + 3 = 58,5 \text{ м.}$$

$$\text{Ш}_{p.n} = 62,1 + 6 + 3 + 3 = 74,1 \text{ м.}$$

При сквозном заезде рассчитываем по формуле 8.2.2 если его нет, то ширина транспортной полосы не учитывается по причине использования ширины развала и параллельной организации проезжей части.

Ширина развала после взрыва определяется по формуле:

$$B_p = A_{\text{зах}} \times \left(2 \times k_p \times \left(\frac{H_y}{H_p} \right) - 1 \right) \times 0,7, \text{ м}; \quad (8.2.3)$$

где k_p - коэффициент разрыхления породы (для условий Кузбасса принимается $k_p = 1,2 - 1,3$);

H_y - высота уступа, м (принимается при БВР - $1,5$ от максимальной высоты черпания экскаватора, при работе в наносах принимается равной максимальной высоте черпания принятого экскаватора);

H_p - высота уступа после разрыхления, м.

$$B_p = 20,55 \times \left(2 \times 1,2 \times \left(\frac{15}{8,5} \right) - 1 \right) \times 0,7 = 46,5 \text{ м.}$$

$$B_p = 27,4 \times \left(2 \times 1,2 \times \left(\frac{15}{8,5} \right) - 1 \right) \times 0,7 = 62,1 \text{ м.}$$

Высота уступа после разрыхления определяется по формуле:

$$H_p = 0,85 \times H_y, \text{ м}; \quad (8.2.4)$$

где H_y - высота уступа, м.

$$H_p = 0,85 \times 10 = 8,5 \text{ м.}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						87
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Если обработка уступа ведется нормальной или узкой заходкой, то расчет ширины заходки производится по формуле (8.2.5), если широкой заходкой расчет производится по формуле (8.2.6).

Ширина нормальной заходки по целику с применением БВР при автотранспорте определяется по формуле:

$$A_{\text{зах}} = 1,5 \times R_{\text{ч.у.}}, \text{ м}; \quad (8.2.5)$$

где $R_{\text{ч.у.}}$ - наибольший радиус черпания используемого экскаватора, м.

$$A_{\text{зах}} = 1,5 \times 13,7 = 20,55 \text{ м.}$$

Ширина широкой заходки по целику с применением БВР при автотранспорте определяется по формуле:

$$A_{\text{зах}} = 2 \times R_{\text{ч.у.}}, \text{ м}; \quad (8.2.6)$$

где $R_{\text{ч.у.}}$ - наибольший радиус черпания используемого экскаватора, м.

$$A_{\text{зах}} = 2 \times 13,7 = 27,4 \text{ м.}$$

Ширина транспортной полосы определяется по формуле:

$$T = 2 \times B_a + 3 \times C, \text{ м}; \quad (8.2.7)$$

где B_a - ширина автосамосвала, м;

C - безопасное расстояние, $C = 2-3$ метра согласно Единым Правилам Безопасности.

$$T = 2 \times 7 + 3 \times 3 = 23, \text{ м.}$$

Ширину призмы обрушения определяем по формуле:

$$Z = H_y \times (\text{ctg}\alpha_y - \text{ctg}\alpha), \text{ м}; \quad (8.2.8)$$

где H_y - высота уступа, м;

α - угол наклона уступа, град (для коренных пород 75-80°, наносы 45-65°);

α_y - устойчивый угол наклона уступа, град.

$$Z = 10 \times (0,26795 - 0,17632) = 0,9 \text{ м.}$$

В зависимости от значений углов, значения можно поменять местами для получения положительного результата.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		88

Рассчитываем высоту предохранительного вала, который располагается вне призмы возможного обрушения, либо только его половина находится в зоне возможного обрушения:

$$h_{\text{в}} = 0,5 \times d_{\text{а}}, \text{ м}; \quad (8.2.9)$$

где $d_{\text{а}}$ - диаметр колеса применяемого автотранспорта, м.

$$h_{\text{в}} = 0,5 \times 3,040 = 1,52 \text{ м.}$$

Ширину основания предохранительного вала определяем по формуле:

$$b_{\text{в}} = 2,7 \times h_{\text{в}}, \text{ м}; \quad (8.2.10)$$

$$b_{\text{в}} = 2,7 \times 1,52 = 4,1 \text{ м.}$$

где $h_{\text{в}}$ - высота предохранительного вала, м.

Ширина разрезной траншеи:

Для увеличения производительности экскаватора и скорости проведения траншей применяем автомобильный транспорт.

Минимальная ширина дна траншеи:

$$B_{\text{min}} = 2 \cdot (R_{\text{э}} + m), \text{ м} \quad (8.2.11)$$

где $R_{\text{э}}$ - радиус поворота кузова экскаватора, м;

m - минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой уступа, м (принимается 1-1,5 метра).

$$B_{\text{min}} = 2 \times (13,7 + 1,3) = 30 \text{ м.}$$

Нормальная ширина траншеи:

$$B_{\text{т}} = 2 \times R_{\text{ч.у.}}, \text{ м} \quad (8.2.12)$$

где $R_{\text{ч.у.}}$ - радиус черпания на уровне стояния, м.

$$B_{\text{т}} = 2 \times 13,7 = 27,4 \text{ м.}$$

Экскавационные машины являются, как правило, определяющими в комплексе горных и транспортных машин технологического потока. Поэтому выбор основного выемочно-погрузочного оборудования, от которого в значительной степени зависят технико-экономические показатели разработки месторождения, является важным этапом при проектировании карьера.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						89
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Выемочно-погрузочное оборудование принимается в первую очередь на основании обеспечения производственной мощности карьера и исключения простоев в работе, а также на основе минимизации потерь и засорения полезных ископаемых при добыче и погрузке путём принятия наиболее функционального и адаптированного для конкретных условий машин.

Основные технические характеристики выемочно-погрузочного оборудования приведены в таблице 8.9.

Таблица 8.9 - Техническая характеристика выбранного экскаватора

Показатели	Значения
Вскрыша	
Используемый тип и марка экскаватора	Liebherr R984
Вместимость ковша, м ³	7,0
Наибольшая высота черпания, м	13,9
Наибольшая глубина черпания, м	8,0
Наибольший радиус черпания, м	13,7
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,7
Наибольшая высота выгрузки, м	9,1
Теоретическая продолжительность цикла, сек	29
Добыча	
Используемый тип и марка экскаватора	Volvo EC700
Вместимость ковша, м ³	4,0
Наибольшая высота черпания, м	15,4
Наибольшая глубина черпания, м	9,1
Наибольший радиус черпания, м	13,0
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,0
Наибольшая высота выгрузки, м	10,4
Теоретическая продолжительность цикла, сек	25

Расчет производительности экскаватора:

Эксплуатационная производительность вскрышного экскаватора определяется по формуле:

$$Q_{\text{экспл}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{ц}}} \cdot \frac{k_{\text{нап}}}{k_{\text{раз}}} \cdot k_{\text{исп}}, \text{ м/час} \quad (8.2.13)$$

где E - емкость ковша, м³

$k_{\text{нап}}$ - коэффициент заполнения ковша, $k_{\text{нап}} = 0,95$;

$k_{\text{раз}}$ - коэффициент разрыхления горной массы;

$t_{ц}$ - время цикла, сек;

$k_{исп}$ - коэффициент использования оборудования во времени, $k_{исп} = 0,85$.

$$Q_{экспл} = \frac{3600 \times 7,0}{29} \times \frac{0,95}{1,3} \times 0,85 = 539,8 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Определяем сменную производительность вскрышного экскаватора по формуле:

$$Q_{см} = Q_{экспл} \cdot t_{см}, \text{ м}^3/\text{см} \quad (8.2.14)$$

где $t_{см}$ - продолжительность смены, $t_{см} = 8$ час.

$$Q_{см} = 539,8 \times 8 = 4318,4 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Определяем суточную производительность вскрышного экскаватора:

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см}, \text{ м}^3/\text{сутки}; \quad (8.2.15)$$

где $n_{см}$ - количество смен, $n_{см} = 3$ см.

$$Q_{сут} = 4318,4 \times 3 = 12\,955,2 \text{ м}^3/\text{сутки}.$$

Определяем месячную производительность вскрышного экскаватора:

$$Q_{мес} = Q_{сут} \cdot n_{рдн}, \text{ м}^3/\text{см}; \quad (8.2.16)$$

где $n_{рдн}$ - количество рабочих дней по вскрыше, $n_{рдн} = 30$ дней.

$$Q_{мес} = 12\,955,2 \times 30 = 388\,656 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Определяем годовую производительность вскрышного экскаватора:

$$Q_{год} = Q_{мес} \cdot N_{мес}, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (8.2.17)$$

где $N_{мес}$ - количество рабочих месяцев по вскрыше, $N_{мес} = 12$ мес.

$$Q_{год} = 388\,656 \times 12 = 4\,663\,872, \text{ м}^3/\text{год}.$$

Эксплуатационная производительность добычного экскаватора определяется:

$$Q_{экспл} = \frac{3600 \cdot E}{t_{ц}} \cdot \frac{k_{нап}}{k_{раз}} \cdot k_{исп}, \text{ м}^3/\text{час}; \quad (8.2.18)$$

где E - емкость ковша, м^3

$k_{нап}$ - коэффициент заполнения ковша, $k_{нап} = 0,95$;

$k_{раз}$ - коэффициент разрыхления горной массы;

$t_{ц}$ - время цикла, сек;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		91

$k_{исп}$ - коэффициент использования оборудования во времени, $k_{исп} = 0,85$.

$$Q_{экспл} = \frac{3600 \times 4,0}{25} \times \frac{0,95}{1,28} \times 0,85 = 363,4 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Определяем сменную производительность добычного экскаватора по формуле:

$$Q_{см} = Q_{экспл} \cdot t_{см}, \text{ м}^3/\text{см}; \quad (8.2.19)$$

где $t_{см}$ - продолжительность смены, $t_{см} = 8$ час.

$$Q_{см} = 363,4 \times 8 = 2907,2, \text{ м}^3/\text{см.}$$

Определяем суточную производительность добычного экскаватора:

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см}, \text{ м}^3/\text{сутки}; \quad (8.2.20)$$

где $n_{см}$ - количество смен, $n_{см} = 3$ см.

$$Q_{сут} = 2907,2 \times 3 = 8721,6 \text{ м}^3/\text{сутки.}$$

Определяем месячную производительность добычного экскаватора:

$$Q_{мес} = Q_{сут} \cdot n_{рдн}, \text{ м}^3/\text{см}; \quad (8.2.21)$$

где $n_{рдн}$ - количество рабочих дней по добыче, $n_{рдн} = 30$ дней.

$$Q_{мес} = 8721,6 \times 30 = 261648 \text{ м}^3/\text{см.}$$

Определяем годовую производительность добычного экскаватора:

$$Q_{год} = Q_{мес} \cdot N_{мес}, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (8.2.22)$$

где $N_{мес}$ - количество рабочих месяцев по добыче, $N_{мес} = 12$ мес.

$$Q_{год} = 261648 \times 12 = 3139776 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Полученные данные сводим в таблицу 8.10.

Таблица 8.10 - Производительность экскаваторов

Вид работ	Тип оборудования	Производительность, м ³		
		сменная	месячная	годовая
Вскрыша	Liebherr R984C	4 318,4	388 656	4 663 872
Добыча	Volvo 460	1 090,1	98 111,3	1 177 335

Определение необходимого количества выемочно-погрузочных машин на добычных работах:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		92

$$N_{э,д} = \frac{P_d}{Q_{год}}, \text{ шт}; \quad (8.2.23)$$

где P_d - производственная мощность разреза по добыче;

$Q_{год}$ - годовая производительность добычного экскаватора, м³/год;

$$N_{э,д} = \frac{1\,000\,000}{1\,177\,335} = 0,8 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 добычной экскаватор.

Принятые углы откосов рабочих уступов и значения ширины призмы возможного обрушения при нагрузке уступов горно-выемочным оборудованием представлены в таблице 8.11.

Таблица 8.11 - Принятые углы откосов рабочих уступов и значения ширины призмы возможного обрушения

Высота уступа, подступа, м	Угол откоса уступа, град	Ширина призмы возможного обрушения при нагрузке уступов горным оборудованием, м		
		Комatsu PC1250 «обратная лопата», ЭКГ-20, Liebherr R9250 «прямая лопата», Volvo EC700 «обратная лопата»	Liebherr R984 (отработка коренных пород)	БелАЗ 7555В, БелАЗ 7555D
Четвертичные отложения				
5	65	0	-	0
10	63	2,5	-	1,5
15	55	3,7	-	3,2
Взорванные коренные породы				
5	60	2,0	3,4	2,7
10	55	3,4	4,5	4,4
15	53	4,8	5,9	6,3
Выветрелые коренные породы				
5	77	0,0	0,0	0,0
10	74	0,0	0,0	0,0
15	70	0,4	1,6	0,4
Невыветрелые коренные породы				
5	80	0,0	0,0	0,0
10	76	0,0	0,0	0,0
15	73	0,0	0,0	0,0
Уголь				
3	70	2,4	-	2,4
5	70	2,4	-	2,4
7	65	2,9	-	2,9
10	62	3,6	-	3,6

В процессе эксплуатации параметры уступов и предохранительных берм должны уточняться по результатам исследований физико-механических свойств горных пород.

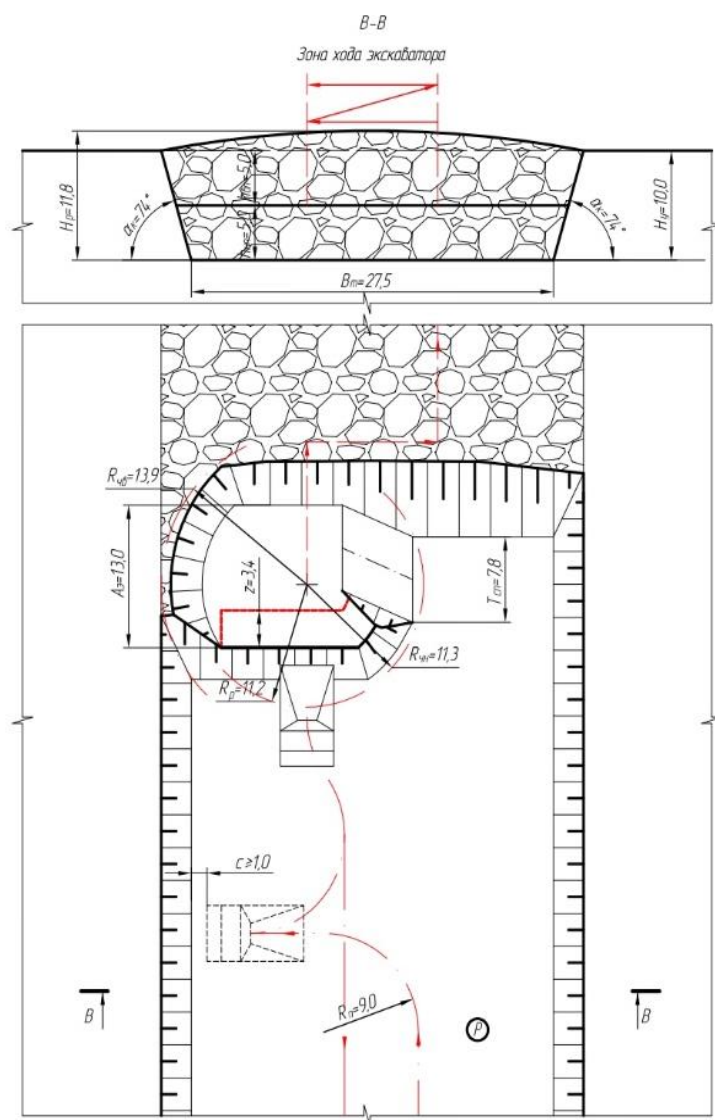


Рисунок 8.5 - Технологическая схема проходки разрезной траншеи по взорванным коренным породам экскаватором Liebherr R984.

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

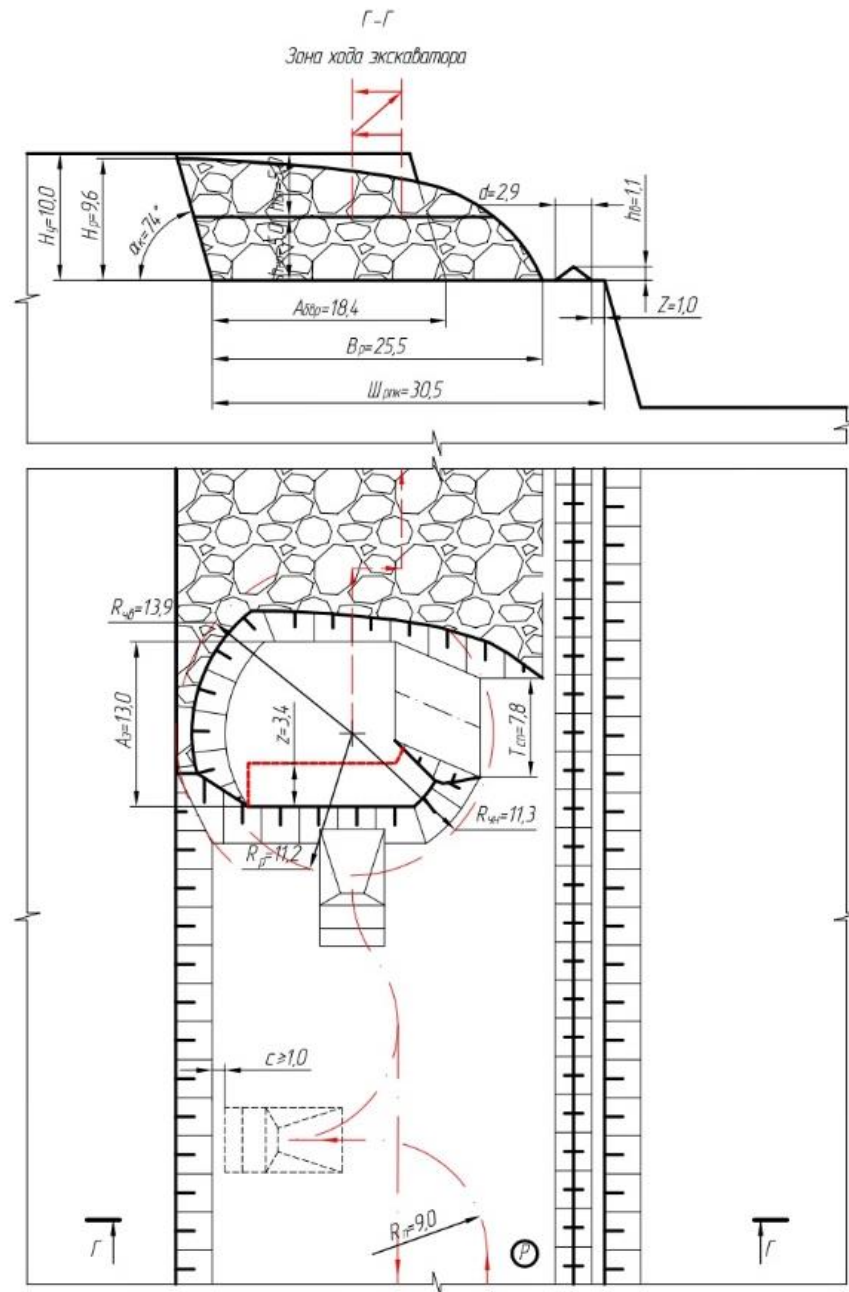


Рисунок 8.6 - Технологическая схема обработки вскрышного уступа по взорванным коренным породам торцевым забоем экскаватором Liebherr R984.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		95

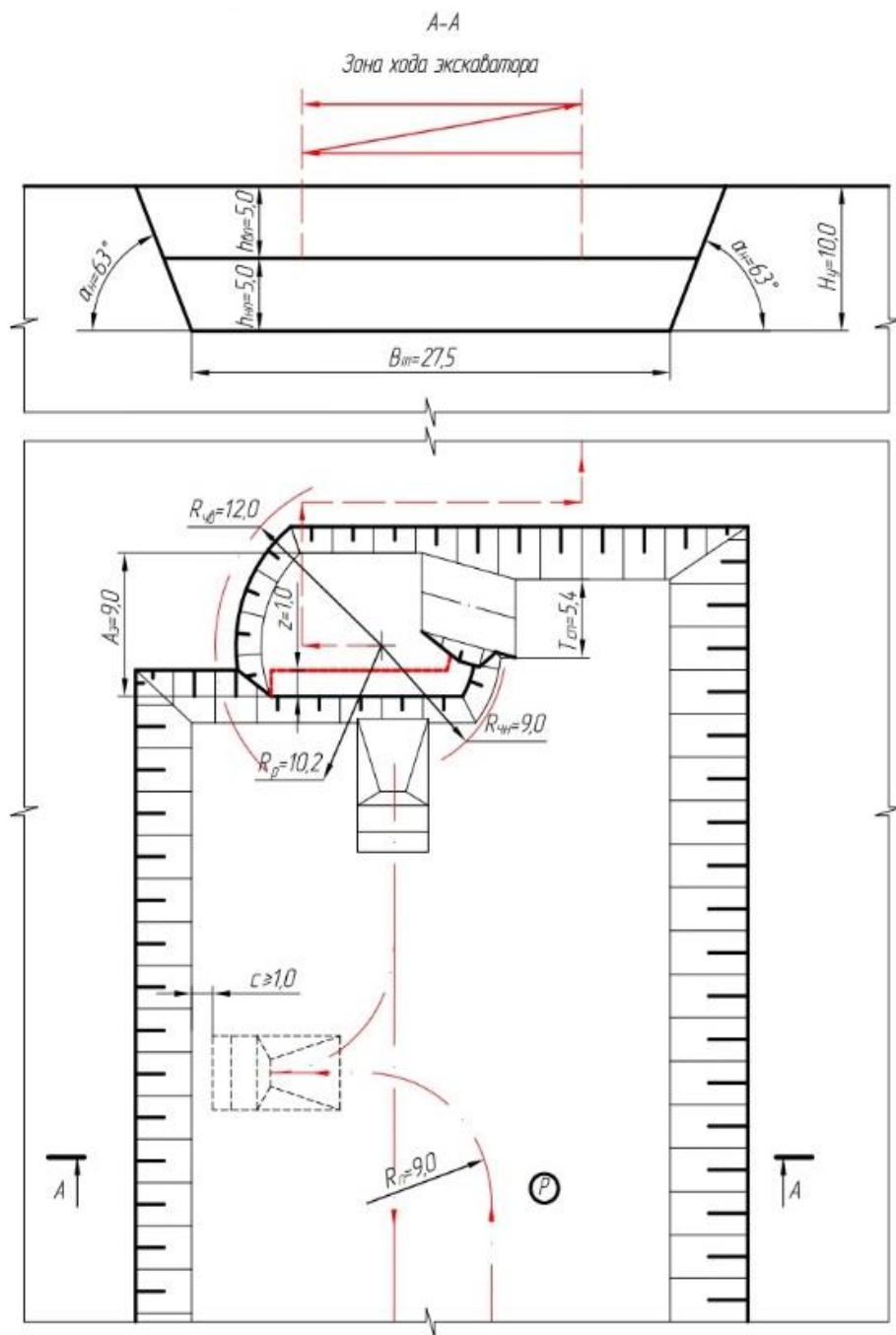


Рисунок 8.7 - Технологическая схема проходки разрезной траншеи по четвертичным отложениям экскаватором Liebherr R984.

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

96

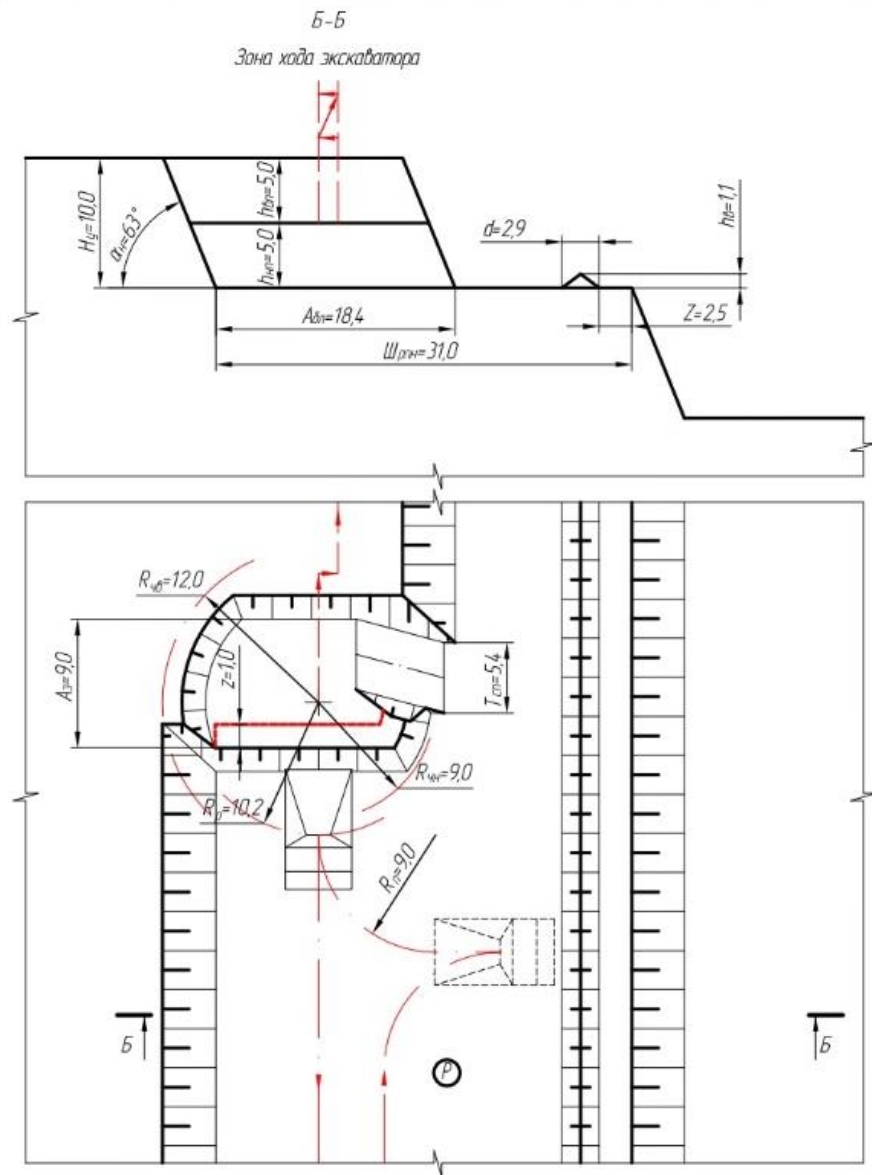


Рисунок 8.8 - Технологическая схема обработки вскрышного уступа по четвертичным отложениям торцевым забоем экскаватором Liebherr R984.

8.3 Перемещение карьерных грузов

Средством технологических перевозок, исходя из условия обеспечения высокой производительности, приняты автосамосвалы следующих марок: БелАЗ-7555В; БелАЗ-7555D; БелАЗ-7513; БелАЗ-7530.

Принятое горнотранспортное оборудование является условным и в любой момент при эксплуатации предприятия может быть заменено на аналогичное оборудование других марок.

Технические характеристики автосамосвалов представлены в таблице 8.12.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		97

Таблица 8.12 - Технические характеристики автосамосвалов

Наименование показателя	Значение	Общий вид
БелАЗ-7555D		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы, м³:	-	
- геометрическая;	50,0	
- с «шапкой» (2:1)	57,9	
Максимальная скорость, км/ч	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м:	-	
- длина	9,2	
- ширина	5,1	
- высота	4,6	
БелАЗ-7555В		
Грузоподъемность, т	55,0	
Допустимая полная масса, т	95,5	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	522 (699)	
Вместимость платформы, м³:	-	
- геометрическая;	28,0	
- с «шапкой» (2:1)	37,5	
Максимальная скорость, км/ч	55,0	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м:	-	
- длина	8,9	
- ширина	4,7	
- высота	4,4	
БелАЗ-7513		
Грузоподъемность, т	130,0	
Допустимая полная масса, т	243,1	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1194 (1600)	
Вместимость платформы, м³:	-	
- геометрическая;	45,5	
- с «шапкой» (2:1)	71,2	
Максимальная скорость, км/ч	45,0	
Радиус поворота, м	13,0	
Габаритные размеры, м:	-	
- длина	11,5	
- ширина	6,4	
- высота	5,7	

Продолжение таблицы 8.12

БелАЗ-7530	
Грузоподъемность, т	220,0
Допустимая полная масса, т	376,1
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	1715 (2332)
Вместимость платформы, м ³ :	-
- геометрическая;	92,0
- с «шапкой» (2:1)	130,0
Максимальная скорость, км/ч	43,0
Радиус поворота, м	15,0
Габаритные размеры, м:	-
- длина	13,4
- ширина	7,7
- высота	6,7



Расчет производительности принятых моделей автосамосвалов представлен в таблице 8.14.

Таблица 8.14

Наименование показателя	Ед. изм.	БелАЗ-7530		БелАЗ-7513			БелАЗ-7555В			БелАЗ-7555D						
		ЭКГ-18	ЭКГ-20	R9250 (прямая)	R9250 (обратная)		Liebherr R984	Hyundai R500	Hyundai R800		Volvo EC700		Liebherr R984		Volvo EC700	
		коренные	коренные	четверт.	коренные	навалы	четверт.	коренные	коренные	четверт.	коренные	четверт.	коренные	коренные	уголь	уголь
Грузоподъемность автосамосвала	т	220,0	220,0	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0	55,0	55,0	55,0	55,0	55,0	55,0	55,0	55,0
Геометрическая емкость кузова (с шапкой)	м ³	130	130,0	71,2	71,2	71,2	71,2	71,2	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	57,9	57,9
Плотность породы в целике	т/м ³	2,6	2,60	1,99	2,60	1,86	1,99	2,6	2,60	1,99	2,6	1,99	2,60	2,60	1,55	1,55
Погрузка автосамосвала осуществляется по:	-	груз.	груз.	вмест.	вмест.	вмест.	вмест.	вмест.	груз.	вмест.	груз.	вмест.	груз.	груз.	груз.	груз.
Вместимость кузова автосамосвала в целике	м ³	86,6	86,6	56,9	47,4	56,9	56,9	47,4	22,2	26,6	22,2	26,6	22,2	22,2	42,8	42,8
Среднее расстояние транспортирования	км	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Высота подъема автосамосвала в грузовом направлении	м	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Высота спуска автосамосвала в грузовом направлении	м	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

99

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата
-----	------	-------------	---------	------

Коэффициент приведения расстояния подъема	-	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	
Коэффициент приведения расстояния спуска	-	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0
Количество поворотов с углом более 150 град	шт	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	2,0	2,0
Приведенное расстояние транспортирования	км	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4
Скорость движения	км/ч	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
Время смены:	мин	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0	720,0
– подготовительные операции	мин	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0
– подчистка подъездов к экскаваторам	мин	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
– личные надобности	мин	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
– обед	мин	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
Сменное рабочее время	мин	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0	610,0
Время установки автосамосвала под погрузку	мин	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
Время установки автосамосвала под разгрузку	мин	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
Время погрузки автосамосвала	мин	5,5	4,9	3,2	3,9	3,3	3,3	3,4	2,6	5,3	5,6	3,2	3,4	3,2	4,1	4,7						
Время разгрузки	мин	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Регламентированные перерывы	мин	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
Время движения автосамосвала в двух направлениях	мин	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6	17,6
Продолжительность рейса	мин	26,2	25,6	23,9	24,6	24,0	24,0	24,1	23,3	26,0	26,3	23,9	24,1	23,9	24,8	25,4						
Количество рейсов в смену	шт	27	28	30	29	30	30	30	31	28	27	30	30	30	29	28						

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

100

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата
-----	------	-------------	---------	------

Сменная техническая производительность автосамосвала	м³	1985,5	2059,0	1494,4	1167,3	1494,4	1494,4	1207,5	584,4	652,0	509,0	698,6	565,5	565,5	1054,0	1017,6
Коэффициенты, учитывающие:	-	0,85	0,85	0,88	0,85	0,88	0,88	0,85	0,85	0,88	0,85	0,88	0,85	0,85	0,85	0,85
- климатические условия	-	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950
- взрывные работы	-	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970	0,970
- орошение забоя	-	0,970	0,970	1,000	0,970	1,000	1,000	0,970	0,970	1,000	0,970	1,000	0,970	0,970	0,970	0,970
- расстояние транспортирования до 5км (>5км)	-	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950	0,950
Количество смен в сутки	см	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Суточная техническая производительность автосамосвала	м³	3971,0	4118,1	2988,7	2334,5	2988,7	2988,7	2415,0	1168,8	1304,0	1018,0	1397,2	1131,1	1131,1	2108,0	2035,3
Среднегодовое время ремонта и ТО (а так же перегоны и метеоусловия)	сут	102,0	102,0	82,0	82,0	82,0	82,0	82,0	69,0	69,0	69,0	69,0	69,0	69,0	69,0	69,0
Количество рабочих дней в году	сут	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0	353,0
Количество дней чистой работы автосамосвала	сут	251,0	251,0	271,0	271,0	271,0	271,0	271,0	284,0	284,0	284,0	284,0	284,0	284,0	284,0	284,0
Годовая техническая производительность автосамосвала	тыс. м³	1401,8	1453,7	1055,0	824,1	1055,0	1055,0	852,5	412,6	460,3	359,3	493,2	399,3	399,3	744,1	718,5
Сменная эксплуатационная производительность автосамосвала	м³/см	1691,4	1764,9	1295,1	1006,3	1245,3	1245,3	1006,3	490,1	535,6	433,6	582,2	471,3	490,1	908,6	872,3
Суточная эксплуатационная	м³/сут	3382,7	3529,8	2590,2	2012,5	2490,6	2490,6	2012,5	980,3	1071,2	867,2	1164,3	942,6	980,3	1817,2	1744,5
Годовая эксплуатационная производительность автосамосвала	тыс. м³	849,1	886,0	701,9	545,4	674,9	674,9	545,4	278,4	304,2	246,3	330,7	267,7	278,4	516,1	495,4

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата
-----	------	-------------	---------	------

ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ

Лист

101

Конструкция дорожного полотна принята с учетом технической категории дороги, ее назначения, интенсивности движения и представлена на рисунке 8.9 [1].

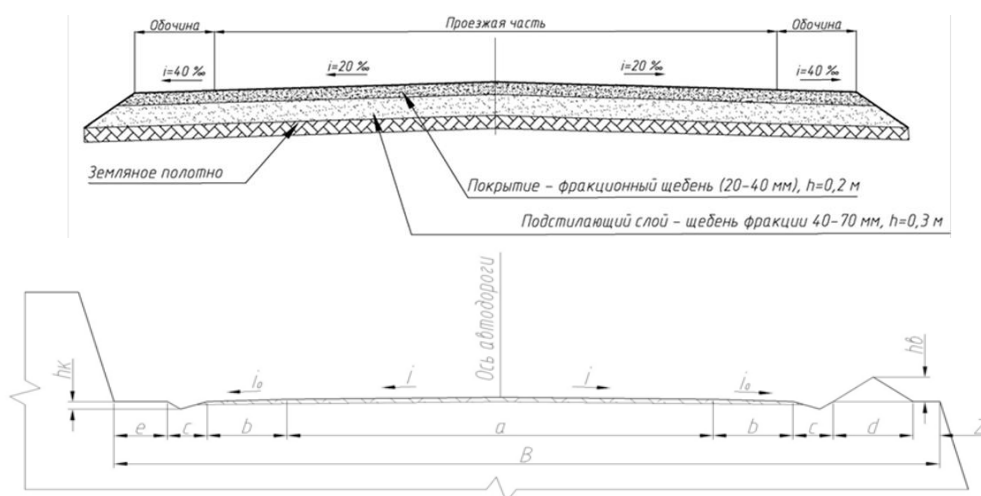


Рисунок 8.9 - Конструктивный профиль автодороги

Расчёт автомобильного транспорта производим на примере работы экскаватора Liebherr R984 с автосамосвалами БелАЗ-7555D при дальности транспортирования породы 2,0 км от забоя экскаватора, до внешнего автоотвала и 5,0 км до перегрузочного пункта.

Основными характеристиками являются грузоподъемность, объем кузова, снаряженная масса и скорость движения. Основные технические характеристики указаны в таблице 8.15.

Таблица 8.15 - Техническая характеристика выбранного для расчета карьерного автосамосвала

Показатели	Вскрыша	Добыча
Марка автосамосвала	БелАЗ-7555	БелАЗ-7555
Грузоподъемность, т	55	55
Вместимость кузова, м ³	32,3	32,3
Основные размеры, м:		
длина	8,89	8,89
ширина	5,30	5,30
Основные размеры, м ³		
высота	4,56	4,56
Минимальный радиус разворота, м	9	9
Максимальная скорость, км/ч	55	55
Диаметр колеса, м	2,160	2,160

Время рейса автосамосвала определяем по формуле:

$$T_p = t_n + t_{дв} + t_p + t_m + t_0, \text{ мин;} \quad (8.3.1)$$

где t_n - время погрузки автосамосвала, мин;

$t_{дв}$ - время движения груженого и порожнего автосамосвала, мин;

t_p - время разгрузки, $t_p = 2,5$ мин;

t_m - время маневров при погрузке и разгрузке, $t_m = 2,5$ мин;

t_0 - время простоя в ожидании погрузки и разгрузки, мин;

$$T_p = 3,1 + 7 + 2,5 + 2,5 + 2,7 = 17,8, \text{ мин}$$

Определяем время погрузки автосамосвала по формуле:

$$t_n = \frac{t_{ц} \cdot n_k}{60} = \frac{29 \times 6,4}{60} = 3,1 \text{ мин;} \quad (8.3.2)$$

Где $t_{ц}$ - продолжительность рабочего цикла экскаваторов;

n_k - число ковшей, загружаемых в кузов автосамосвала.

Число ковшей, загружаемых в кузов автосамосвала по условиям обеспечения оптимальной производительности количество ковшей должно быть не более 10 шт., если это условие не выполняется необходимо заменить марку автотранспорта:

$$n_k = \frac{V_k \cdot k_p}{E_k \cdot k_n}, \text{ шт;} \quad (8.3.3)$$

где E_k - объем ковша экскаватора, м^3 ;

V_k - вместимость платформы автосамосвала (техническая характеристика, м^3);

k_n - коэффициент наполнения, $k_n = 0,98$;

k_p - коэффициент разрыхления транспортируемой породы (1,35-1,5);

$$n_k = \frac{32,3 \times 1,35}{7 \times 0,98} = 6,4 \text{ шт.}$$

Определяем время движения, груженого и порожнего автосамосвала по формуле:

$$t_{дв} = \frac{60 \cdot L}{V_{гр}} + \frac{60 \cdot L}{V_{пор}}, \text{ мин;} \quad (8.3.4)$$

где $V_{гр}$ - скорость автосамосвала в груженом состоянии, $V_{гр} = 30$ км/ч;

$V_{пор}$ - скорость автосамосвала в порожнем состоянии, $V_{пор} = 40$ км/ч;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						103
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

L - длина транспортирования, км.

$$t_{дв} = \frac{60 \cdot 2}{30} + \frac{60 \cdot 2}{40} = 7,0 \text{ мин};$$

Определяем время простоя в ожидание погрузки и разгрузки по формуле:

$$t_0 = 0,5 \cdot (t_n + t_p), \text{ мин}; \quad (8.3.5)$$

Где t_n - время погрузки автосамосвала, мин;

t_p - время разгрузки, $t_p = 2,5$ мин.

$$t_0 = 0,5 \cdot (2,9 + 2,5) = 2,7 \text{ мин};$$

Определяем сменную производительность автосамосвала по формуле:

$$Q_{см} = \frac{60 \cdot T \cdot V_k \cdot k_{ис}}{T_p}, \text{ т/см}; \quad (8.3.6)$$

$$Q_{см} = \frac{60 \cdot 8 \cdot 32,3 \cdot 0,95}{17,6} = 836,9 \frac{\text{т}}{\text{см}}.$$

где T - время длительности смены, T = 8ч;

V_k - геометрический объем кузова с шапкой (определяется как вместимость платформы автосамосвала, м³ 1,15);

$k_{ис}$ - коэффициент использования, $k_{ис} = 0,95$;

T_p - время рейса самосвала, мин.

$$T_p = 60 \cdot \left(\frac{l_{з.гр.}}{V_{з.гр.}} + \frac{l_{п.гр.}}{V_{п.гр.}} + \frac{l_{п.п.гр.}}{V_{п.п.гр.}} + \frac{l_{п.о.гр.}}{V_{п.о.гр.}} + \frac{l_{о.гр.}}{V_{о.гр.}} + \frac{l_{о.п.}}{V_{о.п.}} + \frac{l_{п.о.п.}}{V_{п.о.п.}} + \frac{l_{п.п.п.}}{V_{п.п.п.}} + \frac{l_{п.п.}}{V_{п.п.}} + \frac{l_{з.п.}}{V_{з.п.}} \right) + 2t_m + t_{п.а.}, \text{ мин}; \quad (8.3.7)$$

где $l_{з.гр(п)}$, $l_{п.гр(п)}$, $l_{п.п.гр(п)}$, $l_{п.о.гр(п)}$, $l_{о.гр(п)}$ - расстояния элементов трассы движения автосамосвалов с грузом (гр.) без груза (п - порожних) по забойным дорогам (з), по подъему (спуску) в наклонной въездной траншее (п), по поверхностным горизонтальным дорогам (п.п), по подъему (спуску) на отвал (о) и по отвалу (по), км;

$V_{з.гр(п)}$, $V_{п.гр(п)}$, $V_{п.п.гр(п)}$, $V_{п.о.гр(п)}$, $V_{о.гр(п)}$ - скорости движения самосвалов в грузовом (гр.) и порожнем (п) направлениях в забое, траншее, на поверхности, при подъеме на отвал и по отвалу, км/час;

$$T_p = 60 \cdot \left(\frac{0,3}{14,71} + \frac{0,5}{11,0} + \frac{0,725}{32,19} + \frac{0,375}{11,0} + \frac{0,1}{12,45} + \frac{0,1}{17,45} + \frac{0,375}{16,0} + \frac{0,725}{37,19} + \frac{0,5}{16,0} + \frac{0,3}{19,71} \right) + 2 \times 0,6 + 2,9 = 17,6 \text{ мин};$$

t_m - нормируемое время для маневров самосвала в забое для установки под погрузку и на отвале для разворота к верхней бровке отвала и разгрузки самосвала (0,6 - 1 мин);

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		104

$t_{п.а}$ – время погрузки автосамосвала, мин:

$$t_{п.а} = \frac{V_a \cdot T_{ц}}{60 \cdot E_k \cdot K_3}, \text{ мин}; \quad (8.3.8)$$

$$t_{п.а} = \frac{24,8 \cdot 29}{60 \cdot 7 \cdot 0,59} = 2,9 \text{ мин}$$

где V_a – вместимость кузова автосамосвала в плотном теле, м³:

$$V_a = \frac{V_{г}}{K_p}, \text{ м}^3 \quad (8.3.9)$$

$$V_a = \frac{32,3}{1,3} = 24,8 \text{ м}^3.$$

где $V_{г}$ – геометрическая вместимость кузова автосамосвала (из технических характеристик), м³;

K_p – коэффициент разрыхления породы в кузове самосвала;

$T_{ц}$ – время рабочего цикла экскаватора (из технических характеристик), сек.;

E_k – геометрическая вместимость ковша экскаватора, (из технических характеристик) м³;

K_3 – коэффициент экскавации (для угля $K_3 = 0,83$; для пород $K_3 = 0,59$).

Расстояния по элементам трассы движения автосамосвала принимаются по нормам технологического проектирования следующие: $l_3 = 0,3$ км (по нормам ≤ 300 м); $l_{п} = 0,5$ км (при подъеме на высоту 3-4 уступов); $l_{п.о.} = 0,375$ км (при подъеме на 1 ярус в 30м); $l_o = 0,1$ км (по нормам ≤ 100 м); тогда $l_{п.п.}$ для транспортирования породы на расстояние в 2 км составит: 0,725 км, а угля (5 км) – 3,725 км.

В соответствии с нормами выработки для предприятий горнодобывающей промышленности среднерейсовые (расчетные) скорости движения автосамосвалов с грузом по приведенному пути, км/ч, составят: $V_{з.гр} = 14,71$ км/ч; $V_{п.гр} = 11,0$ км/ч; $V_{п.п.} = 32,19$ км/ч; $V_{п.о.гр} = 11,0$ км/ч; $V_{о.гр} = 12,45$ км/ч. В порожнем направлении при движении без груза скорости принимаются на 5км/час больше [1].

Определяем годовую производительность автосамосвала по формуле:

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{рд}, \text{ т/год}; \quad (8.3.10)$$

где $Q_{см}$ - сменная производительность самосвала, т/см;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		105

$n_{см}$ - количество смен в сутки, $n_{см} = 3$ см;

$N_{рд}$ - среднее количество рабочих дней в году, $N_{рд} = 357$ дней.

$$Q_{год} = 836,9 \times 3 \times 357 = 896\,319,9 \text{ т/год.}$$

Определяем число автосамосвалов для бесперебойной работы экскаватора в смену по формуле:

$$N = \frac{Q_{год.экскаватора}}{Q_{год.автосамосвала}}, \text{ шт;} \quad (8.3.11)$$
$$N = \frac{3\,585\,200}{896\,319,9} = 3,99 \text{ шт.}$$

где $Q_{год.экскаватора}$ - годовая производительность экскаватора;

$Q_{год.автосамосвала}$ - годовая производительность автосамосвала.

8.4 Отвалообразование

На предприятии принят бульдозерный способ отвалообразования. Разгрузка автосамосвалов осуществляется как периферийным, так и площадным способом. Планирование поверхности отвала в зоне разгрузки автосамосвалов осуществляется бульдозерами.

Для безопасного ведения работ отвальный фронт разделяется на 3 отдельных участка (не менее 50 м каждый): зона планирования, зона разгрузки и резервная зона. На каждом из этих участков попеременно производится отсыпка породы автосамосвалами и осуществляются планировочные работы бульдозерной техникой. Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2-3 суток, перерыв для осадки пород составляет 4 - 6 суток. Такой порядок отсыпки предотвращает внезапное разрушение отвальных ярусов. Кроме того, в целях безопасного ведения отвалообразования, разгрузочной площадке придается поперечный уклон не менее 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов [10].

По всему фронту в зоне разгрузки должна быть сформирована в соответствии с паспортом породная отсыпка (предохранительный вал) высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности. Внутренняя бровка ограничительного вала должна располагаться вне призмы

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						106
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

возможного обрушения яруса отвала. Запрещается наезжать на предохранительный вал.

Технологическая схема бульдозерного отвалообразования приведена на рисунке 8.10.

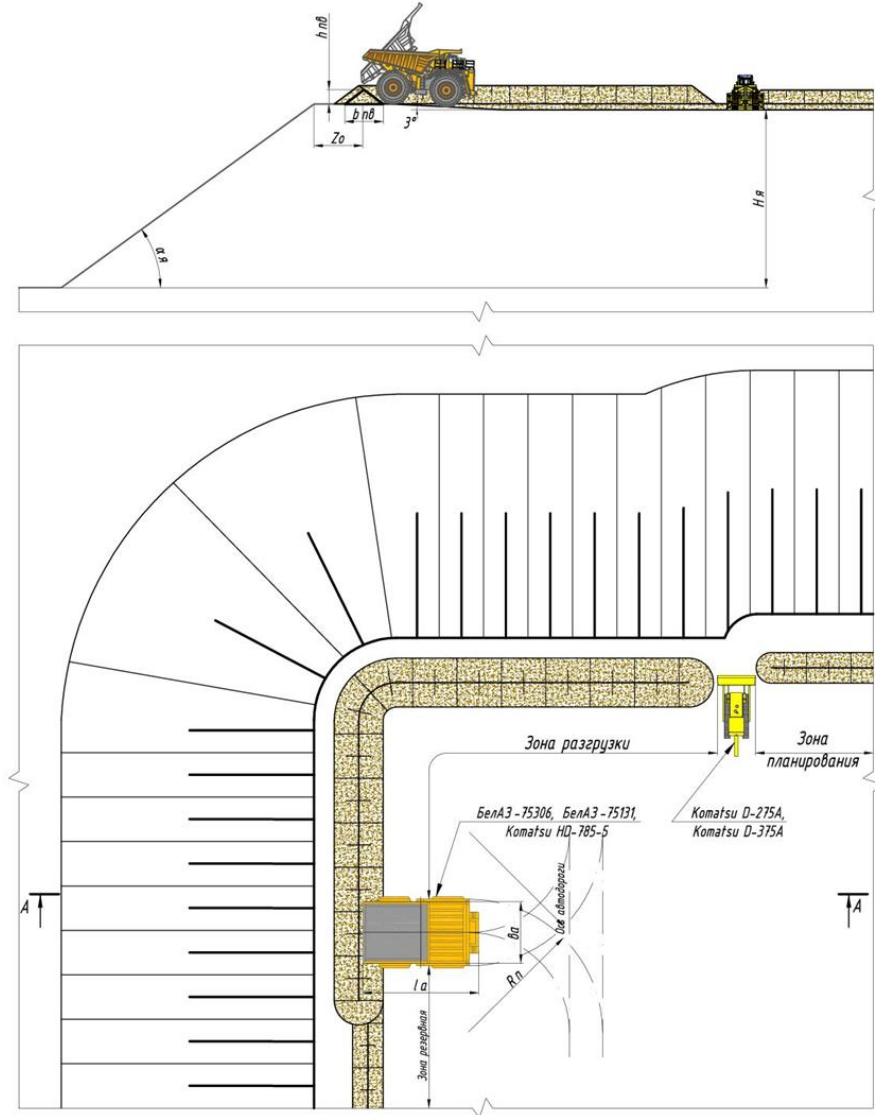


Рисунок 8.10 – Схема бульдозерного отвалообразования

В качестве основного отвального оборудования на разрезе Кийзасский будут применяться бульдозеры Shantui SD32, Komatsu D375A, Caterpillar D9R и D10T.

Технические характеристики применяемых бульдозеров представлены в таблице 8.16.

Все представленные модели оборудования имеют сертификаты и/или декларации соответствия техническим регламентам.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		107

Таблица 8.16 - Технические характеристики бульдозеров

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Shantui SD32		
Вместимость отвала, м ³	11,0	
Ширина отвала, мм	4 300	
Высота отвала, мм	1 600	
Мощность двигателя, л.с.	360	
Эксплуатационная масса, т	37,2	
CAT D10T		
Вместимость отвала, м ³	18,5	
Ширина отвала, мм	4 900	
Высота отвала, мм	2 100	
Мощность двигателя, л.с.	580	
Эксплуатационная масса, т	65,4	
CAT D9R		
Вместимость отвала, м ³	13,5	
Ширина отвала, мм	4 300	
Высота отвала, мм	1 900	
Мощность двигателя, л.с.	410	
Эксплуатационная масса, т	48,8	
Komatsu D375A		
Вместимость отвала, м ³	18,5	
Ширина отвала, мм	4 700	
Высота отвала, мм	2 200	
Мощность двигателя, л.с.	645	
Эксплуатационная масса, т	71,6	

Для исключения незапланированных простоев горно-транспортного оборудования (аварийный ремонт, метеоусловия и т.д.), предусмотрено применение бульдозеров Komatsu D275A-5 и Komatsu WD600.

Таблица 8.17 - Технические характеристики эксплуатации бульдозеров

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Komatsu D275A-5		
Вместимость отвала, м ³	13,7	
Ширина отвала, мм	4 300	
Высота отвала, мм	1960	
Мощность двигателя, л.с.	417	
Эксплуатационная масса, т	50,9	
Komatsu WD600		
Вместимость отвала, м ³	8	
Ширина отвала, мм	5100	
Высота отвала, мм	1470	
Мощность двигателя, л.с.	530	
Эксплуатационная масса, т	48,1	

Работа оборудования на отвале, для обеспечения безопасности, должна производиться за пределами призмы возможного обрушения. Значения ширины призмы возможного обрушения для ненагруженного и нагруженного яруса отвала представлены в таблице 8.18.

Таблица 8.18 - Принятые параметры призмы возможного обрушения ярусов отвалов

Высота яруса, м	Призма возможного обрушения ненагруженного яруса отвала, м	Ширина призмы возможного обрушения, м	
		БелАЗ-7555	Komatsu PC1250 «обратная лопата», ЭКГ-20, Liebherr R9250 «прямая лопата», Volvo EC700 «обратная лопата»
30	1,0	2,7	2,7

Средняя скорость продвижения фронта отвальных работ определяется по формуле:

$$V_{от} = \frac{V_{от}^Г}{L_{ф} \times H_{от}}, \frac{м}{год}; \quad (8.4.1)$$

где $V_{от}^Г$ - средний годовой объем пород складированных в отвал с учетом коэффициента разрыхления, м³/год;

$L_{ф}$ - средняя длина фронта отвальных работ, м;

$H_{от}$ - высота отвального яруса, м.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		109

$$V_{от} = \frac{9\,900\,000}{950 \times 30} = 347,4 \frac{\text{м}}{\text{год}}$$

Параметры отвала были определены исходя из выбранного порядка отработки участка и схемы вскрытия, с учетом обеспечения минимальной грузотранспортной работы при размещении вскрышных пород. Общий объем пород, укладываемых в отвал, с учетом коэффициента остаточного разрыхления, равного 1,15 – для коренных пород и 1,06 – для наносов, составляет 42 698 тыс. м³. Параметры отвала представлены в таблице 8.19.

Таблица 8.19 - Параметры отвала

Наименование показателя	Значение
Площадь основания, га	108,7
Площадь верха, га	1,4
Высота отвала (max), м	95
Отметка верха (max), м	370
Высота яруса отвала, м	30
Высота склада СГГ, м	20
Количество ярусов, шт	5
Минимальная ширина бермы, м	10

Порядок укладки вскрышных пород в отвальные емкости обусловлен необходимостью строительства объектов инфраструктуры предприятия (дороги, промплощадка, перегрузочный пункт), а так же выбранного порядка отработки участка и схемы вскрытия, с учетом обеспечения минимальной грузотранспортной работы. Основная часть вскрышных пород укладывается во внешний отвал, часть идет на отсыпку дороги, промплощадки и перегрузочного пункта.

Общий объем пород, укладываемых в отвал и объекты инфраструктуры предприятия, с учетом коэффициента остаточного разрыхления 1,15 (для коренных) и 1,06 (для наносов), составляет 47 493 тыс. м³.

Таблица 8.20 - Расчет производительности оборудования (бульдозеры)

Наименование показателей	Ед.изм.	Показатели	
		Komatsu D275A-5	Komatsu WD600
Наименование оборудования	–		
Время смены	час	12,0	12,0
Время подготовительно-заключительных операций и перерывов	час	1,0	1,0
Высота отвала бульдозера	м	1,9	1,4
Ширина отвала бульдозера	м	4,3	5,1
Расстояние рабочего хода	м	25	25
Расстояние холостого хода	м	35	35
Скорость движения при рабочем ходе	км/ч	3,8	6,7
Скорость движения при холостом ходе	км/ч	11,2	20,3
Время цикла	сек	44,9	29,6
Коэффициент использования сменного времени бульдозера	-	0,8	0,8
Угол естественного откоса грунта	град	36	36
Объем породы в рыхлом состоянии перемещаемой отвалом бульдозера	м ³	5,6	3,6
Коэффициент разрыхления горной массы	-	1,5	1,5
Количество смен в сутки	смен	2	2
Количество суток в году:	–	–	
- работы участка	сут	365	365
- среднегодовое время ремонта и ТО	сут	40	40
- простоев по метеоусловиям	сут	7	7
- чистой работы бульдозера	сут	318	318
Производительность бульдозера	–	–	
- сменная	м ³ /см	2650	2587
- суточная	м ³ /сут	5 301	5 175
- годовая техническая	тыс. м ³ /год	1 934,8	1 888,9
- годовая эксплуатационная	тыс. м ³ /год	1 685,7	1 645,6

9. Вспомогательные процессы

К вспомогательным работам при выемке одноковшовыми экскаваторами относятся: планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов, очистка ковшей и ходовой части экскаваторов от налипшей и намерзшей породы, зачистка кровли залежи от просыпей и недобора вскрыши, оборка уступа, перемещение кабеля вслед за движущимся экскаватором, доставка запасных частей, мелкий ремонт и смазка машин. Очистка ковшей производится в основном механическим способом с помощью специальных скребков, отбойных молотков и т.п.

К вспомогательным работам при бурении и взрывании скважин относятся планировка площадок, уступов для передвижения и установки буровых станков, доставка к месту работ бурового инструмента и материалов, перемещения бурового оборудования с уступа на уступ, погрузочно-разгрузочные работы взрывчатых материалов (ВМ); транспортирование взрывчатых веществ (ВВ) к месту заряжения и забойка скважин. Для доставки ВМ на заряжаемый блок на ООО «Разрез Кийзасский» предусмотрено применение передвижного склада ВМ на базе а/м «МАЗ».

Вспомогательные работы осуществляются с помощью арендованного вспомогательного оборудования следующего состава:

- поливооросительная машина БелАЗ-7648А;
- дорожная комбинированная машина на базе КамАЗ 65115 (КО 829Б);
- тягачи буксировщики БелАЗ-7455, БелАЗ-7413 и БелАЗ-7430;
- автопогрузчики John Deere 724К;

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Вспомогательные процессы	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					112	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

– автогрейдеры ДЗ-98, John Deere G872 и Volvo 976G.

Для погрузки угля на перегрузочном пункте предусмотрено использовать фронтальный погрузчик John Deere 724К, технические характеристики представлены в таблице 9.1.

Таблица 9.1 - Технические характеристики погрузчика John Deere 724К

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Вместимость ковша, м ³	3,6	
Мощность двигателя, кВт (л.с)	227 (310)	
Максимальная скорость, км/ч	40,0	
Радиус поворота, м	5,7	
Габаритные размеры, м:	-	
– длина	8,3	
– ширина	3,0	
– высота	3,4	
Размеры ковша, м:	-	
– ширина	3,0	
– высота	1,5	
Эксплуатационная масса, т	19,0	

Расчет производительности погрузчика John Deere 724К представлен в таблице 9.2.

Таблица 9.2 - Расчет производительности погрузчика John Deere 724К

Наименование показателя	Ед. изм.	Значения
Тип пород	-	уголь
Объемная масса пород	т/м ³	1,55
Категория пород по трудности экскавации	-	III
Вместимость ковша погрузчика	м ³	3,6
Грузоподъемность автосамосвала	т	25
Геометрическая емкость кузова	м ³	22
Расстояние рабочего хода	м	15
Расстояние холостого хода	м	20
Скорость движения при рабочем ходе	км/ч	7,5
Скорость движения при холостом ходе	км/ч	7,9
Вместимость ковша погрузчика в целике	м ³	2,5
Вместимость кузова автосамосвала в целике	м ³	16,2
Коэффициент разрыхления породы	-	1,35
Коэффициент наполнения ковша погрузчика	-	0,95

Наименование показателя	Ед. изм.	Значения
Коэффициент экскавации	-	0,70
Объем горной массы, перевозимой автосамосвалом	м ³	16,1
Время рабочих операций (маневрирование, остановка) переключение передач)	с	15,0
Время набора и разгрузки ковша погрузчика	с	12,6
Время на цикл	с	43,9
Количество циклов погрузчика при погрузке	шт	7
Время погрузки транспортной единицы	мин	5,1
Время установки транспортной единицы под погрузку	мин	1,1
Время ожидания транспорта	мин/рейс	0,15
Рабочее время смены:	-	-
– продолжительность смены	мин	720
– подготовительно-заключительные операции	мин	50
– подчистка подъезда к погрузчику	мин	15
– время на личные надобности	мин	15
– время на обед	мин	30
– время чистой работы экскаватора	мин	610
Количество смен в сутки	шт	2
Количество погружаемых транспортных единиц в смену	шт	95
Количество суток в год:	-	-
– работы участка	сут	353
– простоев погрузчика в ремонтах и ТО	сут	27
– простоев по метеоусловиям	сут	7
– перегонов погрузчика	сут	5
– чистой работы экскаватора	сут	314
Поправочные коэффициенты на условия работы:	-	0,92
Эксплуатационная производительность:	-	-
– сменная	м ³ /смен	1420
	т/смен	2200
– суточная	м ³ /сут	2840
	т/сут	4400
– годовая	тыс. м ³ /год	890

Технические характеристики поливооросительной машины БелАЗ-7648А и комбинированной машины КО 829Б представлены в таблице 9.3.

Таблица 9.3 - Технические характеристики вспомогательных машин

Наименование показателя	Значение	Общий вид
БелАЗ-7648А		
Емкость цистерны, м ³	32,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с)	368 (500)	
Максимальная скорость, км/ч	50,0	
Радиус поворота, м	10,2	
Габаритные размеры, м:	-	
– длина	8,3	
– ширина	4,6	
– высота	5,2	
Ширина полива, м:	-	
– при подаче воды насосом	12,0	
– самотеком	5,0	
КО 829Б		
Емкость цистерны, м ³	14,0	
Мощность двигателя, кВт (л.с.)	219 (298)	
Максимальная скорость, км/ч	90,0	
Радиус поворота, м	10,0	
Габаритные размеры, м:	-	
– длина	11,4	
– ширина	4,2	
– высота	3,2	
Ширина распределения песчано-гравийной смеси, м	2,0-9,0	
Ширина переднего отвала, м	2,6	

Для заправки горно-транспортного и вспомогательного оборудования на рабочем месте (в забое, на отвале) предусматривается использовать топливозаправщик АТЗ 56132.

Технические характеристики топливозаправщика АТЗ 56132 представлены в таблице 9.4.

Таблица 9.4 - Технические характеристики топливозаправщика АТЗ 56132

Наименование показателя	Значение	Общий вид
Марка оборудования	АТЗ 56132	
Объем цистерны, м ³	10,7	
Снаряженная масса автоцистерны, кг	9600	
Полная масса автоцистерны, кг	19305	
Время слива топлива из цистерны,	-	
– самотеком	37	
– насосом	24	
Габаритные размеры, мм:	-	
– длина	8,8	

Продолжение таблицы 9.4

– ширина	2,5	
– высота	3,1	
Максимальная скорость, км/ч	80	
Максимальная мощность, кВт (л.с)	165 (240)	

Для эвакуации неисправных автосамосвалов БелАЗ-7513, БелАЗ-7530 предусмотрены тягачи-буксировщики БелАЗ-7413 и БелАЗ-7430, соответственно. Технические характеристики тягачей-буксировщиков приведены в таблице 9.5.

Таблица 9.5 - Технические характеристики тягачей-буксировщиков

Наименование показателя	Значение	Общий вид
БелАЗ-7455		
Мощность двигателя, кВт (л.с)	522 (709)	
Радиус поворота, м	9,0	
Габаритные размеры, м:	-	
– длина	9,6	
– ширина	4,4	
– высота	5,0	
Эксплуатационная масса, т	42,5	
БелАЗ-7413		
Мощность двигателя, кВт (л.с)	1194 (1600)	
Радиус поворота, м	13,0	
Габаритные размеры, м:	-	
– длина	12,9	
– ширина	6,4	
– высота	5,9	
Эксплуатационная масса, т	125,0	

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 9.5

БелАЗ-7430	
Мощность двигателя, кВт (л.с)	1715 (2300)
Радиус поворота, м	15,0
Габаритные размеры, м:	-
– длина	15,3
– ширина	8,4
– высота	6,2
Эксплуатационная масса, т	158,0



Принятое оборудование может быть заменено на аналогичное оборудование других марок, имеющее сертификаты и декларации соответствия техническим регламентам.

10. Электроснабжение карьера

Характеристика источников электроснабжения

Предусмотрено внешнее электроснабжение участка открытых горных работ «Урегольский» от существующей электрической подстанции ПС 110/35/6 кВ «Куреинская» с двумя трансформаторами мощностью по 25 МВт каждый. В настоящей дипломной работе предусматривается использование существующей стационарной воздушной линии 10 кВ от подстанции до горного отвода. На горном отводе участка ОГР предусмотрено использование передвижных опор ВЛ 6 кВ по т.п. 3.407.9-180.[2]

Подстанция «Куреинская» состоит из следующих составных частей:

- силовых трансформаторов 110/35/6 кВ (2x25 МВА);
- распределительного устройства 110 кВ;
- комплектного распределительного устройства 35 кВ и 6 кВ, щита управления, размещенных в модульном здании;
- устройств освещения;
- железобетонных фундаментов под оборудование;
- маслоулавливающих устройств;
- наземных железобетонных кабельных лотков и кабельного канала;
- внешнего ограждения подстанции.

От ПС 110/35/6 кВ по воздушной линии запитаны:

- экскаваторы на вскрыши;
- осветительные устройства отвалов;
- очистные сооружения.

Электроснабжение разреза соответствует требованиям «Инструкции по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	Электроснабжение карьера	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					118	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

брикетных фабрик», «Правилам устройства электроустановок», «Правилам безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» ПБ 05-619-03 [2].

Обоснование принятой схемы электроснабжения

Электроприемники добычных, вскрышных и отвальных работ, наружное электроосвещение относятся к потребителям третьей категории по надежности электроснабжения. Для электроприемников ОГР электроснабжение выполнено по ВЛ 6 кВ без резервирования.

Основные решения по схеме электроснабжения, в т.ч. на перспективное развитие ОГР учитывают:

- систему разработки, принятую на разрезе;
- горно-технологические параметры разреза (годовое подвигание фронта работ и экскаваторных забоев, длину фронта горных работ, число уступов, глубину разреза и др.);
- наличие мощных электроприемников;
- перспективу развития разреза.

Для питания передвижных электроустановок напряжением 6-0,4 кВ применена система с изолированной нейтралью. На разрезе используется продольная схема электроснабжения с расположением передвижных ВЛ 6 кВ на уступах.

Перечень мероприятий по экономии электроэнергии

Предусмотрены решения, позволяющие сократить потери электроэнергии, как основу экономии электроэнергии при электроснабжении, а также электропотребление, в том числе на нужды наружного и внутреннего электроосвещения:

- сечения питающих магистральных линий проверялись по экономической плотности тока, характеризующей соотношение капитальных затрат и стоимости электроэнергии на компенсацию потерь мощности;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		119

– освещение помещений угольного склада выполнено энергоэкономичными источниками света – люминесцентными лампами с высокой светоотдачей;

– освещение отвалов, водосборников, очистных сооружений, угольного склада выполнено энергоэкономичными источниками света – газоразрядными лампами с высокой светоотдачей;

– для экономии электроэнергии и увеличения срока службы ламп предусмотрено использование автоматического режима управления наружным освещением, что позволяет эффективно использовать наружное освещение за счет управления включения/отключения ламп с помощью фотореле;

– проведение организационных мероприятий на разрезе.

В соответствии с «Указаниями по регулированию режимов электропотребления на предприятиях угольной промышленности» РТМ 12.05.010-81 [28] при эксплуатации необходимо осуществлять следующие меры по снижению энергопотребления в часы максимума энергосистемы:

– ремонтные и профилактические работы осуществлять в часы максимума энергосистемы;

– исключать работу механизмов в холостом режиме;

– полное или частичное отключение отдельных энергоемких потребителей или группы электроустановок в часы максимума энергосистемы по заранее разработанным графикам.

Для обеспечения энергосбережения в электроустановках предусмотрены: трёхфазный ввод; питающие и распределительные сети выполнены по оптимальным трассам, обеспечивающие минимальные потери напряжения; загрузка фаз в пределах каждого распределительного устройства выполнена равномерно, автоматическое управление электроприёмниками в зависимости от их технологического предназначения. Организован внутренний технологический учет электроэнергии электронными счетчиками. Коммерческий учет электрической энергии установлен в ячейках 6 кВ

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						120
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

ПС 110/35/6 кВ, класс точности счетчика –0,5. На рисунке 10.1 приведена схема коммерческого учета электроэнергии.

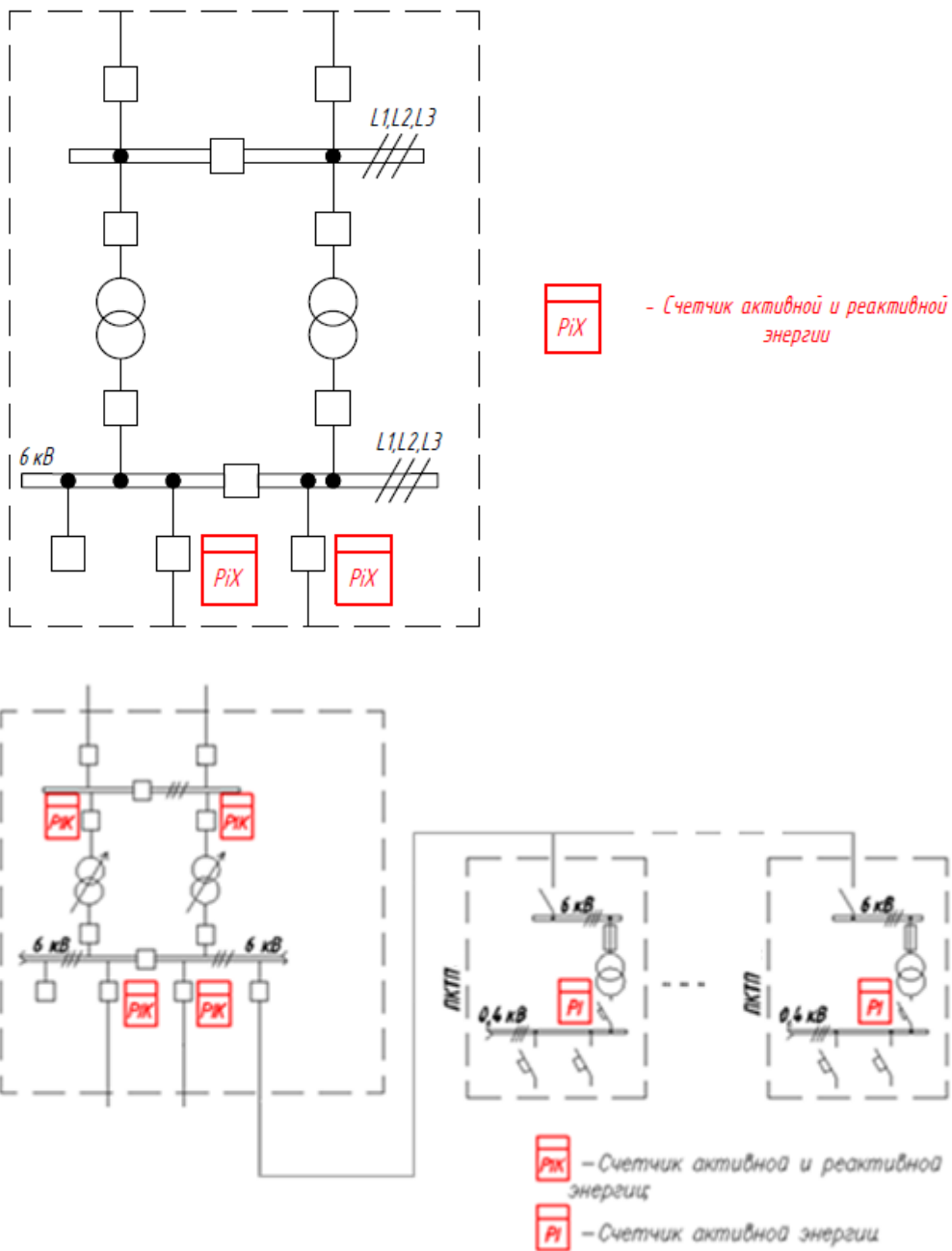


Рисунок 10.1 – Структурная схема организации учета электроэнергии

Сведения о типе, классе проводов и осветительной арматуры, которые подлежат применению при строительстве объекта. Описание решений по рабочему и резервному освещению

Электроосвещение открытых горных работ предусмотрено в соответствии с требованиями:

- СП 52.13330.2016 «Естественное и искусственное освещение»[9];
- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» [9];
- Приказ 488 Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом" [20];

Принятые уровни освещённости:

- территории в районе ведения горных работ – 0,2 лк;
- мест работы машин в разрезе – 5 лк;
- район работы бульдозера – 10 лк;
- мест разгрузки автомобилей на отвале – 3 лк;
- очистные сооружения – 10 лк.

Прожекторы для освещения отвалов устанавливаются на передвижных металлических мачтах высотой 15 м для освещения карьеров по типовой серии 3.403.7, устанавливаются в местах разгрузки техники, работы бульдозеров, передвигаются в направлении фронта ведения работ на отвале.

Прожекторы для освещения насосных установок водосборников устанавливаются на передвижных опорах высотой 11 м по типовой серии 3.407.9-180.

Устройство осветительных устройств обеспечивают:

- безопасный и удобный доступ к светильникам для обслуживания;
- создание нормированной освещенности наиболее экономичным путем;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		122

- соблюдение требований к качеству освещения (равномерность освещения, направление света, ограничение вредных факторов: теней, пульсаций освещенности, прямой и отраженной блескости);
- наименьшую протяженность и удобство монтажа групповой сети;
- надежность крепления светильников.

Электробезопасность обеспечивается:

- заземлением частей осветительных установок, которые при повреждениях могут оказаться под напряжением;
- установкой расчетной уставки автоматического выключателя для отключения аварийного участка сети при токе короткого замыкания.

Освещение мест работы передвижных машин и установок осуществляется осветительными приборами, установленными на машинах (установках).

Работники, направляемые на работу в условиях низкой освещенности и в ночное время, для освещения используют индивидуальные переносные светильники типа СГГ.5М.05 со светодиодным источником света. Управление наружным освещением ручное и автоматическое – от кнопок и фотореле соответственно.

Напряжение сети наружного освещения приняты у карьерного водосборника и отвалов 6/0,4/0,23 кВ, у осветительных приборов – 220 В.

Сечение кабелей выбрано по длительно-допустимому току с проверкой по допустимой потере напряжения, на время автоматического отключения при коротких замыканиях.

Для питания наружного электроосвещения горных работ используется гибкие кабели типа КГ-ХЛ или аналогичный. Кабели предназначены для присоединения передвижных механизмов к электрическим сетям на номинальное переменное напряжение 380 В частотой 50 Гц.

В системе наружного освещения допускается применение светодиодных светильников, при условии создания нормируемого уровня освещения.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		123

Сведения о количестве электроприёмников, их установленной и расчетной мощности

Проектируемыми электроприемниками на участке открытых горных работ являются [33]:

- экскаваторы;
- буровые станки;
- насосные установки водосборников;
- осветительные установки;
- насос для заправки поливооросительной машины на очистных сооружениях;
- осветительные установки.

Проектируемыми электроприемниками на промплощадке являются:

- модульные здания контейнерного типа;
- противопожарная насосная станция;
- осветительные установки.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						124
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

11. Охрана труда и промышленная безопасность

11.1 Перечень опасных и вредных производственных факторов, аварий. Общие меры по управлению безопасностью труда и промышленной безопасностью

В соответствии с требованиями Технического регламента о безопасности зданий и сооружений (№ 384-ФЗ от 30.12.2009 г.) [28] предусмотрено выполнение ряда мероприятий по обеспечению безопасности зданий и сооружений в процессе эксплуатации.

Безопасность зданий и сооружений, используемых в процессе реализации необходимо обеспечивать силами служб предприятия или специализированных организаций, посредством технического обслуживания, периодических осмотров, контрольных проверок и мониторинга состояния основания, а так же путем проведения текущих или капитальных ремонтов зданий и сооружений.

Оценку технического состояния зданий и сооружений, попадающих под действие Федерального закона № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [34], предусмотрено производить силами специализированных организаций с выдачей экспертного заключения промышленной безопасности о состоянии зданий и сооружений.

Горные работы:

Для исключения деформаций погашенных уступов и предупреждения возникновения оползневых явлений предусматривается осуществлять маркшейдерский контроль:

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Охрана труда и промышленная безопасность	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Астахова А. Э.					125	
Разработ.		Петранцова Е.В.						
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОс-171.2		

– за соблюдением параметров высоты и углов откосов рабочих и нерабочих уступов, ширины рабочих площадок, предохранительных берм и других элементов горных работ;

– визуальный ежемесячный осмотр откосов уступов, с целью своевременного обнаружения локальных деформаций откосов;

– ежегодные инструментальные наблюдения за деформациями бортов карьерной выемки.

Предохранительные бермы по уступам шириной не менее 10 м систематически очищаются.

На бортах карьерной выемки устанавливаются предупредительные надписи об опасности нахождения людей у бровки борта.

Контроль выполнения проектных решений в процессе эксплуатации горных работ предусмотрено осуществлять силами технической, маркшейдерско-геологической служб предприятия, а так же службой производственного контроля и охраны труда [14].

Отвалообразование:

Опасной зоной при ведении отвальных работ является зона разгрузки автосамосвалов. Автосамосвалы, принято разгружать на отвале в местах, предусмотренных паспортом, за пределами призмы возможного обрушения (оползания породы). Размеры этой призмы, в каждом конкретном случае, принято устанавливать работниками маркшейдерской службы предприятия.

Для предупреждения возможных деформаций отвалов предусматривается систематически выполнять инструментальные наблюдения за состоянием откосов отвалов маркшейдерской службой предприятия, с целью определения величины призмы возможного обрушения и выявления участков, подверженных деформациям.

Так как месторождение находится в районе со значительным количеством осадков в виде снега, при отвалообразовании:

– запрещается складировать снег в породные отвалы;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		126

– зона разгрузки автосамосвалов должна быть очищена от выпадающего снега.

Ведение горных работ в зоне пожаров на отвалах углесодержащих пород предусмотрено осуществлять по мероприятиям, разработанным технической службой предприятия и утвержденным техническим руководителем [14].

Эксплуатация автодорог:

Производственной службой предприятия предусматривается, в процессе эксплуатации автодорог, проведение организационно-технических мероприятий [1]:

- поддержание высоты ограждающего вала не менее 2,8 м;
- исправление отдельных мелких повреждений земельного полотна, водоотливных сооружений, заделка ям, трещин, выбоин;
- исправление просадок, восстановление шероховатости поверхности покрытий;
- исправление профиля дорог на отдельных участках, пропуск воды по канавам и другим водоотливным сооружениям с очисткой их в отдельных местах от ила, снега и льда;
- систематическая очистка дорожных покрытий от снега и льда;
- установка аншлагов и знаков на опасных участках автодорог.

11.2 Меры по предотвращению опасных производственных факторов

Опасными производственными объектами (ОПО) являются предприятия или их цеха, участки, площадки, а также иные производственные объекты, на которых ведутся горные работы, работы по обогащению полезного ископаемого, получают, используются, перерабатываются, образуются, хранятся, транспортируются, уничтожаются опасные вещества. Опасные производственные факторы (ОПФ) приведены в таблице 11.1.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		127

Таблица 11.1 - Опасные производственные факторы и меры по их предотвращению

Опасные производственные факторы	Меры предотвращения ОПФ
Обрушение горных пород и оползни	Обоснование параметров:
	-высота уступа, угол откоса уступа
	-угол откоса бортов разреза
	-высота отвала, угол откоса отвала
Падение предмета	-отвод подземных и паводковых вод
	-берма безопасности
	-высота и ширина земляного ограждающего вала
Поражение электрическим током	-ширина дороги
	-защитные заземления и блокировки -использование защитных средств -изоляция доступных для людей токоведущих частей машины
Силовое воздействие ВВ	-определение радиуса опасной зоны
	-выставление постов отцепления
	-подача сигналов
	-утвержденный проект взрыва
Машины и механизмы	-отсутствие людей в радиусе действия экскаватора
	-отсутствие людей вблизи ходовой части экскаватора и бурстанка при перегонке.
	-ограждение вращающихся частей
	-соблюдение мер безопасности
Транспортные средства	-исправность автомобильных дорог
	-исправность транспортных средств
	-исправность тормозов
	-соблюдение ПДД
Отравляющие вещества	-обеспечение защитными средствами
	-проветривание -мероприятия по борьбе с пылью и газами
Обморожение	-создание благоприятных температурных условий
	-строительство тепляков на горных участках
Термический ожог	-выполнение противопожарных мер, СИЗ

11.3 Меры по предотвращению вредных производственных факторов

Вредные производственные факторы (ВПФ) - это факторы, воздействие которого на рабочего может привести к его заболеванию (повышенная запыленность, шум, температурные колебания, влажность, вредные газы).

Средства индивидуальной защиты (СИЗ) - очки, противопылевые респираторы - лепестки, наушники, спец. одежда (каска, обувь), защита от вибрации – виброгасящие ручки на инструментах, перчатки.

Проектом предусматривается принятие мер по пылеподавлению и газоочистке с проветриванием см. таблица 11.2.

Таблица 11.2 - Вредные производственные факторы и меры по их предотвращению

ВПФ	Меры по предотвращению ВПФ
1. Вредные газы	Максимальная механизация Автоматизация производства, модернизация имеющегося оборудования Эффективная вентиляция.
2. Метеоусловия	Спецодежда Профилактические прививки.
3. Шум	Своевременная и полноценная смазка трущихся и соударяющихся деталей Применение глушителей Использование шумопоглощающих материалов кабине машин Индивидуальные средства защиты.
4. Вибрация	Сидение машиниста экскаватора, водителя автосамосвала снабжаются амортизационными прокладками Педали и рукоятки рычагов снабжаются амортизаторами.
5. Пыль	Пылеподавляющие установки для буровых станков Водо-воздушные смеси для бурения Искусственное орошение взорванной горной массы Поливка водой автодорог Рекультивация обработанных площадей.
6. Недостаточная освещенность	Соответствие освещенности характеру зрительной работы, равномерное распределение яркости.

11.4 Проветривание карьера

11.4.1. Определение параметров естественного проветривания

а) Строим характерные профили, совпадающие с ветром расчетного направления;

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 $C_g, C_g; \dots C_p, C_p$);

в) Определяем среднюю глубину разреза для этапа отработки его, когда возникает зона рециркуляции [13, 32]:

$$H_{cp} = \frac{1}{n} \cdot (H_{г,г} + \dots + H_{г,р}), \text{ м}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		129

– среднее значение глубины расположения точки встречи внешней границы струи с бортом или дном карьера при взаимно противоположных направлениях, м;

$$H_{гр.} = \frac{(H_{гр.1} + H_{гр.2})}{2}, \text{ м}$$

где, $H_{гр.1}$, $H_{гр.2}$ – глубина расположения соответственно точек C_1 и C_2 , м.

$$H_{гр.g} = \frac{(30+30)}{2} = 30 \text{ м}; H_{гр.h} = \frac{(60+60)}{2} = 60 \text{ м}; H_{гр.i} = \frac{(90+90)}{2} = 90 \text{ м};$$

$$H_{гр.j} = \frac{(120+120)}{2} = 120 \text{ м}; H_{гр.k} = \frac{(120+150)}{2} = 135 \text{ м}; H_{гр.l} = \frac{(100+110)}{2} = 105 \text{ м};$$

$$H_{гр.m} = \frac{(110+120)}{2} = 115 \text{ м}; H_{гр.n} = \frac{(90+90)}{2} = 90 \text{ м}; H_{гр.o} = \frac{(60+60)}{2} = 60 \text{ м};$$

$$H_{гр.g} = \frac{(30+30)}{2} = 30 \text{ м}.$$

$$H_{ср.} = \frac{1}{10} \cdot (30 + 60 + 90 + 120 + 135 + 105 + 115 + 90 + 60 + 30) = 83,5 \text{ м}$$

г) Определяем среднее значение абсциссы точки встречи внешней границы струи i -го направления с дном или бортом карьера

$$X_{с.ср.} = \frac{0 + X_{с.g} + \dots + X_{с.p} + 0}{n + 2}, \text{ м}$$

где, $X_{с.g}$, $X_{с.g}$, – значения абсциссы соответственно 0, 1,..., n -го профилей, м;

$n+2$ – число профилей включая и нулевые.

$$X_{с.ср.} = \frac{0 + 130 + 210 + 340 + 430 + 440 + 350 + 380 + 340 + 210 + 130 + 0}{10 + 2} = 246,7 \text{ м}.$$

Нулевой профиль – это профиль, где нет рециркуляции.

11.4.2 Определение баланса вредностей в атмосфере разреза.

а) Определяется баланс поступления вредностей от внутренних источников

$$G_{общ.} = \sum G_{л} + \sum G_{т}, \text{ г/с}$$

где, $G_{л}$, $G_{т}$ – интенсивность выделения одноименных вредностей линейными (автосамосвалами на дорогах) и точечными источниками

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						130
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

(буровыми станками и экскаваторами), расположенными в зоне рециркуляции, то есть работающими на i борту карьера, мг/с;

$$\sum G = n_1 \cdot k_{o1} \cdot q_1 + \dots + n_n \cdot k_{on} \cdot q_n$$

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^b , экскаваторами $G_n^{э2}$ и автомобилями G_n^{a2} определится:

$$G_n^b = n^b \cdot k_o^b \cdot q^b, G_n^{э2} = n^{э2} \cdot k_o^{э2} \cdot q^{э2}, G_n^{a2} = n^{a2} \cdot k_o^{a2} \cdot q^{a2}$$

где $n^b, n^{э2}, n^{a2}$ – число буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов, находящихся в зоне рециркуляции шт.;

$q^b, q^{э2}, q^{a2}$ – интенсивность выделения пыли буровым станком, экскаватором, автосамосвалом мг/с;

$k_o^b, k_o^{э2}, k_o^{a2}$ – коэффициент одновременной работы бур-станков, экскаваторов, автосамосвалов с постоянной интенсивностью выделения пыли

$$k_o^b = \frac{n_p^b}{n^b} = \frac{1}{1} = 1, k_o^{э2} = \frac{n_p^{э2}}{n^{э2}} = \frac{2}{3} = 0,7, k_o^{a2} = \frac{n_p^{a2}}{n^{a2}} = \frac{4}{8} = 0,5$$

где $n_p^b, n_p^{э2}, n_p^{a2}$ – число работающих буровых станков, экскаваторов, автосамосвалов, шт.

$$G_n^b = 1 \cdot 1 \cdot 0,08 = 0,08 \text{ г/с}, G_n^{э2} = 3 \cdot 0,7 \cdot 1 = 2,1 \text{ г/с}, G_n^{a2} = 8 \cdot 0,5 \cdot 3,5 = 14 \text{ г/с}.$$

Суммарная интенсивность поступления пыли от внутренних источников определится:

$$G_{\text{общ.}} = G_n^b + G_n^{э2} + G_n^{a2} = 0,08 + 2,1 + 14 = 16,8 \text{ г/с}$$

Интенсивность поступления вредных газов от автосамосвалов в зону рециркуляции карьера

$$G_r^{a2} = n_{a2} \cdot k_{or}^{a2} \cdot q_o$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		131

где q_0 – интенсивность выделения вредных газов автосамосвалами, работающими под нагрузкой, мг/с

$$K_{ор}^{\alpha_2} = 1 - \frac{n_p^{\alpha_2} \cdot (q_0 - q_x)}{n_{\alpha_2} \cdot q_0}$$

где $K_{ор}^{\alpha_2}$ – 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:

$$K_{о_{co}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,264 - 0,132)}{8 \cdot 0,264} = 0,75, \quad G_{co}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,75 \cdot 0,264 = 1,58 \text{ г/с.}$$

по окислам азота:

$$K_{о_{no}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,039 - 0,031)}{8 \cdot 0,039} = 0,9, \quad G_{no}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,9 \cdot 0,039 = 0,28 \text{ г/с.}$$

по акролеину:

$$K_{о_{акр.}}^{\alpha_2} = 1 - \frac{4 \cdot (0,018 - 0,011)}{8 \cdot 0,018} = 0,81, \quad G_{акр.}^{\alpha_2} = 8 \cdot 0,81 \cdot 0,018 = 0,11 \text{ г/с.}$$

Поскольку других внутренних источников выделения вредных газов нет, то суммарная интенсивность вредных газов составит:

$$G_{общ. co} = G_{co}^{\alpha_2} = 1,58 \text{ г/с}; \quad G_{общ. no} = G_{no}^{\alpha_2} = 0,28 \text{ г/с}; \quad G_{общ. акр.} = G_{акр.}^{\alpha_2} = 0,11 \text{ г/с.}$$

Для получения общей интенсивности поступления вредностей надо рассчитать интенсивность выделения вредностей от внешних источников:

Определяется баланс поступления вредностей от внешних источников:

$$G_{общ} = \sum m_1 \cdot G_{л} + \sum m_2 \cdot G_{т} + \sum m_3 \cdot G_{тв.}$$

где, $G_{л}$, $G_{т}$, $G_{тв}$ – 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:

$$G_n^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{\alpha_1};$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		132

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

$$G_r^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_o;$$

по окиси углерода: $G_{\text{co}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{o_{\text{co}}} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,264 = 1,52 \text{ г/с};$

по окислам азота: $G_{\text{но}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{o_{\text{но}}} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,039 = 0,2 \text{ г/с};$

по акролеину: $G_{\text{акр}}^{\alpha_1} = n_{\alpha_1} \cdot k_o^{\alpha_1} \cdot m_1 \cdot q_{o_{\text{акр}}} = 20 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,018 = 0,1 \text{ г/с.}$

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: $G_{\text{акр}}^{\text{общ}} = G_{\text{акр}}^{\alpha_1} = 0,1 \text{ г/с.}$

Баланс поступления вредных примесей в зону рециркуляции карьера от внутренних и внешних источников:

$$G_{\text{общ}} = G_{\text{общ}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ}}^{\text{внеш.}} ;$$

по пыли: $G_{\text{общ. п}} = G_{\text{общ. п}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ. п}}^{\text{внеш.}} = 16,8 + 17,3 = 34,1 \text{ г/с,}$

где $G_{\text{общ. п}}^{\text{внутр.}}$, $G_{\text{общ. п}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления пыли от внутренних и внешних источников, мг/с;

по окиси углерода: $G_{\text{общ. со}} = G_{\text{общ. со}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ. со}}^{\text{внеш.}} = 1,58 + 1,52 = 3,1 \text{ г/с,}$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		133

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;

$$\text{по окислам азота: } G_{\text{общ. по}} = G_{\text{общ. по}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ. по}}^{\text{внеш.}} = 0,28 + 0,2 = 0,48 \text{ г/с,}$$

где $G_{\text{общ. по}}^{\text{внутр.}}$, $G_{\text{общ. по}}^{\text{внеш.}}$ – суммарная интенсивность поступления окисла азота от внутренних и внешних источников, мг/с;

$$\text{по акролеину: } G_{\text{общ. акр}} = G_{\text{общ. акр}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ. акр}}^{\text{внеш.}} = 0,11 + 0,1 = 0,21 \text{ г/с,}$$

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 [30]:

а) концентрация пыли в зоне рециркуляции:

$$C_p^{\text{п}} = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ.}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 68150}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 1,96 \text{ мг/м}^3$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C_p^{\text{п}} = \frac{15 \cdot G_{\text{общ.}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 68150}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,85 \text{ мг/м}^3$$

Сравниваем уровень загрязнения $C_p^{\text{п}}$ и $C^{\text{п}}$ с ПДК пыли при содержании в ней 10% SiO_2 ($C_d^{\text{п}} = 2 \text{ мг/м}^3$); $C_p^{\text{п}} < C_d^{\text{п}}$, $C^{\text{п}} < C_d^{\text{п}}$.

б) концентрация окиси углерода:

$$C_p^{\text{CO}} = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ. CO}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{33,3 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,77 \text{ мг/м}^3,$$

за пределами зоны рециркуляции:

$$C_p^{\text{CO}} = \frac{15 \cdot G_{\text{общ. CO}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,35 \text{ мг/м}^3.$$

Сравниваем уровень загрязнения C_p^{CO} и C^{CO} с ПДК окиси углерода ($C_d^{\text{CO}} = 20 \text{ мг/м}^3$); $C_p^{\text{CO}} < C_d^{\text{CO}}$, $C^{\text{CO}} < C_d^{\text{CO}}$.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		134

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 ($C_d^{NO} = 5 \text{ мг/м}^3$);

$$C_p^{NO} < C_d^{NO}, C^{NO} < C_d^{NO}.$$

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 ($C_d^{\text{акр}} = 0,2 \text{ мг/м}^3$); $C_p^{\text{акр}} < C_d^{\text{акр}}, C^{\text{акр}} < C_d^{\text{акр}}$.

Так как превышение ПДК по всем ингредиентам отсутствует, то нет необходимость в искусственном проветривании.

11.5 Противопожарная защита

На участках «Урегольский» и «Урегольский 5-6» 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, участки относятся к III категории пожароопасности. Согласно установленной категории пожароопасности на разрезе предусмотрены следующие обязательные мероприятия:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		135

- своевременное обнаружение очагов самонагрева визуальными наблюдениями и инструментальными замерами в потенциально пожароопасных местах;
- устранение технологическими способами условий возникновения очагов самонагрева;
- 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.

Эндогенные пожары в случае их возникновения необходимо ликвидировать охлаждением очага пожара путем орошения водой и вырезкой очага имеющимся оборудованием.

Для тушения пожаров, возникающих от возгорания горючих жидкостей, электрических кабелей, масла в платформах и трансформаторах и других электрических установок предусмотрено применять песок и огнетушители.

Категорически запрещается использование открытого огня и паяльных ламп для разогрева масел и воды, а также легковоспламеняющихся веществ и предметов.

Каждые отдельные объекты должны быть оборудованы противопожарными устройствами.

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;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		136

в) проектом предусмотрено отключение вентиляционной системы на случай пожара;

г) подача воды в любую точку здания путём монтажа пожарного водовода.

Средства пожаротушения подразделяются на стационарные, передвижные и первичные. Стационарные установки служат для тушения пожаров в начальный период их возникновения, без участия людей. К стационарным установкам относятся, в основном, сплинклерные и дренчерные установки, которые монтируются внутри зданий, сооружений, установок.

Противопожарное водоснабжение - комплекс устройств для подачи воды к местам тушения пожара, которые включают водопроводы высокого и низкого давления к первичным установкам. Объем противопожарного водоема не менее 100 м³.

Первичными средствами тушения пожаров являются пожарные краны, песок, котлы, одеяла, лопаты, топоры, багры, огнетушители.

На механизмах предусматривается наличие ручных огнетушителей ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8, а так же передвижные ОУ-25, ОУ-40, ОУ-80 и другие.

Противопожарная защита предприятия и его отдельных объектов осуществляется по проекту противопожарной защиты, утвержденному главным инженером разреза, составленному с учетом «Руководства по использованию комплекса технологических мероприятий по профилактике и тушению пожаров на разрезе» [20].

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						137
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 11.3 - 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 11.4 - 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)
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 ++

11.6 План ликвидации аварий

На разрезе существует план ликвидации аварий (ПЛА) на случай угрозы возникновения производственных аварий, катастроф и стихийных бедствий, а также план мероприятий на период объявления режима повышенной готовности к чрезвычайной ситуации. При остановке работ на разрезе запрещается нахождение на его территории лиц, не связанных с обеспечением его жизнедеятельности или ликвидации 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 [20].

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.

Планом ликвидации аварии предусматриваются меры по предотвращению развития аварии, выходу и спасению людей и ее ликвидации.

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварии на предприятии является главный инженер.

ЗАПРЕЩАЕТСЯ: Допускать к работе людей, не ознакомленных с планом ликвидации аварии, не знающих его в части, относящихся к их рабочему, к путям передвижения.

Для немедленного принятия мер и умелого руководства и ведения аварийных работ трудящиеся обязаны:

- немедленно сообщить оператору о виде и месте аварии, а так же о пострадавших;
- принять меры к выводу людей из опасной зоны, оказать помощь пострадавшим, предупредить об опасности ближайших рабочих;
- уметь использовать средства пожаротушения;
- знать места установки средств пожаротушения.

В случае аварийной ситуации или стихийного бедствия, должностные лица, указанные в ПЛА извещаются об аварии, а при необходимости вызываются на командный пункт. При ведении аварийно- спасательных работ и работ по ликвидации аварии обязательными являются только распоряжения ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		140

Таблица 11.5 - Перечень возможных аварий

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; - горнотранспортное 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 Охрана атмосферы

Воздействие на атмосферный воздух оказывается как в период строительства, так и в период эксплуатации объекта.

В период строительства источниками воздействия на атмосферный воздух являются: техника занятая на строительных работах, доставке и монтаже конструкций, сварочные работы, покрасочные работы, земляные работы.

Для снижения вредного воздействия на атмосферу рекомендуется предусмотреть следующие мероприятия:

- полив поверхности автодорог (эффективность мероприятия составляет 90,0 %);
- использование автотранспорта и спецтехники, прошедшей ежегодный техосмотр;
- снижение до минимума время работы двигателей автотранспорта и техники в холостом режиме.

При проведении массовых взрывов предусматривается выполнение гидрозабойки скважин, что позволяет снизить выброс оксидов азота до 50 %. С целью пылеподавления, перед взрывом, проводят орошение поверхности взрываемого блока, что позволяет повысить эффективность пылеподавления 90 % [32].

С целью уменьшения пылевыделения предусмотрен полив отвала и автодорог в теплый период года. Эффективность пылеподавления составит 90%. Для снижения пылеобразования при экскавации горной массы

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата			
Разработ.		Астахова А. Э.			Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.				142	
Пров.		Мартьянов В.Л.			Охрана окружающей среды КузГТУ, ГОс-171.2		
Консульт.		Мартьянов В.Л.					
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.					

предусмотрено орошение взорванной горной массы водой, эффективность пылеподавления 85%.

Для снижения запыленности на площадке перегрузочного пункта проектом предусмотрено:

- орошение водой дорог поливомоечными машинами;
- гидроорошение зоны экскавации.

12.2 Охрана водных ресурсов

Загрязнение является основным видом возможного негативного воздействия на поверхностный водный объект.

Естественное состояние поверхностного водотока нарушается вследствие сброса сточных вод. В выпускной квалификационной работе рассматривается сброс в реки Большой Чуазасс и Большой Кийзас. Как правило, изменения характеристик водного объекта возможны как количественные (режима расходов), так и качественные (химического состава и свойств поверхностной воды) [4].

Снижение вредного воздействия на водоток-приемник возможно в случае эффективной очистки сточных вод и их обеззараживания, а также равномерного поступления сточных вод.

Для обеспечения устойчивости откосов горных выработок и отвалов, снижения влажности полезных ископаемых и вскрышных пород, создания безопасных условий работы горного и транспортного оборудования на предприятии предусмотрены меры по осушению территории производства работ и защите от поверхностных вод и атмосферных осадков. Для защиты карьеров разработана система нагорных канав и предохранительных валов, защищающая карьер от проникновения в него поверхностных и талых вод, снега, грязевых потоков.

В границах водоохранных зон запрещается: размещение мест захоронения отходов производства и потребления; движение и стоянка

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		143

транспортных средств (кроме специальных транспортных средств), за исключением их движения по дорогам и стоянки на дорогах и в специально оборудованных местах, имеющих твердое покрытие.

В целях предупреждения и минимизации возможного неблагоприятного воздействия на поверхностные водные объекты и подземные воды, в период строительства, необходимы следующие природоохранные мероприятия: выполнение работ строго на специальных территориях; запрещается выхода в работу техники, имеющей подтекание горюче-смазочных материалов; организация пылеподавления при строительстве; заправку техники топливом и маслами необходимо осуществлять за пределами водоохранной зоны реки, на стационарных или передвижных заправочных пунктах в специально отведенных для этого местах.

Так же для снижения негативного воздействия на водные объекты и подземные воды проектируются следующие мероприятия, направленные на охрану и рациональное использование природных ресурсов, требующие контроля их экологической эффективности [31]:

- сбор и очистка сточных вод;
- ведение учета объема сброса сточных вод, их качества;
- рациональное использование воды – использование очищенной воды на производственные нужды, использование которых приводит к снижению объема сбрасываемых сточных вод в природный водный объект;
- перед сбросом в поверхностные водные объекты, сточные воды подлежат обязательной очистке;
- содержание в исправном состоянии очистных сооружений;
- ведение регулярных наблюдений за состоянием поверхностного водного объекта, количественными и качественными показателями состояния, а также за режимом использования водоохраных зон;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		144

- для предупреждения засорения водных объектов осуществляют мероприятия, которые исключают попадание в них мусора, твердых отходов и других предметов, отрицательно воздействующих на качество вод, для чего необходимо своевременное удаление образующихся отходов;
- стоянка, места для мойки и технического обслуживания техники должны располагаться за пределами водоохранных зон рек;
- поэтапная рекультивация нарушенных земель;
- организация и проведение мониторинга подземных вод.

12.3 Охрана земель

Зональный почвенный покров почвенно-географического района представлен серыми лесными почвами, дерново-подзолистыми глееватыми почвами, аллювиальными болотными иловато-торфяными почвами, аллювиальными луговыми насыщенными почвами.

Потенциально плодородные породы (ППП) представлены четвертичными суглинками, распространены по всей территории участка и, согласно данным технического отчета по инженерно-экологическим изысканиям 67-2017/ТЭО/П-Г-ИЭИ, пригодны к биологической рекультивации [9].

В соответствии с требованиями ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель. Термины и определения», рекультивация нарушенных земель должна осуществляться в два последовательных этапа: технический и биологический [35].

При строительстве и эксплуатации объекта возможно возникновение следующих негативных факторов, оказывающих большое влияние на естественный почвенный покров:

- загрязнение угольной пылью, приводящее к накоплению токсичных компонентов в почве;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		145

– изменение химического состава почв, а именно характера органического вещества. Возможно увеличение содержания органического вещества почвы за счет углерода, входящего в состав угольной пыли или сажи.

– техногенное подкисление почв. Поступление в атмосферу оксида углерода, оксида и диоксида азота может привести к адсорбции почвой газов и повышению кислотности. Подкисление, в свою очередь, может повлиять на растворимость питательных элементов, а также на рост и на жизнедеятельность почвенных микроорганизмов.

– техногенное подкисление почв, в свою очередь, может привести к сорбции тяжелых металлов. В кислой среде сорбируется, в основном, свинец, цинк и медь.

Непосредственно на участках прогнозируется уплотнение почвы техникой и людьми, частичное и полное разрушение почвенного профиля при земляных работах, что в конечном итоге приведет к возникновению в почвенном покрове признаков техногенного нарушения, вплоть до полной деградации почв, и появлению техногенных нарушенных грунтов.

Перед проведением работ по рекультивации необходимо произвести демонтаж сооружений, оборудования и очистить территории от захламленности. Предусматривается выколаживание откосов отвала под углом, не превышающим 18° , с использованием бульдозера Komatsu D375A. Технологическая схема выколаживания откосов отвала представлена на рисунке 12.1.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						146
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

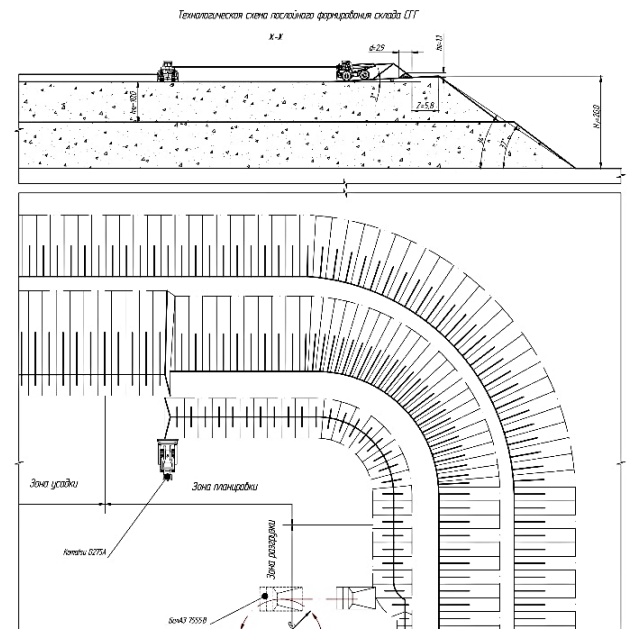
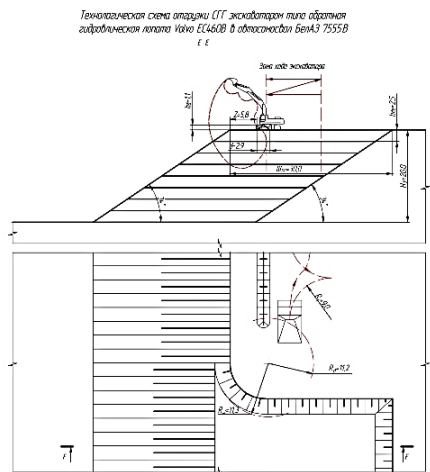
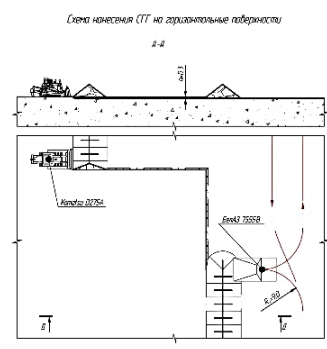
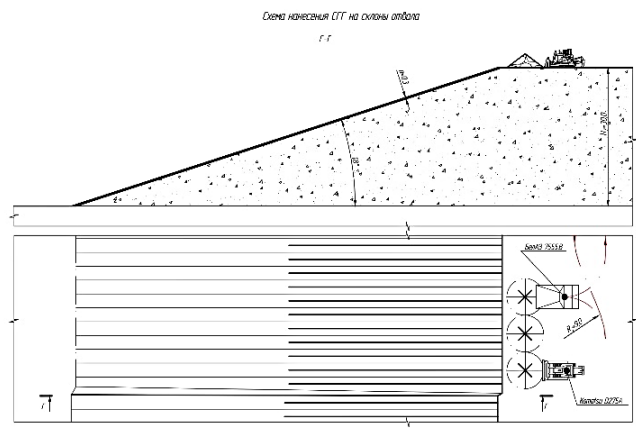
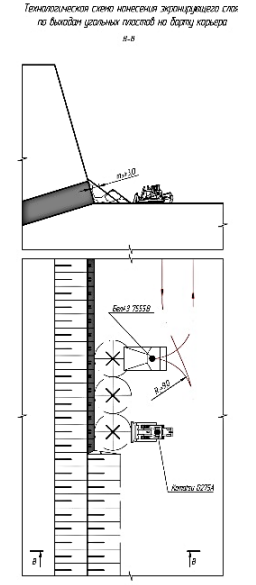
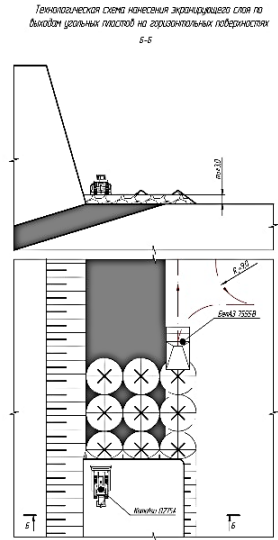
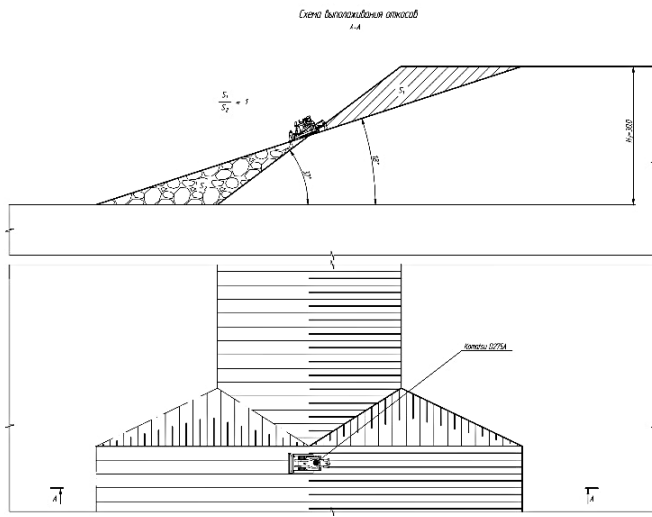


Рисунок 12.1 - Технологическая схема рекультивационных работ

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						147

13. Генеральный план и технологический комплекс на поверхности

С целью осуществления добычи угля открытым способом на участке Урегольского каменноугольного месторождения в границах отработки участков «Урегольский» и «Урегольский 5-6» производится эксплуатация следующих объектов [18]:

- карьерная выемка участка «Урегольский»;
- внутренний отвал участка «Урегольский»;
- внешний отвал Северный-Прибортовой;
- внешний отвал Северо-Западный;
- автодороги на поверхности №№1,2;
- карьерная выемка участка «Урегольский 5-6»;
- внутренний отвал участка «Урегольский 5-6»;
- внешний отвал Южный;
- склад СГГ (смеси генетических горизонтов);
- внешний отвал Межучастковый;
- сети электропередач (временные на передвижных опорах);
- объекты водоотведения (трубопроводы, водосборники, канавы).
- очистные сооружения №№1,2;
- сети электропередач (временные на передвижных опорах);
- технологическая автодорога на поверхности;
- перегрузочный пункт угля.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	Генеральный план и технологический комплекс		
Разработ.		Астахова А. Э.					
Разработ.		Петранцова Е.В.					
Пров.		Мартьянов В.Л.					
Консульт.		Мартьянов В.Л.					
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.					
					Литера	Лист	Листов
						148	
					КузГТУ, ГОс-171.2		

Существующий перегрузочный пункт расположен на борту участка открытых горных работ и предназначен для приема, складирования рядового угля, дробления и классификации углей марок Т, ТС (по классам крупности 0-50, 50-200 мм) на мобильных дробильных установках, а также погрузки углей в автосамосвалы для дальнейшей транспортировки на существующий погрузочный комплекс.

Складирование рядового и сортового угля на перегрузочном пункте осуществляется на открытой площадке участка в отдельные штабеля. Суммарный объем углей находящихся на перегрузочном пункте составляет 60 тыс. т.

Согласно ПБ 05-580-03 «Правила безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев)» [36] по склонности к окислению уголь марок Т, ТПК, ТОМШС, ТС, ТСПК, ТСОМСШ относится ко II группе, максимальный срок хранения составляет 18 мес, максимальная высота штабелей – 8 м. Уголь марки КС относится к III группе, максимальный срок хранения составляет 12 мес, максимальная высота штабеля – 5 м. Формирование штабелей рядового и сортового угля марок Т, ТС предусматривается высотой не более 8 м и марки КС не более 5 м.

Формирование штабелей осуществляется фронтальными погрузчиками Shantui SL60W и бульдозерами Komatsu D375A и Komatsu D275A.

На перегрузочном пункте также предусмотрены две резервные площадки для охлаждения разогревшегося угля и складирования некондиционного угля общей емкостью 3000 т, общей площадью 7450 м².

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		149

14.1 Специальная часть Астаховой Алины Эдуардовны

Тема: «Обосновать технологию ведения вскрышных работ в безугольной зоне»

Ведение

Вскрышные породы участка «Урегольский» предприятия ООО «Разрез Кийзасский» представлены чередованием песчаников (42%), алевролитов (35,6%), переслаиванием алевролитов с песчаником (3,8%), углистыми породами (1,2%), горельниками (0,05%). Состав коренных пород, слагающих угленосную толщу на одних тех же стратиграфических горизонтах, весьма невыдержан. Как по падению, так и по простиранию толщи часто происходит выклинивание или замещение литологических разностей, так, например, замещение песчаников крупнозернистыми алевролитами и наоборот. Угленосные отложения повсеместно перекрываются рыхлыми четвертичными осадками, которые имеют мощности 2–5 м, редко достигают 9 м.

Породы, залегающие на глубине до 7,0 м от дневной поверхности, находятся в зоне активного выветривания, сильно трещиноваты, с малыми прочностными свойствами и поэтому экскавация на данных высотах производится без применения буровзрывных работ.

Усложняющим фактором в процессе ведения горных работ служит тектоническая нарушенность, представленная в виде Кийзасской складки и наличием 49 разрывов.

Вскрышные породы после отгрузки в автосамосвалы транспортируются и размещаются на внешних отвалах Северо-Западный, Северный-Прибортовой и Межучастковый отвал [5].

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата			
Разработ.		Астахова А. Э.			Литера	Лист	Листов
Пров.		Мартьянов В.Л.				150	
Консульт.		Мартьянов В.Л.			Специальная часть КузГТУ, ГОс-171.2		
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.					

14.1.1 Краткое описание ЭКГ -20 и Liebherr -9400

В настоящее время на разрезах Кузбасса широкое применение имеет экскаватор марки ЭКГ -20 (емкость ковша 20 м³). Данная марка экскаватора предназначена для отработки и погрузки в транспортные средства полезных ископаемых и вскрышных пород на открытых горных работах в грунтах до V категории. Экскаватор обеспечивает высокую производительность, обладает хорошей маневренностью, прост в управлении и эксплуатации. Конструкция и применение высокопрочных сталей в основных металлоконструкциях экскаватора обеспечивают его высокую надежность при больших динамических нагрузках, при температуре окружающей среды от -40° до +45°С.

С целью увеличения производительности экскаватора, а, следовательно, уменьшения числа рабочих уступов, количества и численности работающих экскаваторов, буровых станков, автосамосвалов, вспомогательных работ на строительстве и содержании автодорог, строительстве и переносы воздушных ЛЭП, предлагаю рассмотреть работу гидравлического экскаватора Liebherr-9400 (емкость ковша 22 м³). Сравнительные характеристики применяемого выемочно-погрузочного оборудования приведены в таблице 14.1.1/

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						151
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 14.1.1 - Сравнение основных параметров экскаваторов

Рабочие диапазоны			
Наименование показателя	Обозначение	ЭКГ-20	Liebherr-9400 (обратная лопата)
Ёмкость ковша, м ³	E	20	22
Рабочие размеры, м:			
- длина стрелы	A	17,7	6,75
- длина рукояти	B	11,25	4,2
Радиус черпания на уровне стояния	$R_{ч}^{max}$	22,2	15,0
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки	H_y	19,6	11,2
Максимальная высота черпания	$H_{ч}^{max}$	17	15,0
Глубина черпания	Bl	-	9,5
Продолжительность цикла, с	$t_{ц}$	62	42
Основные размеры			
Радиус вращения кузова	R_k		3,3
Длина гусеничного хода	K	11,4	17,6
Просвет под поворотной платформой	M	3	0,6
Высота от земли до крыши кабины машиниста	Pl	9,7	7,96
Высота от земли до уровня глаз машиниста	S	8,5	6,74
Габаритная высота стрелы по верхней точке шкива	F	17,3	9,24
Рабочий вес (с ковшом), кг	m	750000	345500
Давление гусеницы на грунт, кг/м ²		28,1	23,78
Скорость передвижения, км/час		1,01	2,7

Гидравлические экскаваторы, по сравнению с обычными механическими лопатами, имеют ряд преимуществ [25]:

- Более широкий диапазон и гибкость траектории черпания ковша;
- Усилие внедрения ковша в породу в любой точке траектории движения ковша не меняется и существенно выше, чем у мехлопат;
- Время рабочего цикла экскаватора примерно на 30 % меньше по сравнению с экскаваторами типа ЭКГ.

Целью данной работы является обоснование рациональности применения экскаватора Liebherr - 9400 в безугольной зоне в комплекте с автосамосвалами большой грузоподъемности в условиях ООО «Разрез Кийзасский».

Сравнивая технические характеристики представленных экскаваторов видно, что основные рабочие параметры их отличаются незначительно.

Исключение составляет масса, емкости ковшей экскаваторов, продолжительность цикла.

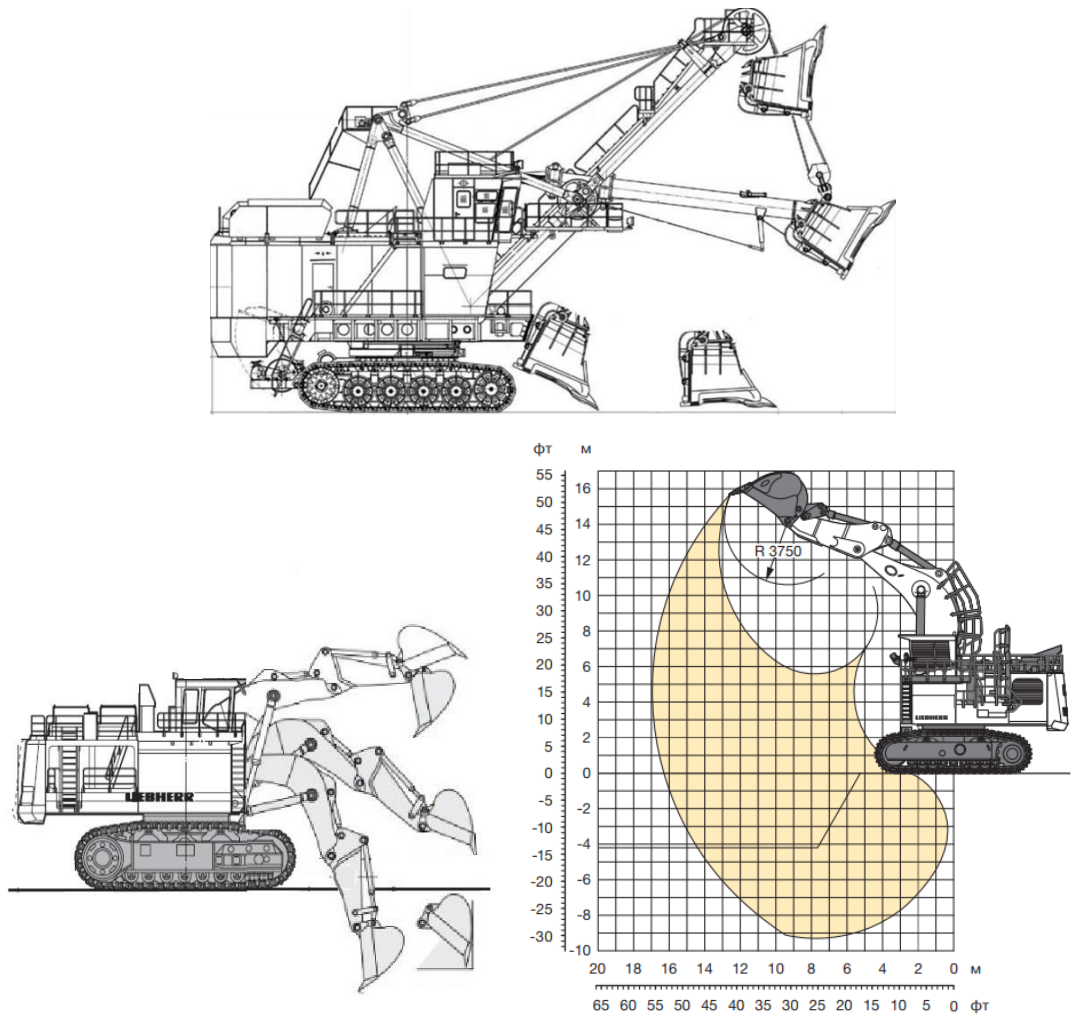


Рисунок 14.1 – Технологические характеристики экскаваторов ЭКГ-20 и Liebherr -9400

14.1.2 Расчет параметров буровзрывных работ для ЭКГ -20 и Liebherr - 9400

Расчет параметров буровзрывных работ произведен исходя из структурно-прочностных свойств вмещающих пород с учетом требований, предъявляемых к горной массе при экскавации, параметров оборудования и элементов систем разработки [10].

Исходя из технологических свойств вскрышных пород и обеспечения их рациональной степени взрывного дробления, в зоне транспортной системы разработки применяется буровой станок Atlas Copco DML (диаметром бурения

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		153

149-270 мм) технологические характеристики приведены в таблице 14.1.3. Выбор нужного диаметра скважин зависит от вместимости ковша экскаватора и категории пород по блочности.

Определим категорию пород по блочности. Для этого необходимо знать диаметр естественной отдельности (d_e) и предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$). Диаметр естественной отдельности равен:

$$d_e = 0,02 \times \sigma_{сж} = 0,02 \times 75 = 1,5 \text{ м.} \quad (14.1.2.1)$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность вмещающих пород, $\sigma_{сж} = 75$ МПа

Исходя из диаметра естественной отдельности, из таблицы 14.1.2 определяем, что порода имеет III категорию по блочности пород, принимаем диаметр скважины $d = 0,216$ м.

Таблица 14.1.2

Категория по взрываемости	Сопротивление пород разрушению взрывом	Категория по блочности	Блочность пород	Средний диаметр естественной отдельности	Предел прочности на сжатие, МПа
II	Средневзрываема	III	Крупноблочная	1,2÷1,6	60÷80

Таблица 14.1.3

Характеристики	Показатели
Способ бурения	вращательный
Диаметр долота, мм	149-270
Максимальная глубина бурения, м	62,5
Усилие подачи, кН	267
Направление бурения к вертикали, градус	0°-30°
Буровая штанга (диаметр), мм	114-194
Эксплуатационная масса, т	50,0

1. Расчет рациональной степени дробления пород.

Рациональную степень взрывного дробления пород можно определить из следующего выражения (применяется транспортная система разработки):

$$Z_p = 1 + \frac{(0,2 \times f)^2}{(E^{0,33} + \Pi_{вв})}, \quad (14.1. 2.2)$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале Протоdjяконова М.М. ($f = 9$);

E – вместимость ковша экскаватора, м³;

$\Pi_{\text{ВВ}}$ – показатель относительной эффективности ВВ;

$$\Pi_{\text{ВВ}} = \frac{K_{\text{ВВ}} \times C_{\text{ВВ}}}{C_{\text{эт}}}, \quad (14.1.2.3)$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент ВВ эквивалентных зарядов

$C_{\text{ВВ}}$ – стоимость рассматриваемого ВВ, руб.

$C_{\text{эт}}$ – стоимость эталонного ВВ, руб.

2. Расчет среднего разрушенного куска после взрыва:

$$d_{\text{ср.р}} = d_e / Z_p \quad (14.1.2.4)$$

где $d_e \approx 0,2 \times f$ – Диаметр естественной отдельности в массиве вскрышных пород.

3. Расчет оптимального удельного расхода ВВ в тротиловом эквиваленте:

$$q_{\text{опт}} = 5 \times d_e \times K_{\text{В}} \times (Z_p - 1) / (0,2 \times f) \quad (14.1.2.5)$$

где $K_{\text{В}}$ – коэффициент влияния обводнённой пород:

$$K_{\text{В}} = 1 + 0,15 \times (d_e - 1) \times h_{\text{в}} / H_{\text{у}}, \quad (14.1.2.6)$$

где $h_{\text{в}}$ – высота столба воды в скважине;

$H_{\text{у}}$ – высота уступа.

При $f \leq 5$, коэффициент влияния обводненности.

4. Расчет проектного удельного расхода с учетом типа ВВ:

Проектный удельный расход с учетом типа ВВ рассчитывается по формуле:

$$q_{\text{пр}} = q \times \left[1 + \frac{0,15 \times (d_e - 1) \times h_{\text{в}}}{H} \right] \quad (14.1.2.7)$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						155
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$$q = \frac{5 \times d \times (Z_p - 1)}{d_e} \quad (14.1.2.8)$$

где h_b – высота столба воды в скважине, м

d_e – средний диаметр естественной отдельности в массиве, м

H – высота уступа, м

$$H = 1,5 \times h_q \quad (14.1.2.9)$$

где h_q – максимальная высота черпания экскаватора, м

По ЕПБ высота развала не должна превышать высоты черпания экскаватора.

14.1.3 Расчет параметров скважин и сетки их расположения

1. Расчет глубины (длины) скважин:

$$l_{скв} = H / \sin \beta + l_n; \quad (14.1.3.1)$$

$$l_{скв} = H / \sin \beta - l_n,$$

где $l_{скв}$ – длина скважины, м;

β – угол наклона скважины к горизонту, град;

2. Расчет длины перебура:

$l_{п}$ – длина перебура, м

$$l_{п} = 3 \times d \times d_e \quad (14.1.3.2)$$

l_n – длина недобура.

$$l_n = \frac{5 \times d^{0,75}}{\sqrt{d_e}} \quad (14.1.3.3)$$

3. Расчет промежутков рассредоточения:

Для зарядов ВВ, рассредоточенных воздушными промежутками, суммарная длина интервалов рассредоточения составляет:

Для вертикальных скважин:

$$\Sigma l_{ен} = (0,45 - 0,025 \times f) \times l_3, \text{ м.} \quad (14.1.3.4)$$

Для наклонных скважин:

$$\Sigma l_{ен} = (0,4 - (f \times 10^{-7} - f^2 \times 10^{-7})) \times l_3, \text{ м.} \quad (14.1.3.5)$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		156

Для наилучшей равномерности дробления горных пород при применении рассредоточения зарядов величину промежутка необходимо определять по формулам 14.3.4 и 14.3.5, если табличные значения промежутка превышают табличные значения таблицы 14.2, то число интервалов рассредоточения (n_p) принимается равным целой части величины:

$$n_p = \sum l_{вп} / l_{вп} \quad (14.1.3.6)$$

Для рассредоточения зарядов длина забойки ($l_{заб.p}$) и длина колонки ВВ ($l_{вв.p}$) составляет:

$$l_{заб.p} = l_{заб} \times (1 - \sum l_p / l_{скв}), \quad (14.1.3.7)$$

где $l_{заб}$ – длина забойки, рассчитывается по формуле:

$$l_{заб} = (20 \div 25) \times d_e \quad (14.1.3.8)$$

$$l_{вв.p} = l_{скв} - l_{заб.p} - \sum l_p. \quad (14.1.3.9)$$

При рассредоточении колонки ВВ на две части длина верхней ($l_{вврв}$) и нижней ($l_{вврн}$) частей составляет:

$$l_{вврв} = 0,35 \times l_{ввр} \quad (14.1.3.10)$$

$$l_{вврн} = 0,65 \times l_{ввр}. \quad (14.1.3.11)$$

В случае рассредоточения колонки ВВ на три и более частей длина нижней части колонки ВВ принимается равной:

- при вертикальном расположении скважин:

$$l_{вврн} = 0,5 \times l_{ввр} \quad (14.1.3.12)$$

- при наклонном расположении скважин:

$$l_{вврн} = 0,35 \times l_{ввр} \quad (14.1.3.13)$$

а оставшийся заряд делится на три части пропорционально числу интервалов рассредоточения.

4. Расчет величины забойки:

Длина забойки должна составлять:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						157
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{п}} + 2 \times R/3, \text{ м} \quad (14.1.3.14)$$

где R – радиус зоны разрушения, м :

$$R = 17 \times d_e^{0,75} \times d_e^{-0,5} \times \rho^{0,5}, \quad (14.1.3.15)$$

где ρ – плотность ВВ, т/м³.

При отсутствии перебура величина забойки составит:

$$l_{\text{заб}} = 2 \times R/3, \text{ м} \quad (14.1.3.16)$$

В случае ведения взрывных работ с недобуром, для обоснования величины забойки, могут быть использованы следующие зависимости:

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 25) \times d_e. \quad (14.1.3.17)$$

5. Расчет длины колонки заряда:

Длина колонки заряда рассчитывается по формуле:

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{п}} - \sum l_{\text{р}} - l_{\text{заб}}, \quad (14.1.3.18)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ - длина колонки заряда, м.

6. Расчет линии сопротивления по подошве (ЛСПП) уступа:

ЛСПП принимается с учетом безопасного бурения первого ряда скважин ($W_{\text{б}}$, м) и качественной проработки подошвы уступа ($W_{\text{макс}}$, м), т.е. :

$$W_{\text{б}} \leq W \leq W_{\text{макс}}. \quad (14.1.3.19)$$

При этом для вертикальных скважин:

$$W_{\text{б}} = H_{\text{у}} \times \text{ctg} \alpha + C_1, \text{ м} \quad (14.1.3.20)$$

где $W_{\text{б}}$ - сопротивление по подошве уступа, м;

α – угол откоса уступа, град;

C_1 - минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

Для наклонных скважин:

$$W_{\text{б}} = H_{\text{у}} \times (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \alpha_1), \text{ м} \quad (14.1.3.21)$$

где α_1 – угол наклона скважины к горизонту, град.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						158
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Однако в любом случае ЛСПП уступа не должна превышать:

$$W_{\max} = (50 - 8,5 \times d_e) \times d_e, \quad (14.1.3.22)$$

где W_{\max} - максимальная линия сопротивления по подошве уступа по условиям качественной проработки подошвы уступа, м.

Если фактическая величина сопротивления по подошве больше расчётной и нет возможности увеличить диаметр скважин или применить наклонное бурение, то скважины сдваивают или страивают, располагая их в линию или по дуге располагая их на расстоянии $(4 \div 6) \times d$, одну от другой.

7. Расчет скважинного заряда:

Масса скважинного заряда:

$$Q_{\text{СКВ}} = 0,25 \times \pi \times d^2 \times \rho \times l_{\text{ВВ}}, \quad (14.1.3.23)$$

Так же массу скважинного заряда можно рассчитать по упрощенной формуле:

$$Q_{\text{СКВ}} = P \times l_{\text{ВВ}}, \text{ кг.} \quad (14.1.3.24)$$

где P – вместимость одного погонного метра скважины, кг/м

8. Расчет сетки расположения скважин на уступе:

Соотношение между параметрами сетки скважин устанавливается из выражения:

$$m = \frac{a}{b} = \frac{2 \times K_{\phi}}{\sqrt{3} \times [1 + (K_{\phi}^2 - 1) \times \sin^2 \alpha]}, \quad (14.1.3.25)$$

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 расчетах принимается равным 0° , 45° или 90°);

K_{ϕ} – коэффициент формы зоны дробления:

$$K_{\phi} = 0,5 \times (k_a + 1), \quad (14.1.3.26)$$

где k_a - коэффициент анизотропии трещиноватости.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						159
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Расчетное расстояние между скважинами в ряду определяется из выражения:

$$a = \sqrt{\frac{m \times Q}{q \times H}}, \quad (14.1.3.27)$$

где m - коэффициент сближения скважин $m = 0,85 + 0,005 \times \sigma_{\text{сж}} = 1,23$.

Расчетное расстояние между рядами скважин определяется из выражения:

$$b = \frac{a}{m} \quad (14.1.3.28)$$

Расчеты БВР ЭКГ-20 и Liebherr– 9400 приведены в таблицах 14.1.4 и 14.1.5 соответственно.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						160
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 14.1.4 - Параметры БВР для ЭКГ – 20 при взрывании пород III категории по блочности для Граммонит-79/21

Диаметр скважины, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Диаметр естественной отдельности, м	Рациональная степень взрывного дробления пород, м ³	Оптимальный удельный расход в тротиловом эквиваленте, кг/ м ³	Расчетный удельный расход, кг/ м ³	Высота уступа, м	Параметры скважин				Вес заряда (расчетный), кг	Сетка скважин, м	
								Глубина скважин, м	Величина перебура, м	Длина заряда, м	Длина забойки, м		а	б
0,216	20	70	1,4	1,45	1,83	1,32	25,5	27,4	0,97	18,7	7	787	10	8

Таблица 14.1.5 - Параметры БВР для Liebherr– 9400 при взрывании пород III категории по блочности для Граммонит-79/21

Диаметр скважины, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Диаметр естественной отдельности, м	Рациональная степень взрывного дробления пород, м ³	Оптимальный удельный расход в тротиловом эквиваленте, кг/ м ³	Расчетный удельный расход, кг/ м ³	Высота уступа, м	Параметры скважин				Вес заряда (расчетный), кг	Сетка скважин, м	
								Глубина скважин, м	Величина перебура, м	Длина заряда, м	Длина забойки, м		а	б
0,216	22	70	1,4	1,44	1,88	1,32	22,5	24,3	0,97	16,6	6,1	699	11	9

14.1.4 Расчет параметров рабочей площадки

При разработке пород с погрузкой горной массы на уровне стояния экскаватора параметры заходки экскаватора Liebherr – 9400 составят:

Ширина рабочей площадки:

1. Ширина рабочей площадки по наносам должна быть равной ширине рабочей площадки экскаватора по скальным породам.

2. Ширина рабочей площадки должна обеспечивать подъезд и разворот автосамосвалов с двух сторон, так как в выпускной квалификационной работе предусматривается использование двухсторонней установки автосамосвалов под погрузку.

Минимальная ширина рабочей площадки по породам при двухподъездной установке под погрузку автосамосвалов БелАЗ-7530 определится по формуле:

$$Ш_{рп.ск} = 2 \times C_2 + 2 \times C_1 + П_3 + 2 \times E + b_{п} + B_{п}, \text{ м} \quad (14.1.4.1)$$

где C_1 – расстояние от оси автодороги до нижней бровки уступа, $C_1 = 8,5$ м;

C_2 – расстояние от оси автодороги до полосы дополнительного оборудования, $C_2 = 5$ м;

$П_3$ – ширина полосы для размещения устройств электроснабжения, $П_3 = 6$ м;

$B_{п}$ – ширина полосы безопасности, $B_{п} = 5$ м;

E – ширина транспортной полосы, $E = 10$ м;

$b_{п}$ – ширина предохранительного вала, $b_{п} = 5$ м.

$$Ш_{рп.ск.min} = 10 + 17 + 6 + 20 + 5 + 5 = 63 \text{ м.}$$

Схема к определению ширины рабочей площадки приведена на рисунке 14.1.10.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		162

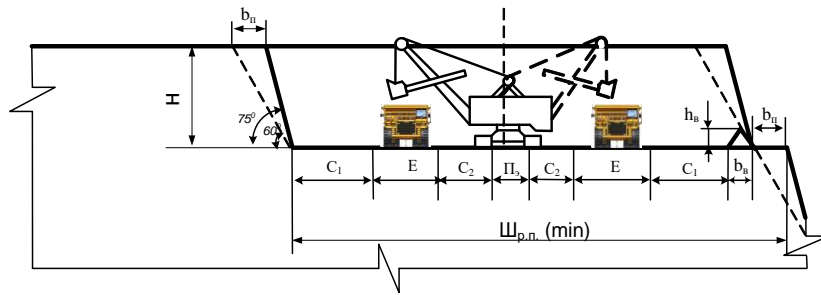


Рисунок 14.1.10 - Схема к определению ширины рабочей площадки

Определяем минимальную ширину разворота автотранспорта:

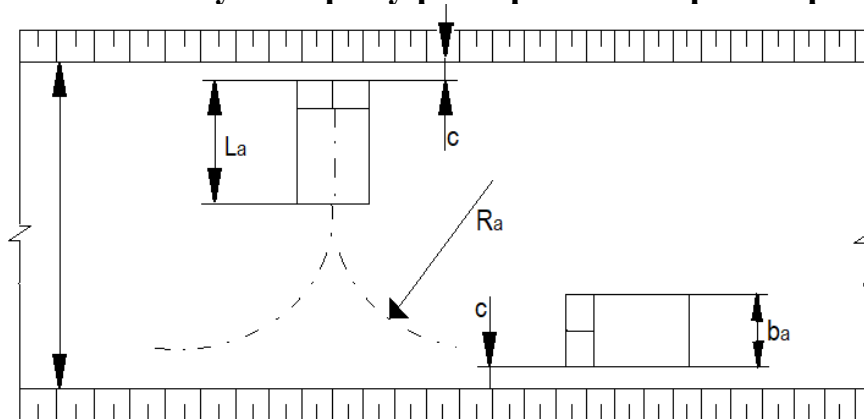


Рисунок 14.2 - Схема к определению необходимой ширины полосы для разворота автосамосвала

При петлевой схеме подачи автосамосвала:

$$B_{\text{петл}} = 2 \times (R_a + 0,5 \times b_a + m) \quad (14.1.4.2)$$

При тупиковой схеме подачи автосамосвала

$$B_{\text{туп}} = R_a + 0,5 \times b_a + 2 \times m + 0,5 \times l_a \quad (14.1.4.3)$$

где R_a - радиус вращения кузова экскаватора, м

m - безопасный зазор между кузовом экскаватора или автосамосвала и нижней бровкой уступа ($m = 0,5 \div 1,0$), м

b_a - ширина автосамосвала, м

l_a - длина автосамосвала, м

БелАЗ-7530

$$B_{\text{петл}} = 2 \times (15 + 0,5 \times 7,78 + 1) = 39,78 \text{ м}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		163

$$B_{\text{тип}} = 15 + 0,5 \times 7,78 + 2 \times 1 + 0,5 \times 13,36 = 27,57 \text{ м}$$

Ширина проезжей части автодороги определяется габаритными размерами автосамосвала, количеством полос движения и размерами берм безопасности.

$$Ш_{\text{а,в}} = 2 \times (a + y) + x = 2 \times 8,28 + 12,67 = 29,23 \text{ м} \quad (14.1.4.4)$$

где a - ширина автосамосвала, м;

x - ширина между кузовами встречных автосамосвалов, м, определяется по выражению

$$x = 2 \times y = 2 \times 6,3 = 12,67 \quad (14.1.4.5)$$

y - ширина обочин, м, определяется по выражению

$$y = 0,5 + 0,5 \times v = 0,5 + 0,5 \times 11,67 = 6,3 \quad (14.1.4.6)$$

где v - скорость движения автомобиля, км/ч

Минимальная ширина рабочей площадки и минимальная ширина траншеи определяется минимальным размером разворотной площадки для наибольшего автосамосвала БелАЗ-7530 и безопасного расстояния до препятствий. В соответствии со СНиП 2.05.07-91 и СП 37.13330.2012 для специализированных автомобилей, включая автомобили особо большой грузоподъёмности, диаметр разворотных площадок должен быть не менее 2,5 конструктивных радиусов разворота по наружному колесу.

$$Ш_{\text{а,в}}^{\text{min}} = 2,5 \times R_a + 2 \times C = 2,5 \times 15 + 2 \times 1 = 39,5$$

где R_a - радиус поворота автосамосвала по наружному колесу, м;

C - безопасное расстояние от автосамосвала до откоса уступа, м

Ширина предохранительного вала, зависит от его высоты.

Согласно п. 426 ПБ 05-619-03, предохранительный вал должен иметь высоту не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъёмности, применяемого в конкретных условиях.

$$h_{\text{в}} = 2,9 \text{ м}$$

Согласно п. 426 ПБ 05-619-03, вертикальная ось, проведённая через вершину породного вала, должна располагаться вне призмы возможного

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						164
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

обрушения. Расстояние от предохранительного вала до верхней бровки нижележащего уступа определяется из выражения

$$a_1 = z - 0,5 \times B_B + 0,2 = 2,45 - 0,5 \times 2,9 + 0,2 = 1,2 \geq 0 \quad (14.1.4.7)$$

Ввиду высоких потерь при простоях простоях выбранного высокопроизводительного экскаватора Liebherr – 9400, предпочтение отдается схеме с двусторонним подъездом, при этом несколько увеличивается ширина рабочей площадки, однако производительность экскаватора и автосамосвала увеличиваются.

Коэффициент использования сменного времени при схеме с двусторонним подъездом примерно на 16 % выше, чем при использовании одностороннего подъезда.

14.1.5 Расчет производительности для ЭКГ-20 и Liebherr – 9400

Паспортная производительность экскаватора:

$$Q_{\text{эп}} = 3600 \times E / t_{\text{цп}} \quad (14.1.5.1)$$

где $t_{\text{цп}}$ – паспортная продолжительность цикла.

ЭКГ-20 с $t_{\text{цп}} = 62$ сек:

$$Q_{\text{эп}} = 3600 \times 20 / 62 = 1161,3 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Liebherr – 9400 с $t_{\text{цп}} = 42$ сек:

$$Q_{\text{эп}} = 3600 \times 22 / 42 = 1885,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Техническая производительность:

$$Q_{\text{эч}} = 3600 \times E \times K_3 \times K_9 / t_{\text{ц}}, \quad (14.1.5.2)$$

где K_3 – коэффициент влияния параметров забоя ($K_3 = 0,9$);

K_9 – коэффициент экскавации;

$t_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора в конкретных горно-геологических условиях.

$$K_9 = K_{\text{нк}} / K_{\text{рк}} \quad (14.1.5.3)$$

где $K_{\text{нк}}$ – коэффициент наполнения ковша ($K_{\text{нк}} = 0,95$);

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						165
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$K_{рк}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (для ЭКГ-20 $K_{рк} = 1,2$; для Liebherr – 9400 $K_{рк} = 1,5$).

$$t_{ц} = 1,1 \times t_{цп} \quad (14.1.5.4)$$

ЭКГ-20:

$$K_3 = 0,95/1,2 = 0,79$$

$$t_{ц} = 1,1 \times 62 = 68,2 \text{ с.}$$

$$Q_{эч} = 3600 \times 20 \times 0,79 \times 0,9 / 68,2 = 750,6 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Liebherr – 9400:

$$K_3 = 0,95/1,5 = 0,63$$

$$t_{ц} = 1,1 \times 42 = 46,2 \text{ с.}$$

$$Q_{эч} = 3600 \times 22 \times 0,63 \times 0,9 / 46,2 = 972 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Сменная производительность:

$$Q_{э.см} = Q_{эч} \times T_{см} \times K_{иэ}, \quad (14.1.5.5)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены ($T_{см} = 12 \text{ ч.}$);

$K_{иэ}$ – коэффициент использования экскаватора в течении смены (при двусторонней подаче транспорта $K_{иэ} = 0,8$; при односторонней $K_{иэ} = 0,65$).

ЭКГ-20:

$$Q_{э.см}^{одн} = 750,6 \times 12 \times 0,65 = 5854,7 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_{э.см}^{двуст} = 750,6 \times 12 \times 0,8 = 7205,8 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Liebherr – 9400:

$$Q_{э.см}^{одн} = 972 \times 12 \times 0,65 = 7581,6 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_{э.см}^{двуст} = 972 \times 12 \times 0,8 = 9331,2 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Суточная производительность:

$$Q_{э.сут} = n_{см} \times Q_{э.см}, \quad (14.1.5.6)$$

где $n_{см} = 2$, число смен в сутках.

ЭКГ-20:

$$Q_{э.сут}^{одн} = 2 \times 5854,7 = 11709,4 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						166
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$$Q_{\text{э.сут}}^{\text{двуст}} = 2 \times 7205,8 = 14411,6 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Liebherr – 9400:

$$Q_{\text{э.сут}}^{\text{одн}} = 2 \times 7581,6 = 15163,2 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

$$Q_{\text{э.сут}}^{\text{двуст}} = 2 \times 9331,2 = 18662,4 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Месячная производительность:

$$Q_{\text{э.мес}} = n_{\text{сут}} \times Q_{\text{э.сут}}, \quad (14.1.5.7)$$

где $n_{\text{сут}} = 30$ суток, число суток в месяце.

ЭКГ-20:

$$Q_{\text{э.сут}}^{\text{одн}} = 30 \times 11709,4 = 351284 \text{ м}^3/\text{мес.}$$

$$Q_{\text{э.сут}}^{\text{двуст}} = 30 \times 14411,6 = 432348 \text{ м}^3/\text{мес.}$$

Liebherr – 9400:

$$Q_{\text{э.мес}}^{\text{одн}} = 30 \times 15163,2 = 454896 \text{ м}^3/\text{мес.}$$

$$Q_{\text{э.мес}}^{\text{двуст}} = 30 \times 18662,4 = 559872 \text{ м}^3/\text{мес.}$$

Годовая производительность:

$$Q_{\text{э.год}} = n_{\text{мес}} \times Q_{\text{э.мес}}, \quad (14.1.5.8)$$

где $n_{\text{мес}} = 12$ месяцев, количество месяцев в год.

ЭКГ-20:

$$Q_{\text{э.год}}^{\text{одн}} = 12 \times 351284 = 4215408 \text{ м}^3/\text{год.}$$

$$Q_{\text{э.год}}^{\text{двуст}} = 12 \times 432348 = 5188176 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Liebherr – 9400:

$$Q_{\text{э.год}}^{\text{одн}} = 12 \times 454896 = 5458752 \text{ м}^3/\text{год.}$$

$$Q_{\text{э.год}}^{\text{двуст}} = 12 \times 559872 = 6718464 \text{ м}^3/\text{год.}$$

14.1.6 Эксплуатационный расчет автотранспорта

Для обеспечения высокопроизводительной работы экскаватора предлагается использовать из имеющегося на разрезе парка автосамосвалов марок БелАЗ-7530 грузоподъемностью 220 тонн, БелАЗ-7513 грузоподъемностью 130 тонн, БелАЗ-7555В(D) грузоподъемностью 55 тонн (таблица 14.1.6.) автосамосвалы БелАЗ-7530 (220 т). Принимаем двустороннюю подачу транспорта.

Средняя сменная производительность самосвалов увеличится при условии применения Liebherr – 9400 за счет существенного уменьшения времени погрузки, что позволит существенно поднять степень использования карьерного автотранспорта.

Таблица 14.1.6 - Технические характеристики автосамосвалов

№ п/п	Наименование технических характеристик	Ед. изм.	БелАЗ-7530
1.	Грузоподъёмность	т	220
2.	Вместимость кузова (в целике)	м ³	85
3	Колёсная формула	-	4x2
4	Масса без груза	кг	156 100
5	Основные габариты:		
	- длина	мм	13360
	- ширина	мм	7780
	- высота	мм	6520
6	Минимальный радиус поворота	м	15
7	Максимальная скорость движения	км/ч	43
8	Соотношение: ковш/кузов	шт/шт	5/1

Расчёт количества ковшей при погрузке в автосамосвал:

$$n_{\text{ковшей}} = V_{\text{авто}}/E_{\text{ковша}} \quad (14.1.6.1)$$

где $V_{\text{авто}}$ - вместимость кузова автосамосвала БелАЗ 7530 – 85 м³ (В соответствии с утверждёнными паспортами загрузки автосамосвалов);

$E_{\text{ковша}}$ - вместимость ковша, м³ (с учётом коэффициента использования вместимости ковша). Для ЭКГ-20 – 20 м³, для Liebherr – 9400– 22 м³.

ЭКГ-20

$$n_{\text{ковшей}} = 85/20 = 4$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						168
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Liebherr – 9400

$$n_{\text{ковшей}} = 85/22 = 4$$

Расчёт времени погрузки одного автосамосвала:

$$T_{\text{погр}} = t_{\text{загр}} \quad (14.1.6.2)$$

где $t_{\text{загр}}$ - время загрузки автосамосвала;

$$t_{\text{загр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}} \quad (14.1.6.3)$$

$t_{\text{уст}}$ - время установки автосамосвала на погрузку;

$$T_{\text{погр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}}$$

ЭКГ-20

$$T_{\text{погр}} = 4 \times 62 = 248 \text{ сек} = 4,13 \text{ мин.}$$

Liebherr – 9400

$$T_{\text{погр}} = 4 \times 42 = 168 \text{ сек} = 2,8 \text{ мин.}$$

Расчёт количества загруженных автосамосвалов за смену:

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times T \times k_{\text{ис}}}{T_{\text{погр}}} \quad (14.1.6.4)$$

где T - продолжительность смены, час ($T = 12$ часов);

$k_{\text{ис}}$ - коэффициент использования сменного времени экскаватора (при погрузке в автомобильный транспорт на два подъезда $k_{\text{ис}} = 1$).

ЭКГ-20

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times 12 \times 1}{248} = 158 \text{ шт.}$$

Liebherr – 9400

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times 12 \times 1}{168} = 225 \text{ шт.}$$

Расчёт производительности экскаватора по возможности автотранспорта:

$$Q_{\text{э.сут}} = 2 \times N_{\text{авто}} \times V_{\text{авто}} \quad (14.1.6.5)$$

ЭКГ-20

$$Q_{\text{э.сут}} = 2 \times 158 \times 85 = 26860 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Liebherr – 9400

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		169

$$Q_{\text{э.сут}} = 2 \times 225 \times 85 = 38250 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Годовая производительность, при условии количества 290 рабочих дней в году составит:

$$Q_{\text{э.год}} = Q_{\text{э.сут}} \times n_{\text{дней}} \quad (14.1.6.6)$$

ЭКГ-20

$$Q_{\text{э.год}} = 26860 \times 290 = 7789400 \text{ м}^3/\text{год}$$

Liebherr – 9400

$$Q_{\text{э.год}} = 38250 \times 290 = 11092500 \text{ м}^3/\text{год}$$

С целью исключения непроизводительных простоев экскаватора Liebherr – 9400 предусматривается опережающая взрывная подготовка пород по планируемым заходкам экскаватора. Это обеспечит стабильную высокую производительность экскаватора за счет сокращения простоев на взрывные работы.

Время рейса автомобиля (мин.):

$$T_p = t_n + t_p + t_{\text{дв}} + t_m, \text{ мин} \quad (14.1.6.7)$$

где t_n – время погрузки, мин;

$$t_n = t_{\text{ц}} \times n_{\text{к}} \quad (14.1.6.8)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора, мин;

$n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов, шт.

Время движения:

$$t_{\text{дв}} = \sum_1^n t_{\text{дв}i} = \sum_1^n \frac{60 \times l_i}{v_i} \quad (14.1.6.9)$$

где $t_{\text{дв}i}$ – время движения автомобиля на $i^{\text{м}}$ участке автодороги;

l_i – длина $i^{\text{го}}$ участка, км;

v_i – скорость движения на $i^{\text{м}}$ участке (км/час).

Расстояние перевозки вскрыши составляет 2,5 км.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости 15 км/час, при движении на спуске более 50⁰/₀₀

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						170
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

– 20 км/час. При расчёте используем значения средней технической (приведённой технической) скорости (км/час):

$$v_{\text{ср,м.}} = \frac{L_{\text{мп}} + L_{\text{пор}}}{t_{\text{дв}}} = \frac{2v_{\text{гр}} \times v_{\text{пор}}}{v_{\text{гр}} + v_{\text{пор}}}, \quad (14.1.6.10)$$

Число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором, определяют по формуле:

$$N_{\text{а}} = \frac{T_{\text{р}}}{t_{\text{пог}}} \quad (14.1.6.11)$$

Число рейсов в час автосамосвала:

$$N_{\text{р}} = \frac{60}{T_{\text{р}}} \quad (14.1.6.12)$$

ЭКГ-20

$$t_n = 62 \times 4 = 248 \text{ сек} = 4,13 \text{ мин}$$

$$v_{\text{ср,м.}} = \frac{2 \times 15 \times 20}{15 + 20} = 17 \text{ км/час}$$

$$t_{\text{дв}} = \frac{60 \times 2,5}{17} = 8,8$$

$$T_{\text{р}} = 4,13 + 1,5 + 8,8 + 0,4 = 14,8 \text{ мин}$$

$$N_{\text{а}} = \frac{14,8}{4,13} \approx 4 \text{ шт.}$$

$$N_{\text{р}} = \frac{60}{14,8} \approx 5 \text{ шт.}$$

Liebherr – 9400

$$t_n = 42 \times 4 = 168 \text{ сек} = 2,8 \text{ мин}$$

$$v_{\text{ср,м.}} = \frac{2 \times 15 \times 20}{15 + 20} = 17 \text{ км/час}$$

$$t_{\text{дв}} = \frac{60 \times 2,5}{17} = 8,8$$

$$T_{\text{р}} = 2,8 + 1,5 + 8,8 + 0,4 = 13,5 \text{ мин}$$

$$N_{\text{а}} = \frac{13,5}{2,8} \approx 5 \text{ шт.}$$

$$N_{\text{р}} = \frac{60}{13,5} \approx 5 \text{ шт.}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		171

Сменная производительность автомобиля (м³/см):

$$Q_{\text{см}} = \frac{q_a \times K_{\Gamma} \times N_p \times K_{\text{ра}}}{\rho_n} \times T_{\text{см}} \times K_{\text{и.а}} \quad (14.1.6.13)$$

где K_z – коэффициент использования грузоподъёмности ($K_z = 0,8$).

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

ρ_n – плотность породы в целике, т/м³;

$K_{\text{и.а}}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены (0,7-0,8).

ЭКГ-20

$$Q_{\text{см}} = \frac{220 \times 0,8 \times 4,05 \times 1,39}{2,5} \times 12 \times 0,75 = 3566,8 \text{ м}^3/\text{см}$$

Liebherr – 9400

$$Q_{\text{см}} = \frac{220 \times 0,8 \times 4,44 \times 1,39}{2,5} \times 12 \times 0,75 = 3910,3 \text{ м}^3/\text{см}$$

Суточная производительность (м³/сут):

$$Q_{\text{а.сут}} = Q_{\text{см}} \times n_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (14.1.6.14)$$

где $n_{\text{см}}$ – число смен в сутки.

ЭКГ-20

$$Q_{\text{см}} = 3566,8 \times 2 = 7133,6 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Liebherr – 9400

$$Q_{\text{см}} = 3910,3 \times 2 = 7820,6 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Годовая производительность (м³/год):

$$Q_{\text{а.год}} = Q_{\text{а.сут}} \times n_{\text{год}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (14.1.6.15)$$

где $n_{\text{год}}$ – число дней работы в году.

ЭКГ-20

$$Q_{\text{а.год}} = 7133,6 \times 290 = 2068744 \text{ м}^3/\text{год}$$

Liebherr – 9400

$$Q_{\text{а.год}} = 7820,6 \times 290 = 2267974 \text{ м}^3/\text{год}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		172

На основе полученных расчетов наглядно видно, что средняя сменная производительность БелАЗ-7530 увеличится при условии применения Liebherr – 9400, за счет уменьшения времени погрузки, что позволит существенно поднять степень использования карьерного автотранспорта.

Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе с экскаватором Liebherr – 9400 определится как отношение годовой производительности экскаватора к годовой производительности автосамосвала:

$$N_a = 6718464 / 2267974 = 3 \text{ шт.} \quad (14.1.6.16)$$

Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе с экскаватором ЭКГ-20 определится как отношение годовой производительности экскаватора к годовой производительности автосамосвала:

$$N_a = 5188176 / 2068744 = 3 \text{ шт.}$$

Объем взрываемого блока ($V_{\text{блока}}$) составляет 92400 м³, тогда с учётом коэффициента разрыхления породы ($K_p = 1,35$) объем взорванной горной массы ($V_{\text{г.м.}}$) составит:

$$V_{\text{г.м.}} = 92400 \times 1,35 = 124740 \text{ м}^3. \quad (14.1.6.17)$$

Тогда количество смен, за которое экскаватор отработает данный объем определится как отношение объема взорванной горной массы к сменной производительности экскаватора:

$$N_{\text{смен}} = V_{\text{г.м.}} / \Pi_{\text{смен.э}} \quad (14.1.6.18)$$

ЭКГ-20

$$N_{\text{смен}} = 124740 / 7205,8 = 17 \text{ смен.}$$

Liebherr – 9400

$$N_{\text{смен}} = 124740 / 9331,2 = 13 \text{ смен.}$$

Из расчетов видно, что экскаватор Liebherr – 9400 в комплексе с автосамосвалом БелАЗ-7530 отработает блок на четыре смены быстрее, чем экскаватор ЭКГ-20 в комплексе с тем же автосамосвалом за счет большей производительности комплекса.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						173
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

14.1.7 Система разработки Liebherr – 9400

Технологические схемы с двухсторонней установкой автосамосвалов под погрузку (погрузка горной массы с поворотом экскаватора на угол не превышающий 90° в обе стороны) к экскаватору Liebherr – 9400 с челноковым перемещением последнего в безугольной зоне, как обеспечивающие наиболее высокую производительность экскаватора при отработке больших объемов горной массы с максимальными параметрами забоя приведены на рисунках 14.1.11, 14.1.12

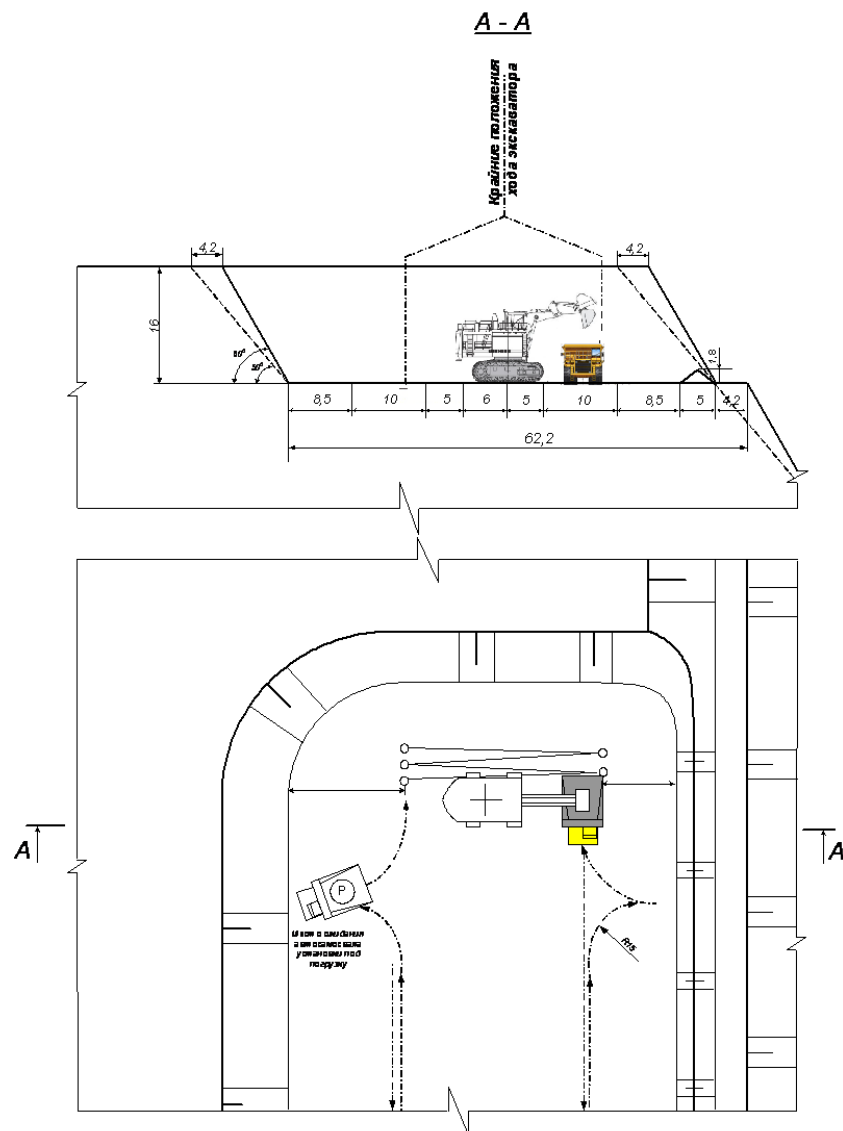


Рисунок 14.1.11 - Технологическая схема разработки наносов экскаватором Liebherr – 9400 за один проход челноковым перемещением и двухсторонней установкой автосамосвалов под погрузку

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		174

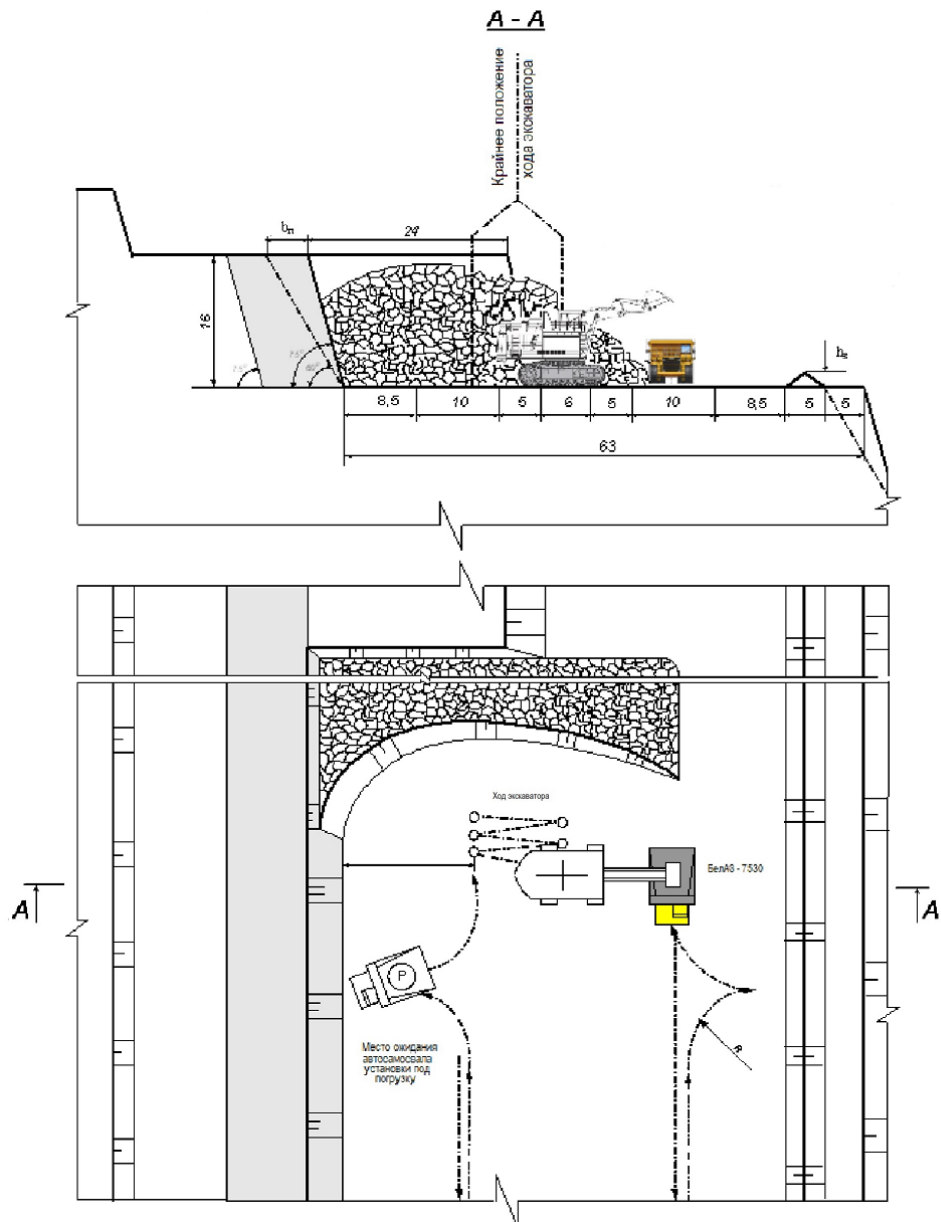


Рисунок 14.1.12 - Технологическая схема работы экскаватора Liebherr – 9400 взорванного уступа за один проход челноковым перемещением и двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку

14.1.8. Экономическая оценка замены вскрышного оборудования

Годовой экономический эффект после замены оборудования, в основном будет достигаться за счет уменьшения годовых объемов вскрыши:

$$\mathcal{E}_Г = (V_{\text{год}}^б - V_{\text{год}}^п) \times C_{\text{в}}, \quad (14.1.8.1)$$

где $V_{\text{год}}^б$ и $V_{\text{год}}^п$ – годовые объемы вскрышных работ соответственно в базовом варианте и проектируемом, тыс. м³/год;

$C_{\text{в}}$ - себестоимость 1 м³ вскрыши, р/м³.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		175

Себестоимость 1 м³ в проектном варианте принимается как и в базовом, в виду того, что затраты по элементам себестоимости изменяются как в большую, так и в меньшую сторону (принимаем $C_b = 1743,1$ руб).

Объем вскрышных работ для проектируемого варианта определяется по формуле:

$$V_{\text{год}}^{\text{п}} = Ш_{\text{рп2}} \times H_{\text{р}} \times L_{\text{ф}}, \text{ м}^3 \quad (14.1.8.2)$$

где $Ш_{\text{рп2}}$ – ширина рабочей площадки для внедряемого оборудования, м;

$H_{\text{р}}$ – глубина работ, м ($H_{\text{р}} = 120$ м);

$L_{\text{ф}}$ – длина фронта работ, м ($L_{\text{ф}} = 1000$ м).

$$V_{\text{год}}^{\text{п}} = 63 \times 120 \times 1000 = 7560 \text{ тыс. м}^3$$

Объемы вскрышных работ для базового варианта составят:

$$V_{\text{год}}^{\text{б}} = Ш_{\text{рп1}} \times H_{\text{р}} \times L_{\text{ф}} + [Ш_{\text{рп1}} \times (H_{\text{р}} - h_1) \times L_{\text{ф}}] \times \frac{(h_2 - h_1)}{h_1}, \text{ м}^3 \quad (14.1.8.3)$$

где h_1 и h_2 – высоты уступов базового и проектируемого вариантов соответственно, м; ($h_1 = 15$ м, $h_2 = 22,2$ м).

$$V_{\text{год}}^{\text{б}} = 63 \times 120 \times 1000 + [63 \times (120 - 22,2) \times 1000] \times (22,2 - 15) / 22,2 = 9531,65 \text{ тыс. м}^3.$$

$$\mathcal{E}_2 = (9531,65 - 7560) \times 1743,1 = 3436,78 \text{ тыс. р.}$$

За счет увеличения производительности снижается себестоимость одной тонны угля на 1,3 %.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						176
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Таблица 14.1.7 - Техничко-экономические показатели

Наименование показателей	ЭКГ-20	Liebherr-9400 (обратная лопата)
Паспортная производительность экскаватора	1161,3 м ³ /ч	1885,7 м ³ /ч
Техническая производительность	750,6 м ³ /ч	972 м ³ /ч
Годовая производительность	5188176 м ³ /год	6718464 м ³ /год
Применяемый автосамосвал	БелАЗ-7530	БелАЗ-7530
Количество ковшей при погрузке в автосамосвал	4	4
Время погрузки одного автосамосвала:	4,13 мин	2,8 мин
Количество загруженных автосамосвалов в смену:	158 шт	225 шт
Производительность экскаватора по возможности автотранспорта: В сутки: В год:	26860 м ³ /сут 7789400 м ³ /год	38250 м ³ /сут 11092500 м ³ /год
Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе:	3 шт.	3 шт.
Объем взрываемого блока: Кол-во смен для отработки:	92400 17 смен	92400 13 смен

Заключение по специальной части: Своевременная замена применяемых экскаваторов с учетом их физического и морального износа на более производительные и имеющие большие рабочие параметры дает возможность повысить эффективность вскрышных работ.

После проведения реконструкции объемы вскрышных работ снизятся на 1971,7 тыс.м³/год, в результате чего годовой экономический эффект составит 3436,78 тыс. руб.

Из произведенных расчетов видно, что для отработки пород вскрышной зоны более производительным является комплекс оборудования, состоящий из экскаватора большой единичной мощности Liebherr – 9400 и мощных карьерных автосамосвалов БелАЗ-7530. При этом предусматривается двусторонняя установка автосамосвалов под погрузку, так как при использовании двухсторонней установки обеспечивается непрерывная подача автосамосвалов к экскаватору.

Большая производительность комплекса достигается в основном за счет существенного уменьшения времени погрузки, что позволит существенно

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						177
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

поднять степень использования карьерного автотранспорта.

С экономической стороны внедрение предлагаемого комплекса вскрышного оборудования даст экономию затрат на разработку вскрышных пород от сокращения текущих объемов вскрыши в размере 3436,78 тыс. руб на 1 км длины фронта горных работ.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						178
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

14.2 Специальная часть Петранцовой Евгении Владимировны

Тема: «Обосновать параметры отработки угленасыщенной зоны»

Наличие мощной современной техники позволяет постоянно совершенствовать технологию добычи и вскрыши, увеличивать производительность труда.

В последние годы в сложившихся макроэкономических условиях на разрезах ведется большая работа над снижением производственных издержек.

Гидравлические экскаваторы имеют более высокие условия копания, обладают большими возможностями для производства селективной выемки и могут производить зачистку подошвы забоя, освобождая от этой работы бульдозер. Высокие усилия копания экскаваторов позволяют в ряде случаев сократить объемы буровзрывной подготовки пород к экскавации, особенно междупластей, которые более перемяты и менее прочные по сравнению с основной вскрышей.

Меньшие размеры ковшей гидравлических экскаваторов позволяют работать с малым процентом засорения добываемых полезных ископаемых. Более высокая техническая производительность гидравлических экскаваторов достигается за счет меньших затрат времени на цикл экскавации, а также имеют лучшие показатели производительности на единицу массы, имеют дополнительную степень свободы рабочего оборудования (поворот ковша) и могут работать с верхним и нижним черпанием и погрузкой горной массы на уровне стояния экскаватора, а также выше и ниже его установки.

В данной специальной части для условий разреза Кийзасский приняты к отработке пласты III и IV-V с мощностью от 1,33 до 4,08 м. (рисунок 14.2.1)

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	Специальная часть	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.					179	
Пров.		Мартьянов В.Л.						
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.				КузГТУ, ГОс-171.2		

14.2.1 Расчет параметров рабочей площадки

Минимальная ширина рабочей площадки по угольным пластам III и IV-В при одноподъездной установке под погрузку автосамосвалов БелАЗ-7555В(Д) определяется по формуле:

$$\text{Ш}_{\text{рп.ск}} = C_2 + C_1 + \Pi_3 + E + b_{\text{п}} + B_{\text{п}}, \text{ м} \quad (14.2.1.1)$$

где C_1 – расстояние от оси автодороги до нижней бровки уступа, ($C_1=8,5\text{м}$);

C_2 – расстояние от оси автодороги до полосы дополнительного оборудования, ($C_2=5\text{м}$);

Π_3 – ширина полосы для размещения устройств электроснабжения, ($\Pi_3=6\text{м}$);

$B_{\text{п}}$ – ширина полосы безопасности, ($B_{\text{п}}=5\text{м}$);

E – ширина транспортной полосы, ($E=10\text{м}$);

$b_{\text{п}}$ – ширина предохранительного вала, ($b_{\text{п}}=5\text{м}$).

$$\text{Ш}_{\text{рп.ск}} = 5 + 8,5 + 6 + 10 + 5 + 5 = 39,5 \text{ м.}$$

Схема ширины рабочей площадки приведена на рисунке 14.2.2

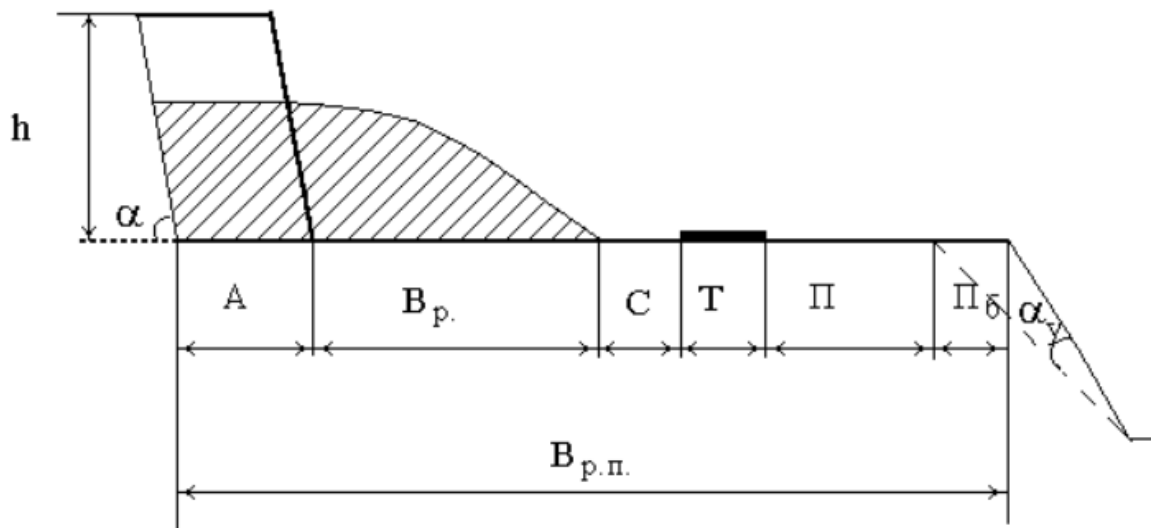


Рисунок 14.2.2 – Схема ширины рабочей площадки

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Минимальная ширина разворота автотранспорта:

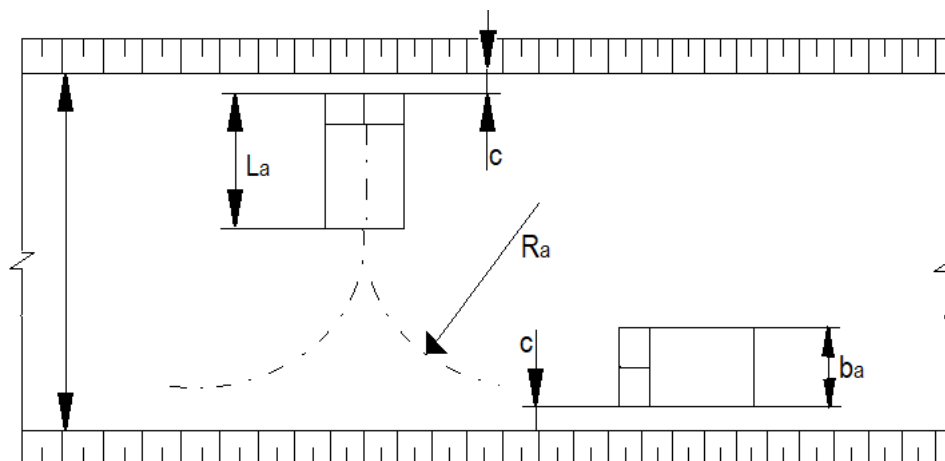


Рисунок 14.2.3 - Схема к определению необходимой ширины полосы для разворота автосамосвала

При тупиковой схеме подачи автосамосвала

$$B_{тип} = R_a + 0,5 \times b_a + 2 \times m + 0,5 \times l_a \quad (14.2.1.2)$$

где R_a - радиус вращения кузова экскаватора, м

m - безопасный зазор между кузовом экскаватора или автосамосвала и нижней бровкой уступа ($m= 0,5 \div 1,0$), м

b_a - ширина автосамосвала, м

l_a - длина автосамосвала, м

$$B_{тип} = 9 + 0,5 \times 5,3 + 2 \times 1 + 0,5 \times 8,9 = 18,1$$

Ширина проезжей части автодороги определяется габаритными размерами автосамосвала, количеством полос движения и размерами берм безопасности.

$$Ш_{a,в} = 2 \times (a + y) + x \quad (14.2.1.3)$$

$$Ш_{a,в} = 2 \times (5,3 + 6,8) + 13,52 = 37,72$$

где a - ширина автосамосвала, м;

x - ширина между кузовами встречных автосамосвалов, м, определяется

по выражению

$$x = 2 \times y = 2 \times 6,8 = 13,52 \quad (14.2.1.4)$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		182

y - ширина обочин, м, определяется по выражению

$$y = 0,5 + 0,5 \times v = 0,5 + 0,5 \times 12,52 = 6,8$$

где v - скорость движения автомобиля, км/ч

Минимальная ширина рабочей площадки и минимальная ширина траншеи определяется

$$Ш_{a,в}^{min} = 2,5 \times R_a + 2 \times C \quad (14.2.1.5)$$

$$Ш_{a,в}^{min} = 2,5 \times 9 + 2 \times 1 = 24,5$$

где R_a - радиус поворота автосамосвала по наружному колесу, м;

C - безопасное расстояние от автосамосвала до откоса уступа, м

14.2.2 Расчет производительности экскаватора Hitachi ZX 870

Различают паспортную (теоретическую), техническую эксплуатационную производительность экскаватора. В свою очередь эксплуатационная производительность может быть сменной, сменной суточной и годовой.

Паспортная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) экскаватора определяется только конструктивными параметрами машины:

$$Q_{\text{эп}} = \frac{3600 \times E}{t_{\text{цип}}} = \frac{3600 \times 4,5}{30} = 540 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} \quad (14.2.2.1)$$

где E – вместимость ковша, $\text{м}^3/\text{ч}$; $t_{\text{цип}}$ – паспортная продолжительность цикла, с

Технической производительностью $\text{м}^3/\text{ч}$ является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретно горно-геологических условиях:

$$Q_{\text{эч}} = \frac{3600 \times E \times K_э \times K_з}{t_{\text{ц}}} \quad (14.2.2.2)$$

$$Q_{\text{эч}} = \frac{3600 \times 4,5 \times 0,67 \times 0,8}{30} = 289,4 \text{ м}^3/\text{ч}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						183
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

где $K_э$ – коэффициент экскавации; $K_з$ – коэффициент влияния параметров забоя ($K_з = 0,8$); $t_ц$ – время цикла экскаватора в конкретных горнотехнических условиях, с

$$t_ц = 1,1 \times t_{цп} \quad (14.2.2.3)$$

$$t_ц = 1,1 \times 30 = 33 \text{ с}$$

$$K_э = K_{нк}/K_{рк}, \quad (14.2.2.4)$$

где $K_{нк}$ -коэффициент наполнения ковша ($K_{нк} = 0,9$); $K_{рк}$ -коэффициент разрыхления горной массы в ковше ($K_{рк} = 1,35$).

$$K_э = \frac{0,9}{1,35} = 0,67$$

Сменная эксплуатационная производительность $\text{м}^3/\text{ч}$ характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные перерывы:

$$Q_{э см} = Q_{эч} \times T_{см} \times K_{и.э} \quad (14.2.2.5)$$

$$Q_{э см} = 289,4 \times 12 \times 0,65 = 2257,6 \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены $T_{см} = 12$, ч; $K_{и.э}$ – коэффициент использования экскаватора в течении смены (таблица 14.2.2)

Таблица 14.2.2 - Значения коэффициента $K_{и.э}$

Вид транспорта	Схема подачи транспортных средств	$K_{и.э}$
Автомобильный	Тупиковая	0,6 – 0,65
	Кольцевая	0,7 – 0,75
	Сквозная	0,75 – 0,85

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

$$Q_{э сут} = n_{см} \times Q_{э см} \quad (14.2.2.6)$$

$$Q_{э сут} = 2 \times 2257,6 = 4515,3 \text{ м}^3/\text{сут}$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки.

Месячная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{год}$:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		184

$$Q_{\text{э мес}} = n_{\text{мес}} \times Q_{\text{э сут}} \quad (14.2.2.7)$$

где $n_{\text{мес}}$ – количество суток в месяце.

$$Q_{\text{э мес}} = 30 \times 4515,3 = 135457,92 \text{ м}^3/\text{мес}$$

Годовая производительность экскаватора, м/год:

$$Q_{\text{э год}} = n_{\text{год}} \times Q_{\text{э сут}} \quad (14.2.2.8)$$

$$Q_{\text{э год}} = 12 \times 135457,92 = 1625495,04 \text{ м/год}$$

где $n_{\text{год}}$ – количество месяцев в год.

14.2.3 Расчет производительности экскаватора HitachiZX 870 при погрузке в автосамосвал БелАЗ-7555D:

Сменная производительность:

$$P_{\text{см.э}} = \left(\frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{пн}} - T_{\text{т.п}}}{T_{\text{п.а}} + T_{\text{у.п}}} \right) \times V_{\text{а}} \times K_{\text{у}} \quad (14.2.3.1)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ($T_{\text{см}} = 480$ мин); $T_{\text{пз}}$ – время на выполнение подготовительно-заключительных операций ($T_{\text{пз}} = 30$ мин); $T_{\text{пн}}$ – время на личные надобности ($T_{\text{пн}} = 50$ мин); $T_{\text{т.п}}$ – время технологических перерывов ($T_{\text{т.п}} = 20$ мин); $T_{\text{п.а}}$ – время погрузки автосамосвала, мин; $T_{\text{у.п}}$ – время установки автосамосвала под погрузку ($T_{\text{у.п}} = 0,8$ мин); $V_{\text{а}}$ – объём породы в кузове автосамосвала в плотном теле ($V_{\text{а}} = 25 \text{ м}^3$); $K_{\text{у}}$ – коэффициент использования экскаватора ($K_{\text{у}} = 0,7$).

$$T_{\text{п.а}} = \frac{V_{\text{а}} \times T_{\text{ц}}}{60 \times E \times K_{\text{э}}} \quad (14.2.3.2)$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, сек; $K_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации.

$$K_{\text{э}} = \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} \quad (14.2.3.3)$$

где $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша ($K_{\text{н}} = 0,9$); $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше ($K_{\text{р}} = 1,35$).

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		185

$$K_9 = \frac{0,9}{1,35} = 0,67$$

$$T_{n.a} = \frac{25 \times 30}{60 \times 4,5 \times 0,67} = 4,15 \text{ мин}$$

$$P_{см.э} = \frac{480 - 30 - 50 - 20}{4,15 + 0,8} \times 25 \times 0,7 = 1343 \text{ м}^3/\text{см}$$

Суточная производительность:

$$P_{сут.э} = P_{см.э} \times n_{см} \quad (14.2.3.4)$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутках ($n=2$)

$$P_{сут.э} = 1343 \times 2 = 2626$$

Годовая производительность:

$$P_{год.э} = P_{сут.э} \times n_{год} \times K_t \quad (14.2.3.5)$$

где $n_{год}$ – количество рабочих дней в году с учетом времени на ремонт, ТО и технологические перегоны ($n_{год}=297$ дней); K_t – среднегодовой температурный коэффициент ($K_t=0,955$).

$$P_{год.э} = 2626 \times 297 \times 0,955 = 744,83 \text{ тыс. м}^3/\text{год}$$

Эксплуатационный расчет автотранспорта

Для наиболее высокой производительности работы экскаватора предлагаю использовать БелАЗ-7555D грузоподъемностью 55 тонн (см. табл. 14.2.3)

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		186

Таблица 14.2.3 - Технические характеристики автосамосвалов

№ п/п	Наименование технических характеристик	Ед. изм.	БелАЗ-7555D
1.	Грузоподъёмность	т	55
2.	Вместимость кузова (в целике)	м ³	25 (50)
3	Вместимость кузова (геометрическая)	м ³	34(57,9)
4	Колёсная формула	-	4x2
5	Масса без груза	кг	44000
6	Основные габариты:		
	- длина	мм	8900
	- ширина	мм	5300
	- высота	мм	4630
7	Минимальный радиус поворота	м	9
8	Максимальная скорость движения	км/ч	55
9	Соотношение: ковш/кузов	шт/шт	5/1

Расчёт количества ковшей при погрузке в автосамосвал:

$$n_{\text{ковшей}} = V_{\text{авто}} / E_{\text{ковша}} \quad (14.2.3.6)$$

где $V_{\text{авто}}$ - вместимость кузова автосамосвала БелАЗ 7555D) – 25 м³;

$E_{\text{ковша}}$ - вместимость ковша, м³

$$n_{\text{ковшей}} = \frac{25}{4,5} = 5$$

Расчёт времени погрузки одного автосамосвала:

$$T_{\text{погр}} = t_{\text{загр}} + t_{\text{уст}} \quad (14.2.3.7)$$

где $t_{\text{загр}}$ - время загрузки автосамосвала;

$$t_{\text{загр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}} \quad (14.2.3.8)$$

$t_{\text{уст}}$ - время установки автосамосвала на погрузку ($t_{\text{уст}} = 24$ сек);

$$T_{\text{погр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}} + t_{\text{уст}} \quad (14.2.3.9)$$

$$T_{\text{погр}} = 5 \times 30 + 24 = 174 \text{ сек (2,9 мин)}$$

Расчёт количества загруженных автосамосвалов за смену:

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times T \times k_{\text{ис}}}{T_{\text{погр}}} \quad (14.2.3.10)$$

где T - продолжительность смены, час ($T = 12$ часов);

$k_{\text{ис}}$ - коэффициент использования сменного времени экскаватора

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times 12 \times 0,68}{174} = 168 \text{ шт.}$$

Расчёт производительности экскаватора по возможности автотранспорта:

$$Q_{\text{э.сут}} = 2 \times N_{\text{авто}} \times V_{\text{авто}} \quad (14.2.3.11)$$

$$Q_{\text{сут}} = 2 \times 168 \times 25 = 8404 \text{ тыс. м}^3 / \text{сут}$$

Годовая производительность, при условии количества 297 рабочих дней в году составит

$$Q_{\text{э.год}} = Q_{\text{э.сут}} \times n_{\text{дней}} \quad (14.2.3.12)$$

$$Q_{\text{э.год}} = 8404 \times 297 = 2496,25 \text{ тыс. м}^3 / \text{год}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						188
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Время рейса автомобиля (мин.):

$$T_p = t_n + t_p + t_{\partial\partial} + t_m, \text{ мин} \quad (14.2.3.13)$$

где t_n – время погрузки, мин;

$$t_n = t_{\text{ц}} \times n_{\text{к}} \quad (14.2.3.14)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора, мин; $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов, шт; $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов, шт.

Время движения:

$$t_{\partial\partial} = \sum_1^n t_{\partial\partial i} = \sum_1^n \frac{60 \times l_i}{v_i} \quad (14.2.3.15)$$

где $t_{\partial\partial i}$ – время движения автомобиля на $i^{\text{м}}$ участке автодороги; l_i – длина $i^{\text{го}}$ участка, км; v_i – скорость движения на $i^{\text{м}}$ участке (км/час).

Расстояние перевозки угля составляет 3 км.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости 15 км/час, при движении на спуске более 50% – 20 км/час. При расчёте используем значения средней технической (приведённой технической) скорости (км/час):

$$v_{\text{ср,т.}} = \frac{L_{\text{мп}} + L_{\text{нор}}}{t_{\partial\partial}} = \frac{2v_{\text{зр}} \times v_{\text{нор}}}{v_{\text{зр}} + v_{\text{нор}}}, \quad (14.2.3.16)$$

Число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором, определяют по формуле:

$$N_a = \frac{T_p}{t_{\text{пог}}} \quad (14.2.3.17)$$

Число рейсов в час автосамосвала:

$$N_p = \frac{60}{T_p} \quad (14.2.3.18)$$

$$t_n = 30 \times 5 = 150 \text{ сек} = 2,5 \text{ мин}$$

$$t_{\partial\partial} = \frac{60 \times 3}{17,4} = 10,4$$

$$T_p = 2,5 + 0,8 + 10,4 + 0,25 = 13,95 \text{ мин}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		189

$$N_a = \frac{13,95}{2,9} \approx 5 \text{ шт.}$$

$$N_p = \frac{60}{13,95} = 4,3$$

$$v_{cp,m.} = \frac{2 \times 15 \times 20}{15 + 20} = 17,4 \text{ км/ч,}$$

Сменная производительность автомобиля ($\text{м}^3/\text{см}$):

$$Q_{см} = \frac{q_a \times k_r \times N_p \times k_{pa}}{\rho_n} \times T_{см} \times k_{и.а}, \quad (14.2.3.19)$$

где k_z – коэффициент использования грузоподъёмности ($k_z = 0,99$).

k_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала;

ρ_n – плотность породы в целике, $\text{т}/\text{м}^3$;

$k_{и.а}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены.

$$Q_{см} = \frac{55 \times 0,99 \times 4,3 \times 1,35}{2,35} \times 12 \times 0,8 = 1291,22 \text{ м}^3/\text{см}$$

Суточная производительность ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q_{а.сут} = Q_{см} \times n_{см}, \text{ м}^3/\text{см} \quad (14.2.3.20)$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки.

$$Q_{а.сут} = 1291,22 \times 2 = 2582,46 \text{ м}^3/\text{см}$$

Годовая производительность ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{а.год} = Q_{а.сут} \times n_{год}, \text{ м}^3/\text{см} \quad (14.2.3.21)$$

$$Q_{а.год} = 2582,46 \times 297 = 766990,4 \text{ м}^3/\text{см}$$

где $n_{год}$ – число дней работы в году.

Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе с экскаватором **HitachiEX 870** определится как отношение годовой производительности экскаватора к годовой производительности автосамосвала:

$$N_a = \frac{2496,25}{766,9} = 4 \text{ шт.}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		190

Объём горной массы составляет 10079 м³, с учётом коэффициента разрыхления ($K_p = 1,27$) объём горной массы ($V_{г.м.}$) составит:

$$V_{г.м.} = 10079 * 1,27 = 12,8 \text{ тыс. м}^3.$$

Тогда количество смен, за которое экскаватор отработает данный объём определится как отношение объёма взорванной горной массы к сменной производительности экскаватора:

$$N_{смен} = V_{г.м.} / П_{с.м.э} \quad (14.2.3.22)$$

$$N_{смен} = \frac{12800}{1343} = 9,6 \text{ смен.}$$

14.2.4 Расчет производительности экскаватора KomatsuPC750

Различают паспортную (теоретическую), техническую эксплуатационную производительность экскаватора. В свою очередь эксплуатационная производительность может быть сменной, сменной суточной и годовой.

Паспортная производительность (м³/ч) экскаватора определяется только конструктивными параметрами машины:

$$Q_{эп} = \frac{3600 \times E}{t_{ци}} = \frac{3600 \times 4}{26} = 553,8 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (14.2.4.1)$$

где E – вместимость ковша, м³/ч ; $t_{ци}$ – паспортная продолжительность цикла, с

Технической производительностью м³/ч является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретно горно-геологических условиях:

$$Q_{эч} = \frac{3600 \times E \times K_9 \times K_3}{t_{ц}} \quad (14.2.4.2)$$

$$Q_{эч} = \frac{3600 \times 4 \times 0,67 \times 0,8}{26} = 297 \text{ м}^3/\text{ч}$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						191
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

где K_3 – коэффициент экскавации; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя ($K_3 = 0,8$); $t_{ц}$ – время цикла экскаватора в конкретных горнотехнических условиях, с

$$K_3 = \frac{K_n}{K_p} \quad (14.2.4.3)$$

где K_n -коэффициент наполнения ковша ($K_n = 0,9$); K_p -коэффициент разрыхления горной массы в ковше ($K_p = 1,35$).

$$K_3 = \frac{0,9}{1,35} = 0,67$$

Сменная эксплуатационная производительность $m^3/ч$ характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные перерывы:

$$Q_{э см} = Q_{э ч} \times T_{см} \times K_{и.э} \quad (14.2.4.4)$$

$$Q_{э см} = 297 \times 12 \times 0,65 = 2315,5 \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены $T_{см} = 12$, ч; $K_{и.э}$ – коэффициент использования экскаватора в течении смены.

Суточная производительность экскаватора, $m^3/сут$:

$$Q_{э сут} = n_{см} \times Q_{э см} \quad (14.2.4.5)$$

$$Q_{э сут} = 2 \times 2315,5 = 4631 \text{ м}^3/\text{сут}$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки.

Месячная производительность экскаватора, м/год:

$$Q_{э мес} = n_{мес} \times Q_{э сут} \quad (14.2.4.6)$$

где $n_{мес}$ – количество суток в месяце.

$$Q_{э мес} = 30 \times 4631 = 138931 \text{ м}^3/\text{мес}$$

Годовая производительность экскаватора, м/год:

$$Q_{э год} = n_{год} \times Q_{э сут} \quad (14.2.4.7)$$

$$Q_{э год} = 12 \times 138931 = 1667174 \text{ м}^3/\text{год}$$

где $n_{год}$ – количество месяцев в год.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						192
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Расчет производительности экскаватора KomatsuPC750 при погрузке в автосамосвал БелАЗ-7555D:

Расчёт количества ковшей при погрузке в автосамосвал:

$$n_{\text{ковшей}} = V_{\text{авто}} / E_{\text{ковша}} \quad (14.2.4.8)$$

где $V_{\text{авто}}$ - вместимость кузова автосамосвала БелАЗ 7555D – 25 м³;

$E_{\text{ковша}}$ - вместимость ковша, м³

$$n_{\text{ковшей}} = 25 / 4 = 6 \text{ шт}$$

Расчёт времени погрузки одного автосамосвала:

$$T_{\text{погр}} = t_{\text{загр}} + t_{\text{уст}} \quad (14.2.4.9)$$

где $t_{\text{загр}}$ - время загрузки автосамосвала;

$$t_{\text{загр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}} \quad (14.2.4.10)$$

$t_{\text{уст}}$ - время установки автосамосвала на погрузку ($t_{\text{уст}} = 24 \text{ сек}$);

$$T_{\text{погр}} = n_{\text{ковшей}} \times t_{\text{цикл}} + t_{\text{уст}} \quad (14.2.4.11)$$

$$T_{\text{погр}} = 6 \times 26 + 24 = 180 \text{ сек (3 мин)}$$

Расчёт количества загруженных автосамосвалов за смену:

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times T \times k_{\text{ис}}}{T_{\text{погр}}} \quad (14.2.4.12)$$

где T - продолжительность смены, час ($T = 12 \text{ часов}$);

$k_{\text{ис}}$ - коэффициент использования сменного времени экскаватора

$$N_{\text{авто}} = \frac{3600 \times 12 \times 0,67}{180} = 161 \text{ шт.}$$

Расчёт производительности экскаватора по возможности автотранспорта:

$$Q_{\text{э.сут}} = 2 \times N_{\text{авто}} \times V_{\text{авто}} \quad (14.2.4.13)$$

$$Q_{\text{сут}} = 2 \times 161 \times 25 = 8040 \text{ м}^3 / \text{сут}$$

Годовая производительность, при условии количества 297 рабочих дней в году составит

$$Q_{\text{э.год}} = Q_{\text{э.сут}} \times n_{\text{дней}} \quad (14.2.4.14)$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		193

$$Q_{э.зод} = 8040 \times 297 = 2387,8 \text{ м}^3/\text{зод}$$

Время рейса автомобиля (мин.):

$$T_p = t_n + t_p + t_{\text{дв}} + t_m, \text{ мин} \quad (14.2.4.15)$$

где t_n – время погрузки, мин;

$$t_n = t_{\text{ц}} + n_{\text{к}} \quad (14.2.4.16)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора, мин; $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов, шт; $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов, шт.

Время движения:

$$t_{\text{дв}} = \sum_1^n t_{\text{дв}i} = \sum_1^n \frac{60 \times l_i}{v_i} \quad (14.2.4.17)$$

где $t_{\text{дв}i}$ – время движения автомобиля на i -м участке автодороги; l_i – длина i -го участка, км; v_i – скорость движения на i -м участке (км/час).

Расстояние перевозки угля составляет 3 км.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости 15 км/час, при движении на спуске более 50‰ – 20 км/час. При расчёте используем значения средней технической (приведённой технической) скорости (км/час):

$$v_{\text{ср,т.}} = \frac{L_{\text{мп}} + L_{\text{нор}}}{t_{\text{дв}}} = \frac{2v_{\text{зп}} \times v_{\text{нор}}}{v_{\text{зп}} + v_{\text{нор}}}, \quad (14.2.4.18)$$

Число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором, определяют по формуле:

$$N_a = \frac{T_p}{t_{\text{ноз}}} \quad (14.2.4.19)$$

Число рейсов в час автосамосвала:

$$N_p = \frac{60}{T_p}$$

$$t_n = 26 \times 6 = 156 \text{ сек} = 2,6 \text{ мин}$$

$$t_{\text{дв}} = \frac{60 \times 3}{17,4} = 10,4$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		194

$$T_p = 2,6 + 0,8 + 10,4 + 0,25 = 14,05 \text{ мин}$$

$$N_a = \frac{14,05}{2,6} \approx 5 \text{ шт.}$$

$$N_p = \frac{60}{14,05} = 4,3$$

$$v_{cp,m.} = \frac{2 \times 15 \times 20}{15 + 20} = 17,4 \text{ км/ч,}$$

Сменная производительность автомобиля ($\text{м}^3/\text{см}$):

$$Q_{см} = \frac{q_a \times k_z \times N_p \times k_{pa}}{p_n} \times T_{см} \times k_{u.a.} \quad (14.2.4.20)$$

где k_z – коэффициент использования грузоподъёмности ($k_z = 0,99$).

k_{pa} – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала;

p_n – плотность породы в целике, $\text{т}/\text{м}^3$;

$k_{u.a.}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены.

$$Q_{см} = \frac{50 \times 0,99 \times 4,3 \times 1,52}{2,35} \times 12 \times 0,8 = 1321,7 \text{ м}^3/\text{см}$$

Суточная производительность ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q_{a.сут} = Q_{см} \times n_{см}, \text{ м}^3/\text{сут} \quad (14.2.4.21)$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки.

$$Q_{a.сут} = 1321,7 \times 2 = 2643 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Годовая производительность ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{a.год} = Q_{a.сут} \times n_{год}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (14.2.4.22)$$

$$Q_{a.год} = 2643 \times 297 = 785067,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

где $n_{год}$ – число дней работы в году.

Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе с экскаватором **KomatsuPC750** определится как отношение годовой производительности экскаватора к годовой производительности автосамосвала:

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						195
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$$N_a = \frac{Q_{э.год}}{Q_{а.год}} = \frac{1667,174}{785,06} = 3 \text{ шт.} \quad (14.2.4.23)$$

Объём горной массы составляет 10079 м³, с учётом коэффициента разрыхления (Kp = 1,27) объём горной массы (VГ.м.) составит:

$$V_{Г.м.} = 10079 * 1,27 = 12,8 \text{ тыс.м}^3.$$

Тогда количество смен, за которое экскаватор отработает данный объём определится как отношение объёма горной массы к сменной производительности экскаватора:

$$N_{смен} = V_{Г.м.} / П_{см.э} \quad (14.2.4.24)$$

$$N_{смен} = \frac{V_{г.м.}}{П_{см.э}} = \frac{12800}{2315,5} = 6 \text{ смен.}$$

14.2.5 Расчёт нормативных потерь и засорения при разработке пластов угля

Проектные потери угля, в условиях участка недр Урегольский ООО «Разрез Кийзасский», представлены потерями у геологических нарушений и эксплуатационными потерями.

Схема к расчету потерь у геологических нарушений приведена на рисунке 14.2.4

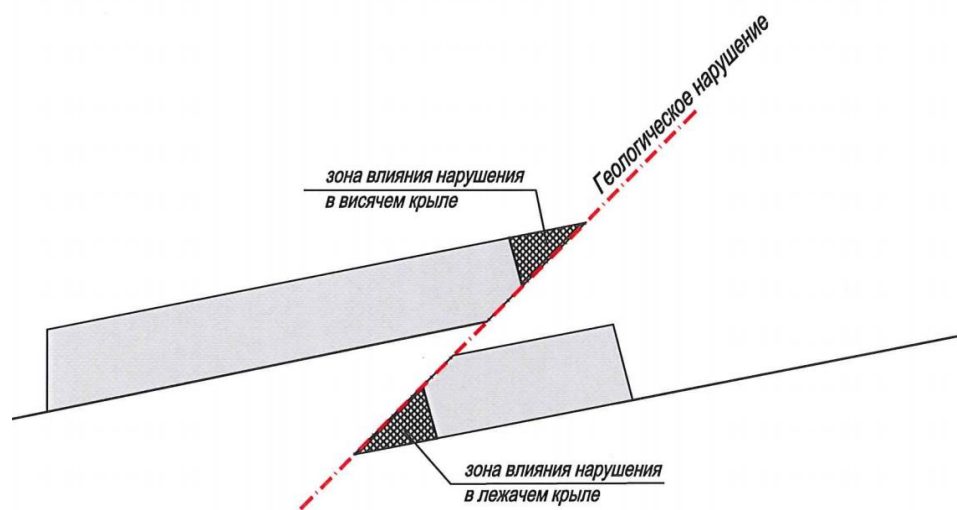


Рисунок 14.2.4 – Схема к расчету потерь у геологических нарушений

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		196

Потери у геологических нарушений обусловлены тем, что залегание угленосной толщи осложнено многочисленными разрывными нарушениями, в основном, согласно падающими диагональными взбросами.

Ширина зоны влияния нарушения:

- в висячем крыле изменяется от 2 до 14 м, при средневзвешенном значении 5 м;
- в лежащем крыле изменяется от 3 до 21 м, при средневзвешенном значении 6 м.

Зоны влияния геологических нарушений сопровождаются зонами интенсивной трещиноватости и дробления. Такие участки пластов неустойчивы, и часто по этой причине в забоях могут происходить их обвалы, что создает дополнительные трудности при эксплуатационных работах и дополнительные потери, относящиеся, согласно «Инструкции по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче», М. 1996 г., к потерям у геологических нарушений.

На пологопадающих месторождениях потери представляют собой слой теряемого угля, а засорение - примешивание вмещающих пород по всей площади блока (участка) при зачистке кровли и почвы пласта (нормативные показатели приведены ниже).

- потери при зачистке кровли пласта 0,13 м;
- потери при зачистке почвы пласта 0,10 м;
- потери при зачистке уступа в процессе оконтуривания – 0,10 м;
- потери в верхней части угольного уступа треугольной формы, образующиеся при взрывании вмещающих пород (для участка недр «Урегольский»);
- потери при погрузке и транспортировке – 0,6%.

Разработка месторождения угля ведется гидравлическими экскаватором в следующих горногеологических условиях:

- а) угол падения пласта (α) – 10°;
- б) средняя мощность III пласта (м) $m = 6,93$; IV-V пласта (м) $m = 10,98$;

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						197
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

в) объёмный вес угля (γ_y) - 1,30 т/м³;

г) объёмный вес породы (γ_B) - 1,80 т/ м³.

Для определения нормативных показателей потерь при разработке пологого пласта произведена технико-экономическая оценка в трёх вариантов.

Потери и засорения угля при разработке экскаватором HitachiEX870.

Ширина заходки экскаватора:

$$A_3 = 1,5 \times R_{cy} \quad (14.2.5.1)$$

где R_{cy} -максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора

$$A_3 = 1,5 \times 16 = 24 \text{ м}$$

В первом варианте предусмотрена разработка пласта без прихвата пустых пород (рис.14.2.5), при это коэффициент засорения $K_3 = 0$.

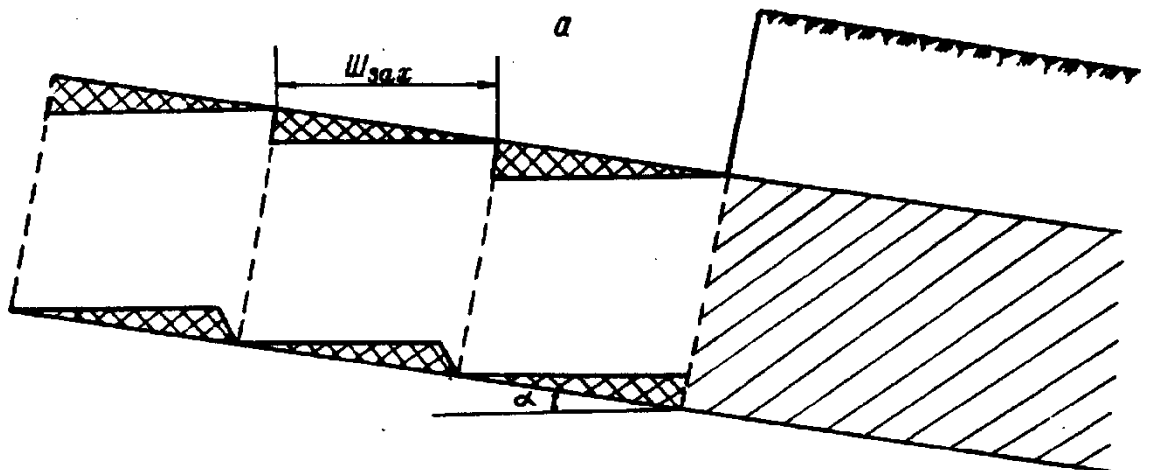


Рисунок 14.2.5- Схема к расчету потерь при разработке пологого пласта

Коэффициент потерь в этом случае может быть определен по формуле:

$$\Pi = \frac{A_3 \times \sin 10}{m} \quad (14.2.5.2)$$

$$\Pi = \frac{24 \times 0,1736}{6,93} = 0,6$$

Во втором варианте разработка пласта ведется без потерь угля (рисунок 14.2.6), то есть $\Pi = 0$. Коэффициент засорения можно вычислить по формуле

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						198
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

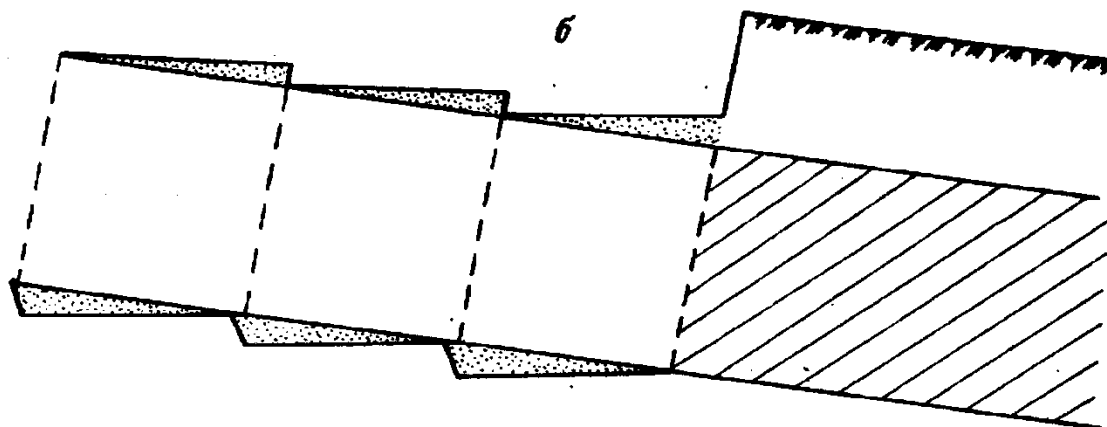


Рисунок 14.2.6 - Схема к расчету потерь при разработке пологого пласта

$$K_3 = \frac{A_3 \times \sin 10 \times \gamma_B}{m \times \gamma_\gamma + A_3 \times \sin 10 \times \gamma_B} \quad (14.2.5.3)$$

Для пласта III:

$$K_3 = \frac{24 \times 0,1736 \times 1,80}{6,93 \times 1,30 + 24 \times 0,1736 \times 1,80} = 0,454$$

Для пласта IV-V:

$$K_3 = \frac{24 \times 0,1736 \times 1,80}{10,98 \times 1,30 + 24 \times 0,1736 \times 1,80} = 0,344$$

По третьему варианту разработка пласта ведется с равным соотношением коэффициентов потерь и засорения (рис.14.2.7), то есть для пласта III $K_3 = 0,263$ и $K_3 = 0,263$; для пласта IV-VII $K_3 = 0,236$ и $K_3 = 0,236$.

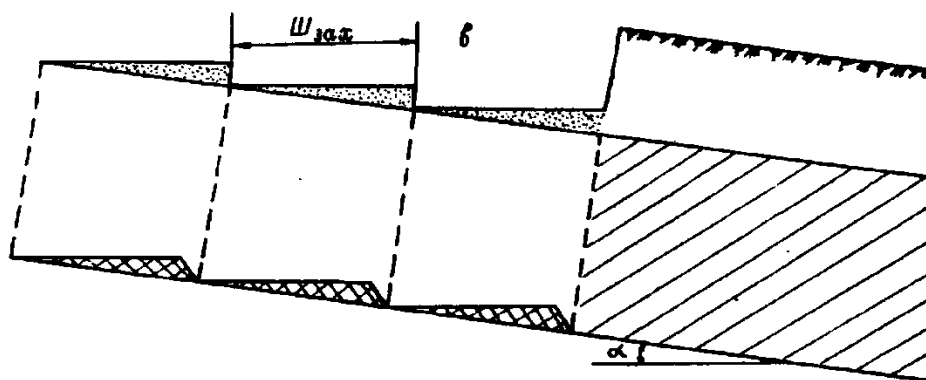


Рисунок 14.2.7 - Схема к расчету потерь при разработке пологого пласта

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата
-----	------	-------------	---------	------

По результатам технико-экономической оценки вариантов разработки пласта (таблица 14.2.4) установлено, что наиболее экономичным является II вариант. Следовательно, нормативный коэффициент потерь для рассматриваемых условий разработки пологого пласта будет равен нулю, а коэффициент засорения для пласта III $K_3 = 0,454$, для пласта IV-V $K_3 = 0,344$

Таблица 14.2.4

Показатели	Условные обозначения и формулы	Технико-экономические показатели по вариантам		
		I	II	III (пласт III / пласт IV-V)
1. Балансовые запасы, тыс.т (пласт III/пласт IV-V)	Б	14324 / 22513	14324 / 22513	14324 / 22513
2. Зольность балансовых запасов, %	A_B^C	35,0	35,0	35,0
3. Зольность породы, засоряющей уголь, %	A_B^C	65,0	65,0	65,0
4. Коэффициент потерь (пласт III /пласт IV-V)	П	0,6	0	0,263/0,236
5. Коэффициент засорения (пласт III /пласт IV-V)	K_3	0	0,454 /0,344	0,263/0,236
6. Количество добытого угля, тыс.т	$D = B \frac{I - II}{I - K_3}$	5729 / 9005	26234 / 34318	14324 /22513
7. Зольность добытого угля, %	$A_D^C = \frac{B(1 - II) * A_B^C}{D} + \frac{D * K_3 * A_B^C}{D}$	1 / 1	30 /23	18/16

Потери и засорения угля при разработке экскаватором KomatsuPC 750.

Ширина заходки экскаватора:

$$A_3 = 1,5 \times R_{\text{чy}} \quad (14.2.5.4)$$

$$A_3 = 1,5 \times 13,7 = 20,55 \text{ м}$$

В первом варианте предусмотрена разработка пласта без прихвата пустых пород при это коэффициент засорения $K_3 = 0$. Коэффициент потерь в этом случае может быть определен по формуле:

$$П = \frac{A_3 \times \sin 10}{m} \quad (14.2.5.5)$$

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		200

$$П = \frac{20,55 \times 0,1736}{6,93} = 0,515$$

Во втором варианте разработка пласта ведется без потерь угля, то есть $П = 0$. Коэффициент засорения можно вычислить по формуле

$$K_3 = \frac{A_3 \times \sin 10 \times \gamma_B}{m \times \gamma_y + A_3 \times \sin 10 \times \gamma_B} \quad (14 \text{ .2.5.6})$$

Для пласта III

$$K_3 = \frac{20,55 \times 0,1736 \times 1,80}{6,93 \times 1,30 + 20,55 \times 0,1736 \times 1,80} = 0,416$$

Для пласта IV-V

$$K_3 = \frac{20,55 \times 0,1736 \times 1,80}{10,98 \times 1,30 + 20,55 \times 0,1736 \times 1,80} = 0,310$$

По третьему варианту разработка пласта ведется с равным соотношением коэффициентов потерь и засорения, то есть для пласта III $П = 0,232$ и $K_3 = 0,232$; для пласта IV-VII $П = 0,206$ и $K_3 = 0,206$.

По результатам технико-экономической оценки вариантов разработки пласта (таблица 14.2.5) установлено, что наиболее экономичным является II вариант. Следовательно, нормативный коэффициент потерь для рассматриваемых условий разработки пологого пласта будет равен нулю, а коэффициент засорения для пласта III $K_3 = 0,416$, для пласта IV-V $K_3 = 0,310$.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		201

Таблица 14.2.5

Показатели	Условные обозначения и формулы	Технико-экономические показатели по вариантам		
		I	II	III (пласт III / пласт IV-V)
1. Балансовые запасы, тыс.т (пласт III/пласт IV-V)	Б	14324 / 22513	14324 / 22513	14324 / 22513
2. Зольность балансовых запасов, %	A_B^C	35,0	35,0	35,0
3. Зольность породы, засоряющей уголь, %	A_B^C	65,0	65,0	65,0
4. Коэффициент потерь (пласт III /пласт IV-V)	П	0,515	0	0,232/0,206
5. Коэффициент засорения (пласт III /пласт IV-V)	K_3	0	0,416 /0,310	0,232/0,206
6. Количество добытого угля, тыс.т	$D = B \frac{I - П}{I - K_3}$	6947 /10919	24527 /32627	14324 / 22513
7. Зольность добытого угля, %	$A_D^C = \frac{B(1 - П) * A_B^C}{D} + \frac{D * K_3 * A_B^C}{D}$	1 / 0,99	27,6 / 20,15	15,85 / 14,2

14.2.6 Экономическая оценка замены добычного оборудования

Годовой экономический эффект после замены оборудования, в основном будет достигаться за счет уменьшения годовых объемов добычи:

$$\mathcal{E}_Г = (V_{год}^б - V_{год}^п) C_B \quad (14.2.6.1)$$

где $V_{год}^б$ и $V_{год}^п$ – годовые объемы добычи угля соответственно в базовом варианте и проектируемом, тыс. м³/год;

C_B – себестоимость 1 м³ товарной продукции, р/м³.

Себестоимость 1 м³ в проектом варианте принимается как и в базовом, в виду того, что затраты по элементам себестоимости изменяются как в большую, так и в меньшую сторону (принимается $C_B = 2270$ руб).

Объем добычи угля для проектируемого варианта определяется по формуле:

$$V_{год}^п = Ш_{рп} \times Н_p \times L_{ф}, м^3 \quad (14.2.6.2)$$

где $Ш_{рп}$ – ширина рабочей площадки для внедряемого оборудования, м;

$Н_p$ – глубина работ, м ($Н_p = 130$ м);

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		202

L_{ϕ} – длина фронта работ, м ($L_{\phi} = 950$ м).

$$V_{200}^{\Pi} = 39,5 \times 130 \times 950 = 4878 \text{ тыс. м}^3$$

Объемы угля для базового варианта составят:

$$V_{200}^{\text{б}} = Ш_{\text{рп1}} \times H_{\text{р}} \times L_{\phi} + [Ш_{\text{рп1}} \times (H_{\text{р}} - h_1) \times L_{\phi}] \times \frac{(h_2 - h_1)}{h_1}, \text{ м}^3 \quad (14.2.6.3)$$

где h_1 и h_2 – высоты уступов базового и проектируемого вариантов соответственно, м; ($h_1 = 12$ м, $h_2 = 13$ м).

$$V_{200}^{\text{б}} = 39,5 \times 130 \times 950 + [39,5 \times (130 - 12) \times 950] \times (13 - 12) / 12 = 4970 \text{ тыс. м}^3.$$

$$\mathcal{E}_z = (5246 - 4878) 2270 = 836 \text{ тыс. р.}$$

Экономический эффект составит 836 тыс. р.

ВЫВОД ПО СПЕЦЧАСТИ

В специальной части были рассмотрены 2 экскаватора Hitachi ZX 870 и Komatsu PC 750, исходя из технической документации, на предприятии рекомендуется вести комбинированную разработку угольных забоев.

На участке Урегольский разрабатываются пласты с пологим углом падения, средней и большой мощности.

Из расчетов мы видим, что в условиях где пласты с наибольшей мощностью, выгоднее обрабатывать экскаватором с большим объемом ковша Hitachi ZX 870, а пласты со средней мощностью эффективнее обрабатывать с меньшим объемом ковша Komatsu PC 750, так как он обрабатывает с наименьшим коэффициентом засорения угля.

Из этого следует, что на данном разрезе возможна разработка угленасыщенной зоны, как одной маркой экскаватора, так и другой.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		203

15. Экономическая часть

Экономическое окружение

Согласно существующей системе налогообложения Российской Федерации (Налоговый кодекс РФ) [17] и размеров платежей, установленных законодательством, при расчете экономической целесообразности отработки запасов приняты ставки налогового окружения, приведенные в таблица 15.1.

Таблица 15.1 - Сведения о налогах и налогооблагаемой базе

Наименование налога	Ставка налога	Налогооблагаемая база
Налог на добычу полезных ископаемых	47,99 руб/т для энергетических углей 99,11 руб/т для коксующихся 118,92 руб/т для антрацита В расчетах учтены коэффициенты дефляторы до I квартала 2019 года включительно	Объем добычи по ЧУП
Налог на прибыль	20 %	Налогооблагаемая прибыль
Плата за загрязнение окружающей среды	В зависимости от выброса	Фактические выбросы
Налог на имущество	2,2 %	Остаточная стоимость основных средств
Страховые взносы в Пенсионный Фонд РФ	22 %	Фонд оплаты труда работника до 1150 тыс. руб/год
Страховые взносы в Пенсионный Фонд РФ	10 %	Фонд оплаты труда работника свыше 1150 тыс. руб/год
Страховые взносы в Федеральный Фонд обязательного медицинского страхования	5,1 %	Фонд оплаты труда работника
Страховые взносы в Фонд	4,9 %	Фонд оплаты труда

ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ				
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата
Разработ.		Петранцова Е.В.		
Пров.		Мартьянов В.Л.		
Консулт.		Мартьянов В.Л.		
Н.контр		Мартьянов В.Л.		
Н.контр		Мартьянов В.Л.		
Зав.кафед		Шахманов В.Н.		
Экономическая часть			Литера	Лист
				204
			КузГТУ, ГОс-171.2	

Наименование налога	Ставка налога	Налогооблагаемая база
социального страхования РФ		работника до 865 тыс. руб/год
Страхование НС и ПЗ	4,1 %	Фонд оплаты труда
Дополнительные тарифы страховых взносов для работников, работающих во вредных условиях труда (список № 2)	6,0 %	Фонд оплаты труда
Взносы в ПФ РФ согласно ФЗ №84	6,7 %	Фонд оплаты труда особых групп работников

Таблица 15.2 - Техничко-экономические показатели отработки запасов открытыми горными работами

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	всего	за год
1	Геологические запасы	тыс. т	198342	-
2	Геологические запасы, положенные в обоснование ТЭО кондиций	тыс. т	78722	-
3	Проектные потери при добыче, всего			
	- в том числе эксплуатационные	%	2,5	-
4	Засорение	%	18,8	-
5	Промышленные запасы:			
	- по чистым угольным пачкам	тыс. т	76792	-
	- горной массы	тыс. т	94581	-
6	Запасы попутных полезных ископаемых и компонентов	тыс. т	-	-
7	Производственная мощность предприятия:			
	- по добыче	тыс. т	9000	-
	- по переработке	тыс. т	9000	-
8	Срок обеспеченности предприятия запасами	лет	13	-
9	Горизонт расчета	лет	13	-
	в т.ч. отработка запасов	лет	13	-
10	Объем по горной массе:			
	- добычи	тыс. т	94581	7275,5
	- обогащения	тыс. т	56015	4308,8
11	Год выхода предприятия на полную производственную мощность	-	1	-
12	Коэффициент вскрыши	м ³ /т	5,9	-
13	Зольность:			
	- добытого угля	%	24,0	-
	- товарной продукции	%	16,4	-
14	Выход концентрата	%	73,9	73,9
15	Объем товарной продукции	тыс. т	79936	6149,0
16	Цена реализации единицы товарной продукции	руб/т	2947,2	2947,2

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	всего	за год
17	Стоимость товарной продукции	млн руб.	235588,0	18122,2
18	Инвестиционные затраты, всего	млн руб.	11257,6	-
	в том числе:			
	1) первоначальные капитальные вложения	млн руб.	-	-
	- промышленное строительство	млн руб.	-	-
	- природоохранные мероприятия	млн руб.	-	-
	2) обогатительная фабрика	млн руб.	10223,9	-
	3) капитальные вложения в период эксплуатации	млн руб.	1033,7	-
	4) оборотный капитал	млн руб.	-	-
19	Удельные первоначальные капитальные затраты на 1 т производственной мощности	руб/т	-	-
20	Эксплуатационные затраты, всего	млн руб.	181458,6	13958,4
	- в том числе амортизация	млн руб.	3480,7	267,7
	- налог на добычу полезного ископаемого (НДПИ)	млн руб.	4020,3	309,3
21	Эксплуатационные затраты на 1 т горной массы, всего	руб/т	1918,6	-
	- в том числе на добычу	руб/т	1743,1	-
	- на обогащение	руб/т	120,5	-
	- на транспортировку	руб/т	69,1	-
22	Себестоимость единицы товарной продукции	руб/т	2270,0	2270,0
23	Валовая прибыль	млн руб.	54129,3	-
24	Налог на имущество и прочие платежи	млн руб.	205,2	-
25	Налогооблагаемая прибыль	млн руб.	53924,2	-
26	Налог на прибыль	млн руб.	10784,8	-
27	Чистая прибыль	млн руб.	43139,4	-
28	Ставка дисконтирования	%	0,0	-
29	Чистый дисконтированный доход	млн руб.	37741,5	-
30	Индекс доходности	доли ед.	4,35	-
31	Срок окупаемости капитальных вложений	лет	1,0	-
32	Бюджетная эффективность	млн руб.	15483,2	-
33	Ставка дисконтирования	%	10,0	-
34	Чистый дисконтированный доход	млн руб.	14443,5	-
35	Индекс доходности	доли ед.	2,72	-
36	Срок окупаемости капитальных вложений	лет	1,0	-
37	Бюджетная эффективность	млн руб.	8188,1	-
38	Внутренняя норма доходности	%/год	36,8	-

Численность персонала

Явочная численность трудящихся принята по фактическим данным предприятия и не меняется на протяжении всего горизонта расчета, так как объемы и организация производства не меняются.

Плановая численность собственного персонала представлена в таблице 15.3

Таблица 15.3 - Плановая численность собственного персонала

Должность, специальность	Всего, чел.
Руководители, специалисты и служащие	174
Рабочие	230
Итого	404

Инвестиционные издержки

Капитальные вложения определены на строительство обогатительной фабрики производственной мощностью 10 млн. тонн/год, затраты на которую приняты в соответствии объекту-аналогу ОФ «Щедрухинская». Также в последний год эксплуатации предприятия учтены капитальные затраты на рекультивацию нарушенной поверхности в сумме 1033,7 млн руб.

В настоящее время не предусмотрены затраты на приобретение добычного, вспомогательного и горнотранспортного оборудования, капитальное строительство зданий и сооружений для ведения открытых горных работ, так как предприятие является действующим.

Вложения в оборотный капитал. Размер оборотных средств, в соответствие с Методическими рекомендациями по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых. Угли и горючие сланцы (утв. распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р.) принимается равным величине двухмесячных эксплуатационных затрат.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		207

Оборотные средства определены как сумма средств, необходимых для нормальной производственной деятельности и средств, необходимых для обеспечения их прироста в процессе дальнейшей эксплуатации. Максимально необходимый объем оборотных средств при реализации проекта составит 3114,8 млн руб.

В течение рассматриваемого периода (2019-2031г.) потребность в оборотном капитале будет меняться, что связано с колебаниями объемов производства. Чистый оборотный капитал будет колебаться от 506,7 до 3114,8 млн руб. (рисунок 15.1).

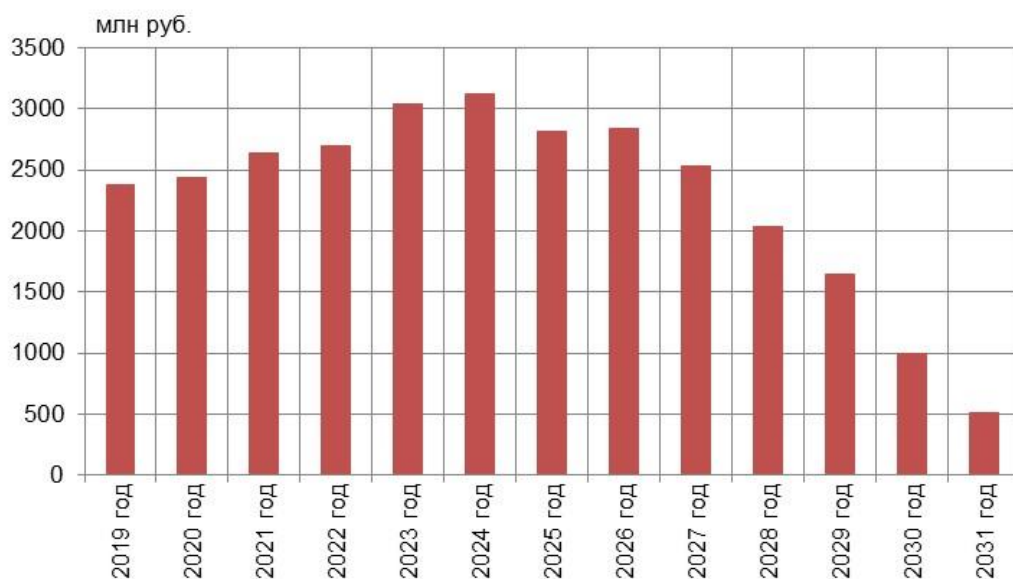


Рисунок 15.1 – Потребность в оборотном капитале. ОГР

Затраты на производство и сбыт продукции

Затраты, включенные в себестоимость продукции, определены в соответствии с действующим законодательством.

В состав затрат на производство продукции включены:

- материальные затраты;
- затраты на оплату труда;
- страховые взносы;
- амортизационные отчисления;
- прочие внепроизводственные расходы.

Прогноз затрат на производство продукции выполнен с учетом затрат на добычу, вскрышные работы и транспортирование горной массы.

В состав материальных затрат включены затраты на услуги производственного характера, которые учитывают (распределение выполнено с учетом численности персонала и средней фактической заработной платы на предприятии и учтены в управленческих расходах):

- буро-взрывные работы по тарифу 23,12 руб/м³ взрывааемой горной массы;
- затраты на ведение горных работ по углю и вскрыше – 71,39 руб/м³;
- транспортировка горной массы карьерными самосвалами – 15,42 руб/т·км;
- транспортировка угля от перегрузочного пункта до погрузочного комплекса на ст. Мыски – 9,03 руб/т·км;
- транспортировка угля от обогатительной фабрики до погрузочного комплекса на ст. Мыски – 9,03 руб/т·км.

Страховые взносы рассчитаны в соответствии с действующим законодательством. Размер страховых взносов и база для начисления представлена в таблице 15.. Страховые взносы учтены в управленческих расходах.

В состав прочих затрат входят:

- НДС в размере 47,99 рублей за тонну добытого рядового энергетического угля, 99,11 рублей за тонну добытого коксующегося угля, 118,92 рублей за тонну добытого антрацита (в расчете применены поквартальные коэффициенты дефляторы, регламентированные подпунктом 1.1 пункта 2 статьи 337 НК РФ);
- платежи за размещение породы на внешнем отвале – 0,33 руб/т размещаемой вскрыши;
- управленческие расходы в размере 48,17 руб/т добытого угля.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		209

Также в эксплуатационных затратах учтены затраты на обогащение угля на проектируемой обогатительной фабрике – 181,44 руб/т обогащаемого угля.

Внепроизводственные затраты составляют 80,50 руб/т и учитывают:

- погрузку товарного угля в ж/д. вагоны – 75,62 руб/т;
- прочие расходы – 4,88 руб/т.

Себестоимость добычи в зависимости от объемов добычи и вскрыши, расстояния транспортирования, а также состава затрат изменяется от 2641,2 до 16953,6 млн руб/год. Полная себестоимость товарного угля будет колебаться от 3184,8 до 19056,9 млн руб. в год (рисунок 15.2).

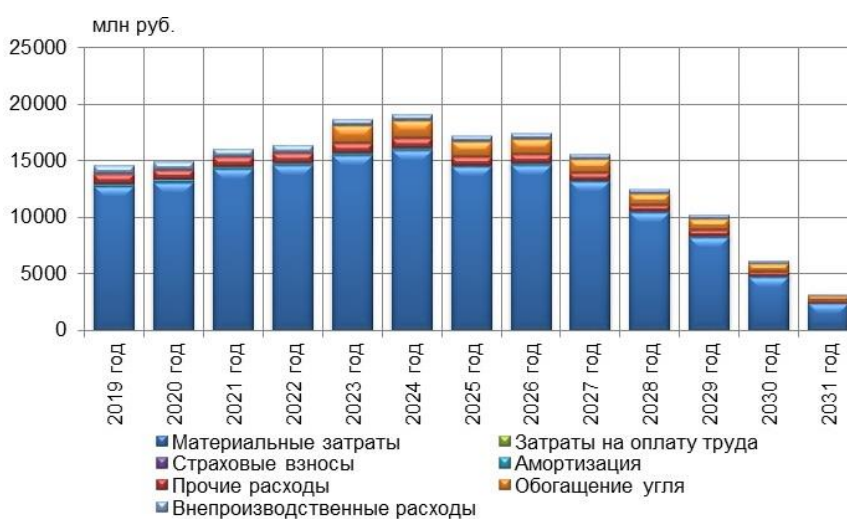


Рисунок 15.2 – Общая сумма расходов по обычным видам деятельности. ОГР

Себестоимость 1 тонны добычи угля меняется от 1157,9 до 1985,0 руб., средняя себестоимость за горизонт расчета составит 1743,1 руб. (рисунок 15.3).



Рисунок 15.3 – Себестоимость 1 т добычи угля. ОГР

Себестоимость 1 тонны товарной продукции меняется от 1615,8 до 2931,9 руб., средняя себестоимость за горизонт расчета составит 2270,0 руб. (рисунок 15.4).

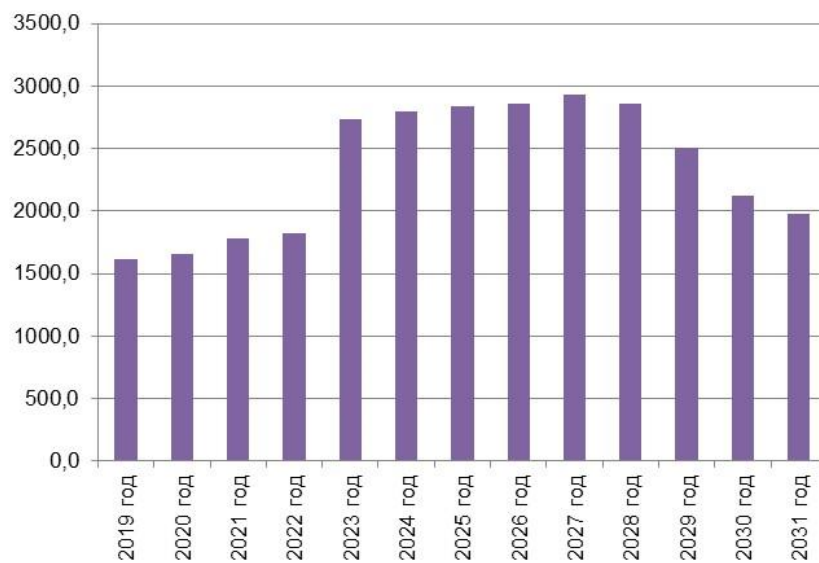


Рисунок 15.4 – Себестоимость 1 т товарной продукции. ОГР

Производственная программа и расчет выручки от реализации продукции

Марочный энергетический уголь и антрацит предполагается реализовывать на внешний рынок в виде концентрата, коксующийся уголь в виде концентрата на внутренний рынок, окисленный – в рядовом виде на внутренний рынок. Условия поставки ФСА «ж.-д. станция Мыски».

Выручка от реализации в зависимости от качественных характеристик и объемов реализации составит 8462,2-26022,1 млн руб. в год (рисунок 15.5).

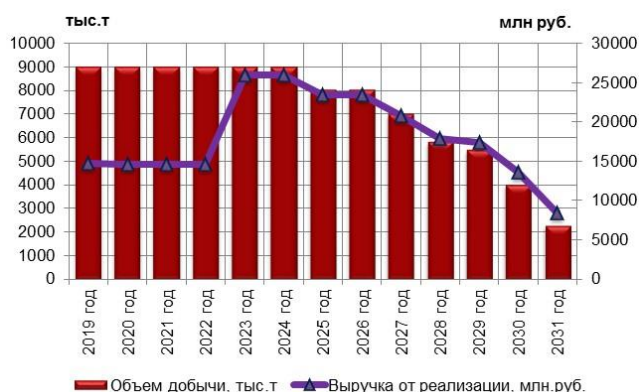


Рисунок 15.5 – Прогноз выручки от реализации и объемов добычи. ОГР

Расчет чистой прибыли. Рентабельность

Отчет о прибыли показывает величину прибыли, генерируемую проектом за все время его существования. Прибыль от продаж была определена как разница выручки от реализации и себестоимости продукции. Прибыль до налогообложения определена с учетом прочих операционных расходов.

При расчете чистой прибыли учтен налог на прибыль. Общая сумма накопленной чистой прибыли, остающейся в распоряжении предприятия на конец рассмотренного периода, составит 43139,4 млн руб. (рисунок 15.6).

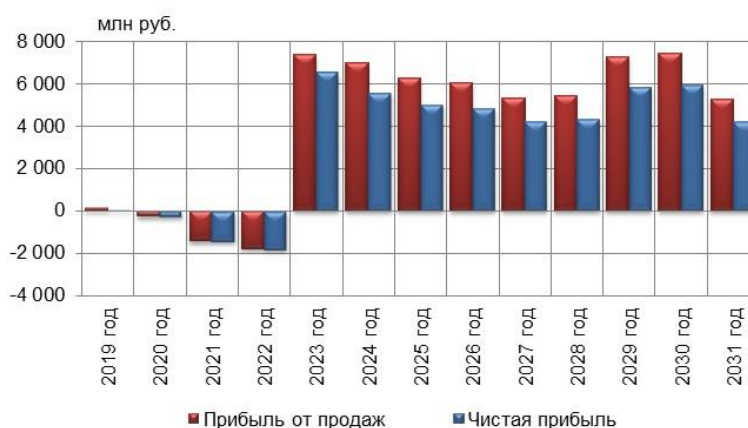


Рисунок 15.6 – Прогноз прибыли. ОГР

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата
-----	------	-------------	---------	------

Расчет коэффициентов рентабельности позволяет оценить, насколько прибылен проект на каждом этапе реализации. Уровень рентабельности в течение рассматриваемого периода колеблется (рисунок 15.7).

Средние значения рентабельности составят:

- продаж – 18,3 %;
- производства (затрат) – 29,8 %.

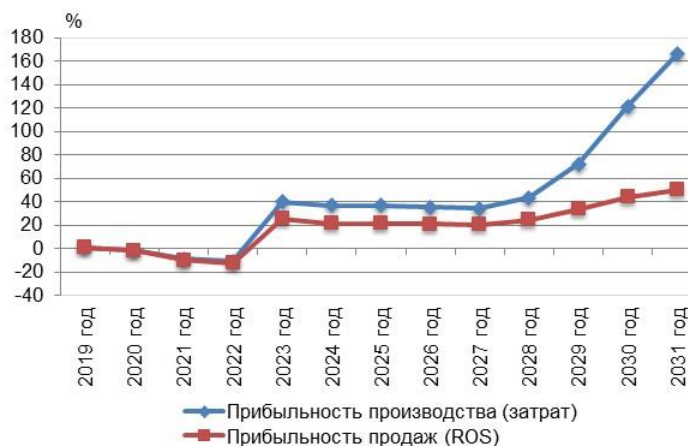


Рисунок 15.7 – Рентабельность. ОГР

Коммерческая эффективность инвестиций

Оценка эффективности инвестиций позволяет выявить возможность и сроки окупаемости капитала, вложенного в инвестиционный проект. Она основывается на разности между притоком и оттоком денежных средств от операционной и инвестиционной деятельности проектируемого предприятия и отражает чистый доход инвестиционного проекта в течение расчетного периода.

Отработка запасов по рассматриваемым показателям является наиболее экономически целесообразной, имеет положительную величину чистой дисконтированной стоимости проекта 14443,5 млн. руб. (рисунок 15.8).



Рисунок 15.8 – Чистые потоки денежных средств. ОГР

Для оценки эффективности инвестиций в рассматриваемый проект определены основные экономические показатели коммерческой эффективности, представленные в табл. 15.4.

Таблица 15.4 - Показатели коммерческой эффективности

Наименование	Ед. изм.	Значение
Чистый дисконтированный доход (NPV)	млн руб.	14443,5
Индекс прибыльности инвестиций (PI)	доли ед.	2,72
Внутренняя ставка прибыли (IRR)	%	36,8
Срок окупаемости	лет	1,0
Дисконтированный срок окупаемости	лет	1,0

16. Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций

Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций

Основной целью по гражданской обороне ООО «Разрез Кийзасский» является его сохранение и защита персонала от опасностей, возникающих при ведении военных действий, путем заблаговременной разработки и реализации мероприятий по гражданской обороне.

Для определения категории объекта при возникновении чрезвычайных ситуаций учитываются следующие показатели, определяющие роль объекта в экономике региона и Государства в целом, а также особые условия, характеризующие степень потенциальной опасности проектируемого объекта в период его эксплуатации, как в мирное, так и в военное время с учетом его месторасположения.

Согласно приказа МЧС России № 013 «О введении в действие Показателей для отнесения организаций к категориям по гражданской обороне» от 23.03.1999 г., Постановления Правительства Российской Федерации № 1115 от 19.09.1998 г. «О порядке отнесения организаций к категориям по гражданской обороне» и исходным данным Главного управления МЧС России по Кемеровской области проектируемый объект не отнесен к категории по гражданской обороне [8].

Предприятие является не категорированным по гражданской обороне.

По данным Главного управления МЧС России по Кемеровской области в районе строительства потенциально опасные объекты не расположены:

В соответствии СНиП 2.01.51-90 [22] проектируемый объект располагается в пределах следующих зон возможной опасности:

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ			
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата				
Разработ.		Астахова А. Э.			Инженерно технические мероприятия гражданской обороны.	Литера	Лист	Листов
Разработ.		Петранцова Е.В.					215	
Пров.		Мартьянов В.Л.				КузГТУ, ГОс-171.2		
Консульт.		Мартьянов В.Л.						
Н.контр		Мартьянов В.Л.						
Зав.кафед		Шахманов В.Н.						

– в зоне возможного опасного радиоактивного заражения;

План расположения зон возможной опасности представлен в графической части раздела.

Проектируемый объект располагается в Кемеровской области (Новокузнецкий район) по данным Главного управления МЧС России по Кемеровской области в зону светомаскировки не попадает.

Предприятие является не категорированным по гражданской обороне.

По данным Главного управления МЧС России по Кемеровской области, рядом с проектируемым объектом, отнесенные к категориям по гражданской обороне объекты не располагаются.

Предприятие расположено в Новокузнецком районе Кемеровской области, на территории, не отнесенной к группе по гражданской обороне. Ближайшие отнесенные к группе по гражданской обороне города: г. Новокузнецк - 25 км; г. Осинники -15 км; г. Междуреченск - 20 км от проектируемого объекта.

Рядом с разрезом «Кийзасский» гидроузлы, аварии на которых могут привести к катастрофическому затоплению, отсутствуют, поэтому предприятие в зону возможного катастрофического затопления не попадает.

Разрез «Кийзасский» является не категорированным по гражданской обороне, поэтому на него не распространяются специальные требования к огнестойкости конструкций зданий и сооружений, в соответствии с требованиями СНиП 2.01.51-90 [22].

Дополнительные мероприятия по организации сбора аварийного пролива трансформаторного масла в части выполнения требований п.4.2.69 ПУЭ не требуются.

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		216

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. «Правила дорожного движения» утвержденные постановлением Совета Министров – Правительства РФ №1090 от 23.10.1993 г. (с изменениями на 31 декабря 2020 года)
2. «Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей» у твержденные приказом Министерства энергетики РФ №6 от 13.01.2003 г. (с изменениями на 13 сентября 2018 года)
3. ВНТП 4-92 книга 1 раздел «Генеральные планы». «Временные нормы технологического проектирования поверхности угольных и сланцевых шахт, разрезов и обогатительных фабрик». Москва 1993г.
4. Водохозяйственный участок сайт <https://racechrono.ru/stati/11941-vodohozyaystvennyy-uchastok.html>
5. Геологический отчет с подсчетом запасов каменного угля на участках недр Урегольский лицензия КЕМ 15355 ТЭ и Урегольский 5-6 лицензия КЕМ 01853 ТР Урегольского каменноугольного месторождения в Кемеровской области.
6. Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР. –М.: Недр, 1969-Т.7. – 917с.;
7. ГОСТ 25543-2013. Угли бурые, каменные и антрациты. Классификация по генетическим и технологическим параметрам.
8. ГОСТ 12.4.002-97 Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Средства защиты рук от вибрации. Технические требования и методы испытаний.
9. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности, 1991 г.

					ВКР.21.05.04.03. 217014.217022.ПЗ		
Изм	Лис	№ документа	Подпись	Дата	Список источников КузГТУ, ГОс-171.2		
Разработ.		Астахова А. Э.					
Разработ.		Петранцова Е.В.					
Пров.		Мартьянов В.Л.					
Консульт.		Мартьянов В.Л.					
Н.контр		Мартьянов В.Л.					
Зав.кафед		Шахманов В.Н.			Литера	Лист	Листов
						217	

10. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. –М.:Недра, 1987. – 98с.;
11. Классификация запасов и прогнозных ресурсов питьевых, технических и минеральных подземных вод, М, ГКЗ, 2007 г.
12. Курехин Е.В., Проноза В.Г. Технологические процессы открытых горных работ.: Методическое пособие/КузГТУ. Кемерово 2002. – 44с.;
13. Мельников Н.В. «Краткий справочник по открытым горным работам». - М.: Недра, 1982. – 414с.;
14. Мельников Н.В. Теория и практика открытых разработок. –М.: Недра, 1973. – 635с.
15. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых. Угли и горючие сланцы, утв. распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р.- М., 2007 г.
16. Н.В. Мельников. Краткий справочник по открытым горным работам, 1974 г.
17. Налоговый кодекс РФ (с изменениями на 20 июля 2020 года).
18. Проектная документация «Техническое перевооружение опасного производственного объекта «Разрез угольный» ((участок «Урегольский», «Урегольский 5-6») ООО «Разрез Кийзасский» Дополнение 1
19. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Учебник для вузов, 4.1, 2.- М.: Недра, 1985-215 с.
20. Приказ 488 Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом";
21. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.П. –М.: Недра, 1985. – 549с.;
22. СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов» утвержденные

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		218

постановлением Главного Государственного санитарного врача РФ №74 от 25.09.2007 г. (с изменениями на 28 февраля 2022 года)

23. Свод правил СП 51.13330.2011 «Защита от шума». Актуализированная редакция СНиП 23-03-2003 (с Изменением №1, дата введения 20.05.2011 г.)

24. СП 37.13330.2012 «Промышленный транспорт». Актуализированная редакция СНиП 2.05.07-91 (с Изменениями № 1, 2, 3, дата введения 01.01.2013 г.).

25. Справочник открытые горные работы. Трубецкой К. Н., Потапов К. Е., Винницкий и др. - М.:Горное бюро, 1994-590 с.

26. Ташкинов А.С., Бирюков А.В. Оптимизация параметров взрывной подготовки пород при открытой разработке угольных месторождений.: Учебное пособие/КузГТУ. Кемерово 1981. – 110с.;

27. Типовые схемы ведения горных работ на угольных разрезах. –М.: Недра, 1982. – 405.;

28. Федеральные нормы и правила в области промышленный безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения» утвержденные приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору №494 от 03.12.2020 г.

29. Федеральный закон «О недрах» (в редакции Федерального закона от 3 марта 1995 года № 27-ФЗ) (с изменениями на 27 декабря 2019 года).

30. Федеральный закон РФ от 10.01.2002 г. №7-ФЗ «Об охране окружающей среды» (с изменениями на 27 декабря 2019 года).

31. Федеральный закон РФ от 30.03.1999 г. № 52-ФЗ «О санитарно-эпидемиологическом благополучии населения» (с изменениями на 26 июля 2019 года).

32. Федеральный закон РФ от 4.05.1999 г. № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха» (с изменениями на 26 июля 2019 года).

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						219
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

33. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. –М.: Недра, 1980. – 336с.;

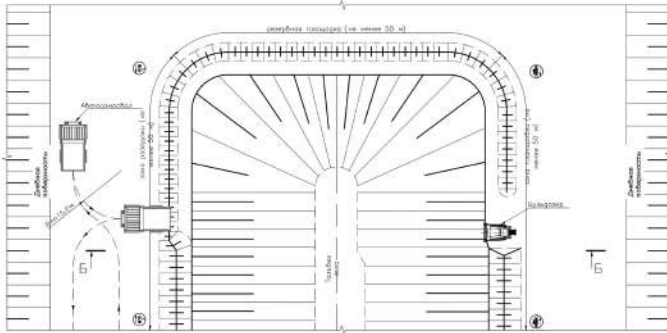
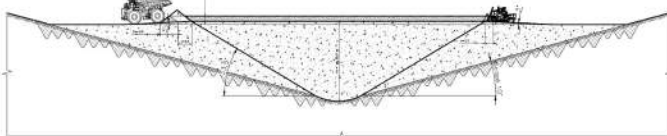
34. Федерального закона № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»

35. ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель. Термины и определения»

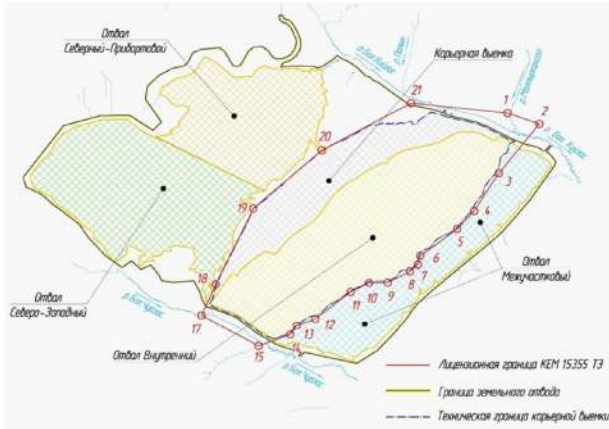
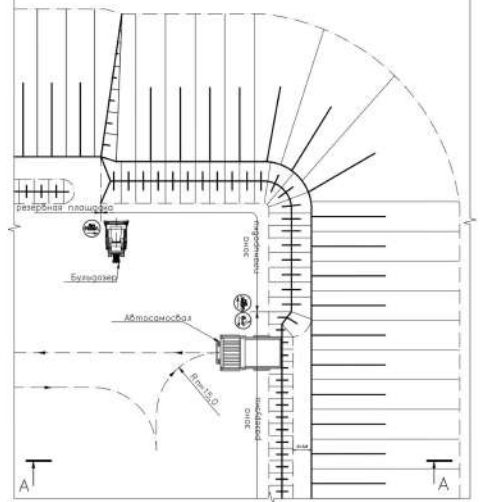
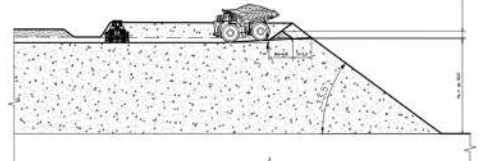
36. ПБ 05-580-03 «Правила безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев)»

					ВКР.21.05.04.03.217014.217022.ПЗ	Лист
						220
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Технологическая схема формирования отвала на наклонном основании



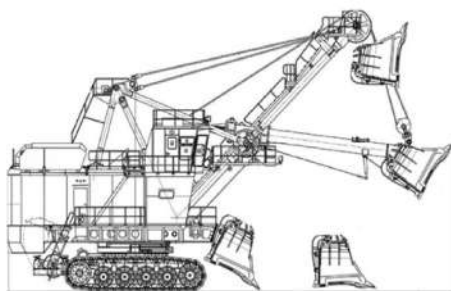
Технологическая схема формирования отвала бульдозером на полную высоту яруса



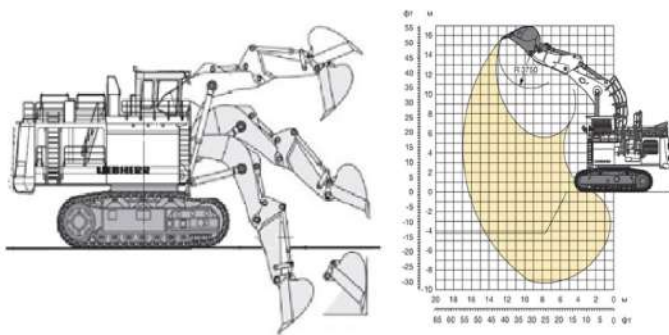
Расшифровка буквенных обозначений:
 H_д – высота отвального яруса, м;
 H_п – высота проекционного яруса, м;
 P_д – радиус проекционного яруса, м;
 P_п – радиус яруса антропогенного, м;
 Z – широта трассы возможного обрушения

				ВМР 21.05.04.03.217014.217023.74			
Имя	Возраст	Место	Служба	Специализированная геологическая и геодезическая служба ООО "Южуралгеоинжестрой"			
Степанов	45	Самара	Геодезия	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Петров	35	Самара	Геодезия	Петров	Петров	Петров	Петров
Сидоров	40	Самара	Геодезия	Сидоров	Сидоров	Сидоров	Сидоров
Климов	30	Самара	Геодезия	Климов	Климов	Климов	Климов
Сидоров	35	Самара	Геодезия	Сидоров	Сидоров	Сидоров	Сидоров
Сидоров	35	Самара	Геодезия	Сидоров	Сидоров	Сидоров	Сидоров

Технологическая схема ЭКГ - 20



Технологическая схема Liebherr - 9400

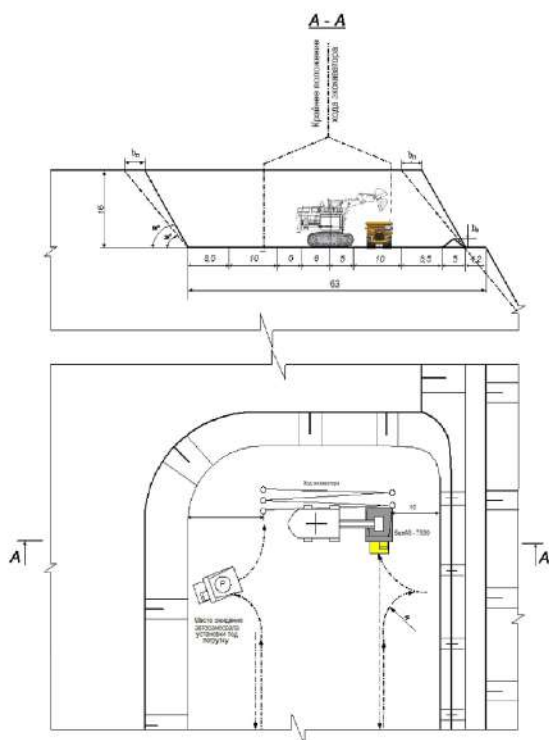


Сравнение основных параметров экскаваторов

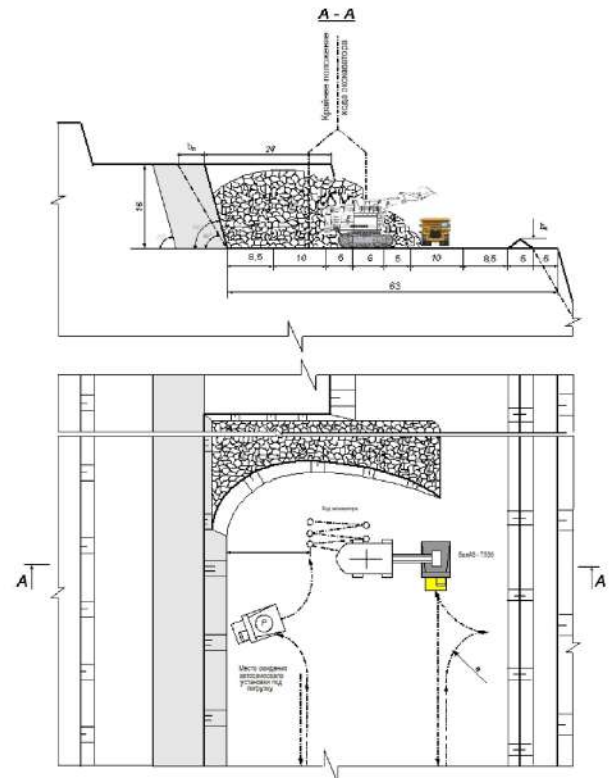
Рабочие диапазоны			
Наименование показателя	Обозначение	ЭКГ-20	Liebherr-9400 (обратная лопата)
Ёмкость ковша, м ³	E	20	22
Рабочие размеры, м:			
Длина стрелы	A	17,7	6,75
Длина рукояти	B	11,25	4,2
Радиус черпания на уровне стояния	$R_{\text{ч}}^{\text{max}}$	22,2	15,0
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки	H_{y}	19,6	11,2
Максимальная высота черпания	$H_{\text{ч}}^{\text{max}}$	17	15,0
Глубина черпания	ВI	-	9,5
Продолжительность цикла, с	$t_{\text{ц}}$	62	42
Основные размеры			
Радиус вращения кузова	R_{k}		3,3
Длина гусеничного хода	K	11,4	17,6
Просвет под поворотной платформой	M	3	0,6
Высота от земли до крыши кабины машиниста	P1	9,7	7,96
Высота от земли до уровня глаз машиниста	S	8,5	6,74
Габаритная высота стрелы по верхней точке шкива	F	17,3	9,24
Рабочий вес (с ковшом), кг		750000	345500
Давление гусеницы на грунт, кг/м ²		28,1	23,78
Скорость передвижения, км/час		1,01	2,7

				ВМР 21.05.04.03. 217014/217021/4			
Имя	Дата	Инициал	Подпись	Должность	Согласен	Инициал	Подпись
Составитель	Александр С. С.			Специалист разработки условных обозначений и руководств			
Проверил	Михаил В. В.			ООО "Южуралмаш"			
Утвердил	Михаил В. В.						
Выполнил	Александр С. С.			Специальная часть АЗМАШ 4.3			Код ТУ: ГОУ-1712

Технологическая схема разработки наносов экскаватором Liebherr – 9400 за один проход челноковым перемещением и двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку



Технологическая схема разработки экскаватором Liebherr – 9400 взорванного уступа за один проход челноковым перемещением и двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку



Технико-экономические показатели

Наименование показателей	ЭКТ-20	Liebherr-9400 (объемная лопата)
Пиковая производительность экскаватора	1161,3 м ³ /ч	1895,7 м ³ /ч
Техническая производительность	750,6 м ³ /ч	972 м ³ /ч
Годовая производительность	5188176 м ³ /год	6718466 м ³ /год
Применяемый автосамосвал	БелАЗ-7530	БелАЗ-7530
Количество каменей при погрузке в автосамосвал	4	4
Время погрузки одного автосамосвала	4,13 мин	2,8 мин
Количество автосамосвалов в смену	158 шт	225 шт

Наименование показателей	ЭКТ-20	Liebherr-9400 (объемная лопата)
Производительность экскаватора по возможности автотранспорта:		
- в сутки:	26860 м ³ /сут	38250 м ³ /сут
- в год:	7789400 м ³ /год	11092500 м ³ /год
Количество автосамосвалов, необходимое для работы в комплексе:	3 шт.	3 шт.
Объем взрывчатого боевика:	92400	92400
Класс-во смеси для отработки:	17 смен	13 смен

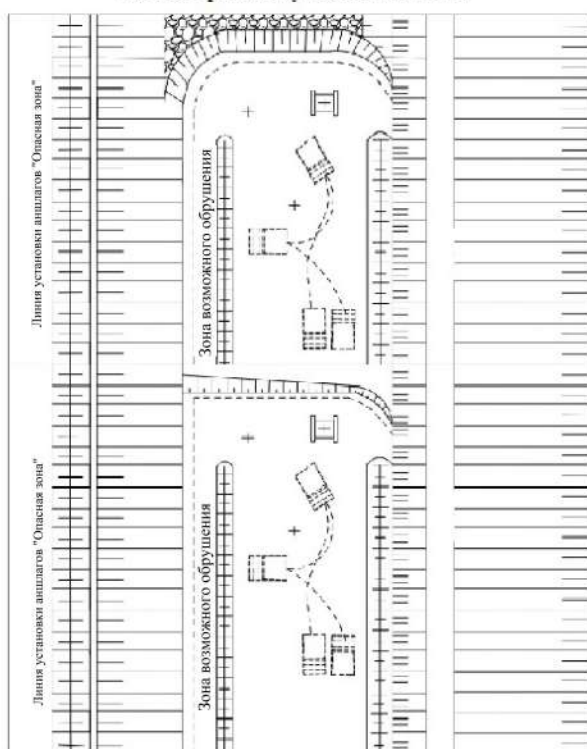
ВНП 21.05.04.03.217014.217021.74				
№ п/п	Дата	Исполн.	Содерж.	Вид
1		Александр С. П.	Оформление	Исход.
2		Михаил С. П.	Монтаж	Исход.
3		Михаил С. П.	Монтаж	Исход.
4		Михаил С. П.	Монтаж	Исход.
5		Михаил С. П.	Монтаж	Исход.

Организация: ООО "Югра-Колонка"

Исполнитель: Александр С. П.

Код документа: 03-1712

Схема отработки угольных пластов



Экономические показатели для экскаватора Hitachi ZX 870

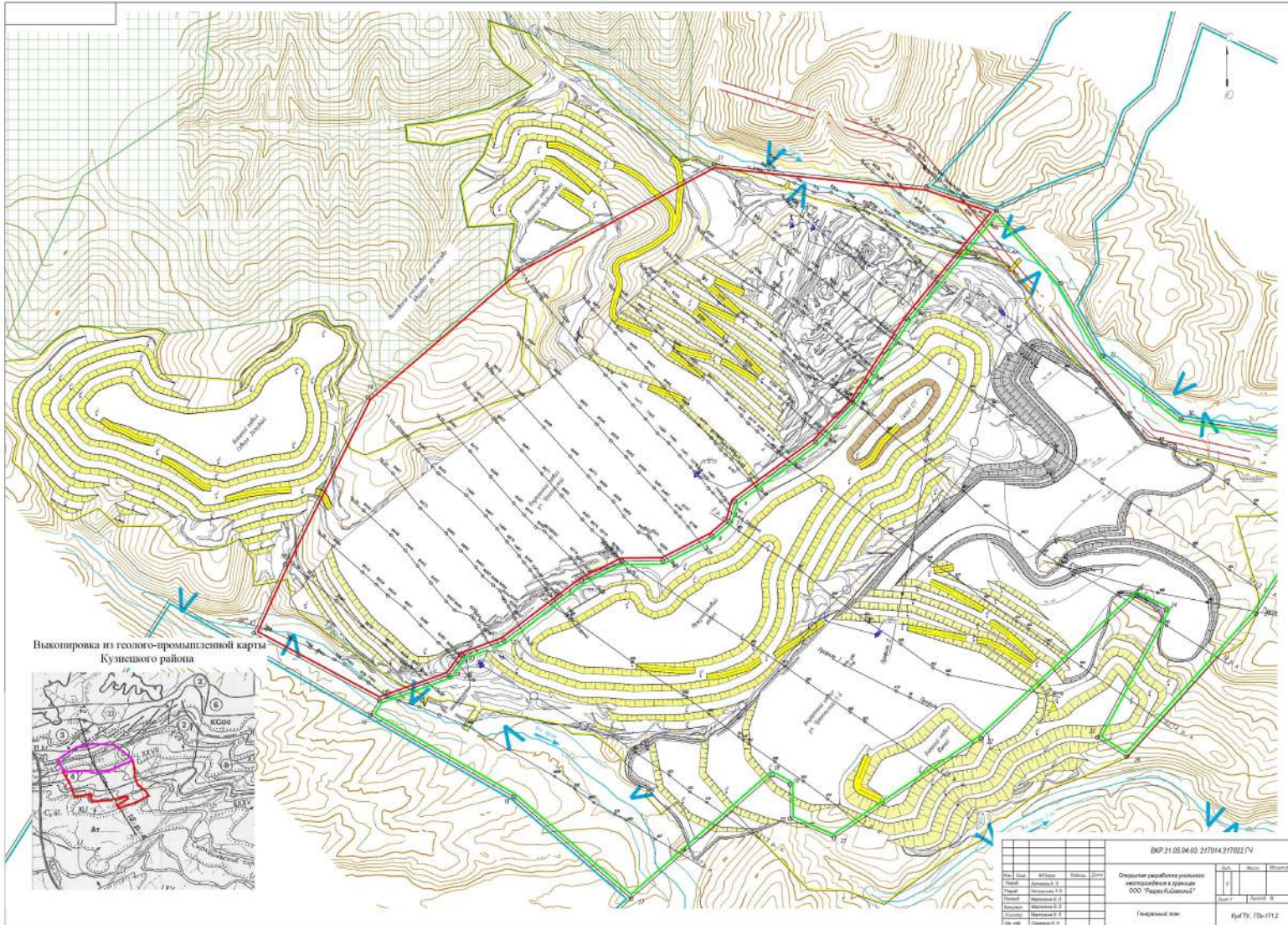
Показатели	Условные обозначения	Технико-экономический показатели по вариантам		
		I	II	III
Балансовые запасы, тыс.т (пласт III/IV-V)	Б	14324/22513	14324/22513	14324/22513
Зольность балансовых запасов, %	A_B^c	35	35	35
Зольность породы, засоряющий уголь, %	A_B^c	65	65	65
Коэффициент потерь (пласт III/IV-V)	П	0,6	0	0,263/0,236
Коэффициент засорения (пласт III/IV-V)	K_3	0	0,454/0,344	0,263/0,236
Количество добытого угля, тыс.т	Д	5729/9005	24527/32627	14324/22513
Зольность добытого угля, %	A_D^c	1/1	30/23	18/16

Экономические показатели для экскаватора Komatsu PC 750

Показатели	Условные обозначения	Технико-экономический показатели по вариантам		
		I	II	III
Балансовые запасы, тыс.т (пласт III/IV-V)	Б	14324/22513	14324/22513	14324/22513
Зольность балансовых запасов, %	A_B^c	35	35	35
Зольность породы, засоряющий уголь, %	A_B^c	65	65	65
Коэффициент потерь (пласт III/IV-V)	П	0,515	0	0,232/0,206
Коэффициент засорения (пласт III/IV-V)	K_3	0	0,416/0,310	0,232/0,206
Количество добытого угля, тыс.т	Д	6947/32627	26234/34318	14324/22513
Зольность добытого угля, %	A_D^c	1/0,99	27,6/20,15	15,85/14,2

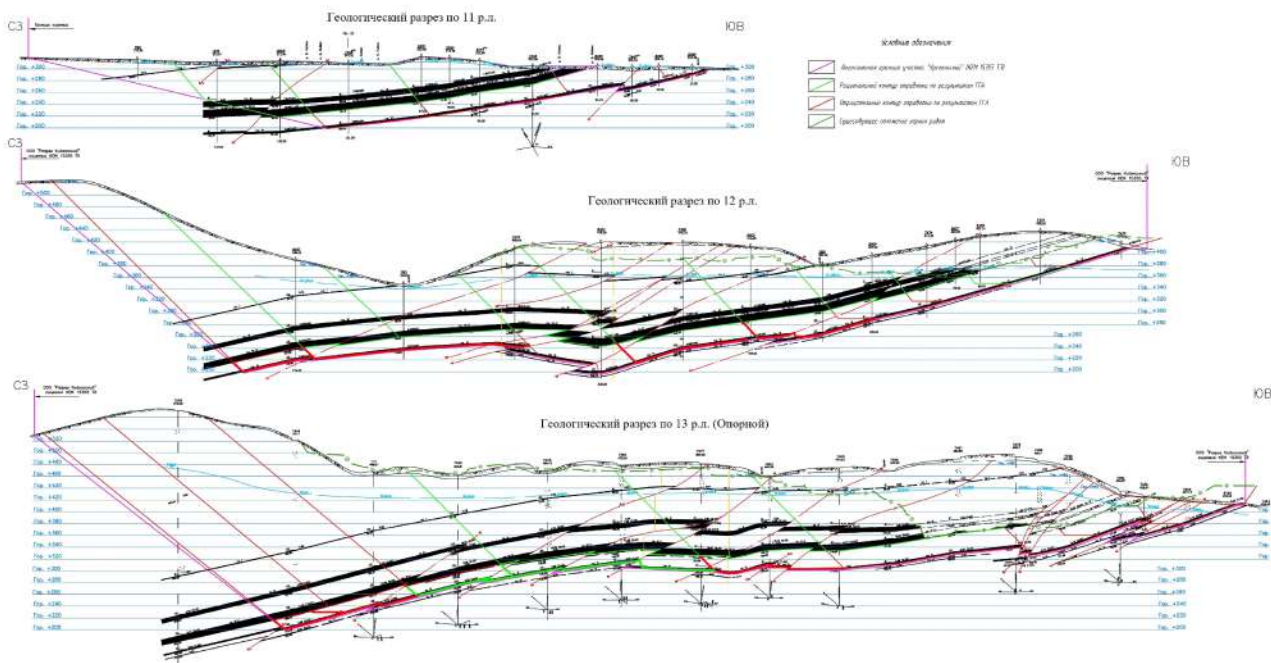
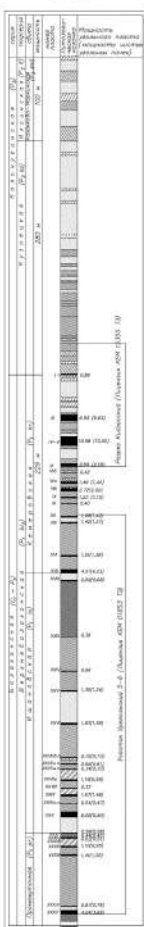
ВКР 21.05.04.03. 217014 217022 ГУ					
№ п/п	Имя	Фамилия	Отчество	Дата	Подпись
1	Иванов	Иван	Иванович	01.01.2021	[Подпись]
2	Петров	Петр	Петрович	01.01.2021	[Подпись]
3	Сидоров	Сидор	Сидорович	01.01.2021	[Подпись]
4	Смирнов	Смирнов	Смирнович	01.01.2021	[Подпись]
5	Соколов	Соколов	Соколович	01.01.2021	[Подпись]
6	Степанов	Степанов	Степанович	01.01.2021	[Подпись]
7	Тихонов	Тихонов	Тихонович	01.01.2021	[Подпись]
8	Трофимов	Трофимов	Трофимович	01.01.2021	[Подпись]
9	Федотов	Федотов	Федотович	01.01.2021	[Подпись]
10	Филиппов	Филиппов	Филиппович	01.01.2021	[Подпись]
11	Харьков	Харьков	Харькович	01.01.2021	[Подпись]
12	Цыганков	Цыганков	Цыганкович	01.01.2021	[Подпись]
13	Чайков	Чайков	Чайкович	01.01.2021	[Подпись]
14	Шаров	Шаров	Шарович	01.01.2021	[Подпись]
15	Ширшов	Ширшов	Ширшович	01.01.2021	[Подпись]
16	Щеголов	Щеголов	Щеголович	01.01.2021	[Подпись]
17	Юрьев	Юрьев	Юрьевич	01.01.2021	[Подпись]
18	Яковлев	Яковлев	Яковлевич	01.01.2021	[Подпись]

Организация: ООО "Торек-Колумбус"
 Отдел: []
 Подпись: []
 Дата: []



Геологические разрезы по участку Урегольский с проведенным горно-геометрическим анализом

Системный структурный разрез
Масштаб 1:2000



- Ключевые обозначения
- Дислокация разрыва участка "Урегольский" АИР 03/2017
 - Гидротехнический контур территории и участка ИТХ
 - Структурный контур территории и участка ИТХ
 - Геоинформационная система

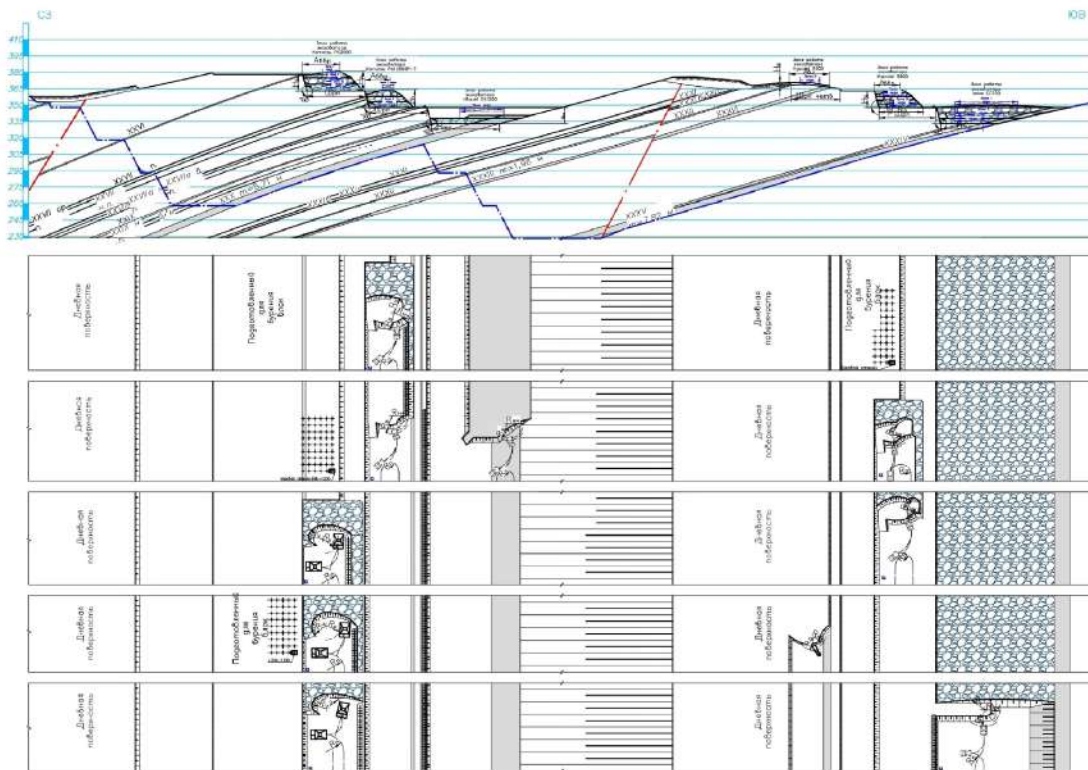
- Легенда:
- Селективный разрез
 - Структурный разрез
 - Геометрический разрез
- Легенда:
- Дислокация разрыва участка "Урегольский" АИР 03/2017
 - Гидротехнический контур территории и участка ИТХ
 - Структурный контур территории и участка ИТХ
 - Геоинформационная система

ВНП 21.05.04.03.217014.217023.74		Итого	Итого	Итого
Имя	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Фамилия	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Имя	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Фамилия	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Имя	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Фамилия	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Имя	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов
Фамилия	Иванов	Иванов	Иванов	Иванов

Геологический разрез

Код ТУ: ГО-1712

Общий вид системы разработки



Расшифровка буквенных обозначений:
 Аз - ширина экскаваторной закладки, м;
 Вза - ширина площадки для разворота самого крупного автосамосвала, который может работать в таких условиях, м;
 С - безопасный зазор между нижней бровкой уступа и автосамосвалом, м;
 ВП - ширина предохранительного вала, м;
 П - ширина полосы для установки дополнительного оборудования, м;
 Н - высота отвального яруса, м;
 Нпу - высота подступа, м;
 Нв - высота предохранительного вала, м;
 Rнч - радиус черпания экскаватора (при нижнем черпании), м;
 Rчв - радиус черпания экскаватора (при верхнем черпании), м;
 Rр - радиус разворота экскаватора, м;
 Rп - радиус поворота автосамосвала, м;
 Z - ширина призмы возможного обрушения, м;
 Шрт (навал) - ширина рабочей площадки по навалам, м;
 Ногр - высота загроможденного вала, м;
 Вогр - ширина загроможденного вала, м;
 б - ширина улавливающей полки, м;

БМП 21.05.04.03. 217014.217021.74			
Имя	Дата	Инициал	Подпись
Создан	21.05.2014 11:00	Александр С. С.	
Изменен	21.05.2014 11:00	Александр С. С.	
Удален	21.05.2014 11:00	Александр С. С.	
Создан	21.05.2014 11:00	Александр С. С.	
Имя	Дата	Инициал	Подпись
Создан	21.05.2014 11:00	Александр С. С.	

Система разработки угля
 разрабатываемая в границах
 ООО "Югра-Обленугол"

Кат.ТУ. ГО-1712

Технологические схемы БВР

Схема расположения вертикальных скважин на уступе при вертикальном развале

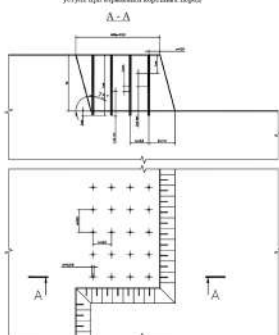


Схема построения профиля развала



Конструкция вертикального скважинного зарида (1:100)

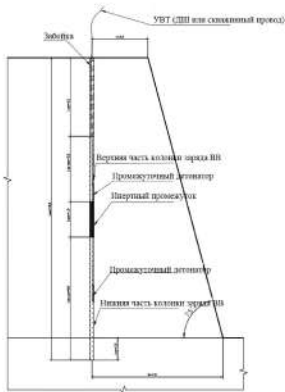


Схема расположения наклонных скважин на уступе при вертикальном развале

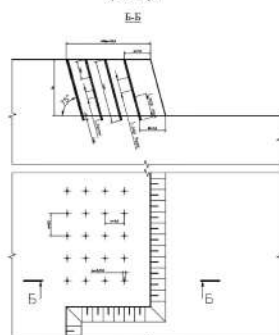
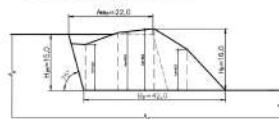
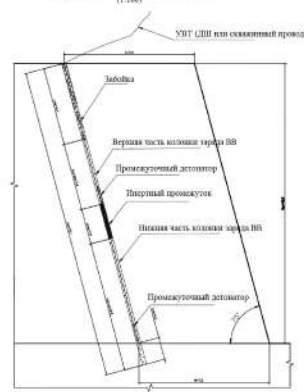


Схема построения профиля развала



Конструкция наклонного скважинного зарида (1:100)



Результаты расчетов параметров БВР

Наименование показателей	Ед.изм.	Количество
Коэффициент прочности пород по шпале проф. М.К.	-	7,5
Протекловому	-	-
Диаметр средней естественной отдельности	м	1,5
Категория пород по блочности	-	III
Диаметр скважины	мм	245
Удаленный расход БВ	м/сек	0,64
Тип взрывчатого вещества	-	Гранулолит-79/21
Плотность БВ в скважине	т/м ³	930
Высота взрывного уступа	м	17
Угол наклона скважины к горизонту	град	75
Длина перебега	м	2
Глубина скважины	м	19
Тип скважинного зарида	-	Распределительный
Длина зарида включая воздушный проколоток	м	13
в т.ч. верхней части	м	3,5
нижней части	м	1,5
Длина промежуточного проколотка	м	2
Длина забойки	м	6
Высотность БВ в 1м скважины	кг/м	42,4
Масса скважинного зарида	кг	466,4
Линия сопротивления по подошве уступа	м	5,5
Расстояние между рядами скважин	м	2,5
Расстояние между скважинами в ряду	м	6,5
Количество рядов скважин	шт	4
Ширина буровзрывной заходки	м	22
Ширина развала	м	44
Объем взрываемого блока	м ³	204000
Длина взрываемого блока	м	490
Расход БВ на взрываемый блок	кг	121400
Схема взрывчатодетонационного взрывания	-	Полноразмерная
Интервал вздетонации при взрывчатодетонационном взрывании	мс	35
Количество скважин в одной группе замедления	шт	4
Заряд одной группы замедления	кг	1865,6
Количество групп замедления	шт	75
Выход пороши с 1м скважины	м ³ /м	35,8

Расшифровка буквенных обозначений:

- a - расстояние между скважинами в ряду;
- b - расстояние между рядами скважин;
- W - линия сопротивления по подошве уступа;
- c - расстояние от версей бровки до оси первого ряда скважин;
- A_{бур} - ширина буровзрывной заходки;
- B₀ - ширина развала;
- H₀ - максимальная высота развала;
- B₁ - высота развала по последнему ряду скважин;
- B₂ - высота развала в пределах буровзрывной заходки на расстоянии C₁ от последнего ряда скважин;
- b₁, h₁ - высота промежуточных точек развала, находящихся на расстоянии, равном отрезку (B₂+A_{бур}-C₁) на три равные части;
- L_{скв} - длина скважины;
- L_{пер} - длина перебега;
- L_{заб} - длина забойки;
- L_{пр} - длина зарядаемой части.

БВР 21.05.04.03. 217014.217021.74				Изм.		Лист		Масштаб	
№	Дата	Исполн.	Служба	№	Изм.	№	Листов	№	Масштаб
1	2014.05.04	А.И.Сидоров	Служба	1	1	1	1	1	1:1
2	2014.05.04	А.И.Сидоров	Служба	1	1	1	1	1	1:1
3	2014.05.04	А.И.Сидоров	Служба	1	1	1	1	1	1:1
4	2014.05.04	А.И.Сидоров	Служба	1	1	1	1	1	1:1
5	2014.05.04	А.И.Сидоров	Служба	1	1	1	1	1	1:1

Директорские работы

Кад.ТУ. 03-1712