

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	
1. Геологическое строение карьерного поля.....	
1.1. Общие положения.....	
1.2. Геологическая характеристика месторождения.....	
1.2.1. Стратиграфия и литология.....	
1.2.2. Тектоника карьерного поля.....	
1.2.3. Гидрогеологические условия.....	
1.2.4. Характеристика угольных пластов.....	
1.2.5. Характеристика качества углей	
1.2.6. Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля.....	
1.3. Горно-геологические условия разработки.....	
1.4. Сопутствующие полезные ископаемые.....	
2. Границы и запасы карьерного поля.....	
3. Режим работы предприятия.....	
4. Производственная мощность и срок службы карьера.....	
5. Обоснование системы разработки.....	
5.1. Характеристика горнотехнических условий эксплуатации.....	
5.2. Выбор системы разработки.....	
5.3. Параметры системы разработки.....	
5.4. Устойчивость бортов и уступов.....	
6. Вскрытие и порядок отработки карьерного поля.....	
6.1. Обоснование способа вскрытия.....	
7. Выбор и эксплуатация горного оборудования.....	
8. Параметры технологических процессов.....	
8.1 Подготовка горных пород к выемке	
8.2. Выемочно-погрузочные работы	
8.3. Перемещение карьерных грузов.....	
8.3.1. Выбор вида транспорта.....	
8.3.2. Выбор основного и вспомогательного транспортного оборудования...	

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	Содержание		
Разраб.		Ибраев Ш.Р.					
Консульт.		Аксенов Г.И.					
Н.контроль		Аксенов Г.И.					
Руковод.		Аксенов Г.И.					
Зав.каф..		Шахманов В.Н.			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
					КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

8.3.3.	Транспортные коммуникации.....	
8.3.4.	Общий расчет автомобильного транспорта.....	
8.4.	Отвалообразование	
9.	Вспомогательные работы.....	
10.	Электроснабжение карьера	
10.1.	Общие сведения.....	
10.2.	Определение мощности трансформаторов главной понижающей подстанции.....	
10.3.	Выбор числа и мощности трансформаторов участковой подстанции с учетом необходимой степени резервирования.....	
10.4.	Расчет воздушных линий электропередач... ..	
10.5.	Расчет кабельных линий.....	
10.6.	Расчет сети заземления.....	
10.7.	Освещение.....	
11.	Охрана труда и промышленная безопасность.....	
11.1.	Перечень опасных и вредных производственных факторов.....	
11.2.	Меры по предотвращению опасных производственных факторов.....	
11.3.	Меры по предотвращению вредных производственных факторов.....	
11.4.	Проветривание карьера.....	
11.5.	Противопожарная защита.....	
11.6.	План ликвидации аварий.....	
12.	Охрана окружающей среды	
12.1.	Охрана атмосферы.....	
12.2.	Охрана водных ресурсов.....	
12.3.	Охрана земель.....	
13.	Генеральный план и технологический комплекс на поверхности.....	
14.	Специальная часть.....	
14.1.	Общая часть.....	
14.2.	Определение величины нормативных потерь угля при работе ЭКГ-5А и Liebherr 984.....	
14.3	Выбор параметров при выемочно-погрузочных работах гидравлических экскаваторов.....	
14.3.1.	Работа экскаватора обратная лопата с верхним черпанием и верхней погрузкой.....	
14.3.2.	Работа экскаватора с нижним черпанием и нижней погрузкой.....	

14.4. Определение производительности экскаваторов при проходке разрезной траншеи и отработке пластов угля.....	
14.5. Перспективные технологические схемы применения гидравлического экскаватора Liebherr 984.....	
14.5.1. Технологическая схема попутной отработки сближенных маломощных угольных пластов.....	
14.5.2. Технологическая схема попутной отработки крутопадающего угольного пласта при подходе фронта работ с висячего бока пласта.....	
14.6. Экономическая оценка и сравнение существующего и предлагаемого вариантов технологии отработки пластов угля на разрезе.....	
15. Экономическая часть.....	
15.1. Расчет экономической эффективности применения обратной гидравлической лопаты Liebherr 984.....	
16. Инженеро-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций	
Список используемой литературы.....	

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

ВВЕДЕНИЕ

В Центральном Кузбассе, наряду с получившим широкое распространение подземным способом добычи угля, ведутся открытые разработки. Открытый способ добычи угля получил здесь свое развитие благодаря лучшим технико-технологическим показателям. По сравнению с подземным способом, он обеспечивает более высокую производительность труда, более низкую себестоимость угля и удельные капитальные затраты, а также более благоприятные и безопасные условия труда рабочих.

Однако нельзя игнорировать тот факт, что добыча угля открытым способом сопровождается многосторонним негативным воздействием на окружающую среду и, прежде всего, на задалживание длительное время и вывод из хозяйственного оборота больших земельных площадей.

АО «Прокопьевский угольный разрез» более пятидесяти лет ведет разработку свиты собранных в складки и нарушенных крутопадающих пластов угля различной мощности. За прошедшие 50 лет отработаны наиболее благоприятные участки месторождения, расположенные вблизи поверхности. Сейчас горные работы ведутся на глубине свыше 150м, поэтому рабочая зона разреза характеризуется ограниченностью пространства для размещения оборудования и функционирования технологических процессов. Вместе с тем в пределах горного отвода разреза имеются значительные по размерам пространства, представляющие собой горные выработки, ранее отработанных участков карьерного поля.

На разрезе применяется продольная углубочная однобортовая с внешними отвалами породы система разработки и транспортная с использованием автотранспорта технология ведения горных работ. Погрузку горной массы в автосамосвалы проводят прямые мехлопаты.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>			Введение	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Н.контроль</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шаханов В.Н.</i>						
						КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

В угленасыщенной зоне экскаваторы работают с малой ($H_y=5\text{м}$) высотой уступа, что не позволяет им достичь высокой производительности.

Главной задачей дипломного проекта стало:

1. Разработать технологическую схему добычных работ с использованием гидравлического экскаватора (обратная лопата).

В специальной части проекта для разработки сближенных пластов, рассмотрен вопрос применения гидравлического экскаватора Liebherr 984.

При сравнительном анализе отработки данных пластов механической лопатой ЭКГ-5 и гидравлического экскаватора Liebherr 984, видно, что при применении гидравлического экскаватора Liebherr 984 снижаются потери угля и увеличивается производительность при добыче угля.

При применении Liebherr 984 получен расчетный экономический эффект 2,3 млн. руб. в год.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

1. ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

1.1. Общие положения

Поле АО «Прокопьевский угольный разрез» расположено на северо - западе центральной части Прокопьевского - Киселевского геолого - экономического района Кузбасса, в пределах Прокопьевско - Киселевского каменноугольного месторождения.

Населенных пунктов на территории участка нет. Город Киселевск находится в 2,2 км к северо-востоку, поселок Тайбинский расположен в 0,55 км к юго-западу от участка. В 6-7 км восточнее разреза проходит железнодорожная магистраль Новосибирск-Новокузнецк.

Рельеф участка обусловлен местоположением здесь действующего разреза. В результате площадь представляет собой типичный техногенный ландшафт с чередованием выработок и отвалов. Максимальные абсолютные отметки приурочены к верхним ярусам отвалов и составляют 400 - 430 м. Минимальные абсолютные отметки отмечаются в отработанных разрезом угольных и породных уступах, где они составляют 195 - 220 м.

Гидрографическая сеть участка подчинена р. Абе и представлена ее притоками - ручьем Тайбой, ручьем Березовкой, а также множеством логов. Постоянный водоток имеет только ручьи Тайба и Березовка, но и они не имеют определившегося русла на всем своем протяжении, тальвеги их заболочены и покрыты кочками. Гидрогеологический режим их не постоянен и зависит от количества атмосферных осадков. Минимальный расход составляет 0,01-0,02 м³/с, максимальный-1,5-2,15 м³/с. Берега речек и ручьев заболочены.

Климат района резко континентальный. Холодная зима продолжается в течение пяти месяцев - от ноября до апреля. Абсолютный минимум в наиболее холодные месяцы (январь и декабрь) достигает 43,9°С. Среднемесячная температура декабря, января и февраля составляет – 18-20°С.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>			Геологическое строение карьерного поля	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Н.контроль</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						
						КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

Устойчивый снежный покров удерживается с начала ноября до конца апреля. Глубина промерзания почвы зависит от высоты снежного покрова и колеблется от 0,5 до 2,5 м.

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

Среднегодовое количество осадков 335-400 мм, большая их часть приходится на летнее время, с мая по август.

Господствующими ветрами в районе являются юго-западные. Ветры преобладающего направления имеют максимальную скорость 17÷24 м/с, среднегодовая скорость 3÷5 м/с.

1.2. Геологическая характеристика месторождения

1.2.1. Стратиграфия и литология

Продуктивные отложения в пределах поля АО «Прокопьевский угольный разрез» относятся к балахонской серии (С₁ – Р₁), которая включает в себя кемеровскую, ишановскую и промежуточную свиты. Наибольшим развитием на описываемой площади пользуются отложения кемеровской свиты.

Кемеровская свита, (Ркг) стратиграфический разрез которой полностью вскрыт и довольно детально изучен от пласта Характерного до почвы пласта Мощного, является самой продуктивной толщей в пределах описываемого поля, рабочая угленосность ее достигает 20%. Вскрытая на участке Кемеровская свита имеет мощность 165 м и вмещает десять пластов угля: Характерный, Горелый, Лутугинский Ш, Лутугинский II, Лутугинский I, Подлутугинский, Прокопьевский II, Прокопьевский I, Мощный и Безымянный. Кемеровская свита сложена чередующимися слоями песчаников и алевролитов, из которых первые преобладают. Песчаники залегают мощными слоями до 30 м в кровле пластов Горелого и Прокопьевского II. Часто большой мощности горизонты песчаника наблюдаются между пластами Горелым и Лутугинским. В центральной части участка появляются довольно мощные слои алевролитов. Из других литологических разностей в разрезе свиты встречаются слабоуглистые

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

алевролиты и углистые аргиллиты.

Петрографический состав пород кемеровской свиты имеет полимиктовый характер. Алевролиты характеризуются наличием зерен полевых шпатов, главным образом калиевого полевого шпата.

Границы ишановской свиты (P is) проходят: верхняя - по почве пласта Мощного, нижняя - по кровле пласта Двойного. Свита на участке имеет довольно значительную мощность - 151 м. Она включает четыре пласта угля рабочей мощности: Безымянный II, Безымянный I и Подспорные верхний и нижний. Рабочая угленосность свиты составляет 7,4%. Отличительной особенностью описываемой толщи пород является появление в почве Безымянного I и в кровле Двойного углистых пород, залегающих в виде отдельных линз.

Промежуточная свита (P pr) - самая нижняя свита на участке, вскрыта как в пределах Нулевой, так и I Тырганской синклиналей. Промежуточная свита Нулевой синклинали включает в себя 11 пластов угля, большинство из которых не достигают рабочего значения. Нижняя граница свиты проходит в 92 м ниже пласта Сложного, верхняя - по кровле пласта Двойного. В свите не ощущается преобладание каких-либо разностей, но распределение их в разрезе достаточно закономерно. Если в верхних горизонтах свиты вскрываются породы алевролитно-аргиллитового состава, то в низах разреза четко устанавливается обогащение песчаниками. Характерным для свиты является наличие углистых аргиллитов.

Некоторыми отличительными чертами обладают осадки промежуточной свиты, вскрытые в обособленном тектоническом блоке и слагающие I Тырганскую синклиналь. Наблюдается уменьшение мощности толщи и обилие углистых и слабоуглистых пород как алевролитов, так и аргиллитов.

Общая мощность вскрытого здесь разреза свиты от пласта Двойного до Встречного составляет 135 м. Коэффициент угленосности 6,8%.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1.2.2. Тектоника карьерного поля

Угленосные отложения Прокопьевско-Киселевского месторождения претерпели дислокации под влиянием мощных тангенциальных давлений со стороны Тыргана. Близость к описываемым участкам Тырганского надвига.

На фоне общей сложно построенной структуры, являющейся основной тектонической формой района в контуре описываемого участка, отчетливо вырисовываются синклинальные складки Нулевая, I Тырганская, II Тырганская и антиклинали I и II Тырганские.

Нулевая синклиналь является основной пликативной формой на оцениваемой площади. Она прослеживается на всем простирании продуктивной толщи и вытягивается в направлении СЗ-ЮВ. В основном, ось складки лежит почти горизонтально, наибольшее погружение ее оси установлено в районе III разведочной линии. Строение синклинали в основном асимметричное. Западное крыло складки осложнено дополнительными флексуорообразными складками, местами приобретающими самостоятельное значение. К таковым относятся I Тырганская антиклиналь и синклиналь.

I Тырганская антиклиналь имеет асимметричное строение с более крутопадающим восточным крылом, углы падения которого иногда достигают 70-75°, а в среднем составляют 40-50°, Западное крыло пологое, часто почти горизонтальное. I Тырганская антиклиналь имеет "сундучный" характер.

I Тырганская синклиналь тектонически обособлена от всех описанных пликативных форм посредством дизъюнктива. Падение крыльев складки очень пологое, всего 10-12°. Воздымание шарнира синклинали наблюдается как в южном, так и в северном направлении.

На поле разреза АО «Прокопьевский угольный разрез» прослеживается Нулевая синклиналь, I Тырганская антиклиналь и I Тырганская синклиналь.

В процессе геологических исследований выявлено большое количество разрывов сплошности, которые можно подразделить на три группы: согласные взбросы, несогласные взбросы и подбросы.

Наименьшим распространением пользуются нарушения типа согласных

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

взбросов. Наряду с крупными зонами разлома, ограничивающими полосу продуктивных отложений и имеющими простирание, отвечающее господствующему простиранию толщи, установлены также более мелкие согласные или несогласные взбросы, существенно осложняющие основную синклиналиную структуру. Максимальная нарушенность угленосной толщи приурочена к окраинным частям описываемой площади.

1.2.3. Гидрогеологические условия

Общее пополнение подземных вод коренных пород участка происходит, частично, за счет местных атмосферных осадков, и частично, за счет притока подземных вод из отдаленной области питания.

Подземные воды участка доброкачественные и пригодны для питьевых и технических целей.

Общая минерализация составляет 400-600 мг/л. Постоянная жесткость отсутствует. Из соединений азота отмечено значительное содержание NH_3 (до 1,7 мг/л). Железа нет. Содержание хлора не более 6,3 мг/л. Агрессивной углекислоты подземная вода участка не содержит.

Гидрогеологическая характеристика включает в себя определение водоносности рыхлых отложений и коренных пород, а также изучение химического состава подземных вод.

Водоносность рыхлых отложений, в основном, незначительная и проявляется лишь в пониженных участках рельефа.

В угленосных отложениях участка, в связи с большой фациальной изменчивостью выделенных и обособленных водоносных горизонтов нет.

Замечаются только отдельные зоны повышенной обводненности, приуроченные к участкам развитой трещиноватости, образовавшиеся в результате выветривания или тектонических процессов. Водоносность коренных пород невелика. Судя по гидрогеологическим наблюдениям и откачкам воды из колонковых скважин, удельные расходы не превышали 0,2 л/с.

При проходке "горельников" отмечалось повышенное поглощение

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

промывочной жидкости, что указывает на их высокие фильтрационные свойства.

По характеру движения подземные воды участка могут быть отнесены к типу трещинных вод. Они являются напорными, Пьезометрическая поверхность в большинстве случаев проходит на глубине 0-15,0 м от дневной поверхности.

1.2.4. Характеристика угольных пластов

Мощность угольных пластов различна и колеблется от 0,73 до 17,48м. Пласты Мощный, Горелый, Безымянный I, и Двойной имеют простое строение и выдержанную мощность. Породные прослои представлены всеми породами литологическими разностями (табл. 1.1).

В данное время на участке АО «Прокопьевский угольный разрез» разрабатывается пласт Мощный, горелый и сопутствующие Прокопьевский I и Прокопьевский II.

Пласт Мощный. Самый мощный и выдержанный и является основным объектом разработки открытым способом. Строение пласта простое и лишь изредка в почве два прослоя алевролита; и только на севере участка мощность прослоев и пласта увеличивается и пределы колеблются от 8,85м до 29,0м это объясняется фаціальными изменчивостями.

Пласт Горелый. Второй по мощности пласт и залегает выше Лутугинского III и имеет простое строение. Изредка прослеживаются прослои алевролита и песчаника. Средняя мощность пласта 4,95 м.

Пласт Прокопьевский I. Залегает выше пл. Мощного в 9м и имеет очень сложное строение - состоит из 2-3 пачек и редко из одной пачки. Местами верхняя пачка приобретает самостоятельное значение и носит название Проводник Прокопьевского I. Мощность колеблется от 1,73м до 6,5м. Разрабатывается как сопутствующий пл. Мощному.

Пласт Прокопьевский II. Залегает ниже Подлутугинского. Строение чаще простое. Кровля в северной части представлена алевролитом, который к югу сменяется песчаником, в почве алевролит. Средняя мощность 2,05м.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Качественная характеристика угля составлена на основании геологических отчетов: "Акташский углеразрез № 1 и участок Акташский и "Участки разрез № 8 и Нулевая синклираль в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса.

Таблица 1.1.

Характеристика рабочих угольных пластов

№ п/п	Свита (символ)	Наименование пласта	Мощность, м (от до средняя)	Вмещающие породы		Степень выдержанности	Строение пласта	Расстояние между пластами, м	Угол падения, градус	Плотность, т/м ³
				кровля	почва					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
2	Р is	Мощный		Алевролит или песчаник	Алевролит	Относ. выдержан	Простое реже сложное из 2-3 пачек	11	48	1.32
3	Р kr	Горелый		Алевролит	Алевролит реже песчаник	Относ. выдержан	Простое реже сложное из 2-3 пачек	16	52	1.28
4	Р kr	Прокопьевский I		Алевролит	Алевролит	Относ. выдержан	Сложное состоит из 2-3 пачек	15	34	1.3
5	Р kr	Прокопьевский II		Алевролит	Алевролит	Относ. выдержан	Простое	20	20	1.29

1.2.5. Характеристика качества углей

Качество углей изучено по многочисленным пробам из колонковых скважин и из действующих горных выработок (табл. 1.2.).

Качество углей зависит от метаморфизма и петрографического состава углей. Степень метаморфизма выражается выходом летучих на горючую массу.

Анализы угольных проб участка показали низшую степень углефикации углей, характеризующихся выходом летучих на горючую массу, главным образом, в пределах 29-34% и низкую спекаемость, характеризующуюся толщиной пластического слоя от 0 до 9 мм.

Вследствие высокого выхода летучие веществ и большой усадки угли пластов не могут давать самостоятельного промышленного кокса и

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

использоваться для коксовых шахт.

Поэтому эти угля предназначены для использования в качестве энергетического топлива.

Таблица 1.2.

Характеристика качества углей

Название пласта	Марка по ГОСТ 25543-88	W ^a , %	A ^d , %	V ^{daf} , %	Показатели		Плотность, г/см ³
					X, мм	У, мм	
Характерный	Г	1,42-3,05	3,1-10,7	28,2-32,1	35-41	7 10	1,29
		2,23	6,9	30,1	38	8	
Горелый	Г	1,15-2,55	2,6-9,7	28,2-32,5	36-49	8 10	1,28
		2,11	5,9	30,6	42	9	
Лугугинский-III	Г	1,9-2,6	5,2-20,1	30,6-33,5	34-53	9 10	1,32
		2,2	11,3	32,1	44	10	
Лугугинский-II	Г	1,9-2,42	5,9-23,0	28,8-32,5	29-48	7 10	1,32
		2,11	10,8	30,8	39	9	
Лугугинский-I	Г	1,4-2,50	7,9-17,8	29,4-34,7	33-46	9 11	1,34
		2,16	12,9	31,3	39	10	
Подлугугинский	ГЖО	1,05-2,75	5,2-15,2	28,7-35,4	27-51	9 12	1,32
		2,04	10,7	32,2	39	11	
Прокопьевский-II	Г	1,00-2,65	3,4-15,0	29,8-33,7	36-52	8 11	1,29
		1,76	7,4	31,2	43	10	
Прокопьевский-I	КСН	1,5-2,6	3,8-23,6	26,8-32,8	31-57	8 10	1,3
		2,18	8,8	29,9	43	9	
Мощный	СС	0,85-3,1	3,8-11,0	21,6-27,6	20-47	7	1,32
		2,1	6,1	25,2	31	—	
Безымянный-II	СС	0,7-1,3	3,3-21,7	25,6-28,8	30-45	7 10	1,37
		1,11	12,2	26,8	37	9	
Безымянный-I	СС	0,8-2,05	6,4-10,2	24,2-28,8	30-49	7 10	1,34
		1,46	8,8	26,7	42	9	
Подспорный в.п.		0,8-1,7	5,8-11,2	23,3-29,23	34-47	5 10	1,29
		1,23	7,9	26,2	42	8	
Подспорный н.п.		0,8-1,6	4,8-9,3	23,1-27,9	33-43	5 10	1,28
		1,14	6,7	26,1	38	8	

Теплотворная способность на горючую массу всех пластов варьирует в пределах от 33,6 до 34,9МДж/кг.

Петрографический сослав углей разреза по пластам однороден.

Максимальное содержание спекающихся компонентов в углях не превышает 45-55%.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Зольность угля невысокая. Пласт Мощный в границах разреза преимущественно не имеет породных прослоек и зольность его колеблется от 2,8% до 11%.

Учитывая, что основным целевым пластом является пласт Мощный и фактическая зольность добываемого угля составляет 8,3%, то настоящим проектом предусматривается отгрузка угля в рядовом виде.

Добываемый уголь разреза АО «Прокопьевский угольный разрез», в основном, используется в качестве топлива для коммунально-бытовых нужд населения городов Прокопьевска и Киселевска.

Угли всех пластов относятся к энергетическим (КСН, СС) и используются для коммунально-бытовых нужд.

Согласно требованиям потребительских стандартов угли потребителям поставляется в рядовом и рассортированном виде с зольностью не выше 25%.

Часть углей разреза АО «Прокопьевский угольный разрез» идет на экспорт.

1.2.6. Разведанность карьерного поля и благонадежность разведанных запасов угля

Геологические запасы угля по участку "Нулевая синклинали" разведаны по состоянию на 1 января 1961 года и утверждены ГКЗ СССР, протокол № 3520. Запасы участка "Акташский" утверждены протоколом ГКЗ СССР №-5671 от 25.04.68 г.

Геологические запасы угля в технических границах разреза подсчитаны методом вертикальных сечений по рабочим профилям и приведены в (табл. 1.3).

Промышленные запасы угля определены путем исключения из геологических запасов угля эксплуатационных потерь и составляют 8092 тыс.т и с учетом засорения угля внутрипластовыми породными прослоями. Эксплуатационные потери угля и засорения от породных прослоек определены при усредненных величинах углов падения пласта Мощного, мощности чистых пачек и мощности породных прослоек. Расчет произведен для крутого падения пласта с интервалом 48°-69 со средневзвешенным значением 61° и для наклонного

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

падения с интервалом 22-45° со средневзвешенным значением 35°.

Таблица 1.3.

Геологические запасы угля

Наименование пластов	Марка угля по ГОСТу 1988 г.	Геологические запасы, тыс.т				
		Всего	Балансовые			Забалансовые
			А	В	С ₁	
1	2	3	4	5	6	7
Характерный	Г	—	—	—	—	—
Горелый	Г	38	—	—	38	—
Лутугинский-III	Г	—	—	—	—	—
Лутугинский-II	Г	—	—	—	—	19
Лутугинский-I	Г	—	—	—	—	80
Подлутугинский	ГЖО	—	—	—	—	127
Прокопьевский-II	Г	296	—	42	254	—
Прокопьевский-I	КСН	451	243	67	141	—
Пров.Прокопьевск. I	КСН	—	—	—	—	26
Мощный	СС	7247	3284	2288	1675	—
Безымянный-II	СС	—	—	—	—	—
Безымянный-I	СС	60	—	—	60	—
Всего по разрезу:		8092	3527	2397	2168	252
В т.ч. по маркам:	Г	334	—	42	292	99
	КСН	451	243	67	141	26
	СС	7307	3287	2288	1735	—
	ГЖО	—	—	—	—	127

1.3. Горно-геологические условия разработки

Вскрышные породы представлены песчаниками, алевролитами, аргиллитами. Усредненные физико-механические свойства пород приведены в (табл. 1.4).

Четвертичные отложения представлены суглинками, реже глинами.

Степень устойчивости и прочность пород основного стратиграфо-генетического комплекса зависит от степени их выветрелости и нарушенности. В целом для выветрелых и нарушенных пород установлены более низкие показатели физико-механических свойств в сравнении с породами, незатронутыми выветриванием. Глубина зоны выветривания 50-60 м.

Физико-механические свойства пород

Литологические наименования пород и поверхностей ослабления	Плотность, т/м ³	Относительная влажность, %	Сцепление, кПа	Угол внутреннего трения, град	Примечание
1	2	3	4	5	6
1. Суглинок	1,96	17,0	0,46	22	В тектонических зонах принято 60% наруш. и 40% (20% песчн. и 20% алеврол.) ненарушенных пород
2. Глина	2,00	16,2	0,55	20	
Затронутые выветриванием породы					
3. Песчаники	2,40	3,3	2,38	35	
4. Алевролит	2,38	3,7	1,61	30	
5. Аргиллит	2,34	2,5	1,28	16	
6. Уголь	1,24	5,5	0,87	28	
7. Переслаивание пород	2,37	3,8	1,46	29	
Незатронутые выветриванием породы					
8. Песчаник	2,51	2,5	5,3	36	
9. Алевролит	2,49	3,2	3,6	34	
10. Аргиллит	2,47	2,2	3,05	25	
11. Уголь	1,25	5,2	1,3	28	
12. Переслаивание пород	2,46	3,3	4,15	32	
13. Слабые породы тектонических зон	2,06	6,3	1,2	23	
14. Породы тектонических зон в целом	2,24	4,8	2,26	28	
15. Контакт слоев	—	—	0,38	12	
16. Отдельные тектонические трещины	—	—	0,45	17	

Сравнительно высокий выход летучих веществ (-23-33%) - в углях пластов участка заставляет отнести последний к опасным по пыли и газу.

Средние значения содержания свободной двуокиси кремния в процентах для каждого типа пород составляют: песчаники -47%, алевролиты -35-42%, аргиллиты - 27%.

Согласно действующих правил, породы, содержащие более 20% свободной двуокиси кремния силикозоопасны.

Наличие на участке горелых пород свидетельствует о склонности углей к

самовозгоранию как в недрах, так и при длительном хранении в отвалах.

1.4. Сопутствующие полезные ископаемые

Из других полезных ископаемых наибольшее значение имеют следующие встречающиеся в районе строительные материалы: кирпичные глины, известняки, бутовый и строительный камень и закладочные материалы.

"Горелые" породы частично использовались для отсыпки временных дорог в карьере, но, в основном, вывозились в отвал.

Пригодность известняков для строительства выявлена при разведке Акташского участка известняков. В настоящее время известняки используются для отсыпки подъездных железнодорожных путей и пригодны для производства щебня в качестве заполнителя тяжелого бетона марок "100" и ниже.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

2. ГРАНИЦЫ И ЗАПАСЫ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

В начальный период к рыночной экономике технология ведения открытых горных работ на разрезах Кузбасса отличалась высоким потреблением ресурсов, что обуславливалось, прежде всего, высоким текущим коэффициентом вскрыши ($K_t=7,7 \text{ м}^3/\text{т}$), высоким удельным весом транспортной технологии (79%), большими расстояниями транспортирования вскрышных пород (при железнодорожном транспорте на 8,6 км, при автомобильном - на 2,6 км), высокой землеёмкостью (до 40 га на 1 млн. т добычи угля). В результате этого себестоимость добычи угля на разрезах Кузбасса в 3,1 раза выше, чем при открытой разработке в других угледобывающих районах страны.

В условиях рыночной экономики нет необходимости сравнивать затраты на добычу угля открытым и подземным способами, т.к. угольная продукция идёт на общий топливный рынок, где она должна выдерживать конкуренцию. Следовательно, существовавший ранее подход к определению граничного коэффициента вскрыши, выбора системы разработки и ведения горных работ для сложно-структурных месторождений в новых условиях хозяйствования неприемлем.

Глубина разработки должна отвечать условию получения угольной продукции, конкурентоспособной с альтернативными видами топлива, например, газом и углем с других районов страны. Поэтому граничный коэффициент вскрыши следует определять из выражения:

$$K_{cp} = \frac{Ц - П - C_o}{C_g}, \quad (2.1)$$

где Ц - цена конкурентоспособностью угольного топлива (равна 0,65 цены газа для углей энергетических марок и 0,85 для углей коксующихся марок за тонну условного топлива) руб/т.;

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ				
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>		
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>		
<i>Н.контроль</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>		
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>		
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>		
Границы и запасы карьерного поля				
КузГТУ, гр.ГОС-171.2				

C_o - себестоимость добычных работ при открытом способе разработки, руб/т.; (без учета вскрышных работ).

Π - необходимая для работы в режиме самофинансирования при быль на единицу условного топлива, руб/т.;

C_v - себестоимость вскрышных работ, руб/ м³.

Результаты расчётов по определению граничного коэффициента вскрыши для АО «Прокопьевский угольный разрез» показали, что:

- при норме прибыли 30 % $K_{гр} = 3,6 \text{ м}^3/\text{т}$;
 - при норме прибыли 15 % $K_{гр} = 5,0 \text{ м}^3/\text{т}$;
 - при норме прибыли 0 % $K_{гр} = 6,4 \text{ м}^3/\text{т}$
- Принимаем для разреза $K_{гр} = 6,0 \text{ м}^3/\text{т}$.

Для определения глубины отработки в сложных горно-геологических условиях, к каким относится АО «Прокопьевский угольный разрез» используем графоаналитический метод (метод вариантов), т.е. глубина карьера устанавливается приравнением контурного и граничного коэффициентов вскрыши.

В связи с тем, что коренные породы характеризуются большой трещиноватостью и обводнённостью, и, исходя из механических свойств пород согласно «Руководству по определению естественных углов наклона бортов карьера и откосов отвалов», угол погашения борта карьера принимается равным 40°.

В результате получаем среднюю ширину карьерного поля 600 метров при длине 6500 метров и средней глубине 168 метров.

По установленной глубине карьера с учётом геологических и горно-технических условий, определяем запасы полезного ископаемого в границах, которые мы определили ранее.

Исходными материалами для подсчёта запасов являются:

- план выхода пластов под наносы с указанием расположений профильных линий;

- профили горных работ за номерами 90,130,170, 210, 250, 290.

Для указанных выше условий принимаем для подсчёта запасов способ параллельных вертикальных сечений, который заключается в том, что участок разбивается на несколько блоков, ограниченных параллельными сечениями и принятой глубиной подсчёта.

Объём блока между двумя параллельными сечениями определяется из выражения:

$$V_{1-2} = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot L_{1-2}, \quad (2.2)$$

где V_{1-2} - объём полезного ископаемого в блоке между сечениями 1 и 2, м³;

L_{1-2} - расстояние между сечениями 1 и 2, м;

S_1 и S_2 — площадь соответствующих сечений, м².

Результаты подсчёта запасов угля по способу параллельных вертикальных сечений приведены в (табл. 2.1).

Таблица 2.1.

Результаты подсчёта запасов угля

Профили горных работ, №.	Площадь сечения, м ³ .	Плотность, кг /м ³	Расстояние между профилями, м.	Конечная глубина, гор.	Запасы угля, тыс.т.
90	11445	1330	800	+160	11009,2
130	9949	1330	800	+192	9511,1
170	8629	1330	800	+168	9157,8
210	8585	1330	800	+160	7266,6
250	5074	1330	800	+168	7769,3
290	9630	1330	800	+168	9347,2

3. РЕЖИМ РАБОТЫ ПРЕДПРИЯТИЯ

Настоящим проектом на основании требований «Основных направлений и норм технологического проектирования угольных шахт разрезов и обогатительных фабрик» принят следующий режим работы:

1. Календарное время работы участка (за вычетом праздничных дней) при непрерывной рабочей неделе 356 рабочих дней в году;
2. Количество рабочих смен в сутки:
 - на добычных и вскрышных работах - 3,
 - на буровых работах - 1.
 - на взрывных работах - 1.

Продолжительность рабочей смены 8 часов. Производство взрывных работ предусматривается в первую смену. Режим работы трудящихся на ремонтных и вспомогательных процессах 260 рабочих дней в году с двумя выходными днями в неделю.

Количество чистых рабочих дней в году для экскаваторов рассчитываются по формуле:

$$N = N_{\text{год}} - N_{\text{пр}} - N_{\text{р}} - N_{\text{м}} - N_{\text{пер}}, \quad (3.1)$$

- где $N_{\text{год}}$ - количество дней в году;
 $N_{\text{пр}}$ - количество праздничных дней в году;
 $N_{\text{р}}$ - число ремонтных дней в году;
 $N_{\text{м}}$ - число дней простоя по метеоусловиям;
 $N_{\text{пер}}$ - число дней перегона экскаватора.

$$N = 365 - 8 - 100 - 4 - 3 = 250 \text{ дней.}$$

Согласно заданию на выполнение проекта разреза АО «Прокопьевский угольный разрез» и в соответствии с Нормами технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов ВНТП 2-86 принят следующий режим работы разреза: на вскрышных и добычных работах - 356 рабочих дней в году, 3 рабочих смены в сутки продолжительностью 8 часов.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Режим работы предприятия	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.				КузГТУ, гр.ГОс-171.2		
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						

4. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ И СРОК СЛУЖБЫ КАРЬЕРА

В 2021 году производственная мощность АО «Прокопьевский угольный разрез» составила 466 тыс. тонн.

Настоящим проектом выполнен расчет максимально возможной мощности по горнотехническим факторам, которая определяется по формуле:

$$A = \frac{Q_{гор}^{ср} \cdot K_{пер}}{H_{уст.}} \cdot t_{угл.}, \quad (4.1)$$

где $Q_{гор}^{ср}$ - среднее количество геологических запасов на рабочих горизонтах, тыс.т;

$H_{уст}$ – высота уступа, м;

$t_{угл.}$ – темп углубления горных работ, м/год;

$K_{пер}$ – коэффициент перерасчета геологических запасов в промышленные.

$$A = \frac{196 \cdot 1,059}{7,5} \cdot 20 = 553, \text{ тыс.т.}$$

Согласно заданию на проектирование, мощность разреза на расчетный год, который соответствует максимальному развитию горных работ, приведен в (табл. 4.1).

Таблица 4.1.

Производительность АО «Прокопьевский угольный разрез» по углю и по вскрыше на 2021 год

Наименование показателей	Производительность разреза		
	сменная, т/м ³	суточная, т/м ³	годовая, тыс. т, тыс. м ³
Производительность по углю	448	1404	466
Производительность по вскрыше и навалам	6086	18258	6500
в том числе на автотранспорт	4962	14888	5300
Бестранспортная	1123	3370	1200
Переэкскавация	4494	13483	4800

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Производственная мощность и срок службы	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н. контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр. ГОс -171.2		

Срок службы карьера с учетом затухания горных работ составит 12 лет.

Основным документом для производства горных работ в карьере и оценки правильности их выполнения является календарный план.

Календарный план горных работ – это распределение основных видов работ (вскрышных, добычных, подготовительных) по годам.

Составление календарного плана горных работ осуществляется на базе горно-геометрического анализа карьерного поля, который является методом исследования режима горных. Режим горных работ показывает распределение поэтапных (текущих) объемов вскрыши и полезного ископаемого по глубине карьерного поля. Календарный план развития добычных и вскрышных работ составлен в соответствии с принятым порядком отработки поля участка.

Календарный план развития добычных и вскрышных работ приведен в (табл. 4.2).

Таблица 4.2.

Календарный план развития добычных и вскрышных работ

Наименование показателей	2021 г	2022 г	2023 г	2024 г	2025 г	2026 г	2027 г
Производительность по углю, тыс.т	466	466	466	466	300	300	300
Производительность по вскрыше и навалам, тыс.м ³	6500	6500	6500	6500	6500	6500	6500
на автотранспорт, тыс.м ³	5300	5800	5800	5800	6000	6000	6000
бестранспортная, тыс.м ³	1200	1000	1000	1000	500	500	500
Переэкскавация, тыс.м ³	4800	5000	5000	5000	6000	6000	6000

5.ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

5.1. Характеристика горнотехнических условий эксплуатации

Вскрышные породы на АО «Прокопьевский угольный разрез» представлены четвертичными отложениями, алевролитами, песчаниками, аргиллитами.

Согласно физико-механическим свойствам вскрышные породы и уголь распределяются следующим образом по категориям трудности экскавации, буримости и взрываемости в соответствии с классификацией ЕВН (табл. 5.1).

Таблица 5.1.

Классификация пород по ЕВН

Наименование литологических разностей	Категория пород по ЕВН		
	экскавация	буримость	Взрываемость
1	2	3	4
Песчаники, алевролиты, аргиллиты	II-IV	IX	III-VI
Суглинки, глины	II	-	-
пласты угля	II	V	I

В настоящее время поле АО «Прокопьевский угольный разрез» обрабатывается одним эксплуатационным участком № 1. Участок № 1 расположен в пределах профилей 112-162.

На разрезе применяется комбинированная система разработки:

- вскрышные и добычные уступы обрабатываются по транспортной технологии;
- навалы, лежащие в границах разреза в западном крыле, убираются комбинированным способом: часть с погрузкой в автотранспорт механическими лопатами, часть по бестранспортной технологии с перевалкой за границы разреза.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	<i>Ибраев Ш.Р.</i>				Обоснование системы разработки	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>							
<i>Н.контроль</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>							
<i>Руковод.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>					КузГТУ, гр.Гос-171.2		
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>							

5.2. Выбор системы разработки

При выборе системы разработки учитывалось, что АО «Прокопьевский угольный разрез» - действующее предприятие с уже сформировавшейся технологией, схемой вскрытия, сетью транспортных коммуникаций. В связи с этим проектом принята система разработки, существующая на разрезе - комбинированная.

Отработка вскрыши и угля предусматривается по транспортной системе разработки с применением на выемочно-погрузочных работах механических лопат и транспортировкой объемов вскрыши автосамосвалами.

Навалы предусматривается отрабатывать комбинированным способом между профилями 132÷182, где отведена дополнительная площадка под навалы бестранспортной вскрыши, по бестранспортной технологии с перевалкой за границу разреза, севернее 182 профиля отработка навалов принята по транспортной технологии.

5.3. Параметры системы разработки

Основным выемочно-погрузочным оборудованием является ЭКГ-5А на вскрышных работах, ЭКГ-5А на добычных работах.

Буровые работы ведутся с применением бурового станка ЗСБШ-200Н.

Для транспортирования вскрыши применяются автосамосвалы БелАЗ-7548, для транспортирования угля БелАЗ-7527.

Высота уступа H_y определяется из условий требований техники безопасности и в скальных породах должна удовлетворять условию:

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_q, \quad (5.1)$$

где H_q - высота черпания экскаватора, м

Для экскаватора ЭКГ-5А $H_q=10,3$ м, следовательно исходя из опыта высота уступа принята $H_y=15$ м с разделением на подступы $H_{п.у}=7,5$ м.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Ширина заходки А определяется по формуле:

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{ч}}, \quad (5.2)$$

где $R_{\text{ч}}$ - радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м

Для экскаватора ЭЖГ- 5А:

$$A = 1,7 \cdot 9,04 = 15,9 \text{ м},$$

Принимаем 16 метров.

Ширина рабочих площадок принимается такой, чтобы была обеспечена производительная работа оборудования при безопасном размещении основных горных машин и транспортных коммуникаций, силовых и осветительных линий вспомогательного транспорта и оборудования.

Ширина рабочей площадки рассчитывается:

$$Ш_{p.n} = B_p + C + T + П + Z, \quad (5.3)$$

где B_p - ширина развала взорванной породы, м;

C - безопасное расстояние от транспортной полосы до нижней бровки развала, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

$П$ - ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м;

Z - ширина призмы возможного обрушения, м.

С учетом ширины развала, который убирается за два прохода экскаватора, ширина рабочей площадки составит:

$$Ш_{p.n} = 24 + 2 + 3,5 + 5 + 3 = 37,5 \text{ ,м}$$

Ширина рабочей площадки по наносам составит:

$$Ш_{p.n} = A + C + T + П + Z, \quad (5.4)$$

где A - ширина заходки экскаватора, м;

C - безопасное расстояние от транспортной полосы до нижней бровки развала, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

$П$ - ширина полосы для размещения дополнительного оборудования м;

Z - ширина призмы возможного обрушения, м.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Ширина рабочей площадки по наносам составит:

$$Ш_{р.п} = 16 + 2 + 7 + 6 + 4 = 35 \text{ м}$$

Ширина рабочих площадок на добычных уступах в угленасыщенной зоне карьера зависит от горно-геологических условий залегания угольных пластов и имеет различные значения.

Рабочая зона карьера - это зона, в которой осуществляются вскрышные и добычные работы. Она характеризуется совокупностью вскрышных и добычных уступов, одновременно находящихся в работе. Элементами рабочей зоны являются рабочие уступы и площадки, внутренние съезды и разрезные траншеи.

Площадь рабочей зоны $S_{р.з}$ определяется:

$$S_{р.з} = [H_{р.з} \cdot (ctgj_p^e + ctgj_p^l) + Ш_d] \cdot L_{\phi i}, \quad (5.5)$$

где $H_{р.з}$ - высота рабочей зоны, м;

j_p^B, j_p^L - углы откосов бортов на расчетный период, соответственно с висячего и лежащего бока пласта, град;

$Ш_d$ - ширина дна карьера на расчетный период, м;

$L_{\phi i}$ - суммарная длина фронта работ, м.

$$tgj_p^{6..л} = \frac{H_{р.з}}{\sum Ш_{р.п.i} + \sum h_i \cdot ctg\alpha_i + h_n \cdot ctg\alpha_n}; \quad (5.6)$$

где $Ш_{р.п.i}$ - суммарная ширина рабочих площадок на расчётный период, м,

$\sum h_i$ - суммарная высота уступов, м,

α_i - угол откоса уступа по скальным породам, градус;

α_n - угол откоса уступа по наносам, градус,

h_n - высота уступа по наносам, м.

$$H_{р.з} = n \cdot H_y, \quad (5.7)$$

Где n - число уступов, находящихся в работе;

H_y - высота уступа, м.

$$H_{р.з}^B = 4 \cdot 7,5 = 30 \text{ м}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$H_{p.з}^A = 2 \cdot 7,5 = 15 \text{ м}$$

$$\operatorname{tg} j^A = \frac{15}{165 + 104 \cdot \operatorname{ctg} 75^\circ + 16 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ} = 0,51 \quad j^A = 28,8^\circ$$

$$\operatorname{tg} j^B = \frac{30}{316 + 80 \cdot \operatorname{ctg} 75^\circ + 16 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ} = 0,36 \quad j^B = 21,1^\circ$$

$$Ш_{\delta} = Ш_{к} - 2 \cdot H_{p.з} \cdot \operatorname{ctg} j_{н.б.}, \quad (5.8)$$

где $Ш_{к}$ - ширина карьера, м;

$j_{н.б.}$ - угол отсоса нерабочего борта карьера, градус.

$$Ш_{\delta} = 750 - 2 \cdot 15 \cdot \operatorname{ctg} 40^\circ = 67 \text{ м}$$

Суммарная длина фронта работ откладывается из фронта работ экскаватора ЭКГ-5А и составляет 800 метров. Тогда площадь рабочей зоны:

$$S_{p.з} = [15 \cdot (\operatorname{ctg} 21,1^\circ + \operatorname{ctg} 18,8^\circ) + 67] \cdot 800 = 119948 \text{ м}^2$$

Число блоков, размещаемых в рабочей зоне данного размера

$$N = \frac{S_{p.з} \cdot K_o \cdot f \cdot K_u}{S_{\text{э.б.}}}; \quad (5.9)$$

где K_o - коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов на площади ($K_o = 0,75 \div 0,8$ в добычных условиях);

$S_{p.з}$ - площадь рабочей зоны, м^2 ;

K_u - коэффициент использования площади рабочей зоны, определяющий соответствие рабочего фронта уступа длине блока ($0,75 \div 0,8$);

$S_{\text{э.б.}}$ - площадь экскаваторного блока, м^2 ;

f - коэффициент резерва.

Площадь экскаваторного блока определяется:

$$S_{\text{э.б.}} = Ш_{p.н.} \cdot L_{\delta}, \quad (5.10)$$

где L_{δ} - длина экскаваторного блока, м^2 ;

Для полезного ископаемого:

$$S_{\text{э.б.н.}} = 35 \cdot 110 = 3740 \text{ м}^2$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для вскрышных работ:

$$S_{э.б.в.} = 39 \cdot 130 = 5600 \text{ м}^2$$

$$N = \frac{119948 \cdot 0,75 \cdot 0,9 \cdot 0,8}{5600} = 11 \text{ блоков}$$

Годовое подвигание добычного фронта:

$$V_{ф.ни} = \frac{Q_{ни}}{L_{ф.ни} \cdot H_{у.ни}}, \quad (5.11)$$

где $Q_{ни}$ - производственная мощность карьера по полезному ископаемому, м³/год;

$L_{ф.ни}$ - общая длина фронта добычных работ карьера, м;

$H_{у.ни}$ - высота добычного уступа, м.

$$V_{ф.ни} = \frac{370370}{800 \cdot 5} = 92,5 \text{ м/год}$$

Скорость подвигания экскаваторного забоя ЭКГ-5А по отгону борта в скальных породах:

$$V_э = \frac{Q_{э.сут}}{A \cdot H_y}, \quad (5.12)$$

где $Q_{э.сут}$ - суточная производительность экскаватора, м³/сут.

$$V_{ф.ни} = \frac{5420}{18 \cdot 7,5} = 40,2 \text{ м/год}$$

Скорость подвигания экскаваторного забоя ЭКГ-5А по полезному ископаемому:

$$V_{ф.ни} = \frac{5830}{18 \cdot 5} = 64,87 \text{ м/год}$$

Длина разрезной траншеи по углю:

$$L_{р.т} = \frac{Q_{впз}}{S_{впз} \cdot \gamma_{ни}}, \quad (5.13)$$

где $Q_{впз}$ - вскрытые подготовительные запасы, т;

$S_{впз}$ - площадь вскрытых и подготовительных запасов, м²;

$\gamma_{ни}$ - объёмный вес угля, т/м³.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Q_{\text{впз}} = \frac{1}{3} \cdot A_{\text{зод}}, \text{ м};$$

$$Q_{\text{впз}} = \frac{1}{3} \cdot 500000 = 166000 \text{ т};$$

$$S_{\text{впз}} = H_y \cdot m_r, \quad (5.14)$$

где m_r - горизонтальная мощность полезного ископаемого, м.

$$S_{\text{впз}} = 8 \cdot 19 = 152 \text{ м}^2$$

Тогда длина разрезной траншеи составит:

$$L_{\text{р.т}} = \frac{366667}{152 \cdot 1,35} = 1787 \text{ м}$$

Объем разрезной траншеи:

$$V_{\text{р.т}} = S_{\text{р.т}} \cdot L_{\text{р.т}}, \quad (5.15)$$

где $S_{\text{р.т}}$ - площадь поперечного сечения разрезной траншеи, м^2

$$S_{\text{р.т}} = b_{\text{р.т}} \cdot H_y \cdot (\text{ctg}\alpha_y + \text{ctg}\alpha_n), \quad (5.16)$$

где $b_{\text{р.т}}$ - ширина дна разрезной траншеи, м;

α_n - угол падения пласта, градус.

Ширина дна разрезной траншеи определяется из условия подъезда автосамосвала под погрузку при тупиковой схеме подъезда:

$$b_{\text{р.т}} = R_a + 0,5 \cdot b_a + L_a + 2 \cdot m, \quad (5.17)$$

где R_a - радиус разворота автосамосвала, м;

b_a - ширина автосамосвала, м;

L_a - длина автосамосвала, м;

m - минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой борта траншеи, м.

$$b_{\text{р.т}} = 11 + 0,5 \cdot 3,8 + 8,0 + 2 \cdot 1 = 22 \text{ м}$$

$$S_{\text{р.т}} = 22 \cdot 5 \cdot (\text{ctg}75^\circ + \text{ctg}70^\circ) = 72,5 \text{ м}^2$$

$$V_{\text{р.т}} = 72,5 \cdot 1787 = 129558 \text{ м}^3$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При большой длине карьерного поля расчеты по объемам отгона борта в скальных породах можно относить на 1м простирания, тогда при продольной двубортной системе разработки:

$$V = H_y \cdot [b_{p.m} + 2 \cdot Ш_{p.m} + 2 \cdot H_y \cdot (ctg\alpha_n + ctg\alpha_n)] \quad (5.18)$$

$$V = 7,5 \cdot [22 + 2 \cdot 43 + 2 \cdot 7,5 \cdot (ctg75^\circ + ctg75^\circ)] = 558 \text{ м}^3 / \text{м}$$

Общее время подготовки уступа высотой 7,5 м составит:

$$T_n = \frac{V \cdot L_\sigma}{Q_{\sigma,г}}, \quad (5.19)$$

где $Q_{\sigma,г}$ - годовая производительность экскаватора, м³/год

$$T_n = \frac{588 \cdot 800}{296800} = 0,15 \text{ лет}$$

Темпы углубки горных работ составит:

$$Y_\sigma = \frac{H_y}{T_n}, \quad (5.20)$$

$$Y_\sigma = \frac{7,5}{0,15} = 50 \text{ м/год.}$$

5.4. Устойчивость бортов и уступов

В соответствии с условиями залегания пластов и инженерно-геологической характеристики вмещающих пород углы откосов бортов предельном положении приняты согласно рекомендаций ВНИМИ в отчетах "Разработка рекомендаций по устойчивости и прогнозу деформаций участков бортов АО «Прокопьевского угольного разреза», в районе которых расположен Киселевский водопровод (по параметрам предохранительного целика под водопровод)" и "Разработка рекомендаций по устойчивым параметрам и противооползневым мероприятиям западного борта участка №1 АО «Прокопьевского угольного разреза» при отработке запасов угля пласта Мощного «Нулевой» синклинали между проф. линиями 142-192 до гор.+195 м.

При изменении типов горного и транспортного оборудования, горно-

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

геологических условий, высоты вскрышных и добычных уступов, ширины рабочих площадок и других условий разработки, необходимо вести горные работы по паспортам, разработанным технической службой разреза, которые бы не противоречили положениям "Правил безопасности..." и "Правил технической эксплуатации...".

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

6. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Сущность вскрытия рабочих горизонтов заключается в установлении транспортных связей рабочих горизонтов с пунктами приема горной массы на поверхности. Для этого с поверхности до рабочих горизонтов проводят выработки, в которых размещаются транспортные коммуникации.

Основными требованиями, предъявляемыми к способу вскрытия, являются:

1. Минимальный объем горнотранспортных работ и малые сроки строительства;
2. Наименьшее расстояние транспортирования горной массы в период эксплуатации;
3. Безопасность работ.

6.1 Обоснование способа вскрытия

Прокопьевское поле сложено Восточным и Западным крыльями «Нулевой» синклинали.

Наиболее угленасыщенным является Восточное крыло, на котором пласты угля прослеживаются по всей длине. На Западном крыле пласты залегают на небольшой глубине.

Месторождение разрабатывалось до настоящего времени тремя обособленными участками. Верхние горизонты вскрыши капитальными траншеями внутреннего заложения, грузотранспортная связь нижележащих горизонтов обеспечивается системой скользящих съездов. В настоящее время горные работы ведутся на одном участке, где обрабатывается западное крыло «Нулевой» синклинали от 132-167 и Восточное крыло от 162-192.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>			Вскрытие карьерного поля	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Н.контроль</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						
						КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

Данный участок вскрыт капитальной траншей внутреннего заложения, расположенной в юго-восточной части поля, по Восточному крылу «Нулевой» синклинали, ранее отработанному до конечного контура. Капитальная траншея пройдена от южной границы гор. +320.0 м проф.л. 122 до гор. +270.0 м проф.л. 153 с уклоном 0,07.

Западное крыло «Нулевой» синклинали от проф.л. 132 до проф.л. 162 вскрывается системой скользящих съездов тупиковой формы трассы по нерабочему борту до гор. +225.0 м.

Нарезка горизонтов производится разрезными траншеями, закладываемыми в кровле пласта «Мощный». По мере снижения коэффициента вскрыши, необходимо вводить в отработку западное крыло «Нулевой» синклинали между проф.л. 167-192, верхние горизонты которого до отметки +287 вскрывается заездами по междупластью.

Восточное крыло «Нулевой» синклинали пр.л. 162-192 вскрывается со стационарного съезда, расположенного на междупластье.

Все вскрывающие горные выработки, строящиеся в процессе эксплуатации за счет основной деятельности предприятия и поэтому нет дополнительных горно-капитальных работ.

Принятый порядок отработки дает возможность практически все вскрышные породы уложить в выработанное пространство участка.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

7. ВЫБОР И ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Повышение роли открытого способа добычи полезного ископаемого в горнодобывающей промышленности страны связано с развитием комплексной механизации и автоматизации основных технологических процессов, а также с использованием мощного высокопроизводительного горного оборудования.

Выбор горного оборудования для АО «Прокопьевский угольный разрез» для проведения буровых, вскрышных, добычных, отвальных и вспомогательных работ осуществлен на основе комплексного анализа следующих факторов:

1. Природных:

Месторождения характеризуются свитами крутопадающих угольных пластов мощностью от 0,8 до 18 метров, с общими утверждёнными балансовыми запасами 8092 тыс. тонн. На поле разреза залегают 13 угольных пласта, из которых 7 относятся к тонким, 4 к средней Мощности и 2 мощных пластов. Углы падения пластов 55 - 90°.

Гидрогеологическими исследованиями установлена незначительная водоносность месторождения. Наиболее водоносными являются угленосные отложения. Покрывающие породы относятся к среднебуримым, средневзрываемым и ко II классу по экскавации.

Поверхность района представляет собой слабо всхолмленную равнину. Климат района резко континентальный с суровой и продолжительной зимой;

2. Технологических и технических

Срок службы карьера рассчитан на 16 лет, производственная мощность 0,5 млн. тонн. Предполагаемый способ вскрытия и система разработки Приведены в соответствующих разделах;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	Выбор и эксплуатация горного оборудования		
<i>Разраб.</i>	<i>Ибраев Ш.Р.</i>						
<i>Консульт.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Н.контроль</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Руковод.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>						
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
					<i>КузГТУ, гр.ГОс-171.2</i>		

3. Организационных:

На данный момент на разрезе уже смонтировано оборудование и ведется его эксплуатация, а также построенные транспортные коммуникации и энергетические системы. В период разработки участка предусматривается использование существующего горного оборудования;

4. Экономических:

На основании вышеуказанных факторов произведен выбор следующего оборудования:

- для буровых работ - буровой станок шарошечного бурения ЗСБШ200-36;
- для вскрышных и добычных работ – мехлопата ЭКГ-5А;
- для отвальных работ – бульдозер ДЭТ-250;
- для перевозки угля и породы БелАЗ-7548, БелАЗ-7527 (углевоз);
- для вспомогательных работ по водоотливу – насос ЦНС300-180.

Краткая характеристика выбранного оборудования приведена в (табл. 7.1. – 7.4).

Таблица 7.1.

Техническая характеристика экскаваторов

Показатели	ЭКГ-5А
Вместимость ковша, м ³	5,2
Максимальный радиус черпания, м	14,5
Максимальная высота (глубина) черпания, м	10,3
Наибольший радиус разгрузки, м	12,3
Высота разгрузки, м, не более	6,7
Радиус черпания на уровне стояния, м	9,04
Высота разгрузки при наибольшем радиусе, м	11,8

Таблица 7.2.

Техническая характеристика бурового станка ЗСБШ200-36

Показатели	Значение
1	2
Диаметр бурового инструмента, мм	216
Глубина бурения, м	до 60
Угол бурения, град	0/7,5/15/22,5/30
Усилие подачи, кН	300
Установленная мощность, кВт	386
Скорость передвижения, км/ч	0,75

Таблица 7.3.

Техническая характеристика бульдозера ДЭТ-250

Показатели	Значения
Тяговый класс, кН	250
Размеры отвала, мм: высота с козырьком	1550
Длина	4310
Опускание отвала ниже опорной поверхности, мм	450
Масса, кг	34600

Таблица 7.4.

Техническая характеристика карьерного транспорта БелАЗ-7548, БелАЗ-7527

Показатели	БелАЗ-7548	БелАЗ-7527
Грузоподъемность, т	42	42
Масса автомобиля, т	29,5	29,48
Вместимость кузова, м ³	21	27,4
Колесная формула	4X2	4X3
Габариты, м		
Длина	8,12	8,25
Ширина	3,787	3,878
Высота	3,845	4,035
Мощность двигателя, кВт	405	368
Минимальный радиус поворота, м	10,2	10,2
Трансмиссия	гидромех.	гидромех.

Для безаварийной работы горного оборудования предусмотрены различные виды ремонтов. Значения межремонтных сроков приведены в (табл. 7.5).

Таблица 7.5.

Нормативы межремонтных сроков горного оборудования

Наименование оборудования	Межремонтные сроки, машино-час			
	капитальный, К	текущий, Т ₂	текущий, Т ₁	ремонтный осмотр, РО
ЭКГ-5А	24000	12000	6000	500
ЗСБШ-200-36	12800	6400	3200	400

Аналитический методом и методом номограмм рассчитываем годовой план технического обслуживания и ремонта горного оборудования

По следующим формулам:

$$N_K = \frac{H_G + H_K}{K}, \quad [7.1]$$

$$N_{T_2} = \frac{H_G + H_{T_2}}{T_2} - N_K, \quad [7.2]$$

$$N_{PO} = \frac{H_G + H_{PO}}{PO} - N_K - N_{T_2} - N_T, \quad [7.3]$$

где N_K , N_{T_2} , N_T , N_{PO} - число капитальных ремонтов, текущих ремонтов, ремонтных осмотров соответственно;

H_G - планируемая годовая выработка, маш.час;

$$N_G = N \cdot n \cdot t \cdot k_r = 360 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0.8 = 6912$$

K , T_2 , PO - межремонтные сроки работ соответственно до капитального ремонта, текущего ремонта, ремонтного осмотра, маш.час;

H_K , H_{T_2} , H_{PO} - переработка машины от последнего ремонта, маш.час;

Так как оборудование новое, то наработка машин равна 0.

Для мехлопаты ЭКГ – 5А:

$$N_K = 6912 / 24000 = 0.29 < 1,$$

$$N_K = 0;$$

$$N_{T2}=6912/12000=0.6<1,$$

$$N_{T2} = 0;$$

$$N_{T1}=6912/6000=1.15,$$

$$N_{T1}=1;$$

$$N_{PO}=6912/500=13,824-1=12,824;$$

$$N_{PO}=12.$$

Для бурстанка ЗСБШ – 200 -60:

$$N_r=N \cdot n \cdot t \cdot k_r=360 \cdot 2 \cdot 8 \cdot 0.7=4032;$$

$$N_K=4032/12800=0.3<1,$$

$$N_K=0;$$

$$N_{T2}=4032/6400=0.6<1,$$

$$N_{T2}=0;$$

$$N_{T1}=4032/3200=1.3,$$

$$N_{T1}=1;$$

$$N_{PO}=4032/400=10-1=9.$$

Графическим методом определяется как число ремонтов и технических обслуживаний, так сроки их проведения. Для построения графика на оси абсцисс откладываем календарное время в месяцах и днях, а на оси ординат структуру ремонтного цикла данной машины. Зная распределение плановой годовой выработки по месяцам, откладываем ее нарастающим итогом к концу каждого месяца. Соединяя найденные точки, получаем интегральную линию, пользуясь которой можно найти требуемые величины.

При построении номограмм на осях абсцисс и ординат откладываем структуру ремонтного цикла для рассматриваемой машины в машино-часах, затем одноименные мероприятия по ремонту и техническому обслуживанию на осях соединяют прямыми линиями. После этого на оси абсцисс

					<i>ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дат</i>		

откладываем отрезок, Равный отработанному объему после капитального ремонта или с начала эксплуатации, а на оси ординат - годовой планируемый объем на машину. Перпендикуляры, восстанавливаемые в конечных точках откладываемых отрезков, позволяют определить необходимое число ремонтов и технических обслуживании.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

8. ПАРАМЕТРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

8.1. Подготовка горных пород к выемке

Расчет параметров буровзрывной подготовки пород к выемке выполнен согласно "Методическому руководству по выбору схем ведения взрывных работ на угольных разрезах с учетом физико-механических свойств пород и использования средств механизации", НИИОГР, 1981 г.

Исходя из структурных и прочностных характеристик угольного и породного массива, принятой технологической схемы, высоты уступа, емкости ковша применяемых экскаваторов, приняты следующие основные параметры БВР: диаметр скважинного заряда-0,216 м, удельный расход ВВ - 0,53 кг/м³.

Расчеты элементов буровзрывных работ выполнены для условий взрывной подготовки вскрышных пород при высоте уступа 10 м. Результаты расчета приведены в (табл. 8.1).

Таблица 8.1.

Расчет элементов буровзрывных работ

Средний диаметр куска в развале, м	0,74
Длина перебура, м	1,0
Длина скважины, м	16,5
Длина забойки, м	6,6
Длина колонки ВВ, м	9,9
Проектное значение удельного расхода ВВ, кг/м ³	0,53
Масса скважинного заряда сплошной конструкции, кг	320,8
Кол-во рядов скважин, шт	3
Расстояние между скважинами в ряду, м	5,0
Расстояние между рядами скважинами, м	6
Линия сопротивления по подошве уступа, м	4,0
Сетка скважин	Шахматная
Высота откольной зоны над подошвой уступа, м	5,90
Высотная отметка промежуточной точки развала, м:	
• Максимальная высота развала	8,5
• Высота развала по последнему ряду скважин	8
Максимальная дальность взрывного перемещения пород, м	20,58
Средний по развалу коэффициент разрыхления пород	1,38
Ширина развала, м	24,0
Выход горной массы с одного метра скважины, м ³	27,2

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Параметры технологических процессов	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

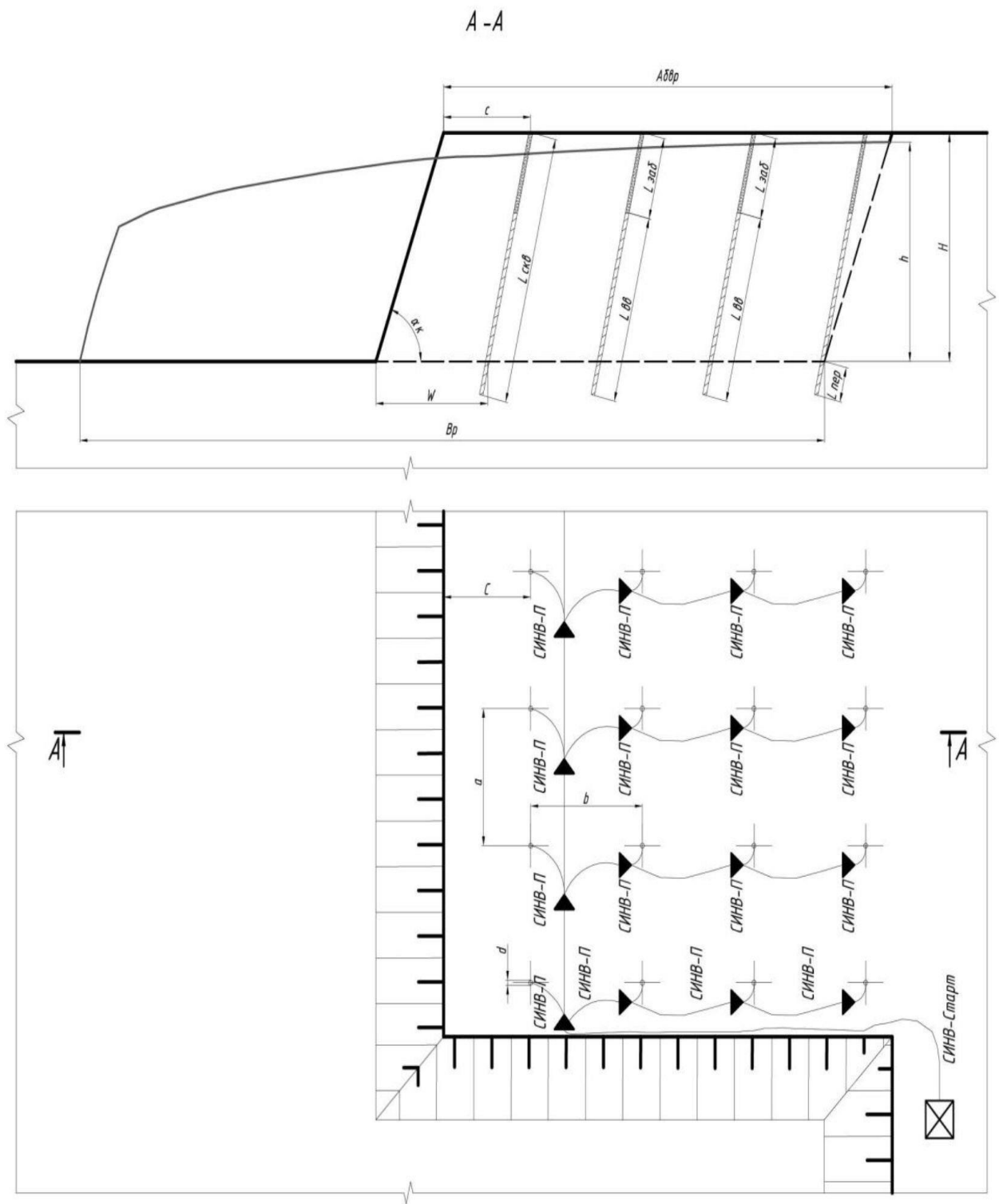


Рис.8.1.1. Схема расположения сетки скважин для определения параметров БВР. Схема монтажа взрывной сети наклонными скважинами при поперечном взрывании зарядов

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ

Лист

Параметры буровзрывных работ рассчитаны для ЭКГ-5А.

Средний диаметр естественной отдельности в массиве определяется:

$$d_c = 0,02 \sigma_{сж}, \text{ м} \quad (8.1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа

$$d_c = 0,02 \cdot 80 = 1,6 \text{ (м)}.$$

Применяется буровой станок типа ЗСБШ-200-36

Для взрывания используется ВВ типа гранулит УП1

Характеристика ВВ:

- насыпная плотность ВВ 830 кг/м³
- переводной коэффициент 1,0

Расчет удельного расхода ВВ (q)

$$q = \frac{100 \cdot K_B \cdot K_{ВВ} \cdot \sqrt[3]{\sigma_{сж} (z-1)}}{d_c \cdot (705 - 958 \cdot d - 1,5 \cdot \beta + 0,6 \cdot h)} \quad (8.2)$$

где $K_{ВВ}$ - переводной коэффициент;

K_B - коэффициент влияния обводненности;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа;

d – диаметр скважинного заряда, м;

d_c – средний диаметр естественной отдельности в массиве, м;

β – угол наклона скважин к горизонту, град.;

h – высота уступа (h = 15 м), м;

z – степень взрывного дробления.

$$q = \frac{100 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{80(1,65-1)}}{1,6(705 - 958 \cdot 0,21 - 1,5 \cdot 75^\circ + 0,6 \cdot 15)} = 0,53 \text{ (кг/м}^3\text{)}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Определение параметров расположения зарядов.

Длина сплошного заряда:

$$l_{\text{зар}} = K_3 \cdot l_{\text{скв}}, \quad (8.3)$$

где K_3 - коэффициент заряжания скважин зарядом ВВ,

$$K_3 = 0,45 + 6 \cdot 10^{-4} \cdot h + 0,12 \cdot d_c + 14 \cdot 10^{-4} \cdot h \cdot d_c, \quad (8.4)$$

4)

$$K_3 = 0,45 + 0,0006 + 0,132 + 0,0231 = 0,6$$

Длина забойки (м)

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{скв}} - l_{\text{зар}}, \quad (8.5)$$

$$l_{\text{зар}} = 0,6 \cdot 16,5 = 9,9 \text{ (м)};$$

$$l_{\text{заб}} = 16,5 - 9,9 = 6,6 \text{ (м)}.$$

Масса скважинного заряда:

$$Q_{\text{скв}} = P \cdot l_{\text{зар}} \quad (8.6)$$

где P – вместимость 1 м скважины в кг;

$$P = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \Delta; \quad (8.7)$$

где Δ – плотность ВВ в кг.

$$P = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,21^2 \cdot 830 = 32,4 \text{ (кг)}$$

$$Q_{\text{скв}} = 32,4 \cdot 9,9 = 320,8 \text{ (кг)}.$$

Расстояние между скважинами

$$a = \sqrt{\frac{m \cdot Q_{\text{скв}}}{q \cdot h}} \quad (8.8)$$

где m – коэффициент сближения скважин;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$$m=0,85+0,25 \cdot d_c,$$

(8.9)

$$m = 0,85+0,25 \cdot 1,1=1,13;$$

$$a = \sqrt{\frac{1,25 \cdot 74,5}{0,38 \cdot 15}} = 5,1 \text{ (м)}. \quad \sqrt{\frac{1,13 \cdot 320,8}{0,53 \cdot 15}} = \sqrt{\frac{362,5}{7,95}} = \sqrt{45,6} = 6,75$$

Расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{a}{m} = \frac{5,1}{1,25} = 4,1 \text{ (м)}. \quad \frac{6,75}{1,13} = 5,97 = 6 \quad (8.10)$$

Выбираем сетку 4*4 м.

Количество рядов скважин в заходке

$$n = \frac{A_{\text{БВР}}}{b} = \frac{30}{7} = 4 \text{ (ряда)}.$$

$$A_{\text{бвп}}=1,5 \cdot R_{\text{ч}}=1,7 \cdot 14,5=24 \text{ м} \quad (8.11)$$

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

где $R_{\text{ч}}$ – максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора ($R_{\text{ч}}=14,5$ м), м.

Линия сопротивления по подошве

$$W = b$$

$$W = 6 \text{ (м)}.$$

Высота развала:

– по последнему ряду скважин

$$h_1 = \frac{2,6 \cdot A_{\text{БВР}}}{\left(\frac{A_{\text{БВР}}}{h} + 1\right) \cdot \left(\frac{0,8 \cdot B_o}{h} + 1\right)} \quad (8.12)$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$$h_1 = \frac{2,6 \cdot 30}{\left(\frac{30}{15} + 1\right) \cdot \left(\frac{0,8 \cdot 12}{15} + 1\right)} = 8 \text{ (м)},$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы в развале ($K_p = 1,38$).

Выход горной массы с 1 м.п. скважин, м^3

$$\eta = \frac{a \cdot b \cdot h}{l_{\text{скв}}} \quad (8.13)$$

η – выход горной массы с 1 м.п. скважины, м^3 .

$$\eta = \frac{5 \cdot 6 \cdot 15}{16,5} = 27,2;$$

Сменная производительность бурового станка без учета внеплановых простоев определяется по формуле:

$$Q_{\sigma} = \frac{T_c - (T_{n.з} + T_p)}{t_o + t_e}, \quad (8.14)$$

где T_c , $T_{п.з}$, T_p - продолжительность соответственно смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в смене, ч: ($T_{п.з} + T_p = 0,5 \div 1$ ч); t_o , t_e - основное и вспомогательное время на бурение 1м скважины, ч.

Величина $t_o = 1/V_{\sigma}$,

где V_{σ} - техническая скорость бурения.

$$V_{\sigma} = \frac{35 \cdot P_o \cdot n_{\sigma}}{П_{\sigma} \cdot d_{\sigma}^2}, \quad (8.15)$$

где P_o - удельное осевое давление, т.с;

n_{σ} - частота вращения долота, об/мин;

$П_{\sigma}$ - относительный показатель трудности бурения породы;

d_{σ} - диаметр долота, см.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$$V_6 = \frac{35 \cdot 19 \cdot 120}{8 \cdot 216^2} = 21,8 \text{ м/ч.}$$

Тогда

$$t_0 = 1/21,8 = 0,0458 \text{ ч}$$

$t_b = 0,0334$ – для шарошечного бурения

$$Q_6 = \frac{12 - 0,5}{0,0458 + 0,0334} = 145 \text{ м/смену;}$$

Годовая производительность бурового станка ЗСБШ-200-36:

$$Q_{б.год} = Q_6 \cdot N_{раб.}, \quad (8.16)$$

где $N_{раб.}$ - дни чистой работы бурового станка в году.

$$N_{раб.} = N_{год} - N_{п} - N_{шпр} - \frac{N_{ср}}{t_1} - \frac{N_{к}}{t_2} - N_{вр} - N_{пер}, \quad (8.17)$$

где $N_{год}$ - число дней в году;

$N_{п}$ - число праздничных дней в году;

$N_{шпр}$, $N_{ср}$, $N_{к}$ - число дней плановых, средних и капитальных ремонтов в году;

t_1, t_2 - периодичность среднего и капитального ремонтов;

$N_{вр}$ - число дней на взрывные работы;

$N_{пер}$ - число дней перегона бурового танка.

$$N_{раб.} = 365 - 9_{п} - 24 - \frac{14}{2} - \frac{28}{2} - 12 - 24 = 282 \text{ дня}$$

Тогда

$$Q_{б.год} = 145 \cdot 282 = 40890 \text{ м/год}$$

Годовой объём бурения зависит от объёма вскрышных работ и составит:

$$V_{б.год} = \frac{V_{в.год}}{\eta}, \quad (8.18)$$

где $V_{в.год}$ - годовой объём вскрышных работ, тыс.м³;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

η - выход горной массы с одного погонного метра скважины (см.табл.8.1).

$$V_{\text{б.год}} = \frac{2457600}{25,6} = 96000 \text{ м/год.}$$

Необходимое количество станков, требуемое для обеспечения объёмов бурения:

$$N_{\text{ст}} = \frac{V_{\text{б.год}}}{Q_{\text{б.год}}}, \quad (8.19)$$

$$N_{\text{ст}} = \frac{96000}{40890} = 2 \text{ шт.};$$

Инвентарный парк буровых станков составит:

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{ст}} \cdot K_{\text{рез}}; \quad (8.20)$$

где $K_{\text{рез}}$ - коэффициент резерва ($K_{\text{рез}} = 1.25$)

$$N_{\text{инв}} = 2 \cdot 1,25 = 3 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 буровых станка ЗСБШ- 200-36.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8.2. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

АО «Прокопьевский угольный разрез» представлен свитами крутопадающих пластов мощностью от 0,8 до 18 метров и углами падения от 55 до 90°.

Отработка вскрыши и угольных пластов принята параллельными заходками по простиранию пласта. Высота уступа, по вскрыше принята 10 метров для экскаваторов ЭКГ-5А.

По полезному ископаемому предусматривается работать экскаватором ЭКГ-5А под уступами по 5 метров.

Угольные пласты несогласного залегания отрабатываются также подступами. Ширина заходки при обработке пластов большой и средней мощности и междупластья определяется мощностью пласта и необходимостью снижения потерь и засорения угля. Технологические схемы работы экскаваторов приведены на рис. (8.2.1. – 8.2.3).

Высота уступа H_y определяется из условий требований техники безопасности и в скальных породах должна удовлетворять условию:

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_{\text{ч}} \tag{8.21}$$

где $H_{\text{ч}}$ - высота черпания экскаватора, м

Для экскаватора ЭКГ-5А $H_{\text{ч}} = 10,3$ м, следовательно исходя из опыта высота уступа принята $H_y = 10$ м.

Ширина заходки A определяется по формуле:

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{ч}}, \tag{8.22}$$

где $R_{\text{ч}}$ - радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ				
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>
<i>Разраб.</i>		Ибраев Ш.Р.		
<i>Консульт.</i>		Аксенов Г.И.		
<i>Н.контроль</i>		Аксенов Г.И.		
<i>Руковод.</i>		Аксенов Г.И.		
<i>Зав.каф.</i>		Шахманов В.Н.		
Выемочно-погрузочные работы				
			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>
			КузГТУ, гр.ГОс-171.2	

Для экскаватора ЭКГ- 5А:

$$A = 1,5 \cdot 14,5 = 23,7 \text{ м, принимаем } 24 \text{ метров.}$$

Ширина рабочих площадок принимается такой, чтобы была обеспечена производительная работа оборудования при безопасном размещении основных горных машин и транспортных коммуникаций, силовых и осветительных линий вспомогательного транспорта и оборудования.

Ширина рабочей площадки рассчитывается:

$$Ш_{p.n} = B_p + C + T + П + Z, \quad (8.23)$$

где B_p - ширина развала взорванной породы, м;

C - безопасное расстояние от транспортной полосы до нижней бровки развала, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

$П$ - ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м;

Z - ширина призмы возможного обрушения, м.

С учетом ширины развала, который убирается за два прохода экскаватора, ширина рабочей площадки составит:

$$Ш_{p.n} = 24 + 2 + 3,5 + 5 + 3 = 37,5 \text{ м}$$

Ширина рабочей площадки по наносам составит:

$$Ш_{p.n} = A + C + T + П + Z, \quad (8.24)$$

где A - ширина заходки экскаватора, м;

C - безопасное расстояние от транспортной полосы до нижней бровки развала, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

$П$ - ширина полосы для размещения дополнительного оборудования м;

Z - ширина призмы возможного обрушения, м.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ширина рабочей площадки по наносам составит:

$$Ш_{р.п} = 16 + 2 + 7 + 6 + 4 = 35 \text{ м}$$

Ширина рабочих площадок на добычных уступах в угленасыщенной зоне карьера зависит от горно-геологических условий залегания угольных пластов и имеет различные значения.

Для проведения траншей используем экскаватор ЭКГ-5А. Для увеличения производительности экскаватора и скорости проведения траншей применяем автомобильный транспорт.

Минимальная ширина дна траншеи:

$$B_{\min} = 2 \cdot (R_{\text{э}} + m) \quad (8.25)$$

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

m — минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой уступа, м.

$$B_{\min} = 2 \cdot (5,25 + 1) = 12,5 \text{ м}$$

$$B_{\max} = 2 \cdot R_{\text{ч.у.}} = 33 \text{ м} \quad B_{\max} = 2 \cdot R_{\text{ч.у.}} = 2 \cdot 9,04 = 18,1 \text{ м}$$

Расчет производительности экскаватора

Техническая производительность

$$Q_{\text{э.тех}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_{\text{э}} \cdot k_{\text{з}}}{T_{\text{ц.р}}} \quad (8.26)$$

где $k_{\text{э}}$ — коэффициент экскавации;

$$k_{\text{э}} = k_{\text{н.к}} / k_{\text{р.к}}, \quad (8.27)$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$k_{н.к}$ — коэффициент наполнения ковша; $k_{р.к}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше; k_3 — коэффициент забоя, учитывающий влияние вспомогательных операций;

$T_{ц.п}$ — расчетная продолжительность рабочего цикла экскаватора в данном забое, зависящее от типа разрабатываемых пород и угла поворота экскаватора к разгрузке, с.

$$T_{ц.р} = 1,1 \cdot T_{ц.п} \quad (8.28)$$

$$k_3 = t_p / (t_p + t_b); \quad (8.29)$$

t_p — продолжительность непрерывной работы экскаватора с одного положения или при одном направлении движения ротора, с; t_b — продолжительность одной передвижки или перемены направления движения ротора, с.

Часовая техническая производительность ($m^3/час$)

$$Q_{э.тех} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_{н.к} \cdot k_3}{T_{ц.р} \cdot k_{р.к}} \quad (8.30)$$

$$Q_{э.тех} = \frac{3600 \cdot 5}{25,3} \cdot \frac{1,1 \cdot 0,9}{1,2} = 586,96 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Сменная производительность экскаватора ($m^3/смену$)

$$Q_{э.см} = Q_{э.тех} \cdot T_{см} \cdot k_{и.э}, \quad (8.31)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{и.э}$ — коэффициент использования экскаватора во времени

$$Q_{э.см} = 586,96 \cdot 8 \cdot 0,75 = 3521,76, \text{ м}^3 / \text{смену}$$

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора ($m^3/год$)

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

$$Q_{э.г} = Q_{э.см} \cdot N_{д} \cdot П_{см} \quad (8.32)$$

где $N_{д}$ — число рабочих дней экскаватора в году; $П_{см}$ — число рабочих смен в сутки (на большинстве карьеров $П_{см} = 2$).

$$Q_{э.г} = 3521,76 \cdot 260 \cdot 2 = 1831315,2 \quad м^3 / год$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

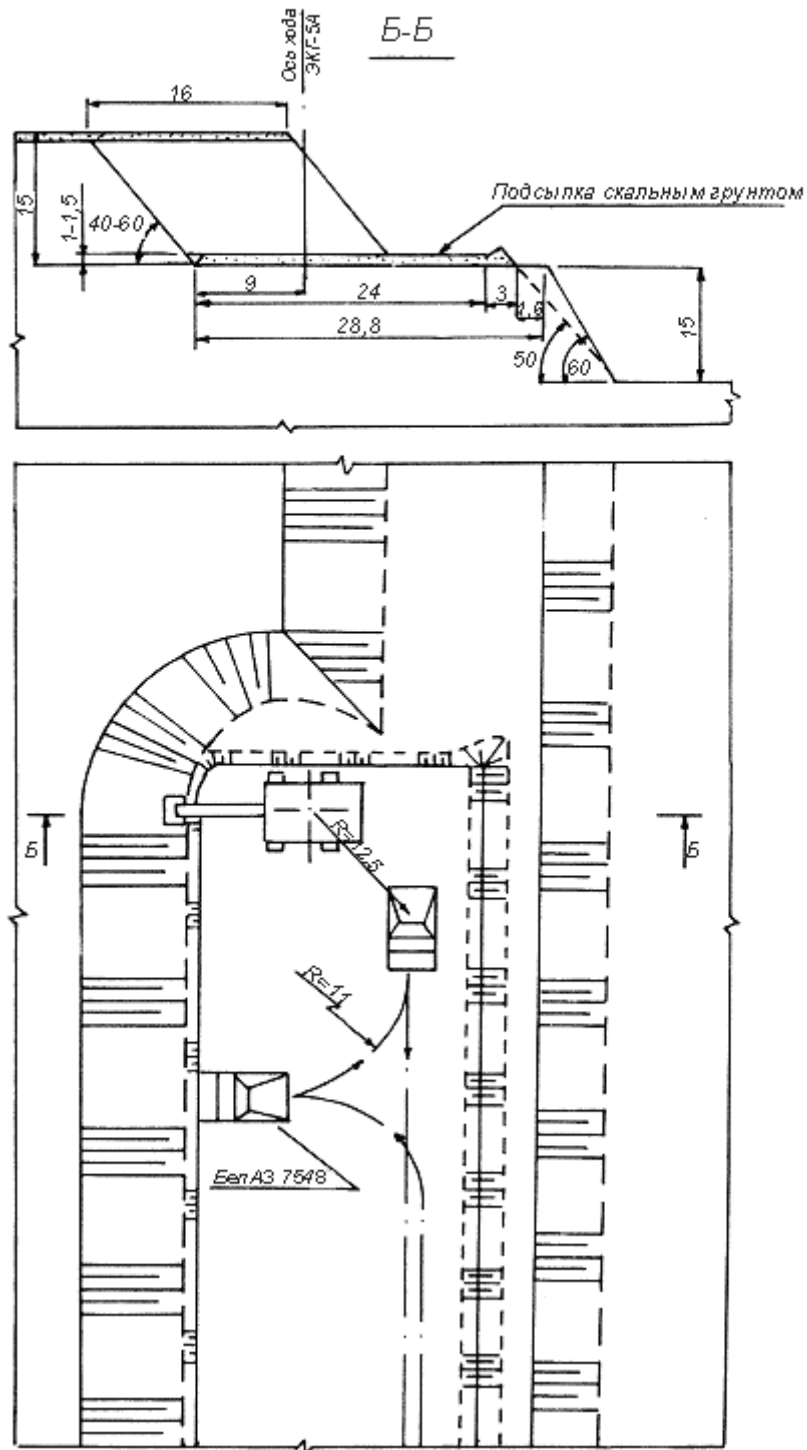


Рис.8.2.1. Технологическая схема отработки наносов экскаватором ЭКГ-5А

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ

Лист

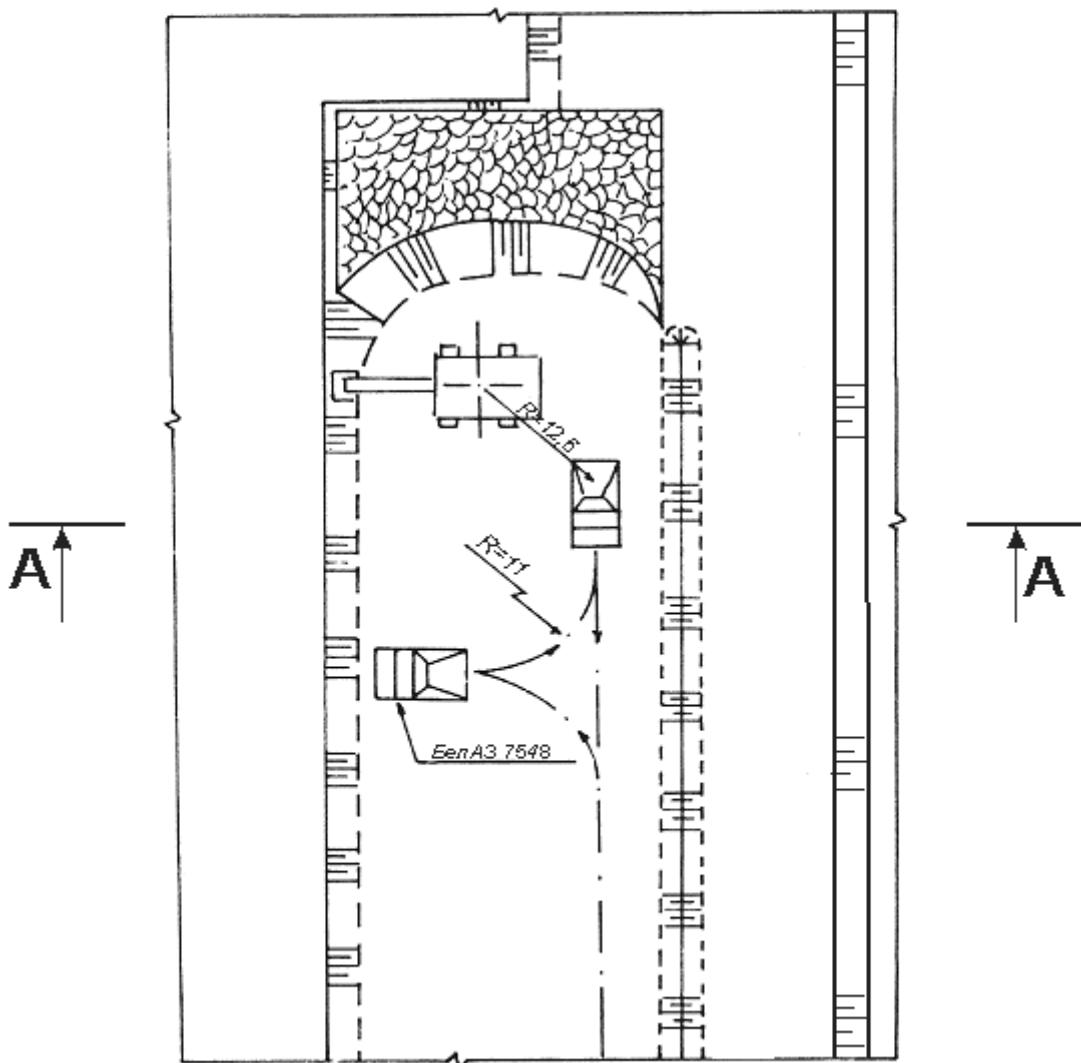
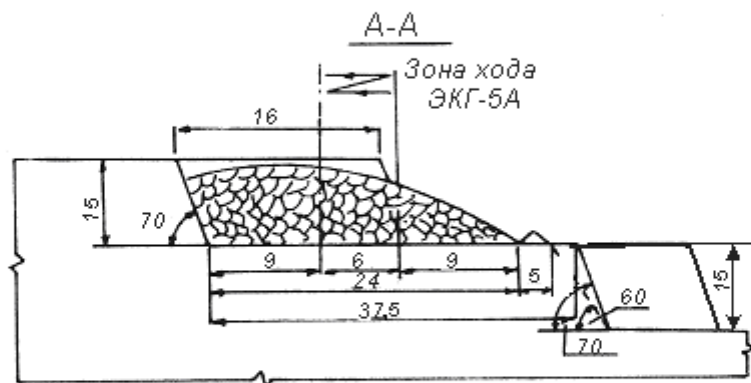


Рис.8.2.2. Технологическая схема отработки вскрышного уступа экскаватором ЭКГ-5А с предварительным рыхлением

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8.3. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

8.3.1. Выбор вида транспорта

Вид транспорта или транспортный комплекс выбирают на основе технико-экономических расчётов возможных

Основными факторами предопределяющими применение автомобильного транспорта, являются следующие:

- небольшая дальность транспортирования;
- однородность полезного ископаемого;

8.3.2. Выбор основного и вспомогательного транспортного оборудования

Транспортирование вскрышных пород.

Принимая во внимание то, что расстояние транспортирования вскрышных пород от забоя до внутреннего отвала 1,2 - 1,7км, а плотность груза приблизительно 2,4т/м³ и вместимость ковша экскаватора 10м³, выбираем автосамосвал БелАЗ 75131 грузоподъёмностью 130т геометрическим объёмом кузова 50,7м³.

Определяем фактическую массу груза.

Число ковшей по грузоподъёмности определяется по формуле:

$$n_k = \frac{q \cdot K_p}{V_k \cdot K_{нк} \cdot \varphi_c}, \quad [8.45]$$

где q – грузоподъёмность автосамосвала, т.

V_k – ёмкость ковша экскаватора, м³;

$K_{нк}$ – коэффициент наполнения ковша, для пород IV категории по крепости;

$K_{нк} = 0,96$;

φ_c – плотность породы в целике.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Перемещение карьерных грузов	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр. ГОс-171.2		

$$n_k = \frac{130 \cdot 1,45}{10 \cdot 0,96 \cdot 2,4} = 8,1 \approx 8$$

Число ковшей по ёмкости определится по формуле:

$$n_k = \frac{K_H \cdot V_{\Gamma}}{V_K \cdot K_{HK} \cdot K_Y} \quad [8.46]$$

где K_H – коэффициент наполнения кузова, $K_H = 1,15$;

K_Y – коэффициент уплотнения, $K_Y = 0,84$;

V_{Γ} – геометрический объём кузова, m^3 .

$$n_k = \frac{1,15 \cdot 50,7}{10 \cdot 0,96 \cdot 0,84} = 8,1 \approx 8 \text{штук}$$

Таким образом из двух получаемых значений видно, что число ковшей $n_k = 8$ штук.

Фактическая загрузка определится по формуле:

$$q_{\phi} = \frac{V_k \cdot K_{HK} \cdot \varphi_{ц} \cdot n_k}{K_p}, \quad [8.47]$$

$$q_{\phi} = \frac{10 \cdot 0,96 \cdot 2,4 \cdot 8}{1,45} = 127 \text{т}$$

Транспортирование полезного ископаемого.

Учитывая тот факт, что расстояние транспортирования угля на разрезе «Прокопьевский» находится в пределах 3,5 – 1,5 км, а добычные работы ведутся в основном, экскаваторами ЭКГ – 10 с вместимостью ковша $10m^3$, принимаем для транспортирования полезного ископаемого автосамосвалы БелАЗ -7555Д с объёмом кузова $32m^3$ грузоподъёмностью 55т.

Расчет фактической массы груза.

Число ковшей по грузоподъёмности определится по формуле:

$$n_k = \frac{55 \cdot 1,15}{10 \cdot 1,08 \cdot 1,35} = 4,9 \approx 4 \text{ковша.}$$

Число ковшей по ёмкости определится по формуле

$$n_k = \frac{1,15 \cdot 32}{10 \cdot 1,08 \cdot 0,94} = 4,05 \approx 4 \text{ковша.}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Фактическая загрузка определится по формуле

$$q_{\phi} = \frac{10 \cdot 1,08 \cdot 1,35 \cdot 4}{1,15} = 50,7 \text{ т}$$

8.3.3. Транспортные коммуникации

Автомобильные дороги на разрезе спроектированы в соответствии с «Нормами проектирования автомобильных дорог промышленных предприятий».

Дорожное покрытие принимается из следующих конструктивных слоев:

1. покрытие из щебня толщиной 8см.
2. щебёночное основание толщиной 40см.
3. подстилающий слой из гравийно-песчаной смеси толщиной 45см.

Общая мощность дорожной одежды составит 93см, временные дороги на отвале и в забоях предусматривается соорудить из разрабатываемого скального материала.

Таблица 8.3

Количество вспомогательных машин и механизмов

№ п/п.	Машины и механизмы	Кол-во машин на 10км Пути при щебёночно-гравийном покрытии.
1	2	3
1	Автогрейдер тяжёлого типа	1 - 0,35
2	Автогрейдер цепной	1 - 0,35
3	Бульдозер гусеничный, мощн.148 – 180лс.	1 - 0,35
5	Автосамосвалы грузоподъемностью 4 – 8т	2 – 0,7
6	Кран автомобильный грузоподъемностью 3,0 – 5,0тс.	1 – 0,35
7	Каток моторный	2 – 0,7
8	Каток прицепной	1 – 0,35
9	Снегоочистители: автомобильный	1 – 0,35
	тракторный	1 – 0,35

8.3.4. Определение средневзвешенных параметров трассы

Для построения расчётного профиля трассы, необходимо выбрать трассу от забоя до отвала по высотным отметкам. После чего строим профиль трассы, по которому в дальнейшем будет производиться следующие расчёты:

1. Расстояние между пикетами принимаем 100м;
2. Строим исходную схему трассы;
3. Рассчитываем уклон между высотными отметками по формуле в соответствии с ПБ :

$$i_3 = (A_2 - A_1) / l \cdot 1000 \geq 80,0\%, \quad [8.48]$$

где i_3 – уклон дороги ‰;

A_1, A_2 – высотные отметки, м

4. Трассы, где имеются повороты менее 200м, необходимо найти их радиусы и определить длину. Затем находим кривую пути по формуле:

$$w_k = 30 \frac{200 - R}{200}, \quad [8.49]$$

где R – радиус закруглений, м.

5. Определяем приведённые уклоны по формуле:

$$i_{np} = w_k + i_\partial, \quad [8.50]$$

Где i_{np} – приведённый уклон участка трассы, ‰

6. Определяем длину траншейной дороги:

$$L_{mp} = \frac{H_m}{i_{св.тр}} \cdot 100 \quad [8.51]$$

$$H_m = A_{втр} - A_{нтр},$$

где H_m – высота траншеи, м;

$A_{втр}, A_{нтр}$ - высотные отметки конца и начала траншеи, м;

7. Построение расчётного профиля трассы

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Данные для определения средневзвешенных уклонов характерных участков сведены в таблицу 8.4

Таблица 8.4

Основные показатели технологической дороги

пикеты	отметки	расстояние между пикетами, м	R, м	w _к	i, ‰	l _к , м	i+	i+0	L _{mp} , м	H _{mp} , м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ПК0	226,4									
ПК1	229,9	61,4			5,7			19,43	1290,30	250,70
ПК2	234,1	58,7	60	21	7,1	33				
ПК3	238,5	88,8			4,9					
ПК4	240,7	30,0	40	24	7,3	40,3				
ПК5	247,5	75,5			9,0					
ПК6	251,5	44,5			8,9					
ПК7	261,1	119,8	40	24	8,0	41,3				
ПК8	263,9	45,0			9,3					
ПК9	267,4	85,0			7,7					
ПК10	273,9	60,0			7,6					
ПК11	279,2	145,0	40	24	8,8	42,7				
ПК12	299,8	46,0			14,0					
ПК13	302,0	93,3			4,7					
ПК14	305,0	98,2			3,2					
ПК15	311,0	98,2			6,1					
		1081,20								

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

Дипломный проект

Лист

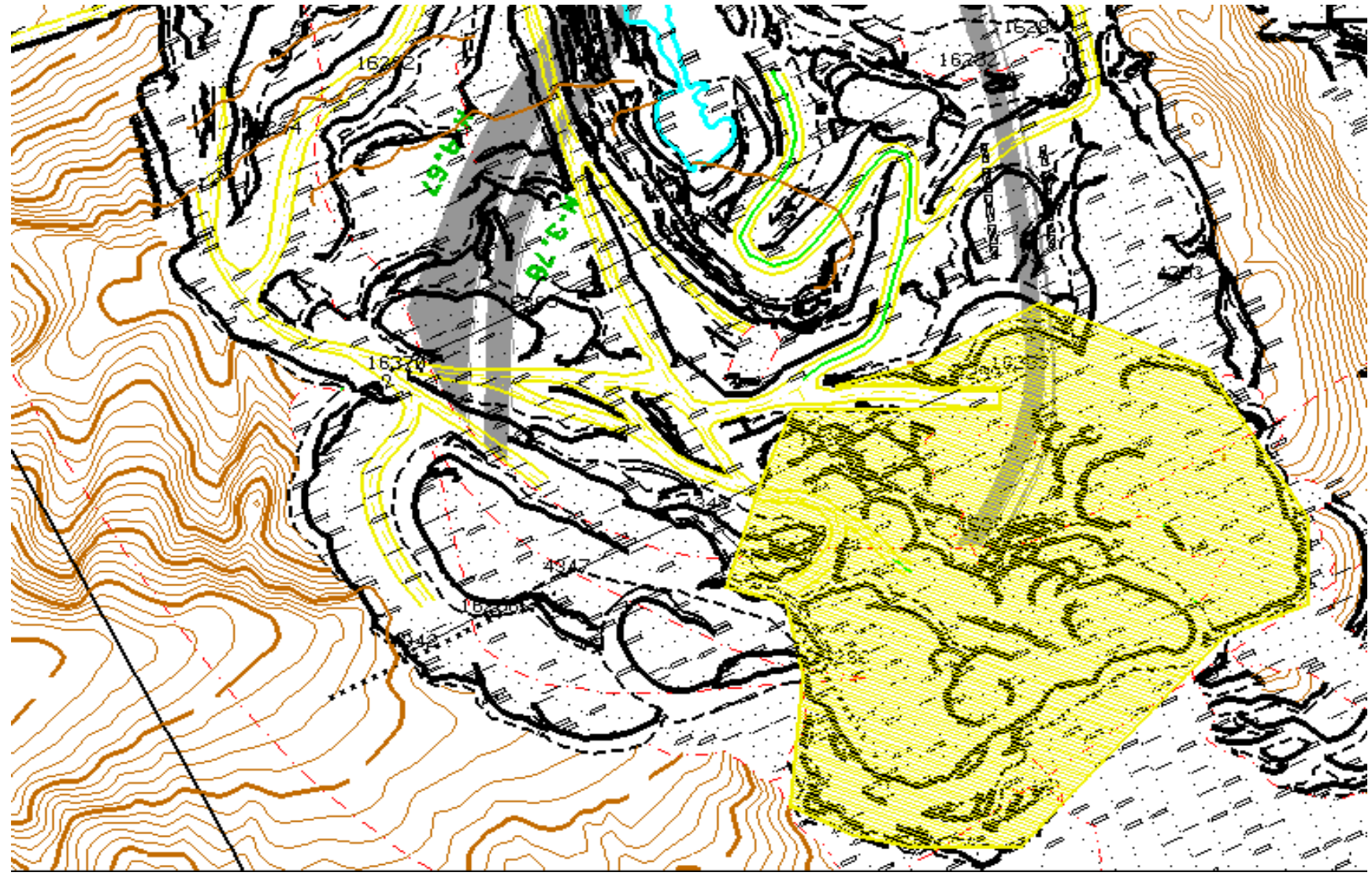


Рис. 8.7 – План трассы забой отвал

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

Продольный профиль автодороги забой-отвал
 Мгор. 1:500
 Мверт. 1:500

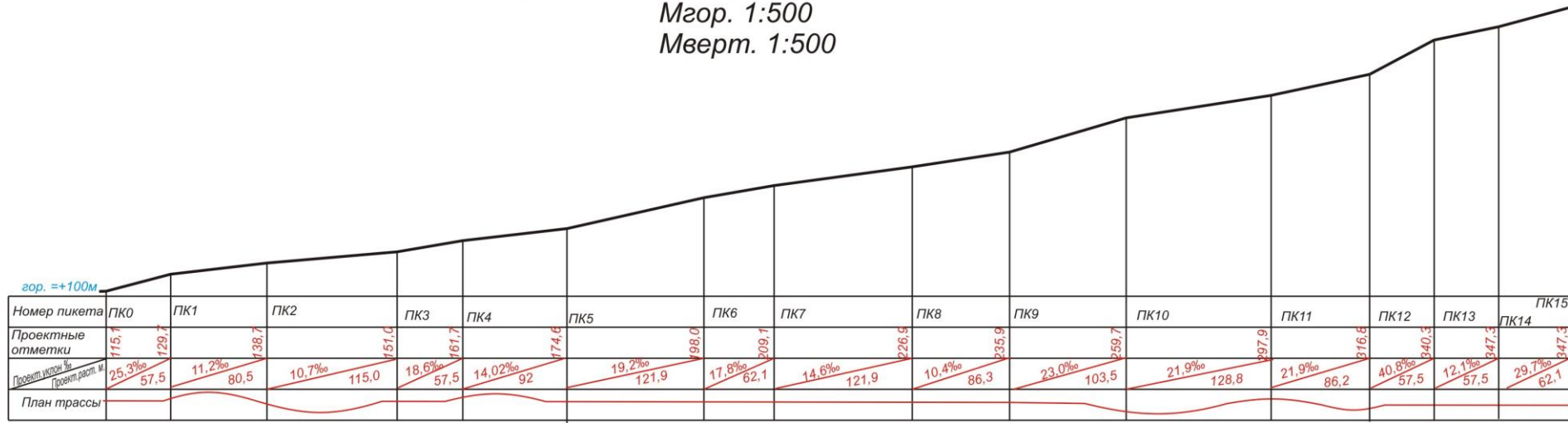


Рис. 8.8 – Продольный профиль автодороги забой-отвал

Дипломный проект

8.3.5. Расчет скоростей на участках трассы по динамической характеристике.

Определяем основное удельное сопротивление w_0 для каждого характерного элемента продольного профиля трассы, которое зависит от покрытия трассы и добавляя к нему q_i или отнимая, получим суммарное удельное сопротивление D в груженом и порожнем направлении, а затем по динамической характеристике автосамосвала определяем скорости в груженом и порожнем направлениях.

Динамический фактор определяется по уравнению:

$$D_{gp} = w_0 + q \cdot i, \text{ н/т} \quad [8.52]$$

где w_0 – осевое удельное сопротивление движению

$$D_{nop} = \frac{(1,25w_0 - q \cdot i)}{P_{ГП} \cdot P_{ПОР}^{-1}}, \text{ н/т} \quad [8.53]$$

где P_{gp} – масса автосамосвала с грузом, т.

P_{nop} – масса порожнего автосамосвала, т.

Расчеты скоростей при транспортировании вскрыши и полезного ископаемого сводим в табл. 8.9 по условию тяги с проверкой по условию торможения.

Расчет скоростей при транспортировании породы (вскрыши).

Расчёт безопасной скорости.

$$v_B = \sqrt{\frac{(L_B - L_M) \cdot (w_0 \pm i + 1000\psi_T)}{3,9 \cdot (1 + \gamma)}} - \frac{0,35 \cdot t_p \cdot (w_0 \pm i + 1000 \cdot \psi)}{1 + \gamma}; \frac{\text{км}}{\text{ч}} \quad [8.54]$$

где L_B – длина видимости водителя, м.

L_M – длина машины, ($L_M = 11,25$ м), м

t_p – время реакции водителя, $t_p = 1,5$.

Ψ_m – коэффициент сцепления колёс с дорогой при торможении

$\Psi_m = 0,2; \gamma$ – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля,

$$\gamma_{gp} = \gamma_{nop} = 0,125$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$v_B^r = \sqrt{\frac{(40 - 11,25) \cdot (80 + 21,2 + 1000 \cdot 0,2)}{3,9 \cdot (1 + 0,25)}} - \frac{0,035 \cdot 1,5 \cdot (80 - 27,9 + 1000 \cdot 0,2)}{1 + 0,125} = 28,8 \frac{\text{км}}{\text{ч}}$$

8.3.6. Определение основных показателей при эксплуатации и необходимого числа автосамосвалов

1. Время рейса определяется по формуле:

$$T_p = t_n + t_{\text{дв}} + t_p + t_{\text{дон}}, \text{ мин.} \quad [8.55]$$

где t_n и $t_{\text{дв}}$ – соответственно время погрузки и время движения, мин;

T_p , $t_{\text{дон}}$ – соответственно время разгрузки и время дополнительное на маневры, мин.

$$t_n = t_{\text{ц}} + n_{\text{к}} \quad [8.56]$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла, мин

$n_{\text{к}}$ – число ковшей, загружаемых в автомобиль

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{грп}} + t_{\text{порп}} \quad [8.57]$$

где $t_{\text{грп}}$ и $t_{\text{порп}}$ – время движения в грузовом и порожнем направлениях

$$t_{\text{грп}} = \sum_1^i 60 \cdot l_i / v_i^{\text{грп}} \cdot 10^3 \quad [8.58]$$

$$t_{\text{порп}} = \sum_1^i 60 \cdot l_i / v_i^{\text{порп}} \cdot 10^3 \quad [8.59]$$

где l_i – длина характерных участков, м

v_i – скорость на характерных участках трассы, км/ч.

$$t_{\text{дон}} = t_{\text{ож}} + t_{\text{м}}^n + t_{\text{м}}^p \quad [8.60]$$

где $t_{\text{ож}}$ – время ожидания погрузки и разгрузки $t_{\text{ож}} = 2$ мин.

$t_{\text{м}}^n$ – время на маневры перед разгрузкой при тупиковой схеме, $t_{\text{м}}^n = 1,2$ мин.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

t_m^p - время на маневры перед разгрузкой $t_m^p = 0,67$ мин.

Транспортирование вскрышных пород.

$$t_n = 6 \cdot 0,5 = 3 \text{ мин}$$

$$t_{об} = \left(\frac{60 \cdot 773,3}{17,1 \cdot 10^3} + \frac{60 \cdot 258,3}{9,76 \cdot 10^3} + \frac{60 \cdot 784}{44 \cdot 10^3} \right) + \left(\frac{60 \cdot 784}{38,5 \cdot 10^3} + \frac{60 \cdot 258,3}{18,46 \cdot 10^3} + \frac{60 \cdot 773,3}{21,5 \cdot 10^3} \right) = 8,6 \text{ мин}$$

$$t_p = 1,2 \text{ мин}$$

$$t_{дон} = 2 + 1,2 + 0,67 = 3,78 \text{ мин.}$$

$$T_p = 3 + 8,6 + 1,2 + 3,78 = 16,58 \text{ мин.}$$

2. Определение числа рейсов за смену

$$n = T_{см} \cdot R_v / T_p; \quad [8.61]$$

где R_v – коэффициент использования сменного времени, $R_v = 0,75$;

$T_{см}$ – продолжительность смены 6 часов.

$$n = 720 \cdot 0,75 / 16,58 = 30 \text{ рейсов}$$

3. Сменная производительность одного автосамосвала определяется по формуле

$$Q_{эсм} = n \cdot q \cdot K_\partial, \text{ т/см} \quad [8.62]$$

где K_∂ – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала,

$$K_\partial = \frac{q_\phi}{q} \quad [8.63]$$

q_ϕ – фактическая масса груза в кузове машины.

$$K_\partial = 127 / 130 = 0,97$$

$$Q_{эсм} = 30 \cdot 130 \cdot 0,97 = 3783 \text{ т/см}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4. Число рабочих автосамосвалов определяется по формуле:

$$N_p = \frac{f_{гн} \cdot Q}{Q_{эсм}}, \quad [8.64]$$

где $f_{гн}$ - коэффициент неравномерности потока, $f_{гн} = 1,2$;

Q – сменная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{см}$

Инвентарный парк автосамосвалов определится по формуле:

$$N_{инв} = \frac{N_p}{\sigma}, \quad [8.65]$$

где σ - коэффициент технической готовности автопарка, $\sigma = 0,75$

$$N_p = 1,2 \cdot 4628,7 \cdot 2,4 / 3783 = 3,9;$$

$$N_{инв} = 3,9 / 0,75 = 5,2 \approx 6 \text{ штук}$$

5. Расчет расхода топлива, который определяется по формуле:

$$E_{РТ} = (A_T + A_{пор}) \cdot \frac{1}{4186,8 \cdot q_{тс} \cdot n} \quad [8.66]$$

где $q_{тс}$ – теплотворная способность дизельного топлива ($q = 10000 \text{ ккал/кг} \approx 4186,8 \cdot 10^3 \text{ Дж}$);

A – работа на транспортирование, Дж

$$A = A_{2р} + A_{пор}, \quad [8.67]$$

$$\text{Где } A_{гр} = \sum (q_T + q_\phi) (\omega_{oi} (S_i - S_{Ti}) + q \cdot H),$$

$$A_{пор} = \sum q_T (1,25 \omega_{oi} (S_i - S_{Ti}) + q \cdot H), \quad [8.68]$$

где S_i – длина участка с положительным уклоном

S_{Ti} - длина участка с отрицательным уклоном, м

Фактический расход топлива.

Определяется по формуле;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$E_{\phi} = E_{pt} \cdot R_3 \cdot R_H \cdot R_M, \quad [8.69]$$

где R_3 – коэффициент, учитывающий повышение расхода топлива в зимнее время на 10%.

R_H – коэффициент, учитывающий расход горючего на внутригаражные расходы (регулировка, обкатка и т.п.) составляет около 8% расхода топлива на 100км.

R_M – коэффициент, учитывающий расход топлива на маневры, $R_M = 1,05-1,1$.

При транспортировании вскрыши.

$$A_{ГР} = (85 + 111)[(800(258,3 + 773,3) + 9,81 \cdot 23,1) + (450 \cdot 784 - 9,81 \cdot 29,91)] = 333 \text{ мДж}$$

$$A_{ПОР} = 29,5[(1,25 \cdot 960(985 + 392,50) - 9,81 \cdot 30,1) + 1,25 \cdot 560 \cdot 978 - 9,81 \cdot 27,36] = 148 \text{ мДж}$$

$$A = 332884681 + 147663982 = 480,5 \text{ мДж}$$

$$E_{PT} = 480,5 \cdot \frac{1}{4186,8 \cdot 10000 \cdot 0,44} = 26,08 \text{ (кг / рейс)}$$

$$E_{PT}^{100KM} = \frac{26,08}{3,2} \cdot 100 = (\text{кг / 100км}) \approx 815 \cdot 0,76 = 619,4 / 100 \text{ км}$$

$$E_{\phi} = 619,4 \cdot 1,1 \cdot 1,06 \cdot 1,1 = 794 / 100 \text{ км}$$

8.3.7. Пропускная и провозная способность автодорог

Пропускная и провозная способность автодорог рассчитывается для участка трассы, общего для грузопотоков вскрыши и полезного ископаемого. Этот участок трассы будет ограничивающим.

Ширина проезжей части для двухстороннего движения автосамосвалов определится по формуле:

$$B = 2R_B \cdot B_a + \Delta B_G \quad [8.70]$$

где R_B – коэффициент, учитывающий влияние встречного движения, $R_B = 1,2$.

B_a – ширина автомобиля с наибольшей грузоподъемностью, м;

ΔB_G – величина учитывающая влияние основных габаритных размеров автосамосвалов на условия их вождения, $\Delta B_G = 5$.

$$B = 2 \cdot 1,2 \cdot 6,1 + 5 = 19,64 \text{ м.}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Так как у нас двух полосная дорога с встречным движением, то для расчета пропускной способности целесообразно найти действительную пропускную способность для однополосной дороги в одном направлении, как для вскрыши, так и для полезного ископаемого.

По вскрыше

$$П = 1000v(K_q \cdot S)^{-1} \quad [8.71]$$

где K_q – коэффициент неравномерности движения, $K_q = 2$;

S – интервал между автомобилями

$$S = 0,278 \cdot v \cdot t_p + \frac{3,9 \cdot (1 + V)v^2}{(1000 \cdot \psi_T + \omega_0 \pm i)} + L_m \quad [8.72]$$

где t_p – время реакции водителя и время приведения тормозов в действие, $t_p = 1,5$ с;

V – коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля;

ψ_T – коэффициент сцепления колёс с дорогой при торможении, $\psi_T = 0,2$.

ω_0 – удельное осевое сопротивление движению автомобиля, н/кн.

i – Уклон автодороги, ‰

L_m – длина машины.

$$S_u^d = 0,278 \cdot 1,5 \cdot 29,6 + \frac{3,9(1 + 0,125)29,6^2}{(1000 \cdot 0,2 + 45 - 27,92)} + 11,25 = 40_m$$

$$П_2^e = 1000 \cdot 29,6(2 \cdot 40)^{-1} = 290(\text{машин / час}) \quad [8.73]$$

8.3.8. Организация движения автомобильного транспорта

Вначале смены диспетчером распределяются автосамосвалы по участкам работы.

Автосамосвалом БелАЗ-7555Д и пятью автосамосвалами БелАЗ-75131 предусматривается вывозить уголь на угольные склады. Дальность транспортировки составит 1,2 км.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Вскрышные породы на внешние и во внутренние отвалы предполагается вывозить одиннадцатью автосамосвалами БелАЗ-7555Д, двадцатью шестью автосамосвалами БелАЗ-75131 Среднее расстояние транспортировки составит 2,9- 4,8. При необходимости изменения грузопотоков диспетчер дает указания мастеру или начальнику участка.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8.4 ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Общие объемы вскрышных пород, которые требуется вывезти на отвалы, внесены в табл. (8.4.1).

Таблица 8.4.1.

Общие объёмы вскрышных пород

Объем пород, тыс.м ³	В том числе	
	коренных пород, тыс.м ³	наносов, тыс.м ³
630770	577970	52800

Принятый порядок отработки участков разреза создаёт возможность использования под отвалы выработанных участков разреза.

Высота бульдозерного отвала обуславливается физико-механическими свойствами пород и экономичностью отвалообразования. По этим двум признакам высота одноярусных отвалов на устойчивом основании принята равной 25-30 метров, а устойчивый угол откоса отвала составляет 37°.

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа:

$$N_{\text{ч}} = \frac{V_{\text{в}} \cdot K_{\text{нер}}}{V_{\text{аф}}}, \quad (8.33)$$

где $V_{\text{в}}$ – производительность карьера по вскрыше, м³/ч

$K_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше

$V_{\text{аф}}$ - фактический объём вскрыши, перевозимый автосамосвалом за рейс, м³/ч;

$$N_{\text{ч}} = \frac{325 \cdot 1,25}{19} = 21 \text{ автосамосвал.}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>					
<i>Н.контроль</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>			Отвалообразование КузГТУ, гр.Гос-171.2		
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>					
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>					

Число автосамосвалов одновременно разгружающихся на отвале:

$$N_a = \frac{N_q \cdot t_p}{60}, \quad (8.34)$$

где t_p – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала,
мин

$$N_a = \frac{21 \cdot 2}{60} \approx 0,7 = 1 \text{ автосамосвал}$$

Длина фронта разгрузки на отвале:

$$L_\phi = N_a \cdot l_{\pi}, \quad (8.35)$$

где l_{π} – ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

$$L_\phi = 1 \cdot 16 = 16 \text{ м.}$$

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе:

$$N_{yp} = \frac{L_\phi}{L_i}, \quad (8.36)$$

где L_i – длина одного участка, м

$$N_{yp} = \frac{16}{40} = 1 \text{ участок.}$$

Число планировочных участков

$$N_{уп} = N_{yp} = 1 \text{ участок.}$$

Число резервных участков:

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$N_{y\text{рез}} = (0,5 - 1,0) \cdot N_{yp}; \quad (8.37)$$

$$N_{y\text{рез}} = 1,0 \cdot 1 = 1 \text{ участок.}$$

Общее количество участков:

$$N_y = N_{yp} + N_{yп} + N_{y\text{рез}} = 1 + 1 + 1 = 3 \text{ участка.}$$

Общая длина отвального фронта работ:

$$L_{\text{фо}} = 40 \cdot N_y; \quad (8.38)$$

$$L_{\text{фо}} = 40 \cdot 3 = 120 \text{ м.}$$

Число рабочих бульдозеров на отвале:

$$N_{\text{б.р.}} = \frac{V_{\text{бч}}}{Q_{\text{бч}}} \quad (8.39)$$

где $V_{\text{бч}}$ - часовой объём бульдозерных работ на отвале, $\text{м}^3/\text{ч}$; $Q_{\text{бч}}$ - часовая производительность бульдозера, $\text{м}^3/\text{ч}$.

$$V_{\text{бч}} = V_{\text{с}} \cdot K_3, \quad (8.40)$$

где K_3 - коэффициент заваленности отвала породой ($K_3 = 0,5-0,7$).

$$V_{\text{бч}} = 323 \cdot 0,7 = 226,1 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$N_{\text{б.р.}} = \frac{226,1}{243,1} = 1 \text{ бульдозер}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Инвентарный парк бульдозеров:

$$N_{б.и} = N_{б.р} \cdot f \quad (8.41)$$

где f - коэффициент резерва ($f = 1,3 \div 1,4$).

$$N_{б.и} = 1 \cdot 1,4 \approx 2 \text{ бульдозеры}$$

Годовая производительность бульдозера определяется из выражения:

$$Q_{б.год} = Q_{б.ч} \cdot K_{и} \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год}, \quad (8.42)$$

где $K_{и}$ - коэффициент использования бульдозера в течение смены ($K_{и} = 0,8-0,9$)

$T_{см}$ - продолжительность смены, ч;

$n_{см}$ - число смен в сутках;

$n_{год}$ - число рабочих дней бульдозера в году.

$$Q_{б.год} = 243,1 \cdot 0,9 \cdot 8 \cdot 3 \cdot 252 = 1323242 \text{ м}^3 / \text{год.}$$

Технологическая схема бульдозерного отвалообразования приведена на (рис. 8.4.1).

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

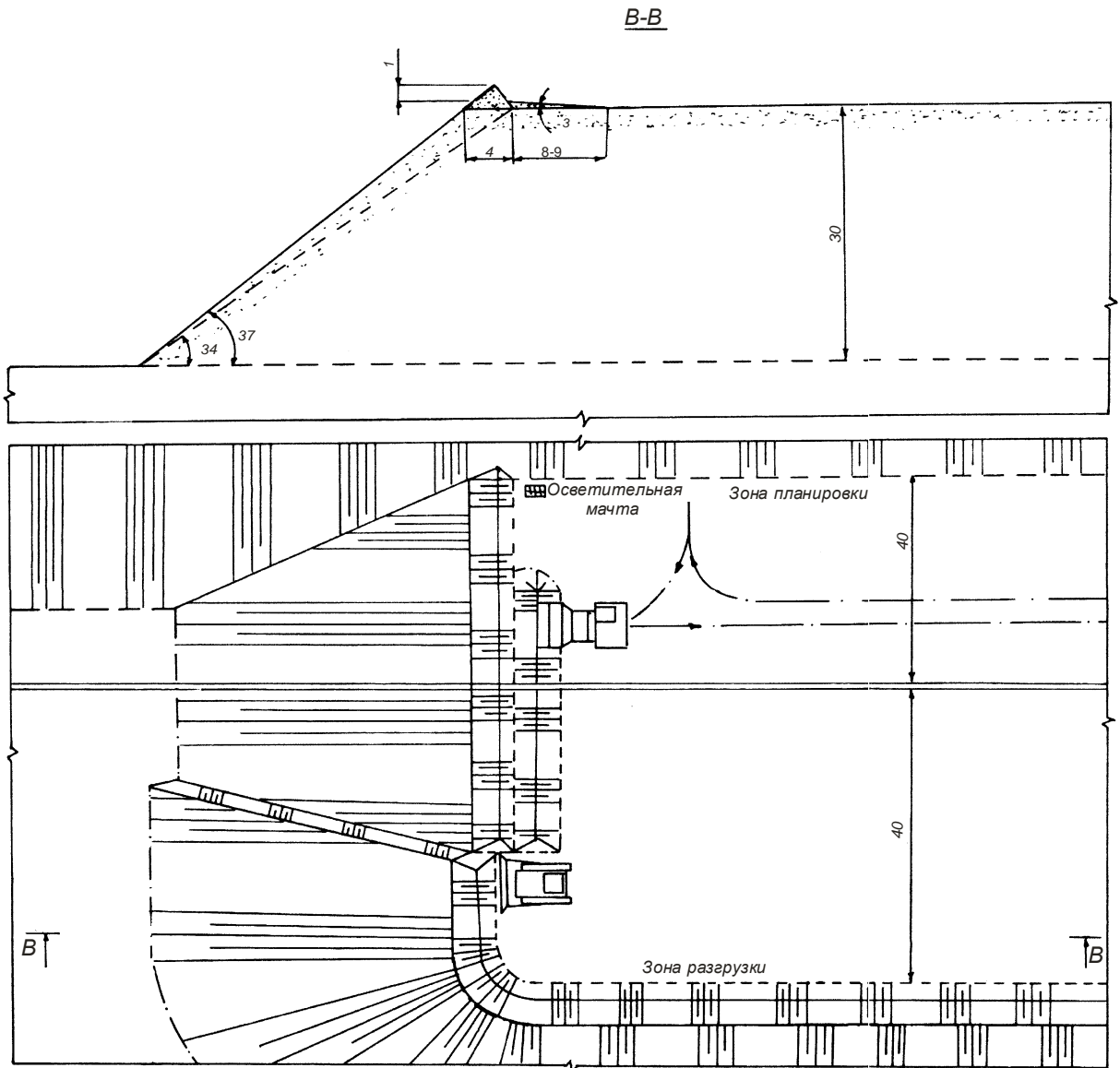


Рис.8.4.1. Технологическая схема бульдозерного отвалообразования

						ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

9. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

В процессе экскавации и транспортирования горной массы возникает необходимость в ряде вспомогательных работ. К ним относятся: зачистка угольных пластов, планировка трассы, содержание оборудования в технически исправном состоянии, расчистка подъездов к экскаваторам, планировка площадок для бурения скважин и другие.

Зачистка угольных пластов, планировка трассы и блоков, расчистка подъездов к экскаваторам производится с помощью бульдозеров ДЭТ - 250.

Заряжание скважин осуществляется, механизировано с помощью зарядных машин МЗ - 4.

К вспомогательным работам также относятся: доставка людей, оборудования и материалов; планировка, отсыпка и очистка дорог, очистка транспортных средств от налипания и примерзания породы и другие.

Доставка людей на рабочие места осуществляется специальным транспортом. Погрузочно-разгрузочные работы производятся автокранами, кран - балками и другими подъемными средствами.

С целью предотвращения налипания и намерзания пород к стенкам транспортных сосудов на АО «Прокопьевский угольный разрез» установлены профилактические пункты, на которых кузова автосамосвалов опрыскиваются перед погрузкой специальными жидкостями.

Для оборки уступов от навесей и козырьков используется специальная насадка на ковш экскаватора длиной 2.5 метра, изготовленная на машиностроительном заводе.

Также предусматриваются следующие мероприятия по предупреждению затопления горных выработок:

-Отвод ливневых и паводковых вод сетью нагорных каналов;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Вспомогательные работы	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр.Гос-171.2		

-Осушение угольных пластов и водоносных горизонтов посредством отвода воды в водосборники. Из водосборников вода откачивается насосами. Для нормального стока воды водоотводящим канавам придаётся уклон 2 ‰.

Минимальная требуемая производительность насоса составляет:

$$Q_{\min} = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{n}, \quad (9.1)$$

где Q_{\max} - максимально возможный водоприток, м³/час;

n-количество часов работы насоса в сутки, час.

$$Q_{\min} = \frac{768 \cdot 24}{20} = 922 \text{ м}^3 / \text{час}$$

По таблице выбираем центробежный насос 8МС-7.

Диаметр трубопровода определяется по формуле:

$$d = \frac{1}{30} \cdot \sqrt{\frac{Q_{\min}}{\pi \cdot V}}; \quad (9.2)$$

$$d = \frac{1}{30} \cdot \sqrt{\frac{922}{3,14 \cdot 3,5}} = 300$$

Принимаем диаметр трубопровода 300 мм, диаметр всасывающего трубопровода 350 мм.

Настоящим проектом принята существующая схема связи разреза. Связь разреза осуществляется от АТС ш. Тырганская по поверхностным кабельным линиям. Протяженность линии связи составляет 7,5 км. Кроме того имеются выхода на городскую линию связи.

Все экскаваторы, буровые станки, бульдозеры, раскомандировки участков, диспетчерская и производственный отдел оснащены рациями.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

10. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ КАРЬЕРА

10.1 Общие сведения

Электроснабжение разреза осуществляется от подстанции № 15 35/6 кВ по фидерам Ф6-2, Ф-8, Ф14, Ф-18.

Основными потребителями электроэнергии участка открытых работ являются:

- экскаваторы на добыче угля и вскрыше породы ЭКГ-5А, ЭКГ-10, ЭШ-13/50;
- водоотливные насосные станции;
- осветительные устройства распределительных пунктов, отвалов, зумпфа и водоотлива.

Для питания проектируемого участка, предусматривается сооружение одной двухцепной и двух одноцепных ВЛ 6кВ от ПС 35/6 №15. Одна двухцепная ВЛ предусматривается для питания насосов ВНС №8 (зумпф), а также для питания экскаваторов и освещения (потребители III категории). Две одноцепные ВЛ - для питания экскаваторов и освещения (потребители III категории).

Две одноцепные линии ВЛ до РП1, РП2 и РП3 выполнены изолированным проводом SAХ-120 (СИП-3) либо А-120, затем от РП2, РП3 - по передвижным опорам проводом А120 до участковых приключательных пунктов и подстанций, далее - кабелями КГ-ХЛ, КГЭП-ХЛ-6. Одна двухцепная линия ВЛ до РП1 выполнена изолированным проводом SAХ-120 (СИП-3) либо А-120, затем до участковых приключательных пунктов - по передвижным опорам - проводом А120 и кабелем КГ-ХЛ, далее - кабелями КГ-ХЛ, КГЭП-ХЛ-6.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Электроснабжение карьера	Лит.	Лист	Листов
Консульт		Аксенов Г.И.						
Н. контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав. каф		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОС-171.2		

10.2 Определение мощности трансформаторов главной стационарной подстанции

Количество приёмников, их установленная мощность и расчётные нагрузки сведены в табл. 10.2.1.

Таблица 10.2.1.

Расчёт мощности приёмников

Наименование приёмников электроэнергии	Количество, шт	Номинальная мощность одного приёмника, $P_{ном}$, кВт	Суммарная номинальная мощность приёмника, $\Sigma P_{ном}$, кВт	Коэффициент спроса $K_{спр}$	$\cos\varphi$	$\operatorname{tg}\varphi$	Расчетная мощность $P_p = K_{спр} \cdot \Sigma P_{ном}$	Расчетная мощность, кВар $Q_p = P_p \cdot \operatorname{tg}\varphi$
Электроприемники 6 кВ								
Экскаватор ЭКГ-10	5	630	3150	0,54	0,8	0,8	1701	1361
Итого			3150				1701	1361
Электроприемники 0,4кВ								
5СБШ-200-40	2	350	700	0,65	0,7	1	455	455
ДКсТ - 5000	3	5	15	0,9	1	-	13,5	—
Насос 8МС-7	2	150	300	0,8	0,82	0,7	240	168
Итого			1015				708,5	623
Всего							2409,5	1984

Схема электроснабжения приведена на рисунке 10.1.1.

Расчет мощности для высоковольтных и низковольтных потребителей производится по методу коэффициента спроса.

Расчетная мощность трансформатора определяется по формуле:

$$S_{расч.} = \sqrt{P_{расч.}^2 + Q_{расч.}^2}, \text{ кВ} \cdot \text{А};$$

где $P_{расч.}$ – расчетная активная нагрузка, кВт;

$Q_{расч.}$ – расчетная реактивная нагрузка, кВт.

$$S_{расч.} = \sqrt{2409^2 + 1984^2} = 3121 \text{ кВ} \cdot \text{А}$$

В общем случае мощность трансформатора по $S_{расч.}$ определяется:

$$S_m = \frac{S_{расч.}}{\eta \cdot K_{пер}}, \text{ кВ} \cdot \text{А};$$

где η – КПД сети ($\eta = 0,97 \div 0,99$ – для гибких кабелей, $\eta = 0,94 \div 0,95$ – для воздушных линий); $K_{пер}$ – коэффициент перегрузки ($K_{пер} = 1,1 \div 1,3$).

$$S_m = \frac{3121}{0,95 \cdot 1,3} = 2527, \text{ кВ} \cdot \text{А}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Принимаем к установке на подстанции один трансформатор ТМН-4000/110/6.

Коэффициент загрузки трансформатора равен:

$$K_3 = \frac{S_{\text{расч.}}}{S_{\text{ном.}}};$$

$$K_3 = \frac{2527}{4000} = 0,63.$$

Коэффициент резерва:

$$K_3 = \frac{S_{\text{ном.}}}{S_{\text{расч.}}};$$

$$K_3 = \frac{4000}{2527} = 1,6.$$

10.3 Выбор числа и мощности трансформаторов участковой подстанции с учетом необходимой степени резервирования

Для подключения низковольтных потребителей и их питания принимаем трансформаторные подстанции ПКТП 6/0,4 кВ.

$$S_{\text{расч.}} = \frac{P_p}{\cos \varphi \cdot \eta_c}, \text{ кВ} \cdot \text{А};$$

Результаты расчетной мощности трансформатора для ПКТП приведены в таблице 10.3.1.

Таблица 10.3.1.

Мощность трансформаторов

Тип оборудования	P_p , кВт	$\cos \varphi$	S_p , кВ·А	Трансформатор
5СБШ-200-40	227,5	0,7	342	ТМ - 400/6/0,4
ДКсТ-5000	4,5	1	4,7	ТМ - 6,3/6/0,4
8МС-7	120	0,82	149	ТМ - 160/6/0,4

10.4 Расчет воздушных линий электропередач

Стационарная ЛЭП 6кВ от подстанции на горные участки и водоотлив выполняется алюминиевыми проводами на железобетонных опорах. Сечение проводов выбирается на рабочие токи и проверкой на допустимую потерю напряжения. Выбор сводится к сравнению расчетного тока с длительно - допустимыми токами нагрузки для стационарных сетей.

$$I_p \leq I_{\text{доп}}$$

Определяем расчетный ток потребителей:

$$I_p = \frac{\sum P_{\text{ном}} \cdot K_{\text{спр}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{ном}} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_c}, A;$$

где $\sum P_{\text{ном}}$ – сумма номинальных мощностей группы ЭП, кВт; η_c – КПД сети.

10.5 Расчет кабельных линий

Подвод электроэнергии к передвижным механизмам осуществляется гибкими кабелями со вспомогательными жилами в кабелях питающих экскаваторы, бурстанки, насосы и лампы освещения. Для контроля за целостностью заземляющей жилы и дистанционного управления по отключению и включению используем ЯКНО-6. Для подключения низковольтных потребителей используем ПКТП.

Выбор сечения жил кабеля производится по расчетному току нагрузки и длительно-допустимому току нагрузки (из таблицы справочника)

$$I_p = \frac{P_n}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{ном}} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_c}, A;$$

где ,

P_n - номинальная мощность электропотребителей;

U_n - номинальное напряжение;

η_c – КПД сети;

$$I_p^{\text{ЭКГ-10}} = 41 \text{ А};$$

$$I_p^{5\text{сбш}200-40} = 227,5 / 1,73 * 0,4 * 0,7 * 0,95 = 494,5 \text{ А};$$

$$I_p^{8\text{мс-7}} = 120 / 1,73 * 0,4 * 0,82 * 0,95 = 226,4 \text{ А};$$

$$I_p^{\text{дкст-5000}} = 4,5 / 1,73 * 0,4 * 1 * 0,95 = 6,9 \text{ А}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тип оборудования	$I_{расч}, A$	$S, мм$ по нагреву	$S, мм$ по экон.плот.	$S, мм$ по мех.прочн.	Марка кабеля
ЭКГ-10	41	10	16	25	КГЭ 3×25+1×10
5СБШ-200-40	494,5	2*70	2*70	25	КГ 2(3×70+1×25)
8МС-7	226,4	70	70	25	КГ 3×70+1×25
ДКсТ-5000	6,9	0,75	2,5	6,0	ПЗ×6

10.6 Расчет сети заземления

Ёмкостной ток однофазного заземлителя на землю в сетях напряжением 6 кВ определяем по формуле:

$$I_3 = \frac{U_{л} \cdot (35 \cdot L_{к} + L_{б})}{350}, A$$

где: $U_{л}$ – линейное сопротивление сети, В.

$$I_3 = \frac{6 \cdot (35 \cdot 2,4 + 6,4)}{350} = 1,5, A$$

Определение общего сопротивления защитного заземления:

$$R_{общ.} = \frac{U_{доп}}{I_3}, Ом;$$

где $U_{доп.}$ – допустимое сопротивление напряжения, В.

$$R_{общ.} = \frac{40}{1,5} = 26,6, Ом.$$

Сопротивление заземляющих устройств не должно превышать 4 Ом в любой точке сети. Это требование выдерживается при сопротивлении заземляющего контура разделительных пунктов 6 кВ 4 Ом и любых сопротивлениях местных заземлителей.

Заземление электроустановок горных работ разреза выполняются согласно требованиям «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом». Заземляющее устройство состоит из главного и местных заземлителей. Главными заземлителями являются

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

контуры заземления разделительных пунктов 6 кВ на борту разреза, которые с местными заземлителями: ЯКНО-6 и ПКТП в разрезе дополнительными

сталеалюминевыми проводами АС-50/8, подвешиваемыми на опорах ВЛ-6кВ ниже основных проводов.

Определяем сопротивление заземляющего провода:

$$R_{з.пр} = R_{ac} \cdot L, \text{ Ом};$$

где R_{ac} – активное сопротивление провода ($R_{ac} = 1,11 \text{ Ом/км}$), Ом/км; L – длина заземляющего провода удаленного объекта ($L = 1,6 \text{ км}$), км.

$$R_{з.пр} = 1,11 \cdot 1,6 = 1,78 \text{ Ом}.$$

В распределительных сетях выполненных гибким кобелем, в качестве заземляющего проводника используется жила гибкого кабеля, целостностью которой автоматически контролируется с переключательного пункта.

Определяем сопротивление заземляющей жилы гибких кабелей:

$$R_{зк} = \frac{L_k}{\gamma \cdot S}, \text{ Ом};$$

где γ – удельное сопротивление заземляющей жилы; S – сечение жилы, мм².

$$R_{зк} = \frac{300}{57 \cdot 10} = 0,53 \text{ Ом};$$

Общее сопротивление заземляющей сети и необходимая величина заземляющего контура составит:

$$R'_3 = R_3 - (R_{з.пр} + R_{зк}), \text{ Ом};$$

$$R'_3 = 4 - (1,78 + 0,53) = 1,69 \text{ Ом}.$$

В качестве заземлителей принимаем стальные трубы $\varnothing 50$ мм с глубиной погружения 300 мм. Тогда сопротивление одного заземлителя составит:

$$R_{тр} = \frac{\rho}{2 \cdot \pi \cdot l} \cdot l \cdot \left(\frac{4 \cdot l}{d} \right), \text{ Ом};$$

где ρ – удельное сопротивление грунта ($\rho = 0,8 \cdot 10^4 \text{ Ом/мм}$); d – диаметр заземлителя, мм; l – длина заземлителя, мм.

$$R_{тр} = \frac{0,8 \cdot 10^4}{2 \cdot 3,14 \cdot 300} \cdot 0,3 \cdot \left(\frac{4 \cdot 300}{50} \right) = 30,5 \text{ Ом}.$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Необходимое количество заземлителей составит:

$$n_{\text{тр}} = \frac{R_{\text{тр}}}{R_3 \cdot \eta_{\text{тр}}}, \text{ шт.};$$

где $\eta_{\text{тр}}$ – коэффициент использования заземления ($\eta_{\text{тр}} = 0,6$).

$$n_{\text{тр}} = \frac{30,5}{1,69 \cdot 0,6} = 30 \text{ шт.}$$

10.7 Освещение

Места работы экскаваторов, буровых станков освещаются прожекторами, установленными на них и, поэтому, в дополнительном освещении не нуждаются.

Освещению подлежат бульдозерные отвалы и автодороги. Для освещения применяются лампы ДКСТ-5000 со световым потоком $F_a = 600$ лкм.

Расчет освещения бульдозерного отвала №1, бульдозерного отвала №2 и территории горных работ производится по необходимому световому потоку:

$$\sum F = E_{\text{min}} \cdot S \cdot K_3 \cdot K_{\text{п}}, \text{ лк};$$

где E_{min} – минимальное освещение, лк; S – освещаемая площадь, м^2 ; K_3 – коэффициент, учитывающий потери света от загрязнения отражателя и старения лампы.

$$F_1 = 2 \cdot 13000 \cdot 1,3 \cdot 1,3 = 43940 \text{ лк};$$

$$F_2 = 2 \cdot 18900 \cdot 1,3 \cdot 1,3 = 63882 \text{ лк};$$

$$F_{\text{гр}} = 2 \cdot 35000 \cdot 1,3 \cdot 1,3 = 118300 \text{ лк}.$$

Требуемое количество светильников составит:

$$n_1 = \frac{F_1}{F_a} = \frac{43940}{600000} = 0,07 \text{ принимаем 1 светильник};$$

$$n_2 = \frac{F_2}{F_a} = \frac{63882}{600000} = 0,1 \text{ принимаем 1 светильник};$$

$$n_{\text{гр}} = \frac{F_{\text{гр}}}{F_a} = \frac{118300}{600000} = 0,2 \text{ принимаем 1 светильник}.$$

Итого требуемое количество светильников на разрезе ЗАО «Прокопьевский угольный разрез» составляет 3 шт.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

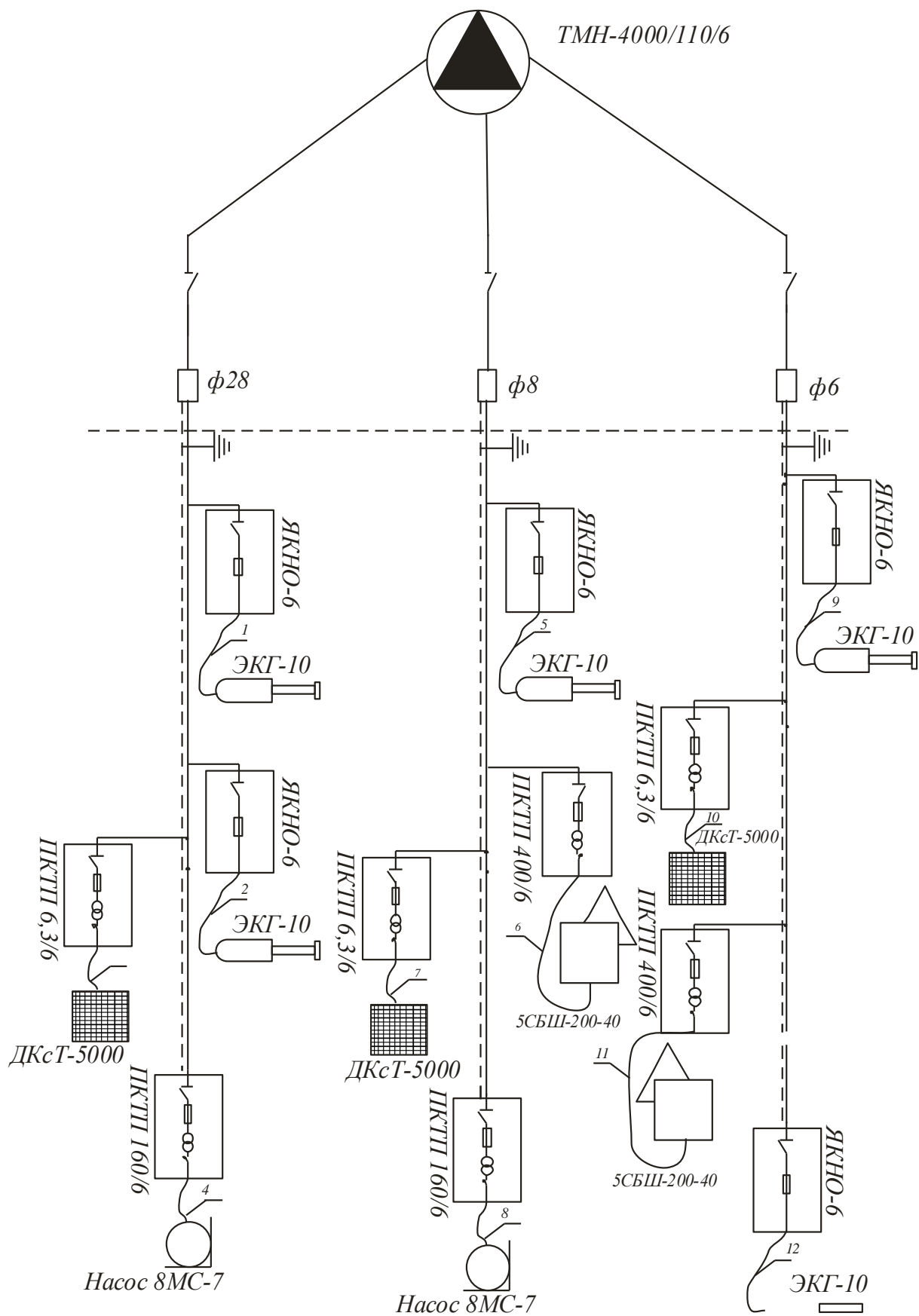


Рис.10.1.1.Схема электроснабжения

11. ОХРАНА ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

11.1. Перечень опасных и вредных производственных факторов

Перечень опасных и вредных производственных факторов (ГОСТ 12.0.0003-74), проявление которых возможно в условиях проектируемого карьера приведен в табл. 11.1.

Таблица 11.1.

Опасные и вредные производственные факторы

ОПФ	ВПФ
1. Обрушение горных пород и оползни	1. Вредные газы
2. Падение предметов	2. Метеоусловия (давление, влажность, температура)
3. Падение человека	3. Шум
4. Поражение электрическим током	4. Вибрация
5. Силовое воздействие взрыва	5. Пыль
6. Термический ожог	6. Недостаточная освещенность
7. Химический ожог	
8. Обморожение	
9. Машины и механизмы	
10. Транспортные средства	
11. Удушье, отравляющие вещества	

11.2. Меры по предотвращению опасных производственных факторов

Перечень мер по предотвращению опасных производственных факторов приведен в табл. 11.2.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Охрана труда и промышленная безопасность	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, ГОС-171.2		

Опасные производственные факторы и меры по их предотвращению

ОПФ	Основные меры по предотвращению фактора	Раздел проекта
1. Обрушение горных пород и оползни	1.Обоснование величины -Высота (Н _у) -Угол откоса борта разреза(γ) -Угол откоса борта разреза(αγ) -высота отвала (Н _о) 2.Отвод подземных и паводковых вод из прибортовой части разреза п2.2	1.(система разработки) 5 2.Определение границ открытых горных работ (2) 3.Отвалообразование (8.4) 4.Вспомогательные работы(9)
2. Падение предметов	1.Сооружение земельного вала перед бермой безопасности 2Ширина дороги п2.2	1.Перемещение карьерных грузов (8.3)
3. Падение человека	Берма безопасности п2.2	1Система разработки(5)
4. Поражение электрическим током	1.Выполнение правил техники безопасности -заземление -защита п2.2	1 Вспомогательные работы(9) 2.Электроснабжение карьера(10)
5. Силовое воздействие взрыва	1.определение радиуса опасной зоны; 2.выставление постов оцепления 3.утвержденный проект массового взрыва Приложение 1	Параметры производственных процессов(8.1)
6. Термический и химический ожог	1.ыполнение противопожарных и других мербезопасности Приложение 1	1.Вспомогательные работы(9)
7. Обморожение	1.устройство на горных работах передвижных вагончиков;тепляков	1Вспомогательные работы (9)
8. Машины и механизмы	1.Отсутствие людей в в радиусе действия поворотной платформы в радиусе действия крана экскаватора. 2.Отсутствие людей вблизи ходовой части экскаватора и бурового станка во время	1Система разработки(5)
9. Транспортные средства	1. Исправность рельсовых и путевых устройств. 2.Исправность локомотивов и думпкаров 3..Исправность тормозных систем 4.Соблюдение правил безопасности при установки автосамосвалов под погрузку и разгрузку п8	1.Перемещение карьерных грузов (8.3)
10 Удушье, отравление	1. Проветривание , использование распыриторов , светлая вода в цинковых питьевых бочках приложение 1	1Вспомогательные работы (9))

11.3. Меры по предотвращению вредных производственных факторов

Перечень мер по предотвращению вредных производственных факторов приведен в табл. 11.3.

Таблица 11.3.

Вредные производственные факторы и меры по их предотвращению

ВПФ	Основные меры по предотвращению фактора	Раздел проекта
1. Вредные газы	Применение на автотранспорте нейтрализаторов выхлопных газов. Установка местного проветривания.	1.Вспомогательные работы (9)
2. Метеоусловия	- устройство водоотводных канав; - оборудование рабочих мест обогревателями	Вспомогательные работы (.9)
3.Шум	Для снижения механического шума применяются. 1.Безшумные машины и механизмы. 2.Эластичные муфты. 3.Своевременная и полноценная смазка. 4.Глушители:реактивные , активные и комбинированные. 5Обеспечение рабочих мест средствами защиты от шума	1.Выбор и эксплуатация горного оборудования (7) 2.Вспомогательные работы (9)
4. Вибрация	1.Применяются виброгасящие прокладки из эластичного материала. 2Кнопочное управления механизмами. 3Дистанционное управления механизмами. 4В целях предупреждения у рабочих вибрационной болезни проводят комплекс профилактических мероприятий.	1.Выбор и эксплуатация гоного оборудования (7)
5. Пыль	1.Увлажнение угольных и породных забоев, автомобильных дорог, перегрузочных пунктов. 2Обеспечивание рабочих средствами индивидуальной защиты (респираторами)	1Система разработки(5) 2Вспомогательные работы (9)
6. Недостаточная освещенность	Обеспечивать освещение рабочих мест в соответствии с ПБ ОР	Электроснабжение карьера (10)

1.4. Проветривание карьера

1. Определение параметров естественного проветривания

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

а) Строим характерные профили, совпадающие с ветром расчетного направления (G-G; H-H; I-I; J-J; K-K; L-L; M-M; N-N; O-O; P-P (рис.11.3).

б) На профили под углом $\alpha=15^\circ$ 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) определяют среднюю глубину разреза для этапа обработки его, когда возникает зона рециркуляции

$$H_{CP} = 1/n (H_{ГРi} + H_{ГРj} + H_{ГРn}) \quad (11.1)$$

где $H_{ГРi}, H_{ГРj}, H_{ГРn}$ – значение глубины расположения точки внешней границы струи с бортом или дном карьера.

$$H_{CP} = 1/10 (30+60+90+120+135+105+115+90+60+30) = 83,5 \text{ м}$$

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

$$\chi_{C,CP} = \frac{o + \chi_{C_1} + \chi_{C_2} + \dots + \chi_{C_n} + o}{n} \quad (11.2)$$

где $o', \chi_{C_1}, \chi_{C_2}, \chi_{C_n}, o''$ – значение длины зоны рециркуляции соответственно o' -го; j -го; i -го; n -го; o'' -го сечений;

n – число сечений, включая нулевые.

$$\chi_{C,CP} = \frac{0 + 130 + 210 + 340 + 430 + 440 + 350 + 380 + 340 + 210 + 130 + 0}{12} = 246,7 \text{ м}$$

По точкам $o', \chi_{C_1}, \chi_{C_2}, \chi_{C_n}, o''$ строим на плане карьера зону рециркуляции, длина которой 1710 м.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определение баланса вредностей в атмосфере разреза:

а) определяем баланс поступления вредностей от внутренних источников

$$G_{общ} = \sum G_{л} + \sum G_{т} \quad (11.3)$$

где $G_{л}, G_{т}$ - интенсивность выделения одноименных вредностей линейными (автосамосвалами на дорогах) и точечными источниками (буровыми станками и экскаваторами), расположенными в зоне рециркуляции.

Интенсивность выделения пыли буровыми станками, экскаваторами и автомобилями

$$G_{бс} = n_{б} \cdot k_{о}^{б} \cdot q_{б} \quad (11.4)$$

$$G_{экср} = n_{эк} \cdot k_{о}^{э} \cdot q_{э} \quad (11.5)$$

$$G_{авт} = n_{авт} \cdot k_{о}^{авт} \cdot q_{авт} \quad (11.6)$$

где $n_{б}, n_{эк}, n_{авт}$ - число буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов, находящихся в зоне рециркуляции, шт.

$q_{б}, q_{э}, q_{авт}$ - интенсивность выделения пыли буровыми станками, экскаваторами и автосамосвалом, мг/с.

$k_{о}^{б}, k_{о}^{э}, k_{о}^{авт}$ - коэффициент одновременности работ буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов с постоянной интенсивностью выделения

$$\text{пыли } K_{о}^{б} = \frac{n_{бр}}{n_{б}}; \quad (11.7)$$

$$K_{о}^{э} = \frac{n_{экср}}{n_{э}}; \quad (11.8)$$

$$K_{о}^{авт} = \frac{n_{автом}}{n_{авт}}; \quad (11.9)$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $n_{бр}$, $n_{экср}$, $n_{автом}$ – число работающих буровых станков, экскаваторов и автосамосвалов, шт.

$$K_o^б = \frac{1}{1} = 1;$$

$$K_o^э = \frac{2}{3} = 0,7;$$

$$K_o^{авт} = \frac{4}{8} = 0,5;$$

$$G_{бс} = 1 \cdot 1 \cdot 0,08 = 0,08 \text{ г/с}$$

$$G_{экср} = 3 \cdot 0,7 \cdot 1 = 2,1 \text{ г/с}$$

$$G_{авт} = 8 \cdot 0,5 \cdot 3,5 = 14 \text{ г/с}$$

Суммарная интенсивность поступления пыли от внутренних источников определяется

$$G_{общн} = G_{бн} + G_{эксрн} + G_{автн} \quad (11.10)$$

$$G_{общн} = 0,08 + 2,1 + 1,4 + 14 = 16,8 \text{ г/с}$$

Интенсивность поступления вредных газов автосамосвалов в зону рециркуляции карьера

$$G_{A2г} = n_{A2} \cdot K_{0г}^{A2} \cdot q_0 \quad (11.11)$$

q_0 -интенсивность выделения вредных газов от автосамосвалов, работающих под нагрузкой, мг/с.

K_{0r}^{A2} - коэффициент одновременности работы автосамосвалов с переменной интенсивностью выделения вредных газов

$$K_{0r}^{A2} = 1 - \frac{n_{A2p} \cdot (q_0 - q_\chi)}{n_{A2} \cdot q_0} \quad (11.12)$$

где q_χ - интенсивность выделения вредных газов автосамосвалами, работающими на холостом ходу, мг/с

По окиси углерода

$$K_{0r}^{A2r} = 1 - \frac{4 \cdot (0,264 - 0,132)}{8 \cdot 0,264} = 0,75,$$

$$G_{A2rCO} = 8 \cdot 0,75 \cdot 0,264 = 1,58 \text{ г / с}$$

По окиси азота

$$K_{0rNO}^{A2r} = 1 - \frac{4 \cdot (0,039 - 0,031)}{8 \cdot 0,039} = 0,9$$

$$G_{A2rNO} = 8 \cdot 0,9 \cdot 0,039 = 0,28 \text{ г / с}$$

По акролеину

$$K_{0r}^{A2r} = 1 - \frac{4 \cdot (0,018 - 0,011)}{8 \cdot 0,018} = 0,81$$

$$G_{A2акр} = 8 \cdot 0,81 \cdot 0,018 = 0,11 \text{ мг / с}$$

Т.к. других источников выделения газов нет, то

$$G_{\text{общ}CO} = 1,58 \text{ г / с} \quad G_{\text{общ}NO} = 0,28 \text{ г / с} \quad G_{\text{общ}акр} = 0,11 \text{ г / с}$$

Определяем баланс поступления вредностей от внешних источников

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$G'_{\text{общ}} = \sum m_1 G'_{\text{Л}} + \sum m_2 G'_{\text{Т}} + \sum m_3 G'_{\text{ТВ}} \quad (11.13)$$

где $G'_{\text{Л}}, G'_{\text{Т}}, G'_{\text{ТВ}}$ - интенсивность выделения вредностей линейными (автосамосвалами), точечными (экскаваторами), и точечными на высоте (труба) внешними источниками, мг/с.

Интенсивность поступления пыли в карьер:

$$G_n = n_1 \cdot K_0^{A1} \cdot m_1 \cdot q_1 \quad (11.14)$$

где n_1 - количество автосамосвалов

K_0^{A1} - коэффициент одновременности работ

q_1 - интенсивность выделения пыли автосамосвалом, мг/с

m_1 - коэффициент заноса пыли.

Интенсивность поступления в карьер пыли, автосамосвалами движущимися по дороге вдоль i -го борта:

$$G_n^{a1} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 3 = 17,3 \text{ г/с}$$

Суммарная интенсивность источников поступления вредных газов равна

Интенсивность поступления в зону рециркуляции карьера вредных газов от автосамосвалов.

$$G'_{\text{Алг}} = n_{\text{Ал}} \cdot K_0^{A1} \cdot m_1 \cdot q_0 \quad (11.15)$$

По окиси углерода:

$$G_{\text{АлCO}} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,264 = 1,52 \text{ г/с}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По окиси азота

$$G_{A1NO} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,039 = 0,2 \text{ г/с}$$

По акролеину

$$G_{A1акр} = 11 \cdot 0,75 \cdot 0,7 \cdot 0,018 = 0,1 \text{ г/с}$$

Суммарная интенсивность вредных газов, поступающих в зону рециркуляции карьера от внешних источников:

По окиси углерода:

$$G_{\text{общ}CO} = 1,52 \text{ г/с}$$

По окиси азота

$$G_{\text{общ}NO} = 0,2 \text{ г/с}$$

По акролеину

$$G_{\text{общ}АКР} = 0,1 \text{ г/с}$$

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

$$G_{\text{общ.}} = G_{\text{общ}}^{\text{внутр.}} + G_{\text{общ.}}^{\text{внеш.}} \quad (11.16)$$

По пыли:

$$G_{\text{общ}пыли} = 16,8 + 17,3 = 34,1 \text{ г/с}$$

По окиси углерода

$$G_{\text{общ}CO} = 0,28 + 1,52 = 3,1 \text{ г/с}$$

По окиси азота

$$G_{\text{общ}NO} = 0,28 + 0,2 = 0,48 \text{ г/с}$$

По акролеину $G_{\text{общ}АКР} = 0,11 + 0,1 = 0,21 \text{ г/с}$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Определение уровня загрязнения атмосферы карьера.

Глубокая часть карьера проветривается по рециркуляционной схеме. Фоновая концентрация не учитывается, поэтому уровень загрязнения атмосферы составит

а) концентрация пыли в зоне рециркуляции (C_p^n)

$$C_p^n = \frac{33,3 \cdot G_{\text{общ п}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} \quad (11.17)$$

где U_1 -скорость ветра в расчетном направлении, м/с;

L_1 - длина зоны рециркуляции, м.

$$C_p^n = \frac{33,3 \cdot 68150}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 1,96 \text{ мг/м}^3$$

За пределами зоны рециркуляции:

$$C^n = \frac{15 \cdot G_{\text{общ п}}}{X_{\text{ср.с}} \cdot U_1 \cdot L_1} = \frac{15 \cdot 68150}{264,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,85$$

Сравниваем с ПДК $C_q = 2 \text{ мг/м}^3$

$$1,96 > 2; \quad 0,85 < 2$$

б) Концентрация окиси углерода

$$C_p^{\text{CO}} = \frac{33,3 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,77 \text{ мг/м}^3$$

$$C^{\text{CO}} = \frac{15 \cdot 17670}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,35$$

$$0,77 < 20; \quad 0,35 < 20$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

в) концентрация по окиси азота

$$C_P^{NO} = \frac{33,3 \cdot 740}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,03$$

$$C^{NO} = \frac{15 \cdot 740}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,01$$

$$0,03 < 5; \quad 0,01 < 5$$

г) концентрация по акролеину

$$C_P^{AKP} = \frac{33,3 \cdot 310}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,01$$

$$C_P^{AKP} = \frac{15 \cdot 310}{246,7 \cdot 2 \cdot 1550} = 0,006$$

$$0,01 < 0,2; \quad 0,006 < 0,2$$

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

11.5. Противопожарная защита

На разрезе АО «Прокопьевский угольный разрез» ответственность за противопожарную безопасность несет руководитель предприятия. Согласно «Типовых и ведомственных правил пожарной безопасности» приказом по разрезу назначаются лица, ответственные за организацию противопожарной безопасности в службах, цехах и на участках.

Так как угли склонны к самовозгоранию, по степени пожароопасности, которая определяется объективными факторами (угол падения пласта, крепость угля, время обнажения угольного пласта, наличие геологических нарушений, способ отработки угольных пластов, способ взрывания, тип выемочного оборудования, климатические факторы) и субъективными

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

факторами (чистота зачистки всех элементов уступа), разрез относится к III категории пожароопасности.

Согласно установленной категории пожароопасности на разрезе должны быть предусмотрены следующие обязательные мероприятия:

– своевременное обнаружение очагов самонагревания визуальными наблюдениями и инструментальными замерами в потенциально пожароопасных местах;

– устранение технологическими способами условий возникновения очагов самонагревания;

– профилактика потенциально пожароопасных участков поверхностной обработкой антипирогенами;

– изоляция инертной породой горной массы, содержащей горючие материалы, на внутренних и внешних отвалах;

– тушение пожаров поверхностной обработкой водой и антипирогенами с последующей отгрузкой охлажденного угля;

Интенсивность и места возникновения очагов эндогенных пожаров на разрезе определяются воздействием большого числа пожароопасных факторов, которые можно разделить на три группы: горно-геологические, горнотехнические и метеорологические.

Воздействие горно-геологических, метеорологических и части горнотехнических факторов является неизбежным в условиях разреза. Другая часть горнотехнических факторов является следствием различных нарушений, допускаемых при выполнении отдельных технологических процессов. К ним относятся такие факторы, как необоснованное вскрытие новых участков или пластов, несвоевременное обновление угольных уступов, оставление предохранительных берм шириной, недостаточной для выполнения профилактических работ, нарушение технологии ведения взрывных работ. Эти факторы должны устраняться путем соблюдения комплекса требований, предъявляемых к технологическим процессам

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

согласно ЕПБ. Мероприятия по устранению условий самовозгорания сводятся:

– к выполнению добычных и вскрышных работ в соответствии с календарным планом по технологическим схемам ведения горных работ, предусмотренным настоящим проектом;

– к недопущению или устранению нарушений целостности угольного массива и образования породо-угольных скоплений.

В настоящее время на разрезах практически единственным способом борьбы с эндогенными пожарами является вырезка очага бульдозером (при возникновении пожара в породо-угольном скоплении) или экскаватором (при возникновении пожара в угольном уступе).

В случае возникновения эндогенного пожара на разрезе должно быть осуществлено охлаждение очага пожара путем орошения водой и вырезка очага имеющимся горным оборудованием.

Тушение пожаров и огнезащита с использованием антипирогенов должны осуществляться на разрезах IV-VI категорий пожароопасности в качестве дополнительных мер. Так как, АО «Прокопьевский угольный разрез» относится к III категории пожароопасности, то разработка дополнительных мер по тушению пожаров не требуется.

Смазочные и обтирочные материалы на рабочих местах предусмотрено хранить в закрытых, огнестойких сосудах.

Для тушения пожаров возникающих от возгорания горючих жидкостей, электрических кабелей, масла в трансформаторах и других электрических установках предусмотрено применять песок и огнетушители. Для помещений и наружных технологических установок категории А, Б и В по взрывопожарной и пожарной опасности запас песка в ящиках должен быть не менее 0,5м³ на каждые 500м² защищаемой площади, а для помещений и наружных технологических установок категории Г и Д не менее 0,5 м³ на каждую 1000 м² защищаемой площади.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Для предупреждения пожаров и загазованности атмосферы на разрезе предусмотрено проводить профилактические мероприятия:

а) систематически обрабатывать фронт горных работ, обрабатывая уголь склонный к самовозгоранию;

б) не допускать вскрытие запожаренных участков без подавления очагов горения;

в) отгружать уголь с резервных складов в первую очередь с участков представляющих опасность возгорания угля;

г) вмещающие породы, смешанные с углями или угольными прослойками удалять на отвал до их самовозгорания.

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

С целью противопожарной профилактики на разрезе производится обортовка откосов угольных уступов и очистка подошвы от угольной мелочи: некондиционный уголь и породные прослойки с примесью угля увозятся за пределы пластов. Все механизмы на участке должны быть оснащены исправными огнетушителями и ящиками с песком. Смазочные материалы на рабочих местах должны храниться в закрытых помещениях. При выполнении сварочных работ все легковоспламеняющиеся материалы должны быть убраны с места производства работ. У места ведения сварочных работ должно находиться не менее двух исправных огнетушителей. Запрещается хранение на экскаваторах бензина и других легковоспламеняющихся веществ.

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

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Для обеспечения водой должен устраиваться пожарный водопровод, объединенный с хозяйственно-питьевым или производственным водопроводом.

В систему производственно-пожарного водопровода входят: водозаборные сооружения, здания насосной станции, резервуары с чистой водой, водонапорные башни, наружная и внутренняя водопроводная сеть.

Каждые отдельные объекты должны быть оборудованы противопожарными устройствами в соответствии с проектом, согласованным с ВГСЕ.

Для предотвращения пожара в помещениях предусмотрены следующие мероприятия:

а) вентиляция отдельными системами, не связанными с другими помещениями.

б) воздуховоды и вентиляционные системы, транспортирующие взрыво-пожарные смеси заземляются;

в) проектом предусмотрено отключение вентиляционной системы на случай пожара;

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

Главным средством пожаротушения является водопровод и водоём ёмкостью 100м³.

Противопожарная защита разреза и его объектов осуществляется по проекту противопожарной защиты разреза, утвержденному главным инженером предприятия. Проект составляется с учетом «Руководства по использованию технологических мероприятий по профилактике и тушению пожаров на разрезах» (М., 1994)

Таблица 11.4

Категории помещений по взрывопожарной и пожарной опасности
(по НПБ 105-95)

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Категория помещения	Характеристика веществ и материалов, находящихся в помещении
А - взрывопожароопасная	Горючие газы (ГГ), легковоспламеняющиеся жидкости (ЛВЖ), с температурой вспышки не более 28°С в таком количестве, что могут образовываться взрывоопасные парогазовоздушные смеси, при воспламенении которых развивается расчетное избыточное давление взрыва в помещении, превышающее 5кПа. Вещества и материалы, способные взрываться и гореть при взаимодействии с водой, кислородом воздуха или друг с другом в таком количестве, что расчетное избыточное давление взрыва в помещении превышает 5кПа
Б - взрывопожароопасная	Горючие пыли или волокна, ЛВЖ с температурой вспышки более 28°С, горючие жидкости (ГЖ) в таком количестве, что могут образовываться взрывоопасные пыле- и паровоздушные смеси, при воспламенении которых развивается расчетное избыточное давление взрыва в помещении, превышающее 5кПа.
В1-В4 – пожароопасные	ГЖ и трудногорючие жидкости, твердые и трудногорючие вещества и материалы (в том числе пыли и волокна), вещества и материалы способные при взаимодействии с водой, кислородом воздуха или друг с другом только гореть, при условии, что помещения, в которых они имеются в наличии, не относятся к категориям А или Б
Г	Негорючие вещества и материалы в горячем, раскаленном или расплавленном состоянии, процесс обработки которых сопровождается выделением лучистого тепла, искр, пламени; ГГ и ГЖ и твердые вещества, которые сжигаются или утилизируются в качестве топлива.
Д	Негорючие вещества и материалы в холодном состоянии.

Каждые отдельные объекты должны быть оборудованы противопожарными устройствами в соответствии с проектом, согласованным с ВГСЧ.

Таблица 11.5

Нормы оснащения помещений переносными огнетушителями

Категория помещения	Предельная защищаемая площадь, м ²	Класс пожара	Пенные и водные огнетушители вместимостью 10л	Порошковые огнетушители вместимостью, л/ массой огнетушащего вещества, кг			Хладоновые огнетушители вместимостью 2 (3) л	Углекислотные огнетушители вместимостью, л/ массой огнетушащего вещества, кг	
				2/2	5/4	10/9		2/2	5 (8)/3 (5)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
А, Б, В (горючие газы и жидкости)	200	А	2 ++	-	2 +	1 ++	-	-	-
		В	4 +	-	2 +	1 ++	4 +	-	-
		С	-	-	2 +	1 ++	4 +	-	-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ

Лист

- подача воды в любую точку здания путем монтажа пожарного водовода;
- не допускать складирования пожароопасных материалов на чердаках и в подвалах зданий и сооружений, не предусмотренных для этих целей.

При возникновении пожара все работы должны быть прекращены, за исключением работ, связанных с ликвидацией пожара.

На пожарную охрану возлагается разработка мероприятий по предупреждению пожаров, проведения профилактической работы, содержания в готовности оборудования и средств тушения, проведения массово-разъяснительной работы, осуществление активной борьбы с пожарами и оказания помощи при стихийных бедствиях.

11.6 План ликвидации аварий

Возможными причинами, способствующими возникновению и развитию аварий и чрезвычайных ситуаций на предприятии, могут являться деформации и оползневые явления на погашаемых рабочих уступах, подтопления нижних горизонтов в период сверхнормативного выпадения осадков, а также такие внешние воздействия, как пожар, попадание молнии, диверсия, падение летательных аппаратов.

К возникновению аварии или чрезвычайной ситуации может привести отказ оборудования, вызванный физическим износом, коррозией, механическими повреждениями, температурными деформациями оборудования, прекращение подачи электроэнергии и воды.

План ликвидации аварий (ПЛА) разработан для АО «Прокопьевский угольный разрез», его участков и объектов, на которых ведутся открытые горные работы, аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

- В ПЛА следует учитывать возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов для разрезов следует учитывать вероятность возникновения пожаров при транспортировании и хранении ВМ на местах взрывных работ, угрозы затопления разреза, обрушения кусков горной массы с уступов и бортов разреза.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

- ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем разреза, согласовывается с командованием аварийно-спасательного формирования (ВГСЧ), техническим руководителем разреза и утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

Обучение специалистов порядку организации и проведения аварийно-спасательных работ проводит технический руководитель производственного объекта, а рабочих — руководитель соответствующего производственного подразделения. Обучение проводят не позднее чем за 10 дней до ввода ПЛА в действие с соответствующей регистрацией в актах ПЛА рабочих и специалистов под роспись. Допускается регистрация об ознакомлении в специальном журнале.

При изменениях фактического состояния объекта горных работ, в том числе при изменении схемы подпадающего под действие позиции ПЛА, изменения в ПЛА должны быть внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, должны быть ознакомлены специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по

					<i>ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств сторонних организаций.

- В ПЛА следует включать оперативную часть:

- Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии;
- Лица ответственные за выполнение мероприятий, и исполнители;
- Местонахождение средств для спасения людей и ликвидации аварии
- Действия аварийно-спасательной части (ВГСЧ), организации;
- Список и подпись лиц убывших на ликвидацию аварии под руководством командира отделения.

- Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий на опасных производственных объектах предприятия, является технический директор филиала, а до его прибытия – горный диспетчер филиала.

- Планом мероприятий по ликвидации аварий на опасных производственных объектах разреза «Киселевский» предусмотрен командный пункт, который находится в здании АБК на 1 этаже в помещении горного диспетчера филиала. Командный пункт является центром руководства по ликвидации аварий и предупреждению их распространения.

- В случае аварийной ситуации или стихийного бедствия, должностные лица, указанные в ПЛА извещаются об аварии, а при необходимости вызываются на командный пункт.

На командном пункте составляются мероприятия, изменения, дополнения по ликвидации аварий или предупреждению несчастных случаев в филиале, а также список должностных лиц, извещенных об аварии или несчастном случае, который находится у горного диспетчера. Если авария имеет затяжной характер, то составляется график работы административно-технического персонала и рабочих филиала.

Весь инженерно-технический персонал и работники предприятия обязаны ознакомиться с «Планом ликвидации аварий» под роспись.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

**Распределение обязанностей между отдельными лицами,
участвующими в ликвидации аварии, и порядок их действия.**

**1. Обязанности ответственного руководителя работ по ликвидации
аварии (технического директора):**

1.1. Немедленно приступает к выполнению мероприятий, предусмотренных в определенной части ПЛА (в первую очередь по спасению людей , застигнутых аварией), и контролирует их выполнение.

При ведении аварийно- спасательных работ и работ по ликвидации аварии обязательными являются только распоряжения ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Находится постоянно на командном пункте ликвидации аварии. Командным пунктом является рабочее место горного диспетчера. Для оперативного ведения работ по спасению людей и ликвидации аварии, ведения документации на командном пункте устанавливается не менее двух параллельных аппаратов связи.

В период ликвидации аварии на командном пункте могут находиться только лица, непосредственно связанные с ликвидацией аварии. На начальной стадии возникновения и развития аварии, до прибытия технического директора предприятия, ответственным руководителем является - **горный диспетчер**.

Горный диспетчер, получив известие об аварии, обязан немедленно ввести в действие соответствующую позицию ПЛА.

При ликвидации продолжительных аварий ответственный руководитель работ по ликвидации аварии имеет право кратковременно оставлять командный пункт для отдыха, назначив вместо себя заместителя технического директора, или другое лицо технического надзора, подготовленное для выполнения этих обязанностей. О принятом решении

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

ответственный руководитель работ по ликвидации аварии обязан сделать соответствующую запись в Оперативном журнале по ликвидации аварии или издать распоряжение.

Проверяет, вызваны ли подразделения аварийно – спасательной службы (3 взвод КОВГСО), пожарная команда, обеспечено ли оповещение производственного персонала объекта об аварии.

Выявляет число рабочих, застигнутых аварией, организует охрану опасной зоны согласно дислокации постов охраны и обеспечивает допуск людей на аварийный объект по пропускам.

Руководит работами согласно ПЛА.

Ведет Оперативный журнал работ по ликвидации аварии.

Принимает и анализирует информацию о ходе спасательных работ, отдает распоряжения по организации взаимодействия служб производственного объекта.

2. Обязанности руководителя аварийно – спасательных работ (командира взвода ПОВГСО):

2.1. Находиться на командном пункте.

2.2. Руководит работой спасательных формирований в соответствии с ПЛА; выполняет задания ответственного руководителя работ по ликвидации аварии и несет ответственность за выполнение спасательных работ.

2.3. Систематически информирует ответственного руководителя работ по ликвидации аварии о ходе спасательных работ.

В случае разногласия между командиром аварийно – спасательного формирования и ответственным руководителем работ по ликвидации аварии обязательным для выполнения является решение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Командир подразделения аварийно – спасательного формирования – руководитель аварийно – спасательных работ обязан выполнять принятое решение.

При этом зафиксировать особое мнение в Оперативном журнале по ликвидации аварии.

3. Обязанности директора разреза АО «Прокопьевский угольный разрез»

3.1. Оказывает помощь в ликвидации аварии, не вмешиваясь в оперативную работу, выполняя оперативные задания ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

3.2. Принимает меры по переброске аварийный объект людей, машин, оборудования и материалов, необходимых для ликвидации аварии.

3.3. Организует медицинскую помощь пострадавшим.

3.4. Организует питание личного состава аварийно – спасательных формирований и производственного персонала, задействованных по ликвидации аварии.

3.5. Предоставляет спасателям помещения для отдыха и базы.

4. Обязанности руководителя производственного подразделения (участка, цеха)

4.1. Обязан немедленно прибыть на командный пункт и продолжить о своем прибытии ответственному руководителю работ по ликвидации аварии.

4.2. Организует медицинскую помощь пострадавшим.

4.3. Организует проверку по принятой системе учета производственного персонала, находящегося в опасной зоне, а также выведенного за ее пределы.

4.4. По требованию ответственного руководителя работ по ликвидации аварии привлекает к ликвидации аварии опытных рабочих и лиц горного

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

надзора, а также обеспечивает дежурство рабочих для выполнения срочных поручений.

4.5.Руководит работой транспорта на производственном объекте.

4.6.Организует охрану опасной зоны, инструктирует постовых.

5. Обязанности горного диспетчера

5.1. Горный диспетчер, получив известие об аварии, обязан немедленно ввести в действие соответствующую позицию ПЛА.

5.2. Получив известие об аварии, немедленно ставит в известность начальника смены, вызывает всех исполнителей ИТР , и выполняет обязанности ответственного руководителя ликвидации аварии до прибытия технического директора.

Перечень аварий и меры по их предотвращению приведены в табл. 11.6.

Таблица 11.6

Перечень возможных аварий на разрезе АО «Прокопьевский угольный разрез»

Вид аварии	Место проявления аварий
Взрыв	- на участке горных работ при подготовке массового взрыва, при зарядке скважин, при монтаже взрывной сети; - ремонтные и стояночные боксы, участки и цеха (кислородные баллоны, баллоны с азотом) - склад ГСМ
Пожар	- здания, сооружения, боксы; - горно-транспортное оборудование; - котельная; - автотранспорт - склад ГСМ;
Загазирование	- участки и цеха - ремонтные и стояночные боксы

Землетрясение	- здания и сооружения;
Стихийные бедствия	- вся территория предприятия (сильные морозы, снегопад, метель, ливневые дожди, бури и .т.д.)
Разрушение	- экскаваторы, буровые станки, бульдозера, вспомогательный транспорт
Столкновение	- железнодорожный переезд, пути на угольном складе, погрузочные пункты
Затопление	- горно-транспортное и вспомогательное оборудование
Поражение электрическим током	- участки и цеха, ремонтные и стояночные боксы; - экскаваторы, буровые станки.
Обрушение	- борта, отвалы на участке горных работ; - штабели угля на техкомплексе поверхности
Прорыв теплосети	- котельная, здания, сооружения, боксы, ремонтные мастерские
Повреждение	- автотранспорт, перевозящий опасные грузы
Пролив ГСМ	- пролив топлива, разгерметизация продуктов

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ

Лист

12. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

12.1. Охрана атмосферы

Источником загрязнения воздушной среды на открытых горных работах являются следующие процессы.

Бурение скважин станками шарошечного бурения, снабженными системой воздушного пылеподавления. Величина удельного пылевыделения составляет $1,4-3,7 \text{ кг/м}^3$ горной породы. При работе станка без средств пылеподавления эта величина возрастает более чем в 30 раз.

Взрывание. При проведении взрывных работ вредные выбросы (пыль и газы) выделяются в атмосферу в виде пылегазового облака. При взрывании 1 м^3 горной массы с использованием гранулированных взрывчатых веществ удельное пылевыделение $q_v = 30 \div 100 \text{ г/м}^3$ (для пород с коэффициентом крепости по Протодюконову $f=4 \div 12$).

Вредными газами при взрыве промышленных взрывчатых веществ являются оксид углерода CO и оксиды азота NO_x ($\text{NO} + \text{NO}_2$). Загрязнение окружающей среды происходит при выделении газов как из пылегазового облака, так и из массива взорванной горной массы.

Экскавация. Удельное пылевыделение при экскавации $q_э$ зависит от типа экскаватора и крепости пород: для мехлопат с ковшом вместимостью $5-12 \text{ м}^3$, разрабатывающих породы с $f=4 \div 10$, при погрузке (перегрузке) горной массы $q_э = 6 \div 17 \text{ г/м}^3$, для драглайнов с ковшом вместимостью $10-20 \text{ м}^3$ $q_э = 15 \div 28 \text{ г/м}^3$ при породах с $f \leq 4 \div 6$. Транспортирование. При работе автотранспорта загрязнение окружающей среды происходит от взаимодействия колес автомобилей с поверхностью дорог.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Охрана окружающей среды	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр.ГОс -171.2		

Удельное пылевыведение зависит от типа дорожного покрытия и грузоподъемности автомобиля. При переходе от щебеночного покрытия к грунтовому величина удельного пылевыведения (при одинаковой скорости движения) возрастает в 2-2,5 раза, а при увеличении грузоподъемности от 30 до 180 т — в 2,5—3 раза, поэтому фактическое удельное пылевыведение составляет 0,36-2,25 кг на 1 км дороги.

Отвалообразование. При автомобильном транспорте масса вредных веществ, выбрасываемых в атмосферу на отвале, складывается из массы пыли, образующейся при разгрузке автосамосвалов и выбросе вредных газов от работы двигателей внутреннего сгорания, такие как оксиды азота, окись углерода, углеводороды, сажа.

12.1.2 Мероприятия по снижению выбросов в атмосферу

Основой воздухоохраных мероприятий на карьерах является комплексный подход к их разработке и реализации. Для каждого вида источников вредных выбросов в атмосферу имеются типовые технические решения по уменьшению выделения загрязняющих веществ, обоснованы пределы достигаемой эффективности от их внедрения, определена номенклатура серийно выпускаемого пылегазоулавливающего оборудования, пригодного для применения в условиях открытых горных разработок.

Для предотвращения пылеобразования при выемочно-погрузочных работах и отвалообразовании применяется увлажнение отбитой горной массы или предварительное увлажнение рабочей части уступов. Поверхность отбитой горной массы орошается водой с помощью различного рода распылителей, а также поливочных машин и установок, оборудованных гидромониторами. При бурении скважин все буровые станки оснащаются пылеулавливающими установками и устройствами для бурения скважин с промывкой.

При взрывных работах уменьшение запыленности воздуха

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

достигается за счет взрывания: применения в зарядах воздушных промежутков, гидрозабойки скважин, рациональных сеток расположения скважин и короткозамедленным взрыванием.

На автодорогах осуществляется систематическая очистка от просыпавшейся мелочи и пыли сухим или мокрым способом, а также пропиткой дорожного покрытия связующим веществом, профилирование и укатку.

12.2. Охрана водных ресурсов

Основным направлением воздействия открытых горных работ на водные ресурсы является: осушение месторождения ликвидация или перенос поверхностных водоемов и водотоков, сброс карьерных и дренажных вод, устройство водозаборов для технических и бытовых нужд предприятия. Результатом воздействия является: истощение запасов подземных вод; нарушение гидрогеологического и гидрологического режимов территории; ухудшение качества и загрязнение водного бассейна; исчезновение мелких рек и ручьев.

С целью охраны и рационального использования водных ресурсов разрабатываются следующие мероприятия: предотвращение понижения уровня подземных вод, их истощения и обезвоживания почв на прилегающих территориях; сокращение притоков воды в горные выработки, уменьшение загрязнения карьерных и дренажных вод; очистка сточных вод от вредных примесей до безопасных уровней; максимальное использование очищенных сточных вод на производственные нужды. На проектируемом предприятии предусматриваются следующие мероприятия по охране водных объектов района:

- сбор и отвод всех категорий сточных вод рассматриваемых объектов;
- строительство отстойника карьерных вод;
- строительство отстойников для очистки поверхностных вод с породных отвалов;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

- работа гидромеханизации по замкнутому циклу, с подпиткой за счёт поверхностного стока и карьерного водоотлива;
- централизованный отвод воды с территории породных отвалов;
- существующая конструкция плотины №1 и предусмотренная конструкция дамбы наращивания для уменьшения фильтрации из гидроотвала через тело дамбы имеет суглинистый экран.

12.3. Охрана земель

С целью сохранения земельных ресурсов страны, компенсации ущерба, наносимого природному комплексу, сельскому хозяйству, исключение вредного воздействия нарушенных земель на окружающую среду, планируется проводить горнотехническую рекультивацию нарушенных земель.

Площадь участка составляет 4646,3 га. Почвенные разновидности, составляющие поверхность рассматриваемой территории, представлены, в основном, тремя видами: серой среднеподзоленной, темно-серой слабоподзоленной и перегнойно-болотной почвами.

Горнотехнические условия карьера определяют комплексную рекультивацию по различным направлениям, имеющую целью создания новой ландшафтной единицы на нарушенной территории. На основании этого принимаются следующие направления рекультивации нарушенных земель: горизонтальные и слабонаклонные (до 3°) поверхности отвалов, после достижения их конечных отметок - для сельскохозяйственного освоения; откосы внутренних отвалов - лесохозяйственное.

Для данных направлений рекультивации к горнотехническому этапу предъявляются требования:

Перед началом производства работ и в период работы предприятия производится снятие ПСП со всех площадей нарушаемых горными,

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

отвальными работами, транспортными и инженерными коммуникациями.

Лесохозяйственное освоение применяется на откосах отвалов, выположенных до углов 18° , без нанесения потенциально плодородных пород (ППП) и посадкой саженцев облепихи, кедра, сосны, лиственницы, берёзы.

Для сельскохозяйственного освоения используются участки рекультивированных земель с нанесением плодородного слоя почвы (ПСП) мощностью не менее 0,3 м, обогащённого комплексом минеральных удобрений и дальнейшим посевом многолетних трав.

Для снятия ПСП применяются экскаваторы с ковшем вместимостью 0,4-4 м³, в отдельных случаях почвенный слой собирается бульдозерами в бурты, затем грузится в автосамосвалы или скреперы при помощи погрузчиков или экскаваторов и транспортируются на временные отвалы. По окончании работ формируется склад ПСП, высотой до 10 м и выположенными откосами до углов $25-30^\circ$.

Предусматриваются следующие мощности снятия ПСП:

- на пахотных землях - 0,4 м;
- на кормовых угодьях - 0,3 м;
- на лесных угодьях - 0,2 м.

Временные склады ПСП располагаются на площади Восточного и Южного отвалов.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

13. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС НА ПОВЕРХНОСТИ

АО «Прокопьевский угольный разрез» организован, как самостоятельная единица в 1953 году.

Основная промплощадка разреза находится рядом с промплощадкой шахты «Тырганская». Промплощадка разреза связана асфальтированной дорогой с городом Прокопьевском.

С участками разреза промплощадка связана довольно широкими автодорогами, отсыпанными щебёнкой. В период реконструкции разреза дороги будут покрываться стойким дорожным материалом.

В здании существующего административно - бытового комплекса размещён учебно-курсовой комбинат.

На промплощадке расположен мехцех, электроцех, гараж для стоянки и ремонта бульдозеров, материальный склад, соединённые асфальтовыми дорогами.

Южнее промплощадки разреза расположена автобаза разреза, она связана с промплощадкой асфальтированной дорогой.

Основной дробильно-сортировочный комплекс расположен севернее промплощадки вблизи въездной траншеи, на которую транспортируется уголь с участков.

На техкомплексе, поступающий уголь дробится валковой дробилкой, затем поступает на конвейер, который транспортирует его на грохота. На грохоте уголь разделяется на две фракции: менее 50мм и более 50мм. Мелочь поступает в вагоны, расположенные на первом пути. Сортной уголь через направляющий лоток поступает в вагоны, расположенные на втором пути.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разраб.</i>	<i>Ибраев Ш.Р.</i>				<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Консульт.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Н.контроль</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>				КузГТУ, гр.ГОс-171.2		
<i>Руковод.</i>	<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>	<i>Шахманов В.Н.</i>						
Генеральный план и технологический комплекс на поверхности							

Для улучшения санитарных условий труда рабочих техкомплекса, галерея конвейера утеплена и установлены пылеподавляющие устройства. С этой целью рядом с техкомплексом находится котельная местного значения.

На территории угольного склада имеются здания, в которых размещены раскомандировка, ОТК с помещением для разделки проб угля и первичных анализов.

Окончательные химические анализы выполняются централизованной химической лабораторией разреза.

Для оперативного руководства промплощадка разреза «Прокопьевский» связана линиями связи с технологическим комплексом, автобазой и раскомандировкой разреза.

Оперативная связь с экскаваторами и буровыми станками осуществляется горными диспетчерами через приёмо-передающую радиостанцию, установленную в диспетчерской. На каждом экскаваторе и бурстанке установлены радиостанции.

Промплощадка освещается прожекторами, установленными на мачтах. Освещение горных работ и отвалов осуществляется машинами ДКСТ-20000.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

14. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Разработка технологической схемы ведения добычных работ по пл. Прокопьевский I и Прокопьевский II с использованием гидравлического экскаватора Liebherr 984

14.1. Общая часть

На АО «Прокопьевский угольный разрез» применяется углубочная, однобортовая, продольная с внешними отвалами породы система разработки.

В настоящее время, ввиду срока службы карьера (50 лет), вскрышные породы укладываются во внутренние отвалы, расположенные в выработанном пространстве карьера.

В условиях АО «Прокопьевский угольный разрез»: характерна особенность: подход фронта горных работ к маломощным пластам со стороны лежачего бока, что обуславливает повышенный уровень потерь при добычных работах.

Технологическая схема ведения добычных работ на АО «Прокопьевский угольный разрез» приведена на рис.14.1.1.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Спецчасть	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н. контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав. каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр.ГОс – 171.2		

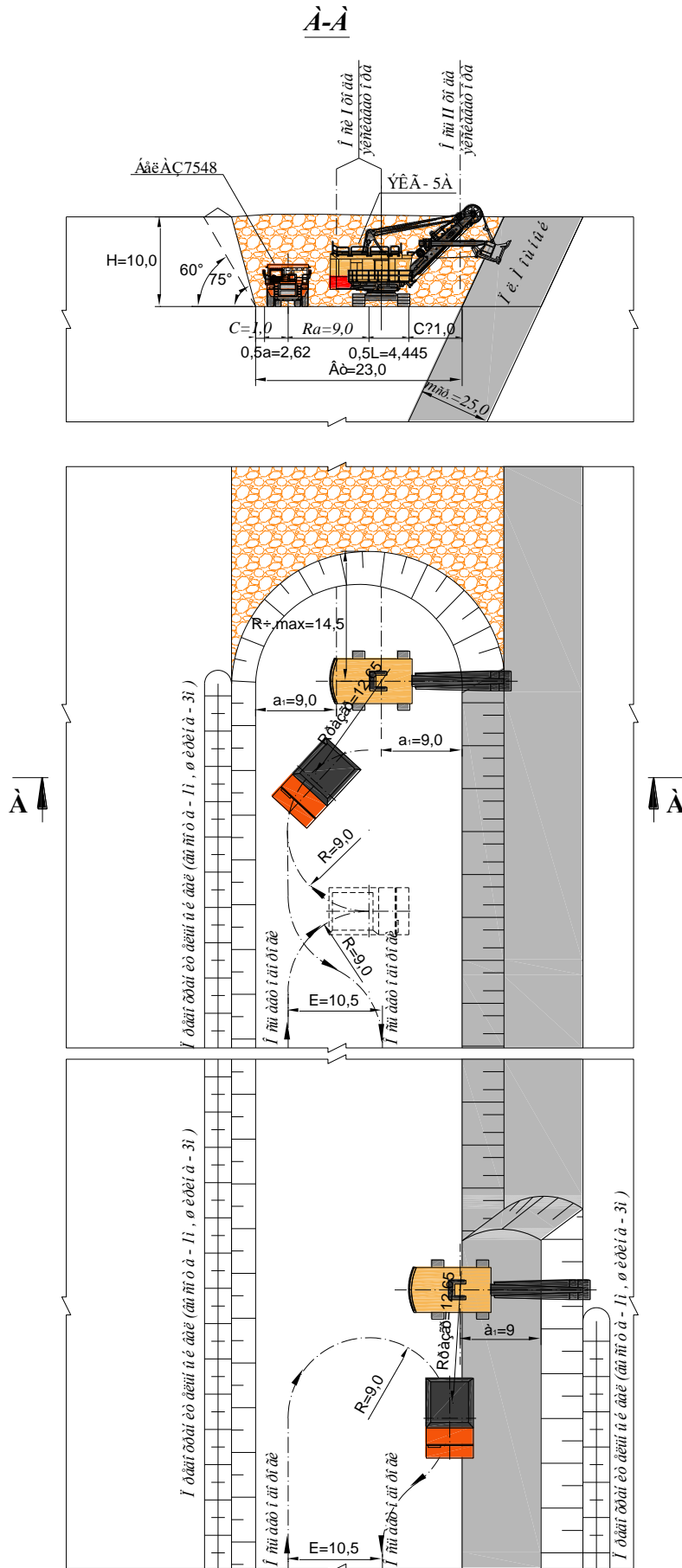


Рис.14.1.1. Технологическая схема ведения добычных работ на АО «Прокопьевский угольный разрез»

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

На разрезе работает следующее оборудование:

- для буровых работ - буровой станок шарошечного бурения ЗСБШ200-36 в количестве трёх машин;
- для вскрышных и добычных работ – мехлопата ЭКГ-5А (техническая характеристика приведена в таблице 14.1.1) в количестве 5 экскаваторов;
- для отвальных работ – бульдозер ДЭТ-250 в количестве 5 бульдозеров;
- для перевозки полезного ископаемого на угольный склад БелАЗ-7548;
- для вспомогательных работ по водоотливу – насос ЦНС300-180.

Высота уступа (Н) на разрезе проектом принята:

- при отработки вскрышного уступа $H = 10\text{ м.}$;
- при проходке разрезной траншеи, отработке пласта Мощный экскаватором ЭКГ-5А и выемки маломощных пластов подступами $h=5\text{ м.}$

Таблица 14.1.1

Техническая характеристика экскаватора ЭКГ-5А

Наименование показателей	ЭКГ-5А	
Ёмкость ковша, м ³	5,2	
Максимальная высота черпания, м	10,3	
Наибольший радиус черпания, м	14,5	
Наибольший радиус разгрузки, м	12,65	
Радиус черпания на горизонте установки, м	9,04	

Ширина экскаваторной заходки (А) принята согласно «Типовым технологическим схемам» равной 10 м.

Ширина рабочей площадки (Шр.п.) исходя из того, что горные работы на АО «Прокопьевский угольный разрез» ведутся в стеснённых условиях, принята равной 37,5 м.

Работы начинаются с подготовки пласта Мощный к отработке. Для этого в кровле пласта экскаватором ЭКГ-5А проходится разрезная траншея (ширина по дну $B=23\text{ м}$). Порода из траншеи, глубина которой составляет 5м, отгружается в автосамосвалы БелАЗ-7548 и вывозится на внутренние

бульдозерные отвалы. По окончании работ экскаватор приступает к выемке пласта Мощный поперечными заходками шириной 14м. Уголь транспортируется на склад углевозами БелАЗ-7527.

Подготовка и отработка горной массы на ниже лежащем горизонте происходит в той же последовательности как описано выше.

Учитывая, что в условиях АО «Прокопьевский угольный разрез» отрабатываются сложные породо-угольные блоки, состоящие из трёх пластов угля (пласт Мощный $m=25$ м; пласт Прокопьевский $m_n=3$ м; пласт Прокопьевский $m_n=2$ м) основную долю потерь составляют потери угля из маломощных пластов, так как фронт горных работ к ним подходит со стороны почвы пласта и практически весь уголь вывозится со вскрышными породами на отвал.

В связи с большими потерями угля маломощных пластов при подходе со стороны лежачей, предлагаем отработку пл. Прокопьевский-I ($m=2$ м), пл. Прокопьевский—II ($m=3$ м) рассмотреть как самостоятельную подготовку отработку сближенных пластов со своей разрезной траншеей и со своими параметрами технологического процесса.

Известно, что снижение потерь угля в недрах может быть обеспечено в рассматриваемых условиях применением обратных гидравлических лопат.

Целесообразность и эффективность их применения, особенно при открытой разработке сложно-структурных месторождений, были обоснованы КФ НИИОГР ещё в конце 70-х, начале 80-х годов прошлого столетия. Ряд технологических схем с использованием этих экскаваторов вошли в отраслевой нормативный документ – «Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах», утверждённый Минуглепромом СССР в 1978 г, «Технология ведения выемочных работ, рассмотренные кафедрой открытых работ КузГТУ, авторы: В.Ф. Колесников, А.И. Корякин, А.В. Стрельников.

Гидравлические экскаваторы типа обратная лопата, по сравнению с работающими на разрезах Кузбасса прямыми механическими лопатами,

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

имеют более широкие технические и технологические возможности, в связи с их конструктивными особенностями. Особенно это касается характеристики траектории движения режущих кромок зубьев ковша, что особенно важно при разработке залежей сложного строения и залегания.

Использование обратных гидролопат позволяет:

- осуществлять подъём горной массы и грузить её в автотранспорт на уровне стояния экскаватора;

- вести послойную (горизонтальными слоями) отработку (сверху вниз) уступов, обеспечивая селективную выемку угольных пачек и породных прослоек;

- производить в угленасыщенной зоне разреза подготовку нового горизонта с одновременной отработкой маломощных пластов угля;

- исключить потери угля, которые образуются при подходе к пласту со стороны лежащего бока, благодаря установке экскаватора на верхней площадке уступа и возможности проведения им узких разрезных траншей (ширина траншеи по дну равна 1,5-3,0 ширины ковша экскаватора);

- сократить потери угля в зонах «непрочерпывания» и при зачистках рабочих площадок, которые имеют место при работе прямых мехлопат во всём диапазоне изменения горно-геологических условий, т.е. при отработке пологих, наклонных и крутопадающих месторождений;

- качественно проводить зачистку рабочих площадок в забое, исключая использование на этой операции бульдозеры;

- разрабатывать обводнённые забои, при этом автотранспорт работает в благоприятных условиях, так как погрузка горной массы в автосамосвалы осуществляется на верхней площадке уступа – на уровне установки экскаватора;

- снизить зольность и увеличить объёмы сортовых углей;

- отрабатывать угольные пласты без рыхления, буровзрывным способом, благодаря возможности развивать большие усилия на зубьях ковша при внедрении в массив.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		


В практике работы разрезов Кузбасса применяется совместная работа мехлопат и обратных гидролопат. Например, в технологии с использованием автотранспорта одновременно можно производить отработку двух смежных по высоте уступов экскаваторами типа прямая и обратная лопата и иметь один транспортный горизонт. На месторождениях, представленных свитой пластов разной мощности, разработку маломощных пластов целесообразно производить обратными лопатами, а мощных – экскаваторами типа прямая лопата.

На основе анализа технических характеристик отечественных и зарубежных обратных гидравлических лопат принимаем в проекте экскаватор Liebherr 984 (Германия) с емкостью ковша 7,0 м³.

Техническая характеристика приведена в таблице 14.1.2.

Таблица 14.1.2

Техническая характеристика экскаватора Liebherr 984

Наименование показателей	Liebherr 984	
Ёмкость ковша, м ³	7,0	
Наибольшая высота копания, м	14,0	
Наибольшая глубина копания, м	8,0	
Наибольший радиус черпания, м	14,0	
Наибольшая высота разгрузки, м	9,8	
Радиус черпания на горизонте установки, м	13,5	

14.2. Определение величины нормативных потерь угля при работе ЭКГ-5А и Liebherr 984

При определении величины нормативных потерь угля учитывались следующие составляющие потерь (рис. 14.2.1).

- потери угля, получаемые при зачистке кровли пласта ($\Pi_{кр}$) и оставляемые в почве пласта ($\Pi_{пч}$).

$$\Pi_{кр} = \frac{h_1}{m_H} \cdot 100, \%; \quad \Pi_{пч} = \frac{h_2}{m_H} \cdot 100, \% \quad (14.1)$$

где h_1, h_2 – толщина слоя угля, теряемого соответственно в кровле и почве пласта, м; m_H – номинальная мощность пласта угля, м.

- потери угля при зачистке рабочей площадки ($\Pi_{пл}$):

$$\Pi_{пл} = \frac{h_3}{H} \cdot 100, \% \quad (14.2)$$

где H – высота уступа, м; h_3 – толщина слоя угля, теряемого при зачистке рабочей площадки, м.

- потери угля от недобора в почве пласта, связанные с траекторией движения ковша экскаватора ($\Pi_{пр.н}$)

$$\Pi_{пр.н} = \frac{\sin \alpha (0,04 \cdot \beta - 1,2)}{m_H \cdot H} \cdot 100\%$$

где α – угол падения пласта угля, град.; β – угол откоса уступа, град.

Для расчёта потерь угля толщина теряемого слоя принята на основе результатов исследований Кузнецкого филиала НИИОГР и равна [20].

$h_1=0,2$ м; $h_2=0,25$ м; $h_3=0,2$ м.

Известно, что с увеличением высоты уступа возрастает производительность экскаватора и, следовательно, снижаются эксплуатационные расходы на разработку. Снижаются также затраты на буровзрывные работы. Вместе с тем, в условиях разрезов Кузбасса и, в частности, АО «Прокопьевский угольный разрез» где отработка свиты пластов угля ведётся раздельно, высота уступа ограничивается размерами дополнительных потерь угля. Потери возникают тогда, когда высота уступа превышает линейные параметры экскаватора [18]. Это, прежде всего, относится к экскаваторам, получившим наибольшее распространение на разрезах, т. е. к экскаваторам типа прямая лопата. В этих условиях

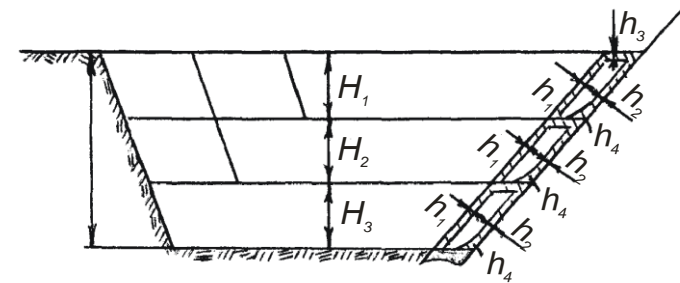
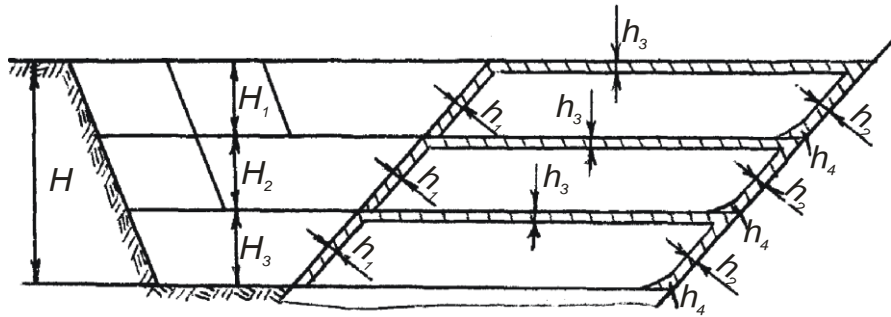
					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

экскаватор прочерпывает угольно-породный контакт не полностью, в результате чего образуются «треугольники непрочерпывания» на почве пласта верхней части уступа.

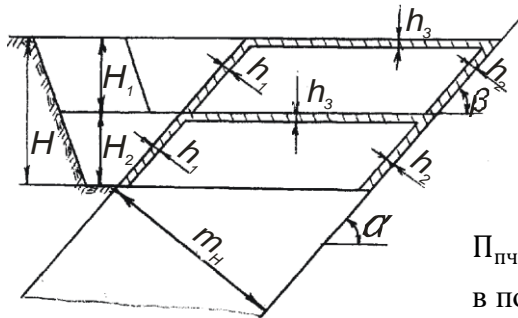
					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

Проходка траншеи и отработка пласта в три слоя мехлопатовой ЭКГ-5А
($H_1 = H_2 = H_3 = 5$ м)



Проходка траншеи и отработка пласта в два слоя обратной лопатой
Liebherr 984 ($H_1 = H_2 = 7,5$ м)



$\Pi_{кр} = \frac{h_1}{m_H} \cdot 100, \%$ - потери угля при зачистке кровли пласта

$\Pi_{пч} = \frac{h_2}{m_H} \cdot 100, \%$ - потери угля, оставляемые в почве пласта

$\Pi_{пл} = \frac{h_3}{H} \cdot 100, \%$ - потери угля при зачистке рабочей площадки

$\Pi_{пр.н} = \frac{\sin \alpha (0,04 \cdot \beta - 1,2)}{m_H \cdot H} \cdot 100\%$ - потери угля от недобора в почве пласта, связанные с траекторией движения ковша экскаватора

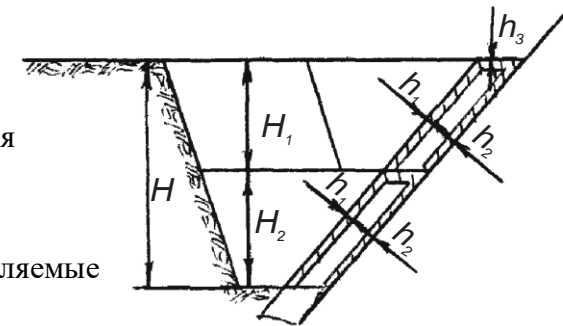


Рис.14.2.1. Составляющие нормативных потерь угля

Величина дополнительных потерь угля (Π_d) от увеличения высоты уступа определяется из выражения:

$$\Pi_d = \frac{h_d^2 \cdot \sin(\alpha' - \varphi)}{2 \cdot \sin \alpha' \cdot m_H \cdot H_q} \cdot 100, \% \quad (14.3)$$

где H_q, h_d – соответственно допустимая по условию полного прочерпывания угольно- породного контакта высота сверх допустимой, м;

α – угол откоса верхней части уступа, образованной траекторией движения ковша экскаватора, град.

Определение величины нормативных потерь угля:

1. Проходка траншеи ($H=15$ м), отработка уступа и пласта угля в три слоя ($H_1 = H_2 = H_3 = 5$ м) прямой лопатой ЭКГ-5

$$\Pi_{кр} = \frac{h_1}{m_H} \cdot 100, \%; \quad \Pi_{пч} = \frac{h_2}{m_H} \cdot 100, \%; \quad \Pi_{пл} = \frac{h_3}{m_H} \cdot 100, \% \quad (14.4)$$

$$\Pi_{пр.н} = \frac{h_d^2 \cdot \sin(\alpha' - \varphi)}{m_H \cdot H_q} \cdot 100, \% \quad h_1 = 0,2 \text{ м}; \quad h_2 = 0,25 \text{ м}; \quad h_3 = 0,2 \text{ м}.$$

Расчёт сведён в табл. 14.3.

Таблица 14.3.

Расчет нормативных потерь при проходке траншеи, отработке уступа и пласта угля в три слоя прямой мехлопатой ЭКГ-5А

Нормативные потери угля	Мощность пласта, м							
	3	6	9	12	15	18	21	24
Потери угля при зачистке кровля пласта, %	6,6	3,3	2,2	1,6	1,3	1,1	0,9	0,8
Потери угля, оставляемые в почве пласта, %	12,4	8,2	4,2	3,1	2,5	2,1	1,8	1,5
Потери угля при зачистке рабочей площадки, %	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0
Итого, %	23,0	13,6	10,4	8,7	7,8	7,2	6,7	6,3

2. Проходка траншеи ($H=15$ м), обработка уступа и пласта угля в два слоя ($H_1 = H_2 = 7,5$ м) обратной гидравлической лопатой Liebherr 984

$$P_{кр} = \frac{h_1}{m_H} \cdot 100, \%; P_{пч} = \frac{h_2}{m_H} \cdot 100, \%; P_{пл} = \frac{h_3}{m_H} \cdot 100, \%(14.5)$$

$$h_1 = 0,2 \text{ м}; h_2 = 0,25 \text{ м}; h_3 = 0,2 \text{ м}.$$

Полученные результаты расчета нормативных потерь приведены в табл. 14.4.

Таблица 14.4.

Расчет нормативных потерь угля при проходке траншеи ($H=15$ м), обработке уступа и пласта угля в два слоя обратной гидравлической лопатой Liebherr 984

Нормативные потери угля	Мощность пласта, м							
	3	6	9	12	15	18	21	24
Потери угля при зачистке кровля пласта, %	6,6	3,3	2,2	1,6	1,3	1,1	0,9	0,8
Потери угля, оставляемые в почве пласта, %	8,3	4,2	2,8	2,1	1,7	1,4	1,2	1,0
Потери угля при зачистке рабочей площадки, %	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7
Итого, %	17,6	10,2	7,7	6,4	5,7	5,2	4,8	4,5

Изменение величины нормативных потерь угля (Π) в зависимости от мощности пласта (m_H) крутого падения ($\alpha = 50^\circ$) представлено на рис.

Из анализа графиков (см. рис. 14.2.1.) вытекает следующее:

1. При отработке пласта угля крутого падения ($\varphi = 50^\circ$) экскаваторами типа прямая лопата и обратная лопата с увеличением мощности пласта наблюдается общая тенденция к снижению величины нормативных потерь угля.

2. Увеличение глубины разрезной траншеи и высоты угольного уступа с 5,0 до 7,5 м при применении прямой лопаты на отработке пластов

мощностью 3-11 м сопровождается повышением потерь угля, на более мощных (12-24 м) – их снижение.

3. Гидравлические обратные лопаты во всем диапазоне изменения мощности угольных пластов ($m_n = 3 \div 24$ м) при высоте уступа $H=7,5$ м работают с меньшими потерями угля, чем прямые лопаты.

Эта разница в пользу обратных лопат составляет:

- при отработке пласта $m_n = 3$ м – 8,7%;
- при отработке пласта $m_n = 12$ м – 2,2%;
- при отработке пласта $m_n = 24$ м – 1,0%.

14.3. Выбор параметров при выемочно-погрузочных работах гидравлических экскаваторов.

Продолжительность экскавационного цикла в зависимости от условий работы экскаватора и его режимов выражается следующим образом.

Рассмотрим работу экскаватора в режимах погрузки:

- с верхним черпанием и верхней погрузкой;
- с нижним черпанием и погрузкой ниже уровня стояния экскаватора;

14.3.1. Работа экскаватора обратная лопата с верхним черпанием и верхней погрузкой

Продолжительность экскавационного цикла при работе с верхним черпанием и верхней погрузкой определяется по выражению

$$\begin{aligned} t_{\text{ц}}^{\text{НВ}} &= t_{\text{ПК}}^{\text{ВЧ}} + t_{\text{чн}} + t_{\text{под}} + t_{\text{пр}} + t_{\text{р}} + t_{\text{пз}} = \\ &= \frac{h_{\text{ПК}}}{U_{\text{ПК}}} + \frac{E_{\text{к}} \cdot K_{\text{н}}}{V_{\text{рк}} \cdot h_{\text{ст}} \cdot U_{\text{нк}}} + \frac{H_{\text{з}}^{\text{В}} + H_{\text{а}} + c}{U_{\text{под}}} + \frac{\psi}{U_{\text{пр}}^{\text{чр}}} + t_{\text{р}} + \frac{\psi}{U_{\text{пр}}^{\text{п}}}, \text{ с} \end{aligned} \quad (1)$$

где $t_{\text{ПК}}^{\text{ВЧ}}$ - время подъема ковша для верхнего черпания, с; $t_{\text{чн}}$ - время наполнения ковша, с; $t_{\text{под}}$ - время подъема ковша, с; $t_{\text{пр}}$ - время поворота экскаватора для разгрузки, с; $t_{\text{р}}$ - время разгрузки, с; $t_{\text{пз}}$ - время поворота экскаватора к забою, с;

$h_{\text{ПК}}$ - высота подъема ковша, м.

Но мощность снимаемой стружки $h_{\text{ст}}$ определяется следующим образом:

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$h_{ст} = \frac{F_c}{B_{рк} \cdot K_F}$$

где F_c - напорное усилие па ковше экскаватора, кН; K_F - сопротивление породы копанию, кН/м².

Но $h_{пк} \approx H_3^B$ (при режиме копания I, рис. 14.3.1) ограничение

$H_3^B \leq H_{роз}^{max} \leq H_3^B + H_a + c$ для Liebherr 984 $H_3^B = 9,55 - 3,55 - 1 - 0 = 5$ м.

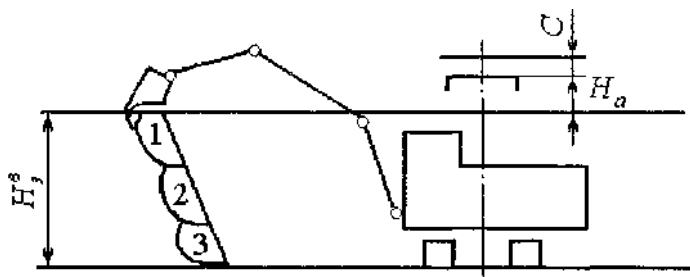


Рис.14.3.1. режим черпания I

Тогда выражение (1) примет вид

$$t_{ц}^{HB} = \frac{H_3^B}{U_{пк}} + \frac{E_k \cdot K_H \cdot B_{рк} \cdot K_F}{B_{рк} \cdot F_c \cdot U_{нк}} + \frac{H_3^B + H_a + c}{U_{под}} + \psi \left(\frac{1}{U_{пр}^{чр}} + \frac{1}{U_{пр}^{п}} \right) + t_p =$$

$$= \left[\frac{H_3^B}{U_{пк}} + \frac{E_k \cdot K_H \cdot K_F}{F_c \cdot U_{нк}} + \frac{H_3^B + H_a + c}{U_{под}} + \psi \left(\frac{1}{U_{пр}^{чр}} + \frac{1}{U_{пр}^{п}} \right) + t_p \right], c$$

где H_3^B - высота забоя, м; $U_{пк}$ - скорость подъема ковша, м/с; K_F - сопротивление копанию, кН/м²; F_c - напорное усилие на ковше, кН; $U_{нк}$ - скорость движения автосамосвала, м; H_a - высота кузова автосамосвала, м; c - зазор между кузовом автосамосвала и ковшом экскаватора, м; $U_{под}$ — скорость подъема грузеного ковша из забоя на уровень погрузки, м/с; ψ - угол поворота экскаватора при погрузке, град; $U_{пр}^{чр}$ - скорость поворота экскаватора с грузеным ковшом под разгрузку, град/с (угловая скорость); $U_{пр}^{п}$ - скорость поворота экскаватора с порожним ковшом после разгрузки, град/с; t_p — продолжительность разгрузки ковша, с.

$$t_{ц}^{HB} = \left[\frac{5}{1,4} + \frac{21 \cdot 1,1 \cdot 120}{281 \cdot 11,5} + \frac{5 + 4,25 + 1}{5,2} + 43 \left(\frac{1}{5,78} + \frac{1}{8,9} \right) + 3,3 \right] = 21,87 c$$

14.3.2. Работа экскаватора с нижним черпанием и нижней погрузкой

Экскаватор устанавливается на верхней площадке уступа, нижним черпанием обрабатывает уступ с погрузкой в автотранспорт, установленный на нижней площадке уступа (рис. 14.3.2).

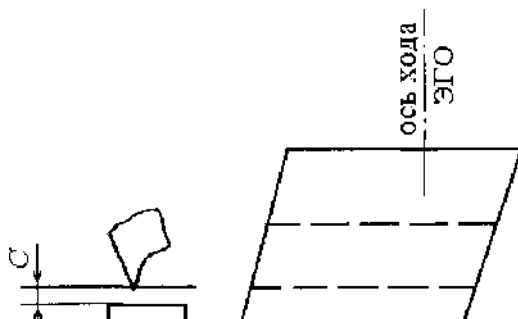


Рис. 14.3.2. Схема работы экскаватора с нижней погрузкой

Продолжительность экскавационного цикла при технологическом режиме:
Экскаватор обрабатывает уступ высотой 5 м нижним черпанием за один проход.

При этом возможны следующие режимы черпания:

- а) от нижней бровки откоса забоя с обрушением верхней части забоя (рис. 14.3.4);
- в) наклонными нисходящими стружками по откосу забоя (рис. 14.3.5);
- с) горизонтальными нисходящими стружками по откосу забоя (рис. 14.3.6).

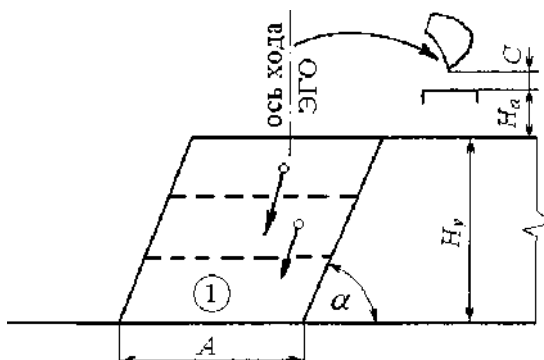


Рис. 14.3.3. Схема работы экскаватора с нижним черпанием и погрузкой на уровне стояния экскаватора

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ

Лист

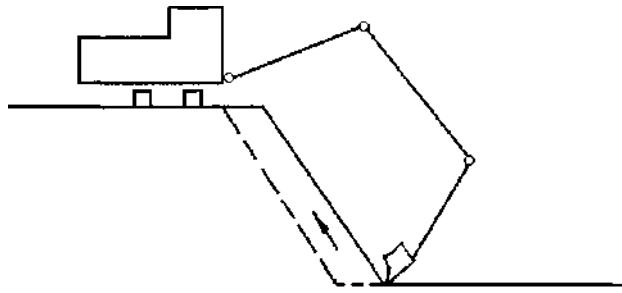


Рис. 14.3.4. Схема черпания от нижней бровки откоса забоя

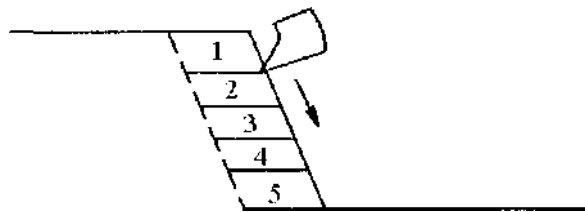
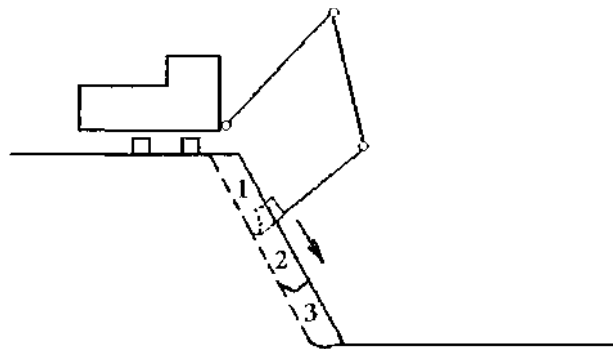


Рис. 14.3.5. Схема черпания наклонными нисходящими стружками

Рис. 14.3.6. Схема черпания горизонтальными стружками

$$t_{ц} = t_{ок}^3 + t_{нк} + t_{пк}^{\Gamma} + t_{пов}^{\Gamma} + t_p + t_{пов}^{\Pi}, \text{ с,}$$

$$\text{где } t_{пк}^{\Gamma} = \frac{H_a + c}{U_{пк}} \text{ (режимы «а», «в», «с»);}$$

$$t_{нк} = \frac{E_k \cdot K_H \cdot K_F}{U_{нк} \cdot F_c} \text{ (режимы «а», «в», «с»);}$$

$$t_{ок}^3 = \frac{0,5 \cdot H_3}{U_{ок}} \text{ (режимы «в», «с»);}$$

$$t_{пов}^{\Gamma} = \frac{\psi}{U_{пов}^{\Gamma}}; t_{пов}^{\Pi} = \frac{\psi}{U_{пов}^{\Pi}} \text{ (режимы «а», «в», «с»).$$

Тогда

$$t_{ц} = \frac{H_a + c}{U_{ок}} + \frac{E_k \cdot K_H \cdot K_F}{U_{нк} \cdot F_c} + \frac{H_a + c}{U_{пк}} + \psi \left(\frac{1}{U_{пов}^{\Gamma}} + \frac{1}{U_{пов}^{\Pi}} \right) + t_p \text{ (режим «а»);}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$t_{ц} = \frac{0,5 \cdot H_a}{U_{ок}} + \frac{E_k \cdot K_H \cdot K_F}{U_{нк} \cdot F_c} + \frac{H_a + c}{U_{пк}} + \psi \left(\frac{1}{U_{пов}^r} + \frac{1}{U_{пов}^п} \right) + t_p \text{ (режимы «В», «С»)}.$$

$$t_{ц} = \frac{4,25 + 1}{1,4} + \frac{21 \cdot 1,1 \cdot 120}{11,5 \cdot 281} + \frac{4,25 + 1}{5,2} + 43 \left(\frac{1}{5,78} + \frac{1}{8,9} \right) + 3,3 = 21,21 \text{ с}$$

$$t_{ц} = \frac{0,5 \cdot 5}{1,4} + \frac{21 \cdot 1,1 \cdot 120}{11,5 \cdot 281} + \frac{4,25 + 1}{5,2} + 43 \left(\frac{1}{5,78} + \frac{1}{8,9} \right) + 3,3 = 19,22 \text{ с.}$$

В данной специальной части применяем гидравлические обратные лопаты с нижним черпанием и нижней погрузкой.

14.4. Определение производительности экскаваторов при проходке разрезной траншеи и отработке пластов угля

Производительность экскаваторов определялась по методике, изложенной в «Типовых технологических схемах ведения горных работ на угольных разрезах» [15].

Сменная производительность экскаваторов при работе с автотранспортом рассчитывалась по формуле:

$$Q_{эа} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_{обс} + T_{лн} + T_{пт})}{t_{п} \cdot K_t + t_{уп} + t_{ожд}} \quad (14.10)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин ($T_{см} = 480$ мин); $T_{пз}$, $T_{обс}$, $T_{лн}$ – время перерывов в работе вызванное, проведением подготовительно-заключительных операций, обслуживанием рабочего места и личными надобностями экскаваторной бригады, мин ($T_{пз} + T_{обс} = 31$ мин; $T_{лн} = 10$ мин); $t_{п}$ – время загрузки одного автосамосвала горной массой, мин.

Параметр $t_{ц}$ определяется по формуле:

$$t_{п} = \frac{t_{ца} \cdot V_a \cdot K_p}{60 \cdot E \cdot K_H}, \text{ мин;} \quad (14.11)$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $t_{ца}$ – оперативное время цикла экскаватора при погрузке горной массы в автосамосвал, с;

а) Для экскаватора прямая лопата ЭКГ-5А, автосамосвала БелАЗ 7548 с грузоподъемностью 42 т и III категории пород по трудности экскавации $t_{ца}=29,8$ с.

б) Для гидравлического экскаватора обратная лопата Liebherr 984 ($E=7$ м³), разрабатывающего сложно-структурный массив горных пород III категории по трудности экскавации с использованием автосамосвала БелАЗ-7548 [19].

- при работе экскаватора с нижним черпанием и погрузкой горной массы ниже уровня стояния экскаватора (нижняя погрузка, $H=7,5$ м) $t_{ца} = 23$ с;

- при работе экскаватора с нижним черпанием и погрузкой горной массы на уровне стояния ($H=7,5$ м) $t_{ца} = 37$ с.

V_a – объем горной массы в кузове автосамосвала, м³ (БелАЗ-7548 $V_a = 21$ м³); E – ёмкость ковша экскаватора, м³; k_p – коэффициент разрыхления горной массы в ковше экскаватора (для прямых и обратных лопат при работе с породами III категории $k_p=1,33$); k_n – коэффициент наполнения ковша экскаватора ($k_n = 0,98$ [16]).

а) для экскаватора ЭКГ-5А:

$$t_{ц} = \frac{29,8 \cdot 21 \cdot 1,33}{60 \cdot 5,2 \cdot 0,98} = 2,8 \text{ мин.}$$

б) для экскаватора Liebherr 984:

- при работе с погрузкой на уровне стояния экскаватора:

$$t_{ц} = \frac{37 \cdot 21 \cdot 1,33}{60 \cdot 5,6 \cdot 0,98} = 3,14 \text{ мин.}$$

- при работе с нижней погрузкой:

$$t_{ц} = \frac{23 \cdot 21 \cdot 1,33}{60 \cdot 5,6 \cdot 0,98} = 1,95 \text{ мин.}$$

k_t - коэффициент увеличения времени погрузки при работе экскаватора в сложных условиях [16]:

$$k_t = \frac{1}{k_{сл}}; \quad (14.12)$$

где $k_{сл}$ – коэффициент реализации технической производительности экскаватора при работе его в сложных условиях:

$$k_{сл} = k_1^c = k_1^{S_{ст} \cdot \Pi_{\phi} / S_{\phi}}; \quad (14.13)$$

где c - показатель степени сложности $\left(c = \frac{S_{ст} \cdot \Pi_{\phi}}{S_{\phi}} \right)$

k_1 – поправочный коэффициент к технической производительности экскаватора при изменении показателя степени сложности разработки забоя на единицу ($k_1=0,96$); $S_{ст}$ – площадь сечения «стандартного» экскаваторного забоя, m^2 . Высота «стандартного» забоя равна максимальной высоте черпания, а ширина: для прямой лопаты $1,6R_{чy}$ (радиус черпания на уровне стояния экскаватора); для обратной лопаты – $H = (0,8 \div 0,9) \cdot H_{ч, max}$, м; $A=R_{чy}$, м; Π_{ϕ} – число отдельно извлекаемых частей забоя; S_{ϕ} – площадь поперечного сечения (фактического) обрабатываемого забоя экскаватором сложной формы, m^2 .

а) для экскаватора ЭКГ-5А:

$R_{чy} = 9,04$ м; $A = 1,6 \cdot R_{чy} = 14,5$ м; $H_{ч, max} = 10,3$ м; $S_{ст} = 14,5 \cdot 10,3 = 150 \text{ м}^2$;
 $S_{\phi} = 14 \cdot 5 = 70 \text{ м}^2$ (для базового варианта технологии); $S_{\phi} = 14 \cdot 7,5 = 105 \text{ м}^2$
 (для предлагаемого варианта технологии).

$$c = \frac{150 \cdot 1}{105} = 1,43; \quad k_{сл} = 0,96^{1,43} = 0,94; \quad k_t = \frac{1}{0,94} = 1,06 \text{ - для предлагаемого}$$

варианта технологии.

б) для экскаватора Liebherr 984:

$R_{чy} = 15,6$ м; $A = 1 \cdot 15,6 \approx 15$ м; $H_{ч, max} = 10,6$ м; $H = 0,8 \cdot 10,6 = 8,5$ м;
 $S_{ст} = 15 \cdot 8,5 = 127,5 \text{ м}^2$; $S_{\phi} = 10 \cdot 7,5 = 75 \text{ м}^2$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$c = \frac{127,5 \cdot 2}{75} = 3,4; \kappa_{\text{сл}} = 0,96^{3,4} = 0,87; \kappa_t = \frac{1}{0,87} = 1,15$$

$t_{\text{уп}}, t_{\text{ожд}}$ – время, соответственно, установки автосамосвала под погрузку и ожидания автосамосвала, мин ($t_{\text{уп}}=1,1$ мин, $t_{\text{ожд}}=1,4$ мин).

Сменная производительность экскаватора ЭКГ-5А (базовый вариант технологии) равна:

$$Q_{\text{за}} = \frac{480 - (31 + 10 + 10)}{2,8 \cdot 1,09 + 1,1 + 1,4} \cdot 21 = \frac{429}{5,55} \cdot 21 = 1623 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Сменная производительность экскаватора ЭКГ-5А (предлагаемый вариант технологии) равна:

$$Q_{\text{за}} = \frac{480 - (31 + 10 + 10)}{2,8 \cdot 1,06 + 1,1 + 1,4} \cdot 21 = \frac{429}{5,47} \cdot 21 = 1647 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Сменная производительность экскаватора Liebherr 984 (при погрузке горной массы на уровне стояния экскаватора) равна:

$$Q_{\text{за}}^{\text{в}} = \frac{480 - (31 + 10 + 10)}{3,14 \cdot 1,15 + 1,1 + 1,4} \cdot 21 = \frac{429}{6,11} \cdot 21 = 1474 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Сменная производительность экскаватора Liebherr 984 (при погрузке горной массы ниже уровня стояния экскаватора) равна:

$$Q_{\text{за}}^{\text{н}} = \frac{480 - (31 + 10 + 10)}{1,95 \cdot 1,15 + 1,1 + 1,4} \cdot 21 = \frac{429}{4,65} \cdot 21 = 1937 \text{ м}^3/\text{см}.$$

Средневзвешенная сменная производительность обратной лопаты Liebherr 984 равна:

$$Q_{\text{за}} = Q_{\text{за}}^{\text{в}} \cdot \delta_1 + Q_{\text{за}}^{\text{н}} \cdot \delta_2, \text{ м}^3/\text{см}; (14.14)$$

где δ_1, δ_2 – доля объема сложного блока, обрабатываемая, соответственно, с погрузкой на уровне и ниже уровня стояния экскаватора ($\delta_1 = 0,47; \delta_2 = 0,53$).

$$Q_{\text{за}} = 1474 \cdot 0,47 + 1937 \cdot 0,53 = 1720, \text{ м}^3/\text{см}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Годовая производительность экскаватора ($Q_{\text{год}}$) рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{год}} = Q'_{\text{за}} \cdot N_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{год}. \quad (14.15)$$

где $N_{\text{см}}$ – число смен работы экскаватора в течении года, см ($N_{\text{см}}=768$).

а) Годовая производительность экскаватора ЭКГ-5А (базовый вариант):

$$Q_{\text{год}} = 1623 \cdot 768 = 1246, \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

б) Годовая производительность экскаватора ЭКГ-5А (предлагаемый вариант):

$$Q_{\text{год}} = 1647 \cdot 768 = 1265, \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

в) Годовая производительность обратной лопаты Liebherr 984 (предлагаемый вариант):

$$Q_{\text{год}} = 1720 \cdot 768 = 1321, \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

Как показали расчеты сменная производительность и годовая производительность экскаваторов ЭКГ-5А и Liebherr 984 близки между собой и различаются всего лишь на 6%.

Некоторый резерв (около 6%) производительности у обратной лопаты Liebherr 984 говорит о том, что эту машину можно использовать какое-то время на зачистке рабочей площадки.

14.5 Перспективные технологические схемы применения гидравлического экскаватора Liebherr 984.

14.5.1. Технологическая схема попутной отработки сближенных маломощных угольных пластов

Отработка сближенных маломощных угольных пластов крутого падения ведется в такой последовательности. Вмещающие породы в контурах экскаваторной заходки дробятся с помощью буровзрывных работ. Причем буровзрывные работы могут производиться послойно или сразу на всю высоту уступа.

					<i>ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Первым ходом экскаватор формирует трассу для своего перемещения и нижним черпанием ведет опережающую выемку пород со стороны висячего бока внутреннего пласта заходки с погрузкой на уровне своего стояния. Затем торцевым забоем производит выемку угольного пласта с погрузкой также на уровне своего стояния. При втором ходе экскаватор устанавливается в развале пород междупластья и ведет отработку пород со стороны висячего бока внешнего угольного пласта с последующей его выемкой с нижней погрузкой в автосамосвал.

Выемка второго (нижнего) слоя ведется поперечными проходами (третий ход) экскаватора с поочередной отработкой породы и угольных пластов, начиная со стороны висячего бока внутреннего угольного пласта, с нижней погрузкой.

Таблица 14.5.1.

Параметры технологической схемы попутной отработки сближенных маломощных угольных пластов

Параметры	Тип экскаватора
	Liebherr 984
Мощность первого слоя (h_1), м	5,0
Мощность второго слоя (h_2), м	5,0
Высота нарезаемого уступа (H_y), м	10,0
Ширина трассы для перемещения экскаватора (B_T), м	9,3
Ширина поперечной экскаваторной заходки (A_n), м	14

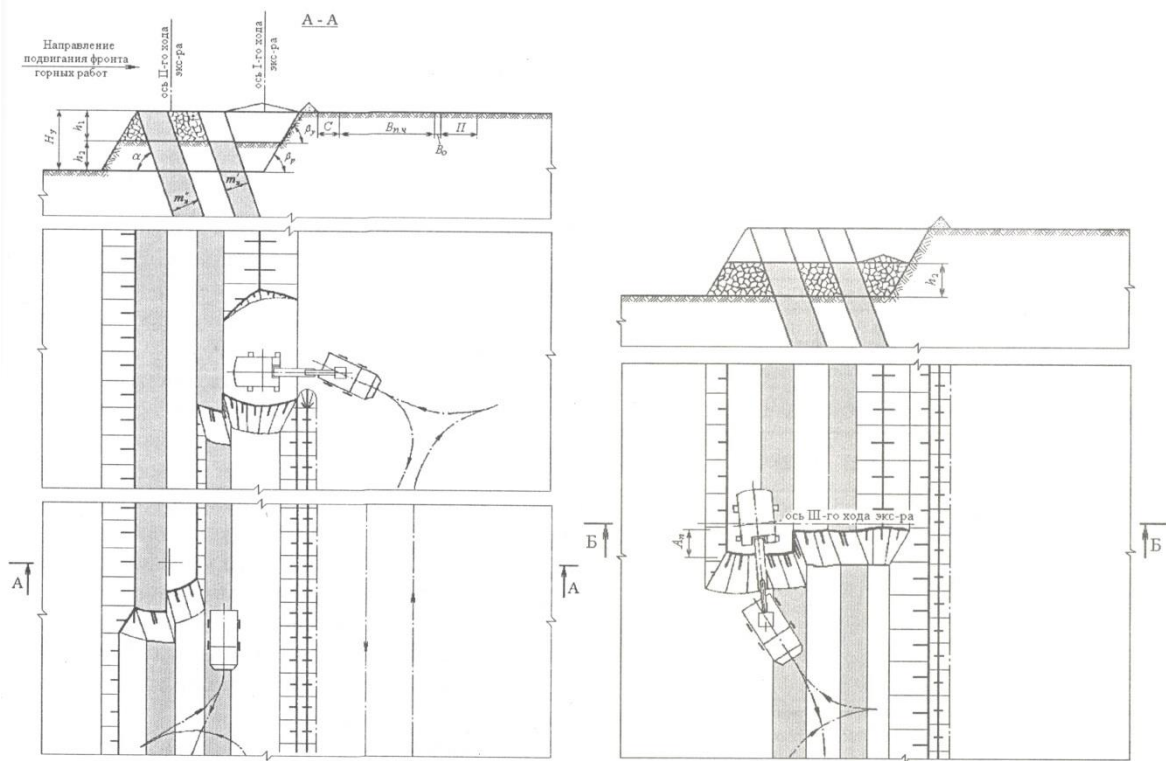


Рис. 14.5.1. Технологическая схема попутной отработки сближенных маломощных угольных пластов

14.5.2. Технологическая схема попутной отработки крутопадающего угольного пласта при подходе фронта работ с висячего бока пласта

При подходе фронта горных работ к обрабатываемому пласту со стороны его лежачего бока вмещающие породы в контурах буровзрывной заходки дробятся с применением буровзрывных работ с учетом рекомендаций КузГТУ [8], обеспечивающих сохранение угольного пласта. Затем экскаватор устанавливается на развале пород, производит формирование трассы для своего передвижения и нижним черпанием вынимает породу со стороны висячего бока пласта с некоторым опережением по отношению к угольному пласту. Порода грузится в автосамосвал, расположенный на уровне стояния экскаватора.

После этого торцевым забоем экскаватор вынимает угольный пласт и оставшуюся часть породы со стороны лежачего бока пласта с верхней погрузкой.

В аналогичной последовательности производится отработка нижнего слоя, за исключением того, что экскаватор работает с нижней погрузкой.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Параметры технологической схемы попутной отработки крутопадающего угольного пласта при подходе фронта работ с висячего бока пласта

Параметры	Тип экскаватора
	Liebherr 984
Мощность первого слоя (h_1), м	5,0
Мощность второго слоя (h_2), м	5,0
Высота нарезаемого уступа (H_y), м	10,0
Ширина трассы для перемещения экскаватора (B_T), м	9,3
Ширина экскаваторной заходки (A), м	13,7/24

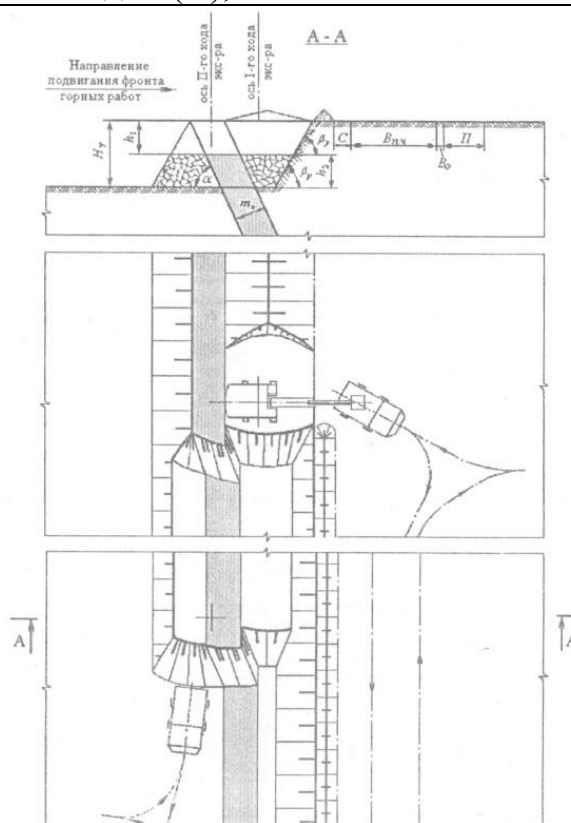


Рис.14.5.2. Технологическая схема попутной отработки крутопадающего угольного пласта при подходе фронта работ с висячего бока пласта

Таким образом применение гидравлических экскаваторов типа обратной лопаты увеличивают эффективность открытого способа ведения горных работ. Высокий технический уровень, технологические преимущества по сравнению с другими экскаваторными устройствами обеспечивают широкую область применения их в народном хозяйстве.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

14.6. Экономическая оценка и сравнение существующего и предлагаемого вариантов технологии обработки пластов угля на разрезе

При работе экскаваторов ЭКГ-5А на селективной добыче крутопадающих пластов имеется ряд недостатков, в том числе:

- значительные объемы разубоживания угля из-за невозможности ведения селективной добычи;
- потери угля в треугольниках от недобора в почве пласта;
- низкая производительность экскаваторов из-за стесненных условий в забое, значительных перегонах;
- невозможность копания ниже уровня стояния экскаватора, что не позволяет обеспечить эффективное осушение угольного забоя (строительство зумпфа, водоотливных канав);
- отсутствие оперативности при перегоне экскаваторов из забоя в забой (значительные простои из-за строительства ЛЭП, переключению, низкой скорости передвижения экскаваторов, в задействовании вспомогательной техники).

Применение гидравлического экскаватора имеет ряд преимуществ, в том числе:

- лучшее наполнение ковша, коэффициент наполнения у гидравлического экскаватора 1,3, у мехлопат 0,9.
- улучшение качества добываемого угля за счет конструктивных особенностей обратной лопаты;
- снижение потерь угля за счет обработки треугольников недобора угля в почве пласта;
- возможность строительства зумпфов, водоотливных каналов;
- снижение потребности в бульдозерах на добычных работах;
- повышение производительности экскаватора в забое за счет маневренности, возможность работы на два подъезда и, следовательно, повышение эффективности работы, всего горнотранспортного комплекса;

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- высокая оперативность при перегонах из забоя в забой;
- нет необходимости в строительстве автодорог по почве пласта с использованием автомобилей и бульдозеров.

Использование обратной лопаты с ее конструктивными особенностями позволяет отрабатывать участки со сложными горно-геологическими условиями без перечисленных недостатков при работе мехлопат.

Сравнение эффективности существующего и предлагаемого вариантов технологии отработки пластов угля на разрезе определяется по нескольким факторам:

1. От снижения фактических потерь угля:

а) при отработке пласта Мощного нормативные потери по разрезу на 2002 год (при существующей технологии отработки пласта в три слоя заходками по 5м) составили 6,3%, т.е. 33390 т.

При отработке пласта в два слоя, заходками по 7,5 м экскаватором ЭКГ-5А нормативные потери снижаются до 4,5%, т.е. 23850т.

Разница между базовым и предлагаемым вариантом составляет 9540 т.

При средней цене за 1т 285 руб. экономический эффект от дополнительной добычи составит:

$$9540 \cdot 285 = 2718900 \text{ руб.}$$

б) при отработке маломощных пластов фактические потери угля при существующей технологии близки к 100%, т.к. за анализируемый 2002 год на угольный склад вывезено 8,1 тыс.т. угля.

При отработке пластов с малой мощностью обратной гидравлической лопатой объем отгружаемого угля определится из выражения (в год):

- для пласта Прокопьевский I:

$$Q_I = 1113 \cdot 15 \cdot 3 \cdot 1,35 = 67615 \text{ т/год};$$

- для пласта Прокопьевский II:

$$Q_{II} = 1113 \cdot 15 \cdot 2 \cdot 1,35 = 45076 \text{ т/год},$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

где 1113м – длина фронта горных работ в год; 15м – высота уступа при отработке крутопадающих пластов на разрезе; 3 м, 2 м – нормативная мощность пластов; 1,35 т/м³ – объемный вес угля.

При отработке маломощных пластов в два слоя по 7,5 м нормативные потери составят 17,6%, что составляет 19834 т/год от общего объема отгружаемого угля из маломощных пластов, т.е. количество угля привезенного на угольный склад составит:

$$(67615 + 45076) - 19834 = 92857 \text{ т/год.}$$

При средней цене за 1т 285 руб. экономический эффект от дополнительной добычи составит:

$$92857 \cdot 285 = 2,6 \text{ млн.руб}$$

2. От снижения затрат на бульдозерное обеспечение.

Потребность в бульдозере при работе гидравлического экскаватора снижается на 80%.

Снижение затрат на бульдозерное обеспечение за год составит:

$$0,8 \cdot ((92,857 \text{ тыс.т.} \cdot 0,251 \cdot 8) + (1207,143 \text{ тыс.м}^3 \cdot 0,439 \cdot 8)) \cdot 380 = 1,3 \text{ млн.руб.}$$

где 0,251 и 0,439 – норматив моточасов на добычу и автовскрышу на участке; 92857 тыс.т – объем добычи по экскаватору за год; 1207,143 тыс.м³ – объем по автовскрыши по экскаватору за год; 380 руб. – затраты на 1 час работы бульдозера; 0,8 – снижение затрат на бульдозерное обеспечение на 80%; 8 час – продолжительность смены.

Общая эффективность от использования предлагаемой технологии отработки сложного пороодо-угольного блока составит:

$$2718900 + 26464245 + 1345195 = 30528340 \text{ руб.}$$

Стоимость экскаватора Liebherr 984 вместе с доставкой, монтажом и растаможиванием составит 35000 тыс.руб.

На основании вышеизложенного можно сделать выводы:

1. Окупаемость экскаватора – 1год 2 месяца.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

2. Совместная работа обратной лопаты Liebherr 984 и ЭКГ-5А при отработке пласта Мощного прямой мехлопатою в два слоя (по 7,5 м) 15 метрового уступа за счет уменьшения нормативных потерь дает значительный эффект.
3. Ввод в работу экскаватора Liebherr 984 для селективной выемки угля из сближенных пластов существенно увеличивает добычу угля на предприятии, а соответственно и прибыль предприятия.

					<i>ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

15. Экономическая часть

15.1. Расчет экономической эффективности применения обратной гидравлической лопаты Liebherr 984

Применение экскаватора типа обратная гидравлическая лопата будет сопровождаться уменьшением потерь угля на 2% от базовых 7,2%, следовательно, добыча увеличится на 9,3 тыс.т. и составит 475,3 тыс.т.

Объем добычи с учетом дополнительных объемов от сокращения потерь на 2 % ($V_{д.п.}$):

$$V_{д.п.} = V_{д.баз} \cdot (1 + d_{п.}) \quad (15.1)$$

где $V_{д.баз}$ - объем добычи угля в базовом периоде, тыс.т.

$d_{п.}$ - коэффициент прироста добычи от сокращения потерь.

$$V_{д.п.} = 466,0 \cdot (1 + 0,02) = 475,3 \text{ тыс. т.}$$

Принимаем: удельный вес постоянных расходов – 54 %; полные расходы – 459,93 руб./т.

Постоянные расходы определяются:

$$P_{п.} = P_{пол.расх.} \cdot K_{пост.расх.} = 459,93 \cdot 0,54 = 248,36 \text{ руб./т}$$

Эффект рассчитываем по формуле:

$$\mathcal{E} = (P_{п.} \cdot V_{доб.п.}) = 248,36 \cdot 9,3 = 2310 \text{ тыс. руб}$$

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Ибраев Ш.Р.			Экономическая часть	Лит.	Лист	Листов
Консульт.		Аксенов Г.И.						
Н.контроль		Аксенов Г.И.						
Руковод.		Аксенов Г.И.						
Зав.каф.		Шахманов В.Н.						
						КузГТУ, гр.ГОс-171.2		

Основные технико-экономические показатели

Наименование показателей	Ед. измерения	Базовый период факт	После внедрения проекта	+/-
Добыча угля	тыс.т	466,00	475,30	+9,30
Объем вскрыши	тыс.м ³	5271	5271	-
Текущий коэффициент вскрыши	т/м ³	11,3	11,1	-0,2
Расстояние перевозки вскрыши на авто	км	1	1	-
Расстояние перевозки угля до угольного склада	км	3	3	-
Численность ППП	чел.	523	523	-
Численность рабочих	чел.	429	429	-
Производительность труда рабочих	т/месяц	90,5	92,3	+1,8
Себестоимость на тонну добычи	руб.т	597,39	592,53	-4,86
Полная себестоимость	тыс.руб.	278384	281630	+3246
Отпускная цена 1 т	руб./т	431,79	431,49	-
Экономический эффект	тыс.руб.	-	2310	-

16. ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ

ГРАЖДАНСКОЙ ОБОРОНЫ.

МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ

Гражданская оборона представляет собой систему общегосударственных оборонных мероприятий, осуществляемых заблаговременно для защиты населения от оружия массового поражения (ОМП).

Основными задачами гражданской обороны являются:

- осуществление мероприятий по защите населения от ОМП;
- подготовка объектов народного хозяйства к устойчивой работе в условиях нападения противника;
- проведение спасательных и неотложно-аварийных восстановительных работ в очагах поражения;
- оказание медицинской помощи пораженным и ликвидация последствий нападения противника.

Основными задачами гражданской обороны на предприятиях являются:

- проведение мероприятий, которые обеспечивают бесперебойную работу предприятия при угрозе нападения противника;
- непрерывное управление гражданской обороной, подготовка надежно действующего звена системы связи и освещения,
- создание, подготовка и оснащение сил ГО, поддержание их в постоянной боевой готовности;
- всеобщее обучение рабочих, служащих, населения способам, защиты от ОМП;
- проведение мероприятий, обеспечивающих защиту продовольствия и источников водоснабжения от радиоактивного, химического и бактериального оружия;
- проведение спасательных работ в очаге поражения.

Начальником штаба гражданской обороны объекта является его руководитель.

					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дат</i>	Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разраб.</i>		<i>Ибраев Ш.Р.</i>						
<i>Консульт.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Руковод.</i>		<i>Аксенов Г.И.</i>						
<i>Зав.каф.</i>		<i>Шахманов В.Н.</i>						
						КузГТУ ,зр.ГОсз-171.2		

Для подготовки и проведения работ по гражданской обороне создаются следующие службы

- связь;
- медицинская служба;
- противопожарная служба;
- аварийно-восстановительная служба;
- служба убежищ и укрытий;
- служба противопожарной защиты;
- служба транспорта.

Организационная структура гражданской обороны на предприятии показана на (рис. 16.1).

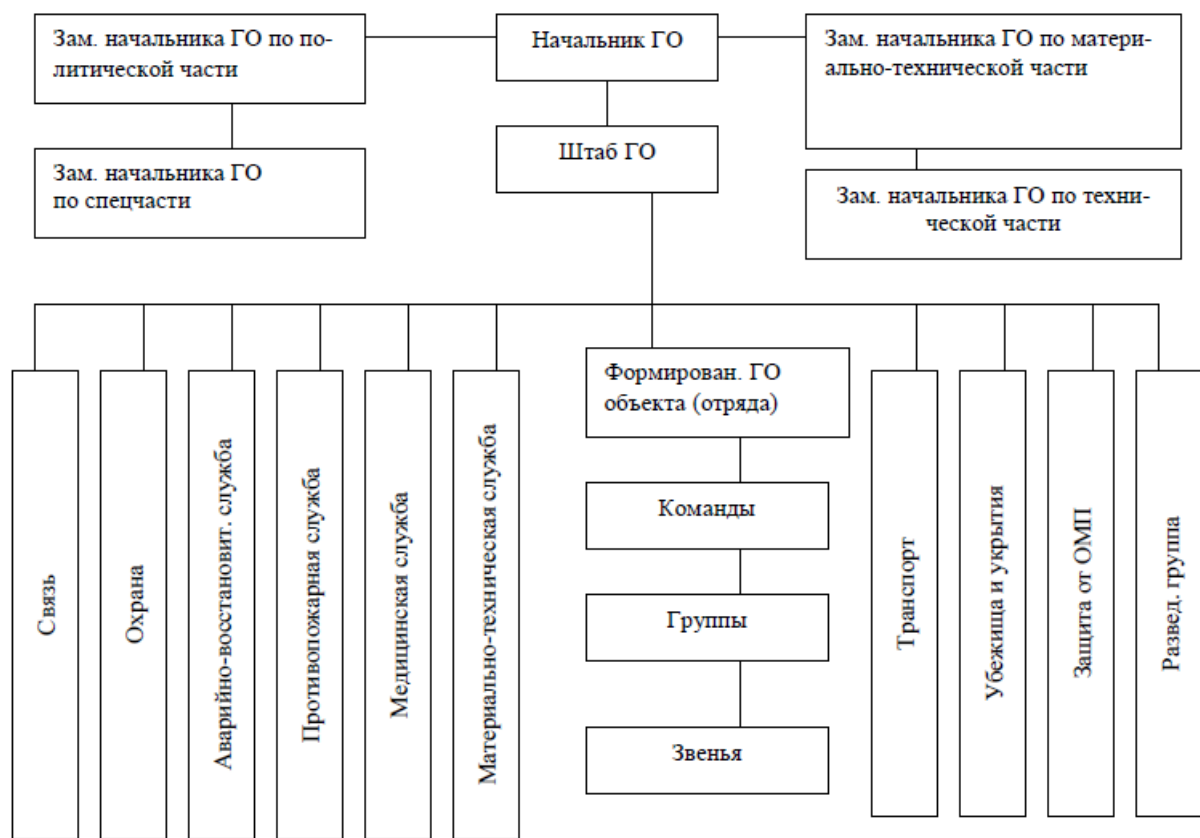


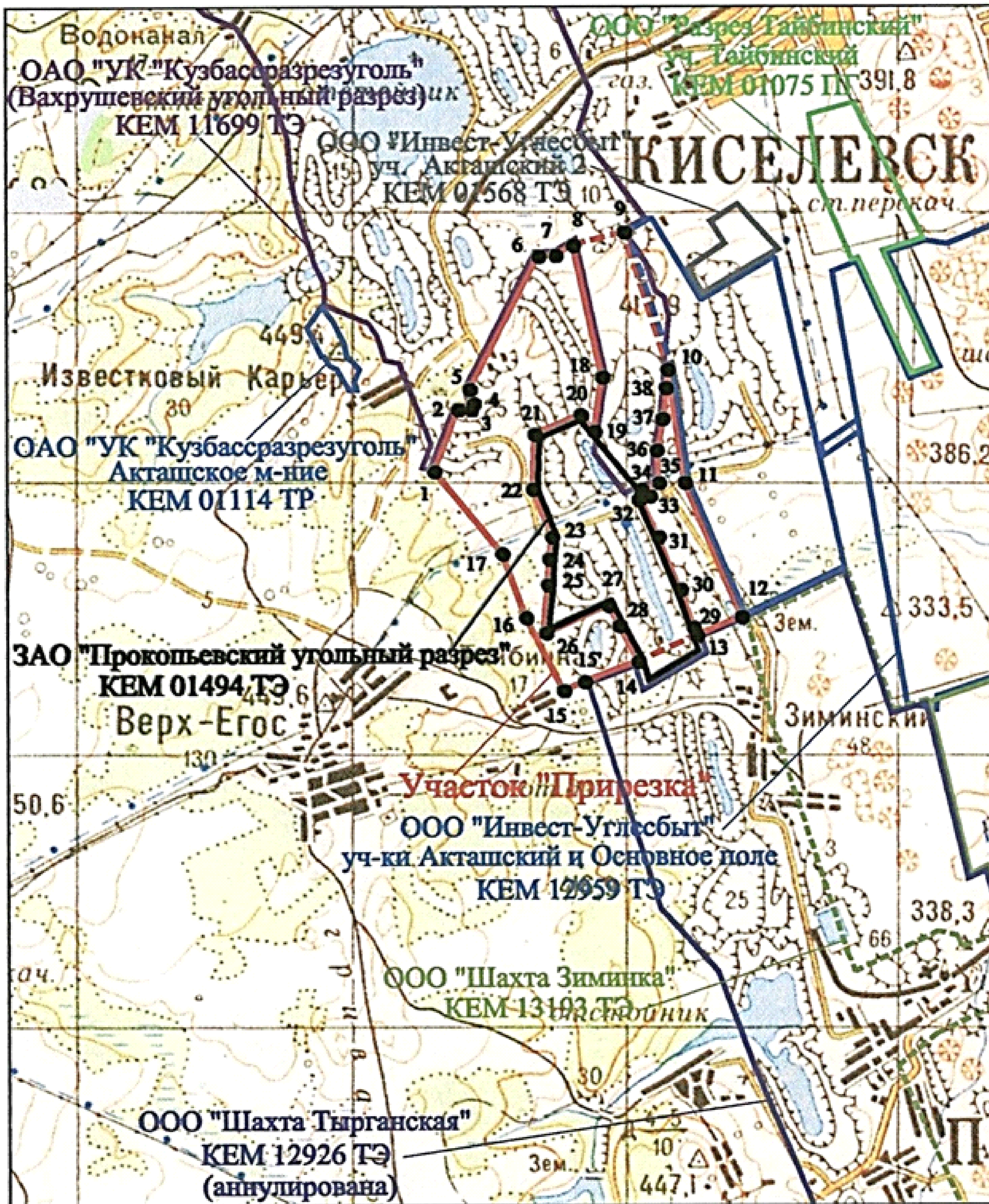
Рис. 16.1. Организационная структура гражданской обороны на предприятии

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Процессы открытых горных работ: практикум по дисциплине «процессы горного производства»/Сост.: В.М.Мазаев, С.И.Протасов, П.А.Самусев; Кузбасс, гос. техн. ун-т. - Кемерово, 2000. - 110 с.
2. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. М: Недра, 1982. – 405 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Учебник для вузов. Ч.1,2.-М.: Недра 1985;-215с.
4. Колесников В.Ф., Кузнецов В.И., Ташкинов А.С. Технические решения по вскрытию рабочих горизонтов разрезов Кузбасса-Кемерово: Кузбассвуиздат, 1998.-172с.
5. Проноза Влад. Г., Проноза Вал. Г., Петров А.С. Режим и календарный план производства горных работ на карьере: Лабораторный практикум по дисциплине «Проектирование, строительство и реконструкция карьеров» /Кузбасс.гос.тех.ун-т.-Кемерово. 1997.- 26с.
6. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.- М: Недра, 1987 - 96 с.
7. Галанин А.Ф., Жирнова Т.С. Расчёт проветривания карьеров: Методические указания к проведению практ. занятия по курсу «Аэрология карьеров» / Кузбасс.гос.тех.ун-т. -Кемерово. 1993.- 26с.
8. Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. - М: 1995.-215.
9. Колесников В.Ф., Корякин А.И., Стрельников А.В. Технология ведения выемочных работ, Кемерово: Кузбассвуиздат, 2009, - 143с.

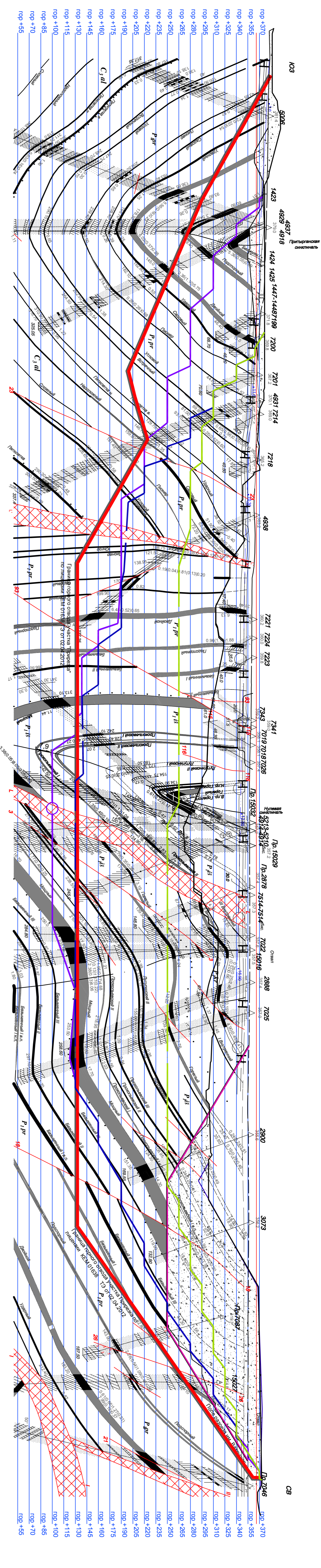
					ВКР 21.05.04.03 217010 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ситуационный план

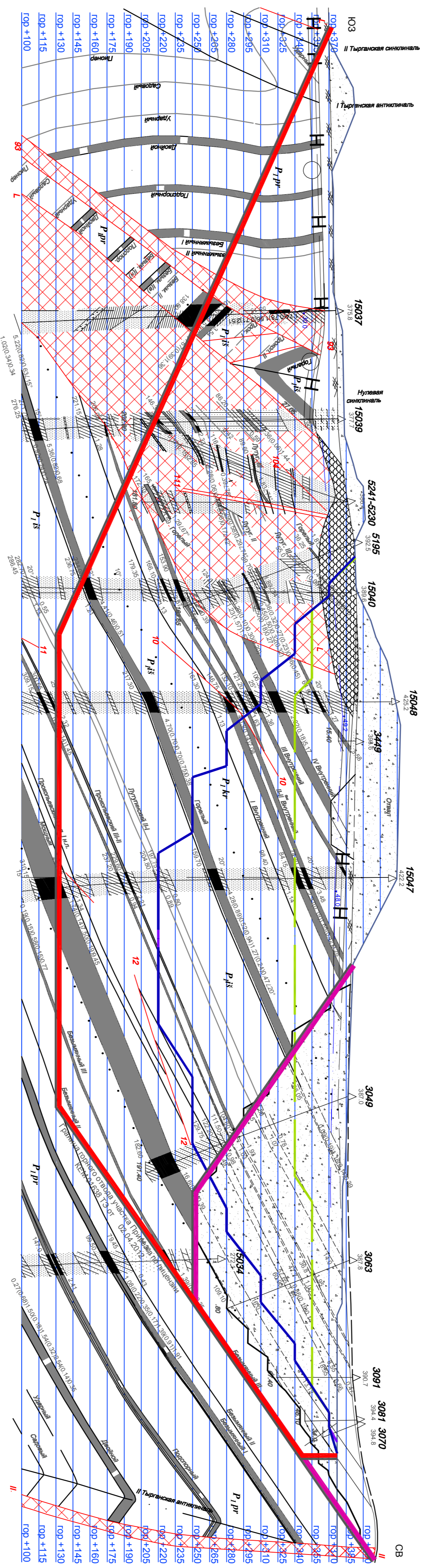


				ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ		
Имя	Посл.	Получ.	Дата	Ситуационный план	Страна	Масштаб
Разработал	Ибраев Ш.Р.				у	1:10000
Руководитель	Асенов Г.И.					
Консультант	Асенов Г.И.				Лист 1	Листов 10
Зав. каф.	Шахманов В.Н.			АО "Прокопьевский угольный разрез" гр. ГОС - 171.2		

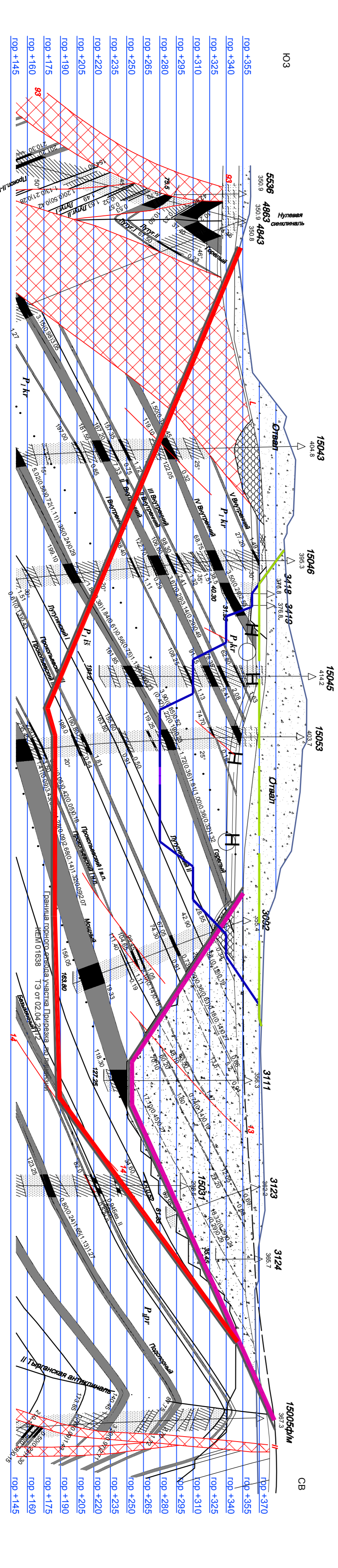
Геологический разрез по 9 разведочной линии



Геологический разрез по 7 разведочной линии

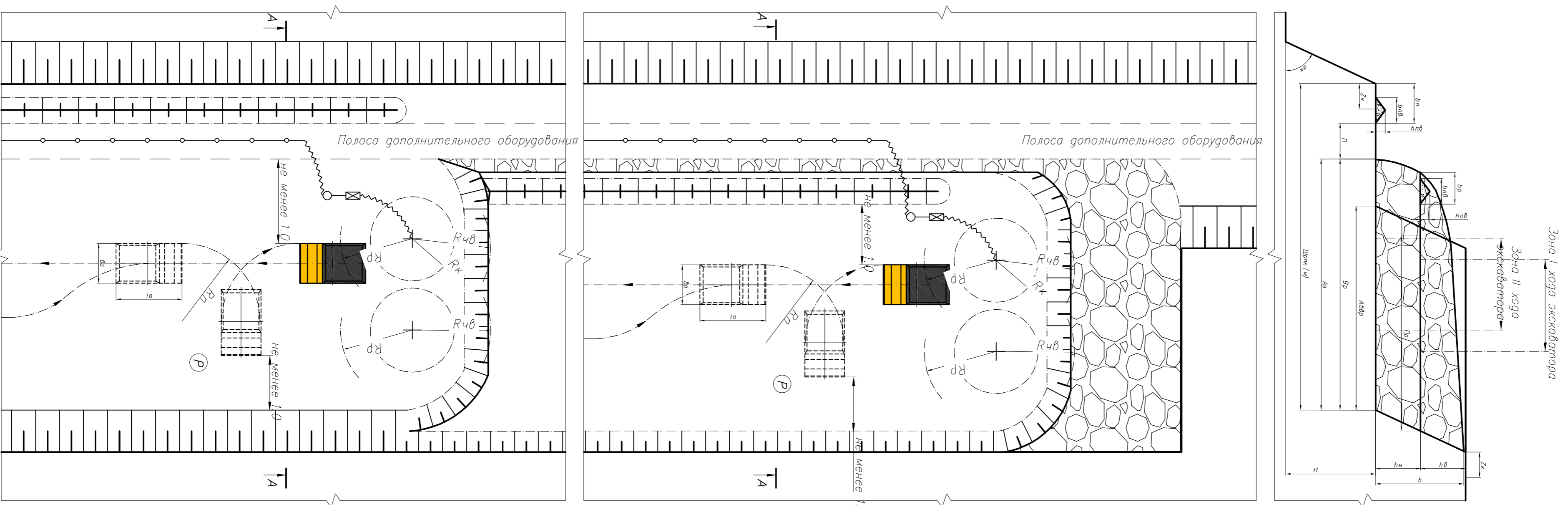


Геологический разрез по 6 разведочной линии



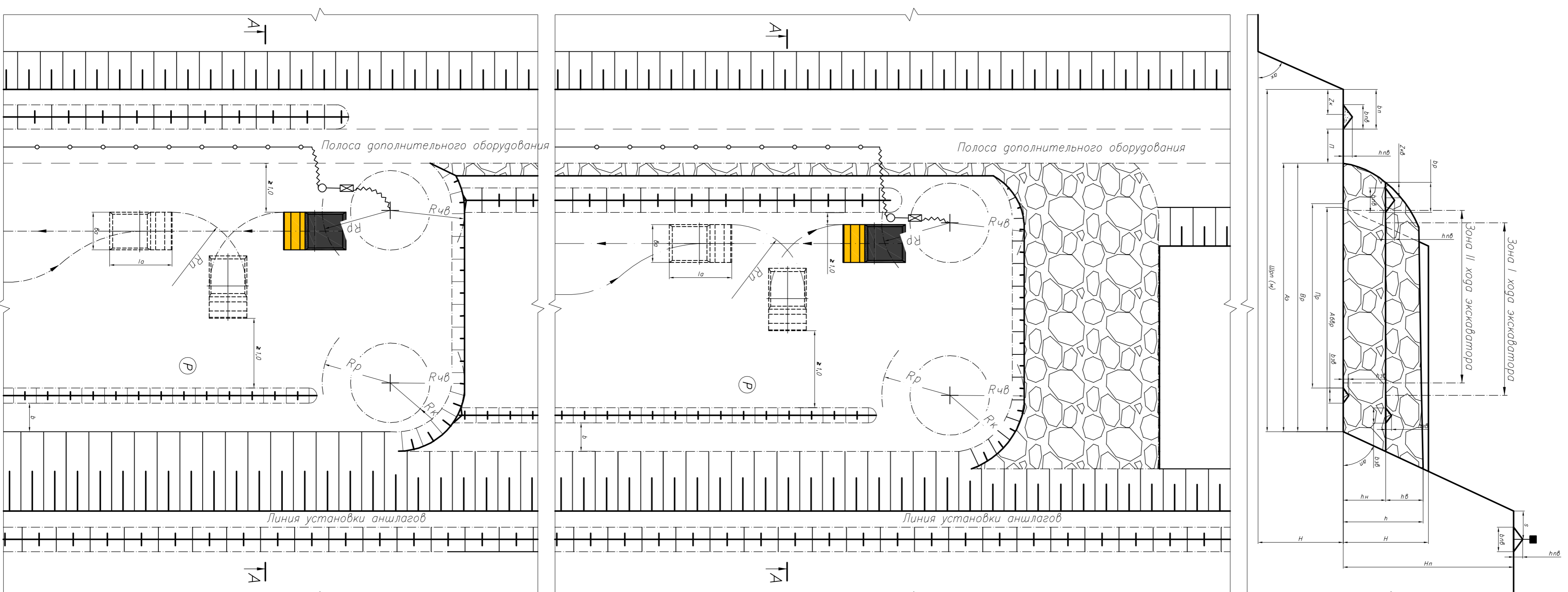
Технологическая схема обработки участка экскаватором ЭКГ-5А верхним черпалом по коренным породам в стесненных условиях с погрузкой в атмосферосаваля БелАЗ-75131

А-А



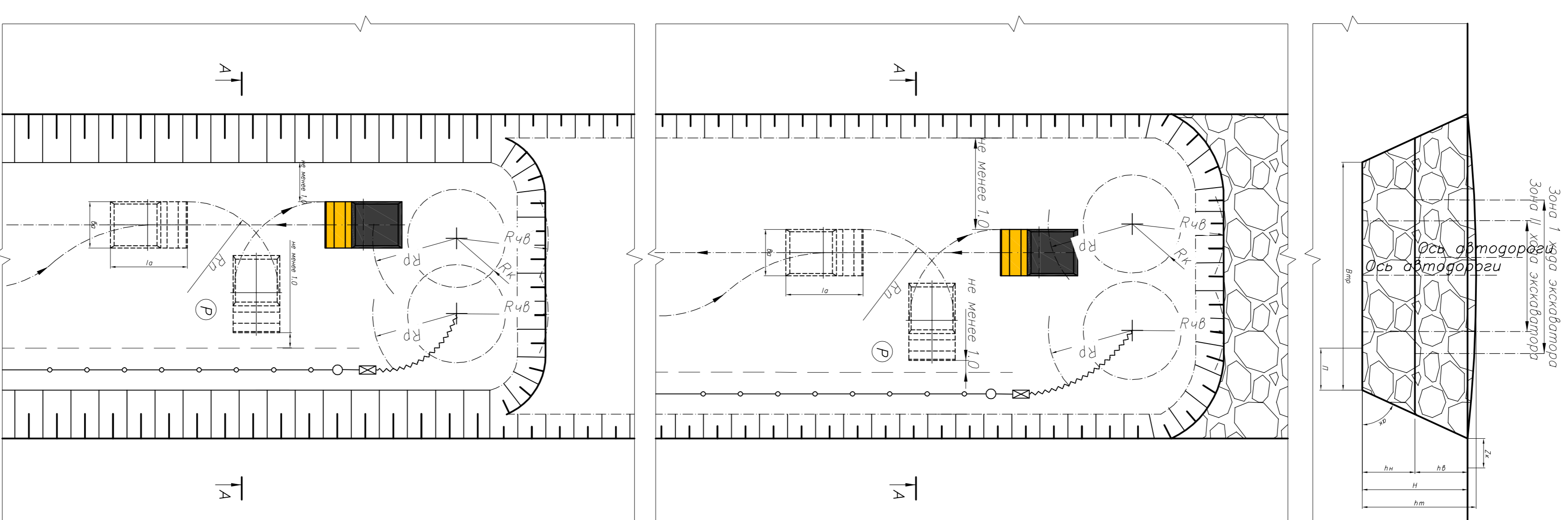
Технологическая схема обработки участка экскаватором ЭКГ-5А верхним черпалом под высоким углом по коренным породам с погрузкой в атмосферосаваля БелАЗ-75131

А-А



Технологическая схема проведения разрезной трамлей экскаватором ЭКГ-5А верхним черпалом по коренным породам в стесненных условиях с погрузкой в атмосферосаваля БелАЗ-75131

А-А



ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Технологические схемы ведения работ экскаватором ЭКГ-5А

Имя	Лист	Длина	Полоса	Длина
Равиловский	Иванов В.П.			
Ручковский	Александр Г.И.			
Конюшин	Александр Г.И.			
Зав. каф.	Шахматов В.И.			

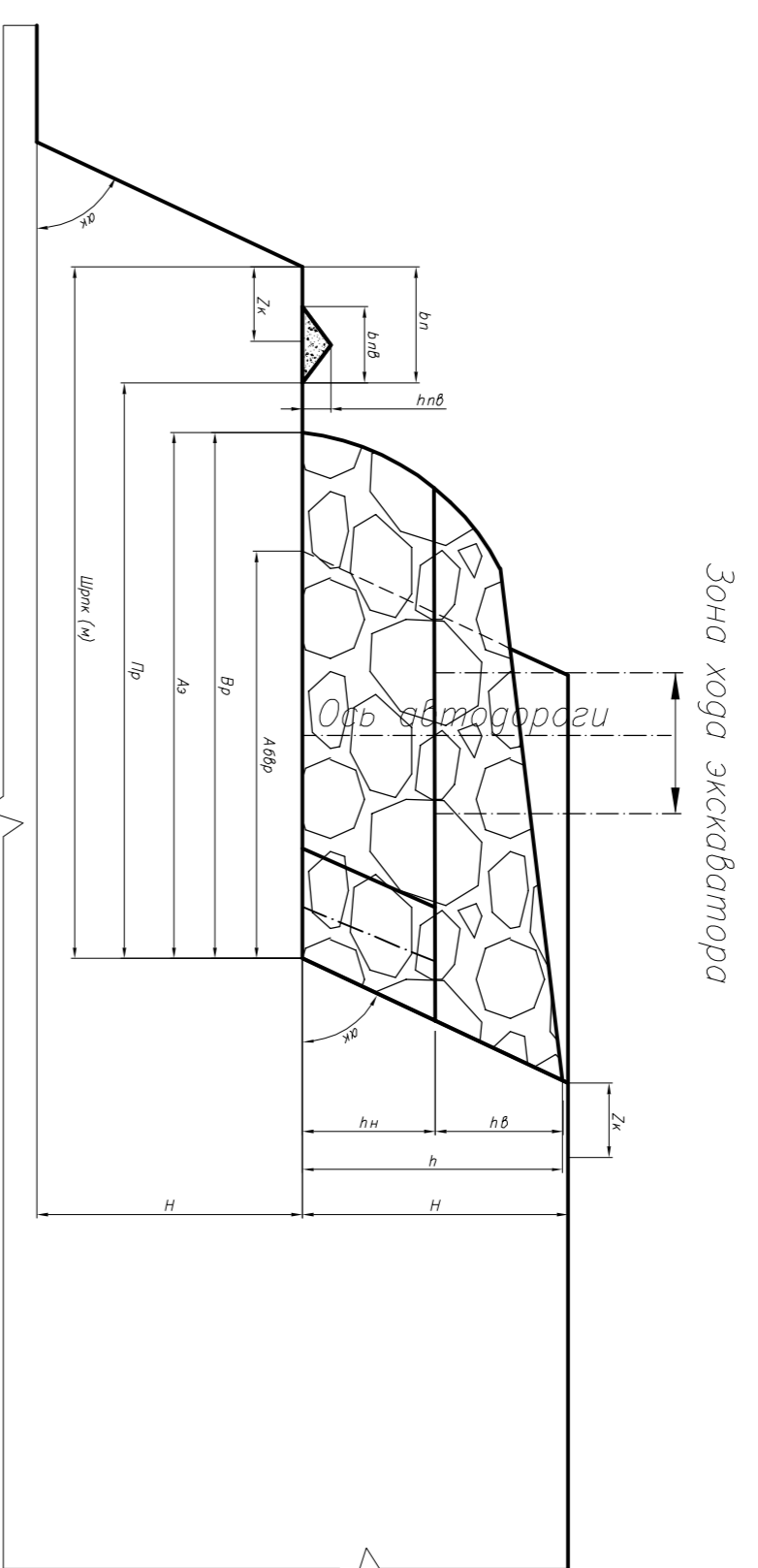
Страна	Масштаб
1:1000	
Лист 4	Листов 10

АО "Троицкий угольный разрез"

г.р. ГОС - 171.2

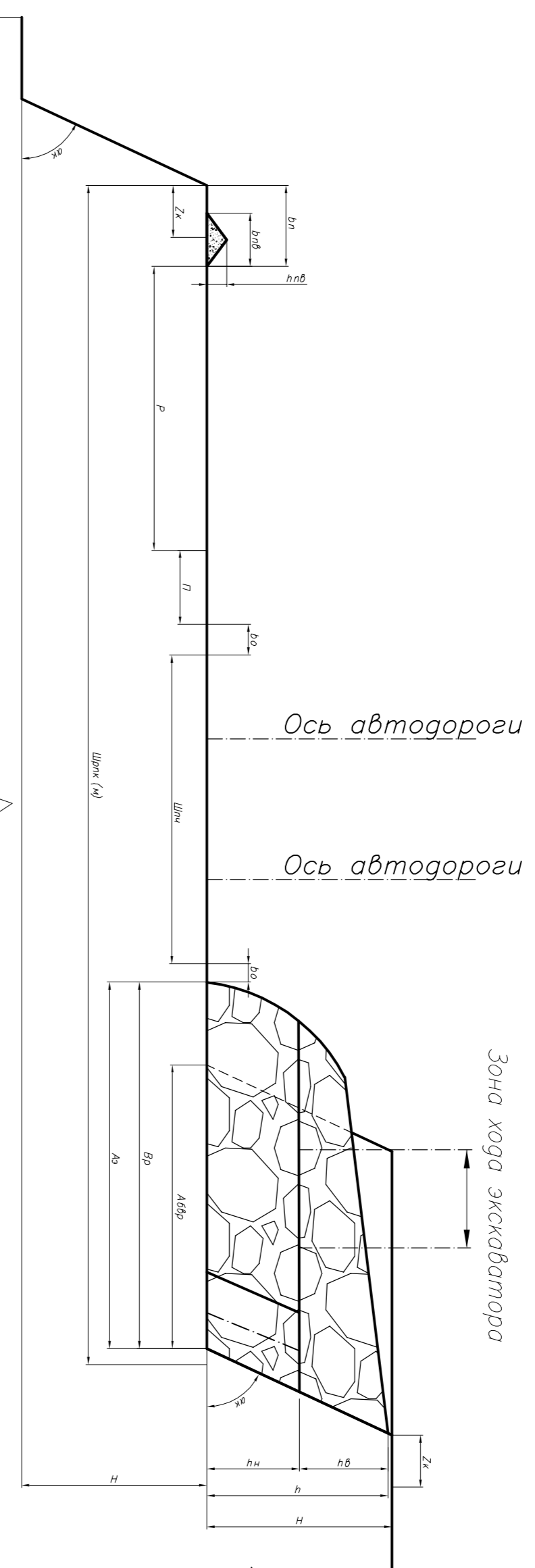
Технологическая схема обработки участка гидравлическим экскаватором Liebherr 984 нижним черпанцем по коренным породам с нагрузкой в атмосферосваля БелАЗ-75131

A-A



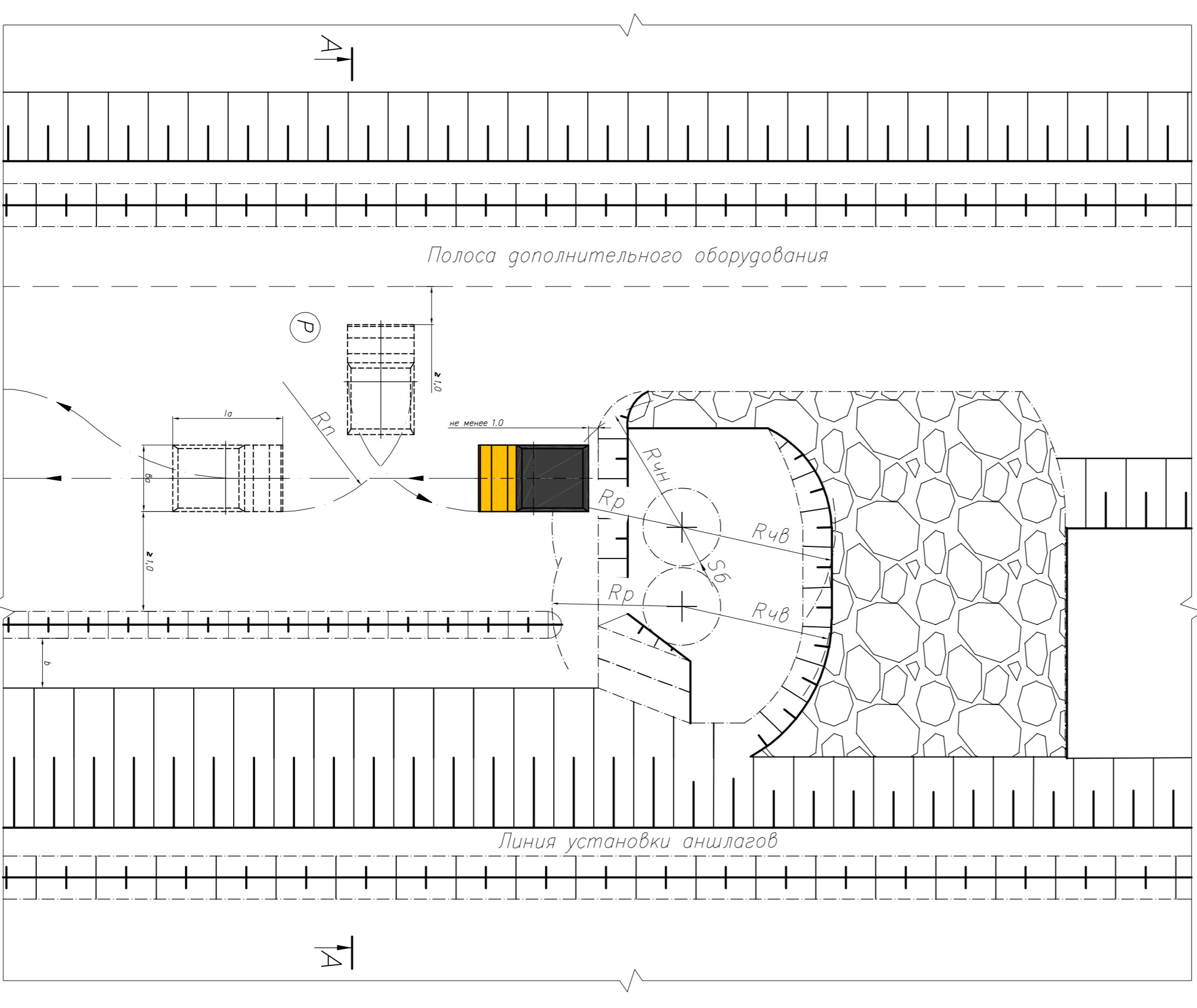
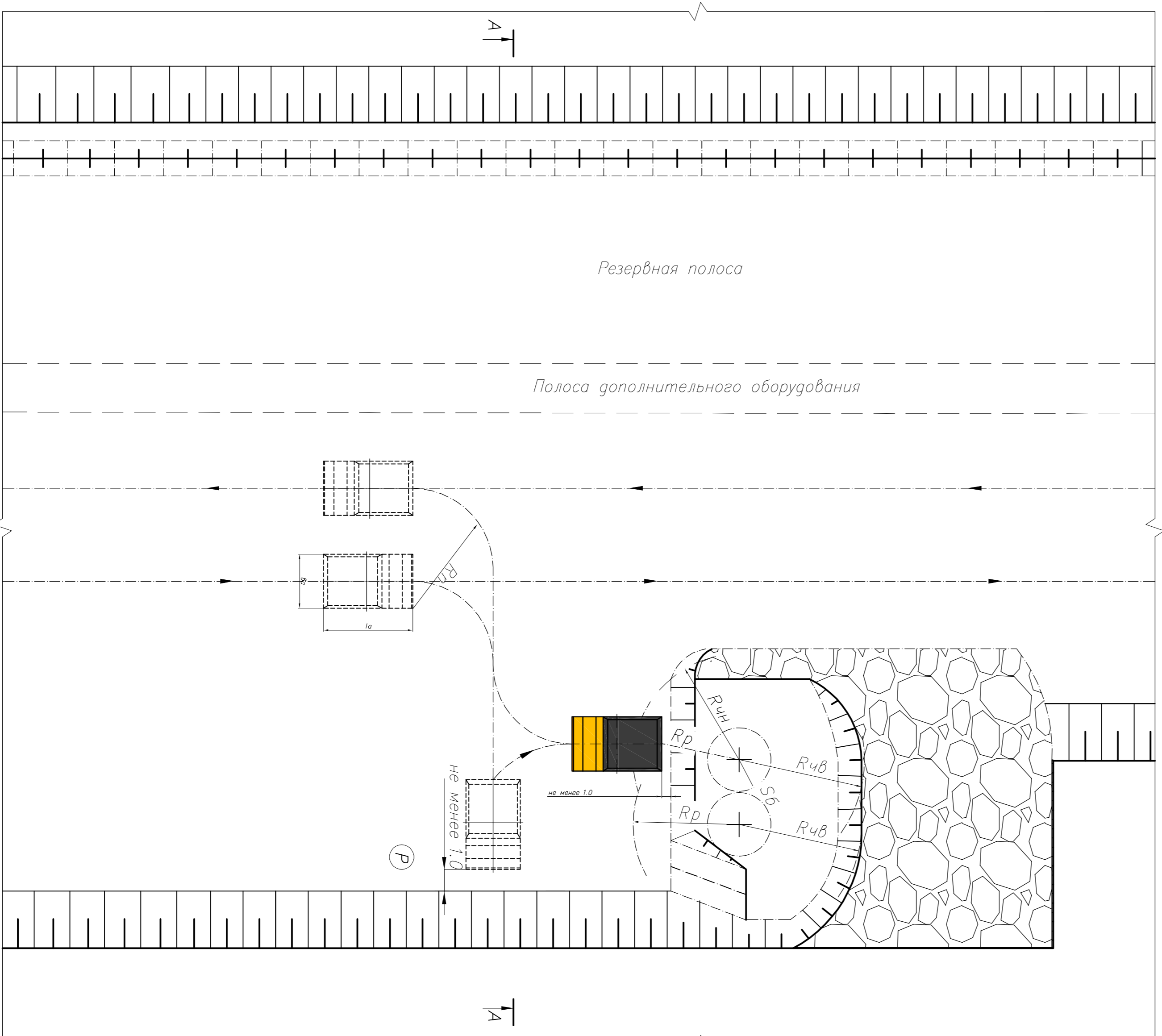
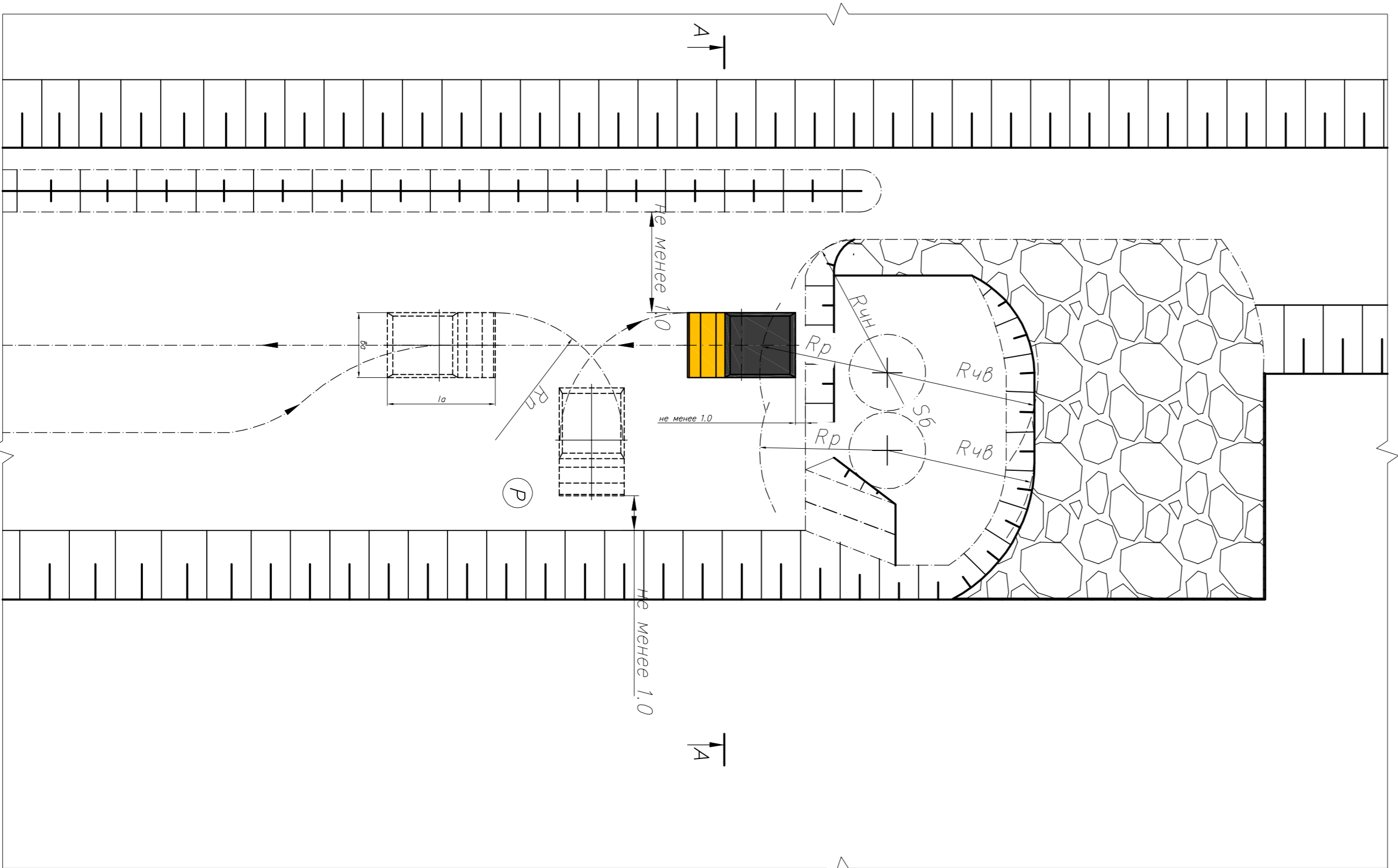
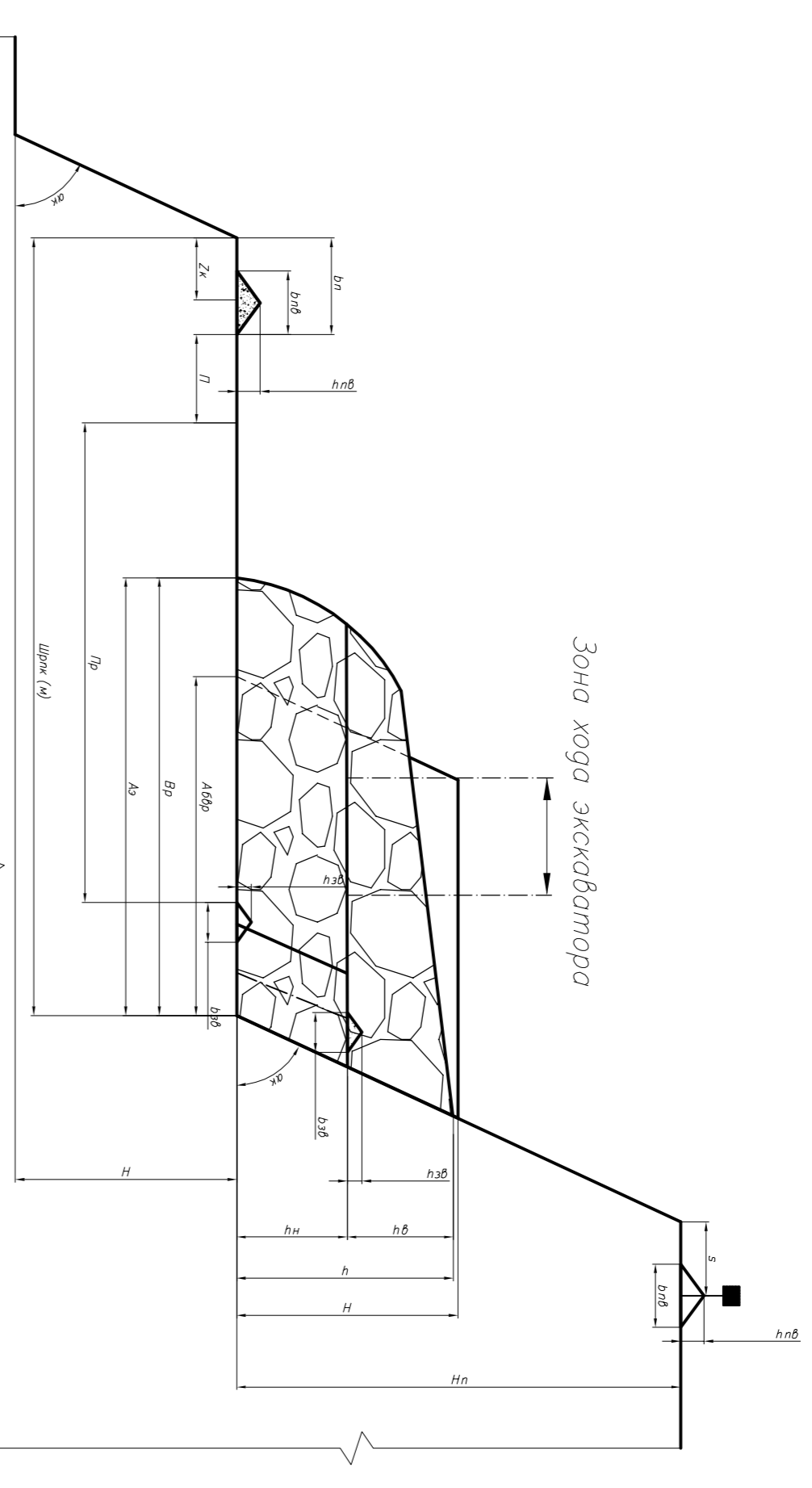
Технологическая схема обработки участка гидравлическим экскаватором Liebherr 984 нижним черпанцем по коренным породам с нагрузкой в атмосферосваля БелАЗ-75131

A-A



Технологическая схема обработки участка гидравлическим экскаватором Liebherr 984 нижним черпанцем по коренным породам под высоким углом с нагрузкой в атмосферосваля БелАЗ-75131

A-A



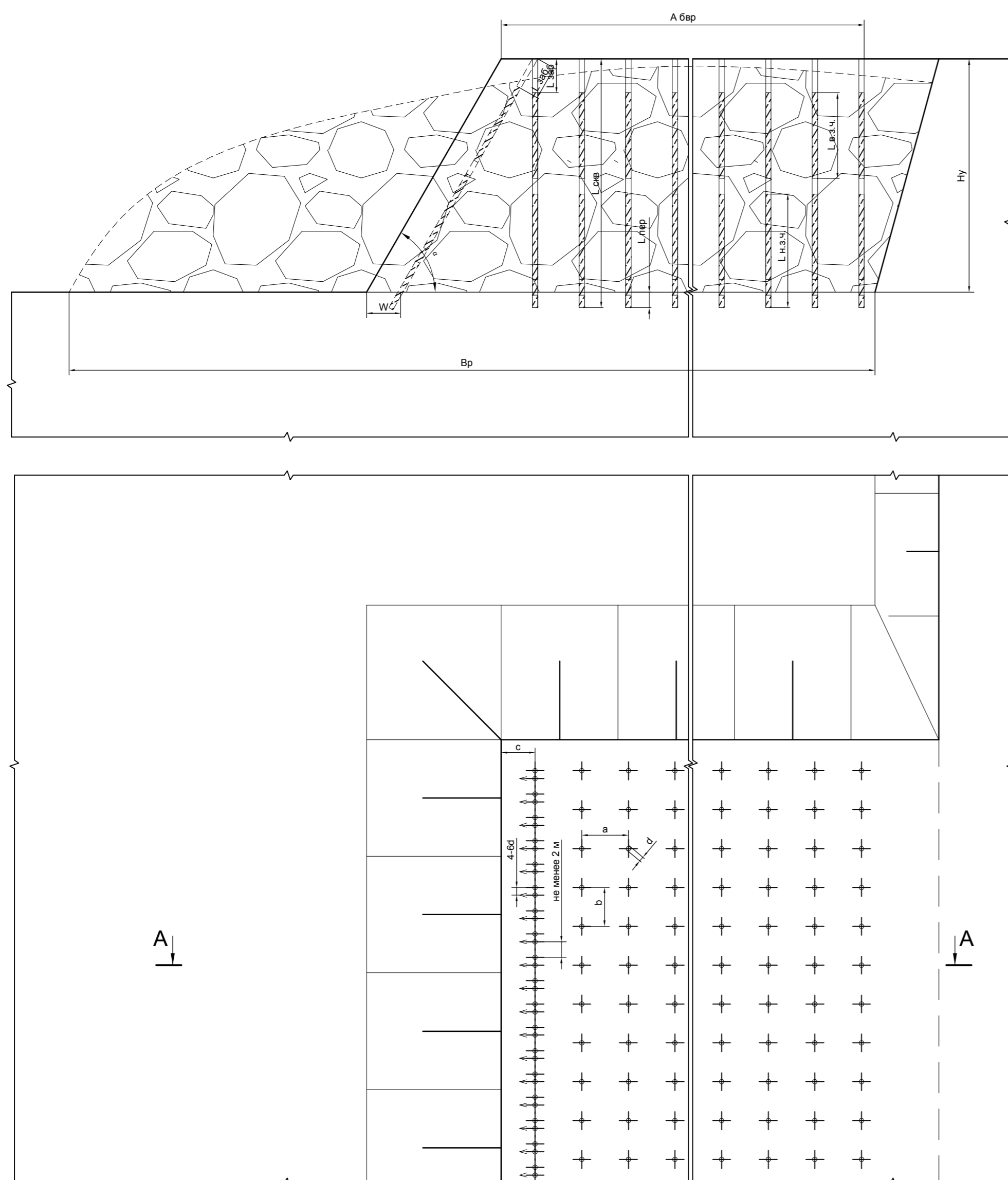
ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Технологические схемы ведения работ экскаватора Liebherr 984

Имя	Лист	Дата	Полное	Дата
Павловский	Иванов	12.12	Иванов	12.12
Руководитель	Александр Г.И.			
Зав. кафедрой	Шиховцев В.И.			
Страна: _____ Месяц: _____				
Листов: 5 / Всего: 10				
1:1000				
АО "Троцкийский угольный разрез"				
г.р. ГОС - 171.2				

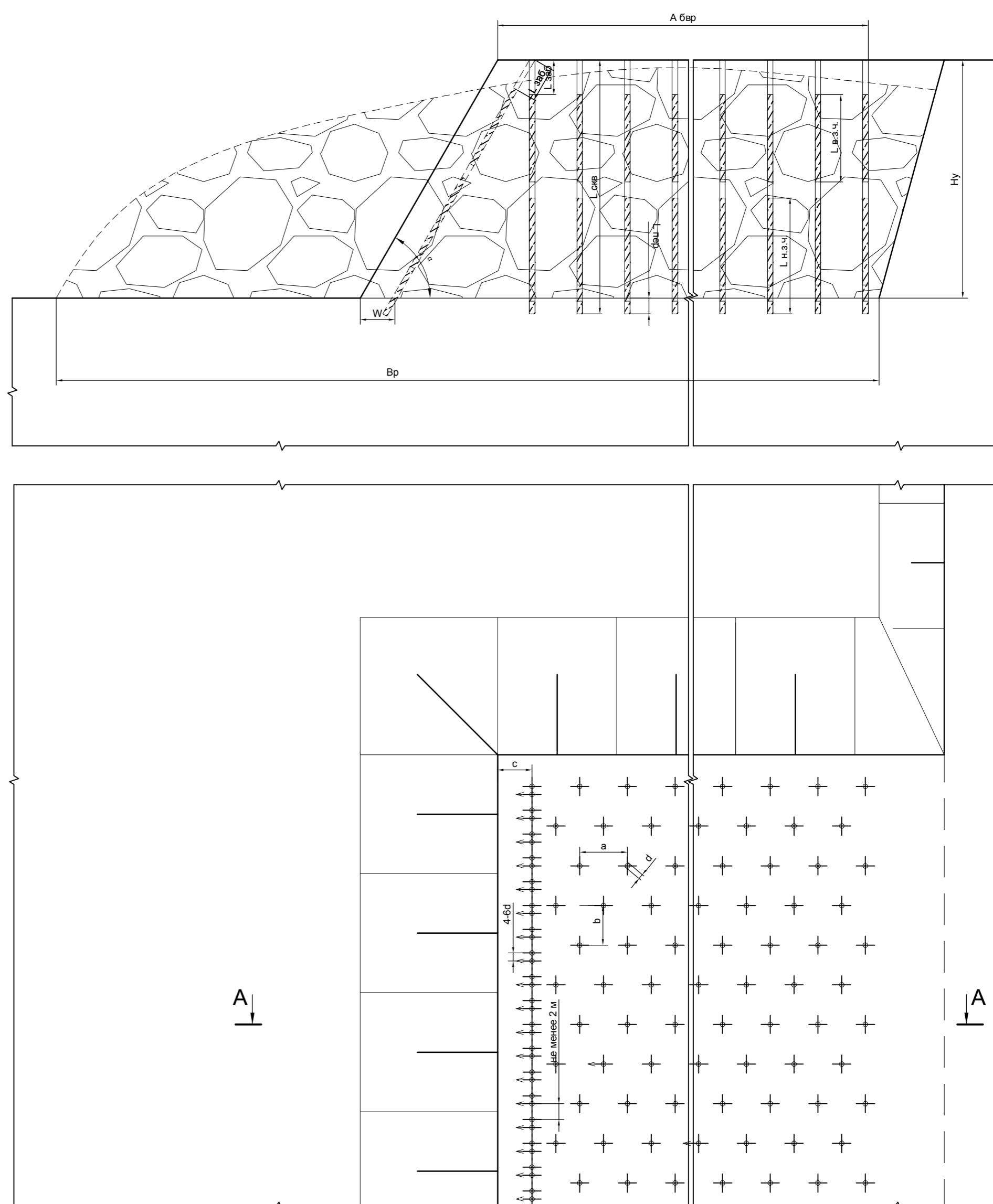
ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БВР ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОРОДНОГО УСТУПА ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СКВАЖИНАМИ С ПРЯМОУГОЛЬНОЙ СЕТКОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН

СЕЧЕНИЕ А-А



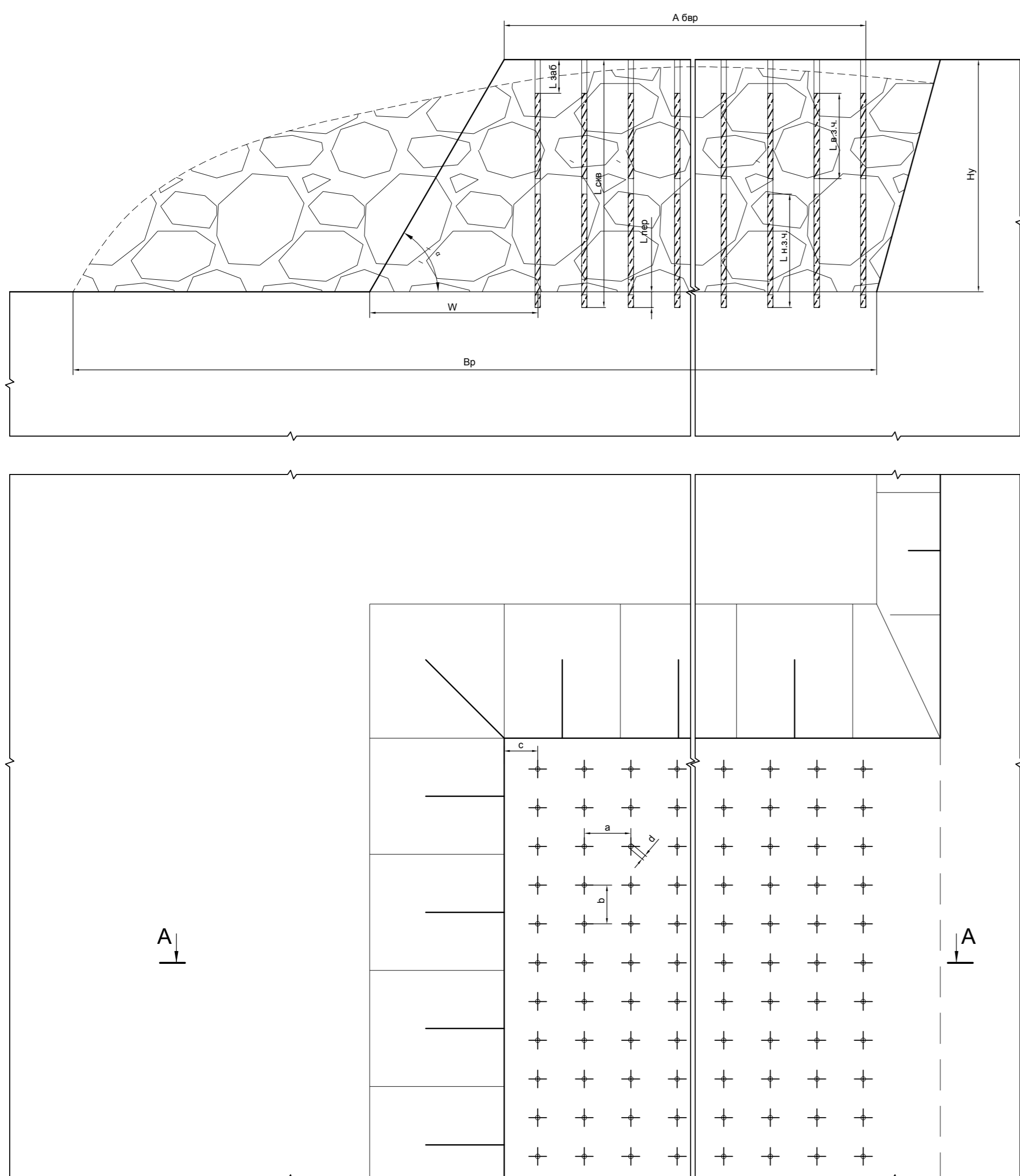
ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БВР ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОРОДНОГО УСТУПА ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СКВАЖИНАМИ С ШАХМАТНОЙ СЕТКОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН

СЕЧЕНИЕ А-А



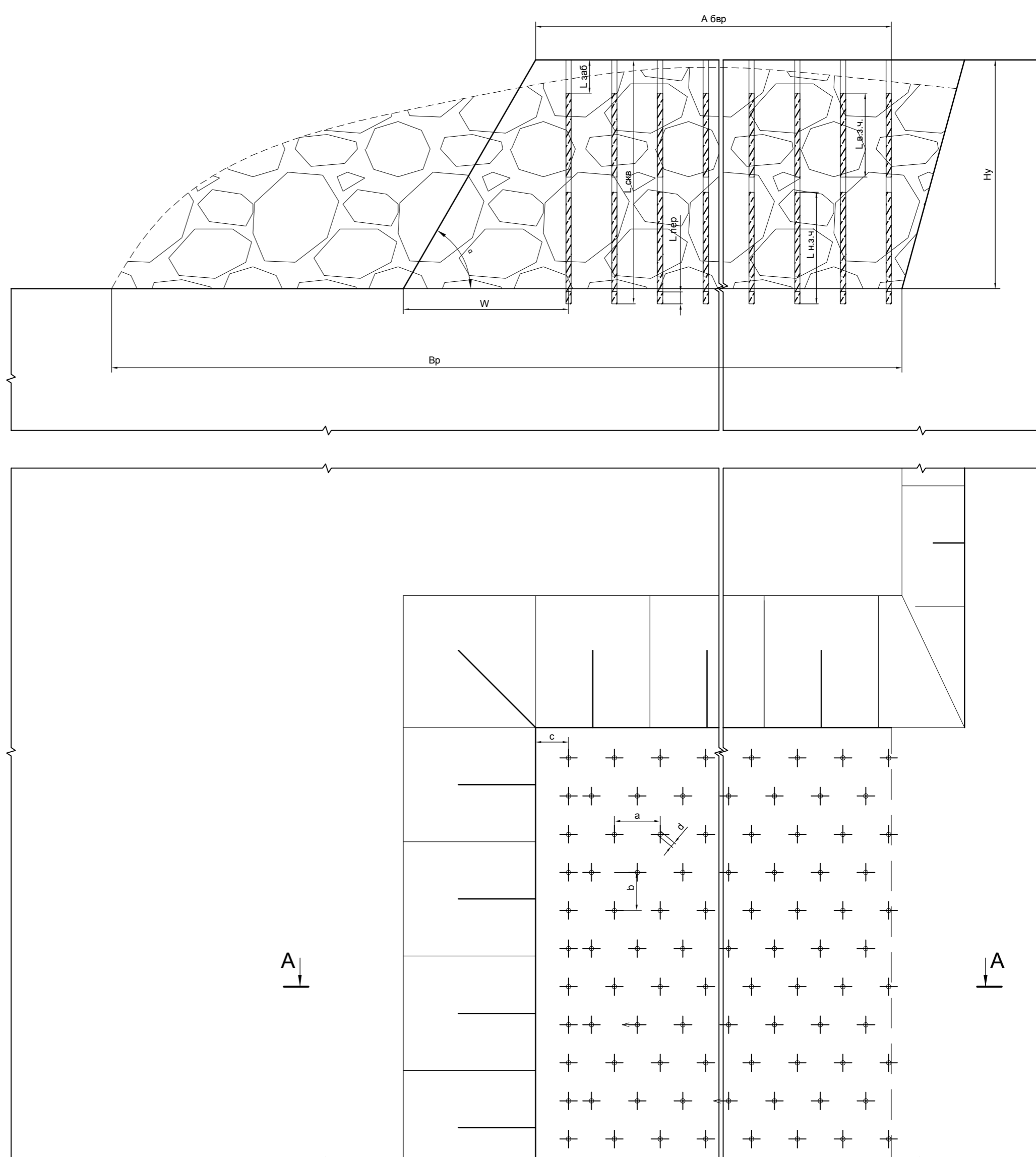
ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БВР ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОРОДНОГО УСТУПА ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СКВАЖИНАМИ С ПРЯМОУГОЛЬНОЙ СЕТКОЙ

СЕЧЕНИЕ А-А



ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ БВР ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОРОДНОГО УСТУПА ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СКВАЖИНАМИ С ШАХМАТНОЙ СЕТКОЙ

СЕЧЕНИЕ А-А



ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ			
Имя	Пост.	Подпись	Дата
Разработал	Ибраев Ш.Р.		
Руководитель	Аксенов Г.И.		
Консультант	Аксенов Г.И.		
Зав. каф.	Шахманов В.Н.		

Страна	Масштаб
У	1:1000
Лист 6	Листов 10

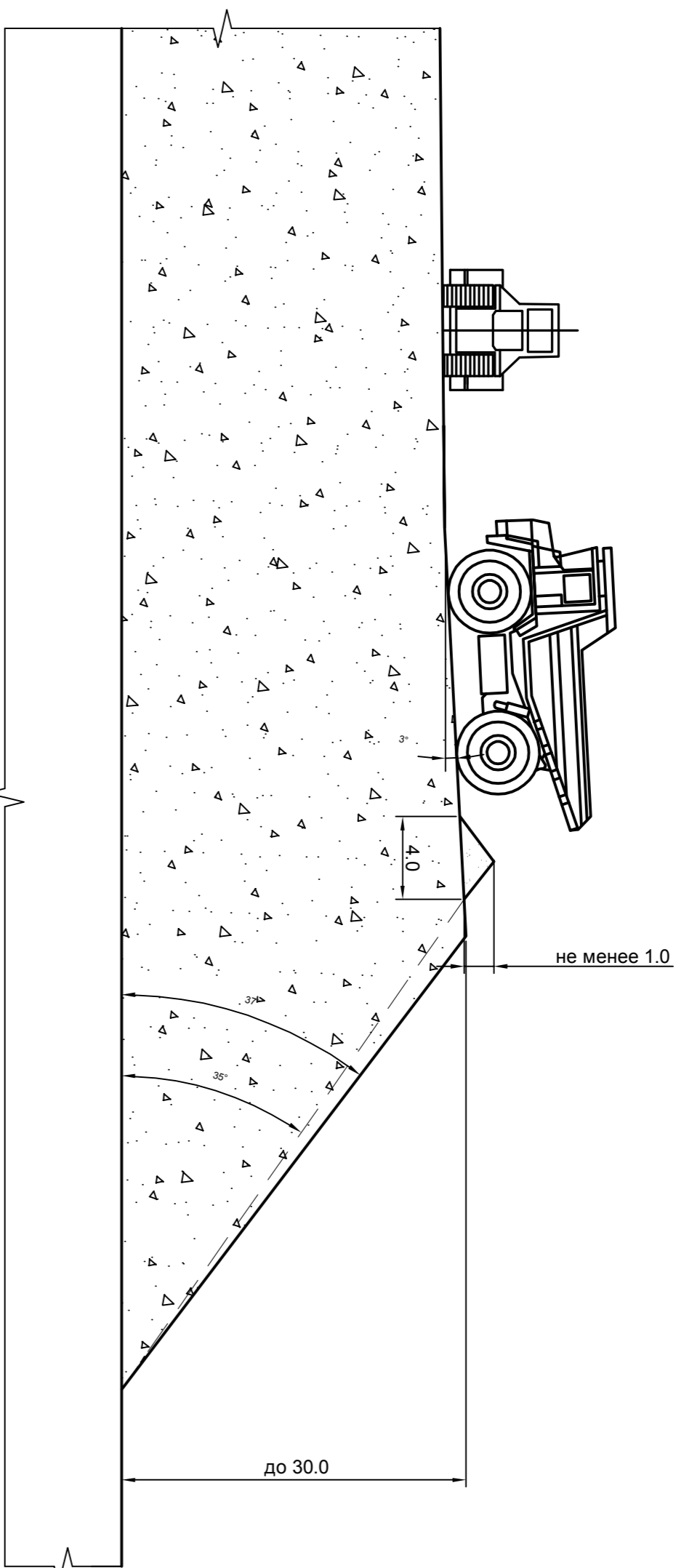
Основные параметры БВР

АО "Прокопьевский угольный разрез"

гр. ГОС - 171.2

Технологическая схема формирования отвала бульдозером

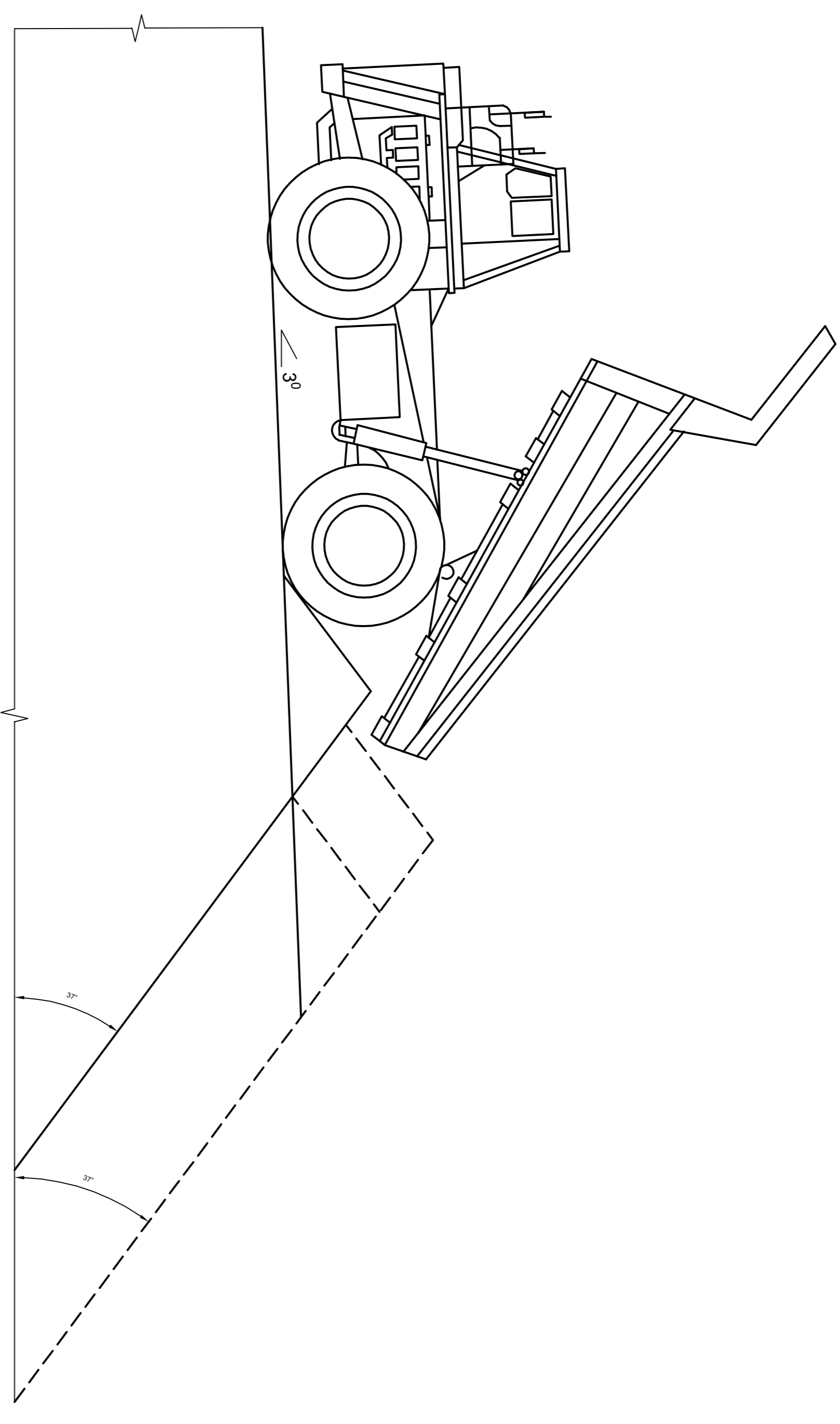
A-A



Разгрузка автосамосвала под откос

M 1:500

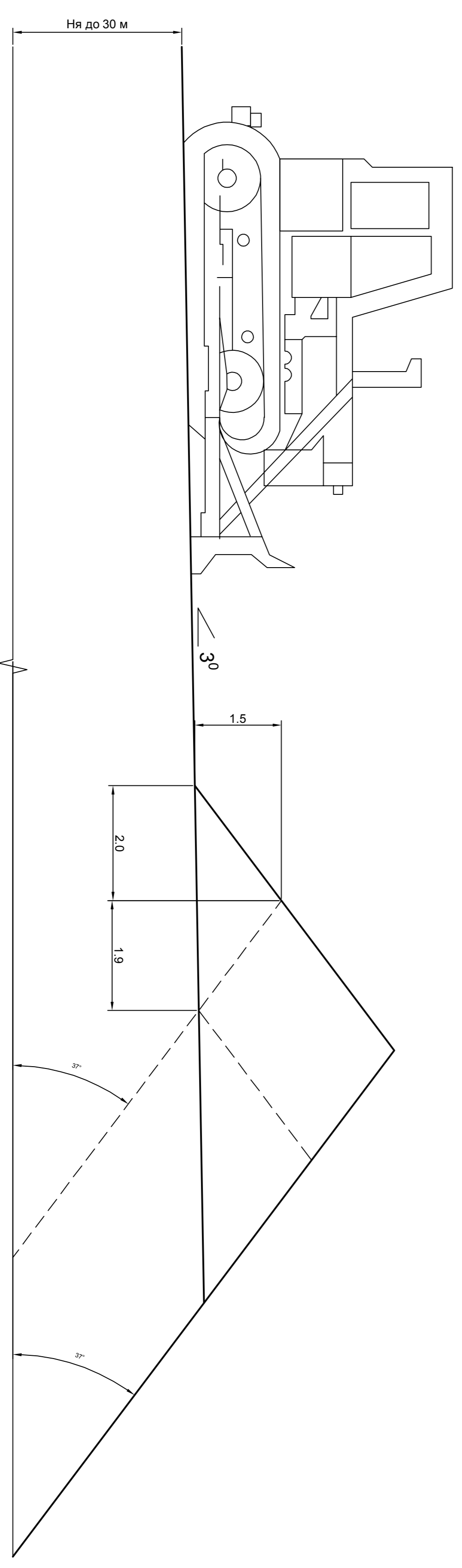
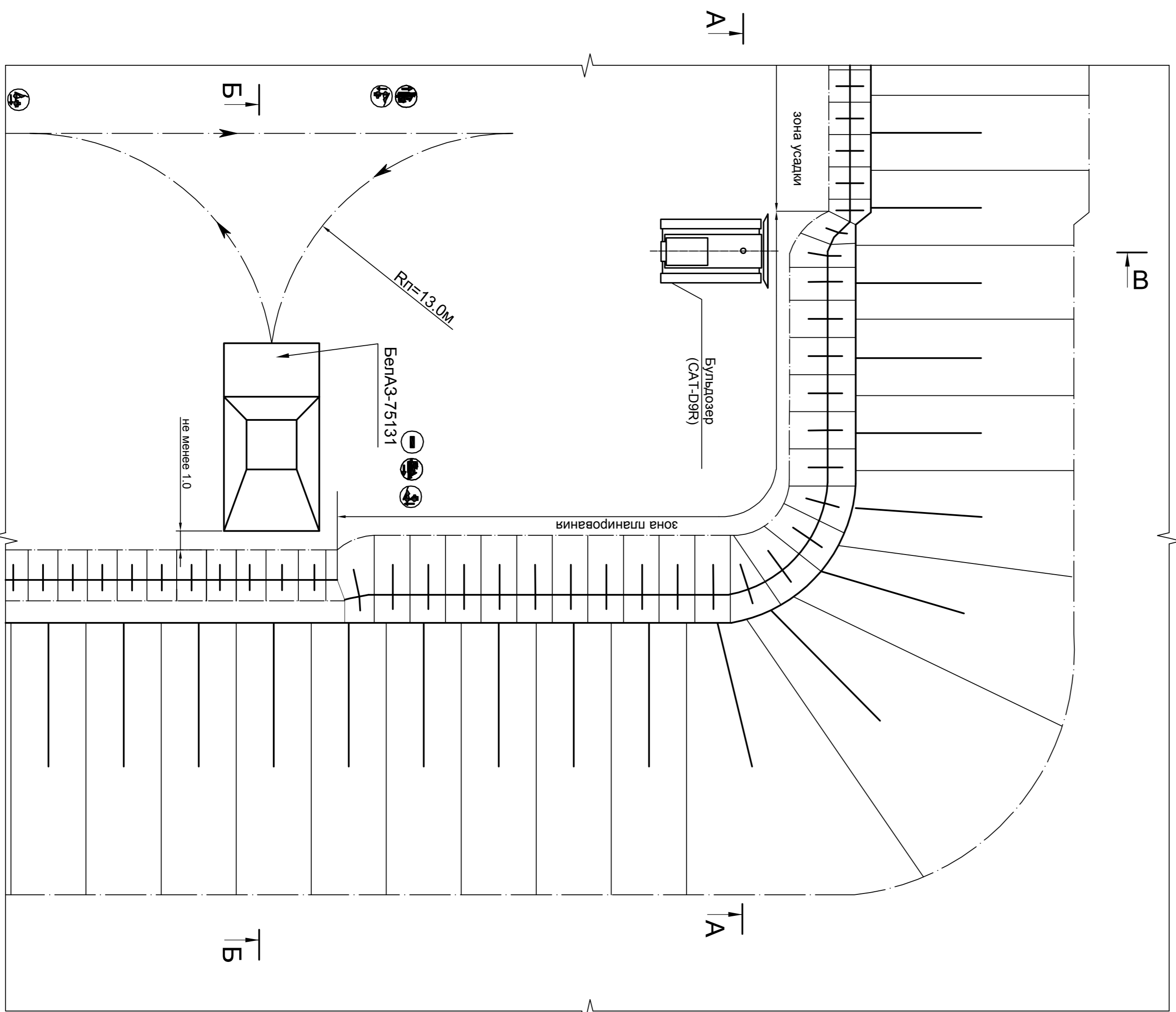
B-B



Формирование отвальной заходки бульдозером

M 1:500

B-B



ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Технологические схемы
отвалобразования

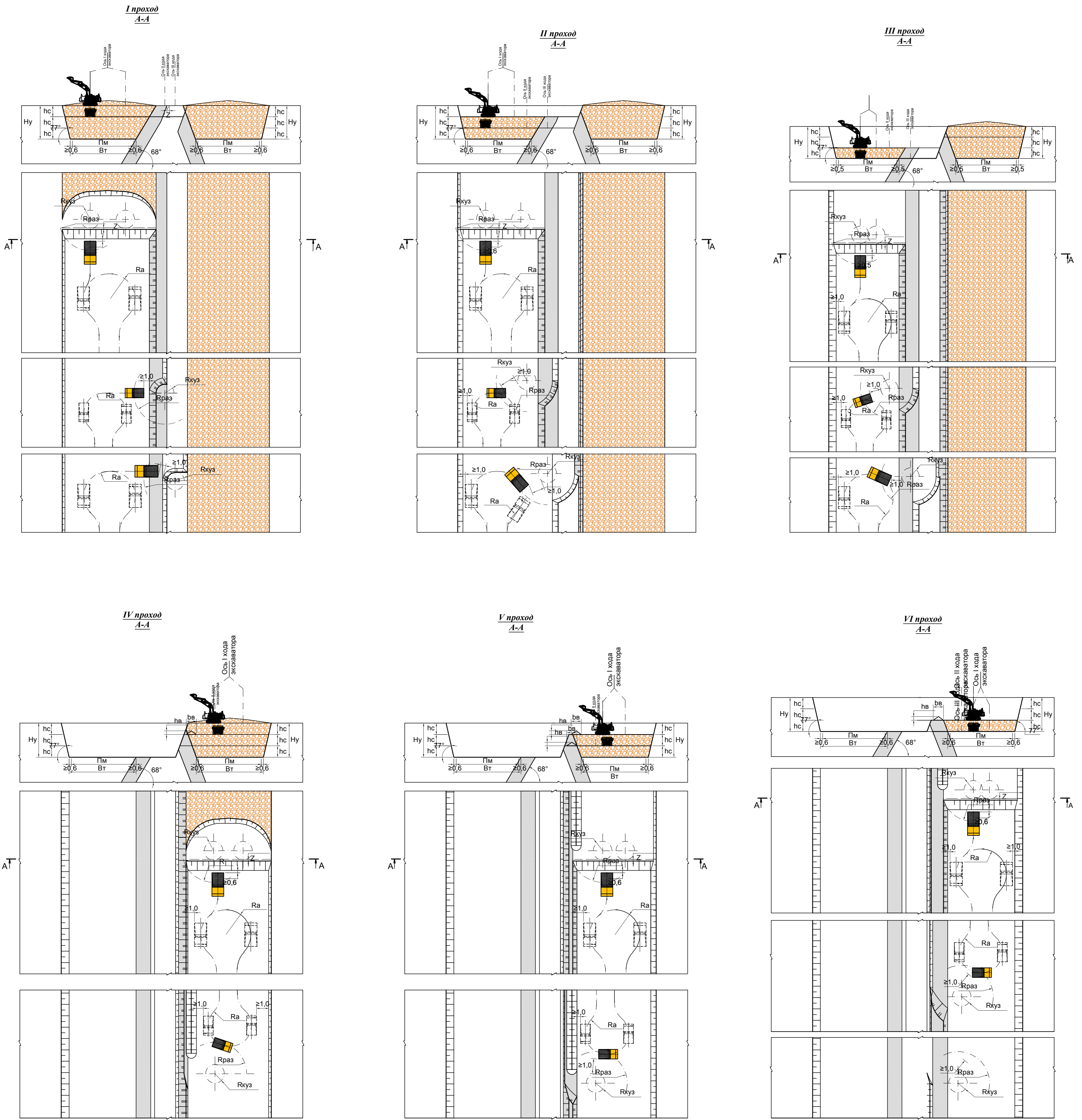
Имя	Лист	Длина	Полное	Дата
Григорьев Илья Владимирович	1	210	1:500	11.10.00
Руководитель	Александр Г.И.			
Контрольщик	Александр Г.И.			
Зав. каф.	Шахматов В.И.			
АО "Прокляевский угольный разрез"				
г.р. Гос - 171.2				

Основные технико-экономические показатели

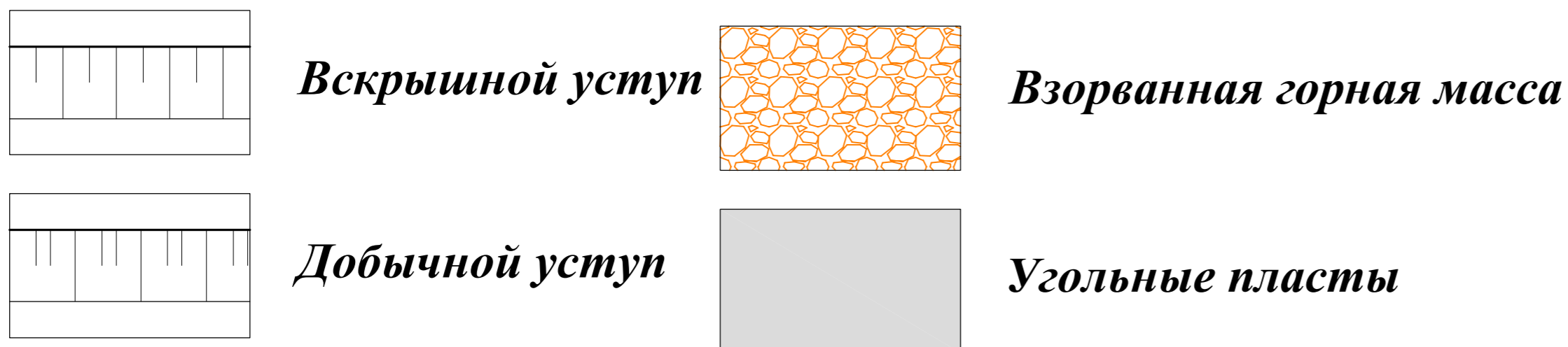
Наименование показателя	Ед. изм.	Базовый период факт	После внедрения проекта	+/-
Добыча угля	тыс. т.	466,0	475,3	+ 9,3
Объем вскрыши	тыс. м3	5 271	5 271	-
Текущий коэффициент вскрыши	т/м3	11,3	11,1	- 0,2
Расстояние перевозки вскрыши на авто	км.	1	1	-
Расстояние перевозки угля до угольного склада	км.	3	3	-
Численность ППП	чел.	523	523	-
Численность рабочих	чел.	429	429	-
Производительность труда рабочих	т/мес.	90,5	92,3	+ 1,8
Себестоимость на тонну добычи	руб. т.	597,39	592,53	- 4,86
Полная себестоимость	тыс. руб.	278 384	281 630	+ 3 246
Отпускная цена 1 т	руб./ т.	431,79	431,79	-
Экономический эффект	тыс. руб.	-	2 310	-

					ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ		
					Основные технико-экономические показатели		
Изм.	Лист	Листов	Подпись	Дата	Страна	Масштаб	Масштаб
Разработал	Ибраев Ш.Р.				у		1:500
Руководитель	Ахенов Г.И.						
Консультант	Ахенов Г.И.				Лист 9	Листов 10	
Зав. каф.	Шахманов В.Н.				АО "Прокопьевский угольный разрез"		
					гр. ГОС - 171.2		

Технологическая схема вскрытия и отработки свиты из двух сближенных пластов с применением гидравлического экскаватора Liebherr 984 с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-75137



Условные обозначения:



ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ			
Изм.	Лист	Докум.	Подпись
Разработал	Ибраев Ш.Р.		
Руководитель	Ахенов Г.И.		
Консультант	Ахенов Г.И.		
Зав. каф.	Шахматов В.Н.		
Индивидуальное задание		Страна	Масштаб
		у	1:1000
АО "Прокопьевский угольный разрез"		Лист 10	Листов 10
		гр. ГОс - 171.2	