

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Открытые горные работы

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ А. И. Косолапов

подпись инициалы, фамилия

« ____ » _____ 20 ____ г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04.03 Открытые горные работы

Разработка открытым способом Горевского месторождения свинцово –
цинковых руд

Пояснительная записка

Руководитель

подпись, дата

К. Т. Н., доцент
должность, ученая степень

А. И. Пташник
инициалы, фамилия

Выпускник

подпись, дата

К. А. Сабиров
инициалы, фамилия

Красноярск 2016

ВВЕДЕНИЕ

Открытый способ разработки полезных ископаемых является наиболее перспективным в технологическом, экономическом и социальном отношениях. Благодаря развитой индустриальной базе и значительным запасам полезных ископаемых, расположенным близко к дневной поверхности, этим способом в настоящее время добывается примерно 3/4 общего объема твердого минерального сырья, потребляемого народным хозяйством страны. Это касается руд черных и цветных металлов, угля, горно-химического сырья, строительных горных пород. Прогрессивный открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых получит дальнейшее развитие при значительном улучшении экономических показателей на основе совершенствования техники и технологии горного производства.

Этот способ добычи полезных ископаемых как наиболее производительный, экономичный и безопасный занимает ведущее место в горнодобывающей промышленности.

Дальнейшее развитие открытого способа характеризуется увеличением производственной мощности действующих карьеров и строительства новых, применением более совершенных видов горного и транспортного оборудования, а также расширением технологических схем с перевалкой породы в выработанное пространство, дальнейшим совершенствованием систем разработки и способов вскрытия, полной механизации путевых и вспомогательных работ, применением прогрессивной циклично-поточной технологии, широким внедрением научной организации труда. Все это позволит еще больше повысить эффективность открытого способа разработки

В России свинцово-цинковая промышленность развита слабо. Главной проблемой является дефицит горно-обогатительных и металлургических мощностей. Добыча свинца в 1991 г. составляла 73,1 тыс. т, к 1995 г. снизилась до 26,1 тыс. т. Импорт свинца составляет 180 тыс. т, 160 из которых поставляются из Казахстана. Из добытых в России только 48 % свинцовых концентратов перерабатывается внутри страны, далее 27 % в Казахстане и 25 % в странах дальнего зарубежья.

Ситуация с собственным производством свинца и цинка ухудшается. Не только это ухудшение, но и наметившиеся мировые тенденции по увеличению потребления свинца и цинка диктуют необходимость мер по созданию собственных горнодобывающих, обогатительных и металлургических мощностей и, конечно же, по закреплению и улучшению долговременных связей с Казахстаном.

									Лист
									1
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

ОБЩАЯ ЧАСТЬ

Открытое акционерное общество "Горевский горно-обогатительный комбинат" эксплуатирует одноименное месторождение свинцово-цинковых руд (лицензия на право пользования недрами КРР № 00181 ТЭ). Разработка месторождения ведется открытым способом.

Проект на строительство Горевского горно-обогатительного комбината (1-я очередь) был разработан в 1975 году. В 1976 году Советом Министров СССР, в целях ускорения освоения месторождения, было принято решение о создании опытно - промышленного предприятия (ОПП) на базе проектных решений 1-ой очереди Горевского ГОКа. Была построена водозащитная дамба ОПП и выделены запасы месторождения в ее контурах. Срок эксплуатации карьера ОПП был определен 10 лет и введен в эксплуатацию в 1984 году. Основными задачами ОПП являлись дальнейшее изучение горнотехнических и гидрогеологических условий разработки месторождения и совершенствование технологии переработки руд в полупромышленных масштабах.

В состав ОПП входят: карьер, дробильно-обогатительная фабрика, объекты электроснабжения, транспорта и вспомогательного назначения. В связи с тем, что часть рудного тела (2/3) залегает под руслом реки, для защиты горных работ от поверхностных вод Ангары требуется строительство гидротехнических сооружений (водозащитных дамб) и соответственно стадии разработки месторождения, выделенные в пусковые комплексы и связанные с завершением строительства водозащитных дамб.

Строительство водозащитной дамбы карьера I очереди (I пусковой комплекс) было начато в 1989 году за счет централизованных капитальных вложений. В результате прекращения финансирования строительство объекта было «заморожено». Работы возобновились в 1996 году хозяйственным способом, и в 1999 году был завершен I пусковой комплекс, а в январе 2000 г. приступили к вскрышным работам карьера I очереди. Эксплуатационные запасы месторождения в контурах карьера I очереди рассчитаны на 10 лет. С 2003 года с целью поддержания выбывающих мощностей намечается начало строительства II очереди разработки месторождения - подземный рудник. Планируемые сроки строительства и ввода 54 месяца. Проектируемая мощность 2,5 млн. тонн добычи свинцово-цинковой руды. Проектируемые сроки эксплуатации месторождения 30 лет.

									Лист
									2
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

1. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Общая характеристика района месторождения

Месторождение расположено на левом берегу реки Ангары в 40 км от её устья (рис. 1.1). По административному положению месторождение входит в состав Мотыгинского района, Красноярского края. Удаленность месторождения от краевого центра 350 км. Ближайшими к месторождению населенными пунктами являются: поселок Новоангарск в 7 км на восток на левом берегу реки Ангары, деревня Кулаково в 18 км на восток на левом берегу реки Ангары, пос. Стрелка – в 38 км на запад в устье реки Ангары. Административный центр района пос. Мотыгино расположен в 80 км на восток на правом берегу реки Ангары. В п. Мотыгино размещены основные хозяйственные предприятия, почта, телеграф, аэропорт, пристань.

Месторождение связано с краевым и районным центрами автомобильной трассой. От Красноярска до п. Новое Каргино дорога имеет бетонно-асфальтовое покрытие. Через р. Енисей в летнее время действует паромная переправа, в зимнее – намораживается ледовая переправа. Далее от пос. Стрелка до Горевского месторождения и районного центра п. Мотыгино идет улучшенная грунтовая дорога. Ближайшими к месторождению ж.д. станциями МПС являются станции Абалаково и Лесосибирск. В п. Мотыгино имеется аэропорт способный принимать самолеты типа ЯК-40, АН-24, АТН-42-500 и АН-26.

Транспортная схема используемая для доставки материалов и оборудования в период строительства и эксплуатации ОАО «Горевский ГОК» имеет следующий вид:

- автотранспортном из г. Красноярск до пос. Новое Каргино, из пос. Новое Каргино до пос. Стрелка паромной или ледовой переправой, далее из пос. Стрелка до промплощадки предприятия;
- железнодорожным транспортом из г. Красноярск до г. Лесосибирск, далее водным фрахтом из г. Лесосибирск до причала ОАО «Горевский ГОК», от причала автотранспортом до промплощадки предприятия.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		3

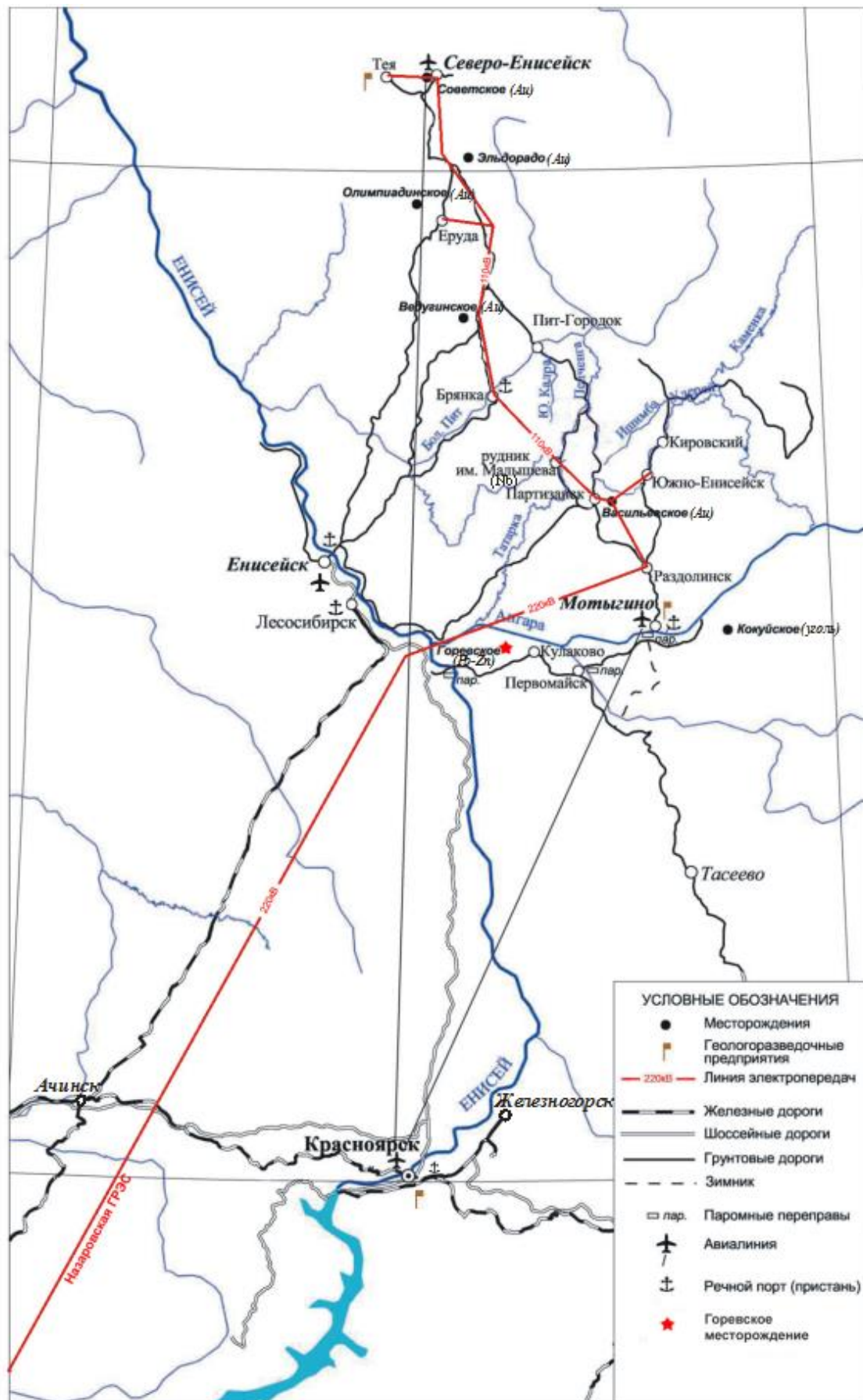


Рисунок 1.1 – Обзорная схема района

Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Гидросеть относится к бассейнам р. Ангара, Енисей. Главной транспортной артерией является р. Ангара, на которую приходится основной объем пассажирских и грузовых перевозок, сплав леса.

В границах участка производства горных работ, особо охраняемые природные территории и объекты отсутствуют, их организация не планируется.

Район месторождения по климатическим особенностям приравнен к районам Крайнего Севера. Климат района резко-континентальный с суровой продолжительной зимой и коротким дождливым летом. Количество морозных дней до 297. Снеговой покров ложится в октябре, сходит в мае. Мощность его достигает 1,5-2 м и более в седловинах и логах. Продолжительность периода со снежным покровом составляет 191 день. Средняя месячная температура самого холодного месяца (январь) составляет $-22,4^{\circ}\text{C}$. Лето начинается в середине июня и оканчивается в конце августа, средняя месячная температура воздуха самого теплого месяца (июль) составляет $15,0^{\circ}\text{C}$, количество осадков – около 200 мм. При годовой норме осадков 496 мм, в теплый период (май-октябрь) здесь выпадает 359 мм. Среднегодовое количество осадков 350-550 мм. В годовом ходе скорости ветра его среднемесячные значения достигают максимума в апреле-мае и октябре и составляют 3,0-3,2 м/с. Летом и зимой преобладают ветра юго-западного направления. Многолетняя мерзлота отсутствует, сезонная достигает 1,5-2 м.

Район месторождения находится на западной оконечности Енисейского кряжа с характерным рельефом местности – плавным спуском к реке Ангара отдельных отрогов, являющихся водоразделами рек и ручьев.

Рельеф района слаборасчлененный, имеет сглаженные очертания и общую тенденцию понижения на запад, по направлению к р. Енисей. Преобладают абсолютные отметки в 150-200 м. Долины рек широкие и отлогие, имеют резко асимметричную форму.

Прорезающая отроги долина реки Ангара имеет три типа террас:

- пойменная, с возвышением над уровнем воды на 1,0-3,5 м, затапливаемая паводками и часто заболоченная. В районе месторождения этот тип поймы малоразвит и представлен узкими прибрежными участками по реке Ангаре и устьям рек Алешкиной, Картицы и ручья Сакалов;
- первая надпойменная терраса с отметками 90-130 м;
- вторая надпойменная терраса в абсолютных отметках 100-195 м.

Перепады между террасами резко выражены. Склоны сильно задернованы и залесены, лишь на участке в 0,8-1,5 км на восток от месторождения берег реки Ангара имеет обрывистый характер, с выходом коренных пород на поверхность.

Поверхностные воды района месторождения представлены рекой Ангара, а также ее левыми притоками: р. Алешина, р. Горовой, р. Картица. Река Ангара вытекает из оз. Байкал и относится к бассейну р. Енисей. Ширина ее в районе месторождения составляет около 2,8 км, средняя глубина около 3 м, скорость течения 2,2 км/час. Сток реки зарегулирован тремя крупными водохранилищами – Братским, Усть-Илимским и строящимся Богучанским.

										Лист
										5
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

Ледостав устанавливается в третьей декаде октября. Средняя продолжительность ледостава 190 дней. Максимальная толщина льда составляет от 1,2 м в декабре до 1,5 м в феврале.

Появление шуги отмечается во 2-ой половине октября, продолжительность шугохода составляет от 5 до 26 дней. Продолжительность весеннего ледохода длится от 8 до 19 дней и в среднем составляет 12 дней. В следствии зашугованности русла зимние уровни выше меженных летних.

В связи с работой каскада ГЭС в зимнее время происходят вертикальные подвижки льда. Прогнозируется и снижение максимальных уровней весеннего половодья, в связи с дополнительным регулированием стока воды на новом гидроузле. Паводки на р. Енисее достигают 12 м над меженным уровнем. Ширина водоохраной зоны р. Ангара составляет – 200 метров, р. Картица – 100 метров, для остальных водотоков – 50 метров. Сейсмичность района согласно СНиП II-7-81 составляет 6 баллов.

1.2 Геологическое строение месторождения

В геологическом строении Горевского месторождения принимают участие карбонатные породы протерозойского возраста и в меньшей мере палеозойские породы, покрытые чехлом (до 30 м) третичных и четвертичных отложений. Магматические породы, в виде единичных и маломощных (от сантиметров до нескольких метров) долеритовых даек, прорывают осадочные породы. Расчленение разреза Горевского месторождения приводиться по данным Саванович Л.Г., Сергеева Ж.И.

Протерозойская группа (P)

Тейская серия (Pt pn)

Пенченгинская свита (Pt Pn) Двуслюдяные сланцы, мраморизованные известняки, кварцева-графитисто-карбонатные сланцы. Мощность 900-1200 м

Палеозойская группа (C₁)

Синийский комплекс (Sn)

Сухопитская серия (Sn)

Горбиловская свита (Sn gb) Серовато–зеленые, кварцево – хлоритовые, кварцево – слюдисто-хлоритовые и амфиболовые сланцы с магнетитом. Мощность 1000 м

Удерейская свита-начка1 (Sn ud₁) Филлитизированные кварцево-серицитовые сланцы, внизу с хлоритоидом. Мощность 500 м

Удерейская и погорюйская свиты нерасиленные (Sn ud₂+pg) Алевролита-глинистые сланцы, кварцево-серицитовые сланцы с пиритом, маломощные прослой туфогенных пород. Мощность 700-950 м

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		6

Погорюйская свита (Sn pg) Алеврито-глинистые сланцы пропластками песчаника. Мощность 600 м

Тунгусикская серия (Sn)

Сосновская свита (Sn ss) Темно-серые и пестрые известняки и известково-глинистые сланцы, вверху с галькой зеленых известняков. Мощность 150-180 м

Потоскуйская свита (Sn pt) Глинистые, алеврито-глинистые, хлоритоидные сланцы, неслоистые известняки, известково-глинистые, графитисто-известковые, кварцево-серицитовые сланцы с магнетитом, песчаники и гравелито-брекчии с гематитом. Мощность 1000-1200 м

Шунтарская свита (Sn sn) Серые и темно серые известняки, известково-глинистые и глинистые черные сланцы, известковистые песчаники. Представлена преимущественно известняками с подчиненным количеством мергелистых прослоев, превращенных в серицито-кварцево-известковые сланцы. Эти отложения делятся на три пачки: среднюю и нижнюю, которые отличаются по цвету, слоистости и наличию различных примесей.

Породы шунтарской свиты слагают Горевскую синклираль, занимают всю центральную часть рудного поля, а верхняя пачка шунтарской свиты вмещает все рудные тела Горевского месторождения. Мощность 1400-1500 м.

Киргитейская свита - пачка 1 (Sn kg₁) Графитисто-глинистые сланцы, кварциты, серые известняки, зеленые сланцы с пустотами, с хлоритомом, туфогенные породы, алевролиты с гематитом. Мощность 500-600 м.

Киргитейская свита - пачка 2 (Sn kg₂) Графитисто-глинистые сланцы, кварциты, кварцитовидные песчаники. Мощность 700-800 м.

Киргитейская свита – пачка 3 (Sn kg₃) Серые и буровато-серые слоистые известняки. Мощность 250-300 м.

Палеозойская группа (C₁)

Девонская система (D)

Каменноугольная система (C)

Чаргинская свита (D₃ čr) Известняки с халцедоном, конгломераты, гравелито-песчаники, песчаники, мерголи. Мощность 100 м

Красногоревская свита (C₁ kr³) Пески с галечником, железистые песчаники, глины, суглинки, аргеллиты . Мощность 350 м

Листвяженская и клинтагинская свиты (C₂₋₃ P₁) Песчаники, аргеллиты с пропластками каменных углей. Мощность 100 м.

Мезозойская группа (M₇)

Юрская система (J)

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата		7

Вязкие глины, кварцевые пески, орголиты, бурые угли. Мощность 250 м.
Кирнаевская свита (N₁ krn) Пески с галечником, железистые песчаники, глины, суглинки. Мощность 80-100 м.

1.3 Магматизм

В пределах геоблока Горесвкого месторождения закартированы и изучены следующие магматические комплексы.

1. *Индыглинский комплекс, (N₁ Sn)* Представлен ортоамфиболитами.
2. *Сурнихинский комплекс (σ Sn)* Представлен пироксенитами и горнблендитами.
3. *Токминский комплекс (N₂ Sn)* Представлен диабазами
4. *Соргинский комплекс (Sr Sn)* Представлен щелочными сиенитами, порфирами, альбитофирами трахитовыми порфирами, пегматоидными гранитами, аплитами, гранитами.
5. *Ведугинский комплекс (μβ₂ Sn)* Представлен диабазами.
6. *Кийский комплекс (εθ-S)* Представлен нефелиновыми сиенитами, ювитами.

1.4 Тектоника

Структурно месторождение расположено в южной части Ангаро-Тисского синклиория Енисейского кряжа на стыке его с Ангаро-Канской глыбой (антиклинорием). В силу своего пограничного положения район попадает в наиболее мобильную центральную зону Нижнее-ангарского регионального (глубинного) разлома. В геологическом строении объекта принимает участие торригенно-карбонатный комплекс пород горевской свиты верхнего протерозоя. Известняки с прослоями углеродистых слюдисто-карбонатных сланцев смяты в узкие изоклинальные складки различных порядков. Углы падения пород 70-85°, нередко – вертикальные.

В русловой части протерозойские породы непосредственно контактируют с р. Ангарой, в береговой – перекрыты осадками четвертичного возраста аллювиального, эллювиального и эллювиально-делювиального происхождения. Песчано-галечниковый горизонт низких террас гидравлически взаимосвязан с рекой и является проводником речных вод в рудовмещающие отложения. На месторождении развиты две системы разрывных нарушений, простирающиеся под руслом реки.

С ними связаны протяженные зоны дробления пород, рассланцевания, повышенной трещиноватости. В лежащем боку сместителей образовано несколько (до 3-5) горизонтов катаклазитов мощностью в первые метры, по которым отмечается проявление интенсивных суффозионных процессов. Суффозионный вынос заполнителя приводит к образованию полостей в зонах разломов, которые играют роль своеобразных дренажных галерей, к которым

									Лист
									8
Изм	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

поступают речные и подземные воды. Развитие этих процессов и возможные прорывы речных вод вплоть до катастрофических возможны в проектируемые горные выработки.

1.5 Морфология рудных тел и вещественный состав руд

Минералогический состав руды характеризуется следующим содержанием основных сульфидов:

Галенита	8-10%
Сфалерита	1-3%
Пирротина	4-6%

Сульфиды замещают нерудные минералы и сопровождаются кварцем (30-35%), сидеритом (30-40%), кальцитом (2-3%), доломитом (1-2%), хлоритом и серицитом (3-6%).

В большинстве случаев руды имеет полосчатую текстуру – типичную для месторождений метасоматического типа.

Галенит является главным рудообразующим минералом. Он встречается в виде самостоятельных выделений размером от 0,05 мм до 2,0 мм и в сростаниях со сфалеритом и пирротинном. Галенит образует полосы, линзочки, пятна, прожилки и вкрапленность.

Сфалерит встречается в виде самостоятельных выделений, часто содержит включения галенита и пирротина, а также образует сростания с названными сульфидами. Размер выделений, как и у галенита.

Соотношение между галенитом и сфалеритом по месторождению выражается в среднем как 5:1.

Химический состав руды приведен в табл. 1.5.1. по наиболее представительным технологическим пробам. Из таблицы видно, что главными компонентами в составе руд являются кремнезем (28,3-38,9%) и железо (17,4-25,1%)

Степень разведанности Горевского месторождения весьма различна для основных рудных тел. Главное рудное тело изучено с деятельностью, соответствующей категориям В, С₁ и С₂. Западное рудное тело до категорий С₁ и С₂, а Северо-Западное рудное тело только до категории С₂.

В целом по месторождению соотношение категорий следующее:

- а) по руде В-14,7%, С₁-54,6%, С₂-30,7%;
- б) по свинцу В-17,4%, С₁-57,9%, С₂-24,7%.

По всем данным геологоразведочных и геофизических работ недоразведанным осталось Северо-Западное рудное тело с глубины 120 м от поверхности и не проверенны бурением аномалии, расположенные восточнее этого тела. Надостаточно проверенным осталось Картичное рудопроявление, расположенное в 2 км юго-восточнее месторождения. Здесь по 6 скважинам установлено 11 рудных пересечений мощностью от 0,5 до 8,0 м с промышленным содержанием свинца или цинка, на глубинах 110-540 м от поверхности.

Таблица 1.5.1 – Химический состав руды по наиболее представительным технологическим пробам
(по данным Н.В. Радченко, В.Н. Толстихиной 2008 г)

№№ проб	7	8	10	9	11	12	13	Среднее в балансовых рудах	
								B+C ₁	B+C ₁ +C ₂
Вес проб, кг	1227	6363	6363	1104	1104	4560	1580	B+C ₁	B+C ₁ +C ₂
Свинец, %	7,61	7,55	9,56	1,78	1,72	7,09	2,75	6,98	6,43
Цинк, %	0,94	0,60	0,57	1,10	1,10	1,42	3,03	1,36	1,57
Серебро, г/т	-	58,3	84,0	14,3	23,0	57,3	22,0	55,0 г/т	51,0 г/т
Железо, %	17,47	21,41	20,15	20,33	21,83	21,78	25,17	-	-
Кадмий, %	0,001	0,001	0,007	0,0011	0,006	0,01	0,002	42,6 г/т	45,1 г/т
Германий, г/т	0,005	0,0007	0,0008	0,0007	-	-	0,0014	-	-
Медь, %	0,016	0,02	0,016	0,01	0,035	н/о	-	-	-
Мышьяк, %	0,01	0,03	0,02	0,004	0,001	0,08	-	-	-
Сурьма, %	0,02	0,015	сл	0,004	сл	0,04	-	-	-
Висмут, %	-	0,005	-	н/о	-	-	-	-	-
Сера общая, %	3,53	3,33	4,11	2,49	2,74	4,08	3,46	-	-
Окись кремния, %	35,29	35,2	33,6	36,6	34,76	38,9	28,39	-	-
Двуокись углерода, %	12,84	17,4	-	17,6	-	9,9	-	-	-
Окись алюминия, %	2,12	3,44	3,51	3,53	3,92	0,85	2,65	-	-
Окись кальция, %	3,29	2,37	2,14	4,53	3,87	1,88	1,99	-	-
Окись фосфора, %	0,013	-	0,07	-	0,09	-	0,04	-	-

На верхних горизонтах месторождения до глубины 70 м известняки, вмещающие руду, довольно изменчивы по крепости, пористости и водопоглощению. Трещиноватые известняки в зонах дробления и рассланцевания характеризуются повышенной пористостью (до 3%) и водопоглощением (до 4%), в то время, как известняки висячего и лежачего бока, а также балансовые руды характеризуются пористостью 0,2-1,0% и водопоглощением 0,02-0,7%.

Зона выветривания распространяется до глубины 60-70 м и характеризуется сильно развитой трещиноватостью и более слабыми породами и рудами.

В известняках висячего бока размеры структурных блоков более крупные, чем в лежачем боку и находятся в пределах 0,1 - 0,6 м. В рудной толще блоки более крупные. В лежачем боку в зоне рассланцованности блоки весьма мелкие, пластинчатые с толщиной пластинок от 2 до 10 см.

Руды и породы, дающие выход керна меньше 50% (предположительно неустойчивые), составляют 10%.

Содержание свободной кремнекислоты в породах рудной зоны более 20%, вследствие чего рудник относится к силикозоопасным.

Известняки обладают активностью 7-10 мкр/час, руда от 1 до 6 мкр/час.

Коэффициент крепости по Протодьяконову: для руды – 8-12; для известняков зон дробления и рассланцевания 2-7; для известняков висячего и лежачего бока рудных тел 6-10.

Естественная влажность руды – 0,36%.

Объемный вес руды – 3,3 т/м³, известняков – 2,7 т/м³, рыхлых вскрышных пород – 1,8 т/м³.

Основные физико-механические свойства руд и пород месторождения представлены в таблице 1.5.2.

Таблица 1.5.2 – Физико-механические свойства руд и пород (по данным Н.В. Радченко, В.Н. Толстихиной 2008 г)

№	Наименование пород	Естес-тв. влаж-н., %	Удел-ьн. вес, г/см ³	Объемн-ый вес, г/см ³	Пористо-сть, %	Водо-погла-щени-е, %	Времен-сопроти-вл. сжатию, кг/см ²	Коеффци-ент крепости по Протодья-конову	Категория трещиноват-ости по классифика-ции МВК
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Покровны-е суглинки (167 определ-ий)	11-31	2,6-2,7	1,3-2,3	28-49	-	-	-	-
2	Песчано-галечнико-вые отложения (184 определ.)	12,4	2,54-2,68	1,4-2,1	35-52	-	-	-	-

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

Продолжение таблицы 1.5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
3	Элювиальные глины с обломками коронных пород	20-40	2,64-2,72	1,55-2,04	38-40	-	-	-	-
4	Известняк и висячего и лежачего бока (138 опр.)	-	2,72-2,98	2,62-2,98	0,15-0,71	0,02-0,39	726-1487	6-10	II
5	Трещиновые известняки до глубины 70 м	-	2,72-2,98	2,62-2,98	0,15-0,71	0,02-0,39	726-1487	6-10	II
6	Известняк и зон дробления рассланцевания	-	до 2,8	2,69	0,3-1,0	0,15	365-576	2-6	I
7	Кварц-карбонатные породы рудной зоны	-	2,85-3,44	2,82-3,38	до 1,0	0,48	840-1114	8-12	III
8	Руда	0,01-4,51	3,24-3,44	3,28-3,50	0,28-0,62	0,15-0,71	200-1228	8-12	III
	Для балансовых руд - среднее	0,36		3,3					

Основными полезными компонентами руд являются свинец и цинк. Закономерной линейной связи между свинцом и цинком не установлено, а коэффициент корреляции равен +0,09 (по 135 пробам из подземных горных выработок). По этим же пробам коэффициенты вариации определились для свинца $\pm 83\%$ (неравномерное распределение) и для цинка $\pm 165\%$ (весьма неравномерное распределение). Изменчивость колебаний в содержаниях свинца и цинка наиболее четко отмечается по мощности рудной зоны. При переходе от висячего бока к лежачему уменьшается содержание цинка и увеличивается содержание свинца. По частным пробам содержание свинца колеблется в пределах 0,2-39%, а цинка от 0,08% до 15%. По 97 групповым пробам содержание свинца колеблется от 1,18% до 26,64% при среднем значении 8,93%, а цинка от 0,0 до 7,53% при среднем значении 1,67%.

Кроме свинца и цинка в балансовых рудах подсчитаны попутно извлекаемые компоненты: серебро и кадмий.

Учитывая малое количество контрольных анализов (13 определений) в этом классе

уверено говорить о систематических погрешностях не представляется возможным. Значимое расхождение при определении цинка по внешнему контролю получено в классе содержаний 0,5-2,0% по обоим критериям.

Из результатов обработки данных внутреннего контроля фазовых анализов на свинец и цинк видно, что погрешность в определениях находится в допустимых пределах.

О достоверности результатов внешнего контроля фазовых анализов говорить проблематично поскольку очень мало контрольных анализов – от 3 до 14 определений в классе.

Подсчитанные запасы, протоколом совещания в Отделе полиметаллической промышленности Минмета от 22 февраля 1993 года, рекомендовано принять в качестве исходных для проектирования карьера I очереди.

1.5.1 Попутные полезные ископаемые

Основными полезными компонентами в рудах являются свинец и цинк. Содержания их по пробам в контурах промышленных руд колеблются соответственно от 1,6 до 23,2% и от 0,08 до 14,8%. Средние содержания по месторождению в запасах категории В составляют соответственно 7,59 и 0,69%, категории С₁ – 6,74 и 1,56% и категории С₂ – 5,12 и 2,61%.

Из попутных компонентов промышленный интерес представляет серебро 54,6 г/т и кадмий 47 г/т. Установлена устойчивая прямая корреляционная зависимость их содержаний соответственно от содержаний свинца и цинка. Кроме того, в рудах присутствует железо в сидерите – 31,16%, в незначительных количествах – германий 4,1 г/т, таллий 4,0 г/т, галлий 2,0 г/т, теллур 4 г/т, индий 0,9 г/т, сурьма 0,05 г/т, мышьяк 0,049% и кобальт 0,006%. Германий связан со сфалеритом и большей частью с кварцем, откуда он не извлекается. Окисленные руды на месторождении развиты слабо и распространяются на глубину 10-20 м, иногда по тектоническим зонам они встречаются на глубине до 80-100 м, но количество их незначительно и практического значения они не имеют.

Запасы серебра и кадмия категории В, ввиду отсутствия внутреннего контроля их анализов, были переданы в категорию С₁.

Запасы сидерита, ввиду отсутствия потребителя, а запасы германия в рудах, ввиду недостаточной технологической изученности, из подсчета были исключены.

Забалансовые запасы, подсчитанные внутри контура кондиционных руд и за их пределами, ввиду незначительного количества, а также забалансовые запасы категории С₂ из подсчета были исключены.

1.6 Гидрогеологическая характеристика месторождения

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		16

марки Д-250 и УП-2, с производительностью соответственно 230 м³/ч, и 650 м³/ч. Насос УП-2 работает в автоматическом режиме в зависимости от повышения уровня воды в карьере ОПП, в основном, 5-7 дней в месяц. Минимальный дренажный водоприток равен 280 м³/ч, максимальный во время паводка 360 м³/ч.

С июля 2005 года в связи с развитием горных работ на уступе +65 +55 м уровень воды в карьере ОПП был понижен до отметки +53,4 м в течение 30 дней двумя насосами марки Д-250 и УП-2 с общей производительностью 880 м³/ч. Сброс воды ведется по водоотводным трубам.

Насос Д-250 подает воду на обогатительную фабрику, насос УП-2 – ведет сброс в р. Ангару. Общий водозабор из карьера ОПП в 2005 году составил 3 325 330 м³, в том числе, сброс воды в р Ангару составил 1 781 500 м³.

В мае 2006 года планируется понижение уровня воды в карьере ОПП до отметки +43,0 м. Необходимый объем водопонижения составляет 468 400 м³.

При одновременной работе 2 – х насосов с общей производительностью 880 м³/ч, время откачки займет 22 дня. Сброс воды будет осуществляться по существующей схеме водоводов.

В 2005 году горные работы велись в карьере I^{ой} очереди на уступах +85 +75 м +75 м 65 м. Общий водоприток в карьер I очереди составляет 150 м³/ч. В карьере действуют 2 водоисточника из тела дамбы с общим дебитом 100 м³/ч и водоисточник на гор. +65 м из подошвы уступа с дебитом 50 м³/ч. Осушительные мероприятия заключались в организованном приеме воды от забоев с помощью дренажных канав, по которым вся вода поступала в карьер ОПП, где откачивалась оборудованными насосными станциями.

В 2006 году осушительные мероприятия останутся прежними, с применением дренажных траншей в пределах уступов карьера I^{ой} очереди.

Подробно оценка гидрогеологических условий разработки Горевского месторождения дана в «ТЭО развития карьера на предельную глубину в границах дамбы I очереди» (ОАО «Красноярскгеология», г. Красноярск, 2005 г.), которое является составной частью настоящего проекта. В ТЭО обоснован прогнозируемый водоприток в карьер за счет подземных вод.

1.7 Основные сведения о запасах

Анализ степени разведанности, проведенный геологической службой Горевского ГОКа в контуре карьера ОПП, показал, что блоки категорий В и С₁ (детальной разведки) опираются на единичные пересечения скважин, расположенные через 80-100 м. Как показал опыт эксплуатации, данные, полученные по этим скважинам, не отражают всей сложности геологического строения месторождения и качества руд. На верхних горизонтах месторождения карьером ОПП на участке РЛ 0-4, где установлены более

										Лист
										18
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

сложнее строение и морфология рудных тел, появились окисленные руды, которые на стадии детальной разведки не были изучены, а результаты бурения гидрогеологической скважины 2033 на РЛ IA, уменьшили не менее, чем на 30% утвержденные ГКЗ СССР запасы в контуре проектируемого карьера первой очереди. (Радченко Н.В., Толстихина В.Н. 2008 г.)

На основании всего выше сказанного сделан вывод, что запасы на участке РЛ 0-4А не являются подготовленными для промышленного освоения. Поэтому в 1987 г. на основании геологического задания был составлен проект на доразведку Главного и Западного рудных тел в пределах горного отвода 1-ой очереди Горевского ГОКа.

При доразведке было проведено сгущение разведочной сети скважин до 50х50 м между РЛ 3,5-0-3А (до горизонта ± 0 м).

Выход керна зависит от положения пробуренного интервала в структуре месторождения.

По всяческому боку рудных тел и вмещающих их породам выход керна, как правило, составляет не менее 60%. Низкий выход керна до 11% получен на выходе из рудной зоны во вмещающие карбонатные породы.

Из таблицы 1.7.1. следует, что распределение объемов рудных пересечений с выходом керна от 70 до 100% по скважинам детальной разведки составляет 1537,85 п.м. – 70 сечений или 73,6% общего объема бурения по полезному ископаемому, по скважинам доразведки 64 сечения – 1256,03 п.м. или 76,8%.

Таблица 1.7.1 – Распределение рудных сечений по классам выхода керна и участвующих в подсчете запасов (по данным Н.В. Радченко, В.Н. Толстихиной 2008 г)

Классы, сечений по выходу керна в, %	Пробурено по полезному ископаемому					
	Разведка			Доразведка		
	Длина интервала в, м	Процент от общего метража	К-во сечений в классе	Длина интервалов, м	Процент от общего метража	К-во сечений в классе
1	2	3	4	5	6	7
0-10	-	-	-	-	-	-
10-20	19,0	0,9	1	-	-	-
20-30	14,80	0,7	2	-	-	-
30-40	80,75	3,9	4	16,8	1,0	1
40-50	11,8	0,6	1	74,5	4,6	3
50-60	154,6	7,4	9	89,0	5,5	5
60-70	268,6	12,9	17	197,1	12,1	15
70-80	493,85	23,7	20	420,53	25,7	26
80-90	450,1	21,5	19	650,2	39,8	26
90-100	593,2	28,4	31	185,3	11,3	12
Итого:	2086,7	100,0	104	1633,43	100,0	88

За период доразведки процент охвата буровых работ геофизическими исследованиями составил от 40 до 98% в зависимости от конструкции скважин. Проведенные исследования оказались низко эффективными, из-за невозможности достоверного применения методов (обсадочные трубы, большая каверзность и неустойчивость стенок скважин).

Балансовые запасы характеризуются следующим составом:

- 1) 5% слабоминерализованных пород в свинцовых рудах, содержащих свинца 0,22% и цинка 0,24%;
- 2) 5,2% забалансовой свинцовой руды, со средним содержанием свинца 0,74% и цинка 0,26%;
- 3) 3,3% бедной свинцово-цинковой руды, со средним содержанием свинца 0,61% и цинка 2,52%;
- 4) 25,5% рядовой руды, содержащей свинец от бортового значения до промминимума (1-3%);

Кондициями (1964 г.), проектом горнообогатительного комбината I очереди (1975 г.), ТЭО отработки месторождения на полную глубину (1980 г.) предусматривался комбинированный способ отработки Горевского месторождения – до отметки – 300 м карьером и подземным способом – в отметках – 300-1100 м.

Из утвержденных ГКЗ 126,05 млн. т. руды по всему месторождению (В+С₁+С₂) планировалось отработать открытым способом 78,04 млн. т. и 48,01 млн. т. – подземным способом.

Для осуществления подобной схемы отработки месторождения предусматривалось строительство дамбы II очереди для защиты от вод реки Ангары и комплекса подземных дренажных выработок для защиты карьера от подземных вод.

За 1976-2005 годы на Горевском месторождении добыто 4,1 млн. т. руды. Настоящим проектом за дамбой I очереди отстроен карьер в котором заключено 34,94 млн.т. руды. Для дальнейшей отработки остается:

$$126,05 - 4,1 - 34,94 = 87,01 \text{ млн. т.}$$

61% богатой руды, содержащей свинца более 3%, в которой заключено 91,9% запасов свинца и 74,8% запасов цинка.

1.7.1 Перспективы доработки месторождения

Используя материалы Радченко Н.В., Толстихина В.Н. 2008 г. следует, что отработка месторождения ниже горизонта -175 м открытым способом предусматривает строительство «большой» водозащитной дамбы и подземного дренажного комплекса, это позволит извлечь руду до гор. - 435 м.

Ко второму этапу освоения Горевского месторождения отнесена его отработка карьером II очереди. Этим карьером предусмотрена отработка

Главного и Западного рудных тел месторождения ниже гор. -175 м до экономически целесообразной глубины.

Основным показателем определяющим глубину открытых работ принят граничный коэффициент вскрыши.

Величина его определилась равной 18,2 м³/т. Границы карьера в плане устанавливались с учетом допустимых углов наклона бортов, обоснованных «Нормами технологического проектирования...» и исследовательской работой Уральского филиала ВНИМИ: «Определение углов откоса устойчивых бортов и углов сдвижения горных пород при подземной разработке Горевского месторождения».

Основные параметры, характеризующие карьер II очереди на конец отработки, следующие:

1. Длина по поверхности	1420 м;
2. Ширина по поверхности	1050 м;
3. Длина по дну	220 м;
4. Ширина по дну	45 м;
5. Глубина по борту	385-425 м;
6. Углы откосов бортов:	
а) северо-восточного	38°10';
б) юго-восточного	39°30';
в) северо-западного	29°;
г) юго-западного	39°40'.
7. Наибольшее удаление карьера в русло р. Ангары	500 м.
8. Объем горной массы в границах карьера	134750 тыс.м ³ ;
в том числе:	
руда	25,6 млн.т;
вскрыша	63,0 млн. м ³ ;
9. Средний коэффициент вскрыши	2,46 м ³ /т.

Геотехнологические методы доработки месторождения ниже -300 м (выщелачивание) неприемлемы для Горевского месторождения по условиям рудной минерализации, гидрогеологическим условиям, коллекторным свойствам вмещающих пород, экологическим и ряду других факторов.

Таким образом, доработка Горевского месторождения возможна только подземным способом. В настоящее время еще нет однозначных прогнозов в отношении развития техники и технологии подземных работ на такой длительный период. Как одно из наиболее вероятных направлений прогнозируется освоение и внедрение через 20-25 лет на подземных работах безвзрывного метода отбойки горной массы в сочетании с поточной технологией. Для проектирования подземного рудника на базе техники и технологии горных работ, возможных через 35 лет, а также для ориентировочной оценки затрат на его строительство и эксплуатацию пока нет достаточно достоверных данных. Производительность подземного рудника – 1,0 млн. тонн в год, системы разработки с твердеющей закладкой и самоходным оборудованием. Вскрытие месторождение в границах

подземных горных работ предусматривается двумя вертикальными стволами с диаметром в свету крепи 6,5 м.

Учитывая высокую ценность руды, для ведения очистных работ предусматриваются системы разработки с твердеющей закладкой: этажно-камерная система до 70% добычи руды и прочие системы (подэтажные штреки, слоевая выемка) – до 30% добычи руды.

Спуск закладки в шахту осуществляется по скважинам, а доставка к отработанным камерам – пневмо-самотечным транспортом по трубам.

Отработка запасов в бортах карьера производится после окончания открытых горных работ.

На отбойке, погрузке и доставке руды предусматривается высокопроизводительное самоходное оборудование: буровые станки, каретки и погрузочно-доставочные машины.

Проветривание горных работ принимается по фланговой схеме всасывающим способом с подачей чистого воздуха в шахту по клетевому стволу и выдачей исходящей струи по скиповому стволу. Потребность в воздухе для проветривания горных работ определена равной 230 м³/сек при депрессии 300-350 мм вод. ст.

Производительность принятого закладочного комплекса на поверхности составляет 1700 м³ в сутки, в том числе 1000 м³ по твердеющей закладке и 700 м³ по гидравлической закладке.

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Современное состояние горных работ

В настоящее время горные работы производятся в границах карьера под защитой дамбы I очереди. Вскрышные и добычные работы ведутся в соответствии с годовыми планами развития горных работ согласованы в установленном порядке. Горные работы достигли абсолютной отметки -65 метров (по состоянию на 01.01.2015г). При этом максимальная глубина карьера составила 150 метров. Товарной продукцией “ОАО” Горевский ГОК является свинцово и свинцово-цинковая руда, соответствующие техническим условиям, поставляемая на дальнейшую переработку в дочернее предприятие “ООО” Новоангарский горно-обогатительный комбинат. Товарной продукцией группы компании является свинцовый и цинковый концентраты. Основные показатели производства горных работ на карьере представлены в таблице 2.1.

										Лист
										22
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

Таблица 2.1 - Основные показатели производства горных работ карьера за 2010-14 гг. разработки.

Наименование	Значение показателя по годам отработки				
	2010	2011	2012	2013	2014
Добыто эксплуатационной руды, тыс.т.	1 666,56	2 400,02	2 382,42	2659,9	2500,0
Отработано горной массы, тыс.м ³	4 765,16	6 830,30	7 504,03	7853,9	8177,8
Отработано вскрышных пород, тыс.м ³	4 249,05	6 080,29	6 776,63	7076,2	7464,8
Эксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	2,55	2,53	2,84	2,66	2,98

Программой развития предприятия предусмотрена дальнейшая отработка запасов глубоких горизонтов открытым способом. В обеспечении этого в период до 2017 года вводится в эксплуатацию водозащитная дамба II очереди. Анализ динамики объемов горных работ по годам разработки свидетельствуют о их постепенном увеличении ввиду объективного роста коэффициента вскрыши. Учитывая это факт предприятие при обновлении существующего парка горно-транспортного оборудования ориентируется на оборудование большего типоразмера.

2.2 Структура комплексной механизации.

При разработке Горевского месторождения применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО).

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протоdjаконова коэффициент крепости 8) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки СБШ-250-32, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условия.

Большие объемы вскрыши, а также большая производительность карьера требует применения механизации. На погрузке горной массы работают исходя из поддержания необходимой производительности, экскаваторы ЭКГ-5А и ЭКГ-10.

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезные ископаемые. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается большими объемами буровзрывных работ.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т., БелАЗ-7555 грузоподъемностью 55т. и Komatsu HD 785 грузоподъемностью 90 т.

2.3 Геометрический анализ и обоснование глубины карьера.

На основе структуры комплексной механизации, используя данные, собранные на практике, взяв направление развития горных работ, выполняется геометрический анализ карьерных полей при сплошных системах разработки.

Для каждого направления развития горных работ выделяется общее количество этапов разработки и принимается определенный интервал между смежными этапами.

Исходные данные необходимые для расчета объемов вскрыши и руды: ширина разрезной траншеи по дну - 30 м; угол откоса рабочего уступа - 75°; угол откоса бортов карьера - 36°; производительность по руде – 2,5 млн. т.

Вычисляем угол откоса рабочего борта карьера:

$$\varphi = \arctg \frac{h}{P_{\min} + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha} = \arctg \frac{10}{30 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 75} = 11 \quad (2.1)$$

где: P_{\min} – минимальная ширина рабочей площадки, м;

Геометрический анализ проводим для четырех направлений углубки. На имеющемся геологическом разрезе проводим необходимые геометрические построения. Разбиваем поперечный разрез месторождения по глубине на 6 этапов разработки. Графическим путем производим подсчет площадей руды и вскрышных пород, полученные данные заносим в таблицу 2.2. Разрезы по месторождению с выбранными направления углубки изображены на рисунке 2.1-2.4.

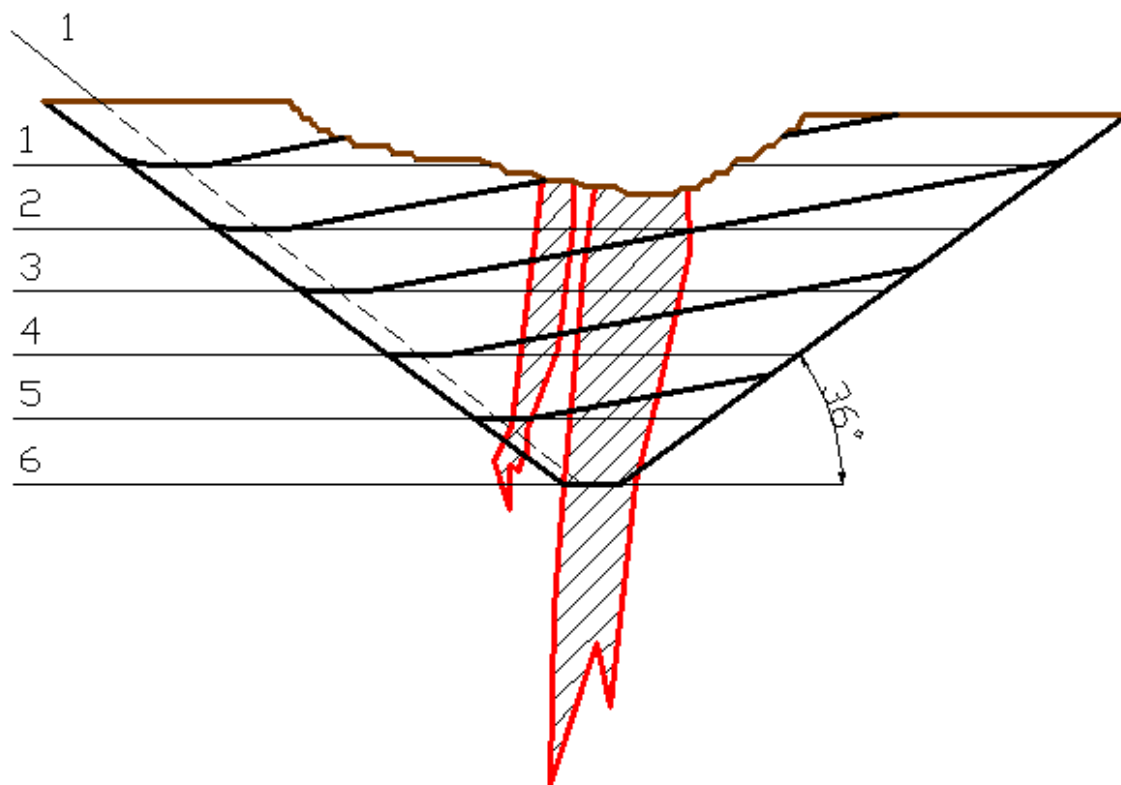


Рисунок 2.1 – Поперечный профиль по месторождению (1 углубка)

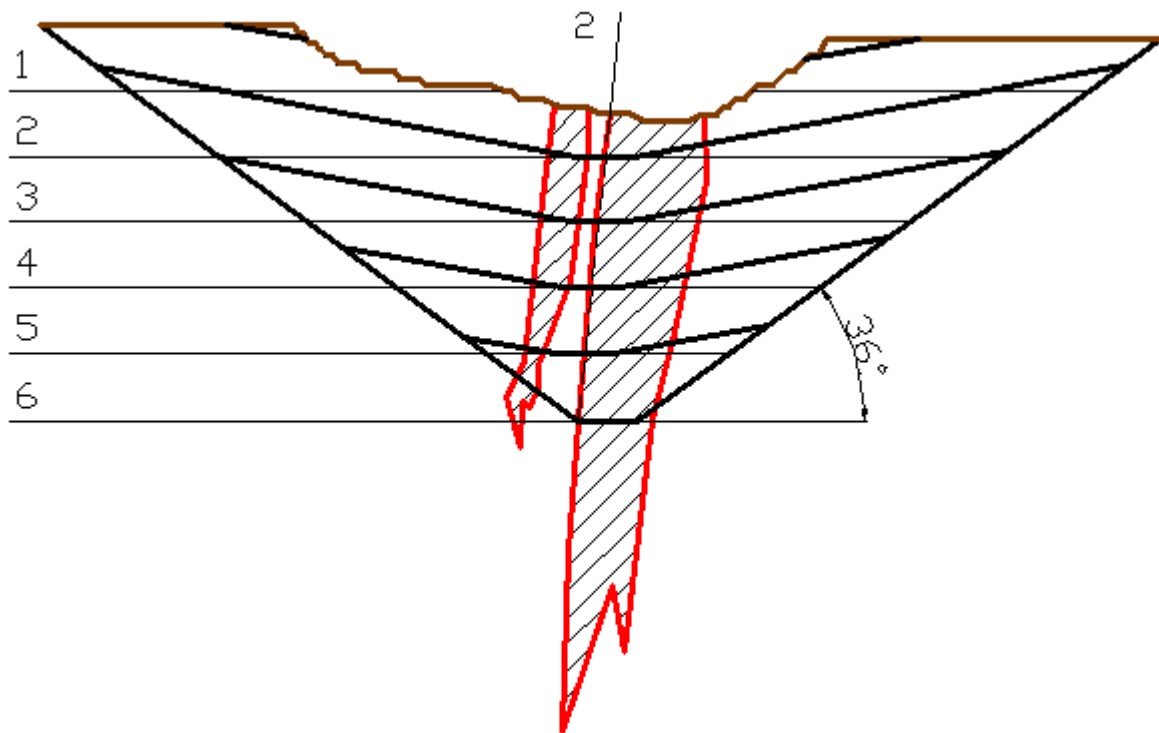


Рисунок 2.2 – Поперечный профиль по месторождению (2 углубка)

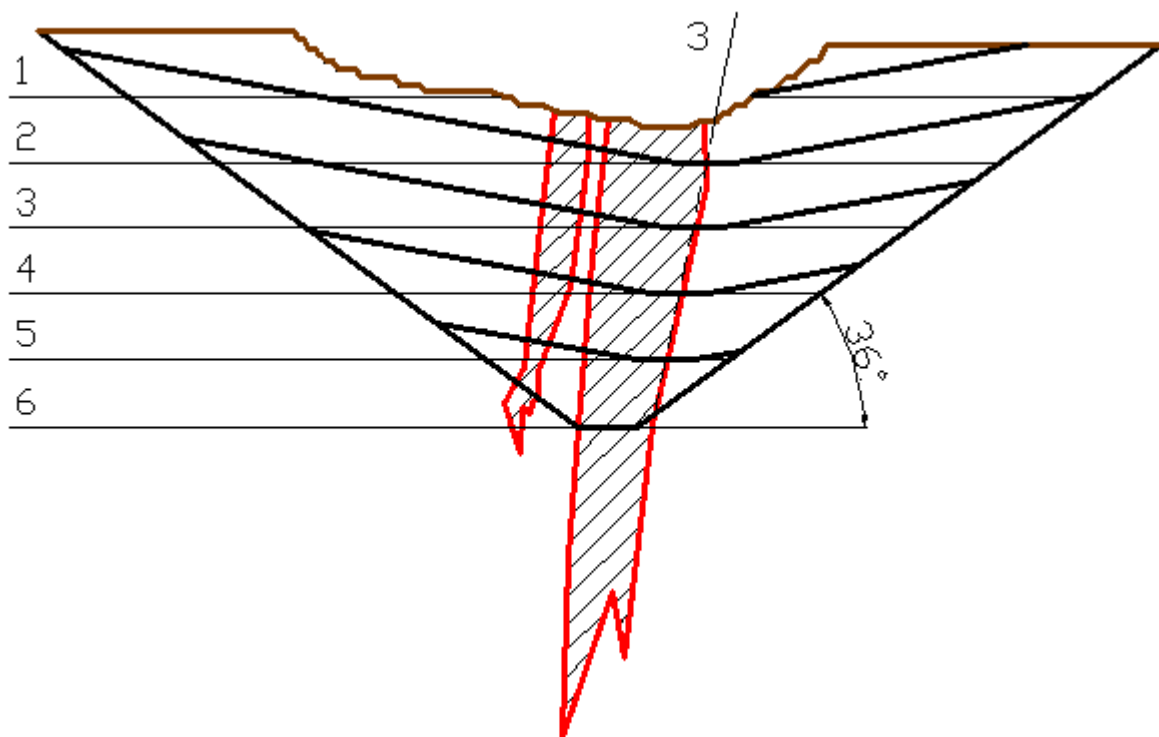


Рисунок 2.3 – Поперечный профиль по месторождению (3 углубка)

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

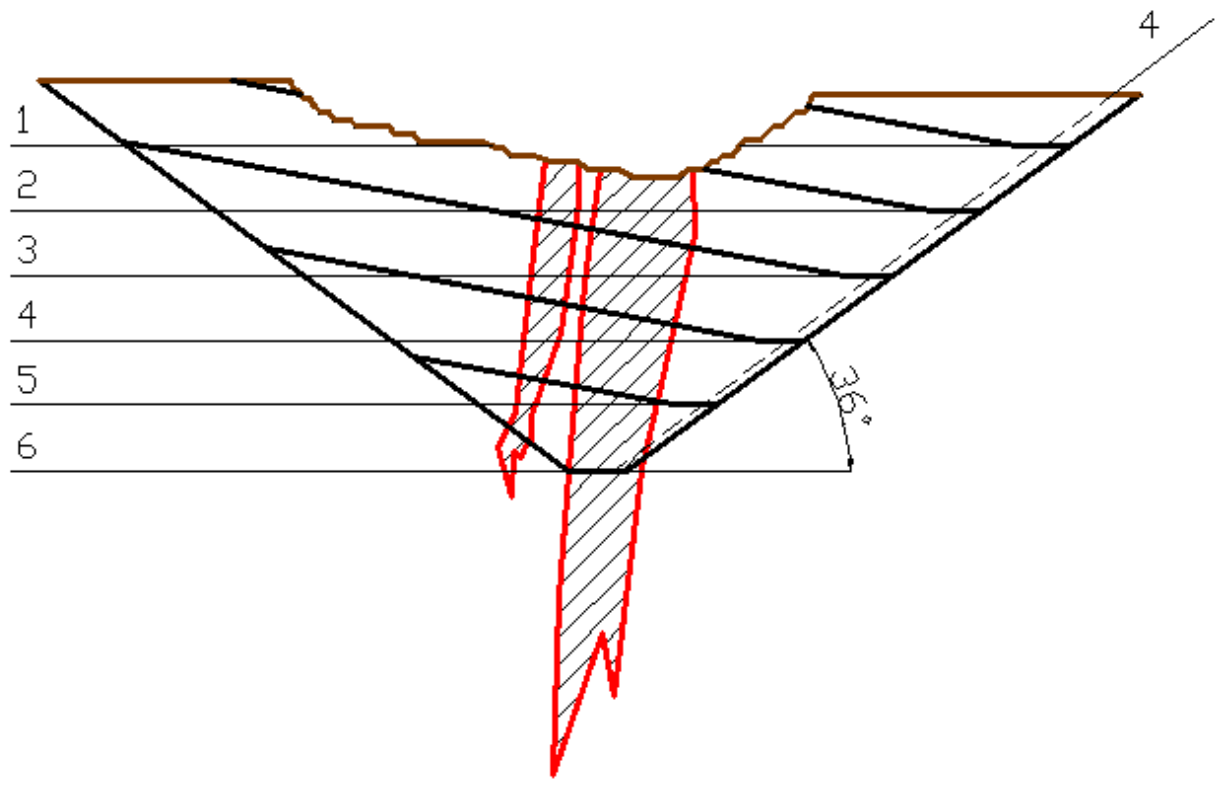
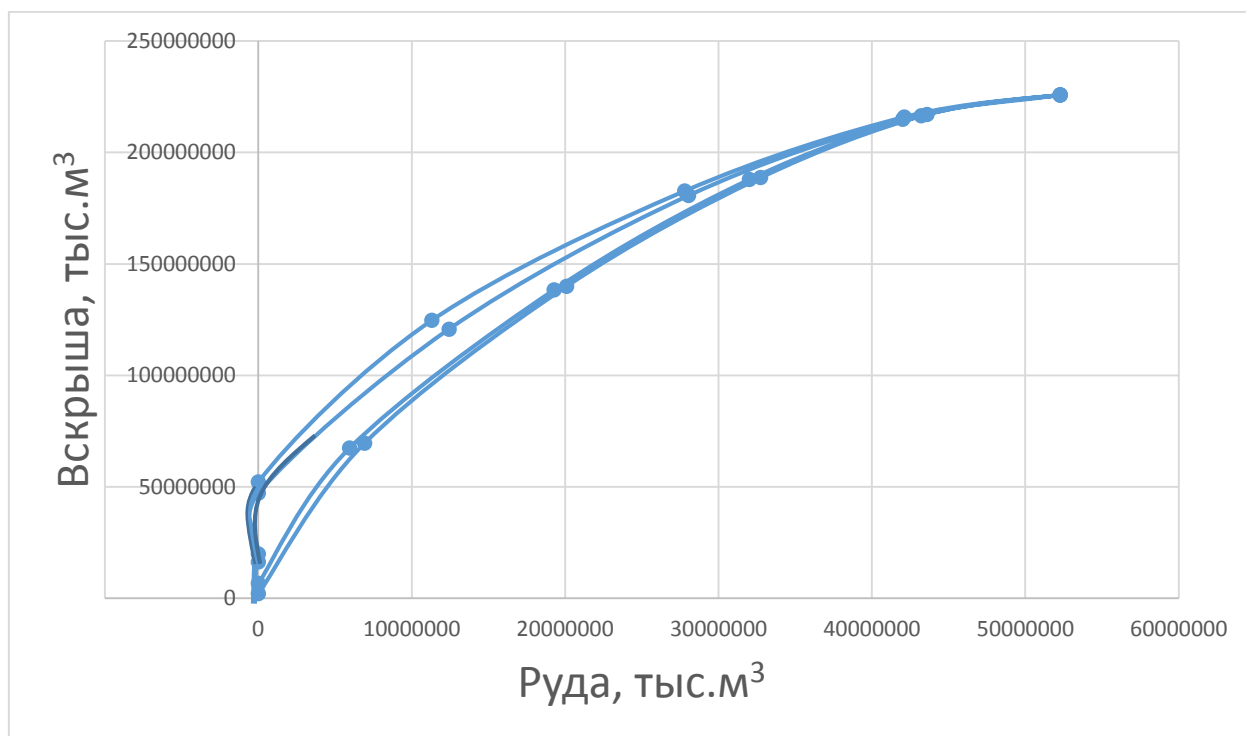


Рисунок 2.4 – Поперечный профиль по месторождению (4 углубка)

Таблица 2.2 - Нарастающие объемы полезного ископаемого и вскрыши.

Этапы	Площадь, м ³		Объемы ,м ³		Нарастающие объемы,м ³		Коэффициент вскрыши
	Руда	Порода	Руда	Порода	Руда	Порода	
1-й вариант углубки							
1	0	26492	0	19869000	0	19869000	0
2	0	42955	0	32216250	0	52085250	0
3	15066	96738	11299500	72553500	11299500	124638750	6,42
4	21997	77432	16497750	58074000	27797250	182712750	3,52
5	19060	44199	14295000	33149250	42092250	215862000	2,32
6	13552	13296	10164000	9972000	52256250	225834000	0,98
Итого			52256250	225834000			
2-й вариант углубки							
1	0	2582	0	1936500	0	1936500	0
2	9219	90067	6914250	67550250	6914250	69486750	9,77
3	17567	93901	13175250	70425750	20089500	139912500	5,28
4	16863	64992	12647250	48744000	32736750	188656500	3,85
5	14450	37823	10837500	28367250	43574250	217023750	2,62
6	11576	11747	8682000	8810250	52256250	225834000	1,01
Итого			52256250	225834000			
3-й вариант углубки							
1	0	8795	0	6596250	0	6596250	0
2	7932	81050	5949000	60787500	5949000	67383750	10,22
3	17754	94524	13315500	70893000	19264500	138276750	5,32
4	16980	66059	12735000	49544250	31999500	187821000	3,89
5	14939	38162	11204250	28621500	43203750	216442500	2,55
6	12070	12522	9052500	9391500	52256250	225834000	1,04
Итого			52256250	225834000			
4-й вариант углубки							
1	0	21560	0	16170000	0	16170000	0
2	0	41211	0	30908250	0	47078250	0
3	16558	98170	12418500	73627500	12418500	120705750	5,93
4	20823	79917	15617250	59937750	28035750	180643500	3,84
5	18622	45712	13966500	34284000	42002250	214927500	2,45
6	13672	14542	10254000	10906500	52256250	225834000	1,06
Итого			52256250	225834000			

Строим кумулятивный график $V = f(P)$.



Из кумулятивного графика видно, что 2 вариант углубки наиболее выгоден ввиду наименьшего коэффициента вскрыши на первых этапах разработки. Для дальнейших расчетов принимаем 2 вариант углубки.

2.4 Вскрытие

При выборе способа и схемы вскрытия необходимо обеспечить: минимальные объёмы горно-капитальных и вскрышных работ и срок строительства карьеров; наименьшее расстояние транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород в период эксплуатации. Системы вскрывающих выработок могут иметь разнообразные формы трасс, определяемые конфигурацией, размерами залежи и видом применяемого транспорта.

Параметры вскрытия и системы разработки приняты на основании норм технологического проектирования, правил безопасности и с учетом многолетнего опыта отработки месторождения.

Выбираем способ вскрытия рабочих горизонтов карьера. Применяемый способ вскрытия – в таблице 2.3

Основным способом является вскрытие стационарными траншеями.

Выбираем величину руководящего подъёма трассы вскрывающей выработки.

Характерный подъём капитальных траншей составляет 8%.

Примыкание на руководящем подъёме упрощает трассирование и обеспечивает минимальную действительную длину трассы и соответствующий объём горно-подготовительных работ.

Таблица 2.3 - Классификация вскрытия по Шешко.

Признак способа вскрытия	Способ вскрытия
	Открытыми выработками (траншейными)
Положение вскрываемых выработок относительно конечного контура карьера	Внутренними траншеями
Стационарность выработок	Стационарная траншея
Наклон выработки	Наклонная траншея
Число обслуживаемых горизонтов	Отдельными, групповыми или общими траншеями
Характер движения транспортных средств на уступе (маятниковое)	Одианными или парными траншеями

Существующий карьер вскрыт по схеме с петлевой трассой съездов с примыканием на горизонтальных площадках и руководящем уклоне. Трасса размещена на южном борту карьера. Нагорная часть карьера вскрывается полутраншеями.

Переход к границам карьера II очереди подразумевает использование спиральной формы трассы на предельном контуре. При такой трассе - производительность транспорта больше, чем при тупиковой и петлевой трассах, из-за непрерывного движения по трассе и увеличения радиуса кривых, особенно на верхних горизонтах. Основное преимущество стационарной спиральной трассы состоит в уменьшении разноса постоянного борта карьера. Борты карьера сложены устойчивыми породами, поэтому расположение длительно существующих участков трассы вполне возможно. Для устройства стационарной спиральной трассы в период вскрытия рабочих горизонтов первую наклонную траншею проводят с поверхности по конечному контуру карьера. После достижения отметки рабочего горизонта проводят разрезную траншею на участок примыкания и вскрытия второго горизонта. Одновременно обрабатывается часть уступа на ширину рабочей площадки, далее от конца площадки примыкания проводят по конечному контуру следующую наклонную траншею до отметки второго рабочего горизонта и т.д. Основные параметры трассы: уклон не превышает допустимой нормы для автомобильного транспорта, уклон трассы принят до 80 промилле. Из расчёта организации двухполосного движения автосамосвалов определяем ширину нижнего основания капитальных траншей из расчета самого большого (БелАЗ-75131), принимаем 38,5 метров.

Вскрытие рабочих горизонтов производят также с помощью временных съездов. Для подготовки рабочих горизонтов к работе выбираем –

траншейный способ подготовки горизонтов. Допустимо вскрытие рабочего горизонта котлованом.

Траншейный способ подготовки, технология и организация проходческих работ оказывают влияние на интервал времени между началом подготовки смежных горизонтов, годовое понижение и производительность карьера.

Производим расчёты технологических процессов по проходке траншей, обеспечивающих подготовку одного из горизонтов карьера.

Объём вскрываемой траншеи, м³;

$$V'_m = \frac{H^2}{i} \cdot \left(\frac{b}{2} + \frac{H \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{3} \right) = \frac{100}{0,08} \cdot \left(\frac{35}{2} + \frac{10 \cdot \operatorname{ctg} 75}{3} \right) = 8897 \quad (2.2)$$

Объём разрезной траншеи (котлована), м³;

$$V_{p.m.} = (b + H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha) \cdot H_y \cdot L = (35 + 10 \cdot 0,27) \cdot 10 \cdot 100 = 18313 \quad (2.3)$$

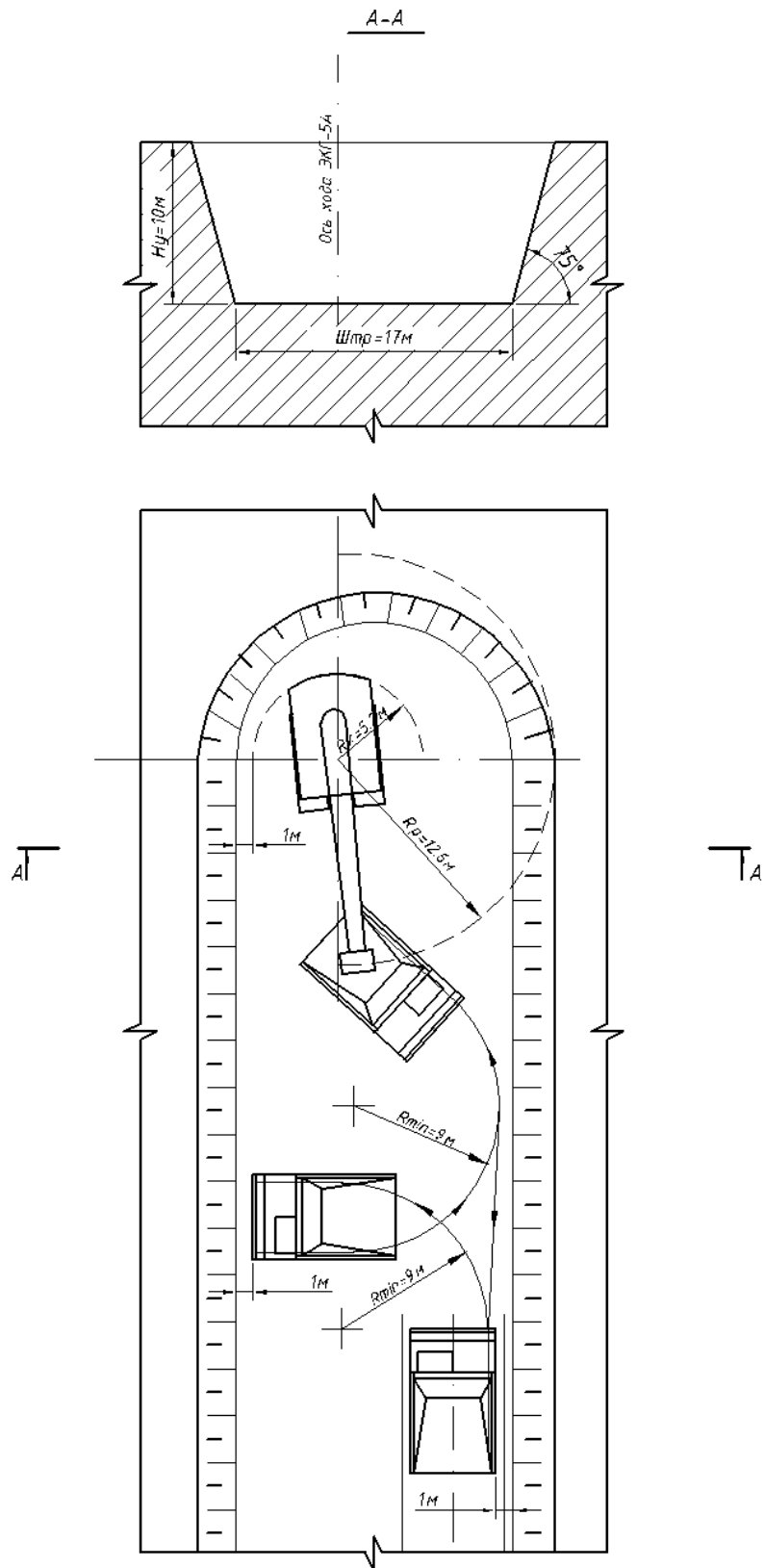


Рисунок 2.5 – Технологическая схема проведения разрезной траншеи для разрушенных и неизменных скальных пород

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

2.5 Система разработки

При разработке наклонных и крутых залежей горно-подготовительные работы ведутся как в период строительства, так и при эксплуатации карьера для создания фронта добычных и вскрышных работ. В состав горно-подготовительные работы в эксплуатационный период входят вскрытие и нарезка новых горизонтов. Система разработки при наклонных и крутых залежах характеризуется порядком выполнения вскрышных, добычных, горно-подготовительные работы. Такие системы называются углубочными.

Согласно классификации академика В.В.Ржевского система разработки углубочная продольная двухбортовая с перемещением породы во внешние отвалы. Такая последовательность ведения горных работ и порядок подвигания уступов позволяют достичь заданной интенсивности горных работ, обеспечить необходимую концентрацию оборудования и количества рабочих уступов в рабочей зоне карьера.

Параметры системы разработки для указанной структуры комплексной механизации представлены ниже:

Определение минимальной ширины рабочей площадки, м:

$$\text{Ш}_{\text{рп}} = \text{В} + \text{Т} + \text{S} + \text{С} + \text{Z} + \text{F} = 31 + 15 + 1 + 3 + 3,5 + 6 = 59,5 \approx 60 \quad (2.4)$$

где: В – ширина развала взорванных пород, м; Т – ширина транспортной полосы, м; S – безопасное расстояние от развала до транспортной полосы, м, S = 1 м; С – горизонтальное расстояние от транспортной полосы до ЛЭП, м, С = 3 м; Z – ширина полосы до ЛЭП; F – расстояние для размещения дополнительного оборудования, м, F = 6 м.

$$\text{T} = 2 \cdot (\text{Ш}_{\text{a/c}} + \text{y}) + \text{x} = 2 \cdot (6,1 + 1) + 0,8 = 15 \text{ м} \quad (2.5)$$

где: Ш_{a/c} – ширина автосамосвала, Ш_{a/c} = 6100 мм; y – ширина предохранительной полосы, y = 1 м; x – ширина кювета, м:

$$\text{x} = 0,5 + 0,005 \cdot \text{v} = \text{x} = 0,5 + 0,005 \times 40 = 0,8$$

где: v – скорость движения машин

$$\text{Z} = \text{H}_y (\text{ctg} j - \text{ctg} \alpha_p) = 10 \cdot (\text{ctg} 80^\circ - \text{ctg} 75^\circ) = 5 \text{ м}. \quad (2.6)$$

где: j – угол устойчивого откоса, j = 80°; α_p – угол рабочего угла откоса уступа, 75°;

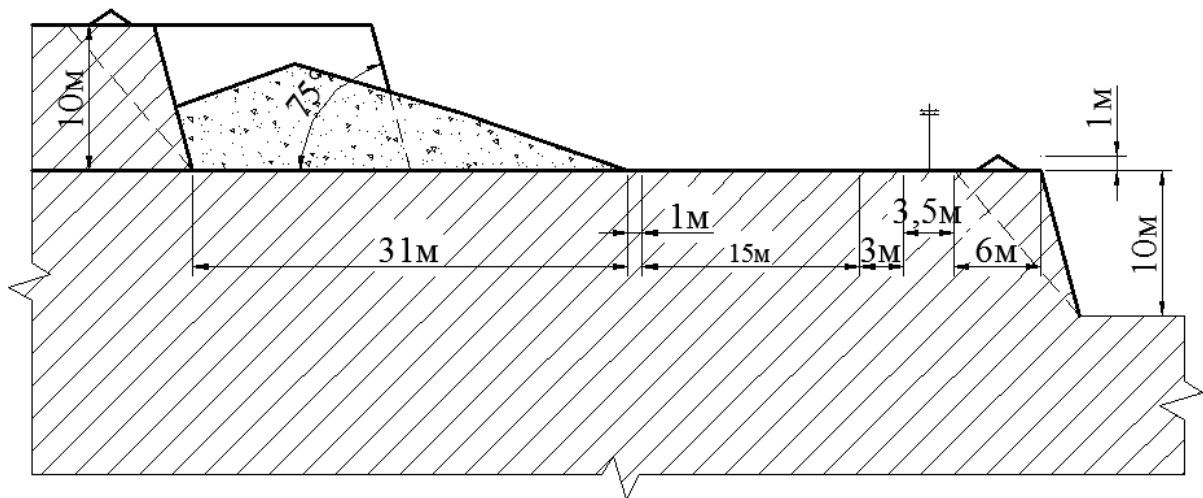


Рисунок 2.6 - Ширина рабочей площадки.

2.6 Общий режим работ и производительность карьера

Определяем месячную, суточную, сменную производительность карьера по добыче и вскрыше.

Месячная производительность карьера по добыче, т/мес;

$$Q_{мес}^d = \frac{A_p}{n} = \frac{2500000}{12} = 208333,3 \quad (2.7)$$

где A_p - годовая производительность карьера по руде, т/год; n - число месяцев в году.

Месячная производительность по карьера по вскрыше, м³/мес;

$$Q_{мес}^в = \frac{A_g}{n} = \frac{7500000}{12} = 625000 \quad (2.8)$$

где A_g - годовая производительность карьера по вскрыше, м³/год;

Суточная производительность карьера по добыче, т/сут;

$$Q_{сут}^d = \frac{Q_{мес}^d}{n_{сут}} = \frac{208333,3}{30} = 6944,4 \quad (2.9)$$

где $n_{сут}$ - количество суток в месяце.

									Лист
									33
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

Суточная производительность карьера по вскрыше, м³/сут;

$$Q_{сут}^6 = \frac{Q_{мес}^6}{n_{сут}} = \frac{625000}{30} = 20833,3 \quad (2.10)$$

Сменная производительность карьера по добыче, т/см;

$$Q_{см}^{\partial} = \frac{Q_{сут}^{\partial}}{n_{см}} = \frac{6944,4}{2} = 3472,2 \quad (2.11)$$

Сменная производительность карьера по вскрыше, м³/см

$$Q_{см}^6 = \frac{Q_{сут}^6}{n_{см}} = \frac{20833,3}{2} = 10416,65 \text{ м}^3 / \text{см} \quad (2.12)$$

Режим работы карьера - 365 рабочих дней в году, семидневная рабочая неделя, две смены в сутки по 12 часов.

2.7 Подготовка пород к выемке

Расчет показателя трудности бурения и взрывания

Предел прочности возьмем исходя из крепости пород на карьере Горевский ГОК, исходные данные занесены в таблицу 2.4

Таблица 2.4 – Предел прочности пород на карьере Горевский ГОК

Предел прочности, кгс/см ²		
на сжатие	на растяжение	на сдвиг
1100	50	150

Показатель трудности бурения

$$P_6 = 0,007 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \cdot \gamma = 0,007 \cdot (1100 + 150) + 0,7 \cdot 3,3 = 11 \quad (2.13)$$

По классификации породы относятся к 3 классу Труднобуримые.

Удельный эталонный расход эталонного ВВ, г/м³

$$q_3 = 0,02 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_p + \sigma_{сдв}) + 2 \cdot \gamma = 0,02(1100 + 50 + 150) + 2 \cdot 3,3 = 33 \text{ г/м}^3 \quad (2.14)$$

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		34

По классификации взрываемости породы относятся к 4 классу - Весьма трудно взрываемые.

Исходя из расчетов для бурения горных пород, на карьере применяются буровые станки СБШ – 250МН – 32.

Конструкцию заряда принимаем сплошную т.к. породы, взрываемые на карьере относятся к трудновзрываемым и весьма трудновзрываемым, классификация пород по взрываемости по В.В. Ржевскому[1].

Средний оптимальный размер куска взорванной горной массы, м,

$$d_{cp.o} = (0,15 \div 0,2) \cdot \sqrt[3]{E}, \quad (2.15)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³

$$d_{cp.o} = 0,2 \cdot \sqrt[3]{5} = 0,34 м$$

Для выбранной ранее модели бурового станка принимаем рекомендуемый диаметр долота. Согласно ГОСТ 20692-75 шифр шарошечного долота III 250 ТК.

Диаметр скважины, мм,

$$d_c = K_{pc} \cdot d_d, \quad (2.16)$$

где K_{pc} – коэффициент расширения скважин при бурении, d_d – диаметр долота, мм.

$$d_c = 1,05 \cdot 250 = 262,5 мм$$

Рассчитываем глубину перебура, м.

$$l_n = 0,2 \cdot h \quad (2.17)$$

где h – высота уступа, м.

$$l_n = 0,2 \cdot 10 = 2 м$$

Длина скважины, м,

$$L_{скв} = \frac{h}{\sin \beta} + l_n \quad (2.18)$$

где β - угол наклона скважины к горизонту, град.

$$L_{скв} = \frac{10}{\sin 90^0} + 2 = 12 м$$

Техническая скорость выбранного станка с учетом величины

Для станков шарошечного бурения, м/час:

$$V_B \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot P_o \cdot n_o}{(P_B \cdot d_d^2)} \quad (2.19)$$

$$V_B \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 300 \cdot 2,5}{(11 \cdot 0,250^2)} = 27 м/ч$$

где V_B – техническая скорость бурения, м/ч; P_o – усилие подачи, кН; n_o – частота вращения бурового става, с⁻¹; d_d – диаметр долота, м,

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка, м,

$$Q_B = \frac{T_{см} - T_{пер}}{t_o + t_B} \quad (2.20)$$

$$Q_B = \frac{12 - 1}{0,037 + 0,05} = 80$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $T_{пер}$ – длительность ежедневных перерывов в работе 0.9÷1.3, ч; t_o – основное время бурения 1м скважины, $t_o = 1/V_B$, ч; t_B – затраты времени на выполнение вспомогательных операций при бурении 1м скважины, ч.

Годовая производительность бурового станка, м,

$$Q_{Б.С} = Q_B \cdot N_{Р.С} \quad (2.21)$$

$$Q_{Б.С} = 80 \cdot 670 = 84420 м/год$$

где $N_{Р.С}$ – число рабочих смен бурового станка в течение года с учетом их целосменных простоев, вызванных плановыми и неплановыми ремонтами и другими видами организационных и эксплуатационно-технологических перерывов, ед,

Инвентарный парк буровых станков, ед.,

$$N_B = \frac{1,15 \cdot A_{Г.М}}{f \cdot Q_{Б.С}} = \frac{1,15 \cdot 8300000}{46 \cdot 84420} = 4 \text{ станка} \quad (2.22)$$

где f – выход горной массы с 1м скважины, м³/м.

Конструкция скважинного заряда

В соответствии со свойствами пород и обводненности выбираем взрывчатое вещество:

Принимаем взрывчатое вещество – Эмульсолит П-А-20

Переводной коэффициент ВВ: $K_{ВВ}=0,76$; плотность ВВ: $\Delta=1,3$ г/см³.

Принимаем сплошной заряд.

Вычисляем проектный удельный расход ВВ, кг/м³.

$$q_{П} = q_{Э} \cdot K_{ВВ} \cdot K_{Д} \cdot K_{Т} \cdot K_{V} \cdot K_{З} \cdot K_{ОП} \quad (2.23)$$

где $q_{Э}$ – удельный эталонный расход эталонного ВВ, кг/м³;

$K_{ВВ}$ – переводной коэффициент ВВ;

$K_{Д}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватости пород;

K_{V} – коэффициент, учитывающий влияние объёма взрываеваемой породы;

$K_{З}$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда;

$K_{ОП}$ – коэффициент, учитывающий местоположение заряда и число открытых поверхностей взрываеваемой части массива;

$K_{Т}$ – коэффициент, учитывающий конкретные условия.

Значение $K_{Д}$ можно установить по формуле:

$$K_{Д} = \frac{0,5}{d_{ср.о}} = \frac{0,5}{0,34} = 1,5 \quad (2.24)$$

Коэффициент $K_{Т}$ для конкретных условий:

$$K_{Т} = 1,2 \cdot l_{ср} + 0,2 \quad (2.25)$$

$$K_{Т} = 1,2 \cdot 0,9 + 0,2 = 1,28$$

Величина K_{V} зависит от высоты взрываеваемого уступа.

$$K_{V} = \sqrt[3]{\frac{15}{h}} \quad (2.26)$$

$$K_V = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1,14$$

$$q_{II} = 33 \cdot 0,76 \cdot 1,5 \cdot 1,28 \cdot 1,14 \cdot 1 \cdot 8 / 1000 = 0,44 \text{ кг/м}^3$$

Проектный удельный расход ВВ, используя методику «Гипроруды», кг/м³,

$$q'_п = q'_э \cdot K_{ВВ} \cdot K_{дк} \cdot K_{сз} = 0,5 \cdot 0,76 \cdot 1,47 \cdot 1,16 = 0,65 \text{ кг/м}^3 \quad (2.27)$$

где $q'_э$ – удельный расход эталонного ВВ, кг/м³, при размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре заряда 250 мм, кг/м³; $K_{дк}$ – поправочный коэффициент, учитывающий средний оптимальный размер кондиционного куска; $K_{сз}$ – поправочный коэффициент, учитывающий расчетный диаметр скважины.

Для дальнейших расчетов принимаем $q'_п = 0,65$ кг/м³.

Рассчитываем длину забойки. Качественная забойка позволяет существенно улучшить качество взрывааемых пород. Уменьшение величины забойки опасно преждевременным выбросом продуктов взрыва и снижением эффективности взрывных работ. Однако чрезмерное опускание забойки резко ухудшает качество взорванных пород, особенно крупноблочного строения.

При ведении взрывных работ с перебуrom забойка составляет:

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot dc \quad (2.28)$$

$$l_3 = 20 \cdot 0,26 = 5,2 \text{ м}$$

Вычисляем расчетную длину заряда, м,

$$l_{ВВ.Р} = L_C - l_3$$

$$l_{ВВ.Р} = 12 - 5,2 = 6,8 \text{ м} \quad (2.29)$$

Выбираем тип промежуточного инициатора (шашки-детонатора). Исходя из рекомендаций, выбираем шашки-детонаторы с большой

инициирующей способностью ТГФ–850Э.

Устанавливаем расход шашек-детонаторов на скважину. Для большинства применяемых ВВ достаточно по одной шашке-детонатору на заряд любой массы. Ввиду того, что $L_c < 15$ м, то для инициирования скважинного заряда используем 1 шашку.

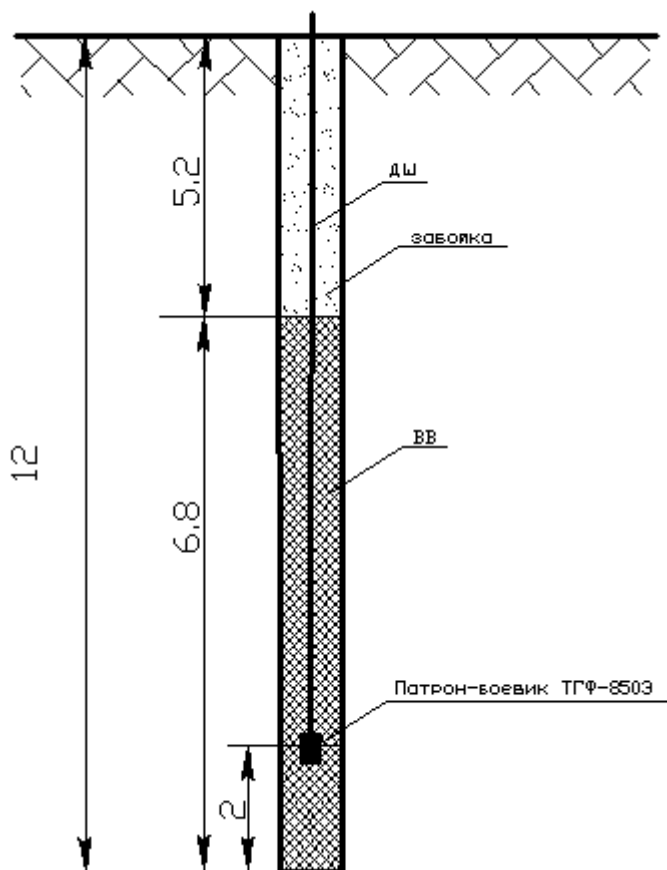


Рисунок 6.7- Конструкция скважинного заряда

Вычисляем наибольшую величину линии сопротивления,(м), по подошве уступа, исключая образование порогов, преодолеваемую зарядом ВВ определенного диаметра.

$$W_p = 53 \cdot \frac{1}{\sin \beta} \cdot K_B \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{ВВ}}}, \quad (2.30)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, град; K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород и равный для трудновзрываемых =1; d_c –

диаметр скважины, м; Δ – плотность ВВ, г/см³; m – коэффициент сближения зарядов (для трудновзрываемых – 0,85 ÷ 1,0).

$$W_p = 53 \cdot 1 \cdot 0,26 \cdot \sqrt{\frac{1,3 \cdot 0,85}{3,3 \cdot 0,76}} = 9 \text{ м}$$

Найдем величину ЛСПП, м, с учетом требований безопасности ведения буровых работ у бровки уступа, м;

$$W_{\sigma} = b_{\Pi} + h \cdot (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta) \quad (2.31)$$

$$W_{\sigma} = 2 + 10 \cdot (\text{ctg } 65^{\circ} - \text{ctg } 75^{\circ}) = 4 \text{ м}$$

где b_{Π} – ширина возможной призмы обрушения, м ; α – угол откоса рабочего уступа, град.

$$b_{\Pi} = h \cdot (\text{ctg } \alpha_y - \text{ctg } \alpha) \quad (2.32)$$

$$b_{\Pi} = 10 \cdot (\text{ctg } 65^{\circ} - \text{ctg } 75^{\circ}) = 2 \text{ м}$$

где α_y – угол устойчивого откоса уступа, град.

Проверяем соответствие расчетной величины ЛСПП требованиям безопасности, сопоставив W_p и W_{σ} . $W_p > W_{\sigma}$ значит для дальнейших расчетов принимаем $W_p = 9$ м.

Выбираем шахматную сетку скважин.

Рассчитываем между скважинами в ряду, м.

$$a = m \cdot W$$

$$a = 0,85 \cdot 9 = 7,5 \text{ м} \quad (2.33)$$

$$b = 0,85 \cdot a$$

$$b = 0,85 \cdot 7,5 = 6,5 \text{ м}$$

Определяем количество взрываемых рядов скважин с учетом рекомендаций и принимаем количество рядов равное 3-м.

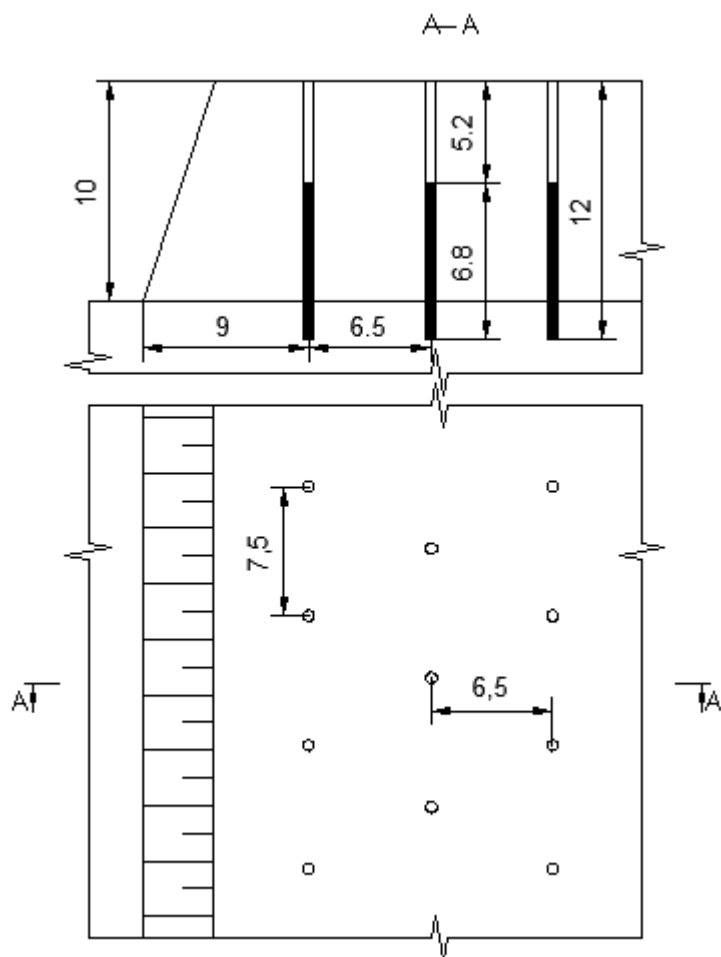


Рисунок 6.8 – Схема расположения скважин.

Установим ширину буровой заходки, м:

$$A_{\sigma} = W + b \cdot (n_p - 1) \quad (2.34)$$

$$A_{\sigma} = 9 + 6,5 \cdot (3 - 1) = 22 \text{ м}$$

где n_p – число рядов взрывааемых скважин, ед.

Рассчитываем массу заряда в скважинах первого и последующих рядов.

$$\begin{aligned} Q'_3 &= q_{II} \cdot W \cdot a \cdot h \\ Q''_3 &= q_{II} \cdot a \cdot b \cdot h \end{aligned} \quad (2.35)$$

где Q'_3 и Q''_3 – соответственно масса заряда в скважинах первого и последующих рядов скважин, кг.

$$Q_3 = 0,65 \cdot 9 \cdot 7,5 \cdot 10 = 439 \text{ кг}$$

$$Q_3'' = 0,65 \cdot 7,5 \cdot 6,5 \cdot 10 = 317 \text{ кг}$$

Рассчитываем вместимость ВВ в скважине, кг/м.

$$p = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta$$

$$p = 7,85 \cdot 2,6^2 \cdot 1,3 = 69 \text{ кг/м} \quad (2.36)$$

В соответствии с выбранной конструкцией скважинного заряда вычисляем массу заряда по условиям вместимости его в скважину, кг.

$$Q_{BB} = p \cdot l_{BB.P}$$

$$Q_{BB} = 69 \cdot 6,8 = 469 \text{ кг}$$

(6.1.23)

Проверяем расчетную массу заряда по вместимости

$$Q_3(Q_3'') \leq Q_{BB} \quad (2.37)$$

Условие $Q_3(Q_3'') \leq Q_{BB}$ выполняется.

Объем взрывного блока, м³;

$$V_{БЛ} = Q_{СМ.З} \cdot n_{СМ} \cdot n_{Д} \quad (2.38)$$

$$V_{БЛ} = 2615 \cdot 2 \cdot 8 = 42000 \text{ м}^3$$

где $Q_{СМ.}$ – сменная производительность экскаватора, м³ $n_{СМ.}$ – число рабочих смен экскаватора в течение суток, ед; $n_{Д}$ – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут; величину $n_{Д}$ для средних – 8 сут.

Длина взрывного блока, м,

$$L_{БЛ} = \frac{V_{БЛ}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h} \quad (2.39)$$

$$L_{БЛ} = \frac{42000}{[9 + 6,5 \cdot (3 - 1)] \cdot 10} = 190 \text{ м}$$

где W – линия сопротивления по подошве, м.

Находим число скважин в одном ряду.

$$n_{СКВ} = \frac{L_{Б.Б}}{a} + 1$$
$$n_{СКВ} = \frac{190}{7,5} + 1 = 27_{СКВ} \quad (2.40)$$

По округленному значению $n_{СКВ}$ скорректируем длину и объем взрывного блока.

$$L_{Б.Л} = (n_{СКВ} - 1) \cdot a = (27 - 1) \cdot 7,5 = 195 м$$
$$V_{БЛ} = L_{Б.Б} \cdot [W + b \cdot (n_p - 1) \cdot h]$$
$$V_{БЛ} = 195 \cdot [(9 + 6,5 \cdot (3 - 1)) \cdot 10] = 42900 м^3$$

Вычисляем расход ВВ на блок, кг.

$$Q_{В.Б} = q_{П} \cdot V_{БЛ}$$
$$Q_{В.Б} = 0,65 \cdot 42900 = 27885 кг \quad (2.41)$$

Рассчитываем расход ВВ на блок, исходя из расчетной массы скважинного заряда по условиям вместимости.

$$Q_{В.Б}'' = n_{СКВ}'' \cdot n_p \cdot Q_{ВВ}$$
$$Q_{В.Б}'' = 27 \cdot 3 \cdot 469 = 37989 кг \quad (2.42)$$

Сопоставляем $Q_{В.Б}$ и $Q_{В.Б}''$. Из двух величин для дальнейших расчетов принимаем наибольшее значение расхода ВВ на блок.

Находим оптимальный интервал замедления, мс.

$$\tau = K \cdot W$$

где K – коэффициент, зависящий от взрываемости породы.

$$\tau = 2,5 \cdot 9 = 26,1 мс$$

По величине τ подбираем ближайшее пиротехническое реле РП-8 с замедлением 30 мс.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		43

Вычисляем выход горной массы с 1м скважины, м³.

$$f = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_{СКВ}} \quad (2.43)$$

$$f = \frac{[9 + 6,5 \cdot (3 - 1)] \cdot 7,5 \cdot 10}{3 \cdot 12} = 46 \text{ м}^3$$

Выбор схемы коммутации и параметров развала взорванной горной массы.

Выбираем схему коммутации скважинных зарядов с учётом числа взрывааемых рядов скважин и требованиям к параметрам развала. Принимаем схему коммутации диагональная с клиновым врубом.

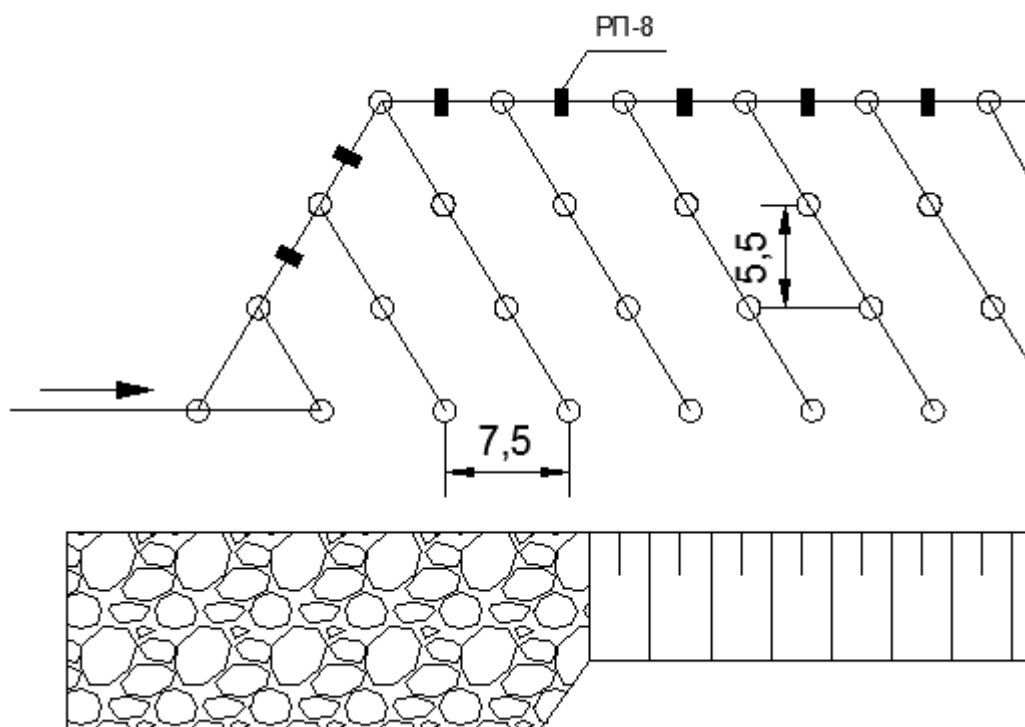


Рисунок 6.9 - Схема коммутации.

По схеме коммутации определяем величину угла ψ между линией верхней бровки уступа и линией расположения одновременно взрывааемых рядов скважин. Для диагональной схемы взрывания $0 < \psi < 90$.

Вычисляем среднюю скорость смещения частиц породы на стенках зарядной камеры, м/с.

$$V_C = 4370 - 1050 \cdot l_{CP}$$

$$V_C = 4370 - 1050 \cdot 0,9 = 3425 \text{ м/с} \quad (2.44)$$

Рассчитываем начальную скорость полёта кусков породы, м/с.

$$V_O = 2 \cdot V_C \left(\frac{q_1}{\pi \cdot \Delta} \right)^{0,5 \cdot n_1} \quad (2.45)$$

где q_1 – удельный расход ВВ по первому ряду скважин, кг/м³

Величину q_1 можно найти из выражения

$$q_1 = \eta_O \cdot q_{II} \quad (2.46)$$

здесь η_O - коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса уступа.

$$q_1 = 0,7 \cdot 0,65 = 0,46$$

Значение показателя степени n_1 можно определить по формуле:

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot l_{CP}$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot 0,9 = 1,3 \quad (2.47)$$

$$V_O = 2 \cdot 3425 \left(\frac{0,46}{3,14 \cdot 1300} \right)^{0,5 \cdot 1,3} = 18,6 \text{ м/с}$$

Рассчитываем высоту откольной зоны над подошвой уступа, м

$$h_O = 0,5 \cdot (l_{BB} - l_{ПЕР})$$

$$h_O = 0,5 \cdot (6,8 - 2) = 2,4 \text{ м} \quad (2.48)$$

Для принятого угла наклона скважин к горизонту находим максимальную дальность ($\Delta B_O, \text{ м}$) взрывного перемещения породы (порядная схема МКЗВ) при взрывании на подобранный откос уступа.

$$\Delta B_O = 13 \text{ м}$$

Вычисляем дальность взрывного перемещения породы при выбранной схеме коммутации.

$$\Delta B_{\psi} = \Delta B_o (0,73 + 0,27 \cdot \cos 2\psi) \quad (2.49)$$

$$\Delta B_{\psi} = 13(0,73 + 0,27 \cdot \cos 2 \cdot 45) = 9,5$$

Определяем общую ширину развала взорванной горной массы.

$$B_p = A_B + \Delta B_{\psi} - h_o \cdot \operatorname{ctg} \alpha \quad (2.50)$$

$$B_p = 22 + 9,5 - 2,4 \cdot \operatorname{ctg} 75 = 31 \text{ м}$$

Рассчитываем ширину нормальной экскаваторной заходки.

$$A_{\text{э}} = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{чл}} \quad (2.51)$$

где $R_{\text{чл}}$ – радиус черпания экскаватора на горизонте установки (уровне стояния), м.

$$A_{\text{э}} = 1,7 \cdot 9,04 = 15,4 \text{ м}$$

Определяем количество заходов, за которое отрабатывается развал.

$$t = \frac{B_p}{A_{\text{э}}} \quad (2.52)$$
$$t = \frac{31}{15,4} = 2$$

Строим профиль развала.

В масштабе 1:500 строим профиль развала. Для этого сначала на чертеж наносим контур буровой заходки. Затем по подошве уступа откладываем величину B_p . В пределах развала выделяем 5 точек. Первую располагаем на

контакте с не взорванной частью массива (высота развала с ней равна h_1), вторая точка находится на расстоянии C от первой ($C=1,15 \cdot q_1 \cdot A_B = 1,15 \cdot 0,46 \cdot 22 = 11,6$), третья – вблизи внешнего контура буровой заходки, пятая – в самой удаленной точке развала, а четвертая – посередине между третьей

и пятой. По подошве уступа находим расстояние x_1 для каждой из точек и вычисляем отношение $m_i = x_i/B_p$.

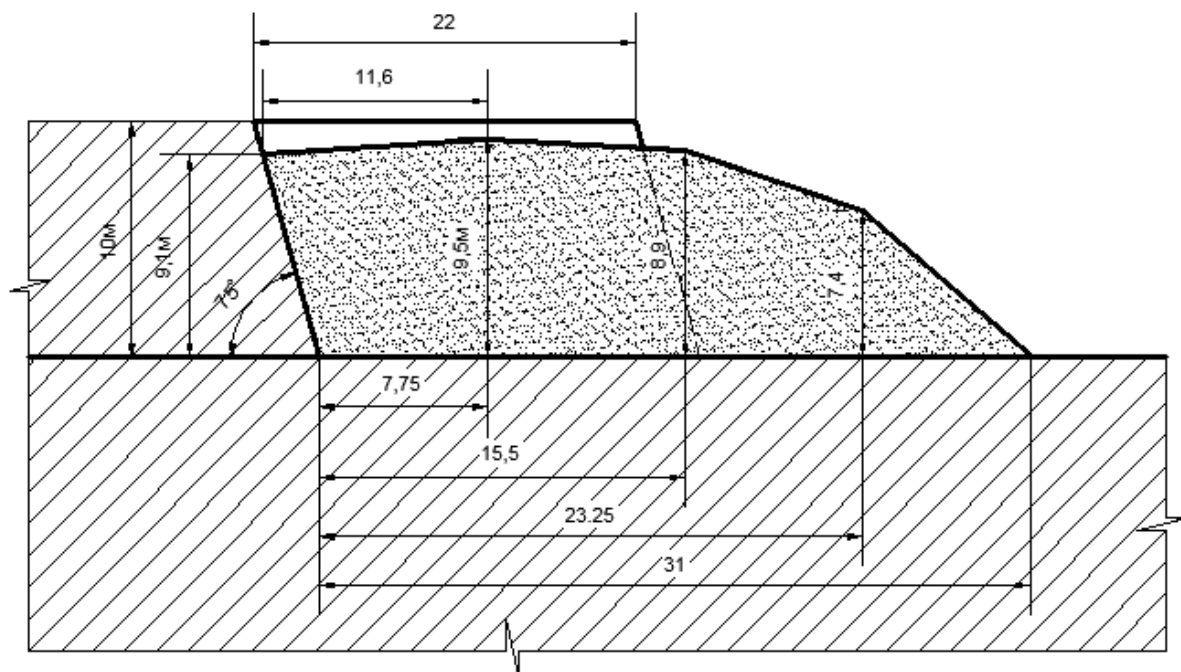


Рисунок 6.10 – Схема развала горных пород с 5 характерными точками.

Высота развала в первой точке.

$$h_1 = 0,5 \cdot n \cdot h \cdot (3 - n^2) \cdot [(1 - n)^t + 1] \quad (2.53)$$

где n – отношение ширины буровой заходки к ширине развала.

$$n = \frac{A_B}{B_p} = \frac{22}{31} = 0,7$$

$$h_1 = 0,5 \cdot 0,7 \cdot 10 \cdot (3 - 0,7^2) \cdot [(1 - 0,7)^2 + 1] = 9,1 \text{ м}$$

Высота развала в каждой из остальных точек, м.

$$h_i = h \cdot (1 - m_i)^{(1-n)^t}$$

$$m = \frac{7,75}{31} = 0,25$$

$$h_2 = 10 \cdot (1 - 0,25)^{(1-0,7)^2} = 9,5 \text{ м}$$

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

$$m = \frac{15,5}{31} = 0,5 \quad h_3 = 10 \cdot (1 - 0,5)^{(1-0,7)^2} = 8,9 \text{ м}$$

$$m = \frac{23,25}{31} = 0,75 \quad h_4 = 10 \cdot (1 - 0,75)^{(1-0,7)^2} = 7,4 \text{ м}$$

$$m = \frac{31}{31} = 1 \quad h_5 = 0 \text{ м}$$

Определим средний коэффициент разрыхления.

$$k_p = 0,5 \cdot (3 - n^2)$$

$$k_p = 0,5 \cdot (3 - 0,7^2) = 1,3$$

Расход ДШ на скважину, м,

$$l_{\text{дш}} = l_c + l_1 + l_2 = (12 + 2 + 2) = 16 \quad (2.54)$$

$$l = \sum_{i=1}^{N_c} l_{\text{дш}} + l_{\text{ш}} = 81 \cdot 16 + 868 = 2164 \quad (2.55)$$

где l_1 – количество ДШ, необходимое для присоединения промежуточного инициатора; $l_1 = 1 \div 2$ м; l_2 – количество ДШ, необходимое для соединения концевиков ДШ с магистралью; $l_2 = 1 \div 2$ м; N_c – общее число скважин в блоке, ед.; $l_{\text{ш}}$ – длина магистральной линии ДШ, м.

$$l_{\text{ш}} = (l_{\text{ол}} \cdot 2 + n_{\text{скв}} \cdot 2) \cdot 2 = (190 \cdot 2 + 27 \cdot 2) \cdot 2 = 868 \text{ м.},$$

Общее число скважин в блоке, ед:

$$N_c = n_{\text{скв}}'' \cdot n_p = 27 \cdot 3 = 81 \quad (2.56)$$

где $n_{\text{скв}}''$ – округленное до ближайшего целого число скважин в одном ряду, ед.; n_p – количество взрывааемых рядов, ед.

Расчет расхода промежуточных шашек детонаторов на блок, шт:

$$N_{\text{ш}} = N_c \cdot n_{\text{ш}} = 81 \cdot 1 = 81 \quad (2.57)$$

										Лист
										48
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

где n_c – расход шашек- детонаторов на скважину, ед.

Вычисляем удельный расход СИ ед/м³:

Для чего расход ДШ, РП, шашек-детонаторов, ЭД разделим на объем взрываемого блока.

$$\begin{aligned} \text{СИ (ДШ)} &= 2164/42900 = 0,05 \\ \text{СИ (РП)} &= 40/42900 = 0,00093 \\ \text{СИ (ШД)} &= 81/42900 = 0,0019 \\ \text{СИ (ЭД)} &= 2/42900 = 0,000047 \end{aligned} \quad (2.58)$$

Годовой расход ВВ и СИ:

Для чего окончательно скорректированный проектный удельный расход ВВ и удельные расходы СИ следует умножить на годовую производительность карьера по горной массе, выраженную в кубометрах.

$$\begin{aligned} \Gamma (\text{ДШ}) &= 0,05 \cdot 3 \cdot 10^6 = 150000 \text{ м/год,} \\ \Gamma (\text{РП}) &= 0,00093 \cdot 3 \cdot 10^6 = 2790 \text{ ед./год,} \\ \Gamma (\text{ШД}) &= 0,0019 \cdot 3 \cdot 10^6 = 5700 \text{ ед./год,} \\ \Gamma (\text{ЭД}) &= 0,000047 \cdot 3 \cdot 10^6 = 141 \text{ шт./год,} \\ \Gamma (\text{ВВ}) &= 0,65 \cdot 3 \cdot 10^6 = 1,95 \cdot 10^6 \text{ кг/год,} \end{aligned} \quad (2.59)$$

Сменная производительность зарядного агрегата, т:

По величине годового расхода и типа ВВ выбираем смесительно-зарядную машину МЗ-4А.

Грузоподъемность 25 т.

Производительность 500 кг/мин.

Рассчитываем сменную производительность зарядного агрегата, т.

$$Q_{з.а} = \frac{T_{пр} \cdot G_б}{\frac{2 \cdot L}{V} + t_{ГР} + \kappa \cdot \frac{G_б \cdot t_3}{Q_{з.с}}} \quad (2.60)$$

где $T_{пр}=7,2$ – время производительной работы за смену, ч;

$G_б$ – грузоподъемность зарядного агрегата, т;

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		49

L – расстояние транспортировки ВВ, км;
 $V=15-20$, скорость движения машины, км/ч;

$t_{гр}=0,5$, время загрузки агрегата, ч;

$k = 1,3-1,5$, коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к заряданию;

t_3 – время зарядания одной скважины, ч;

$Q_{3,с}$ – средняя масса скважинного заряда, т.

$$Q_{3,с} = \frac{Q_{В.Б}}{N_c} \quad (2.61)$$

где $Q_{Вб}$ – расход ВВ на блок, кг.

$$Q_{3,с} = \frac{37989}{81} = 469 \text{ кг}$$

$$t_3 = \frac{Q_{3,с}}{60 \cdot Q_{II} \cdot 10^{-3}} \quad (2.62)$$

$$t_3 = \frac{0,469}{60 \cdot 500 \cdot 10^{-3}} = 0,016 \text{ ч}$$

$$Q_{3,А} = \frac{7,2 \cdot 25}{\frac{2 \cdot 2}{20} + 0,5 + 1,4 \cdot \frac{25 \cdot 0,016}{0,469}} = 55 \text{ т}$$

3.58 Выбираем тип забоечной машины ЗС-2М.

Грузоподъемность – 11 т.

Производительность – 1700 кг/мин.

Число бункеров – 2.

Вместимость бункера – 4,4 м³.

Вычисляем объем забойки в скважине, м³

$$V_{заб} = 0,25 \cdot \pi \cdot d_c^2 \cdot l_3 = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,26^2 \cdot 5,2 = 0,28$$

Рассчитываем сменную производительность забоечной машины, м³

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		50

$$Q_{зab} = \frac{T_{пр} \cdot G_б}{\frac{2 \cdot L}{V} + t_{гр} + \kappa \cdot \frac{G_б \cdot t_3}{V_{зab}}} = \frac{7,2 \cdot 11}{\frac{2 \cdot 2}{20} + 0,5 + 1,4 \cdot \frac{11 \cdot 0,005}{0,28}} = 81 \quad (2.63)$$

где $T_{пр}=7,2$ – время производительной работы за смену, ч;

$G_б$ – грузоподъемность зарядного агрегата, т;

L – расстояние транспортировки БВ, км;

$V=15-20$, скорость движения машины, км/ч;

$t_{гр}=0,5$, время загрузки агрегата, ч;

$\kappa = 1,3-1,5$, коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к заряданию;

t_3 – время зарядания одной скважины, ч;

$Q_{з.с}$ – средняя масса скважинного заряда, т.

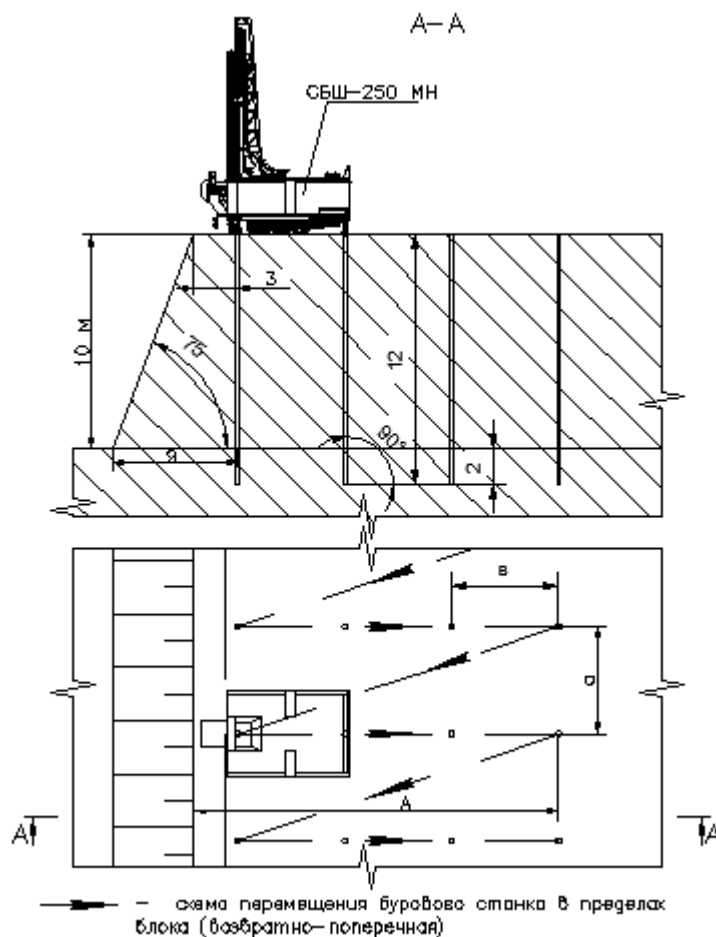


Рисунок 2.11 - Паспорт БВР

Радиусы опасных зон при производстве массовых взрывов

										Лист
										51
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

По разлету кусков породы, м,

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие, м:

$$r_{\text{разл}} = 1250 \cdot \eta_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \cdot \frac{d_c}{a}} = 1250 \cdot 0,57 \cdot \sqrt{\frac{12}{1+1} \cdot \frac{0,26}{7,5}} = 303 \quad (2.64)$$

где η_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;

$\eta_{\text{заб}}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой, при полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{\text{заб}} = 1$;

f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова;

d_c – диаметр взрываваемой скважины, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

$$\eta_3 = \frac{l_3}{L_c} = \frac{6,8}{12} = 0,57 \quad (2.65)$$

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м.

Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть минимальных расстояний согласно ЕПБВР [1].

Принимаем $r_{\text{разл}} = 350$ м.

По сейсмическому воздействию, м,

$$r_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3} \quad (2.66)$$

где r_c – расстояние от места взрыва до охраняемого здания, м;

K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания, (изменяется от 5 для скальных пород до 20 для водонасыщенных грунтов);

K_c – коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки;

Q – общая масса N зарядов, кг;

N – число зарядов ВВ;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания,

$$r_c = \frac{10 \cdot 1 \cdot 1}{99^{1/4}} \cdot 37989^{1/3} = 106 \text{ м}$$

Принимаем $r_c = 150$ м

По действию ударной воздушной волны на застекление, м.

$$r_6 = 65 \cdot \sqrt[3]{Q_3} \quad (2.67)$$

									Лист
									52
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

где Q_3 – эквивалентная масса заряда, кг.

$$Q_3 = 12 \cdot p \cdot d_c \cdot K_3 \cdot N \quad (2.68)$$

K_3 - коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки к диаметру скважины.

$$Q_3 = 12 \cdot 69 \cdot 0,26 \cdot 0,02 \cdot 81 = 349 \text{ кг}$$

$$r_6 = 65 \cdot \sqrt[3]{349} = 458 \text{ м}$$

Принимаем $r_в = 500$ м.

По действию ядовитых газов, м.

$$r_6 = 160 \cdot \sqrt[3]{Q_3} \quad (2.69)$$

$$r_6 = 160 \cdot \sqrt[3]{349} = 1126 \text{ м}$$

Принимаем $r_в = 1150$ м.

По действию ударной воздушной волны на здания и сооружения, м.

$$r_6 = K_B \cdot \sqrt[3]{Q_3} \quad (2.70)$$

$$r_6 = 50 \cdot \sqrt[3]{349} = 352 \text{ м}$$

Принимаем $r_в = 400$ м.

Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность взрывных работ

Перед началом заряжания на границах опасных зон должны быть выставлены посты, обеспечивающие её охрану. Люди, не занятые на заряжании блока, должны быть выведены из опасной зоны лицом технического надзора или помощником мастера. Должны подаваться звуковые сигналы: предупредительный, боевой, отбой. Пропуск людей к месту взрыва может разрешаться лицом технического надзора.

При обнаружении отказавшего заряда выставляют отличительный знак. Сведения о наличии отказов записываются в специальный журнал, а также в журнал приема машинистов экскаватора. Ликвидацию отказов ведут по указаниям лиц технического надзора. Запрещается производить взрывные работы в тёмное время суток при недостаточном освещении. Запрещается производить взрывные работы во время грозы.

2.8 Выемочно-погрузочные работы.

По добыче:

Экскаватор ЭКГ-5А является оптимальной моделью выемочно-погрузочного оборудования, учитывая горнотехнические и технологические условия отработки карьера Горевского месторождения. Применение этого экскаватора предусматривается преимущественно на выемке руды.

Находим относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород.

$$P_{\text{э}}^* = 0,022 \cdot \left[A + \frac{10 \cdot A}{(K_p)^9} \right] \quad (2.71)$$
$$A = \gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}}$$

где $d_{\text{ср}}$ – средний размер кусков разрушенной породы в развале, см;

K_p – коэффициент разрыхления в развале.

$$A = 3,3 \cdot 34 + 0,1 \cdot 150 = 127$$

$$P_{\text{э}}^* = 0,022 \cdot \left[127 + \frac{10 \cdot 127}{(1,3)^9} \right] = 6$$

Вычисляем действительный показатель трудности экскавируемости.

$$P_{\text{э.в}} = K_{\text{в}} \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э}}^* \quad (2.72)$$

где. $K_{\text{в}}$ и $K_{\text{тр}}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

$$P_{\text{э.в}} = 1 \cdot 6 = 6$$

Принимаем паспортную продолжительность цикла для выбранной модели экскаватора равной 25 секунд и вычисляем паспортную производительность.

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}}$$
$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot 5}{25} = 720 \text{ м}^3 / \text{ч} \quad (2.73)$$

Рассчитываем минимальную продолжительность рабочего цикла для среднего угла поворота разгрузки 120 град. (2,09 рад.).

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}} \quad (2.74)$$

где $t_{\text{ч}}$ – время черпания;

$t_{\text{п}}$ – время поворота;

$t_{\text{р}}$ – время разгрузки.

$$t_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot d_{\text{CP}}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} \quad (2.75)$$

$$t_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot 0,34^2}{5} + \frac{5}{0,11 \cdot 5 + 0,6} = 9 \text{ с}$$

$$t_{\text{п min}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot E + 0,42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta^2}{E}} \quad (2.76)$$

$$t_{\text{п min}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot 5 + 0,42 \cdot 5^2)^{5/3} \cdot 2,09^2}{5}} = 17,4 \text{ с}$$

$$t_{\text{р}} = 1,6 \text{ с}$$

$$T_{\text{ц}} = 9 + 17,4 + 1,6 = 28 \text{ с}$$

Определяем техническую производительность экскаватора, учитывая коэффициент влияния технологии выемки. $K_{\text{т.в}} = 0,93$.

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \frac{K_{\text{н.к}}}{K_{\text{р.к}}} \cdot K_{\text{т.в}} \quad (2.77)$$

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 \cdot 5}{28} \cdot \frac{1}{1,6} \cdot 0,93 = 375 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Рассчитываем эффективную производительность экскаватора.

$$Q_{\text{эф}} = Q_{\text{т}} \cdot \eta_{\text{п}} \cdot K_{\text{пот}} \cdot K_{\text{у}} \quad (2.78)$$

									Лист
									55
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

где η_{II} - коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое;

$K_{пот}$ – коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;

K_y – коэффициент управления;

$$Q_{эф} = 375 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,85 = 258 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Вычисляем коэффициент обеспеченности забоя порожником.

$$K_{TP} = \frac{V_c}{V_c + Q_{эф} \cdot K_{неp} \cdot t_o} \quad (2.79)$$

где V_c – вместимость кузова автосамосвала;

$K_{неp}$ – коэффициент неравномерности;

t_o – время обмена.

$$K_{TP} = \frac{22}{22 + 258 \cdot 0,9 \cdot 0,008} = 0,92$$

Коэффициент использования выемочной машины.

$$K_{и.р} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{см}} \cdot K_{TP} \quad (2.80)$$

$$K_{и.р} = \frac{720 - 3,5 - 10 - 10}{720} \cdot 0,92 = 0,89$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_{э.с} = Q_{эф} \cdot T_c \cdot K_{кл} \cdot K_{и.р} \quad (2.81)$$

где $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических условий.

$$Q_{э.с} = 258 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,89 = 2615 \text{ м}^3 / \text{см}$$

Годовая производительность экскаватора.

$$Q_{э}^Г = Q_{э.с} \cdot N_{смен} \quad (2.82)$$

$$Q_{э}^Г = 2615 \cdot 765 = 2000475 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Так как расчетная годовая производительность экскаватора больше нормативной, чем на 10 %, принимаем производительность экскаватора по справочнику открытые горные работы (Трубецкой К.Н.)
 $Q_{Э,Г} = 1200000 \text{ м}^3/\text{год}$

Рассчитываем рабочий парк экскаваторов, ед:

$$N_{Р.Э} = \frac{A_p}{Q_{Год} \cdot \gamma} = \frac{2500000}{1200000 \cdot 3,3} = 1 \text{ед}$$

Таблица 6.2.1 - Таблица вычислений выемочно-погрузочного оборудования.

Наименование	Единицы измерений	ЭКГ – 5А
Паспортная производительность экскаватора	М ³ /ч	720
Техническая производительность экскаватора	М ³ /ч	375
Сменная эксплуатационная производительность экскаватора	М ³ /см	1500
Годовая производительность экскаватора	М ³ /год	1200000

Интервалы в подаче транспорта к экскаватору под погрузку должны быть сокращены до минимума в зависимости от расстояния транспортирования и принятой схемы подъезда к экскаватору.

Состояние дорог и почвы забоя должно обеспечивать стоянку и подход транспорта к экскаватору без задержек. Вспомогательные работы (очистка ходовой части экскаватора и пути в пределах рабочего места экскаватора, перемещение негабарита, маневры экскаватора в забое, очистка ковша, перенос и подключение кабеля) должны максимально совмещаться во времени с обменом автосамосвалов.

При работе в ночное время должно быть обеспечено правильное и достаточное освещение забоя, отвала, дорог. Ковш экскаватора необходимо заполнять до отказа, ровно и без рывков.

Сокращение затрат времени черпания производится за счет лучшей подготовки забоя и обеспечения оптимального развала взорванной породы; для сокращения времени поворота экскавацию необходимо проводить при наименьшем среднем угле поворота экскаватора.

При работе экскаватора следует добиваться совмещения следующих операций:

- подъем груженого ковша с поворотом;
- открывание днища ковша к моменту окончания разворота;
- поворот порожнего ковша к забою с его опусканием;
- подача ковша на забой с моментом его опускания на грунт.

Показателем правильной работы машиниста является непрерывность движения рабочих органов и отсутствие значительного ослабления и провисания канатов.

При сдаче смены машинист экскаватора должен дать исчерпывающие сведения о состоянии забоя и экскаватора за прошедшую смену.

Максимальная ширина заходки экскаватора, м;

$$\text{ЭКГ-5А:} \quad \text{Ш}_3 = 1,7 \cdot R_{\text{ч.у.}} = 1,7 \cdot 9,04 = 15,4$$

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

Минимальная ширина рабочей площадки для экскаватора ЭКГ-5А 35 м по условию разворота автотранспорта.

По вскрыше:

Экскаватор ЭКГ-10 является оптимальной моделью для выемки вскрышных пород, учитывая горнотехнические и технологические условия отработки карьера Горевского месторождения.

Находим относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород.

$$P_{\text{з}} = 0,022 \cdot \left[A + \frac{10 \cdot A}{(K_P)^9} \right]$$

$$A = \gamma \cdot d_{\text{CP}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{СДВ}}$$

где d_{CP} – средний размер кусков разрушенной породы в развале, см;

K_p – коэффициент разрыхления в развале.

$$d_{cp.o} = 0,2 \cdot \sqrt[3]{10} = 0,43 м$$

$$A = 3,3 \cdot 43 + 0,1 \cdot 150 = 157$$

$$P_{\text{Э}}^* = 0,022 \cdot \left[157 + \frac{10 \cdot 157}{(1,3)^9} \right] = 7$$

Вычисляем действительный показатель трудности экскавируемости.

$$P_{\text{Э.В}} = K_B \cdot K_{TP} \cdot P_{\text{Э}}^*$$

где. K_B и K_{TP} – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

$$P_{\text{Э.В}} = 1 \cdot 0,9 \cdot 7 = 6,3$$

Принимаем паспортную продолжительность цикла для выбранной модели экскаватора равной 45 секунд и вычисляем паспортную производительность.

$$Q_{\Pi} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.П}}}$$

$$Q_{\Pi} = \frac{3600 \cdot 10}{25} = 1440 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Рассчитываем минимальную продолжительность рабочего цикла для среднего угла поворота разгрузки 120 град. (2,09 рад.).

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}}$$

где $t_{\text{ч}}$ – время черпания;

$t_{\text{п}}$ – время поворота;

$t_{\text{р}}$ – время разгрузки.

$$t_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot d_{\text{CP}}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6}$$

$$t_{\text{ч}} = \frac{194 \cdot 0,43^2}{10} + \frac{10}{0,11 \cdot 10 + 0,6} = 9,6 \text{ с}$$

$$t_{\text{п min}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot E + 0,42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta^2}{E}}$$

$$t_{П\min} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot 10 + 0,42 \cdot 10^2)^{5/3} \cdot 2,09^2}{10}} = 21c$$

$$t_p = 1,9c$$

$$T_{Ц} = 9,6 + 21 + 1,9 = 32,5c$$

Определяем техническую производительность экскаватора, учитывая коэффициент влияния технологии выемки. $K_{Т.В} = 0,8$.

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{Ц}} \cdot \frac{K_{Н.К.}}{K_{Р.К.}} \cdot K_{Т.В}$$

$$Q_T = \frac{3600 \cdot 10}{32,5} \cdot \frac{0,98}{1,6} \cdot 0,8 = 532 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Рассчитываем эффективную производительность экскаватора.

$$Q_{эф} = Q_T \cdot \eta_{П} \cdot K_{пот} \cdot K_y$$

где $\eta_{П}$ - коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое;

$K_{пот}$ - коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;

K_y - коэффициент управления;

$$Q_{эф} = 532 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,85 = 366 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Вычисляем коэффициент обеспеченности забоя порожником.

$$K_{ТР} = \frac{V_c}{V_c + Q_{эф} \cdot K_{н\text{ер}} \cdot t_o}$$

где V_c - вместимость кузова автосамосвала;

$K_{н\text{ер}}$ - коэффициент неравномерности;

t_o - время обмена.

$$K_{ТР} = \frac{46}{46 + 366 \cdot 0,9 \cdot 0,008} = 0,95$$

Коэффициент использования выемочной машины.

$$K_{И.Р} = \frac{T_{СМ} - T_{П.З} - T_{О.Л} - T_{ВСП} - T_{В}}{T_{СМ}} \cdot K_{ТР}$$

$$K_{И.Р} = \frac{720 - 3,5 - 10 - 10}{720} \cdot 0,95 = 0,92$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_{\text{э.с}} = Q_{\text{эф}} \cdot T_{\text{с}} \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{\text{и.р}}$$

где $K_{\text{кл}}$ – коэффициент влияния климатических условий.

$$Q_{\text{э.с}} = 366 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,92 = 3835 \text{ м}^3 / \text{см}$$

Годовая производительность экскаватора.

$$Q_{\text{э}}^{\Gamma} = Q_{\text{э.с}} \cdot N_{\text{смен}}$$

$$Q_{\text{э}}^{\Gamma} = 3835 \cdot 765 = 2933775 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Так как расчетная годовая производительность экскаватора больше нормативной, чем на 10 %, принимаем производительность экскаватора по справочнику открытые горные работы (Трубецкой К.Н.) $Q_{\text{э.г}} = 2500000 \text{ м}^3 / \text{год}$

Рассчитываем рабочий парк экскаваторов, ед:

$$N_{\text{р.э}} = \frac{A}{Q_{\text{год}}} = \frac{7500000}{2500000} = 3 \text{ ед}$$

Таблица 6.5 - Таблица вычислений выемочно-погрузочного оборудования.

Наименование	Единицы измерений	ЭКГ – 10
Паспортная производительность экскаватора	М ³ /ч	1440
Техническая производительность экскаватора	М ³ /ч	532
Сменная эксплуатационная производительность экскаватора	М ³ /см	2900
Годовая производительность экскаватора	М ³ /год	2500000

Основные мероприятия по безопасной работе экскаваторов в соответствии с требованиями “Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом”:

1. Исправность машины должна проверяться ежемесячно машинистом экскаватора, еженедельно механиком участка и ежемесячно механиком карьера. Все результаты проверки должны заноситься в журнал технического оборудования.
2. Находящееся в работе оборудование должно быть в исправном состоянии и снабжено действующим сигнальными устройствами, тормозами.
3. Запрещается производить ручную смазку машин и механизмов в работе.
4. Запрещается использование открытого огня для разогрева масел и воды.
5. Все горные работы должны вестись в соответствии с паспортом утвержденным главным инженером предприятия.

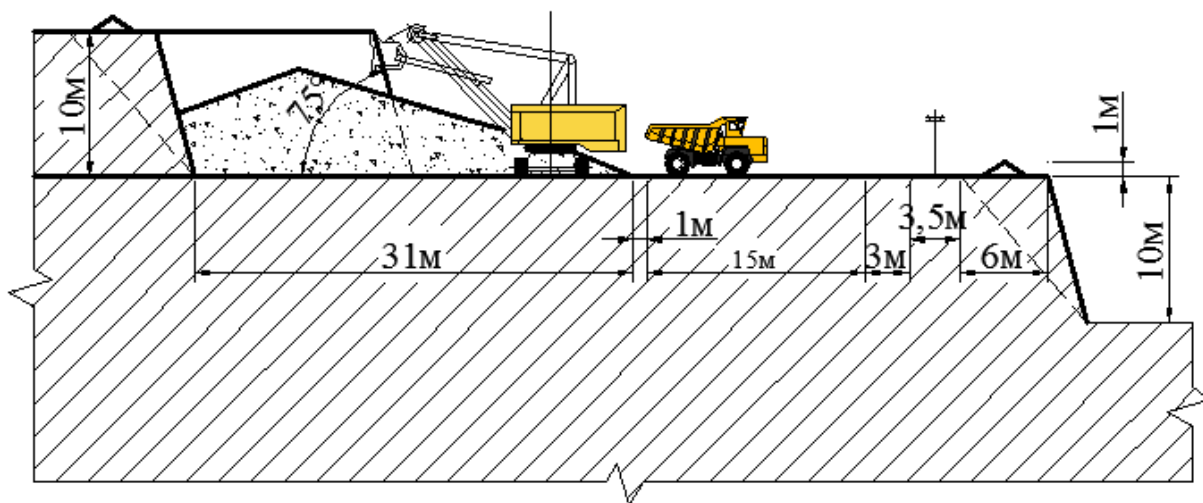


Рисунок 2.12 – Выемочно-погрузочные работы

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

62

2.9 Отвальные работы

Вспомогательные работы

Принятая система разработки предполагает внешнее отвалообразование.

Проектом предусматривается три вида отвалов:

1. Отвал скальной вскрыши
2. Отвал рыхлой вскрыши
3. Спецотвал забалансовых, окисленных и смешанных руд

Основной объем вскрыши представлен скальными породами. Отвалы рыхлой вскрыши после усадки скального отвала предусматривается использовать в качестве подстилающего слоя под ПРС при рекультивации отвалов.

Для механизации работ по отвалообразованию на предприятии используются бульдозеры: Бульдозер Komatsu D155, Бульдозер Komatsu D275, Бульдозер Komatsu D375, Бульдозер Komatsu WD600.

В настоящем проекте расчет бульдозеров производится для бульдозера Komatsu D275.

Для производства вспомогательных работ в карьере: устройство и ремонт автомобильных дорог, подчистка рудного тела и забоев экскаваторов, передвижка опор ЛЭП, перемещение негабаритов, подготовка поверхности буровых блоков, строительство зумпфов для водоотлива проектом предусматривается использование бульдозера ДЗ-171.

Удельная приемная способность отвала, м³/м:

$$W_o = \frac{V_\phi \cdot \lambda}{b} = \frac{21 \cdot 1,5}{5,2} = 6 \quad (2.83)$$

$\lambda = 1,5$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; $b = 5,2$ – ширина кузова автосамосвала БелАЗ 7555А.

Длина отвального участка, м, по условиям планировки:

$$L_{o,n} = \frac{Q_\phi}{W_o} = \frac{1100}{6} = 183 \quad (2.84)$$

где Q_ϕ – сменная производительность бульдозера м³.

Количество разгружающихся на отвале автосамосвалов, ед/ч:

$$N_o = \frac{A_B \cdot K_{нер}}{N_p \cdot n_{cm} \cdot q_\phi \cdot T_{cm}} = \frac{7500000 \cdot 1,25}{340 \cdot 2 \cdot 52 \cdot 12} = 22 \quad (2.85)$$

A_B – годовой объем отвальных работ,

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

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		63

данным И.И. Русского $K_{нер} 1,25-1,5$).

N_p – число рабочих дней карьера в течение года.

$n_{см}$ – число рабочих смен в течение смены,

$V_{ф}$ – фактическая вместимость кузова,

$T_{см}$ – продолжительность смены,

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов, ед.:

$$N_{a.o} = N_o \cdot \frac{t_{p.m}}{60} = 22 \cdot \frac{1,06}{60} = 1 \quad (2.86)$$

где $t_{p.m}$ – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин

Продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин,

$$t_{p.m} = t_p + t_{нер} + \frac{(3-4) \cdot R}{V} = 1 + 0,16 + \frac{(3-4) \cdot 8}{80} = 1,06 \quad (2.87)$$

t_p – продолжительность разгрузки автосамосвала, t_p – 1 мин

$t_{нер}$ – 0,09-0,16 – продолжительность переключения передачи, мин

$R = 8-9$ – радиус поворота при маневрировании, м

$V = 60-120$ – скорость движения автосамосвала при маневрировании, м/мин.

Длина фронта разгрузки, м:

$$L_p = N_{a.o} \cdot l_n = 1 \cdot 35 = 35 \quad (2.88)$$

$l_n = 30-40$ – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, ед.:

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y} = \frac{35}{70} = 1 \quad (2.89)$$

где $L_y = 60-80$ – длина разгрузочного участка, м

Общее число отвальных участков, ед.:

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.n} + N_{y.рез} = 1 + 1 + 1 = 3 \quad (2.90)$$

$N_{o.n}$ – число участков, находящихся в планировке, ед.; $N_{y.рез}$ – число резервных участков, ед.

Обычно $N_{o.n} = N_{y.p}$, а $N_{y.рез} = (0,5-1,0) N_{y.p}$

Общая длина отвального фронта, м:

$$L_o = L_y \cdot N_y = 70 \cdot 3 = 210 \quad (2.91)$$

Сменный объем бульдозерных работ на отвале, м³:

$$P_{\delta} = P_{к.с} \cdot K_{зав} = 13787 \cdot 0,5 = 6894 \quad (2.92)$$

где $P_{к.с}$ - сменный объем породы, поступающей на отвал, м³; $K_{зав}$ - коэффициент заваленности.

$$P_{к.с} = \frac{A_s \cdot K_{пер}}{N_p \cdot n_{см}} = \frac{7500000 \cdot 1,25}{340 \cdot 2} = 13787 \quad (2.93)$$

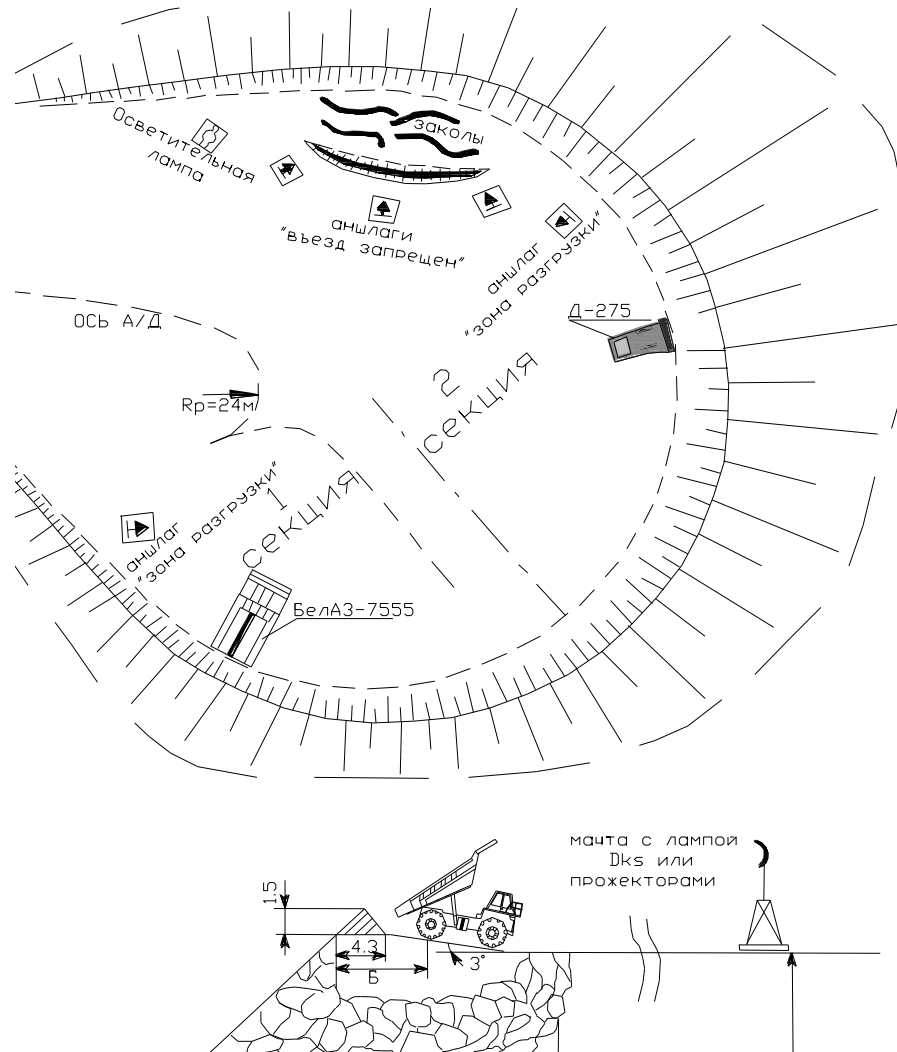


Рисунок 6.13- Схема отвалообразования.

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

2.10 Организация работ на уступе.

Рассчитываем расчетную площадь поперечного сечения развала.

$$S_p = K_{p.c} \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h$$
$$S_p = 1,3 \cdot [9 + 6,5(3 - 1)] \cdot 10 = 286 \text{ м}^2 \quad (2.94)$$

где $K_{p.c}$ – средний коэффициент разрыхления.

Графическим путем найдем площадь поперечного сечения каждой заходки.

Уточняем полученные данные.

$$S_1 + S_2 + \dots + S_n = S_p \quad (2.95)$$

где S_1, S_2, \dots, S_n – площади поперечного сечения 1-ой, 2-ой, ...n-ой экскаваторных заходок, м^2 .

$$154 + 132 = 286 \text{ м}^2$$

Вычисляем сменное подвигание забоя по каждой заходке.

$$I_{CM.i} = \frac{K_{p.c} \cdot Q_{3.c}}{S_i}$$
$$I_{CM.1} = \frac{1,3 \cdot 2615}{154} = 14,4 \text{ м} \quad (2.96)$$
$$I_{CM.2} = \frac{1,3 \cdot 2615}{132} = 16,8 \text{ м}$$

Определяем затраты времени на обработку первой заходки, смен.

$$T_1 = \frac{L_{б.в} \cdot (1 - K_{o.э})}{I_{CM.1}} \quad (2.97)$$

где $L_{б.в}$ – длина взрывного блока, м;

$K_{o.э}$ – доля отработанной части заходки к началу планируемого периода.

$$T_1 = \frac{190 \cdot (1 - 0,3)}{14,4} = 9 \text{ см}$$

$$T_2 = \frac{190 \cdot (1 - 0)}{16,8} = 11 \text{ см}$$

Вычисляем время на перегон экскаватора к началу заходки, смен.

$$t_{п.э} = \frac{L_{Б.В}}{V_э \cdot T_{см} \cdot K_{п.п}} \quad (2.98)$$

где $V_э$ – скорость передвижения экскаватора, м/час;

$K_{п.п} = 0,6-0,7$ – коэффициент, учитывающий потери времени в связи с необходимостью переключения машин к источникам энергоснабжения.

$$t_{п.э} = \frac{190}{450 \cdot 12 \cdot 0,6} = 0,1 \text{ см}$$

Вычисляем продолжительность бурения скважин, смен.

$$T_B = \frac{L_{Б.В} \cdot (1 - K_{О.Б}) \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h}{f \cdot Q_{Б.С}} \quad (2.99)$$

$$T_B = \frac{190 \cdot (1 - 0) \cdot [9 + 6,5 \cdot (3 - 1)] \cdot 10}{46 \cdot 80} = 8 \text{ см}$$

Определяем затраты времени на зарядку и забойку скважин, смен.

$$T_{ЗАР} = \frac{Q_{Б.Б}}{Q_{З.А} \cdot N_{З.М}} \quad (2.100)$$

$$T_{ЗАБ} = \frac{Q_{З.Б}}{Q_{З.С} \cdot N_{ЗАБ.М}} \quad (2.101)$$

$$T_{ЗАР} = \frac{37989}{55000 \cdot 1} = 0,6 \text{ см}$$

$$T_{ЗАБ} = \frac{22,7}{81 \cdot 1} = 0,3 \text{ см}$$

Рассчитываем затраты времени на монтаж взрывной сети, смен.

$$T_M = \frac{0,01 \cdot N_{ск} \cdot N_{в.м}}{F \cdot T_{см}} \quad (2.102)$$

где $N_{в.м}$ – норма времени на монтаж сети из 100 зарядов, чел. ч;

F – количество взрывников, ведущих монтаж и проверку сети, вставку РП-8, чел.

$$T_M = \frac{0,01 \cdot 81 \cdot 6}{2 \cdot 12} = 0,2 \text{ см}$$

Находим время, необходимое для проверки сети, вставки РП-8, производства взрыва и осмотра забоя после взрыва, смен.

$$T_B = \frac{N_{сер} \cdot N_{в.в} + 0,01 \cdot N_{зам} \cdot N_{в.з}}{F \cdot T_{см}} \quad (2.103)$$

где $N_{сер}$ – количество серий зарядов в принятой схеме коммутации, ед;

$N_{в.в}$ – норма времени на производство взрыва, чел. ч;

$N_{зам}$ – расход РП на блок, ед;

$N_{в.з}$ – норма времени на установку 100 РП, чел. ч.

$$T_B = \frac{14 \cdot 0,7 + 0,01 \cdot 28 \cdot 1,2}{2 \cdot 12} = 0,4 \text{ см}$$

Определяем затраты времени на производство всего комплекса взрывных работ, смен.

$$T_{в.в} = (T_з + T_{заб}) \cdot K_1 + T_M + T_B + T_{пр} \quad (2.104)$$

где $K_1 = 0,8-0,9$ – коэффициент совмещения зарядки и забойки скважин;

$T_{пр}$ – время, необходимое для проветривания блока, смен.

$$T_{в.в} = (0,6 + 0,3) \cdot 0,8 + 0,2 + 0,4 + 0,1 = 1,4 \text{ смен}$$

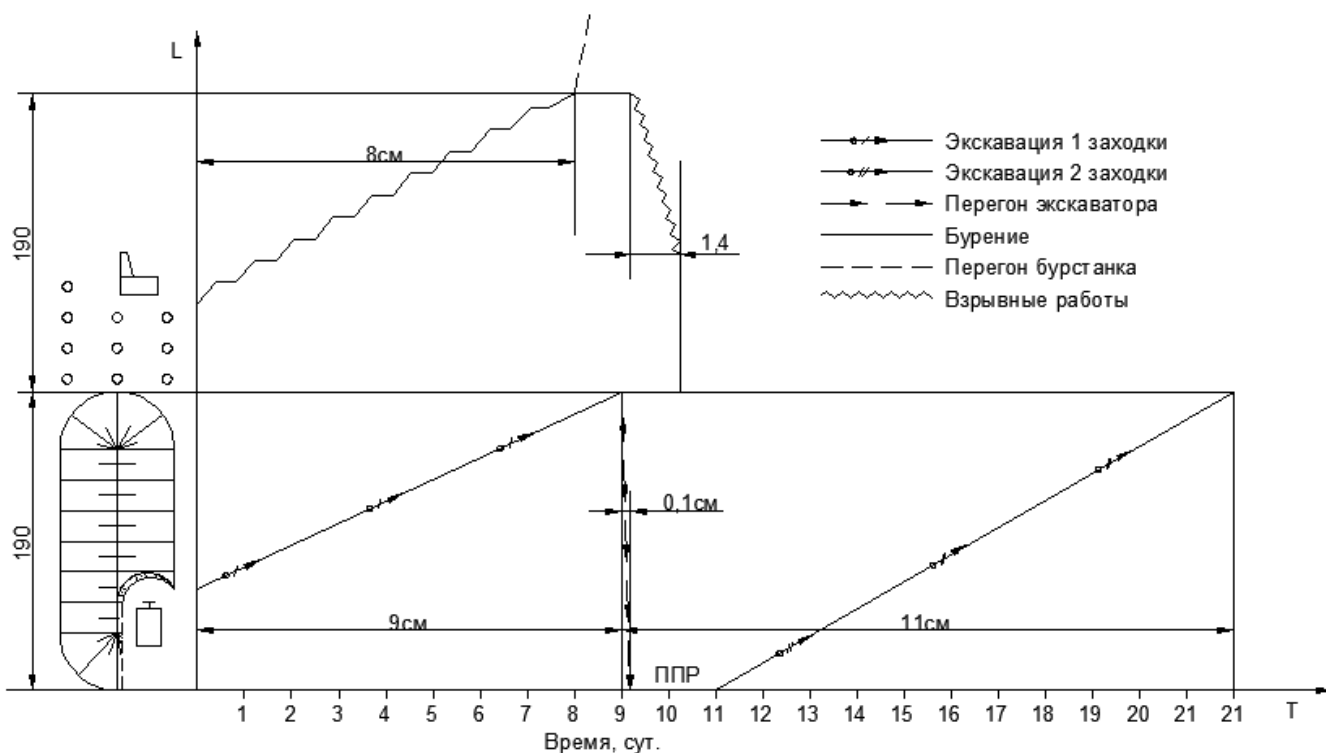


Рисунок 6.14 – Технологический график организации работ на уступе

3. Карьерный транспорт

В настоящее время все большее значение приобретает правильный выбор комплекса оборудования, т.к. от этого напрямую зависят экономические показатели работы предприятия, коэффициенты использования машин, полнота и качество извлечения полезного ископаемого.

Для выполнения данной части дипломного проекта работы была использована программа «Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера», позволяющая существенно сократить время расчетов, минимизировать возможность образования ошибки, по сравнению с ручным счетом.

Целью данной работы является выбор рационального экскаваторно-автомобильного комплекса из рассматриваемых вариантов по критериям эффективности.

Основными задачами являются:

1. Проектирование схемы транспортных коммуникаций;
2. Выбор вида транспорта, исходя из их достоинств и недостатков для заданных условий;
3. Выбор вариантов экскаваторно-автомобильного комплекса, принятых к моделированию;
4. Определение перечня и приоритетности критериев эффективности (удельные эксплуатационные затраты, эксплуатационная производительность автосамосвала, удельный расход топлива на единицу транспортной работы, себестоимость транспортирования, себестоимость погрузки, удельные капитальные затраты) для указанных экскаваторно-автомобильных комплексов с помощью математической на ПК;
5. Экономико-математическое моделирование по выбору оптимального и рационального вариантов погрузочно-транспортного комплекса для заданных условий транспортирования груза.
6. Анализ полученных результатов. Разработка выводов и рекомендаций.

3.1 Характеристика горнотехнических условий карьера

Для расчетов было выбрано горнодобывающее предприятие “ОАО” Горевский ГОК, карьер свинцово-цинковых руд с годовой производительностью по добыче $A_{\text{до}}=2,5$ млн.т, по вскрыше $A_{\text{вс}}=7,5$ млн.м³ и расстоянием транспортирования руды $L=4000$ м, вскрышных пород $L=4500$ м. Трасса вскрышной породы и руды были поделены на 4 участка, на каждом из которых были определены уклоны и радиусы кривых.

Добычного участка

$$\begin{aligned}L_{1\text{уч}} &= 552\text{м} \\L_{2\text{уч}} &= 776\text{м} \\L_{3\text{уч}} &= 1415\text{м} \\L_{4\text{уч}} &= 1257\text{м} \\L_{\text{общ}} &= 4000\text{м}\end{aligned}$$

Вскрышного участка

$$\begin{aligned}L_{1\text{уч}} &= 1100\text{м} \\L_{2\text{уч}} &= 1150\text{м} \\L_{3\text{уч}} &= 1300\text{м} \\L_{4\text{уч}} &= 950\text{м} \\L_{\text{общ}} &= 4150\text{м}\end{aligned}$$

Рассчитываем уклон:
добычной трассы

$$i_1 = \frac{H_в - H_н}{L_{i,y}} \quad (3.1)$$

$$i_1 = \frac{4+34,9}{552} 1000 = 70 \text{ ‰}$$

$$i_2 = \frac{34-4}{776} 1000 = 39 \text{ ‰}$$

$$i_3 = \frac{116,4-34}{1415} 1000 = 58 \text{ ‰}$$

$$i_4 = \frac{131,2-116,4}{1257} 1000 = 12 \text{ ‰}$$

вскрышной трассы

$$i_1 = \frac{34-30}{1100} 1000 = 4 \text{ ‰}$$

$$i_2 = \frac{78-34}{1150} 1000 = 38 \text{ ‰}$$

$$i_3 = \frac{120-78}{1300} 1000 = 32 \%$$

$$i_4 = \frac{157-120}{950} 1000 = 39 \%$$

Выбираем транспортную внутреннюю систему разработки с вывозом пустой породы во внешний отвал.

3.2 Выбор вида транспорта

Транспортные работы на данном карьере ведутся в следующих горнотехнических условиях:

Добычной участок дороги

- годовая производительность карьера $A=2,5$ млн. т;
- расстояние транспортирования $L=4000$ м;
- наименьший радиус разворота $R=10$ м;
- наибольший уклон трассы $i=70\%$.

Вскрышной участок дороги

- годовая производительность карьера $A=7,5$ млн. т;
- расстояние транспортирования $L=4500$ м;
- наименьший радиус разворота $R=10$ м;
- наибольший уклон трассы $i=39\%$.

Выбор вида транспорта производится из следующих вариантов:

- железнодорожный транспорт;
- автомобильный транспорт;
- ленточный конвейер.

Железнодорожный транспорт применяется на карьерах с годовой производительностью более 20 млн. т, расстоянии транспортирования более 5 км, глубине карьера до 250 м, при больших размерах карьерного поля и простом залегании полезного ископаемого. Его преимущества перед автомобильным транспортом заключаются в низкой себестоимости перевозок, большей производительности, меньшей величине сопротивления движению, больших сроках службы подвижного состава, меньшей зависимости от погодных условий и более совершенной системе управления.

Однако относительно небольшие размеры карьерного поля, малые радиусы разворота (всего 15 м при требуемых для данного вида транспорта 120-150 м) и большие значения преодолеваемых уклонов не позволяют применять железнодорожный транспорт на данном месторождении.

Ленточные конвейеры применяются на карьерах с годовой производительностью более 20 млн. т, расстоянии транспортирования до 12 км, глубине карьера до 300 м и уклонах трассы не более 16%. Их преимущества перед железнодорожным и автомобильным видами транспорта заключаются в непрерывной и автоматической работе, высокой производительности, простоте и оперативности управления, преодолении

больших уклонов, а, следовательно, меньших расстояниях транспортирования, меньшей металлоёмкости.

Однако большие значения преодолеваемых уклонов и большое количество поворотов трассы, требующих установки перегружателей в местах изменения направления не позволяют применять ленточный конвейер на данном месторождении.

Автомобильный транспорт применяется на карьерах с годовой производительностью до 50 млн. т, расстоянии транспортирования до 5 км, глубине карьера до 250 м, при небольших размерах карьерного поля. Его преимущества перед железнодорожным транспортом и ленточными конвейерами заключаются в большей маневренности, большей величине преодолеваемых уклонов, возможности работы при ведении селективной выемки, большей мобильности и стабильности в работе погрузочно-транспортного комплекса и простом оперативном управлении.

Анализируя горнотехнические условия данного месторождения, можно сделать вывод, что автомобильный транспорт отвечает всем требованиям, предъявляемым к погрузочно-транспортному комплексу в условиях данного месторождения. Он обеспечивает необходимую годовую производительность при заданных расстоянии транспортирования, радиусах разворота и величинах уклонов трассы.

3.3 Формирование базы исходных данных и принятие вариантов расчета экскаваторно-автомобильного комплекса.

Для решения этой задачи применили программу «Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера». Для расчета принимаем 3 варианта экскаваторно-автомобильного комплекса:

- 1) ЭК- 5А – БелАЗ-7555
- 2) ЭКГ-10 – Komat'su HD-785
- 3) ЭКГ-10 – БелАЗ-75131

3.4 Добычной участок

Используя горнотехнические показатели, взятые на предприятия, вводим исходные данные в программу:

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Годовая производительность, т

Насыпная плотность полезного ископаемого, т/м³

Коэффициент экскавации

Коэффициент неравномерности работы карьера

Коэффициент технической готовности экскаватора

Время замены автосамосвала у экскаватора, мин

Расстояние транспортирования груза, м

Продолжительность смены, ч

Число рабочих дней в году

Количество смен в сутки

Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч

Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч

Время приема-сдачи смены в течение года, ч

Время праздников и выходных в течение года, ч

Горизонт расчета

Текущий год: 1

Рисунок 3.3 – Горнотехнические условия предприятия добычного участка

Затем вводим параметры трассы добычного участка дороги, рассчитанные выше:

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Задать число участков

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
2	1150	600	38	18	0,6
3	1300	600	32	10	0,6
4	950	600	39	15	0,6

Скорость ветра: км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
3	1300	750	-32	10	0,6
2	1150	750	-38	18	0,6
1	1000	750	-4	23	0,6

Скорость ветра: км/ч

Примечание: Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Горизонт расчета

Текущий год: 1

Рисунок 3.4 – Параметры расчетной трассы добычного участка

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

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭКГ-5А, БелАЗ-7555А

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
		Стоимость одного экскаватора, руб	<input type="text" value="82000000"/>	<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px;"> <p style="color: green; margin: 0;">Горизонт расчета</p> <input style="width: 100%;" type="text" value="2015"/> <p style="color: green; margin: 5px 0 0 0;">Текущий год: 1</p> </div>
		Стоимость одного автосамосвала, руб	<input type="text" value="25000000"/>	
		Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	<input type="text" value="50000"/>	
		Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	<input type="text" value="40000"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="400"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="900"/>	
		Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="980000"/>	
		Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="1400000"/>	
		Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	<input type="text" value="0,8"/>	
		Коэффициент использования времени смены автосамосвала	<input type="text" value="0,7"/>	
		Годовая сумма амортизационных отчислений руб.	<input type="text" value="10000000"/>	
		Норма дисконта	<input type="text" value="15"/>	
<div style="border: 1px solid gray; padding: 2px; display: inline-block;"> Далее </div>				

Рисунок 3.5 – Экономические показатели ЭКГ-5А, БелАЗ-7555А для добычного участка

Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Крите
Грузовое направление				<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px;"> <p style="color: green; margin: 0;">Горизонт расчета</p> <input style="width: 100%;" type="text" value="2015"/> <p style="color: green; margin: 5px 0 0 0;">Текущий год: 1</p> </div>
№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН	
1	938	13	95	
2	1229	10	125	
3	1200	11	120	
4	1257	10	128	
Порожняковое направление				
№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН	
4	784	19	70	
3	721	22	60	
2	651	26	55	
1	976	13	95	
<div style="border: 1px solid gray; padding: 2px; display: inline-block;"> Далее </div>				

Рисунок 3.6 – Результат по тягово-динамической характеристике добычного участка

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата					

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

74

Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Критерии эффективности
Критерии эффективности добычного участка (БелАЗ-7555А, ЭКГ-5А)		
Годовая производительность, т	2500000	Горизонт расчета <input type="text" value="2015"/> Текущий год: 1
Расстояние транспортирования, м	4000	
Насыпная плотность полезного ископаемого, т/м	3,30	
Удельные эксплуатационные затраты по добычному участку, руб/т	63,31	
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	432258,36	
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,09	
Себестоимость транспортирования, руб/т	53,86	
Себестоимость погрузки, руб/т	9,45	
Удельные капитальные затраты по добычному участку, руб/т	175,60	
Инвентарный парк экскаваторов	2	
Инвентарный парк автосамосвалов	11	
Критерии эффективности по ЗАК в целом		
Результаты расчетов		
Расчет критериев эффективности по комплексу		
<input type="button" value="Расчитать другой ЗАК"/>		
<input type="button" value="Следующий год"/>		

Рисунок 3.7 – Критерии эффективности БелАЗ-7555 , ЭКГ-5А

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭКГ-10 и KomatsuHD-785

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
Стоимость одного экскаватора, руб 184000000				
Стоимость одного автосамосвала, руб 52000000				
Зарботная плата машиниста экскаватора, руб 70000				
Зарботная плата водителя автосамосвала, руб 60000				
Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 500				
Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 1000				
Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 1400000				
Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 2400000				
Кoeffициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8				
Кoeffициент использования времени смены автосамосвала 0,7				
Годовая сумма амортизационных отчислений руб. 15000000				
Норма дисконта 15				
Горизонт расчета <input type="text" value="2015"/> Текущий год: 1				
<input checked="" type="button" value="Далее"/>				

Рисунок 3.8 – Экономические показатели ЭКГ-10, Komat'suHD-785

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

Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите...

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	935	14	180
2	1232	9	245
3	1199	8	240
4	1258	8	250

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	784	14	170
3	721	14	165
2	651	18	120
1	976	12	200

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 3.9 – Результат по тягово-динамической характеристике добычного участка

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Критерии эффективности добычного участка (Komatsu HD-785, ЭКГ-10)

Годовая производительность, т: 2500000

Расстояние транспортирования, м: 4000

Насыпная плотность полезного ископаемого, т/м: 3,30

Удельные эксплуатационные затраты по добычному участку, руб/т: 82,29

Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год: 530791,79

Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км: 0,09

Себестоимость транспортирования, руб/т: 71,12

Себестоимость погрузки, руб/т: 11,17

Удельные капитальные затраты по добычному участку, руб/т: 355,20

Инвентарный парк экскаваторов: 2

Инвентарный парк автосамосвалов: 10

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет критериев эффективности по комплексу

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Расчитать другой ЗАК

Следующий год

Рисунок 3.10 – Критерии эффективности Komat'su HD-785, ЭКГ-10

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

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭЖГ-10 и БелАЗ-75131

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
		Стоимость одного экскаватора, руб	<input type="text" value="184000000"/>	<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px;"> <p style="color: green; margin: 0;">Горизонт расчета</p> <input style="width: 100%;" type="text" value="2015"/> <p style="color: green; margin: 0;">Текущий год: 1</p> </div>
		Стоимость одного автосамосвала, руб	<input type="text" value="72000000"/>	
		Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	<input type="text" value="70000"/>	
		Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	<input type="text" value="70000"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="500"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="1000"/>	
		Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="1400000"/>	
		Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="2400000"/>	
		Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	<input type="text" value="0,8"/>	
		Коэффициент использования времени смены автосамосвала	<input type="text" value="0,7"/>	
		Годовая сумма амортизационных отчислений руб.	<input type="text" value="15000000"/>	
		Норма дисконта	<input type="text" value="15"/>	
<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px; display: inline-block;"> ✓ Далее </div>				

Рисунок 3.11 – Экономические характеристики ЭЖГ-10, БелАЗ-75131

Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Крите
Грузовое направление				<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px;"> <p style="color: green; margin: 0;">Горизонт расчета</p> <input style="width: 100%;" type="text" value="2015"/> <p style="color: green; margin: 0;">Текущий год: 1</p> </div>
№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН	
1	919	10	210	
2	1239	6	280	
3	1199	7	270	
4	1260	6	280	
Порожняковое направление				
№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН	
4	792	12	185	
3	721	14	165	
2	651	14	150	
1	976	8	225	
<div style="border: 1px solid gray; padding: 5px; display: inline-block;"> ✓ Далее </div>				

Рисунок 3.12 – Результат по тягово-динамической характеристике добычного участка

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

77

Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Критерии эффективности
Критерии эффективности добычного участка (БелАЗ-75131, ЭКГ-10)		
Годовая производительность, т	2500000	Горизонт расчета 2015 Текущий год: 1
Расстояние транспортирования, м	4000	
Насыпная плотность полезного ископаемого, т/м	3,30	
Удельные эксплуатационные затраты по добычному участку, руб/т	66,93	
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	684320,59	
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,08	
Себестоимость транспортирования, руб/т	55,76	
Себестоимость погрузки, руб/т	11,17	
Удельные капитальные затраты по добычному участку, руб/т	348,80	
Инвентарный парк экскаваторов	2	
Инвентарный парк автосамосвалов	7	
Критерии эффективности по ЗАК в целом		
Результаты расчетов		
Расчет критериев эффективности по комплексу		
<input type="button" value="Расчитать другой ЗАК"/>		
<input type="button" value="Следующий год"/>		

Рисунок 3.13 – Критерии эффективности БелАЗ-75131, ЭКГ-10

3.5 Вскрышные работы

Используя горнотехнические показатели, взятые на предприятия, вводим исходные данные в программу:

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
Годовая производительность, т	7500000	Горизонт расчета 2015 Текущий год:		
Насыпная плотность породы, т/м ³	2,7			
Коэффициент экскавации	0,8			
Коэффициент неравномерности работы карьера	0,9			
Коэффициент технической готовности экскаватора	0,8			
Время замены автосамосвала у экскаватора, мин	Схема заезда: туликовая 0,85			
Расстояние транспортирования груза, м	4500			
Продолжительность смены, ч	12			
Число рабочих дней в году	340			
Количество смен в сутки	2			
Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч	576			
Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч	10			
Время приема-сдачи смены в течение года, ч	85			
Время праздников и выходных в течение года, ч	192			
<input checked="" type="button" value="Далее"/>				

Рисунок 3.14 – Горнотехнические условия предприятия вскрышного участка

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

Затем вводим параметры трассы вскрышного участка дороги, рассчитанные выше:

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Задать число участков:

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Кoeffициент сцепления
2	1150	600	38	18	0,6
3	1300	600	32	10	0,6
4	950	600	39	15	0,6

Скорость ветра: км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Кoeffициент сцепления
3	1300	750	-32	10	0,6
2	1150	750	-38	18	0,6
1	1000	750	-4	23	0,6

Скорость ветра: км/ч

? Удельное основное сопротивление движению
? Кoeffициент сцепления колеса с дорогой

Примечание: Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 3.15 – Параметры расчетной трассы вскрышного участка

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭКГ-5А и БелАЗ-7555А

Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Стоимость одного экскаватора, руб:

Стоимость одного автосамосвала, руб:

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб:

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб:

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб:

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб:

Амортизационные отчисления, руб./1000 км пробега автосамосвала:

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб./1000 км пробега автосамосвала:

Кoeffициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора:

Кoeffициент использования времени смены автосамосвала:

Годовая сумма амортизационных отчислений руб.:

Норма дисконта:

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 3.16 – Экономические показатели ЭКГ-5А, БелАЗ-7555 для вскрышного участка

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

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

79

Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	938	13	95
2	1229	10	125
3	1200	11	120
4	1257	10	128

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	784	19	70
3	721	22	60
2	651	26	55
1	976	13	95

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Далее

Рисунок 3.17 – Результат по тягово-динамической характеристике вскрышного участка

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Критерии эффективности вскрышного участка (БелАЗ-7555А, ЭКГ-5А)

Годовая производительность, т: 7500000

Расстояние транспортирования, м: 4500

Насыпная плотность породы, т/м: 2,70

Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т: 24,47

Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год: 437959,71

Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км: 0,08

Себестоимость транспортирования, руб/т: 20,75

Себестоимость погрузки, руб/т: 3,15

Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т: 125,20

Инвентарный парк экскаваторов: 2

Инвентарный парк автосамосвалов: 31

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Горизонт расчета: 2015
Текущий год: 1

Расчитать другой ЗАК

Рисунок 3.18 – Критерии эффективности БелАЗ-7555, ЭКГ-5А

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

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭКГ-10 и KomatsuHD-785

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
		Стоимость одного экскаватора, руб	<input type="text" value="184000000"/>	<div style="color: green; font-weight: bold;">Горизонт расчета</div> <input type="text" value="2015"/> <div style="color: green; font-weight: bold;">Текущий год: 1</div>
		Стоимость одного автосамосвала, руб	<input type="text" value="52000000"/>	
		Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	<input type="text" value="70000"/>	
		Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	<input type="text" value="60000"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="500"/>	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	<input type="text" value="1000"/>	
		Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="1400000"/>	
		Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	<input type="text" value="2400000"/>	
		Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	<input type="text" value="0,8"/>	
		Коэффициент использования времени смены автосамосвала	<input type="text" value="0,7"/>	
		Годовая сумма амортизационных отчислений руб.	<input type="text" value="15000000"/>	
		Норма дисконта	<input type="text" value="15"/>	
			<input type="button" value="Далее"/>	

Рисунок 3.19 – Экономические характеристики ЭКГ-10, Komat'su HD-785

Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Критерии эффективности
Критерии эффективности вскрышного участка (Komatsu HD-785, ЭКГ-10)		
Годовая производительность, т		<input type="text" value="7500000"/>
Расстояние транспортирования, м		<input type="text" value="4500"/>
Насыпная плотность породы, т/м		<input type="text" value="2,70"/>
Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т		<input type="text" value="30,15"/>
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год		<input type="text" value="574039,89"/>
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км		<input type="text" value="0,09"/>
Себестоимость транспортирования, руб/т		<input type="text" value="26,43"/>
Себестоимость погрузки, руб/т		<input type="text" value="3,72"/>
Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т		<input type="text" value="215,47"/>
Инвентарный парк экскаваторов		<input type="text" value="2"/>
Инвентарный парк автосамосвалов		<input type="text" value="24"/>
Критерии эффективности по ЗАК в целом		
Результаты расчетов		
Расчет добычного участка		
		<input type="button" value="Расчитать другой ЗАК"/>

Рисунок 3.20 – Критерии эффективности Komat'su HD-785, ЭКГ-10

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата			

Расчет критериев эффективности эксплуатации комплекса ЭКГ-10 и БелАЗ-75131

Горнотехнические условия	Типы э-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая:
		Стоимость одного экскаватора, руб	184000000	Горизонт расчета 2015 Текущий год: 1
		Стоимость одного автосамосвала, руб	72000000	
		Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	70000	
		Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	70000	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	500	
		Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	1000	
		Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	1400000	
		Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	2400000	
		Кoeffициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	0,8	
		Кoeffициент использования времени смены автосамосвала	0,7	
		Годовая сумма амортизационных отчислений руб.	15000000	
		Норма дисконта	15	
<input checked="" type="checkbox"/> Далее				

Рисунок 3.21 – Экономические показатели ЭКГ-10, БелАЗ-75131

Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Критерии эффективности		
Критерии эффективности вскрышного участка (БелАЗ-75131, ЭКГ-10)				
		Годовая производительность, т	7500000	Горизонт расчета 2015 Текущий год: 1
		Расстояние транспортирования, м	4500	
		Насыпная плотность породы, т/м	2,70	
		Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т	23,15	
		Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	667376,66	
		Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,08	
		Себестоимость транспортирования, руб/т	20,01	
		Себестоимость погрузки, руб/т	3,72	
		Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т	241,07	
		Инвентарный парк экскаваторов	2	
		Инвентарный парк автосамосвалов	20	
Критерии эффективности по ЗАК в целом			<input type="button" value="Расчитать другой ЗАК"/>	
Результаты расчетов				
Расчет добычного участка				

Рисунок 3.21 – Критерии эффективности БелАЗ-75131, ЭКГ-10

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

3.6 Анализ полученных результатов

Итоги расчетов критериев эффективности по вариантам для добычного участка сводим в таблицу 4.1

Таблица 3.1 – Критерии эффективности по 3 вариантам расчета

Критерии эффективности	варианты расчета		
	I	II	III
Удельные эксплуатационные затраты, руб/т	63,31	82,29	66,93
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	432258,4	530791,8	684320,6
Удельный расход топлива на ед. транспортные работы, л/т·км	0,08	0,09	0,09
Себестоимость транспортирования, руб/т	53,86	71,12	55,76
Удельные капитальные затраты, руб/т	175,6	355,2	348,8

Итоги расчетов критериев эффективности по вариантам для вскрышного участка сводим в таблицу 3.2

Таблица 3.2 – Критерии эффективности по 3 вариантам расчета

Критерии эффективности	варианты расчета		
	I	II	III
Удельные эксплуатационные затраты, руб/т	24,47	30,15	23,15
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	437959,7	574039,9	667376,7
Удельный расход топлива на ед. транспортные работы, л/т·км	0,08	0,09	0,08
Себестоимость транспортирования, руб/т	20,75	26,43	20,01
Удельные капитальные затраты, руб/т	125,5	215,5	241,1

3.7 Выбор оптимального варианта экскаваторно-автомобильного транспорта

Добычной участок

По заданным критериям эффективности строим диаграммы по каждому экскаваторно-автомобильному комплексу карьера:

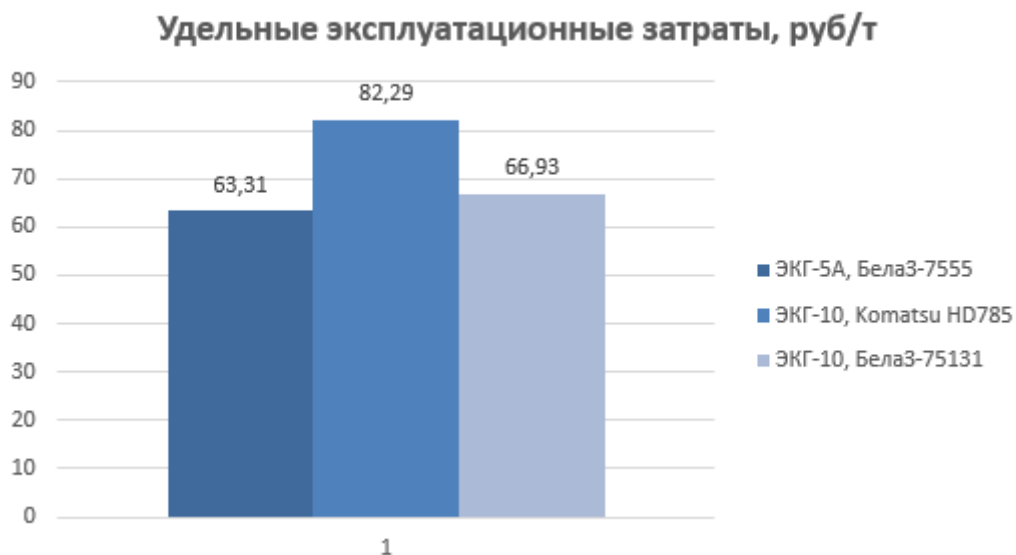


Рисунок 3.25 – Удельные эксплуатационные затраты.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А).

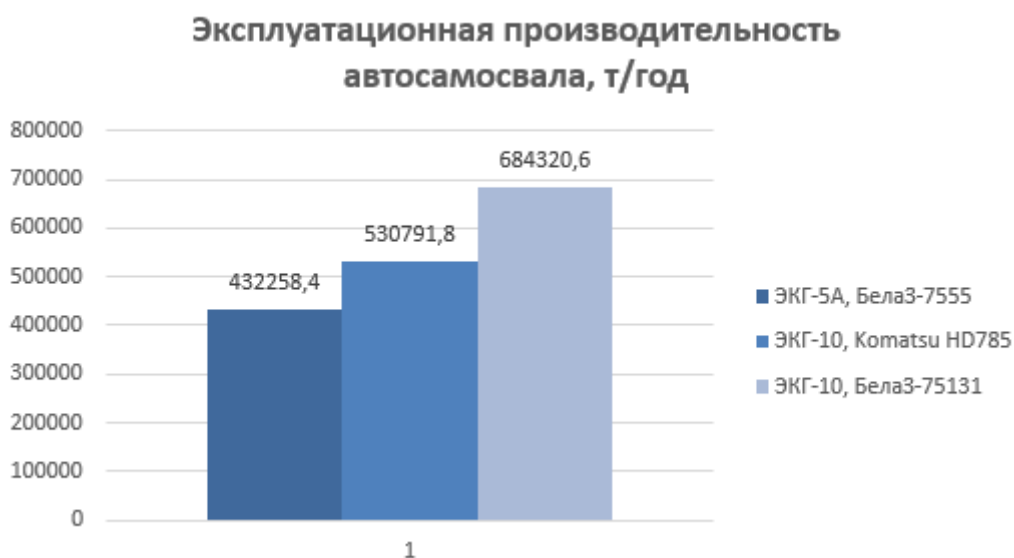


Рисунок 3.26 – Эксплуатационная производительность автосамосвалов.

Оптимальным вариантом является 3 (БелАЗ-75131 и ЭКГ-10).

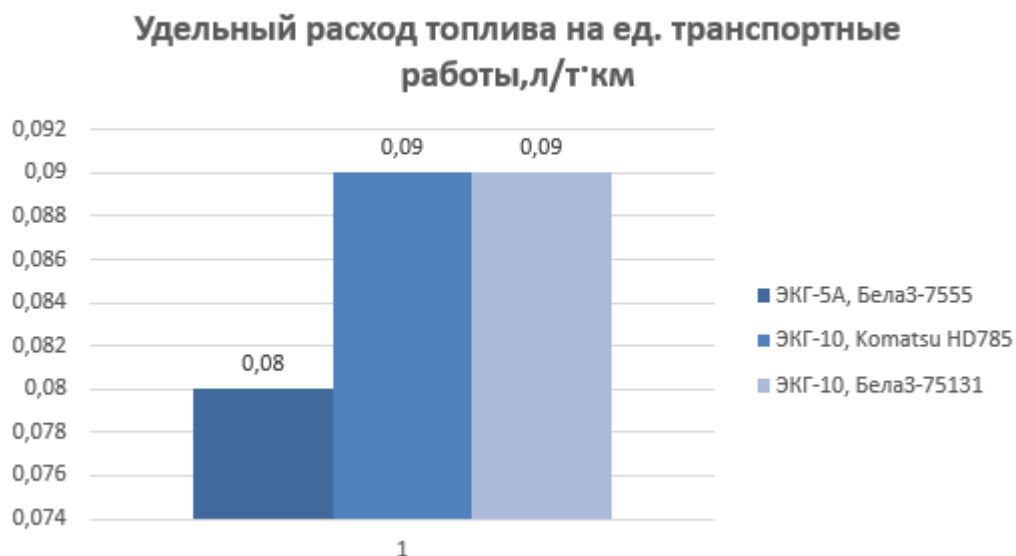


Рисунок 3.27 – Удельный расход топлива на единицу транспортной работы.

Оптимальными и равнозначными являются 1 варианты (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А).

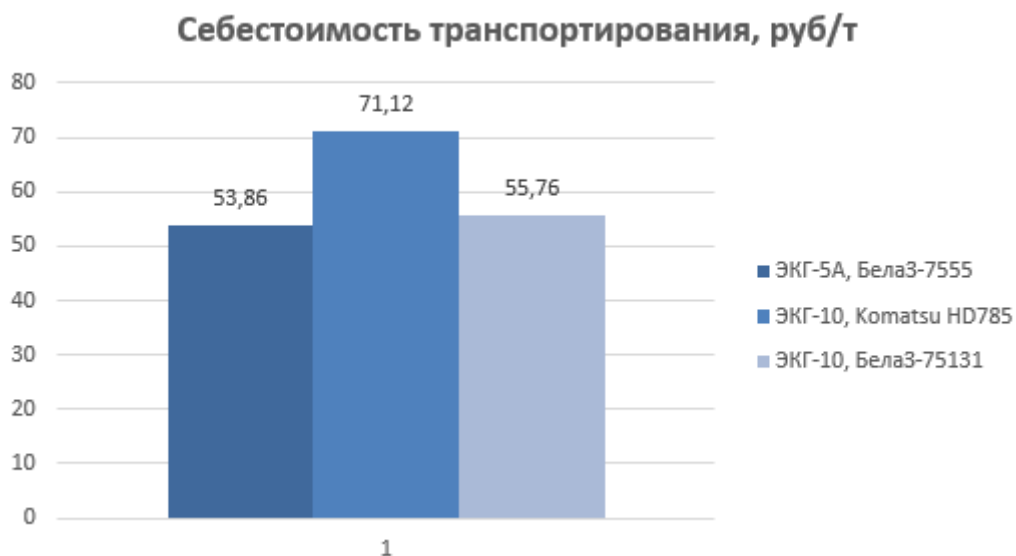


Рисунок 3.28 – Себестоимость транспортирования.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А)

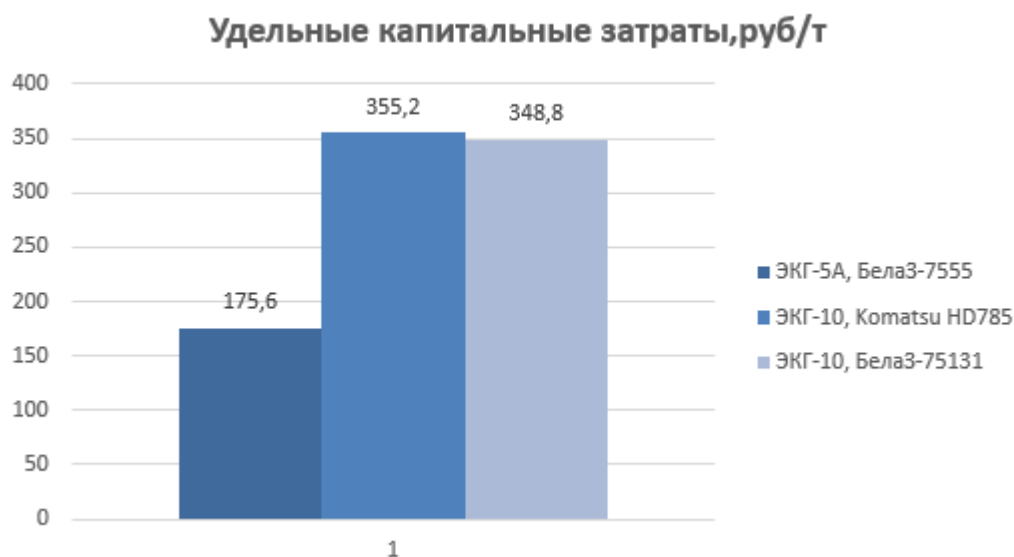


Рисунок 3.29 – Удельные капитальные затраты.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А).

Вскрышной участок

По заданным критериям эффективности строим диаграммы по каждому экскаваторно-автомобильному комплексу карьера:

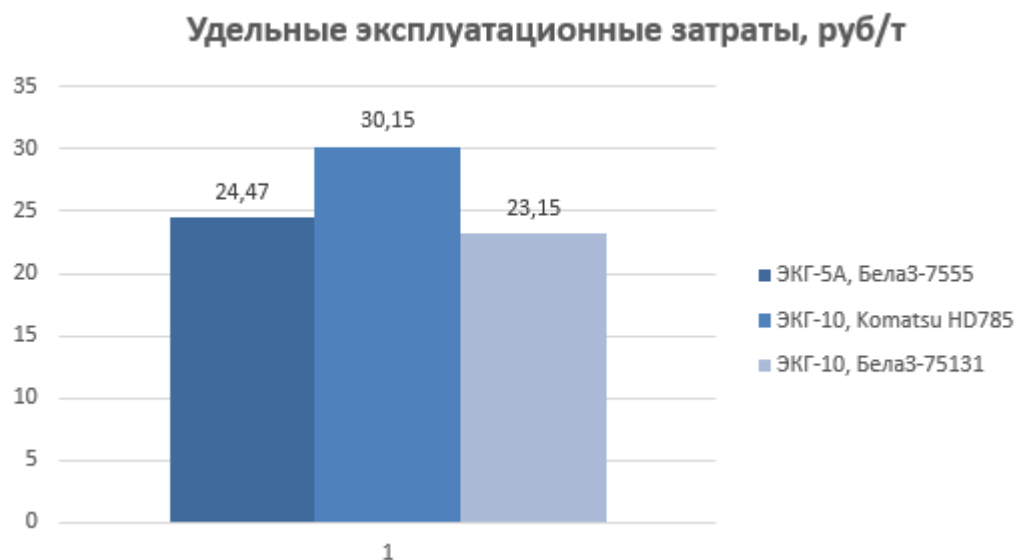


Рисунок 3.30 – Удельные эксплуатационные затраты.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ-75131 и ЭКГ-10).

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



Рисунок 3.31 – Эксплуатационная производительность автосамосвалов.

Оптимальным вариантом является 3 (БелАЗ-75131 и ЭКГ-10).

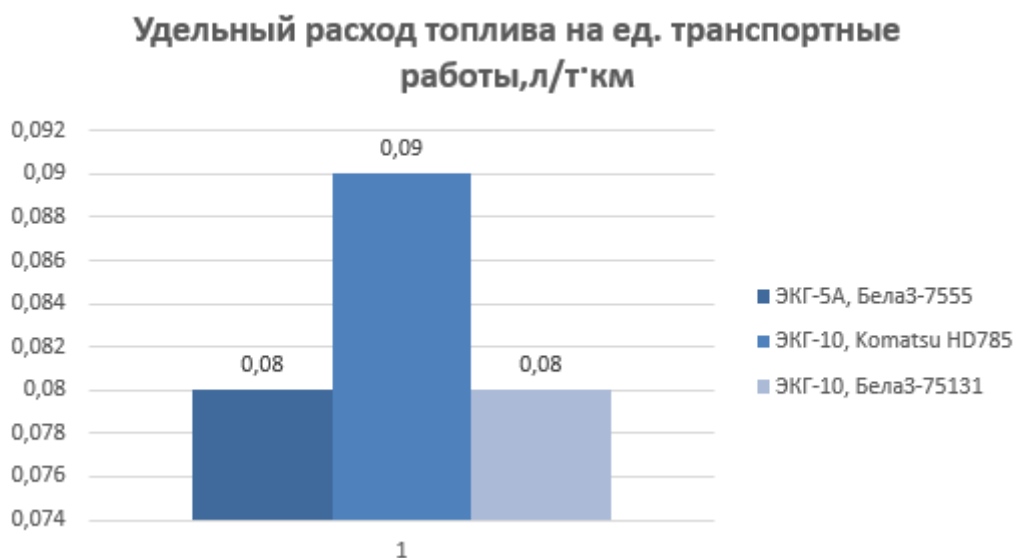


Рисунок 3.32 – Удельный расход топлива на единицу транспортной работы.

Оптимальными и равнозначными являются 1 и 3 варианты (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А; БелАЗ-75131 и ЭКГ-10).

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

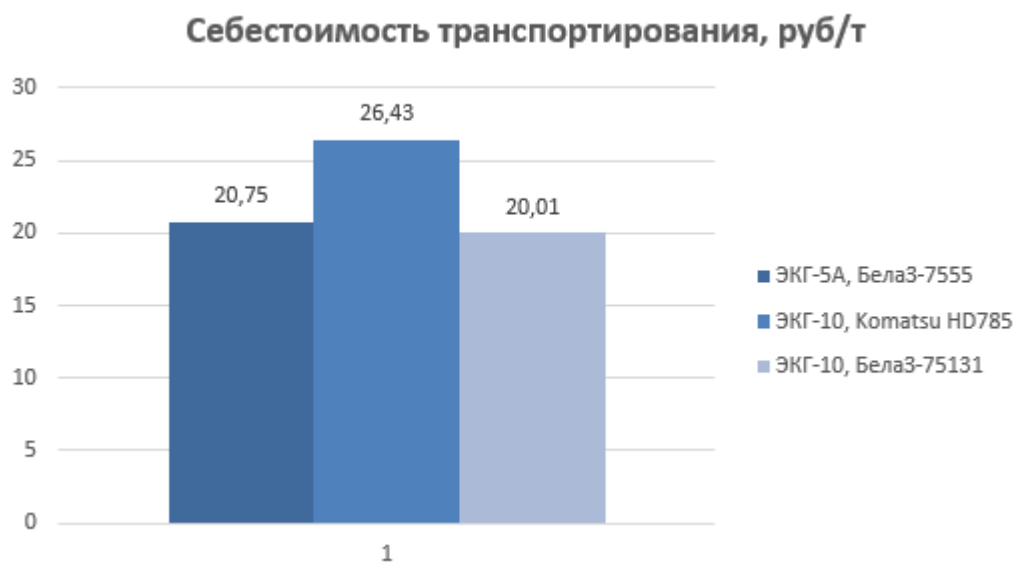


Рисунок 3.33 – Себестоимость транспортирования.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ 75131 и ЭКГ-10)

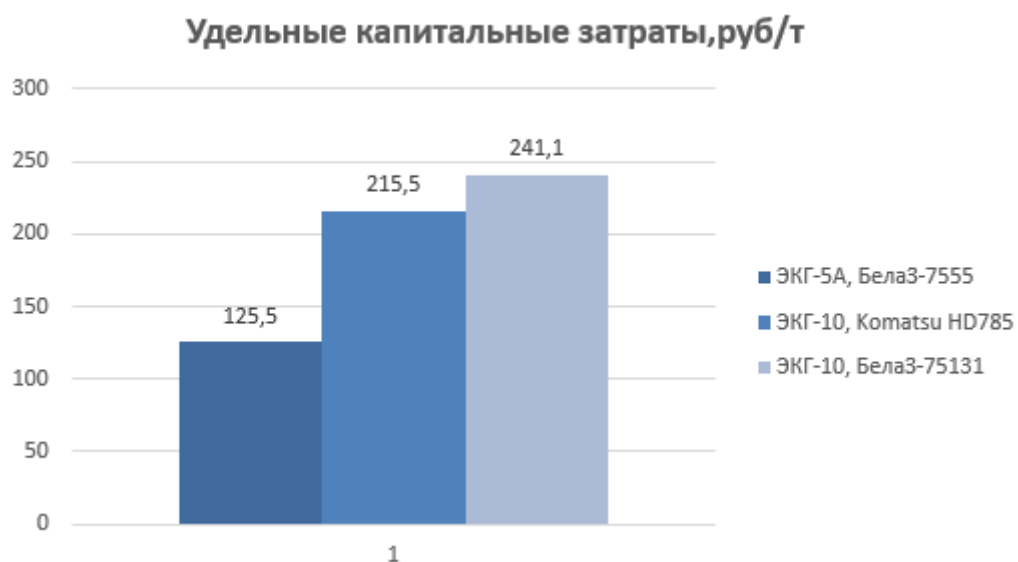


Рисунок 3.34 – Удельные капитальные затраты.

Оптимальным вариантом является 1 (БелАЗ-7555 и ЭКГ-5А).

3.8 Выбор рационального варианта экскаваторно-автомобильного комплекса

Также, исходя из данных расчетов, выбираем по совокупности критериев эффективности рациональный вариант экскаваторно-автомобильного комплекса карьера. Для этого оценим все критерии эффективности по трехбалльной шкале, расставив места по вариантам расчета. (табл. 4.3, табл. 4.4).

Таблица 3.3 - Оценка критериев эффективности по добычному участку

Критерии эффективности	Варианты расчета		
	I	II	III
Удельные эксплуатационные затраты, руб/т	3	1	2
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	1	2	3
Себестоимость транспортирования, руб/т	3	1	2
Удельные капитальные затраты, руб/т	3	1	2
Суммарные места	10	5	9

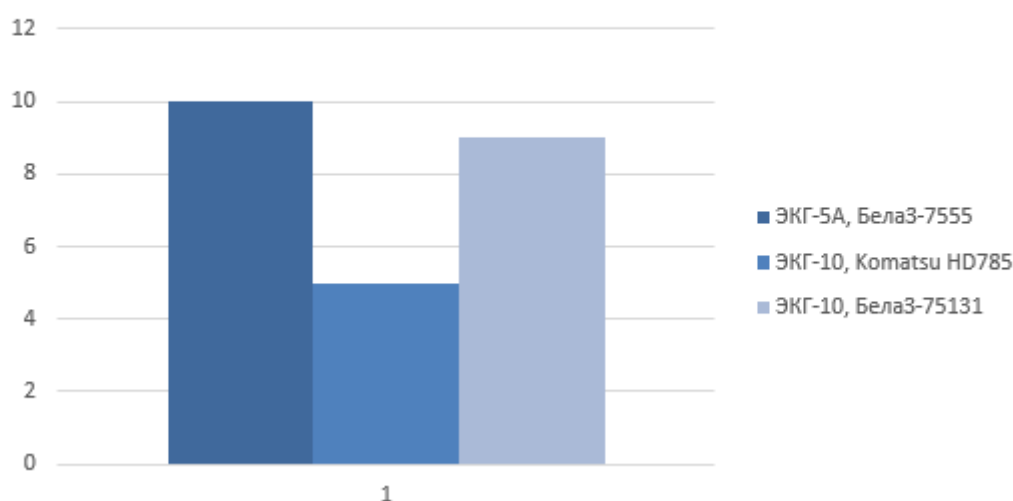


Рисунок 3.35 – распределение мест экскаваторно-автомобильного комплекса

Рациональным по комплексу является 1 вариант (БелА3–7555 и ЭКГ–5А).

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

Таблица 3.4 – Оценка критериев эффективности по вскрышному участку

Критерии эффективности	Варианты расчета		
	I	II	III
Удельные эксплуатационные затраты, руб/т	2	1	3
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	1	2	3
Себестоимость транспортирования, руб/т	2	1	3
Удельные капитальные затраты, руб/т	3	2	1
Суммарные места	8	6	10

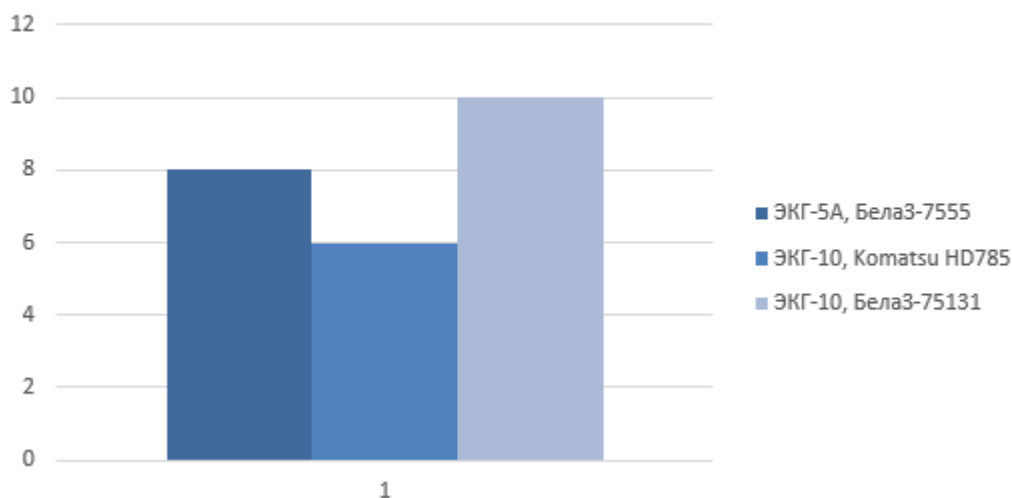


Рисунок 3.36 – распределение мест экскаваторно-автомобильного комплекса

Рациональным по комплексу является 3 вариант (БелАЗ–75131 и ЭКГ–10).

4 СТАЦИОНАРНЫЕ МАШИНЫ И УСТАНОВКИ

Эксплуатация большинства горнорудных предприятий связана с выполнением работ, либо по предупреждению или снижению протоков воды в выработки, либо удаление воды из них.

Совокупность технических средств для удаления воды из горных выработок, называют карьерным водоотливом. Из имеющихся способов по удалению воды наибольшее применение находит водоотлив с подъемом воды стационарными или передвижными установками. Притоки подземных и поверхностных вод на горных предприятиях колеблются в широких пределах и достигают больших величин. На одном и том же предприятии они в течении года не остаются постоянными. В связи с этим при проектировании водоотливных установок необходимо знать как нормальные, так и максимальные притоки воды, отражающие гидрогеологические особенности данного месторождения. Максимальные притоки имеют место обычно в весенний и осенний периоды года и продолжаются примерно 60-65 суток. Для правильной организации водоотливного хозяйства, главным вопросом является обоснование рациональной схемы водоотлива, надежное осушение горных выработок при минимальных затратах.

Исходные данные

Нормальный приток:	$Q_{\text{норм}}=400 \text{ м}^3/\text{ч}$
Глубина карьера:	$H_{\text{к}}=100 \text{ м}$
Максимальный водоприток:	$Q_{\text{max}}=650 \text{ м}^3/\text{ч}$
Вода нейтральная:	$\text{pH}=7$
Угол откоса уступа:	$\alpha=75 \text{ град}$
Высота уступа:	$h_{\text{у}}=10 \text{ м}$
Расстояние от насосной станции до первого уступа:	$l_{\text{п}}=15 \text{ м}$
Длина трубопровода на поверхности:	$l_{\text{пов}}=60 \text{ м}$
Количество суток с нормальным притоком воды:	$m_{\text{норм}}=300 \text{ сут.}$
Количество суток с максимальным притоком воды:	$m_{\text{max}}=45 \text{ сут.}$

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

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

91

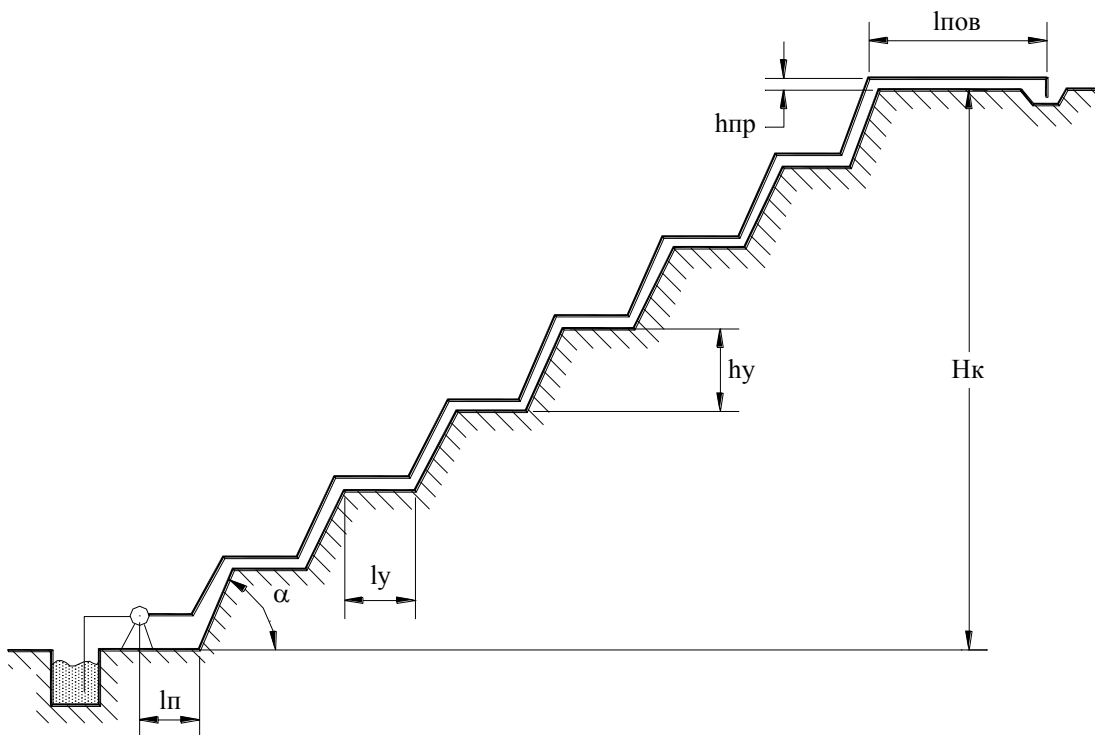


Рисунок 5.1 – Принципиальная схема водоотлива

4.1 Гидравлический расчет.

Необходимая производительность насоса для откачки (м³/ч):

$$Q = \frac{Q_{норм} \cdot 24}{20} = \frac{400 \cdot 24}{20} = 480 \quad (4.1)$$

Необходимый напор насоса (м):

$$H = \frac{H_{г}}{\eta_{тр}} = \frac{103,5}{0,95} = 108,9 \quad (4.2)$$

где $H_{г}$ – геодезическая высота подачи, м; $\eta_{тр}$ – КПД трубопровода $\eta=0,95$.

$$H_{г} = H_{к} + H_{вс} + h_{пр} = 100 + 3 + 0,5 = 103,5 \quad (4.3)$$

где $h_{пр}$ – высота превышения нагнетательного трубопровода над земной поверхностью, м.

По найденным величинам производительности и напора насоса, предварительно выбираем насос ЦНС 500-160 [14, табл.1.4]. КПД=0,73

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Необходимый внутренний диаметр (м) нагнетательного трубопровода [14, форм. 1.4]:

$$d_H = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_H}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2}} = 0,29 \quad (4.4)$$

где C_H – средняя скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе (1,5÷2,5 м/с).

Принимаем для трубопровода стальные бесшовные трубы по ГОСТ 8732-08.

Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе (м/с):

$$V_H^\phi = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,305^2} = 1,9 \quad (4.5)$$

Внутренний диаметр (м) всасывающего трубопровода:

$$d_{BC} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_{BC}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,2}} = 0,38 \quad (4.6)$$

где C_{BC} – средняя скорость движения воды во всасывающем трубопроводе (0,8÷1,5 м/с).

По ГОСТу выбираем стальную бесшовную трубу с параметрами $d_{bc}=353$ мм и с толщиной стенки трубы $\delta = 8$ мм.

Фактическая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе (м/с):

$$V_{BC}^\phi = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_{BC}^2} = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,353^2} = 1,4 \quad (4.7)$$

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		93

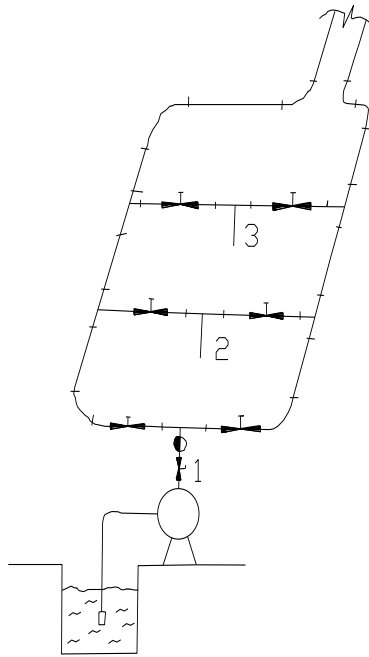


Рисунок 4.2 – Гидравлическая схема расположения оборудования и трубопроводов в насосной станции.

Потери напора в нагнетательном трубопроводе (м):

$$\Delta H_H = \left(\lambda \cdot \frac{L}{d_H} + \xi_K \cdot n_K + \xi_{hj} \cdot n_{hj} + \xi_{qp} \cdot n_{qp} + \xi_{h''} \cdot n_{h''} + \xi_{\%oh} \right) \cdot \frac{V_H^\phi}{2 \cdot g} =$$

$$= \left(0,03 \cdot \frac{304}{0,29} + 0,3 \cdot 2 + 10 + 1,5 \cdot 3 + 0,6 \cdot 18 + 1 \right) \cdot \frac{1,4^2}{2 \cdot 9,81} = 5,8 \quad (4.8)$$

где ξ_i , n_i – коэффициенты местных сопротивлений и их количество; λ – коэффициент гидравлического сопротивления:

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,29}} = 0,03 \quad (4.9)$$

Общая длина нагнетательного трубопровода (м):

$$l = l_H + l_{II} + n \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha} + l_y \cdot (n-1) + l_{нов} = 7 + 15 + 8 \cdot \frac{10}{\sin 75^\circ} + 20 \cdot (8-1) + 60 = 304 \quad (4.10)$$

где n – количество уступов, ед.

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Потери напора во всасывающем трубопроводе (м):

$$\Delta H_{\text{вс}} = \left(\lambda \cdot \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{вс}}} + \xi_{\text{пр.к.л.д}} + \xi_{\text{кол}} \cdot \xi_{\text{вх}} \right) \cdot \frac{V_{\text{вс}}^{\phi}}{2 \cdot g} =$$

$$= \left(0,02 \cdot \frac{7}{0,353} + 6 + 0,6 \cdot 0,5 \right) \cdot \frac{1,4^2}{2 \cdot 9,81} = 0,66 \quad (4.11)$$

где $l_{\text{вс}}$ – длина всасывающего трубопровода, м; λ – коэффициент сопротивления во всасывающем трубопроводе:

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_{\text{вс}}}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,353}} = 0,03 \quad (4.12)$$

Общие потери напора (м):

$$\Delta H = \Delta H_H + \Delta H_{\text{вс}} = 20,6 + 0,43 = 21 \quad (4.13)$$

Манометрический напор:

$$H_M = H_r + \Delta H = 103,5 + 21 = 124,5 \quad (4.14)$$

Постоянная трубопровода ($\text{ч}^2/\text{м}^5$):

$$R = \frac{\Delta H}{Q^2} = \frac{21}{500^2} = 0,000084 \quad (4.15)$$

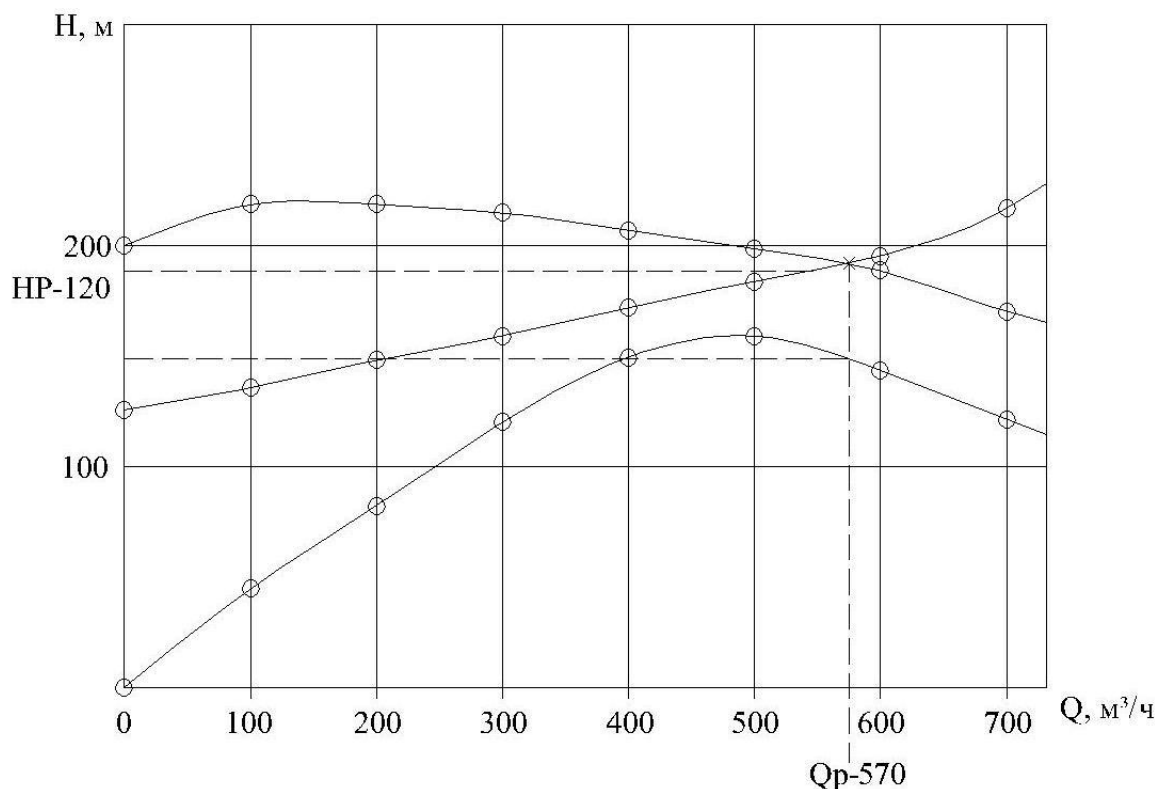
Строим напорную характеристику трубопровода по формуле:

$$H = H_r + R \cdot Q^2, \quad (4.16)$$

Таблица 4.3 – Расчёт напорной характеристики трубопровода.

Q, м ³ /ч	0	100	200	300	400	500	600
H, м	103,5	104,34	106,86	111,06	116,94	124,5	133,74

Наносим на график эксплуатационные характеристики предварительно выбранного насоса ЦНС-500-160 для определения его рабочего режима.



Проверка выбранного насоса на обеспечение заданного расхода, экономичность и устойчивость:

- на экономичность

$$\eta_o > 0,9 \cdot \eta_{\max} \quad (4.17)$$

$$0,69 > 0,9 \cdot 0,73$$

$$0,69 > 0,657$$

- на устойчивость

$$H_r < 0,9 \cdot H_3 \quad (4.18)$$

$$83,5 < 0,9 \cdot 164$$

$$83,5 < 147,5$$

где H_3 – напор насоса при закрытой задвижке;

- на отсутствие кавитации

$$H_e > H_{BC} + \Delta H_{BC} \quad (4.19)$$

$$4,5 > 3 + 0,43$$

4,5 > 3,43 – кавитация отсутствует.

Выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Мощность приводного электродвигателя (кВт) насоса для рабочего режима, определяем по следующей формуле:

$$N = \frac{K \cdot H_p \cdot Q_p \cdot \rho \cdot g}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p} = \frac{1,1 \cdot 120 \cdot 570 \cdot 1000 \cdot 9,8}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,69} = 296 \quad (4.20)$$

где K – коэффициент запаса мощности ($K = 1,1$); Q_p – рабочая производительность насоса, m^3/h ; H_p – рабочий напор, развиваемый насосом, м; ρ – плотность воды ($\rho = 1000 \text{ кг}/m^3$); η_p – рабочий КПД насоса.

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя $N=296$ кВт и частоты вращения вала двигателя насоса $n_1=1500$ об/мин. принимаем удовлетворяющий этим требованиям асинхронный электродвигатель [14, прилож.5] марки АО 113-4 с мощностью $N_{дв}=3200$ кВт, $\text{КПД}_{дв}=94,5\%$ Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами типа ЦНС-500-160.

Фактическое число часов работы установки (ч):

- при нормальном притоке воды:

-

$$t_n = \frac{Q_n \cdot 24}{Q_p} = \frac{400 \cdot 24}{570} = 16,8; \quad (4.21)$$

- и максимальном притоке воды:

-

$$t_{\max} = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{Q_p \cdot 2} = \frac{650 \cdot 24}{570 \cdot 2} = 13,6 \quad (4.22)$$

Объем водосборника (м^3):

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q_n = 1,15 \cdot 4 \cdot 400 = 3680 \quad (4.23)$$

Годовой расход электроэнергии [14, формула 1.39] ($\text{кВт} \cdot \text{ч} / \text{год}$):

$$\mathcal{E} = \frac{1,15 \cdot N_{дв}}{\eta_c \cdot \eta_{э.дв}} \cdot (t_n \cdot m_n + 2 \cdot t_{\max} \cdot m_{\max}) = \frac{1,15 \cdot 320}{0,95 \cdot 0,945} \cdot (16,8 \cdot 300 + 2 \cdot 13,6 \cdot 65) = 3\ 672\ 000 \quad (4.24)$$

где $\eta_{э.дв}$ – КПД электродвигателя [14, прилож.4]; η_c – КПД электрической сети.

Годовой приток ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$W_{\Gamma} = (m_{норм} \cdot Q_{норм} + m_{\max} \cdot Q_{\max}) \cdot 24 = (300 \cdot 400 + 65 \cdot 650) \cdot 24 = 2647320 \quad (4.25)$$

Удельный расход электроэнергии ($\text{кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3$):

$$y = \frac{\mathcal{E}}{W_{\Gamma}} = \frac{3\ 672\ 000}{2647320} = 1,38 \quad (4.26)$$

Для управления водоотливной установкой принимается система УАВ.

									Лист
									97
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

5. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

Электроэнергия напряжением 35 кВ по воздушной линии электропередач поступает на участковую передвижную комплектную трансформаторную подстанцию ПКТП-1600/35/6 от ГПП-110/35 кВ «Горевская».

По надежности и бесперебойности электроснабжения потребители участка карьера относятся ко второй категории. Согласно ПУЭ, на открытых горных работах применяются электрические сети с изолированной нейтралью.

Распределение электроэнергии между электроприемниками разреза осуществляется на напряжении 6 кВ по комбинированной схеме, имеющей радиальные и магистральные линии. Так как линии распределительной сети 6 кВ располагаются поперек уступов по бестранспортной системе разработки, то выбирается поперечная схема распределения электроэнергии.

На борту карьера сооружаются стационарные ЛЭП. Внутри карьера сооружаются передвижные линии электропередач.

Для стационарных ЛЭП применяются типовые опоры, разработанные институтами «Энергосеть» и «Сельэнергопроект». При сооружении передвижных ЛЭП используются передвижные опоры институтов «Гипроруда» и «Центрогипрошахт». Применяются деревянные (промежуточные, угловые, анкерные, концевые) типы передвижных опор с железобетонным основанием. Эти опоры для подвески сталеалюминиевых проводов с максимальным сечением до 95 мм² и заземляющего троса сечением до 70 мм² соответствуют действующим ПТЭ и ЕПБ. Опоры предназначены для установки в I, II, III и IV районах по гололеду и максимальной скорости ветра 25 м/с. Максимальный расчетный пролет между опорами, исходя из наибольшей допускаемой стрелы провеса провода, составляет 60 м.

Кабельные линии электропередач выполняют гибким 5-жильным кабелем марки КГЭ. Для соединения кабелей применяют специальные соединительные муфты или соединительные коробки.

Для присоединения кабеля к воздушной линии электропередач используются передвижные приключательные пункты (ППП-6) типа ЯКНО-10У1, КРУПП-10, КРУПЭ-10, ЗКВЭ-10, соответствующие предъявляемым требованиям к электрооборудованию для открытых горных работ.

Для осветительных установок с ксеноновыми лампами, которым требуется два уровня напряжения (220 и 380 В), принимаются индивидуальные трансформаторные подстанции типа ПСКТП-6/0,4.

Согласно действующим ЕПБ, заземлению подлежат все электроустановки, которые в случае пробоя изоляции могут оказаться под напряжением. Для внутрикарьерных потребителей электроэнергии напряжением до и выше 1 кВ заземляющее устройство общее - на ПКТП-1600/35/6 кВ. Сопротивление заземляющего устройства должно быть не более 4 Ом.

Для защиты линий электропередач от перенапряжений применяются трубчатые, а для подстанций и вращающихся машин - вентильные разрядники.

										Лист
										98
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

На ПКТП-1600/35/6 кВ устанавливается несколько видов защит от аварийных режимов: от однофазных замыканий на землю - защита на базе реле типа ЗЗП-1М; от коротких замыканий - максимально токовая защита и токовая отсечка; от перенапряжений - вентильные разрядники или ограничители перенапряжений.

На ЛЭП 6 кВ для защиты от атмосферных перенапряжений в местах с ослабленной изоляцией применяются трубчатые разрядники.

В ППП-6 устанавливаются защиты от однофазных замыканий на землю на базе реле типа РТЗ-51М, максимально-токовые защиты и токовые отсечки.

В сетях до 1000 В контроль состояния изоляции осуществляется устройствами защитного отключения типа АЗАКИ.

5.1 Расчет освещения карьера, отвалов и промплощадки

Определяем освещаемую территорию, условно представляемую в виде прямоугольника м²:

$$S = L \cdot M = 1220 \cdot 746 = 910120$$

где: L и M – длина и ширина карьерного поля, м

Определяем световой поток необходимый для освещения, лм:

$$F = E_n \cdot S = 0,2 \cdot 910120 = 182024$$

где: E_n - требуемая нормируемая освещённость, лк.

Места работы машин и механизмов должны иметь усиленную освещённость.

Площадь с усиленной освещённостью, м²:

$$S_d = \frac{2}{3} \cdot L \cdot m \cdot \left(b + \frac{h}{\sin \alpha} \right) = \frac{2}{3} \cdot 1220 \cdot 3 \cdot \left(50 + \frac{10}{\sin 75^\circ} \right) = 147966$$

где: m – число уступов на которых работа производится одновременно; b и h – средняя ширина и высота уступа, м; α - угол откоса уступа, град.

Требуемый световой поток для создания усиленной освещённости, лм:

$$F_d = 5 \cdot S_d = 5 \cdot 147966 = 739829$$

									Лист
									99
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

Полный световой поток для освещения карьера, лм:

$$F_k = F_d + F = 182024 + 739829 = 921854$$

Требуемое количество прожекторов, шт:

$$N = \frac{F_k \cdot K_3 \cdot C}{\eta_{np} \cdot F_l} = \frac{921854 \cdot 1,5 \cdot 1,2}{0,76 \cdot 220000} = 9,9$$

Принимаем к установке светильники СПКс3-10000 с ксеноновыми лампами ДКсТ-10000 в количестве 10 штук.

где: K_3 – коэффициент запаса; C – коэффициент, учитывающий потери света; F_l – световой поток лампы в прожекторе.

Высота установки прожекторов, м:

$$H_{\min} = \sqrt{\frac{I_{\max}}{300}} = \sqrt{\frac{220000}{300}} = 27$$

I_{\max} – максимальная сила света в прожекторе, кд.

Мощность силового трансформатора для питания лампы ДКсТ, кВА:

$$S_{mp} = \frac{\sqrt{3} \cdot P_l}{\cos \varphi_{уст} \cdot \eta_{oc}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 10}{0,95 \cdot 0,96} = 19$$

где: P_l – мощность лампы, кВт; $\cos \varphi_{уст}$ – коэффициент мощности осветительной установки; η_{oc} – КПД осветительной сети.

Для подключения осветительных установок принимаем мачтовые трансформаторные подстанции типа МТП-25/6/0,4 с масляным трансформатором.

5.2 Расчет освещения автодорог

Расстояние между опорами $l = 50$ м, высота опоры 10 м.

Определяем величину $У$, м:

									Лист
									100
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

$$y = \frac{l}{2} = \frac{50}{2} = 25$$

Расстояние от оси опор до осевой линии дороги $X=6$ м.

Рассчитываем величины:

$$\xi = \frac{X}{h} = \frac{6}{10} = 0,6$$

$$\eta' = \frac{y}{h} = \frac{25}{10} = 2,5$$

Определяем относительную освещённость точки на оси дороги на равном расстоянии между опорами:

$$\varepsilon = f(\xi, \eta') = 2,19$$

Рассчитываем освещённость от двух светильников, лм:

$$\sum \varepsilon = 2 \cdot \varepsilon = 2 \cdot 2,19 = 4,38$$

Определяем необходимый световой поток одной лампы, лм:

$$F_{л} = \frac{1000 \cdot E_{\min} \cdot K_3 \cdot h^2}{\mu \cdot \sum \varepsilon} = \frac{1000 \cdot 0,5 \cdot 1,5 \cdot 10^2}{1,1 \cdot 4,38} = 15566,6 \text{ лм}$$

где: K_3 – коэффициент запаса; μ - коэффициент, учитывающий свет удалённых светильников.

Световой поток $F_{л}$ лампы ДРЛ-400 составляет 18000 лм. Расчётное значение F отличается от $F_{л}$ не более допустимых норм (-10+20%), следовательно принимаем для освещения автодорог светильники типа СКЗПР-400 с лампами ДРЛ-400.

Находим количество светильников, шт:

$$N_{св.} = \frac{L - l}{l} = \frac{5800 - 50}{50} = 115$$

Мощность силового трансформатора для питания освещения автомобильной дороги, кВт:

$$S_{\text{тр}} = \frac{N_{\text{св}} \cdot P_{\text{л}}}{\cos\varphi \cdot \eta} = \frac{115 \cdot 0,4}{0,9 \cdot 0,65} = 78,6$$

Принимаем трансформаторную подстанцию ПСКТП-100/6/0,4 с сухим трансформатором.

5.3 Расчет освещения промплощадки

Освещаемую промплощадка представлена на Горевском месторождении в виде прямоугольника площадью, м²:

$$S = L \cdot M = 500 \cdot 100 = 50000$$

Световой поток, необходимый для освещения, лм.:

$$F = E_{\text{н}} \cdot S = 0,3 \cdot 50000 = 15000$$

Требуемое количество прожекторов шт.:

$$N = \frac{F_{\text{k}} \cdot K_{\text{з}} \cdot C}{n_{\text{пр}} \cdot F_{\text{n}}} = \frac{15000 \cdot 1,5 \cdot 1,5}{0,76 \cdot 2920} = 15,7 = 16$$

Высота установки прожекторов, м:

$$H_{\text{min}} = \sqrt{\frac{I_{\text{max}}}{300}} = \sqrt{\frac{15000}{300}} = 6,9 = 7$$

Мощность силового трансформатора для питания освещения промплощадки, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \frac{\sqrt{3} P_{\text{л}}}{\cos\varphi_{\text{уст}} \cdot n_{\text{ос}}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 0,2}{0,95 \cdot 0,95} = 0,38$$

Подстанции не нужны

Таблица 5.1 – Определение электрической расчётной мощности участка (карьера)

Потребители электроэнергии	n, шт.	Pн, кВт	Pу, кВт	Расчетные коэффициенты			Расчетная нагрузка Pр, кВт	Qр, кВАр	T, ч/г	Годовой расход	
				Kс	cosφ	tgφ				Wа·10 ⁶ , кВт·ч	Wр·10 ⁶ , кВАр·ч
Электропотребители напряжением 6кВ											
Экскаваторы на добыче:											
ЭКГ-5А:											
двигатели	1	250	250	0,45	0,9	0,48	112,5	54	6000	0,6	0,32
трансформаторы	1	40	40	0,45	0,7	1,2	18	21,6	6000	0,108	0,12
Экскаваторы на вскрыше:											
ЭКГ-10:											
двигатели	3	1250	3750	0,63	0,9	0,48	787,5	378	6000	4,7	2,2
трансформаторы	3	160	480	0,63	0,7	1,2	126	151,2	6000	0,75	0,9
Итого:							1044	604,8		6,15	3,54
Электропотребители низкого напряжения											
Буровой станок:											
СБШ-250МНА-32	4	400	1600	0,7	0,7	1,02	1120	1142,4	7200	8,06	8,23
Водоотливные насосы ЦНС 500-160	3	100	300	0,8	0,85	0,61	240	146,4	7900	1,8	1,15
Подстанция для осв. установок МТП25/6/0,4	10	25	250	0,53	0,95	0,32	132,5	42,4	2000	0,02	0,08
Осв. дороги	1	100	100	1	1	0	100	0	2000	0,2	0
Осв. промплощадки	16	0,2	3,2	1	1	0	3,2	0	2000	0,0064	0
Итого:							1595,7	1331,2		10,08	9,46
Всего:							2639,7	1936		16,03	13

Расчетную полную нагрузку определяем выражением, кВА:

$$S_p = \sqrt{(\sum P_{pi})^2 + (\sum Q_{pi})^2} = \sqrt{(2639,7)^2 + (1936)^2} = 3273,5$$

Определяем средневзвешенный коэффициент мощности:

$$\cos_{cp.636} = \frac{\sum W_{ai}}{\sqrt{(W_{a,i})^2 + (W_{p,i})^2}} = \frac{16,03 \cdot 10^6}{\sqrt{(16,03 \cdot 10^6)^2 + (13 \cdot 10^6)^2}} = 0,77$$

$\cos_{cp.636} < 0,92-0,95$, необходимо предусмотреть компенсацию реактивной мощности.

Расчетная мощность компенсирующего устройства, квар:

$$Q_k = \sum P_{pi} \cdot (tg \varphi_1 - tg \varphi_2) = 2639,7 \cdot (tg 38^0 - tg 20^0) = 1101,5$$

Полная расчетная мощность нагрузок, кВА, после компенсации реактивной мощности, кВА:

$$S_p = \sqrt{(\sum P_{pi})^2 + (\sum Q_{pi} - Q_k)^2} = \sqrt{(2639,7)^2 + (1936 - 900)^2} = 2835,7$$

Выбираем конденсаторную установку **УКЛ(П)57-6,3(10,5)-900 УЗ.**

5.4 Выбор числа и мощности трансформаторов для ГПП или ПКТП 35/6(10)кВ

Так как на карьере имеются электроприемники высокого напряжения которые относятся к потребителям 1 категории, на ГПП устанавливаем 2 силовых трансформатора для резервирования питания.

Для двух трансформаторных подстанций, расчётную мощность одного трансформатора определяем по выражению, кВА:

$$S_{mp1} = K_{1-2} \cdot K_{cm} \cdot S_p = 0,8 \cdot 0,9 \cdot 2835,7 = 2041,7 \text{ кВА}$$

где: K_{1-2} - коэффициент, учитывающий наличие на предприятии электроприёмников первой категории, $K_{1-2} = 0,75 \div 0,8$; K_{cm} - коэффициент совмещения максимума, $K_{cm} = 0,7 \div 0,95$.

Принимаем трансформаторную подстанцию ПКТП-2500/35/6(10).

Проверяем выбранный трансформатор по перегрузочной способности на случай аварии одного из них:

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		104

$$K_{пер} = \frac{S_p}{S_{тр.ном}} = \frac{2835,7}{2500} = 1,13$$

Условие $1,1 < 1,13 < 1,4$ выполняется.

5.5 Выбор ПКТП-6(10)/0,4 кВ

Расчётная мощность трансформатора, кВА:

$$S_{тр.ном.ПКТП} = \frac{K_c \cdot \sum P_{ном.i}}{\cos \varphi_{cp}} = \frac{0,8 \cdot 400}{0,8} = 400 \text{ кВА}$$

На каждый электроприёмник ставим комплектную трансформаторную подстанцию с масляным трансформатором ПКТП-400/6/04

5.6 Водоотлив

$$S_{тр.н. пктп} = \frac{K_c \sum P_{н.i}}{\cos \varphi} = \frac{0.85 \cdot 100000}{\cos(0.8)} = 85008,2 = 85,008 \text{ кВА.}$$

где $P_{н.i}$ – номинальная мощность i -го потребителя, кВт; K_c – групповой коэффициент спроса; $\cos \varphi_{cp}$ – средний коэффициент мощности группы электроприемников:

Выбираем ПКТП 100/6/0,4

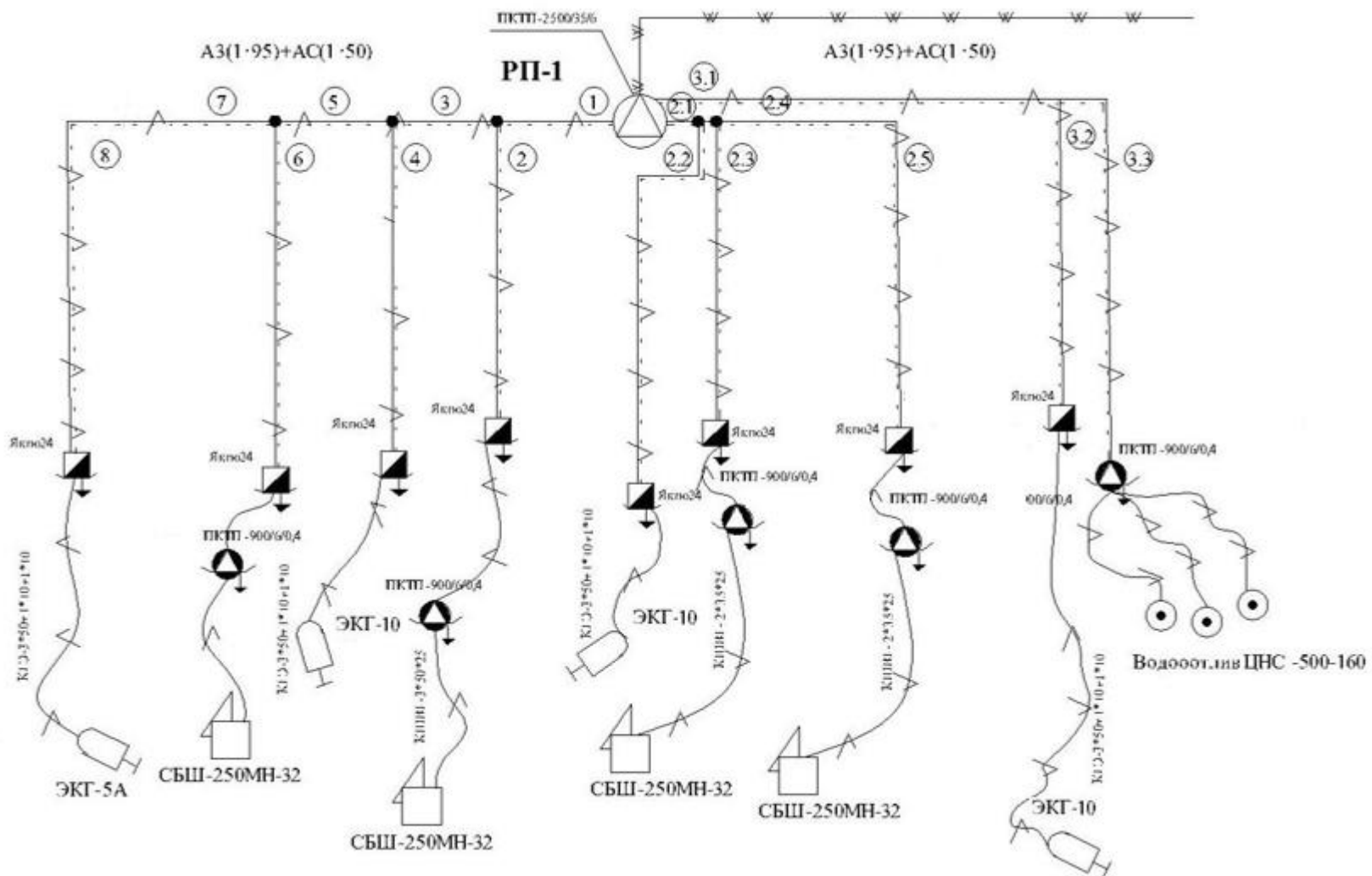


Таблица 5.3 – Расчёт распределительной сети напряжением 6кВ

№ п/п	Пояснение, расчетная величина и формула	Номера участков линий		
		3,1линия	3,2линия	3,3линия
1	2	3	4	5
1	Характеристика рассчитываемого участка, наименование электропитания	ВЛ+ЭКГ-10+ПКТП	ВЛ+ПП+КЛ+ЭКГ-10	ВЛ+ПП+КЛ+ПКТП
2	Длина ВЛ, м	600	750	850
3	Длина КЛ, м	250	100	150
4		Номинальная мощность:		
	- активная, Рн.дв, кВт	1250	1250	-
	- реактивная, Sn.тр, кВА	260	160	100
5		Расчетные коэффициенты		
	Кс.ср	0,44	0,44	0,8
	Кс.мах	1,5	1,5	-
	cos .дв	0,9	0,9	-
	cos .тр	0,7	0,7	0,7
	tg .дв	0,48	0,48	-
	tg .тр	1,02	1,02	1,02
6		Расчетная мощность средняя		
	$P_{р.дв} = P_{н.дв} \cdot K_{с.ср}$, кВт	550	550	-
	$P_{р.тр} = S_{н.тр} \cdot K_{с.ср} \cdot \cos\phi$, кВт	80,1	49,3	56
	$\sum P_{р} = P_{р.дв} + P_{р.тр}$, кВт	630,1	599,3	-
	$Q_{р.дв} = P_{р.дв} \cdot \operatorname{tg}\phi_{дв}$, квар	264	264	-
	$Q_{р.тр} = P_{р.тр} \cdot \operatorname{tg}\phi_{тр}$, квар	81,7	50,3	57,1
	$\sum Q_{р} = Q_{р.дв} + Q_{р.тр}$, квар	345,7	314,3	-
	$P_{р.дв.мах} = P_{н.дв} \cdot K_{с.мах}$, кВт	825	825	-
	$P_{р.тр.мах} = P_{р.тр}$, кВт	80,1	49,3	56,0
	$\sum P_{р.мах} = P_{н.дв.мах} + P_{р.тр}$, кВт	1330,1	1299,3	-
7		Расчетная мощность максимальная		
	$Q_{р.дв.мах} = P_{р.дв.мах} \cdot \operatorname{tg}\phi_{дв}$, квар	396	396	-
	$Q_{р.тр.мах} = Q_{р.тр}$, квар	81,7	50,3	57,1
	$\sum Q_{р.мах} = Q_{р.дв.мах} + Q_{р.тр}$, квар	345,7	314,3	-

Продолжение таблицы 5.3

		Средний расчетный ток		
8				
	$\Sigma I_A = \frac{\Sigma P_p}{\sqrt{3} \cdot 6}, A$	15,0	12,0	5,5
	$\Sigma I_p = \frac{\Sigma Q_p}{\sqrt{3} \cdot 6}, A$	9,5	6,4	5,67
	$I_{РАСЧ} = \sqrt{(\Sigma I_A)^2 + (\Sigma I_p)^2}, A$	17,7	13,6	7,89
9		Максимальный расчетный ток		
	$\Sigma I_{АМАХ} = \frac{\Sigma P_{РАМАХ}}{\sqrt{3} \cdot 6}, A$	50,5	40,7	9,9
	$\Sigma I_{p.МАХ} = \frac{\Sigma Q_{p.МАХ}}{\sqrt{3} \cdot 6}, A$	22,0	38,0	5,69
	$I_{РАСЧ.МАХ} = \sqrt{(\Sigma I_{АМАХ})^2 + (\Sigma I_{p.МАХ})^2}, A$	55,08	55,6	11,4
10		Выбор сечений проводов ВЛ		
	по длительному току $I_{дл.доп} > I_{расч}$	А-16	А-16	А-16
	по механической прочности	А-25	А-25	А-25
	по экономической плотности тока $S_{эк}$	-	-	-
11		Приняты провода ВЛ		
	марка и сечение	А-25	А-25	А-25
	го	1,24	1,24	1,24
	хо	0,377	0,377	0,377
12		Выбор сечений жил кабелей S , мм		
13	По длительному току $I_{дл.доп} \geq I_{расч}$	-	1,5	1,5

Продолжение таблицы 5.3

14		Принят кабель		
	марка и сечение жил		КГЭ 3*16+1*6+1*6	КГ 3*16+1*6+1*6
	ro		1,91	1,91
	xo		0,39	0,39
15	$\Delta U\% = \Delta U\%_{\text{ВЛ}} + \Delta U\%_{\text{КЛ}}$	Проверка электрической сети на потерю напряжения		
	cos	0,92	0,73	0,87
	sin	0,40	0,68	0,50
	потеря напряжения в воздушной линии, U% ВЛ	1,23	1,40	0,35
	потеря напряжения в кабеле, U% КЛ		0,3	0,1
	суммарная потеря напряжения, U%	1,23	1,7	0,45
	суммарная потеря напряжения от подстанции до приемника, U%	1,23	2,93	1,68

5.7 Выбор сечений высоковольтных проводников

Сечения проводников воздушных и кабельных линий напряжением до и выше 1000 В выбирают по нагреву средним расчетным током $I_{расч}$ с последующей проверкой: по экономической плотности среднего расчетного тока (только для ЛЭП 6 - 35 кВ со сроком службы более 5 лет); по механической прочности; по допустимой потере напряжения, создаваемой максимальным расчетным током.

Выбор сечения проводников по нагреву сводится к сравнению среднего расчетного тока $I_{расч}$ с длительно допустимыми токами $I_{дл}$ для проводников стандартных сечений

Экономически целесообразное сечение проводников ($мм^2$) определяют по выражению $S_{эк} = \frac{I_{расч}}{j_{эк}}$ где $j_{эк}$ - экономическая плотность тока. А/ $мм^2$ (табл. П.2.31) – [4]. Не подлежат проверке по экономической плотности тока ЛЭП с малым сроком службы (до 5 лет), к числу которых на карьере относятся передвижные воздушные и кабельные ЛЭП 6-10 кВ. При выборе расчетные сечения проводников округляются до ближайших меньших стандартных.

5.8 Выбор сечений низковольтных проводников

Выбор проводников низковольтных сетей заключается в подборе таких стандартных сечений, у которых ток длительно допустимый $I_{доп.}$ – с учетом поправок на условия прокладки выше или равен току проводника.

Согласно ПУЭ предельное допустимое соотношение между током срабатывания защитного аппарата I_z и длительно допустимым током по нагреву $I_{пр}$ для проводников силовых и осветительных сетей

Буровой станок:

$$I_{расч} = \frac{P_{ном.} \cdot K_c}{\sqrt{3} \cdot U_{ном.} \cdot \eta_c \cdot \cos\varphi_p} = \frac{400 \cdot 0,7 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,97 \cdot 0,7} = 620 \text{ Вт.}$$

где $\eta_c = 0,97 - 0,99$

принимаем два кабеля по 350 Вт.

$$I_{расч.} \leq I_{доп.}$$
$$310 \leq 350$$

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		126

Водоотлив:

$$I_{\text{расч}} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,97 \cdot 0,85} = 140 \text{ Вт}$$

принимаем кабель 145 Вт.

$$I_{\text{расч.}} \leq I_{\text{доп.}} \\ 140 \leq 145$$

Сечения проводников проверяем по механической прочности путем сравнения с минимально допустимыми сечениями:

Буровой станок:

$$\frac{\sqrt{3} \cdot I_{\text{расч. max}}}{U_{\text{н}}} \cdot L \cdot (r_0 \cdot \cos \varphi + X_0 \cdot \sin \varphi) \cdot 100\% \\ = \frac{\sqrt{3} \cdot 310}{380} \cdot 0,25 \cdot (0,1 \cdot 0,7 + 0,6 \cdot 0,7) \cdot 100\% = 1,6\%$$

Водоотлив:

$$= \frac{\sqrt{3} \cdot 140}{380} \cdot 0,25 \cdot (0,25 \cdot 0,35 + 0,07 \cdot 0,51) \cdot 100\% = 0,14\%$$

В результате принимаем кабель:

буровой станок: кабель 2КГ-3х185+1х50+1х10;

водоотлив: кабель КГ-3х50+1х16+1х10

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		127

5.9 Расчет годовой стоимости электроэнергии

Для расчета технико-экономических показателей проекта необходимо знать годовую стоимость электроэнергии.

Плата за электроэнергию производится по одному из трех тарифов: за израсходованную активную электроэнергию (по одноставочному тарифу); за максимум активной мощности в часы максимальной нагрузки энергосистемы и за израсходованную электроэнергию (по двухста-вочному тарифу); за израсходованную электроэнергию в часы максимальной нагрузки энергосистемы, израсходованную электроэнергию в часы средней нагрузки энергосистемы, израсходованную энергию в часы минимальной нагрузки энергосистемы (по одноставочному тарифу). Предприятия вправе сами выбирать вид тарифа. В дипломном проекте рекомендуется применять двухставочный тариф:

$$C_{э.год} = a \cdot P_{\max} + b W_{а.год}$$

где a - годовая стоимость 1 кВт максимальной активной нагрузки, руб.; P_{\max} - заявленная предприятием максимальная активная мощность, кВт; b - стоимость 1 кВт-ч активной энергии, коп; $W_{а.год}$ - годовой расход активной энергии, кВт-ч.

Значения a , b принимаются по прил. 2 (см. П. 2.42).

Величина $P_{гаax}$ принимается равной суммарной активной рассчитанной мощности XPr (см. табл. 1).

В соответствии с данными табл. 6.1: $P_{\max} = 2639,7$ кВт; $W_{а.год} = 16,03 \cdot 10^6$ кВт-ч. Так как мощность и расход электроэнергии определялись со стороны 6 кВ ПКТП, то согласно табл. П. 2.42 по двухставочному тарифу ставки: $a = 441,63$ руб/кВт·мес; $b = 323,58$ руб/тыс. кВт·ч.

Годовая стоимость электроэнергии, руб :

$$C_{э.год} = 441,63 \cdot 12 \cdot 2639,7 + 323,58 \cdot 10^{-3} \cdot 16,03 \cdot 10^6 = 19,2 \cdot 10^6$$

В расчетах приняты данные по тарифам на электрическую энергию Красэнерго на 2014 г.

6 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

6.1 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде.

Все основные и вспомогательные работы на руднике должны производиться

в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» ПБ 03-498-02, «Единых правил безопасности при взрывных работах» ПБ 13-407-01,

										Лист
										128
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

действующих инструкций, методических рекомендаций, указаний и положений Ростехнадзора России.

Строительство, расширение, реконструкция, техническое перевооружение, эксплуатация объектов открытых горных работ должны осуществляться в соответствии с проектом.

Проектные организации обязаны осуществлять авторский надзор за выполнением разработанной проектной документации и проектных решений.

Все работы производятся в соответствии с утвержденными руководством ОАО «Горевский ГОК» инструкциями:

- инструкция по безопасности труда для работников карьера.
- инструкция по безопасности труда для машинистов экскаваторов.
- инструкция по безопасности труда для машинистов и помощников СБШ-250 МНА-32.

– инструкция по безопасности труда для водителей автосамосвалов.

– инструкция по безопасности труда при обращении с ВМ.

– инструкция по технике безопасности для рабочих карьера, обслуживающих отвалы.

– инструкция по технике безопасности для взрывников карьера.

Вышеперечисленные инструкции, а также другие инструкции по технике безопасности должны быть приведены в соответствие с положениями настоящего проекта.

Руководство ОАО «Горевский ГОК» обязано организовать и осуществлять производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности в соответствии со ст. 10 Федерального закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», должно заключить договор на обслуживание со специализированным профессиональным аварийно-спасательным формированием, а также планировать и осуществлять мероприятия по локализации и ликвидации последствий аварий; обязано страховать ответственность за причинение вреда жизни, здоровью или имуществу других лиц и окружающей природной среде в случае аварии.

Для всех поступающих на работу лиц, а также для лиц, переводимых на другую работу, обязательно проведение инструктажа по безопасности труда, обучение безопасным методам и приемам выполнения работ, оказания первой медицинской помощи. Руководители и специалисты организации должны иметь соответствующее образование, обязаны проходить обучение и аттестацию.

Запрещается принимать или направлять на работу, связанную с эксплуатацией объекта открытых горных работ, лиц, имеющих медицинские противопоказания.

Рабочие и специалисты должны быть обеспечены и обязаны пользоваться специальной одеждой, специальной обувью, исправными защитными касками, очками и другими средствами индивидуальной защиты, соответствующими их профессии.

										Лист
										129
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

Задание на производство работ должно оформляться в письменном виде. Работнику запрещается самовольно выполнять работы, не относящиеся к его обязанностям.

Запрещается направление на работы в места, имеющие нарушения правил безопасности.

При обнаружении нарушений требований безопасности работник должен, не приступая к работе, сообщить об этом горному мастеру, начальнику участка.

На каждой единице горнотранспортного оборудования должен находиться Журнал приема-сдачи смен.

Каждое рабочее место в течение смены должен осматривать горный мастер, а в течение суток – начальник участка или его заместитель, которые обязаны не допускать производство работ при наличии нарушений правил безопасности.

Передвижение людей на территории рудника допускается по специально устроенным пешеходным дорожкам или по обочинам автодорог навстречу направлению движения автотранспорта. С маршрутами передвижения должны быть ознакомлены все работающие под роспись. Маршрут передвижения людей утверждается техническим руководителем объекта. В темное время суток пешеходные дорожки и переходы через железнодорожные пути и автодороги должны быть освещены.

На объекте открытых горных работ должна быть организована доставка рабочих к месту работ на специально оборудованном для этой цели транспорте. Маршруты и скорость перевозки людей утверждаются техническим руководителем организации, в случае принадлежности транспорта подрядной организации дополнительно согласовываются с руководителем подрядной организации. Площадки для посадки людей должны быть горизонтальными. Запрещается устройство посадочных площадок на проезжей части дороги.

Запрещается перевозка людей в саморазгружающихся вагонах, кузовах автосамосвалов и других транспортных средствах, не предназначенных для этой цели.

Для сообщения между уступами карьера необходимо устраивать прочные лестницы с двусторонними поручнями и наклоном не более 60° или съезды с уклоном не более 20°. Маршевые лестницы при высоте более 10 м должны быть шириной не менее 0,3 м с горизонтальными площадками на расстоянии друг от друга по высоте не более 15 м. Расстояния и места установки лестниц по длине уступа устанавливаются планом развития горных работ. Ступеньки и площадки лестниц необходимо систематически очищать от снега, льда, грязи и при необходимости посыпать песком.

Запрещается:

- находиться людям в опасной зоне работающих механизмов, в пределах призмы возможного обрушения на уступах и в непосредственной близости от нижней бровки откоса уступа;

									Лист
									130
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				

- работать на уступах в зоне нависающих козырьков, глыб, крупных валунов, а также нависей из снега и льда. В случае невозможности произвести ликвидацию заколов или оборку борта все работы в опасной зоне должны быть остановлены, люди выведены, а опасный участок должен быть огражден и установлены предупредительные знаки.

Для каждого объекта открытых горных работ не позднее 15 дней до начала года должен быть разработан в соответствии с Рекомендациями по составлению плана ликвидации аварий и согласован со специализированным аварийноспасательным формированием план ликвидации аварий (ПЛА).

Все несчастные случаи, аварии, инциденты подлежат регистрации, расследованию и учету в соответствии с Положением о расследовании и учете несчастных случаев на производстве и Положением о порядке технического расследования причин аварий на опасных производственных объектах.

О каждом случае травмирования пострадавший или очевидец обязан немедленно сообщить руководителю работ или горному диспетчеру.

О каждом несчастном случае или остром заболевании горный диспетчер обязан сообщить руководству организации и вызвать бригаду «скорой медицинской помощи». Рабочее место, на котором произошли несчастный случай или авария, если это не угрожает жизни и здоровью людей, должно быть сохранено до начала расследования в неизменном состоянии.

Запрещается без письменного разрешения технического руководителя рудника (кроме аварийных случаев) остановка объектов жизнеобеспечения (электроподстанции, водоотлив, калориферные установки и др.).

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись с учетом инженерно-геологических условий и применяемого оборудования в соответствии с утвержденным техническим руководителем организации локальным проектом производства работ (паспортами).

В паспорте указываются допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоты уступа, призмы обрушения, расстояний от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала.

Высота вскрышных и добычных уступов не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора, а угол откоса рабочего уступа не должен превышать:

- в рыхлых и мягких породах 60°;
- в разрушенных скальных 70°;
- в неизмененных скальных 80°.

Формирование временно нерабочих бортов карьера и возобновление горных работ на них должно производиться по проектам, предусматривающим меры безопасности.

Ширина предохранительных берм должна быть не менее 8 м. Очистка предохранительных берм от осыпей предусматривается при помощи бульдозера.

В случае обнаружения признаков сдвижения пород работы должны быть прекращены и приняты меры по обеспечению их устойчивости. Работы могут быть возобновлены с разрешения технического руководителя организации по утвержденному им проекту организации работ, предусматривающему необходимые меры безопасности.

Обязательна регулярная оборка уступов от навесей и козырьков, ликвидация заколов.

Расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полуторной суммы максимальных радиусов черпания экскаваторов. При работе экскаваторов на одном горизонте расстояние между ними должно быть не менее $2R_q^{\max}$

Зону в карьере, куда падает осыпь с очищаемых предохранительных берм, обозначать специальными знаками «Стой! Опасная зона!» Информировать регулярно работников карьера о наличии таких опасных зон в карьере.

6.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов.

На карьере применяются следующие виды производственных процессов: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование, отвалообразование.

Исходя из выше изложенного, можно выявить следующие основные производственные факторы, которые могут привести к травматизму и профессиональным заболеваниям работающих на карьере, а также рабочие места, где проявляется действие того или иного производственного фактора. Основные опасные вредные факторы производства приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Анализ опасных и вредных факторов производства.

Процесс	Рабочее место	Наимен. фактора	Харак-теристика фактора
Бурение	DML 45	пыль	аэрозоль
Взрывание	Взрывной блок	газ	CO
			NO+NO ₂
Экскавация	O&K Rh 75	пыль	SiO ₂
Транспортировка	Hitachi eh 1700	пыль	SiO ₂
		газ	CO NO+NO ₂
Отвалообразование	КОМАТСУ -D 275A-5	пыль	SiO ₂
	поверх. отвала	пыль	SiO ₂

6.3 Технические и организационные мероприятия по охране труда

На предприятии действует система управления охраной труда, которая представляет собой комплекс организационно-распорядительных мероприятий, направленных на обеспечение безопасных условий труда на каждом рабочем месте.

Для организации необходимых работ по охране труда предусматривается служба охраны труда, которая работает по утвержденному плану.

Организация безопасности труда в основном сводится к сокращению до минимума производственного травматизма и снижению процента профессиональных заболеваний. Причины производственного травматизма делятся на три основные группы: технические, организационные и санитарно-гигиенические.

К техническим причинам относятся: несовершенство технологического процесса, оборудования, инструмента и приспособления; отсутствие предохранительных устройств, некачественное ограждение токоведущих и движущихся частей механизмов, неудовлетворительное освещение и проветривание горных выработок, нарушение утвержденных проектов, паспортов, схем.

К организационным причинам относятся: различные недостатки организационного характера в работе карьера (неправильная организация труда и отдыха, недостаточная квалификация работников, неудовлетворительное состояние производственной дисциплины).

В таблице 7.2 представлены сведения о производственном травматизме за последние 5 лет. Как видно из таблицы наиболее неблагоприятным по травматизму был 2004г., в этом году наблюдается высокий уровень травматизма и по количеству несчастных случаев и по степени тяжести. По частоте несчастных случаев самый низкий уровень травматизма зафиксирован в 2007г., однако, в этом году наблюдается самый высокий коэффициент тяжести происшедшего несчастного случая. Смертельных случаев за последние 5 лет не зафиксировано.

Таблица 7.2 – Сведения о производственном травматизме

Год	Численность трудящихся	Количество несчастных случаев			К _ч	К _т
		Всего	в том числе			
			тяжелых	смертельных		
2004	1003	3	1	-	2,99	81
2005	806	2	-	-	2,48	18
2006	813	2	-	-	2,5	23
2007	802	1	1	-	1,25	96
2008	588	2	1	-	3,4	20

По причине «человеческого фактора» произошло 6 несчастных случаев - это нарушение в 4 случаях исполнителями работ производственной

дисциплины, т.е. не соблюдение требований инструкций по охране труда и в 2 случаях - неудовлетворительная организация рабочего места. Неудовлетворительная организация производства работ со стороны ИТР стало причиной 2 травм. В 1 случае конструктивные недостатки оборудования привели к травме рабочего. Причиной еще одной травмы стало падение кусков горной массы с откоса уступа.

Анализ причин несчастных случаев показывает, что основная масса травм допускается из-за пренебрежения работниками требований безопасности, а также из-за не выполнения в полном объеме своих должностных обязанностей в части организации безопасных условий труда инженерно-техническими работниками предприятия.

По результатам расследования несчастных случаев разрабатываются мероприятия по профилактике недопущения подобных случаев, выполнение которых контролируется службой охраны труда рудника.

На карьере широко ведутся следующие мероприятия по обеспечению безопасности труда:

1. проведение инструктажей (вводный, первичный, повторный, внеочередной, целевой);
2. проведение профилактических проверок по соблюдению требований правил по охране труд;
3. проведение работы с нарушителями правил техники безопасности;
4. проведение курсов повышения квалификации работников;
5. проведение санитарно-гигиенических мероприятий.

6.4 Мероприятия по производственной санитарии

Санитарно-гигиеническими причинами являются не соответствующие требованиям метеорологические условия (температура, влажность, скорость движения воздуха), загрязненность воздуха, наличие шума, вибрации.

6.5 Мероприятия по пожарной безопасности

На карьере предусмотрена система противопожарного водоснабжения. Она включает в себя водозаборные сооружения, насосную станцию, станции очистки и подготовки воды, магистральный трубопровод, резервуар.

По способу использования воды - система оборотная, по способу подачи - с механической подачей.

Поселковая пожарная часть, обслуживающая карьер, имеет в наличие две пожарные машины.

Согласно ГОСТу 12.1.033-81(01) по степени пожароопасности промышленные объекты относятся к категориям Б, В и Г. К категориям Б и В относятся склады ГСМ, склады с углём. Эти объекты располагаются вне промышленной площадки.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		134

Склады ГСМ располагаются на специально отведённой территории, направление господствующих ветров в сторону, противоположную от населённого пункта. Экскаваторы и буровые станки относятся к категории Д.

Таблица 7.3 – Пожарная характеристика и обеспечение противопожарными средствами производственных зданий

Наименование объекта	Категория пожароопасности	Степень огнестойкости	Средства пожаротушения	Количество
2.Автотранспортный цех	В	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 2 2
3.Ремонтно-механический участок	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 1 1
4.Здание управления	Д	1	Огнетушители Ящик песка	2 1
5.ДОФ	В	2	Огнетушители	4

Транспортное и горное оборудование комплектуется индивидуальными средствами пожаротушения. Необходимый перечень средств пожаротушения представлен в таблице 7.4.

Таблица 7.4 – Перечень средств пожаротушения горного и транспортного оборудования

№п/п	Наименование оборудования, механизмов	Кол-во единиц средств пожаротушения	Марка средств пожаротушения
1	Экскаватор ЭКГ-5А	3 1	Огнетушитель ОУ-5 Ящик с песком
3	БЕЛАЗ-7555В	2	Огнетушитель ОУ-2
4	Бульдозер Т-330	2	ОУ-2
5	Буровые установки: СБШ-250 МН, СБУ-10	3 1	Огнетушитель ОУ-5 Ящик с песком

На предприятии проводятся регулярные обследования пожарной безопасности:

- генеральное – проводится пожаротехнической комиссией два раза в год.
- контрольное обследование – проводится с целью проверки выполнения мероприятий по актам генерального обследования
- оперативное – после пожаров.

6.6 Охрана окружающей среды

Окружающая среда состоит из трех составных частей: гидросфера, атмосфера, биосфера. Наиболее остро на «Горевском ГОКе» стоит проблема с загрязнением гидросферы. Карьерные сточные воды образуются в результате попадания поверхностных и подземных природных вод в горные выработки, где они подвергаются загрязнению в процессе ведения различных работ по добыче полезных ископаемых.

Загрязнение карьерных вод происходит в основном мелкодисперсными взвешенными частицами, которые образуются при бурении взрывных скважин, дроблении пород взрывным способом, погрузочных и транспортных работах. В связи с высоким уровнем механизации горных работ происходит загрязнение карьерных вод нефтепродуктами. В связи с большим разнообразием качественно-количественного состава и свойств сточных вод на карьере применяют следующие методы очистки и обеззараживания: от взвешенных веществ, минеральных солей, солей тяжёлых металлов, органических и бактериальных загрязнений.

Очистка от взвешенных веществ основана на принципе удаления из сточных вод нерастворимых твёрдых частиц, которые выпадают в осадок или всплывают на поверхность под действием гравитационных сил (механическая очистка) и в результате изменения их физического состояния под воздействием специальных добавок органического и неорганического происхождения (физико-химическая очистка). Механическая очистка осуществляется отстаиванием, фильтрованием, флотацией и центрифугированием; физико-механическая - коагуляцией, флокуляцией, сорбцией, электрокоагуляцией, электрофлотацией и электронейтрализацией.

Очистка от минеральных солей заключается в опреснении сточных вод с содержанием более 1г/дм^3 путём выделения, разделения и очистки содержащихся в них минеральных примесей до товарных продуктов. Наиболее распространенные способы очистки: термические, основанные на изменении агрегатного состояния очищаемой сточной воды (дистилляция, вымораживание и др.), мембранные (обратный осмос, электродиализ) и реагентные (ионный обмен, осаждение солей).

Очистка от солей тяжёлых металлов обусловлена присутствием в сточных водах растворённых солей железа и алюминия, а также других тяжёлых металлов в виде микроэлементов. Для нейтрализации обычно используют известь или известняк в сочетании с известью.

Очистка от органических загрязнений состоит в окислении органических примесей в сточных водах с помощью микроорганизмов, способных в процессе своей жизнедеятельности разлагать их на минеральные составляющие.

Очистка от бактериальных загрязнений осуществляется химическими, физическими и другими способами воздействия на сточные воды перед сбросом их в природные водные объекты. В качестве бактерицидных приёмов

										Лист
										136
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

Количество вредных выбросов при сгорании 1т дизельного топлива составляет: CO-0,1г, углеводов-0,03г, NO₂-0,04г, SO₂-0,02г, сажи-15,5кг, бензопирена-0,32г.

Снизить выброс токсичных газообразных примесей в окружающую среду можно путём установки фильтров, удерживающих большое количество примесей в себе.

Автомобильные дороги необходимо систематически очищать от просыпавшейся мелочи и пыли, сухим или мокрым способом.

Сухой способ очистки применяется в холодный период года. Сухая очистка и очистка полотна автодорог от просыпавшейся горной массы производится лёгкими или средними бульдозерами, автогрейдерами.

Мокрая очистка автодорог в тёплое время года осуществляется поливочными машинами.

Отвалообразование. Проведение отвальных работ ведет за собой большое выделение пыли при разгрузке автосамосвалов на отвалах, и пылевыделение самих отвалов.

Снизить пылевыделение отвалов можно путём применения гидрообеспыливания.

6.6.1 Анализ промышленных загрязнений окружающей среды

При разработке месторождения будут вовлечены в хозяйственное пользование следующие виды природных ресурсов:

ландшафт – специфика расчета разреза изменяет природный ландшафт той территории, на которой ведется добыча минерального сырья;

почва – по мере отработки карьера эта почва будет использоваться для рекультивации;

гидроресурсы – почвенные и сточные воды скапливаются на дне карьера. По водоотливу их перекачивают в отстойник и после осветления повторно используют в производственном процессе дробильно-обогажительной фабрики;

атмосферный воздух – мероприятия по уменьшению вредного воздействия на атмосферу.

недра – при разработке месторождения вскрышные породы складироваться на внешнем отвале, а сопутствующие минералы не участвующие в процессе обогащения складироваться в спецотвалы.

6.6.2 Природоохранные мероприятия по защите атмосферы, гидросферы и литосферы

Рекультивация нарушенных земель.

Направление рекультивации с целью использования восстановленных земель под лесопосадки.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		138

Рекультивация земель осуществляется в два последовательных этапа: горнотехнический; биологический, в соответствии с ГОСТом 17.5.1.01-78.

ПРС снимают последовательно по мере отработки карьеров.

ПРС снимают с подошвы отвала вскрышных пород, спецотвалов по мере их развития. Перед снятием ПРС производится валка леса, корчёвка пней.

Мощность снятия ПРС, принимается 40см, то есть общий объём снятия ПРС за весь период отработки 288,8тыс.м³.

Для снятия ПРС используется бульдозер, который транспортирует ПРС в бурты, откуда он отгружается экскаватором в автосамосвалы и транспортируется на спецотвал. Высота спецотвала 5м. Для всех работ по рекультивации используется техника, занятая на производстве горных работ. Средний годовой объём работ по снятию и складированию ПРС составляет 14тыс.м³.

Мероприятия по борьбе с пылевыведением.

Для предупреждения пылевыведения на автодорогах в карьере следует поливать их водой. Поливка водой производится в летний период, а в осенний период автодороги поливают отработанными маслами, битумными эмульсиями (содержание битума 1,5%, расход эмульсии 2 л/м²).

Для предотвращения сдувания пыли с рабочих площадок и откосов уступов разреза и отвалов следует их орошать 0,01-0,1 % раствором полиакриламида.

Охрана водных ресурсов.

Карьерные воды образуются в результате попадания подземных и поверхностных природных вод в горные выработки, где они подвергаются загрязнению в процессе ведения различных работ по добыче минерального сырья. В основном, мелкодисперсными взвешенными частицами добываемого минерального сырья и вмещающих пород, которые образуются при работе погрузочных и транспортных средств. В связи с высоким уровнем механизации горных работ происходит загрязнение карьерных вод нефтепродуктами.

По трубам вода выводится за пределы карьерного поля и сбрасывается в дренажную канаву, по которой она стекает в отстойник.

При открытом способе разработки полезного ископаемого наибольшее распространение для осветления сточных вод получил способ отстаивания промстоков в специально сооружаемых водоемах-отстойниках. Этот способ прост в техническом отношении и достаточно экономичен.

6.6.3 Организация природоохранной деятельности предприятия

Контроль за выбросами вредных веществ, загрязняющих атмосферу от источников разреза и вспомогательных объектов, выполняется службой лаборатории охраны окружающей среды и промышленной санитарии.

Основные обязанности службы ЛООСиПС:

										Лист
										139
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

- производство замеров, контроль за количеством и содержанием вредных веществ в выбросах от каждого источника;
- осуществление контроля за эффективностью работы пылегазоочистного и др. оборудования;
- ведение учета показателей, характеризующих состояние окружающей среды, данных экологического мониторинга, документации по ликвидации отходов производства;
- разработка мероприятий по улучшению окружающей среды и контроль за их выполнением;
- разработка мер по обеспечению экологической чистоты выпускаемой продукции, ее безопасности для потребителей;
- ведение отчетностей 2-ТП (воздух), 2-ТП (водхоз), 2-ТП (отходы), 4-ОС.

6.7 Обеспечение безопасности производственных процессов и оборудования

Правила безопасности при производстве буровых работ

Бурение взрывных скважин должно производиться по проекту на бурение, составленному согласно типового проекта и утвержденному главным инженером предприятия с соблюдением Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Рабочее место для ведения буровых работ должно быть обеспечено:

- подготовленным фронтом работ (очищенной и спланированной рабочей площадкой);
- комплектом исправного бурового инструмента;
- проектом (паспортом, технологической картой) на бурение;
- буровой станок должен оснащаться средствами пылеподавления и пылеулавливания.

Буровой станок должен быть установлен на спланированной площадке за пределами призмы обрушения на расстоянии не менее 2 м от верхней бровки уступа, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин должна быть перпендикулярна бровке уступа.

Бурение скважин следует производить в соответствии с инструкциями, разработанными организацией на основании типовых для каждого способа бурения.

Запрещается подкладывать куски породы под домкраты станков.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается по спланированной площадке. При перегоне бурового станка с уступа на уступ или под высоковольтной линией мачта должна быть уложена в транспортное положение, буровой инструмент – снят или надежно закреплен (п. 74 [3]).

Запрещено бурение в «стаканы» от скважин предыдущих взрывов произведенных на вышележащих горизонтах.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		140

После обруивания блока на его границах выставляются аншлаги «Блок обурен».

Правила безопасности при производстве взрывных работ

Массовые взрывы должны производиться в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», Типовым проектом ведения БВР на карьере ОАО «Горевский ГОК», 2003 г., требованиями типовых инструкций, утвержденных Ростехнадзором России.

При производстве взрывных работ (работ с взрывчатыми материалами) необходимо проводить мероприятия по обеспечению безопасности персонала взрывных работ, предупреждению отравления людей ядовитыми продуктами взрывчатых веществ. Эти меры должны утверждаться руководителем предприятия.

Взрывные работы должны выполняться взрывниками под руководством лица технического надзора, по письменным нарядам, с ознакомлением под роспись и соответствующим нарядам-путевкам и проводиться только в местах, отвечающих требованиям правил и инструкций по безопасности работ.

При одновременной работе нескольких взрывников в пределах опасной зоны одного из них необходимо назначить старшим. Свои распоряжения он должен подавать голосом или заранее обусловленными и известными взрывниками сигналами.

Взрывники во время работы обязаны быть в соответствующей спецодежде, иметь при себе выданные организацией часы, необходимые приборы и принадлежности для взрывных работ. В случае производства взрывных работ несколькими взрывниками часы должны иметься у старшего взрывника.

Взрывание зарядов ВВ должно проводиться по оформленной в установленном порядке документации (проектам, паспортам и т.п.). С этими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, ознакомливается под роспись.

Для перевозки взрывчатых материалов допускаются автомобили специально подготовленные согласно Правилам перевозки опасных грузов автомобильным транспортом и имеющие свидетельство на право перевозки опасных грузов. На автомобиль, перевозящий ВМ, устанавливается информационная таблица. В путевом листе контролер транспортных средств или лицо, его замещающее, обязан сделать запись: автомобиль проверен, исправен и пригоден для перевозки ВМ. При отсутствии такой записи выдача ВМ для перевозки запрещается. В загруженном ВМ автомобиле не должно быть людей, не связанных с их транспортированием.

К управлению автомобилем, предназначенным для перевозки ВМ, допускаются водители, прошедшие обучение и имеющие допуск к перевозке опасных грузов, разрешение органов ОВД. Перевозить автомобилями ВМ необходимо в соответствии с Правилами перевозки опасных грузов

										Лист
										141
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата						

автомобильным транспортом. Совместная перевозка средств инициирования и других ВМ запрещается.

При использовании ВВ группы D на период заряжания устанавливается запретная зона вокруг заряжаемого блока, в пределах которой запрещается находиться людям, не связанным с заряданием. Размеры запретной зоны определяются проектом. При длительном (более смены) зарядании, в зависимости от горнотехнических условий и организации работ, запретная зона должна составлять 20 м от ближайшего заряда. Она распространяется, как на рабочую площадку того уступа, на котором проводится зарядание, так и на ниже- и вышерасположенные уступы, считая по горизонтали от ближайших зарядов.

Запретная зона заряжаемого блока и находящиеся на нем ВВ с момента их завозки постоянно находятся под охраной взрывников или вооруженной охраны, при обязательном искусственном освещении в темное время суток. Для охраны блока в ночное время суток на расстоянии не менее 20 метров от крайних скважин устанавливается передвижная будка. В случае, если для отопления будки используется печное отопление, расстояние до заряжаемого блока увеличивается до 50 метров при наличии искрогасителя.

Для предупреждения отравления людей пылью ВВ, образовавшейся при зарядании скважин, и для исключения возможного взрыва пыли ВВ осуществляются следующие мероприятия:

1. При зарядании скважин для защиты от проникновения в организм пыли ВВ взрывники используют респираторы типа «лепесток».
2. После выгрузки ВВ производится уборка в вагоне, на разгрузочной площадке, в кузовах автомобилей.
3. В теплое время года производится промывка водой разгрузочной площадки, кузовов автомобилей.

Между ответственным руководителем массового взрыва и лицами, ответственными за зарядание и подготовку к взрыву отдельных блоков, а так же с постовыми, охраняющими опасную зону, должна обеспечиваться надежная двухсторонняя радиосвязь.

Проход в опасную зону лиц технического надзора организации и работников контролирующих органов допускается при наличии двухсторонней связи с ответственным руководителем взрывных работ и только через пост, к которому выходит взрывник.

Перед заряданием поверхность у устьев, подлежащих заряданию скважин (шпуров) должна быть очищена от обломков породы, буровой мелочи, посторонних предметов и т.п. на расстоянии, исключающем падение кусков (предметов) в заряжаемые скважины.

При обращении с ВМ должны соблюдаться следующие меры предосторожности: ВМ не должны подвергаться ударам и толчкам, запрещается бросать, волочить, перекатывать (кантовать) тару с ВМ.

Запрещается резать детонирующий шнур после введения его в боевик или заряд ВВ. При монтаже поверхностной сети из детонирующего шнура не

допускается его пересечения, в местах перегибов и соединений исключить образование острых углов.

При использовании неэлектрических систем инициирования необходимо соблюдать следующие правила:

- длина отрезка волновода от места инициирования до места его соединения с капсулом-детонатором с замедлением должна быть не менее 60 см, а от места инициирования до свободного конца не менее 8 см.
- длина контакта волновода с ДШ или электродетонатором в месте присоединения должна быть не менее 20 мм, при этом направление детонирующего импульса в источнике инициирования должно совпадать с направлением детонации в волноводе устройства;
- запрещается производить разборку устройств неэлектрического взрывания, сращивание волноводов и т.п.;
- соединение сважинных и поверхностных устройств неэлектрического взрывания должно производиться с помощью специальных фиксаторов в соответствии с инструкциями по их применению.
- при монтаже взрывной сети с использованием неэлектрических систем взрывания, к каждому капсулю-детонатору с замедлением устройства с помощью фиксатора может присоединяться до 8 волноводов инициируемых устройств;
- для надежного соединения на свободных концах волноводов, выходящих из соединителей и фиксаторов, завязываются узлы;
- соединение волноводов с источником инициирования (электродетонатором, ДШ) должно производиться внахлест с помощью провода или изоляционной ленты, при этом электродетонатор должен располагаться кумулятивной выемкой в сторону распространения взрывного импульса.

Забойники изготавливаются из материалов, не дающих искр.

Запрещается пробивать застрявший боевик, если извлечь застрявший боевик не предоставляется возможным, зарядание скважины (шпура) необходимо прекратить; боевик взорвать с другими зарядами.

Заполнять скважины (шпуры) забоечным материалом следует осторожно. При этом детонирующий шнур или волновод должны иметь слабинку. В качестве забойки для скважин (шпуров) запрещается применять кусковатый или горючий материал.

При взрывании наружных зарядов необходимо их размещать так, чтобы взрыв одного не нарушал соседние заряды. Если это сделать не представляется возможным, взрывание должно производиться только одновременно (с применением электродетонаторов или детонирующего шнура). Запрещается закрывать наружный заряд или детонирующий шнур камнями, щебнем.

Взрывание нескольких скважинных зарядов должно производиться только с применением средств инициирования, допущенных для этих целей. При глубине скважин более 15 м обязательно дублирование внутрискважинной сети.

						ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата			143

После зарядания взрывных скважин тара из-под ВМ тщательно очищается от остатков ВМ; очищенная тара взрывперсоналом грузится в автомашины, вывозится и сжигается на полигоне. Тару из-под ВМ допускается складировать на взрываемом уступе на расстоянии, исключающем ее завал произведенным взрывом, с последующим сжиганием.

Подавать напряжение для взрывания необходимо из безопасного места (укрытия, блиндажа).

Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной, иметь исправную изоляцию и надежные соединения.

Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока к заряду.

Сопrotивление электровзрывной сети измеряется из безопасного места допущенными к использованию органами Ростехнадзора измерительными приборами. Расхождение измеренного и рассчитанного в проекте сопротивления не должно отличаться более, чем на 10 %.

Во время грозы производство взрывных работ запрещается.

Запрещается производить взрывные работы (работы с взрывчатыми материалами) при недостаточном освещении рабочего места.

При взрывании шпуровых и наружных зарядов для разделки негабаритных кусков на развалах зарядание и монтаж взрывной (электровзрывной) сети разрешается выполнять только сверху вниз.

Опасные зоны, их охрана, а также места нахождения людей и оборудования, порядок доставки и размещения ВМ при подготовке и проведении массовых взрывов, порядок допуска людей после взрыва должны определяться проектом.

В случае попадания в опасную зону объектов других цехов рудника, их руководители письменно оповещаются не менее, чем за сутки о месте производства взрывных работ, при этом на время взрыва все люди из этих объектов должны быть выведены за пределы опасной зоны с письменным оповещением об этом ответственного руководителя массового взрыва.

О проведении взрывных работ в карьере население и органы исполнительной власти оповещаются по местному радио. Радиосообщение содержит информацию о способах подачи и значении сигналов, подаваемых при производстве взрывных работ.

При производстве массовых взрывов, представляющих угрозу безопасности воздушного движения, обязательно согласование их проведения в установленном порядке с федеральными органами.

При ведении взрывных работ обязательна подача звуковых и световых сигналов.

Первый сигнал – предупредительный (один продолжительный гудок сиреной и ракета белого цвета). По этому сигналу вводится опасная зона.

Второй сигнал – боевой (два продолжительных гудка сиреной и ракета красного цвета). По этому сигналу производится взрыв.

Третий сигнал – отбой (три коротких гудка сиреной и ракета зеленого цвета). Он означает окончание взрывных работ.

											Лист
											144
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата							

Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по причинам технического характера (неустранимые в течение смены нарушения взрывной сети и т.д.), они рассматриваются как отказы.

При обнаружении отказа (или подозрении на него) взрывник должен выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда и уведомить об этом лицо технического надзора.

Подавать напряжение в электровзрывную сеть для производства взрыва разрешается по команде ответственного руководителя. Взрыв производится ответственным взрывником с места определенного проектом и находящегося за пределами опасной зоны.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, должны проводиться под руководством лица технического надзора в соответствии с инструкцией, утвержденной руководителем организации по согласованию с органами Ростехнадзора. На ликвидацию отказавших зарядов составляется проект. Порядок его согласования, утверждения и ознакомления аналогичен, что и при массовом взрыве.

В местах отказов запрещаются какие-либо производственные процессы, не связанные с их ликвидацией.

В случае возникновения ситуаций, не оговоренных в данном проекте, руководствоваться Едиными правилами безопасности при взрывных работах [4].

Правила безопасности при выемочно-погрузочных работах

При передвижении экскаватора по горизонтальному участку или на подъем привод ходовой тележки должен находиться сзади, а при спусках с уклона – впереди. Ковш должен быть опорожнен и находиться не выше 1 м от почвы, а стрела должна быть установлена по ходу движения экскаватора (п. 138 [3]).

Перегон экскаватора должен осуществляться по трассе, расположенной вне призм обрушения, с уклоном, не превышающем 12°, и имеющей ширину, достаточную для маневра. Перегон экскаватора должен производиться по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица.

Экскаватор необходимо располагать на уступе на выровненном основании с уклоном не более 3°. Расстояние между откосом уступа или автосамосвалом и контргрузом экскаватора должно быть не менее 1 м.

При погрузке водители автосамосвалов обязаны подчиняться сигналам машиниста экскаватора, значение которых устанавливается руководством организации.

Запрещается во время работы экскаватора пребывание людей (включая и обслуживающий персонал) в зоне действия экскаватора (п. 142 [3]).

Применяющиеся на экскаваторах канаты должны соответствовать паспорту и иметь сертификат завода-изготовителя.

В случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора, или при обнаружении отказавших зарядов ВМ, машинист

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
						145
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

экскаватора обязан прекратить работу, отвести экскаватор в безопасное место и поставить в известность технического руководителя смены (п. 144 [3]).

Кабины экскаваторов (как и других эксплуатируемых механизмов) должны быть утеплены и оборудованы безопасными отопительными приборами.

В нерабочее время экскаватор должен быть отведен из забоя в безопасное место, ковш опущен на землю, кабина заперта, с питающего кабеля снято напряжение.

Запрещается ведение работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

Смазочные и обтирочные материалы должны храниться в закрытых металлических ящиках.

Смазки экскаватора должны производиться в соответствии с эксплуатационной документацией и инструкциями заводов-изготовителей.

Правила безопасности при транспортирование горной массы

Высокая степень механизации основных процессов при разработке месторождений открытым способом создает предпосылки для полной ликвидации травматизма, но требует соблюдения определенных правил и условий по содержанию, эксплуатации и ремонту машин и механизмов.

Производственные процессы, связанные с применением тяжелого физического труда, выделением пыли и токсических веществ, повышенным уровнем шума и вибрации, должны оснащаться средствами механизации, автоматизации, дистанционного управления, коллективной защиты работающих с предупредительной и аварийной сигнализацией и приборами контроля вредных производственных факторов в соответствии с требованиями санитарных правил, правил безопасности.

Безопасность эксплуатации оборудования обеспечивается:

- входным контролем на соответствие оборудования, получаемого на заводе, требованиям технических условий правил безопасности;
- соблюдением в процессе обслуживания оборудования требований заводов-изготовителей, норм, правил и инструкций по безопасности труда;
- проведение своевременных ППР, модернизации оборудования и плановой замены физически и морально устаревших машин и механизмов;
- все оборудование должно иметь гигиенические характеристики (шум, вибрация, пыль, освещенность и др.) соответствующие действующим санитарным нормам.

Гигиенические характеристики должны периодически проверяться путем проведения испытаний и измерений.

На рабочих местах должны быть вывешены плакаты, предупредительные надписи и знаки безопасности.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		146

Устройство, установка, ремонт и эксплуатация сосудов, работающих под давлением, должны соответствовать требованиям «Правил устройства и безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением», утвержденных РосТехНадзором.

Правила безопасности при отвалообразовании

Перед отсыпкой внешних отвалов в целях предотвращения их сползания с территории сводится лес, выкорчевываются пни и снимается почвенно-растительный слой.

Запрещается складирование снега в отвалы.

При появлении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию должны быть прекращены до разработки и утверждения специальных мер безопасности (п. 86 [3]).

На отвалах должны устанавливаться предупредительные надписи об опасности нахождения людей на откосах, вблизи их основания и в местах разгрузки автосамосвалов.

Автосамосвалы должны разгружаться на отвале в местах, предусмотренных паспортом, вне призмы обрушения (сползания) породы. Размеры этой призмы устанавливаются работниками маркшейдерской службы и регулярно доводятся до сведения лиц, работающих на отвале (п. 99 [3]).

На отвалах должны устанавливаться схемы движения автомобилей. Зоны разгрузки должны быть обозначены с обеих сторон знаками в виде изображения автосамосвала с поднятым кузовом с указателями направления разгрузки. Площадка разгрузки на отвале должна иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3°, направленный от бровки откоса в глубину отвала.

Зона разгрузки должна быть ограничена с обеих сторон знаками. По всему фронту в зоне разгрузки должна быть сформирована в соответствии с паспортом породная отсыпка (предохранительный вал). Предохранительный вал служит ориентиром для водителя. При разгрузке запрещается наезжать на предохранительный вал.

Подача автосамосвала на разгрузку должна осуществляться задним ходом, а работа бульдозера – производиться перпендикулярно верхней бровке откоса площадки. При этом движение бульдозера производится только ножом вперед с одновременным формированием перед отвалом бульдозера предохранительного вала в соответствии с паспортом.

Расстояние между стоящими на разгрузку и проезжающими транспортными средствами должно быть не менее 5 м (п. 102 [3]).

На территории отвалов запрещается нахождение посторонних лиц, автотранспорта и другой техники, не связанных с технологией ведения разгрузочных работ. Во всех случаях люди должны находиться от механизма на расстоянии не менее, чем 5 м.

Геолого-маркшейдерской службой должен быть организован систематический контроль за устойчивостью пород в отвале, а при

									Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ				147

размещении отвалов на косогорах – инструментальное наблюдение за деформацией всей площади отвала (п. 104 [3]).

Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе автотранспорта

План и профиль автомобильных дорог должны соответствовать действующим СН и П.

В особо стесненных условиях на внутрикарьерных и отвальных дорогах величину радиусов кривых в плане допускается принимать в размере не менее двух конструктивных радиусов разворотов транспортных средств по переднему наружному колесу. Для БелАЗ-7555.

$$R = 2R_{\text{разв.}} = 2 \cdot 9 = 18 \text{ м} \quad ()$$

Проезжая часть дороги внутри контура карьера (кроме забойных дорог) должна быть ограждена от призмы возможного обрушения породным валом. Высота породного вала принимается не менее 1,3 м. (Диаметр колеса БелАЗ-7555 – 2,1 м).

Вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, должна располагаться вне призмы обрушения.

В зимнее время автодороги должны систематически очищаться от снега и льда и посыпаться песком, шлаком, мелким щебнем, либо солью.

Каждый автомобиль должен иметь технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики. Находящиеся в эксплуатации карьерные автомобили должны быть укомплектованы:

- средствами пожаротушения;
- знаками аварийной остановки;
- медицинскими аптечками;
- упорами (башмаками) для подкладки под колеса;
- звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом;
- устройством блокировки (сигнализатором) поднятия кузова под ВЛ (для автосамосвалов грузоподъемностью 30 т и более);
- двумя зеркалами заднего вида;
- средствами связи.

На линию автомобили могут выпускаться только при условии, если все их агрегаты и узлы, обеспечивающие безопасность движения, а также безопасность других работ, предусмотренных технологией применения автотранспорта, находятся в технически исправном состоянии. Они должны также иметь необходимый запас горючего и комплект инструмента, предусмотренный заводом-изготовителем.

Запрещается использование открытого огня (паяльных ламп, факелов и др.) для разогревания масел и воды.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		148

Движение на технологических дорогах должно регулироваться дорожными знаками, предусмотренными действующими правилами дорожного движения.

На технологических дорогах движение автомобилей должно производиться без обгона.

В отдельных случаях при применении автомобилей с разной технической скоростью движения допускается обгон при обеспечении безопасных условий движения.

При погрузке горной массы в автомобили экскаваторами должны выполняться следующие условия:

- ожидающий погрузки автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаватора и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть в пределах видимости машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть заторможен;
- погрузка в кузов автомобиля должна производиться только сзади или сбоку, перенос экскаваторного ковша над кабиной автомобиля запрещается;
- высота падения груза должна быть минимально возможной и во всех случаях не превышать 3 м;
- нагруженный автомобиль может следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

Не допускается односторонняя или сверхгабаритная загрузка, а также превышающая установленную грузоподъемность автомобиля.

При работе на линии запрещаются:

- движение автомобиля с поднятым кузовом;
- ремонт и разгрузка под линиями электропередачи;
- в пунктах погрузки движение задним ходом более 30 м (за исключением работ по проведению траншей);
- переезд кабелей, уложенных по почве и не огражденных специальными предохранительными устройствами;
- перевозка посторонних людей в кабине без разрешения администрации;
- выход из кабины автомобиля до полного подъема или опускания кузова;
- остановка автомобиля на уклоне и подъеме;
- движение вдоль железнодорожных путей на расстоянии менее 5 м от ближайшего рельса;

эксплуатация автомобиля с неисправным пусковым устройством двигателя.

Мероприятия по безопасному ведению горных работ под высокими уступами

									Лист
									149
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата					

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Опасными производственными объектами на предприятии, где ведутся открытые горные работы являются участки, площадки, а также иные производственные объекты, в пределах которых имеются опасные зоны.

Опасная зона - это участок массива горных пород, характеризующийся наличием природных или техногенных факторов, под воздействием которых может возникнуть аварийное состояние объекта ведения горных работ, что может создать угрозу опасности для жизни людей либо нанести значительный социально-экономический ущерб работающему на данном предприятии персоналу, а также близко проживающему населению и окружающей природной среде.

При ведении горных работ в опасной зоне требуется осуществлять дополнительные меры безопасности, предусматриваемые проектом на отработку месторождения.

Участки бортов с высокими уступами (с уступами высотой 30 м и более), также являются опасными зонами, поэтому для безопасной работы под ними необходимо соблюдать ряд мероприятий:

Буровзрывные работы при формировании высоких уступов должны обеспечивать создание хорошо отработанного уступа без видимых трещин и заколов, исключить отрицательное воздействие взрыва на нижнюю часть уступа в зоне временного нерабочего борта. Типовые и скорректированные технологические карты (паспорта) на бурение взрывных скважин составляются

на основании геолого-маркшейдерских документов, отражающих высоту уступа, слагающие его породы, систему трещин и напластований. Верхняя бровка уступа должна быть зачищена от набросанных кусков породы, нависей, козырьков. Перед началом отработки высоких уступов производится визуальный осмотр временного нерабочего борта по длине взрываемого блока. В состав комиссии входят: зам. главного инженера по ТБ; главный геолог; главный маркшейдер; начальник карьера; начальник участка БВР; представитель автоцеха; бригадир или машинист экскаватора, работающие на уборке развала.

По результатам визуального осмотра временного нерабочего борта составляется акт приёмки борта высокого уступа.

В акте должно быть отражены следующие пункты:

- соответствие угла откоса высокого уступа паспортному (главный маркшейдер);
- состояние уступа в районе нижней бровки (главный геолог);
- наличие ограждающего вала (комиссия);
- состояние откоса уступа (отсутствие козырьков, нависей, отдельных камней) (комиссия);
- нарушенность, наличие участков интенсивной трещиноватости, трещин и заколов по верхней площадке уступа, местных нарушений, оценка их влияния на устойчивость уступа (главный геолог, главный маркшейдер);
- наличие подъезда и безопасных мест разворота автотранспорта (комиссия);

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
						150
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

- наличие паспорта (технологической карты) на ведение горных работ и соответствие забоя паспортным данным (начальник карьера).

Акт, подписанный всеми членами комиссии, и разрешение на производство работ, утверждаются главным инженером рудника. Один экземпляр акта хранится на экскаваторе, второй экземпляр – на карьере.

При работе экскаваторов вблизи откоса временного нерабочего борта, должны соблюдаться следующие меры безопасности:

- при отработке развала продольными заходками расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки (отработка верхнего подустапа) или до нижней бровки (отработка развала под высоким уступом) должно быть не менее 9 метров.

Для безопасного движения автотранспорта и обозначения опасной зоны вдоль откоса уступа у верхней (верхний подуступ) или у нижней бровки (нижний подуступ) на расстоянии 6 метров от них отсыпается ограждающий вал. Параметры защитного вала устанавливаются расчётом. При въезде в забой верхнего подустапа (1-я заходка) и в забой под высоким уступом устанавливаются аншлаги « Опасная зона ». Запрещается останавливать экскаватор кабиной в сторону высокого откоса в период приёма – сдачи смен, производства ремонтных работ, при выходе из экскаватора и подъёма на него. Запрещается нахождение людей и оборудования между ограждающим валом и откосом высокого уступа. С целью обеспечения устойчивости высокого уступа не допускается скопление воды и снега на верхней площадке ближе 30 метров от его верхней бровки. Состояние высокого уступа (развала) в течение смены проверяется горным мастером и членами экскаваторной бригады. При передаче смены горный мастер в книге нарядов записывает данные о состоянии уступа (развала). При разработке развала, высота которого превышает максимальную высоту черпания мехлопаты, должны приниматься меры, направленные на снижение высоты развала (применение насадок на ковш, искусственное управляемое обрушение пород и т.п.). Во время производства взрывных работ на руднике, горно-транспортное оборудование, находящееся в забое, расположенном под высоким уступом, и попадающее в радиус опасной зоны для людей, должно быть отведено расстояние не менее 20 метров от откоса уступа. Возобновление работ разрешается после осмотра откоса рабочего борта горным мастером с записью в книге приёма-сдачи смен на экскаваторе. Геолого-маркшейдерская служба контролирует состояние высоких уступов (временно нерабочих бортов) не реже 2 раз в месяц. При необходимости устанавливают инструментальное наблюдение за устойчивостью откосов.

Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок

Согласно ГОСТ 12.1.038-82(01) все горные машины и механизмы питаются напряжением 6 кВ от главной подстанции с изолированной нейтралью. Буровые станки – 380В

										Лист
										151
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

При разработке месторождений открытым способом к электроустановкам предъявляются требования действующих правил устройства электроустановок; правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок-потребителей; правил пользования и испытания защитных средств, применяемых в электроустановках; инструкции по безопасной эксплуатации электрооборудования и электросетей на карьерах; инструкции по проектированию и устройству молниезащитных зданий в той части, где их строительство не противоречит настоящим правилам.

На карьере в обязательном порядке должны иметься:

- схема электроснабжения, нанесенная на план горных работ,
- принципиальная однолинейная схема с указанием силовых сетей, электроустановок (трансформаторных подстанций, распределительных устройств и т.п.), а также рода тока, сечения проводов и кабелей, их длины, марки, напряжения и мощности каждой установки, всех мест заземления, расположения защитной и коммутационной аппаратуры, установок тока максимальных реле и номинальных токов плавких вставок предохранителей, а также токов короткого замыкания в наиболее удаленной точке защищаемой линии.

Происшедшие изменения должны наноситься на схемы не позднее, чем на следующий день.

На каждом пусковом аппарате должна быть четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

Для защиты людей от поражения электрическим током в электроустановках напряжением до 1000 В должны применяться аппараты (реле-утечки), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки.

Распределительные устройства и трансформаторные подстанции

В помещениях стационарных электрических подстанций и распределительных устройств обязательно вывешиваются схемы первичной и вторичной коммутации воздушных и кабельных сетей, инструкции для обслуживающего персонала, правила оказания первой помощи пострадавшим от электрического тока, устанавливаются предупредительные знаки и стенды с плакатами.

Заземление

Заземлению подлежат металлические части электроустановок, нормально не находящиеся под напряжением, но которые могут в случае повреждения изоляции оказаться под ним:

На карьерах не реже одного раза в месяц следует производить наружный осмотр всей заземляющей сети, а также измерение сопротивления общего заземляющего устройства. Сопротивление общего заземляющего устройства должно быть не более 4 Ом.

Воздушные и кабельные линии электропередачи

Устройство и эксплуатация передвижных (временных) воздушных линий электропередачи напряжением до 1000 В и выше на карьерах производится согласно Инструкции по безопасной эксплуатации электрооборудования и электросетей на карьерах.

Под воздушными линиями не должны размещаться штабели породы, руды, шпал, рельсов и прочих материалов.

Работа экскаватора, погрузчиков, буровых станков и т.п. под линиями электропередачи, находящихся под напряжением или вблизи них допускается в том случае, если эти машины принадлежат владельцу линии или закреплены за ним и при условии, когда расстояние по воздуху от подъемной или выдвигной части в любом ее положении.

Расстояние между передвижными опорами определяется по расчету с учетом климатических условий и не должно превышать 50 м.

Запрещается перетаскивание кабеля волоком по почве с применением механизмов. Перемещение кабеля разрешается производить с помощью ковша экскаватора или механизмов с применением приспособлений, исключающих излом или повреждение кабеля (изолирующие насадки на зубья и др.) по Инструкции, утвержденной главным инженером предприятия.

6.8 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях

6.8.1 Общие положения

1. План ликвидации аварий (ПЛА) разрабатывается на все объекты открытых горных работ: карьеры, эксплуатируемые в сложных горнотехнических условиях, а также карьеры, на которых ведутся взрывные работы, накопители жидких отходов, драги (земснаряды), аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

В ПЛА следует учитывать возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов, для карьеров следует учитывать вероятность затопления карьера, обрушения кусков горной массы с уступов и бортов карьеров.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

2. ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем карьера, согласовывается с командованием аварийно - спасательного формирования (ВГСЧ), утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		153

3. 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 план ликвидации аварий должны быть внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, должны быть ознакомлены специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств сторонних организаций.

4. В план ликвидации аварий следует включать оперативную часть, составленную по специальной форме.

6.8.2 Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидации аварий

Оперативной частью ПЛА охватываются все работы и основные виды возможных аварий на объектах открытых горных работ, угрожающие безопасности людей или окружающей среде.

При изменении в технологии или организации работ в ПЛА в течение суток вносятся соответствующие изменения.

ПЛА со всеми приложениями находится у диспетчера (оператора) опасного производственного объекта, у должностного лица, ответственного за состояние опасного производственного объекта, и у командира подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования, обслуживающей объект. Электронная версия ПЛА на магнитных носителях передается в соответствующий территориальный орган Госгортехнадзора России. При этом технический руководитель организации, имеющей в своем составе опасный производственный объект, обеспечивает своевременное обновление информационной базы электронных версий ПЛА, переданных в территориальный орган Госгортехнадзора России.

Спасательные работы и ликвидация последствий аварии осуществляются по распоряжению ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

											Лист
											154
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ						

6.8.3 Основные мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией на объектах открытых горных работ

В оперативной части ПЛА аварии следует предусматривать:

- способы оповещения об аварии на всех производственных участках, пути выхода людей из аварийных мест, действия лиц горного надзора (специалистов), ответственных за вывод людей из опасной зоны, вызов подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования и маршруты его следования для спасения людей, локализации и ликвидации аварии;
- использование транспортных средств для быстрой эвакуации людей из опасной зоны и доставки горноспасательных формирований к месту аварии;
- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, расстановка постов охраны опасной зоны;
- методы и средства спасения людей в зависимости от вида аварии;
- необходимость и последовательность прекращения подачи электроэнергии на аварийный участок;
- список должностных лиц и организаций, подлежащих немедленному оповещению об аварии.

6.8.4 Основные мероприятия при аварии на накопителях жидких отходов

Ответственным руководителем работ может быть назначен технический руководитель рудника, обогатительной фабрики, цеха или отделения хвостового хозяйства. До его прибытия на место аварии руководство работами возлагается на руководителя, ответственного за состояние сооружения, или начальника (мастера) смены. При необходимости технический руководитель организации может принять руководство работами на себя, о чем делается запись в оперативном журнале.

1. К оперативной части ПЛА прилагаются:

- ситуационный план хвостового хозяйства с нанесением путей эвакуации людей, дорог, коммуникаций, средств связи, устройств противоаварийной защиты;
- план аварийных складов, экспликация производственных сооружений, находящихся на опасном производственном объекте.

2. При возникновении аварии руководитель работ по ликвидации аварии оценивает оперативную обстановку и в случае необходимости привлекает через технического руководителя организации все нужные для ликвидации аварии службы и технические средства.

В оперативной части ПЛА следует предусматривать:

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		155

- экстренное оповещение эксплуатационного персонала накопителя жидких промышленных отходов (накопитель), объектов и цехов, непосредственно влияющих на его работу, администрации организации;

- немедленная локализация аварийных участков с приостановкой на них технологических процессов, а при необходимости - с полной остановкой производства;

- эвакуация людей из опасной зоны, а также расстановка постов охраны опасной зоны;

- обеспечение эффективными средствами помощи по спасению людей, застигнутых аварией (транспортом, медицинской помощью, питанием и т.п.).

При разработке мероприятий по спасению людей, застигнутых аварией на накопителях, необходимо учитывать динамику ситуации в зависимости от следующих возможных случаев ее проявления:

- обрушения дамбы накопителя в виде частичного оползня;

- местного прорыва дамбы накопителя с растеканием пруда и грязевого потока;

- перелива пруда с частичным размывом дамбы;

- фронтального разрушения накопителя с растеканием грязевого потока.

В случае обрушения дамбы в виде частичного оползня необходимо предусматривать:

- меры по переводу цехов (объектов), влияющих на эксплуатацию накопителя, на аварийный режим;

- меры по эвакуации персонала производственного объекта, находящегося на аварийном участке, в район, удаленный от предполагаемой границы развития оползня на безопасное расстояние, но не менее 100 м;

- объявление участка, где произошел оползень, опасной зоной.

В случае местного прорыва дамбы с растеканием пруда и грязевого потока необходимо предусматривать:

- оповещение людей, находящихся в зоне возможного затопления;

- меры по полной остановке всех цехов (объектов), влияющих на работу накопителя;

- меры по вводу в действие аварийных водосбросных сооружений, второго отсека накопителя;

- меры по мобилизации и доставке высокопроходимых транспортных средств и механизмов (тягачей, бульдозеров, вездеходов, экскаваторов и др.) в район аварии;

- возможность экстренного выявления количества лиц, застигнутых аварией;

- организацию поиска лиц, застигнутых аварией, их эвакуацию из опасной зоны и оказание необходимой помощи пострадавшим.

В случае перелива пруда с частичным размывом дамбы необходимо предусматривать:

- меры по переводу цехов (объектов), влияющих на эксплуатацию накопителя, на аварийный режим;

						ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата			156

- меры по вводу в действие необходимых аварийных сооружений (водосбросных сооружений, второго отсека, аварийных насосных станций и т.д.);

- меры по мобилизации и доставке высокопроходимых транспортных средств (тягачей, бульдозеров, вездеходов, экскаваторов и др.);

- меры по эвакуации эксплуатационного персонала, находящегося на аварийном участке, в безопасный район;

- объявление участка, где произошла авария, опасной зоной.

В случае фронтального разрушения накопителя с растеканием грязевого потока необходимо предусматривать:

- оповещение людей, находящихся в зоне возможного затопления;

- меры по полной остановке цехов (объектов), влияющих на эксплуатацию накопителя;

- меры по мобилизации и доставке высокопроходимых транспортных средств, а при необходимости - вертолетов, в район, где произошла авария.

Во всех случаях возможной аварии на накопителе следует предусматривать организацию аварийно - спасательных бригад, поступающих в подчинение руководителю работ по ликвидации аварии.

6.8.5 План ликвидации аварий

Аварии и поломки возникают по следующим причинам: нарушение правил технической эксплуатации, недосмотр или неправильные действия членов бригады, низкая квалификация и плохая организация труда обслуживающего персонала. Для предупреждения и ликвидации возникшей аварии для каждой участке, находящейся в эксплуатации, составляется план ликвидации аварии .

Аварийный план ликвидации аварий, предусматривает:

- возможные аварии и условия, опасные для жизни людей и места их возникновения;

- мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией ;

- мероприятия по ликвидации аварий, а также действия инженерно-технических работников и рабочих при возникновении аварий;

- места нахождения средств для спасения людей и ликвидации аварии;

- действия ВГСЧ при ликвидации аварий.

План ликвидации аварий содержит:

- оперативную часть;

- распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий;

- список должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии.

К оперативной части плана ликвидации аварий прилагаются следующие документы:

- план горных работ с нанесением мест расположения подсобных построек, плотин, дамб, перемычек, переправ, с отметкой уровня воды и глубин водоема;

- схема с нанесением расположения основного оборудования и выходов;

- схема противопожарного водовода;

- схема электроснабжения;

- схема аварийного освещения;

- схема расположения водонепроницаемых переборок, люков и монтажных проемов.

План ликвидации аварий составляется (пересматривается) ежегодно начальником участка, согласовывается с начальником горноспасательной службы и начальником пожарной части и утверждается главным инженером за 15 дней до начала следующего промывочного сезона.

План ликвидации аварий со всеми приложениями должен находиться на участке, у главного инженера прииска и командира ВГСЧ. Кроме того, оперативная часть плана должна быть вывешена в мастерском помещении. С аварийным планом должны быть ознакомлен весь обслуживающий персонал.

7 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ.

7.1 Общие сведения. Постановка задачи исследования.

По состоянию на 01.01.2015 год развитие карьера происходит в границах водозащитной дамбы I очереди согласно действующему техническому проекту. Данным проектом отрабатываются балансовые запасы до отметки -175 метров, а при текущей годовой производительности в 2,5 млн. т. они будут погашены к 2023 году.

Однако, в 2014 году на основании выполненного обоснования ТЭО кондиции с последующим подсчетом запасов получен протокол по утверждению балансовых запасов до отметки -435 метров в границах водозащитной дамбы II очереди под разработку открытым способом.

Для освоения запасов разработана проектная документация на строительство водозащитной дамбы II очереди. Согласно календарному плану строительства гидротехнический объект может быть сдан в эксплуатацию к концу 2017 года. По данным предприятия стоимость строительства оценивается в 3,5 млрд руб.

Очевидно, что календарные планы развития горных работ по действующему техническому проекту утратили свою актуальность, в виду того, что в них рассматривается развитие горных работ в границах дамбы I

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
						158
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

очереди, а без их корректировки сегодня предприятие может столкнуться со значительным выбытием производственной мощности и резкими скачками календарных объемов вскрышных работ уже в ближайшей перспективе.

Настоящим дипломным проектом рассмотрены вопросы дальнейшего развития горных работ, предусматривающие как отработку запасов в границах дамбы I очереди, так и вовлечение акватории реки в границах дамбы II очереди, которая обеспечит планомерное, безопасное и экономически эффективное дальнейшее освоение Горевского месторождения свинцово-цинковых руд.

7.2 Характеристика оцениваемых вариантов.

В дипломном проекте рассмотрены 6 вариантов развития горных работ в период до 2020 года, которые принципиально поделены на 2 сценария:

I сценарий - Развитие горных работ на Главном и Северо-западном (с 01.01.2018) участках карьера не допускающие выбытие производственной мощности карьера:

1 вариант – предусматривает планомерное наращивание объемов вскрышных работ в пределах календарного периода.

2 вариант – предусматривает повышение коэффициента вскрыши с начала календарного периода.

3 вариант – предусматривает резкий скачок коэффициента вскрыши во второй половине календарного периода.

II сценарий - Развитие горных работ на Главном участке карьера с возможным выбытием производственной мощности карьера.

1 вариант – предусматривает незначительное выбытие производственной мощности с первой половины календарного периода и планомерное наращивание объемов производства вскрышных работ до 2020 года.

2 вариант – предусматривает интенсивное выбытие производственной мощности с первой половины календарного периода с незначительным наращиванием объемов вскрыши до 2020 года.

3 вариант – предусматривает незначительное выбытие производственной мощности в конце календарного периода и резкий рост объемов производства вскрышных работ.

Варианты развития горных работ по II сценарию также представляют интерес ввиду того, что инвестиции в строительство водозащитной дамбы

						ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата			159

переносятся с 2016 -2017 гг. по I сценарию, на 2018-2019 год, согласно II сценарию.

Характеристика оцениваемых вариантов представлена в виде блок-схеме на рисунке 7.1

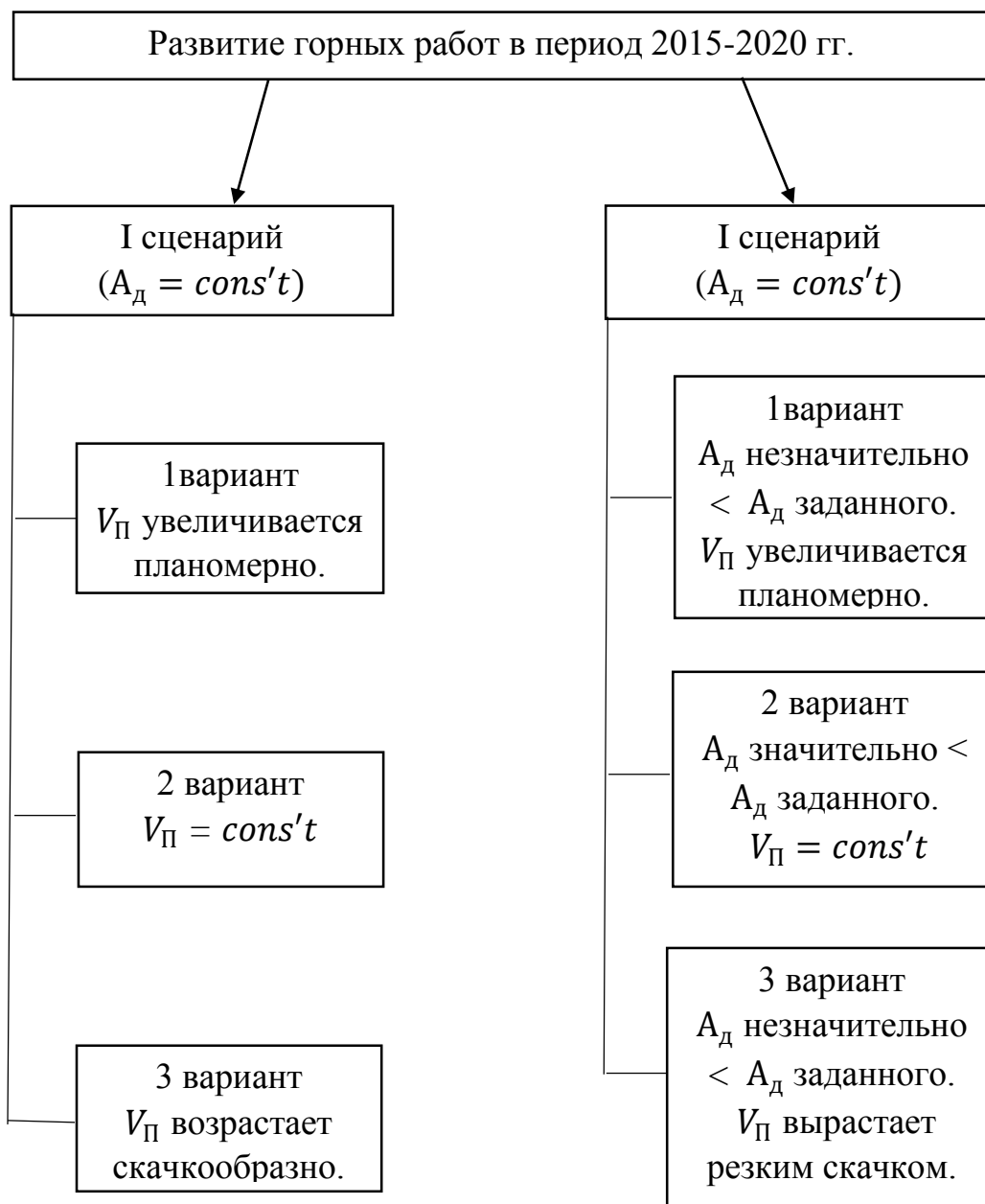


Рисунок 7.1 – Характеристика оцениваемых вариантов.

7.3 Обоснование динамики развития рабочей зоны карьера в плане и по глубине.

В условиях высокой концентрации горных работ подготовку горизонтов целесообразно осуществлять котлованами, экскаватор после проведения наклонной траншеи ведёт проходку котлована, который затем расширяют во все стороны несколькими экскаваторами. При создании достаточной рабочей площадки становится возможным проведение наклонной траншеи на нижележащий горизонт и создание здесь первоначально котлована.

При бестраншейном способе подготовки (подготовке котлованами) время подготовки горизонта T' , составляет, лет:

$$T' = \frac{h \cdot L_{\phi}}{Q_{Э200}} \cdot (l_T + q + f), \quad (7.1)$$

где $l_m = 40$ – длина площадки примыкания наклонной траншеи к горизонту, м;

$q = 60$ – расстояние по горизонтали между разрезными котлованами на смежных горизонтах, м;

$f = 100$ – ширина разрезного котлована, м.

$$T' = \frac{10 \cdot 500}{1200000} \cdot (30 + 60 + 100) \approx 0,8 \text{ года.}$$

Годовое понижение работ, м:

$$h_0 = \frac{h}{T} = \frac{10}{0,8} = 12,5. \quad (7.2)$$

Технически возможная производительность карьера A_{ps} (т), рассчитана по формуле:

$$A_{ps} = h_0 \cdot m_r \cdot L_p \cdot K_n \cdot \gamma = 12,5 \cdot 110 \cdot 700 \cdot 0,958 \cdot 3,3 \approx 3000000 \quad (7.3)$$

где m_r – горизонтальная мощность залежи, м;

L_p – длина рудной залежи по простиранию, м;

K_n – коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр;

γ – плотность руды, т/м³.

Так как $A_{ps} > A_p$, то имеющееся оборудование обеспечивает соблюдение закона соотношения скоростей понижения работ и подвигания рабочих уступов.

Количество одновременно обрабатываемых добычных уступов, ед:

$$n_0 = \frac{m_z}{\Pi + h \cdot (\text{ctg } \alpha \pm \text{ctg } \delta)} = \frac{110}{(60 + 10 \cdot (\text{ctg } 75^\circ + \text{ctg } 70^\circ))} \approx 2, \quad (7.4)$$

где δ – угол падения залежи, град.

Необходимое годовое подвигание фронта работ, м:

$$У_{г.у} = \frac{A_p}{\gamma \cdot H_u \cdot L_{\phi} \cdot n_0} = \frac{2500000}{3,3 \cdot 10 \cdot 700 \cdot 2} \approx 55. \quad (7.5)$$

Календарный план горных работ составлен на 5 лет для предложенных дипломным проектом сценариев развития горных работ. Построения выполнены с использованием погоризонтных планов в графическом редакторе AutoCAD.

7.4 Календарное планирование горных работ

7.4.1 Принципы календарного планирования

Календарный план вскрышных и добычных работ по вариантам и сценариям оценки составлен с учетом следующего:

- нормативного количества переходящих остатков вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.

- освоение запасов Северо-западного участка карьера под защитой дамбы II очереди возможно начать не ранее 2018 года, а работы до 2018 года в независимости от сценария осуществляют под защитой дамбы I очереди.

- минимального расстояния транспортирования горной массы.

- увязки действующей системы, вскрывающей выработку с проектируемой для исключения нарушения грузотранспортной связи рабочих горизонтов карьера с поверхностью.

Регулирование режима вскрышных работ для более равномерного распределения осуществлено за счет консервации их части во временно нерабочем борту.

7.4.2 Календарный план разработки карьера.

Расчет объемов горной массы производился дифференцированно по рабочим горизонтам карьера. Переход от балансовых запасов (снятых с погоризонтных планов) к эксплуатационным запасам (учитываемых в календарном планировании) произведен по формуле:

$$Д = Б*(1-П+Р) \quad (7.6)$$

где Д – добытая эксплуатационная руда, мЗ;

П- потери полезного ископаемого, д.ед. (приняты согласно данным предприятия 4,2 %);

Р – разубоживание, д.ед. (приняты согласно данным предприятия 3,5 %);

Б – балансовая руда, мЗ.

Результаты расчетов по календарному плану разработки для первых вариантов обоих сценариев приведены в табличной форме (Табл. 7.1 и 7.2), а соответствующие им положение горных работ приведены на чертеже “положение горных работ на конец календарного периода”, календарные планы горных работ в приложении А дипломного проекта.

										Лист
										162
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	ДП-130403.65-2016.ПЗ					

Графики режима горных работ по всем вариантам оценки приведены на рисунках 7.2 (сценарий I) и 7.3 (сценарий II).

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		163

Таблица 7.1 – Календарный план разработки карьера (I сценарии, вариант 1).

Наименование горизонта	2015				2016				2017				2018				2019				Всего			
	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс.м3	Горная масса, тыс.м3
	тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3		
-105																	237,6	72	34	106	237,6	72	34	106
-95													491,7	149	71	220	151,8	46	38	84	643,5	195	109	304
-85								1056	320	210	530	138,6	42	20	62					1194,6	362	230	592	
-75					731,2	221	99	320	1183,3	359	150	509									1914	580	249	829
-65	409,1	124,0	74,0	198	1214,4	368	193	561	260,7	79	111	190									1884,3	571	378	949
-55	917,4	278,0	195,0	473	554,4	168	188	356													1471,8	446	383	829
-45	712,8	216,0	512,0	728																	712,8	216	512	728
-35	381,5	115,0	648,0	763																	379,5	115	648	763
-25	62,7	19,0	643,0	662																	62,7	19	643	662
-15	6,6	2,0	734,0	736																	6,6	2	734	736
-5	6,6	2,0	648,0	650																	6,6	2	648	650
5	3,3	1,0	448,0	449																	3,3	1	448	449
15			538	538																	0	0	538	538
25			470	470																	0	0	470	470
35			615	615																	0	0	615	615
45			792	792																	0	0	792	792
55			710	710													1160,2	352	2950	3302	1161,6	352	3660	4012
65			354	354									947,1	287	3075	3362	831,6	252	5173	5425	1781,6	539	8602	9141
75			119	119									922,6	279	5999	6278	118,8	36	2432	2468	1039,5	315	8550	8865
85							1754	1754							1494	1494			768	768	0	0	4016	4016
95							1456	1456			3862	3862			621	621			469	469	0	0	6408	6408
105							1471	1471			3913	3913			220	220			136	136	0	0	5740	5740
115							2339	2339			2754	2754									0	0	5093	5093
Итого	2500,0	757	7500	8257,0	2500	757	7500	8257,0	2500	758	11000	11758,0	2500	757	11500	12257,0	2500	758	12000	12758,0	12500	3787	49500	53287
Кв, м3/т	3				3				4,4				4,6				4,8				4,0			

Таблица 7.2 – Календарный план разработки карьера (II сценарии, вариант 1).

Наименование	2015				2016				2017			Горная масса, тыс.м3	2018			2019			Всего					
	Эксп. руда		Вскрыша, тыс. м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс. м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс. м3		Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс. м3	Горная масса, тыс.м3	Эксп. руда		Вскрыша, тыс. м3	Горная масса, тыс.м3			
	тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3				тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3			тыс.т	тыс.м3	
-115																	141,9	43	67	110	141,9	43	67	110
-105																	729,3	221	227	448	729,3	221	227	448
-95													966,9	293	86	379	300,3	91	224	315	1267,2	384	310	694
-85								201,3	61	159	220	1033,1	313	95	408	260,7	79	327	406	1494,9	453	581	1034	
-75					231,2	70	144	214	1538	466	238	704					224,4	68	575	643	1993,2	604	957	1561
-65	409,1	124,0	74,0	198	1214,4	368	193	561	260,7	79	111	190					178,2	54	627	681	2062,5	625	1005	1630
-55	917,4	278,0	195,0	473	554,4	168	188	356									102,5	31	890	921	1574,1	477	1273	1750
-45	712,8	216,0	512,0	728													62,7	19	946	965	775,5	235	1458	1693
-35	381,5	115,0	648,0	763															2571	2571	379,5	115	3219	3334
-25	62,7	19,0	643,0	662															2652	2652	62,7	19	3295	3314
-15	6,6	2,0	734,0	736											595	595			1894	1894	6,6	2	3223	3225
-5	6,6	2,0	648,0	650											1487	1487					6,6	2	2135	2137
5	3,3	1,0	448,0	449											1835	1835					3,3	1	2283	2284
15			538	538											1972	1972							2510	2510
25			470	470											1963	1963							2433	2433
35			615	615											1781	1781							2396	2396
45			792	792							762	762			686	686							2240	2240
55			710	710							1393	1393											2103	2103
65			354	354							1531	1531											1885	1885
75			119	119							1596	1596											1715	1715
85							1754	1754			1783	1783											3537	3537
95							1456	1456			1905	1905											3361	3361
105							3265	3265			522	522											3787	3787
Итого	2500,0	757	7500	8257,0	2000	606	7000	7606,0	2000	606	10000	10606,0	2000	606	10500	11106,0	2000	606	11000	11606,0	10500	3181	46000	49181,0
Кв, м3/т	3				3,5				5			5,25			5,5			4,4						

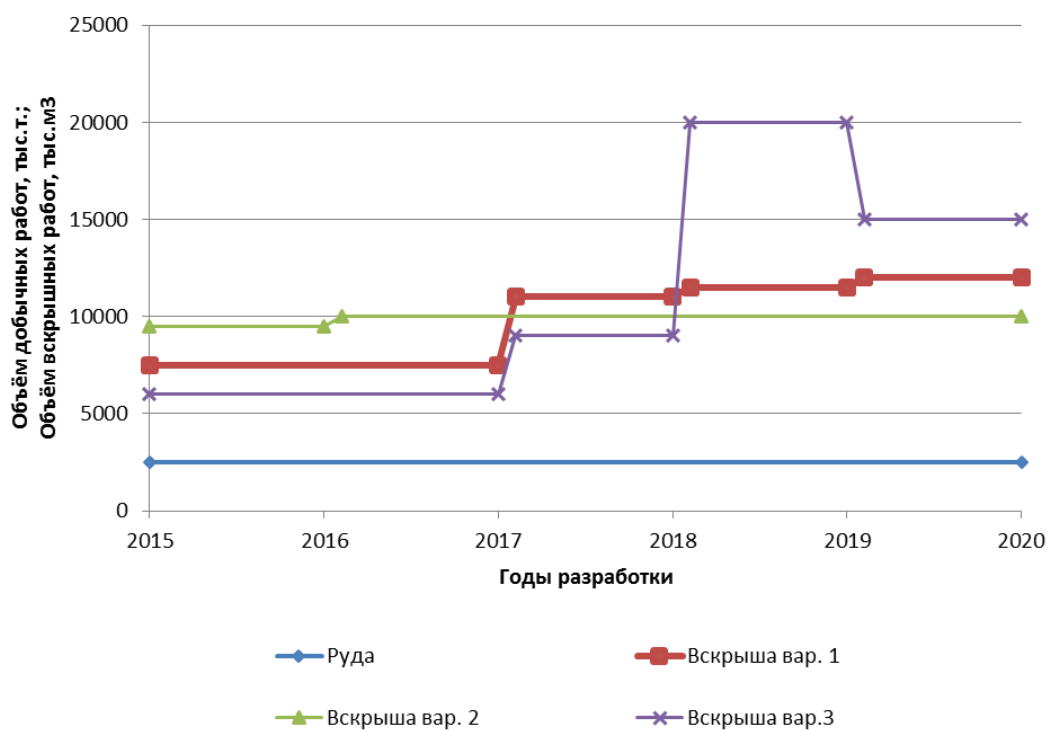


Рисунок 7.2 – График режима горных работ (сценарии I).

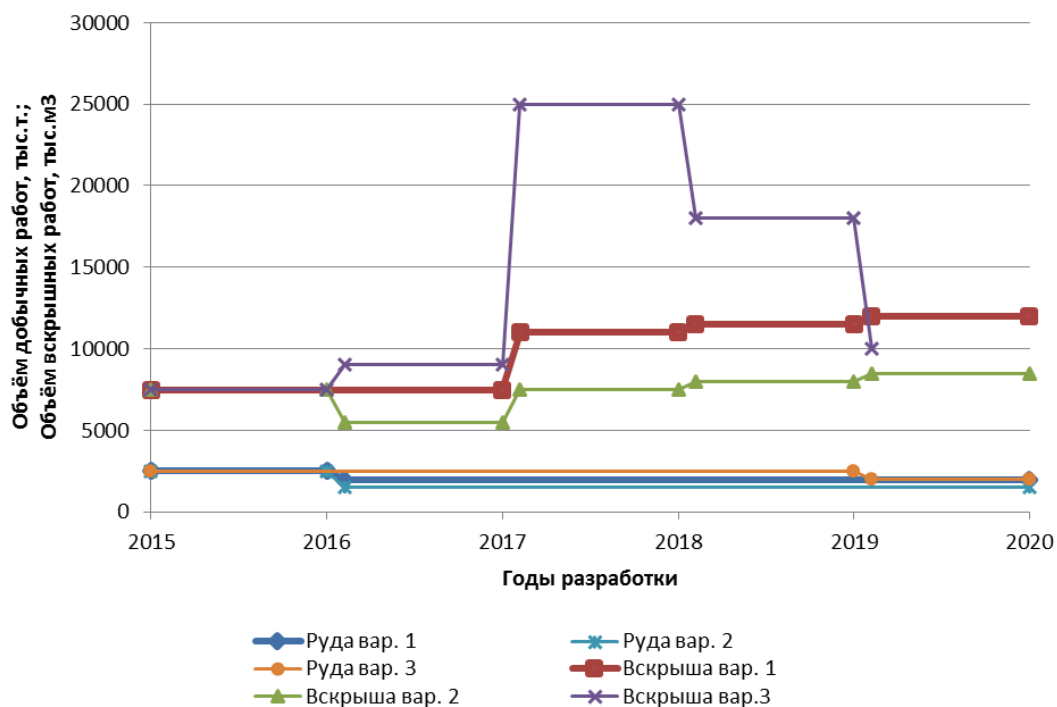


Рисунок 7.3 – График режима горных работ (сценарии II).

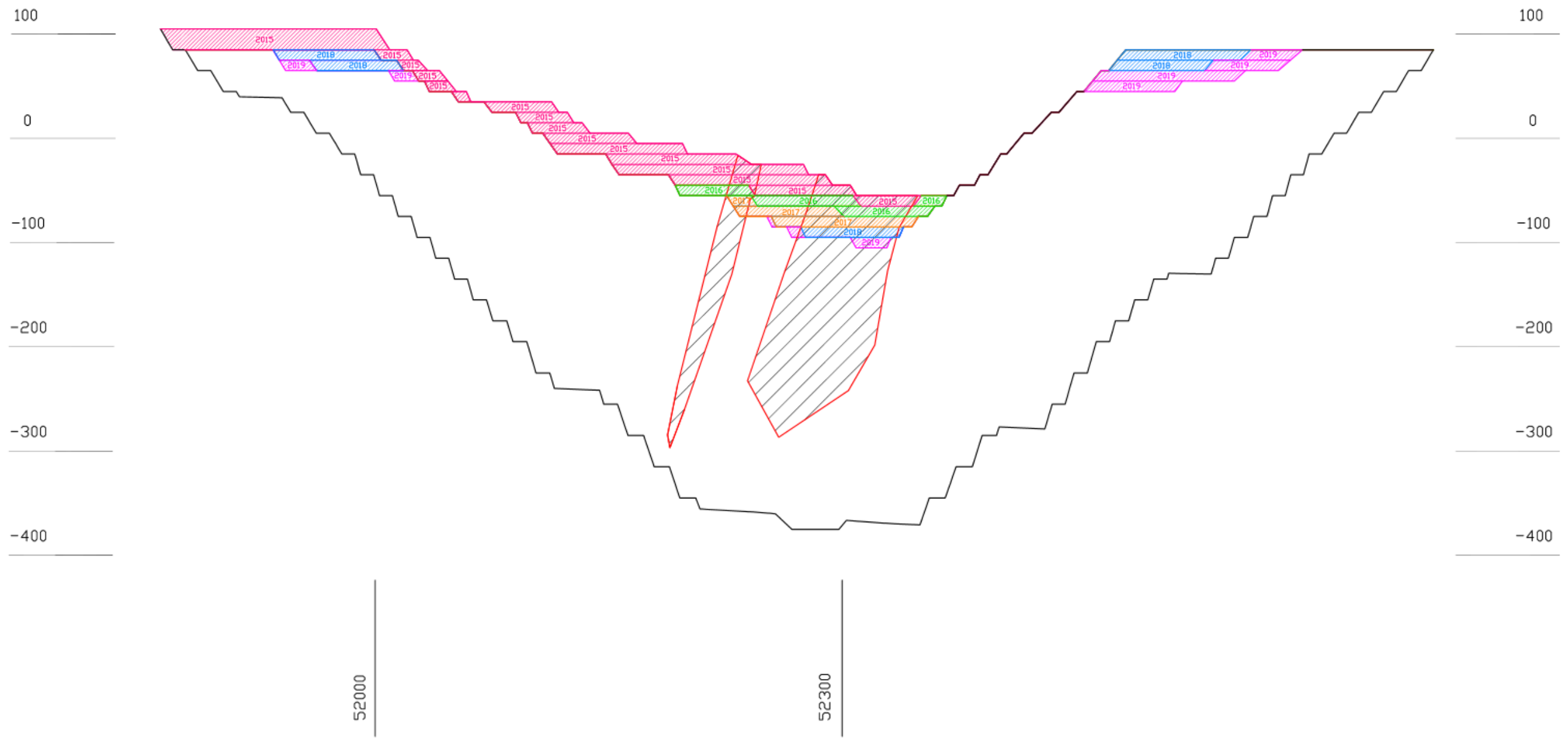


Рисунок 7.4 – Геологический разрез 1-1 (Главный участок карьера) Сценарий I (вариант 1)

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист
167

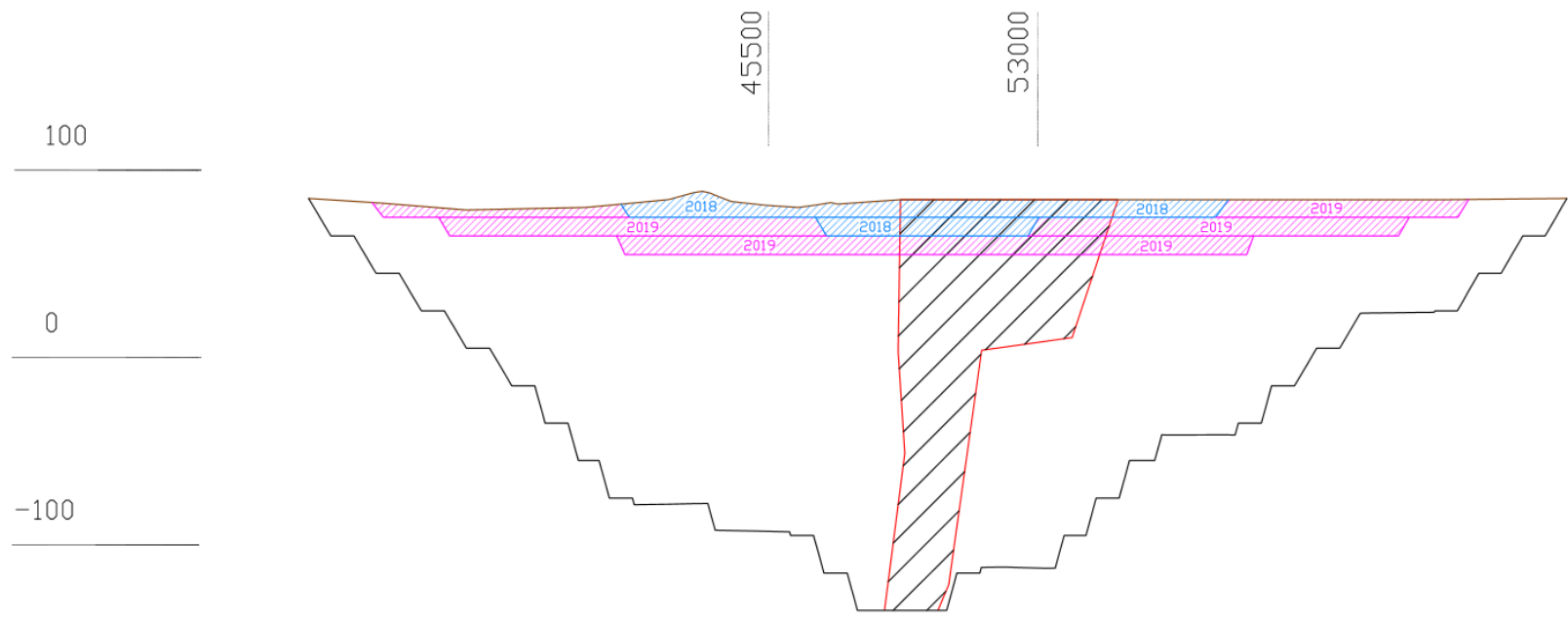


Рисунок 7.5 – Геологический разрез 2-2 (Северо-западный участок карьера) Сценарий I (вариант 1)

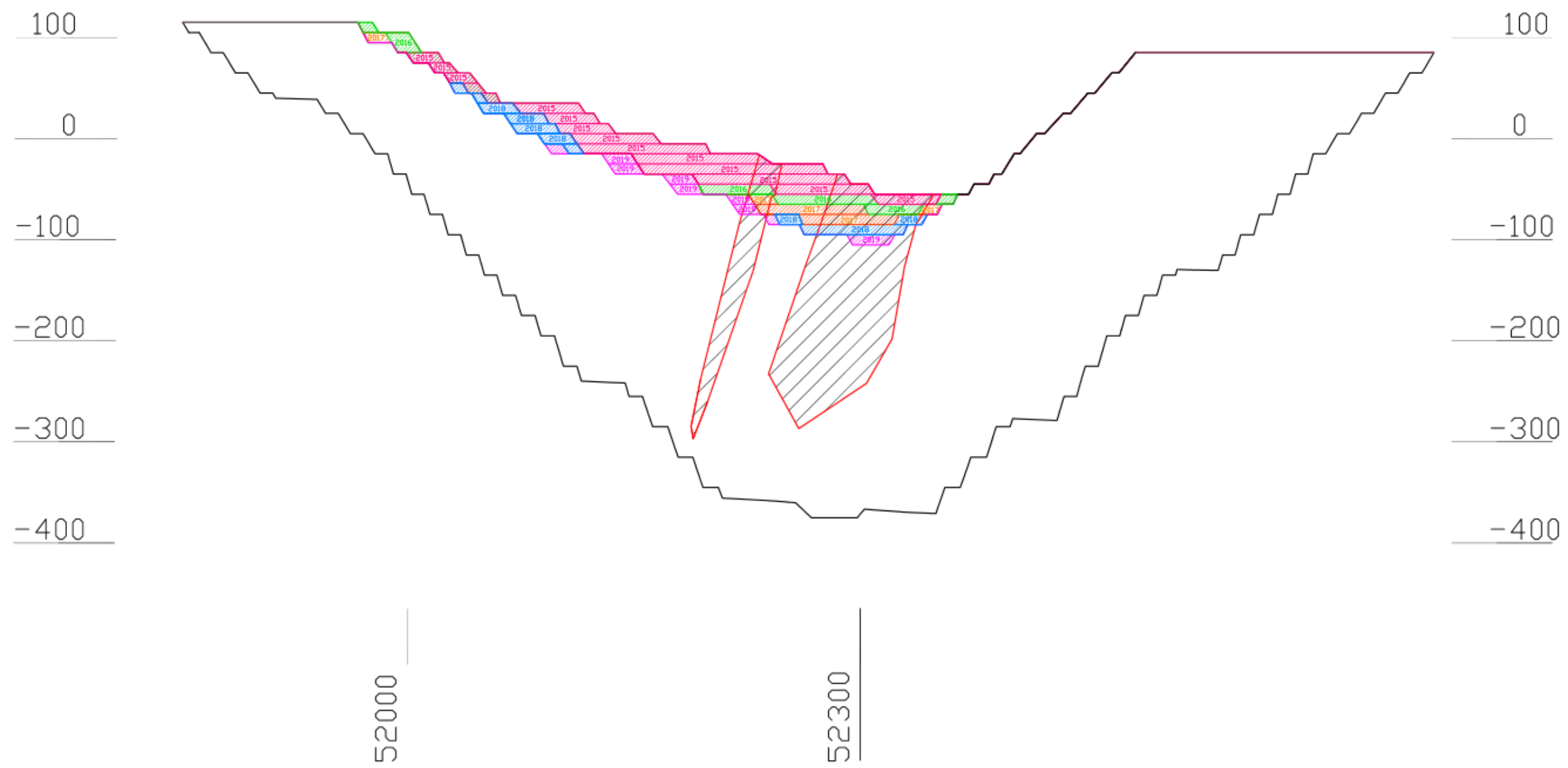


Рисунок 7.6 – Геологический разрез 1-1 (Главный участок карьера) Сценарий II (вариант 1)

						Лист
					ДП-130403.65-2016.ПЗ	169
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

7.4.3 Предварительная технико- экономическая оценка сравниваемых вариантов и выводы по специальной части.

Сценарий I

1 вариант – предусматривает планомерное наращивание объемов вскрышных работ в пределах календарного периода. Из рассматриваемых вариантов по первому сценарию, предусматривающему вовлечение в разработку Северо-западного участка с 2018 года, является наиболее предпочтительным по следующим причинам:

- обеспечивает распределение объемов вскрыши по нарастающей в течении календарного периода.
- не приводит к резким скачкообразным колебаниям графика.
- обеспечивает планомерное наращивание парка средств механизации.

2 вариант – предусматривает повышение коэффициента вскрыши с начала календарного периода. Данный вариант характеризуется практически одинаковыми годовыми объемами вскрышных работ в течении календарного периода. В виду этого достоинством данного варианта можно считать постоянство списочного парка средств механизации, а недостатком больше, чем в первом варианте объемы вскрышных работ в начале календарного периода.

3 вариант – предусматривает резкий скачок коэффициента вскрыши во второй половине календарного периода. Данный вариант характеризуется незначительно меньшими объемами вскрышных работ в начале календарного периода, что является несомненным его достоинством, однако это приводит к скачкообразному увеличению коэффициента вскрыши во второй половине календарного периода.

Сценарий II

1 вариант – предусматривает незначительное выбытие производственной мощности с первой половины календарного периода и планомерное наращивание объемов производства вскрышных работ до 2020 года. Является наиболее предпочтительным по следующим причинам:

- обеспечивает распределение объемов вскрыши по нарастающей в течении календарного периода.

- не приводит к резким скачкообразным колебаниям графика вскрышных работ.

- обеспечивает планомерное наращивание парка средств механизации.

- имеет незначительное выбытие производственной мощности, которая может быть в значительной степени компенсировано накопленными складскими запасами руды.

2 вариант – предусматривает интенсивное выбытие производственной мощности с первой половины календарного периода с незначительным наращиванием объемов вскрыши до 2020 года. К достоинствам данного варианты незначительные объемы вскрышных работ в течении всего календарного периода. Недостатками являются существенное выбытие производственной мощности, не позволяющая обеспечить загрузку производственных мощностей обогатительной фабрики, а также сокращение всех обслуживающих и вспомогательных производств с увольнением персонала предприятия.

3 вариант – предусматривает незначительное выбытие производственной мощности в конце календарного периода и резкий рост объемов производства вскрышных работ. Несомненным достоинством является наименьшее из предложенных вариантов выбытие производственной мощности, вместе с тем характеризуется резким скачкообразным увеличением объемов вскрышных работ с 2017 года.

Для предварительной оценки вариантов дополнительно было проанализировано изменение таких показателей как количество уступов, находящихся в отработке в течении года и соответствия фактической длины экскаваторного блока нормативной для года с максимальной производительностью по вскрыши.

Данные приведены в графической форме на рисунках 6.4 и 6.5

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

Лист

172

Анализ графиков показывает, что оптимальная концентрация оборудования в рабочей зоне и интенсивность производства горных достигается в первых вариантах обоих сценариях. Таким образом дальнейшей технико-экономической оценки подвергаются два конкурентно способных варианта, которая проведена в экономическом разделе дипломного проекта.

						Лист
						173
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте рассмотрены вопросы отработки открытым способом свинцово – цинкового месторождения в контуре рудного тела.

В горной части проекта обоснована структура комплексной механизации, произведены расчеты производственных процессов.

В разделе «Карьерный транспорт» обоснован вид транспорта, произведены тяговый и эксплуатационный расчеты для автотранспорта.

В электромеханической части произведен расчет электрооборудования на карьере «Горевский ГОК».

В разделе «Стационарные машины» и установки выбран и рассчитан способ водоотлива.

В специальной части проекта, сравнивались 6 вариантов развития горных работ, путем технико-экономической оценки был выбран лучший вариант.

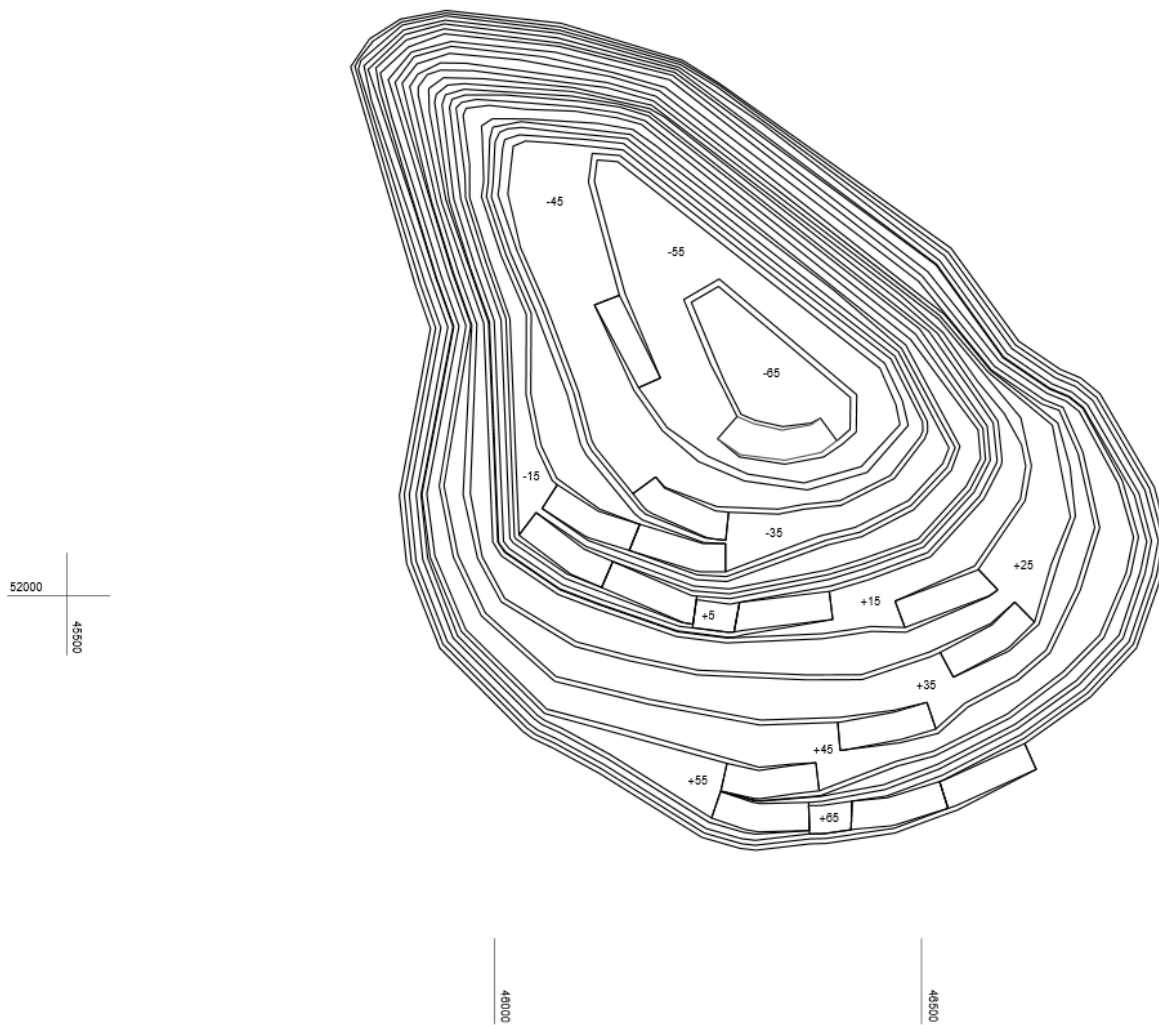
В проекте рассмотрены вопросы охраны недр, восстановления земель, охраны окружающей среды.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		174

Приложение А

Сценарии I

Календарный план горных работ на 2016 год.



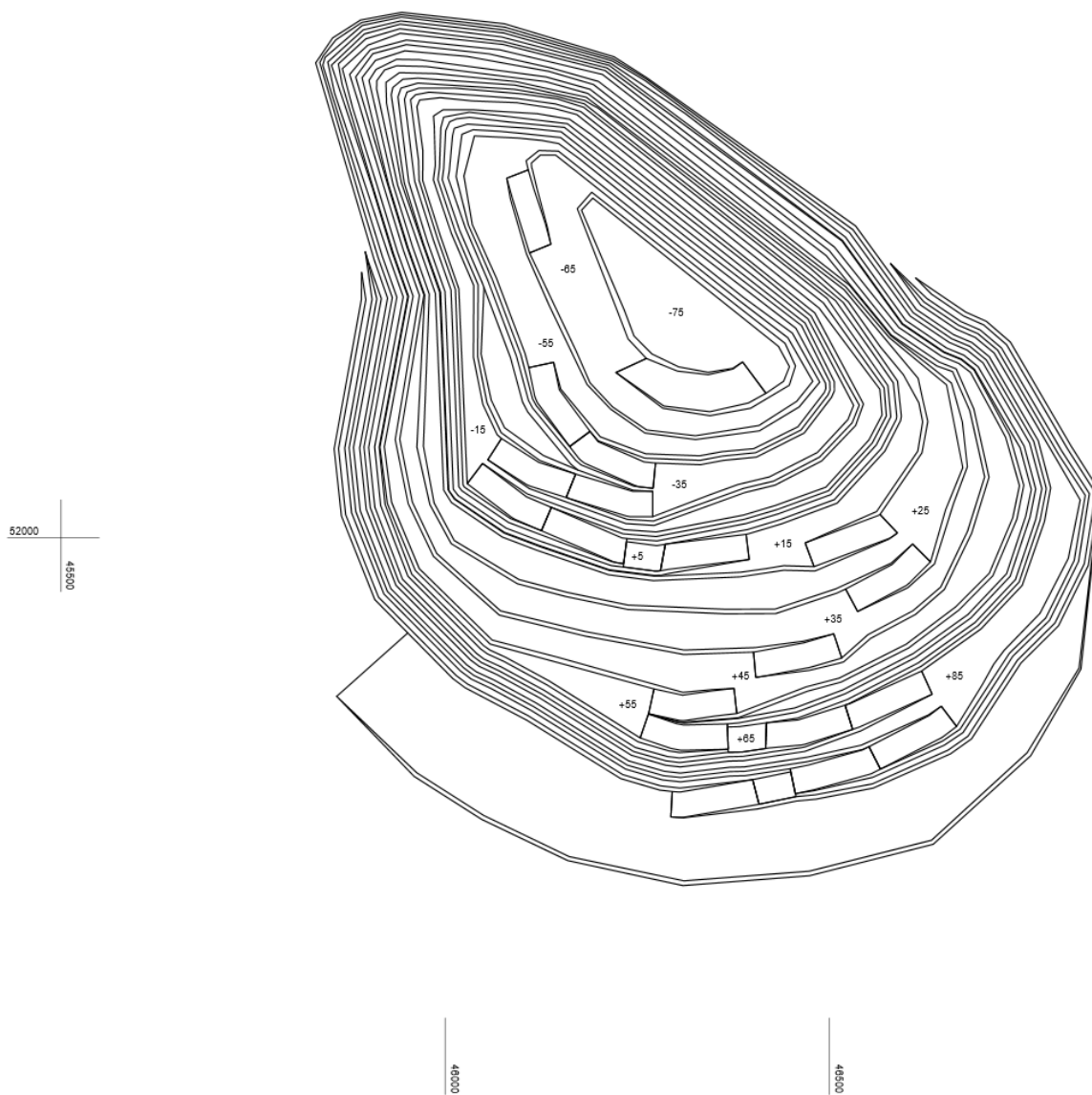
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

175

Календарный план горных работ на 2017 год.



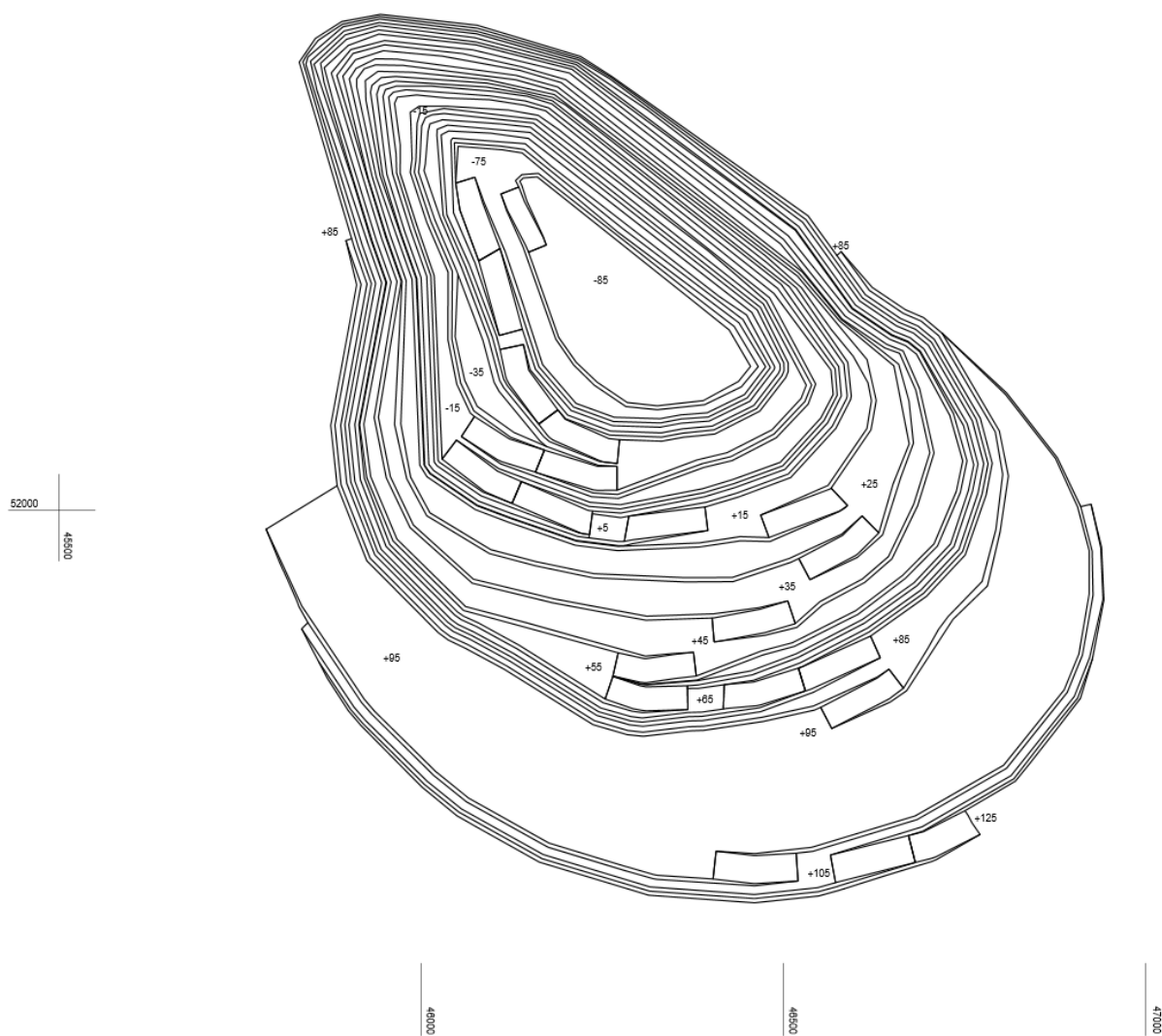
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

176

Календарный план горных работ на 2018 год.



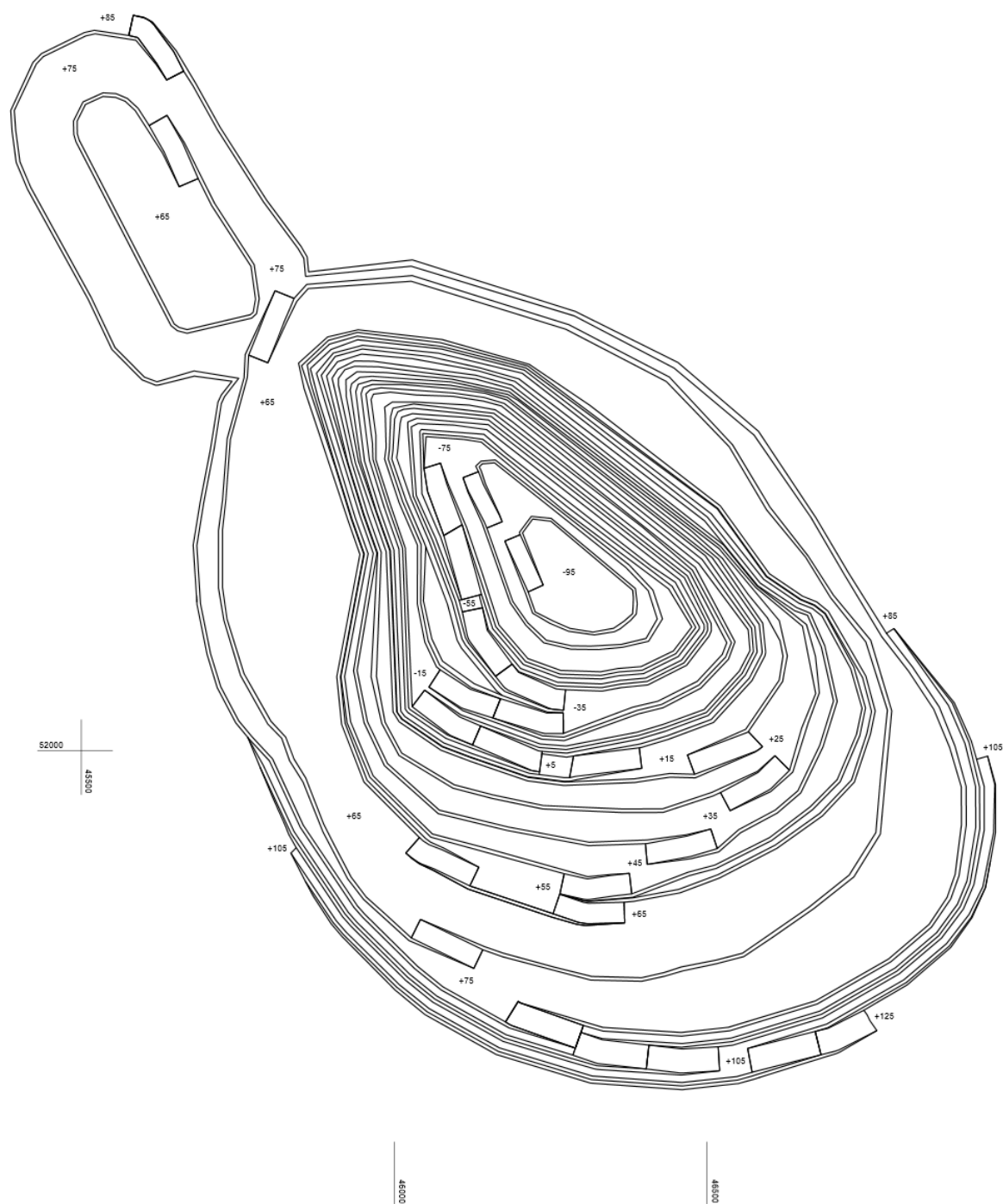
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

177

Календарный план горных работ на 2019 год.



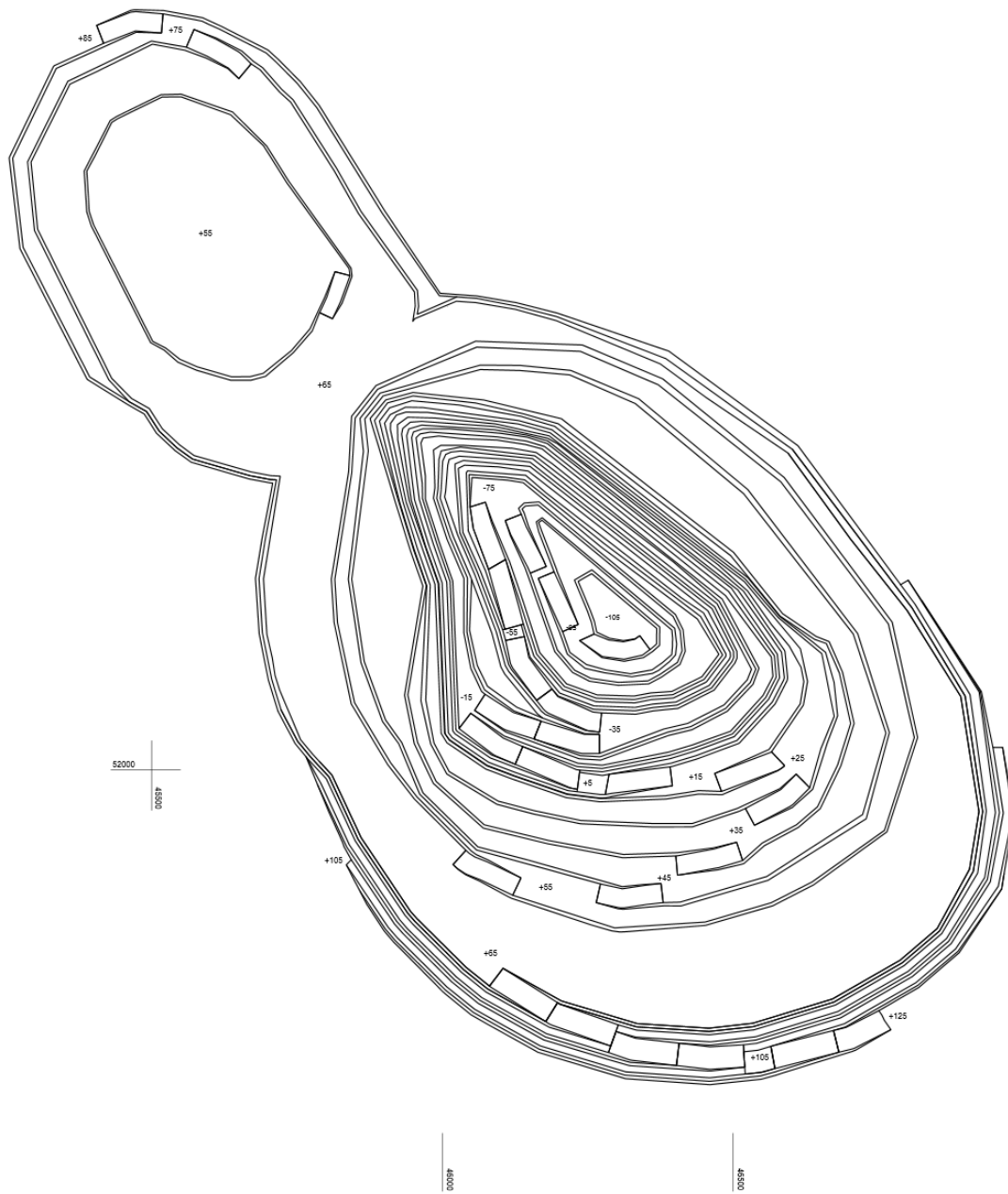
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

178

Календарный план горных работ на 2020 год.



Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

179

Сценарии II

Календарный план горных работ на 2016 год.



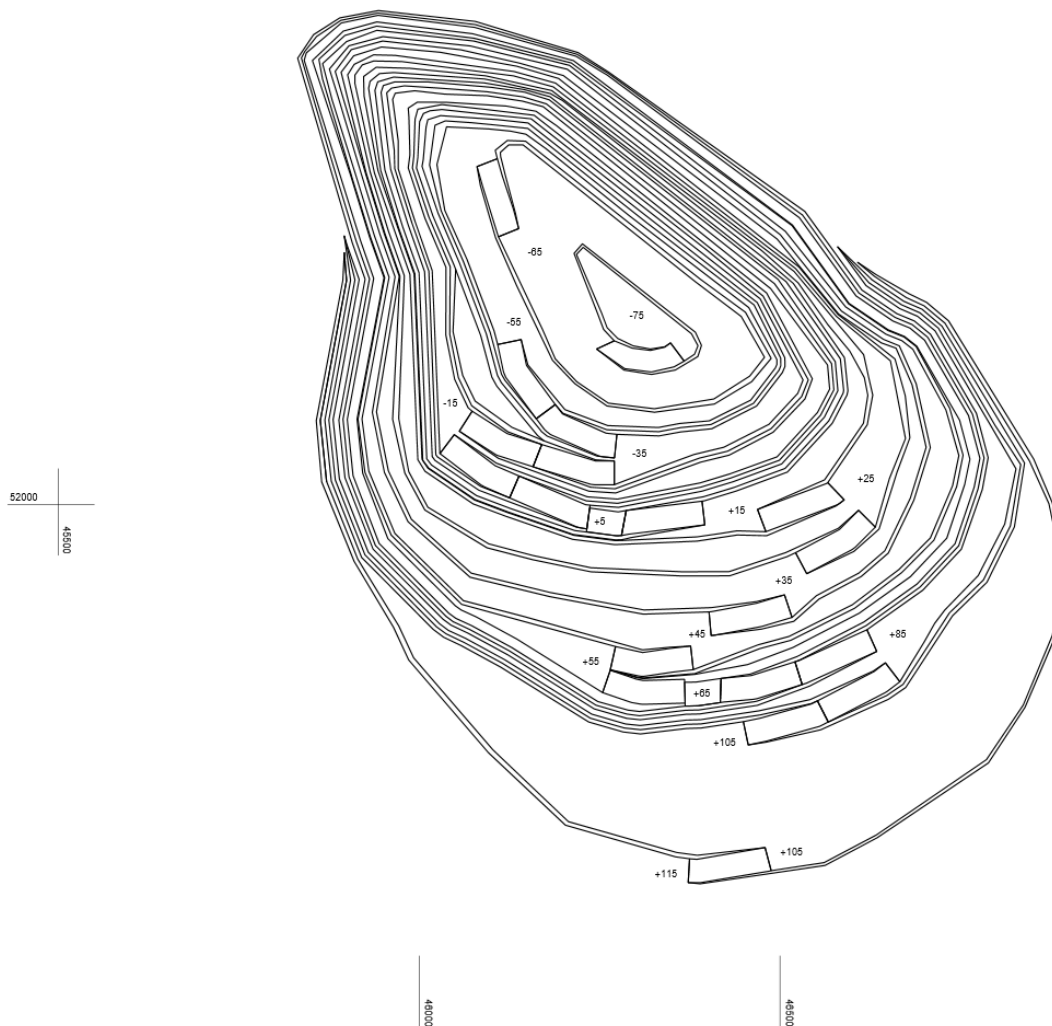
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

180

Календарный план горных работ на 2017 год.



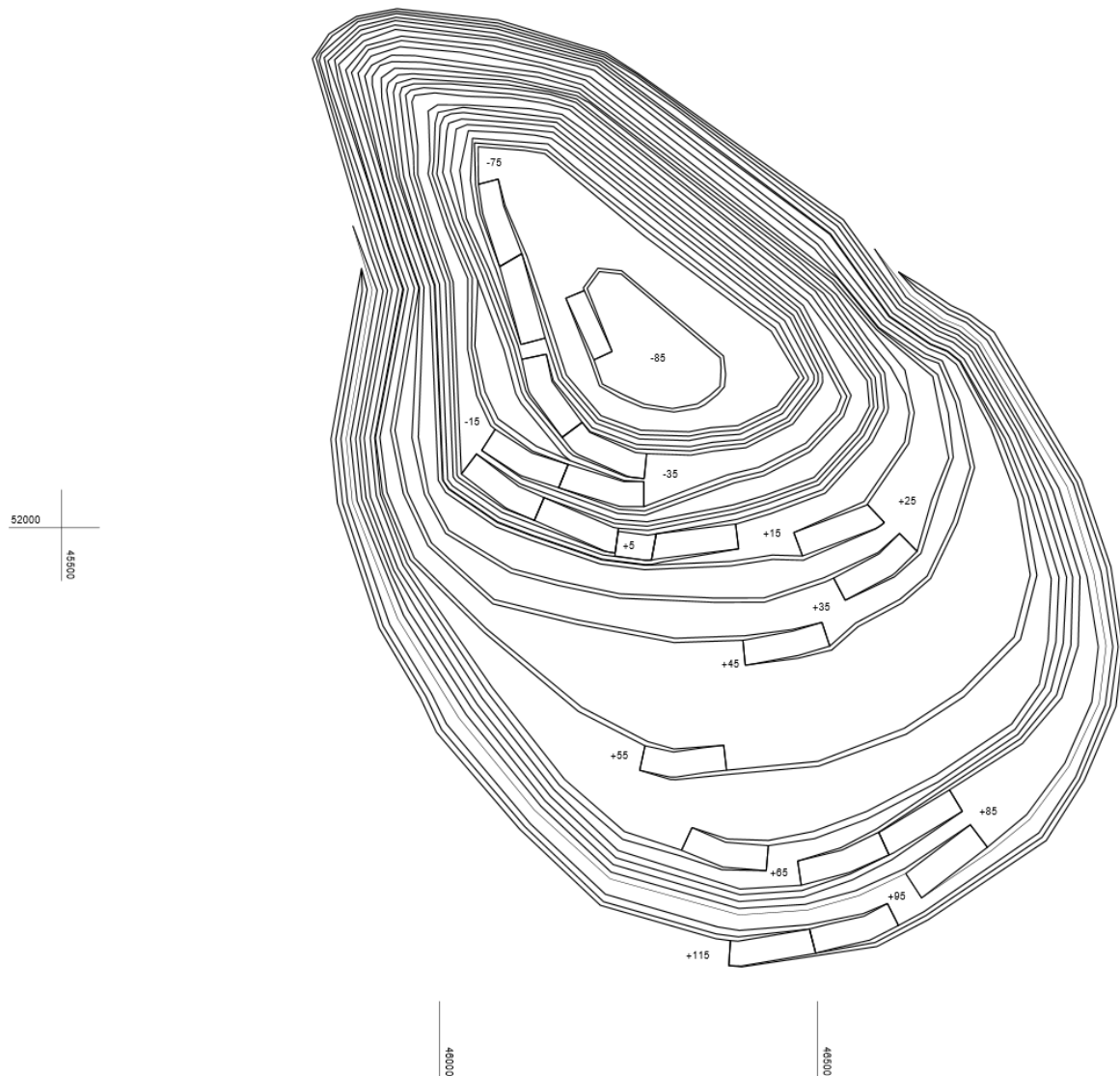
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

181

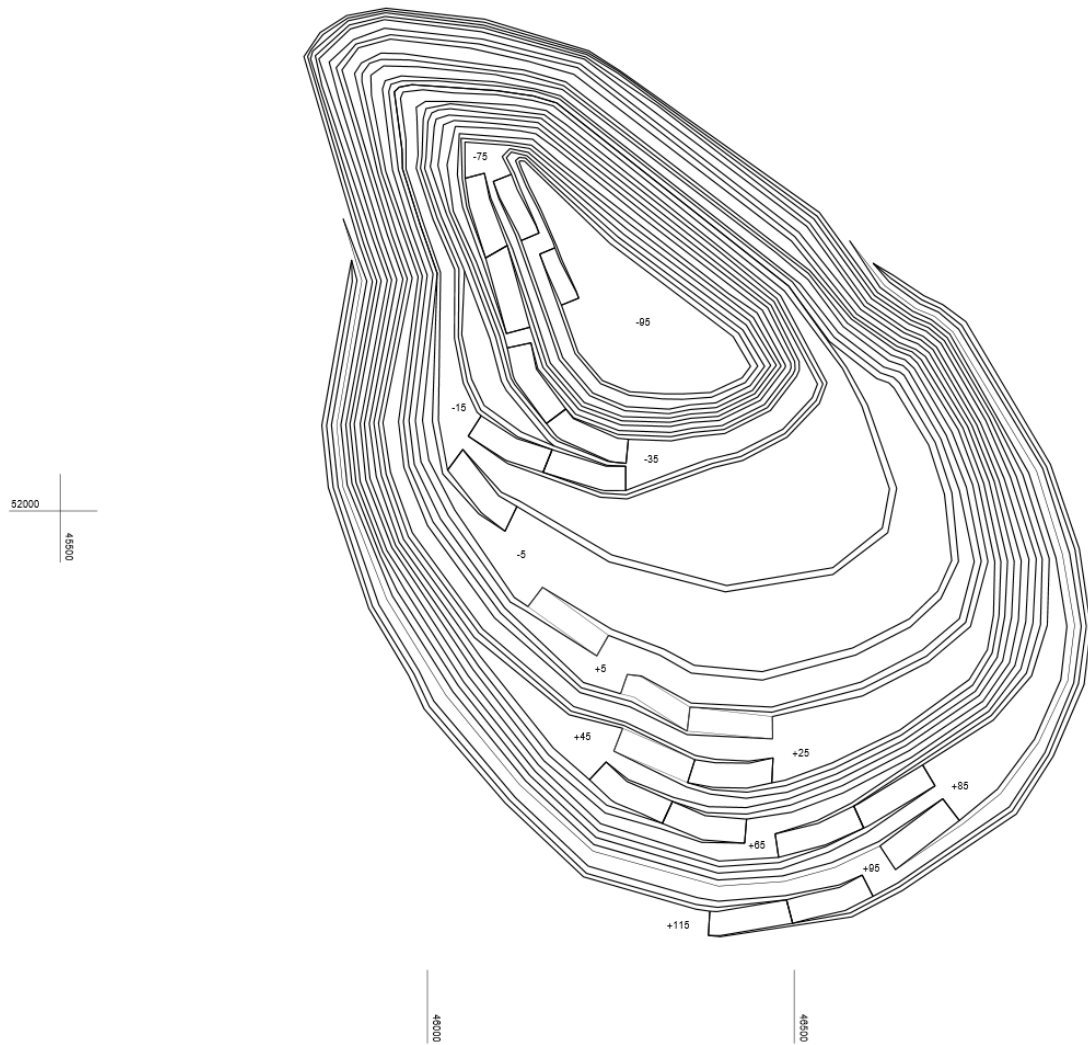
Календарный план горных работ на 2018 год.



Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Календарный план горных работ на 2019 год.



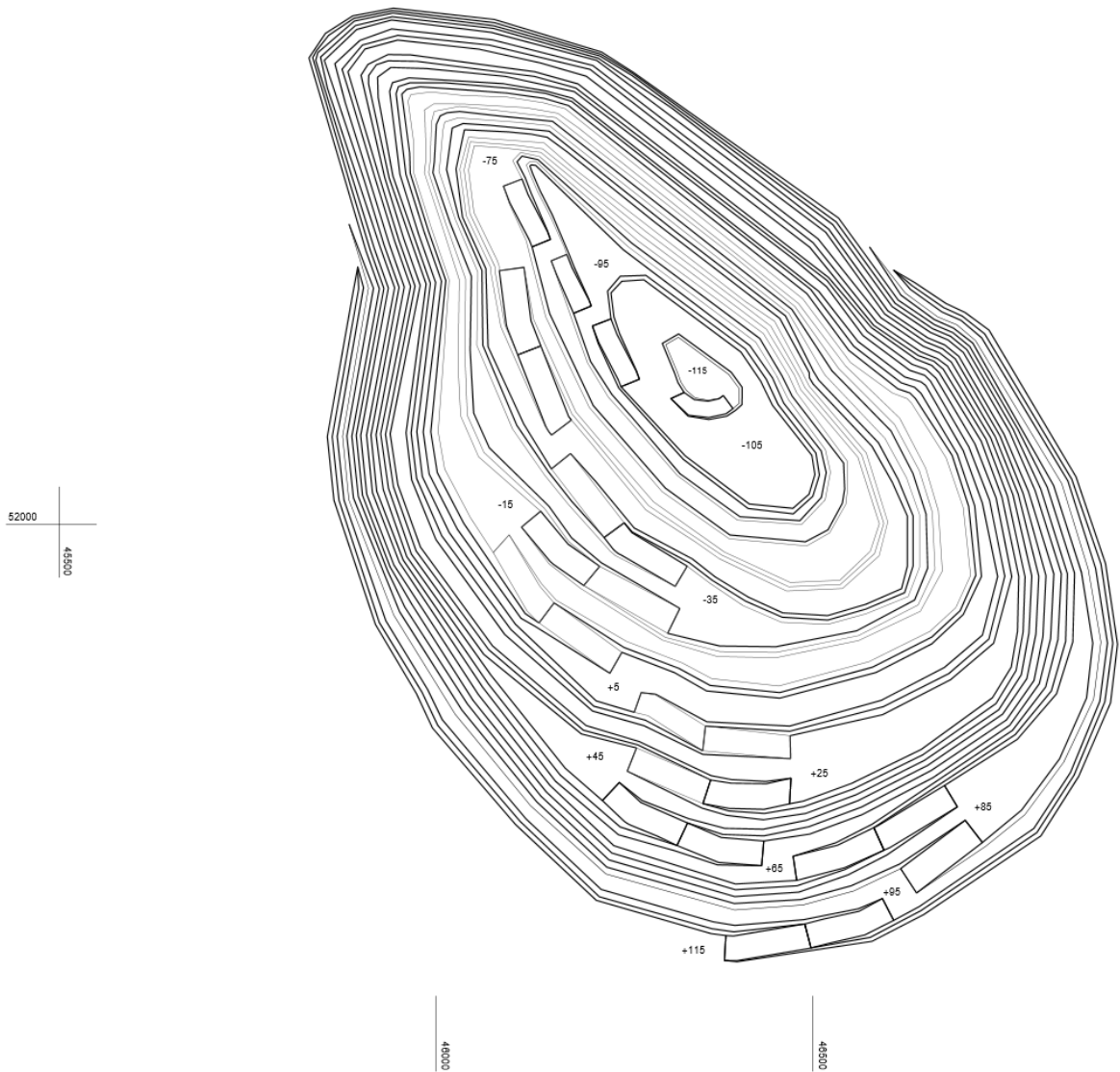
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

183

Календарный план горных работ на 2020 год.



Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата

ДП-130403.65-2016.ПЗ

Лист

184

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 В.В.Ржевский. Открытые горные работы. Ч.1. Производственные процессы: Учеб для ВУЗов.- 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
2. Правила безопасности при взрывных работах. Серия 13. Выпуск 14. – М. ЗАО, Научно технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2014. – 332 с.
- 4 Нормативы численности вспомогательных рабочих на открытых горных работах предприятий горнодобывающей промышленности (Госкомитет СМ СССР по вопросам труда и заработной платы, Москва, 1973 г.). 85 с.
- 5 Приказ №28 от 09.01.79 г. «Об утверждении укрупненных нормативов численности инженерно-технических работников и служащих промышленно-производственного персонала, типовых структур управления, штатов и нормативов численности руководящих, инженерно-технических работников и служащих основных, вспомогательных цехов и лабораторий горнорудных предприятий черной металлургии». 10 с.
- 6 Синьчковский В.Н. Практикум по курсу «Процесс открытых горных работ» [Текст]: Учеб. пособие / В.Н. Синьчковский, Ю.В. Ромашкин. – Красноярск: ГУЦМиЗ, 2006. – 156 с.
- 7 Синьчковский В.Н. Практикум по курсу «Открытые горные работы» [Текст]: Учеб. пособие / В.Н. Синьчковский, В.П. Капустин, В.Н. Вокин. – Красноярск: КИЦМ, 1990. – 108 с.
- 8 Радченко Н.В., Толстихина В.Н. Проект плана развития горных работ, нормативов потерь и разубоживания руды на 2009 год, п. Новоангарск 2008г. 50 с.
- 9 Саванович Л.Г., Сергеева Ж.И. – Изданная геологическая карта масштаба 1:200000, информационная записка 1962 г 35с.
- 10 Осмоловский В.В., Организация производства и планирования на горнорудных предприятиях:- М.: Недра, 1979. С.290.
- 11 Бессонов Н.В. Пособие для расчета экономического эффекта от использования изобретений и рационализаторских предложений.-М.: ВНИИПИ, 1983. С.24-26.
- 12 Методические указания и справочный материал к технико-экономическому обоснованию проектных решений по курсовому и дипломному проектированию для студентов горных специальностей /Сост. В.В. Галайко, О.Я. Ведерникова и др.; КИЦМ. – Красноярск, 1985.- 39с.
- 13 Методические указания по расчету себестоимости добычи полезных ископаемых в курсовых и дипломных проектах для студентов горных специальностей. /Сост. О.Я. Ведерникова.; КИЦМ.- Красноярск, 1986.- 37с.

- 14 Методические указания для выполнения лабораторных работ по организации горного производства для студентов специальностей 0209, 0506 и 0634./Сост. В.В. Галайко; КИЦМ.- Красноярск, 1987.- 52с.
- 15 Томаков П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – 2-е изд. – М.: Изд-во МГГУ, 2000. – 611 с.
- 16 Трубецкой К.Н. Проектирование карьеров [Текст]: Учеб. для вузов: В 2 т. / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. Т. 1 – 519 с.
- 17 Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ [Текст]: учеб. пособие для вузов – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.
- 18 Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров [Текст]: учебник для вузов – 5-е изд., перераб. и доп. М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 606 с.
- 19 Плютов Ю. А. Расчеты транспортных машин открытых горных разработок–.: Красноярск 2006г. .
- 20 Осмоловский В.В. и др. Организация производства и планирование на горно-рудных предприятиях [Текст]: М.: Недра, 1975, 450с.
- 21 Лобанов Н.Я. и др. Организация, планирование и управление производством в горной промышленности М.: Недра, 1089,515 с.
- 22 Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. Официальное издание. Утверждено: Госстроем России, Министерством экономики РФ – Министерством финансов РФ. Госкомпром России. №7 – 12/47 от 31 марта 1994г.- М.: 80с.
- 23 Галайко В.В. Экономическая оценка инвестиций. Методические указания к самостоятельной работе по курсовому и дипломному проектированию. Издательство ГАЦМ и З, 2000г., 48с.
- 24 Уварин Н.Л. Оценка эффективности инвестиционных проектов на основе критерия «ЧДД». – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – 128 с.
- 25 Заварыкин Б. С., Герасимов А. И.. Электрооборудование и электроснабжение открытых горных работ. –Красноярск, 2006г.-108 с
- 26 Открытые горные работы [Текст]: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
- 27 Справочник по буровзрывным работам [Текст]: / М.Ф. Друкованный, Л.В. Дубков, Э.О. Миндели, К.И. Иванов и др.; под общ. ред. М.Ф. Друкованного. – М.: Недра, 1976. – 631 с.
- 28 Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам [Текст]. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982. – 414 с.

					ДП-130403.65-2016.ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		186