Содержание

Введение……..3

1 Общая часть

1.1 Общие сведения о месторождении……..4

1.2 Геологическая и гидрогеологическая характеристика месторожд....5

1.3 Подсчёт запасов полезного ископаемого и объёмов вскрыши……..10

1.4 Основные сведения по организации работ в карьере……..15

1.5 Вскрытие месторождения……...17

2 Технологическая часть

2.1 Проведение траншей……..20

2.2 Общий объем горнокапитальных работ……22

2.3 Система разработки……..…24

2.4 Буровзрывные работы……..……28

2.5 Экскавация……39

2.6 Карьерный транспорт……43

2.7 Отвальное хозяйство……..50

2.8 Водоотлив……..56

2.9 Электроснабжение……...60

2.10 Освещение……..……64

2.11 Охрана окружающей среды……....66

3 Спецчасть

3.1 Технологический график горных работ……70

4 Экономическая часть ……..…..77

5 Основные технико-экономические показатели проекта……...86

Список литературы……87

					ДП ПР 130405.12.ПЗ		
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			
Разраб.						Лит.	Лист 2 / Листов 87
Провер.							
Реценз							
Н. Контр.							
Утверд.							

Введение

Горное дело относится к одному из основных видов человеческой деятельности, обеспечивающих существование и уровень развития цивилизации. Горное дело как область промышленного производства охватывает разведку месторождений полезных ископаемых, их разработку, первичную переработку добываемого минерального сырья, строительство горных предприятий и подземных сооружений различного назначения. Горнодобывающая промышленность как основная часть горного дела имеет целью добычу и первичное обогащение полезных ископаемых.

Развитая горнодобывающая промышленность играет большое значение в экономике государства, определяет его обороноспособность и самостоятельность.

В последние десятилетия рост объёма добычи полезных ископаемых происходит главным образом за счет развития открытых горных выработок.

Технический прогресс на открытых горных работах осуществляется на основе широкого развития научных исследований и проектно - конструкторских работ.

Горный инженер или техник, получивший горнотехническое образование, приобретает право руководства всеми видами горных и взрывных работ. Особенности профессиональной деятельности техника - горняка требуют не только наличия разнообразных знаний, умений, но и способности их применения в конкретной ситуации, в условиях конкретного месторождения.

Вышесказанное определяет актуальность темы дипломного проекта «Разработка залежи «11» Баженовского месторождения хризотил - асбеста». Темой спецчасти дипломного проекта является: «Технологический график горных работ».

Цель работы: создать проект разработки залежи «Пожарная» Баженовского месторождения хризотил - асбеста.

Задачи:

1.Изучить литературу и техническую документацию по теме.

2.Дать геологическую и гидрогеологическую характеристику месторождению.

3.Предложить технологию разработки залежи «Пожарная» Баженовского месторождения хризотил - асбеста.

4.Сделать расчет водоотлива, освещения и электроснабжения карьера.

5.Оценить рациональность организации технологических путевых работ в карьере.

6.Произвести подсчет себестоимости взрывания 1 $м^3$ горной массы.

Работа состоит из введения, пяти частей, заключения, списка литературы, комплекта чертежной документации.

1 Общая часть

1.1 Общие сведения о месторождении

Баженовское месторождение хризотил - асбеста находится на восточном склоне Среднего Урала в Свердловской области.

Своим названием месторождение обязано станции Баженово, которая до 1927 года была ближайшей железнодорожной станцией к месторождению.

Возникший на месте старого дореволюционного рудничного посёлка Куделька современный город Асбест является в настоящее время центром асбестодобывающей промышленности России.

Район Баженовского месторождения расположен в предгорной части восточного склона Урала и представляет собой холмистую равнину с абсолютными отметками от 233 до 220 метров.

На сегодняшний день в карьере парк экскаваторов составляет 68 штук, из них 49 карьерных. На погрузке в железнодорожный транспорт 19 штук, на

погрузке в автотранспорт 30 штук. Параметры карьеров: Центрального - длина 4200 м., ширина 1900 м., глубина 310 м., глубина отработки 68,8 м.; Южного - длина 3000 м., ширина 2000 м., глубина 310 м., глубина отработки 57,8 м.; Северного - длина 1000 м., ширина 450 м., глубина 54 м., глубина отработки 33 м. Среднее расстояние откатки 8, 2 км, общая протяжённость железнодорожных путей 239, 8 км, количество локомотивов 56 штук, выход негабарита по горной массе 57%.

1.2.Геологическая и гидрогеологическая характеристика месторождения

1.2.1. Геологическая характеристика месторождения.

Баженовское месторождение хризотил - асбеста приурочено к массиву ультраосновных пород, представляющего собой линзообразное тело, круто падающее на запад, вытянутое в меридиональном направлении, длиною около 28 км, при ширине от 1 км в средней части до 3,5 км в северной части. В центральной и южной частях массив сложен перидотитами, в северной части пироксенитами. С запада на всём протяжении в висячем боку массива ультраосновных пород залегают габбро, а с востока массив ограничен гранитной инфузией более молодого возраста.

В результате интенсивного гидротермального метаморфизма первичные породы массива (перидотиты) превращены в значительной мере в хризотиловые, антигоритовые и смешанные серпентиниты, а по периферии массива, а также местами и внутри него тальковые, тальково - карбонатные и кварцево - карбонатные породы.

Размеры асбестоносных залежей изменяются в широких пределах. По простиранию они протягиваются от 150 до 1500 м и более при мощности от 50 до 250 м. Залежи прослеживаются в среднем на глубину свыше 300 м. Некоторые наиболее крупные залежи (Центральная) распространяются на глубину свыше 1000 м, другие полностью выклиниваются на глубине 150 -

300 м. Кроме залежей, выходящих непосредственно на поверхность, разведочными работами установлено наличие ряда глубинных залежей, залегающих на глубине 100 - 200м от поверхности до глубины свыше 1000м. Во всех залежах Баженовского месторождения хризотил - асбест представлен почти исключительно поперечно - волокнистыми жилами. Жилы с косоволокнистым асбестом встречаются редко. Не имеет промышленного значения и продольноволокнистый асбест, встречающийся в зонах смятия среди рассланцованных серпентинитов.

Залежи Баженовского месторождения имеют хорошо выраженное зональное, в большинстве случаев концентрически зональное строение, обусловленное закономерным чередованием зон с различным характером жилкования. Выделяют пять зон асбестоносности:

1.Зона простых и сложных отороченных жил асбеста

2.Зона крупносетчатой асбестоносности

3.Зона мелкосетчатой асбестоносности

4.Зона мелкопрожильной асбестоносности

5.Зона серпентинитов с просечками и единичными жилками асбеста.

Простые жилы хризотил - асбеста, отороченные с обеих сторон полосами массивного серпентинита, образуют петлеобразную сеть, либо протягиваются иногда на десятки метров. Длина волокна асбеста в этих жилах достигает иногда 50 - 70 мм, но обычно 10-20 мм и меньше. Мощность серпентинитовых оторочек около этих жил в несколько раз больше мощности асбестовых жил. Общий выход асбеста из рудной массы составляет 1,5 - 2,5 %.

Сложные отороченные жилы хризотил - асбеста встречаются в залежах совместно с простыми, а в некоторых залежах они преобладают. От простых жил сложные отличаются только тем, что вместо одной жилы поперечноволокнистого асбеста наблюдается серия параллельных друг другу жилок, выдержанных по мощности и разделённых промежутками массивного

серпентенита. Мощность сложных отороченных жил асбеста вместе с серпентенитовы оторочками по сторонам различна и составляет от 25 - 30см до 50 - 75 см. Зоны сложных отороченных жил содержат меньше длинного волокна, чем зоны с простыми отороченными жилами, но общий выход асбеста из рудной массы в них выше и достигает 8 - 10%.

Зоны крупной сетки сложены уже в основном серпентинитами, которые пересечены по всевозможным направлениям редкой сетью асбестовых жил, в петлях которых ещё сохраняются ядра серпентинизированных перидотитов размерами от 0,2 - 0,3 до 1 м. Длина волокна асбеста в зонах крупной сетки обычно 8 - 1 5 мм, иногда 20 - 25 мм. Выход асбеста из рудной массы 3 - 8%, в отдельных участках 10 - 12%.

Зоны мелкой сетки асбестовых залежей сложены уже сплошными серпентинитами, пересечёнными густой сетью асбестовых жил мощностью 5 - 8 мм. Зоны мелкой сетки служат исключительно для добычи рядовых руд.

Зоны мелкопрожила представляют собой серии более или менее параллельных жилок асбеста мощностью до 5 - 6 мм среди серпентинитов. Руды из зон мелкопрожила содержат коротковолокнистый асбест при общем содержании его от 2,5 до 3%, хотя в отдельных участках залежей содержание асбеста в них достигает 8 - 10%.

1.2.2.Гидрогеологическая характеристика месторождения.

Гидрогеологические условия Баженовского месторождения определяются особенностями геологического строения и наличием трещиноватости в верхней зоне изверженных и метаморфических пород. В гидрогеологическом отношении месторождение характеризуется распространением трещинных вод.

По условиям нахождения подземных вод, их циркуляции, качеству и дебиту в пределах месторождения выделяют три гидрогеологические зоны:

1. район распространения трещинных вод с небольшим дебитом, приуроченных к массиву габбро.

2. район распространения различных по дебиту со сложными условиями циркуляции и залегания подземных вод, приуроченных к площади развития ультраосновных пород.

3.район распространения слабоминерализированных трещинных вод в восточном гранитном массиве с относительно большим дебитом.

По характеру водообильности породы, слагающие район, могут быть разбиты на три группы:

1. породы, практически водонепроницаемые
2. породы слабоводообильные
3. породы водообильные

К первой группе пород относятся перидотиты и тальково-карбонатные породы. Перидотиты разбиты системой трещин, обусловленных степенью удалённости их от зон разломов и от древней поверхности. Наибольшей трещиноватостю обладает верхняя часть перидотитовых блоков. Ближе к центру ядер и на глубине перидотиты представляют собой более плотные и монолитные породы. Гидрогеологические исследования позволяют считать их практически безводными.

К группе слабоводообильных пород относятся серпентиниты. Наиболее водообильными являются асбестоносные серпентиниты, меньшей водообильностью обладают рассланцованные и отталькованные серпентиниты. В общем водообильность серпентенитов очень незначительная, поэтому они не играют существенной роли в обводнении горных выработок.

Водообильные породы представлены дайками диорит - аплитов. Интенсивная трещиноватость, развитая в диоритах, делает возможным накопление и движение подземных вод в них с достаточно большой скоростью.

Подземные воды приурочены к верхней трещиноватой зоне пород и залегают на глубине от 2 до 10м от поверхности.

Подземные воды месторождения относятся к типу безнапорных, неглубоко залегающих вод. Мощность водоносной зоны определяется глубиной выстрелости и нарушенности горных пород, причём нижняя граница водоносной зоны имеет весьма неровную ограничивающую поверхность и достигает значительных глубин.

Проведёнными гидрогеологическими исследованиями установлено, что с увеличением глубины карьеров приток воды не увеличивается, а, наоборот, уменьшается вследствие уменьшения общей трещиноватости пород с глубиной и сработки статических запасов подземных вод на площади месторождения под влиянием длительного водоотлива.

Основным источником питания подземных вод являются атмосферные осадки. Таким образом, режим подземных и поверхностных вод месторождения находится в прямой зависимости от климатических факторов, оказывающих основное влияние на питание подземных вод.

Наибольшие притоки отмечаются весной при снеготаянии (апрель, май) и летом в период обильных дождей, а минимум - в зимние месяцы.

1.3 Подсчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши

Размеры карьера в плане, его глубина и конфигурация являются главными параметрами карьера, от которых зависят запасы ПИ, объёмы вскрыши, производственная мощность карьера, срок существования карьера, способ вскрытия, схема комплексов механизации.

Углы откосов нерабочих бортов карьера должны удовлетворять требованиям устойчивости, а также условиям размещения на них необходимых площадок.

Ширина и число площадок определяется в зависимости от способа вскрытия. Угол погашения нерабочего борта карьера по разработкам ВНИИМИ принят в районе разведочных линий 1 - 110 - 37°, 111 - 120 - 38°, 221 -460 -39°.

Граничный коэффициент вскрыши для Баженовского месторождения 7,2.

Перспективная глубина и контуры карьера устанавливаются на основании технико - экономических показателей открытых и подземных разработок. Наиболее удобным способом для подсчёта запасов ПИ и объёмов вскрыши является графо - аналитический метод, который применим при различных условиях залегания. Оконтуривание при этом методе производится путём сравнивания контурного коэффициента с граничным.

Объём пустой породы V_m, м^3 , заключённой в торцевом борту карьера по RL - 269 определяется по формуле: (1)

$$Vm = \frac{1}{2} \times D \times Hcp^2 \times ctg\gamma + \frac{\pi}{12} \times H_{ср}^3 \times (ctg^2\alpha_{леж} + ctg^2\alpha_{вис}) =$$
$$= \frac{1}{2} \times 110 \times 160^2 \times ctg39^o + \frac{3.14}{12} \times 160^3 \times (ctg^2 39^o + ctg^2 39^o)$$
$$= 4948019\,м^3$$

D - дно карьера, м

$H_{ср}$ - перспективная глубина, м

Объём пустой породы , м^3 , заключённой в торцевом борту карьера по RL - 250 определяется по формуле:

$$\times D \times H_{ср}^2 \times ctg\gamma + \frac{\pi}{12} \times H_{ср}^3 \times (ctg^2\alpha_{леж} + ctg^2\alpha_{вис}) = \frac{1}{2} \times 218 \times 140^2 \times ctg39^o + \frac{3,14}{12} \times 140^3 \times (ctg^2 39^o + ctg^2 39^o) = 4782360\,м^3$$

(2)

На основании данных по подсчёту запасов по разрезам RL-250 и RL-269 составляется сводная таблица по подсчёту запасов.

Таблица 3

Вид	**RL - 250**	**RL - 269**	**Итого**
Объём вскрыши по разрезу, $м^3$	24460828	37108280	61569108
Объём ПИ по разрезу, $м^3$	20032600	31053400	51086000
Объём вскрыши в торцах, $м^3$	4782360	4948019	9730379
Прирезаемый объём ПИ, $м^3$	0	0	0
Объёмы вскрыши в контурах карьера, $м^3$	71299487		
Объёмы ПИ в контурах карьера, $м^3$	51086000		
Объёмы горной массы в контурах карьера, $м^3$	122385487		

Промышленные запасы $Q_{пром}$, $м^3$ определяются по формуле: (3)

$$Q_{пром} = Q_{геол} \times К_{изв} = 48149600 \times 0{,}98 = 47186608 м^3$$

$К_{изв}$ - коэффициент извлечения

Промышленный коэффициент вскрыши $К_{пром.}$ определяется по формуле:

$$К_{пром} = \frac{W}{Q_{пром}} = \frac{102342074}{47186608} = 2{,}2 \quad (4)$$

W – объем вскрыши в контурах карьера

1.3.1 Определение технических границ карьера

Ширина карьера по перспективному контуру Ш, м по RL - 250 определяется по формуле: (1)

$$= 280 \times ctg39^o + 130 + 20 \times ctg37^o + 50 + 300 \times ctg39^o = 930м$$

D – дно карьера, м

$H_п$ - перспективная глубина, м

Ширина карьера по перспективному контуру *Ш*, м по RL – 269 определяется по формуле:

$$Ш = D + 2 \times H_{пер} \times ctg\gamma = 320 \times ctg39^o + 110 + 20 \times ctg20^o + 300 \times ctg39^o = 930м$$

(2)

Длина карьера по перспективному контуру $L_{кп}$, м определяется по формуле:

$$L_{кп} = l_{зал} + H^{RL-250} \times ctg\alpha + H^{RL-269} \times ctg\alpha =$$
$$676 + 300 \times ctg39^o + 320 \times ctg39^o = 1438м \quad (3)$$

$l_{зал}$ - длина залежи, м

H – перспективная глубина, м

Ширина карьера первой очереди $Ш_к^{1оч}$, м по RL-250 определяется по формуле:

$$Ш_к^{1оч} = H \times ctg\gamma + D + H_p \times ctg\beta + H_з \times ctg\alpha == 120 \times ctg25^o + 30 + 60 \times ctg11^o + 60 \times ctg25^o = 744м$$

(4)

H – глубина карьера первой очереди, м

D – дно карьера первой очереди, м

Ширина карьера первой очереди $Ш_к^{1оч}$, м по RL-269 определяется по формуле:

$$Ш_к^{1оч} = H \times ctg\gamma + D + H_p \times ctg\beta + H_з \times ctg\alpha == 120 \times ctg25^o + 30 + 60 \times ctg11^o + 60 \times ctg25^o = 770м$$

(5)

Длина карьера первой очереди $L_к^{1оч}$, м определяется по формуле:

$$L_к^{1оч} = l_{зал} + 2 \times H_к^{1оч} \times ctg\gamma = 676 + 2 \times 120 \times ctg25^o = 1187м \quad (6)$$

$l_{зал}$ - длина залежи, м

$H_к^{1оч}$ - глубина карьера первой очереди, м

1.4 Основные сведения об организации работ на карьере

Режим работы карьера оказывает существенное влияние на использование времени основных производственных фондов. Режим работы карьера определяет число рабочих и нерабочих дней в году, число рабочих смен в сутки и продолжительность рабочей смены.

На вновь проектируемых предприятиях следует стремиться устанавливать прерывный годовой режим, который позволяет учитывать условия работы и отдыха трудящихся. Однако для многих карьеров, в том числе асбестовых прерывный режим для основных цехов неприемлем в связи с работой асбообогатительных фабрик в непрерывном годовом режиме.

Поэтому основные цеха предприятия: горный, транспортный, отвальный, буровой работают по непрерывному режиму в три смены по 8 часов.

Взрывной цех и вспомогательные цеха работают по прерывному годовому режиму - 1 смена по 8 часов, 2 выходных.

Баланс календарного времени экскаваторного парка:

Календарное число дней в году – 365

Количество праздничных дней в году - 12

Простои по климатическим причинам – 19

Простои по организационным причинам - 14

Среднегодовое число на ремонт экскаватора - 50

Количество рабочих дней экскаватора на погрузку -270

Баланс календарного времени бурового парка:

Количество календарных дней в году – 365

Количество праздничных дней в году – 12

Общероссийские дни отдыха – 104

Простои по климатическим причинам – 1

Простои по организационным причинам – 15

Среднегодовое число на ремонт бурового станка – 20

Количество рабочих дней в году бурового станка - 214

Баланс календарного времени карьерного транспорта:

Календарное число дней в году – 365

Количество праздничных дней в году – 12

Простои по климатическим причинам – 3

Простои по организационным причинам – 6

Среднегодовое число на ремонт автосамосвала – 15

Количество рабочих дней в году автотранспорта – 328

Баланс календарного времени отвального оборудования

Количество календарных дней в году – 365

Количество праздничных дней в году – 12

Простои по климатическим причинам – 2

Среднее число дней на ремонт отвального оборудования – 50

Простои по организационным причинам – 15

Количество рабочих дней в году отвального оборудования – 286

Число рабочих дней в году карьера $N_{\text{раб.год}^{\text{кар}}}$ определяется по формуле:

$$N_{\text{раб.год}^{\text{кар}}} = N_{\text{кал}} - N_{\text{пр}} - N_{\text{кл}} = 365 - 12 - 2 = 351 \text{ дня}$$

Где $N_{\text{кал}}$ – число календарных дней в году

$N_{\text{пр}}$ – число праздничных дней в году

$N_{\text{кл}}$ – простои по климатическим причинам

1.5 Вскрытие месторождения

Вскрытие месторождения – проведение выработок, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению и обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приёмными пунктами на поверхности.

На выбор способа вскрытия влияют: рельеф поверхности, элементы залегания месторождения, инженерно-геологические условия его залегания, производственно-технические условия разработки месторождения, и др., форма и размеры карьера, применяемая система разработки, выбранный тип горно-транспортного оборудования, производственная мощность, расположение технических сооружений на поверхности.

При проектирований карьера с целью уменьшения годовых объемов вскрышных работ устанавливают разбивку карьера на очереди, что позволяет с минимальными затратами провести горные капитальные работы и поэтому исходными данными для принятия схемы вскрытия являются параметры карьера первой очереди.

Карьер вскрывается петлевыми съездами. Вскрытие начинается с высотной отметки 230 м. Смена направления движения производится на 7 горизонте с высотной отметкой в 146 м. Каждый съезд имеет руководящий уклон 80%o, длину 150 м. и площадку примыкания 30 м.

1.5.1 Производственная мощность карьера

Годовая производственная мощность карьера по добыче ПИ задана в проекте и составляет 4,3 млн. т/год. Между годовыми объёмами работ в карьере по ПИ, по вскрыше и по горной массе существует определённая взаимосвязь, зависящая от промышленных коэффициентов вскрыши.

Годовая производственная мощность карьера по вскрыше , /год определяется по формуле:

$$П_{вск}^{год} = П_{пи}^{год} \times K_{пр} \times K_{нер} = 1520000 \times 1,4 \times 1,1 = 23400 \text{ год} \quad (1)$$

- промышленный коэффициент вскрыши

- коэффициент неравномерности работы предприятия

- годовая производственная мощность карьера по ПИ

Годовая производственная мощность карьера по горной массе $П_{гм}^{год}$, $м^3$/год определяется по формуле:

$$П_{гм}^{год} = П_{пи}^{год} + П_{вск}^{год} = 1520000 + 2340000 = 3 \text{/ год} \quad (2)$$

Суточная производительность карьера по горной массе , /год определяется по формуле:

$$П_{гм}^{сут} = \frac{П_{гм}^{год}}{N^{кар}} \text{/сут} \quad (3)$$

- число дней работы карьера в год

Суточная производительность карьера по ПИ , / сут определяется по формуле:

$$П_{пи}^{сут} = \frac{П_{пи}^{кар}}{} = /сут \quad (4)$$

Суточная производительность карьера по вскрыше , /сут определяется по формуле:

$$П_{вск}^{сут} = \frac{П_{вск}^{кар}}{} = /сут \quad (5)$$

Сменная производительность карьера по горной массе , /см Определяется по формуле:

$$П_{гм}^{смен} = \frac{П_{гм}^{сут}}{} /см \quad (6)$$

– количество смен в сутки

Сменная производительность карьера по ПИ , /см определяется по формуле:

$$П_{пи}^{смен} = /см \quad (7)$$

Сменная производительность карьера по вскрыше , /см определяется по формуле:

$$П_{вск}^{смен} = /см \quad (8)$$

Ориентировочный срок службы карьера , лет определяется по формуле:

$$T_{сл}^{кар} = года \quad (9)$$

- промышленные запасы ПИ

Полный срок существования карьера , лет определяется по формуле:

$$T_{\text{сущ}}^{\text{кар}} = T_{\text{сл}}^{\text{кар}} + T_{\text{стр}}^{\text{кар}} + T_{\text{зат}}^{\text{кар}} = 34 + \text{лет} \quad (10)$$

- срок строительства карьера

-срок затухания и свертывания работ

2 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Проведение траншей

Одним из основных факторов, определяющих развитие горных работ в карьере является проведение капитальных и разрезных траншей. От скорости проведения траншей зависит развитие фронта горных работ в карьере, а следовательно производственная мощность карьера, поэтому необходимо выбрать такой способ проведения траншей, который обеспечивает заданную производственную мощность карьера и экономичность горных работ.

Проведение траншей в скальных породах производится с применением

БВР с использованием автотранспорта.

Ширина траншей по низу зависит от вида транспорта, числа полос движения, параметров проходческого оборудования и способа проходки траншеи с обязательным учётом устойчивости бортов.

В данном проекте при глубине траншеи 10 м, руководящем уклоне 0,08 предусматривается проведение траншей с внутренним заложением.

В качестве проходческого оборудования в траншее используется экскаватор ЭКГ - 8и, в качестве транспортного средства вагон ВС-145, тяговый агрегат ПЭ-2М.

Ширина траншеи по низу определяется в зависимости от вида транспорта, числа полос движения, параметров проходческого оборудования и способа проведения траншей с учетом устойчивости бортов. Ширина траншеи по низу при послойном проведении траншей определяется графическим путем:

Глубина слоя , м, пределяется по формуле:

$$h_{сл} = H_р - H_в + 1 = 9{,}2 - (\quad (1)$$

высота разгрузки

высота вагона

Так как последний слой проводится с погрузкой на уровне стояния экскаватора, то число слоев N, сл, определяется по формуле:

$$N = \frac{H}{h} \quad (2)$$

Длину капитальной траншеи Lкап.тр, м, определяется по формуле:

$$Lкап.тр \quad (3)$$

Нтр – глубина траншеи,

i – руководящий уклон.

Ширину траншеи по низу В1, м, определяется по формуле:

$$B1 = 2R_{чу} + 21 = 2 \times 12{,}2 + 2 \times \quad (4)$$

Rк – радиус вращения кузова экскаватора,

1 – зазор

Ширину траншеи по верху В, м, определяется по формуле:

$$B = B1 + 2 \times Hтр \times ctg\alpha = 26{,}5 + 2 \times 12 \times 0{,}46 = \; (5)$$

– угол откоса борта траншеи ( )

Ширина 2,3 слоя, м, определяется по формуле:

$$B = R_{вр} = 21 = 2 \times 7{,}62 \quad (6)$$

- радиус вращения

Длину разрезной траншеи Lразр.тр, м, определяется по формуле:

$$Lразр.тр = Lк.п = 1187м$$

Lк.п – длина карьерного поля.

Объем капитальной траншеи Vкап.тр, , определяется по формуле:

$$V_{кап.тр} = \frac{H_{тр}}{i} \times \left(\frac{B1}{2} + \frac{Hтр}{3tg\alpha}\right) = \frac{12}{0{,}04} \times \left(\frac{26{,}5}{2} + \frac{12}{3 \times 0{,}46}\right) = 744 \quad (7)$$

Объем разрезной траншеи Vразр.тр, , определяется по формуле:

$$V_{разр.тр} = \frac{(B1+B)}{2 * H \; *} = \frac{(26{,}5+35{,}5)}{2 \times 12 \times 1187} \quad (8)$$

Срок проведения разрезной траншеи Тразр.тр, сут, определяется по формуле:

$$T_{разр.тр} = \frac{V_{разр.тр}}{\text{П} \; * K} = \frac{4}{(4} \quad (9)$$

Vразр.тр – объем разрезной траншеи.

Ксн – коэффициент снижения производительности экскаватора в траншее (0,8).

Псут – суточная производительность экскаватора

Срок проведения разрезной траншеи Ткап.тр, сут, определяется по формуле:

$$T_{\text{кап.тр}} = \frac{V_{\text{кап.тр}}}{\text{П}_{\text{сут}} \cdot K_{\text{сн}}} = \frac{74464}{(4296 \cdot 0,8)} = 22\text{сут}$$

Скорость проведения разрезной траншеи , м/мес, определяется по формуле:

$$v_{\text{разр.тр}} = \frac{L_{\text{разр.тр}} \times 30}{T} = \frac{1187 \times}{128} \quad (10)$$

2.2. Общий объем горнокапитальных работ

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений фронт работ карьера непрерывно перемещается к его положению как в плане, так и по глубине.

Перемещение фронта горных работ характеризуется интенсивностью отработки месторождения, которая зависит от производственной мощности карьера, от вида погрузочного и транспортного оборудования. Интенсивность горных работ в значительной мере зависит от подготовки нового горизонта. Подготовка нижележащих горизонтов может быть начата только после производства определённого объёма горных работ на вышележащем уступе.

Годовое продвижение фронта работ , м определяется по формуле:

$$v_{\text{пр.ф.р.}}^{\text{год}} = \frac{\text{П}_{\text{гм}}}{\text{кар}} =$$ (1)

Объем горных работ по рсширению горизонта , определяется по формуле:

$$V_{\text{рас}}^{\text{гор}} = X \times H_y \times L_{\text{фр.г.р}}^{y} = 102 \times 12 \times 1223 = 149695$$ (2)

Объем горных работ по подготовке нового горизонта , определяется по формуле:

=

$$V_{\text{рас}}^{\text{гор}} + V_{\text{кап.тр}} + V_{\text{разр.тр}} = 1496952 + 74484 + 441567 = 2013003\text{м}$$

(3)

Время подготовки нового горизонта , месс пределяется по формуле:

$$T_{\text{нов}}^{\text{гор}} = \frac{V_{\text{нов}}}{\text{мес}} + T_{\text{кап.тр}} + T_{\text{раз.тр}} = \frac{2013003}{117600} + 0,7 + 4,1 = 22$$ (4)

- месячная производительность экскаватора, /месс

n –количество экскаваторов на горизонте

Годовая углубка карьера *У*, м/год определяется по формуле:

У = (5)

2.3 Система разработки

Использование железнодорожного транспорта обусловлено большой длиной карьерного поля и большой производственной мощности карьера. Исходными данными для принятия схемы вскрытия являются параметры карьера первой очереди.

Трасса капитальной траншеи располагается на нерабочем борту карьера, причем съезды располагаются так, что позволяет заложить больше съездов в одном направлении, и обеспечивает меньшие сроки строительства карьера. Вскрытие карьера производится с высотной отметки 230, съезд имеет длину 300 м, площадки примыкания имеют длину 140 м. направление движения сменяется на отметке 194.

Уклоны съездов приняты в зависимости от вида транспорта, так как при вывозе горной массы используется железнодорожный транспорт, то уклон принят 40 %.

Преимущества данной схемы вскрытия обеспечивает безопасность работ, большую пропускную способность транспортных коммуникаций, при сложной схеме путевого развития, обеспечение большой производственной мощности, позволяет использовать всю длину карьерного поля и является рациональной для вскрытия данного месторождения.

2.3.1 Обоснование высоты уступа

При выборе высоты уступа руководствуются условиями безопасности ведения горных работ, физико-механическими свойствами пород, типом погрузочного оборудования и его рациональным использованием. Высота уступа должна обеспечивать необходимую производительность и эффективность работ в карьере.

Увеличение высоты уступа позволяет: сократить число горизонтов в карьере, повысить производительность экскаватора вследствие уменьшения числа передвижек экскаватора в забое, применить более мощное и высокопроизводительное горно-транспортное оборудование; уменьшить общий объем буровых работ. При установлении высоты уступа учитывают способ выемки горных пород. При наклонных и крутопадающих месторождениях, характеризующихся наличием крепких горных пород, высота экскаваторного уступа определяется следующими факторами: свойствами взрываемой горной массы, характером и параметрами процесса обрушения пород при подработке забоя и рабочими параметрами экскаватора.

Максимальная высота уступа регламентируется правилами технической эксплуатации по условию , . Одновременно с этим высота уступа должна составлять не менее 2/3 высоты расположения напорного узла экскаватора, так как при меньшей высоте уступа снижается производительность экскаватора, вследствие не заполнения ковша при черпании.

В конкретных горнотехнических условиях высоту уступа выбирают соответствующей наиболее безопасным и экономичным условиям ведения горных работ.

На основании выше изложенного в данном проекте при принятом погрузочном оборудовании ЭКГ-8и высота уступа принята 12 метров.

2.3.2 Расчёт ширины рабочей площадки

Рабочая площадка предназначена для размещения горно - транспортного оборудования и производства взрывных и выемочнопогрузочных работ.

Ширина рабочей площадки . , м определяется по формуле:

$$Ш_{р.пл} = B_р + T + d + T_1 = A' = 34 + 7 + 6 + 4 + 23{,}5 = 74{,}5м \quad (1)$$

- ширина развала, м

T – ширина автодороги, м

d – полоса под ЛЭП, м

- ширина заходки по массиву, м

Ширина заходки по массиву , м определяется по формуле:

$$A' = W = b(n_р - 1) = 8{,}5 + 7{,}5 \times (3 - 1) = \quad (2)$$

W – линия сопротивления по подошве, м

b – расстояние между рядами скважин, м

– количество рядов скважин

2.3.3 Расчёт длины блока и фронта горных работ

Протяжённость фронта горных работ карьера зависит от производственной мощности, параметров карьера, качественной характеристике месторождения и физико - механических свойств пород, погрузочного и транспортного оборудования.

Длина блока влияет на интенсивность отработки и производительность экскаватора.

Длина фронта горных работ , м зависит от длины карьерного поля и определяется по формуле:

$$L^{у}_{фр.г.р} = \frac{(L_{кп} - 2h_{н.з} \times ctg\gamma p)}{2} = \frac{118? + (118? - 2 \times 60 \times ctg25^{\circ})}{2}$$

(1)

– длина карьерного поля первой очереди, м

- высота нерабочей зоны законсервированного борта карьера, м

Длина фронта работ карьера ., м определяется по формуле:

$$= L^{у}_{фр.р} \times n_{р} =$$ (2)

– число рабочих уступов

Минимальная длина блока , м определяется по формуле:

$$L^{min}_{бл.э} = \frac{Q_{сут} \times n}{A \times B} =$$ (3)

– суточная производительность экскаватора,

n – запас разрыхленной горной массы, сут

- ширина заходки по массиву, м

– высота уступа, м

Действительная длина экскаваторного блока , м определяется по формуле:

$$L^{действ}_{бл.} = \frac{L_{фр}}{K}$$ (4)

K – количество экскаваторов на уступе

n – количество блоков на уступе

2.4 Буровзрывные работы

2.4.1 Буровые работы

Таблица 4 «Характеристика физико – механических свойств пород Баженовского месторождения»

Наименование горной породы	Плотность т/м^3	Коэф. крепости	Коэф. трещиноватости	Предел прочности, МПа, на:		
				сдвиг	растяж.	сжатие
Габбро	3,02	15,2	1,05	75,0	23,3	144,7
Диориты	2,83	17,3	1,05	80,0	21,6	135,0
Перидотиты	2,82	13,7	1,05	70,0	20,0	138,8
Кварц-карбонатные породы	2,67	8,8	1,15	38,0	13,4	94,5
Серпентиниты	2,68	9,6	1,1	52,0	18,5	103,6

Расчёт производится по Диориты, Перидотиты. Подготовка скальных пород к экскавации - это один из самых трудоемких и дорогостоящих процессов, предопределяющий эффективность всех последующих звеньев технологической цепи. В проекте принят буровзрывной способ подготовки пород к выемке. При данном способе рыхления горной массы на уступе бурятся вертикальные скважины станками шарошечного бурения. Проектом принят

буровой станок 2СБШ - 200 - 32 с диаметром долота 215,9 мм, с глубиной бурения 32м.

Показатели	2СБШ-200-32
Диаметр долота, мм	215-244,5
Глубина скважины, м, не более	32
Направление бурения к вертикале, градус	0;15;30
Длина штанги/ход непрерывной подачи	8/1
Осевое усилие, кН, не более	300
Скорость подачи/подъёма бурового снаряда, м/с	0,025/0,48
Частота вращения долота,	0,2 – 4,0
Крутящий момент на вращателе, кН.м	6,65-2,12
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417
Мощность электродвигателей, кВт:	
установленная	350
вращателя	60
компрессора	200
хода	32
Ходовое оборудование	Э-1252
Скорость движения, км/ч	0,6
Давление на грунт, МПа	0,1
Габариты, мм	9180х4600х13840
Масса станка, т	55

Таблица 5 «Техническая характеристика бурового станка»

Применение этих станков обусловлено тем, что они обладают высокой производительностью, высоким уровнем автоматизации и механизации процессов бурения, бурение скважин в породах любой крепости, с любыми физико-механическими свойствами.

Расчёт параметров БВР выполняется по породам диориты, перидотиты. Сухие скважины.

Ориентировочно диаметр скважины , мм определятся по формуле:

$$d_{скв} \approx 120 \div 150 \times \sqrt[4]{П} \approx 145 \times \sqrt[4]{4,64} \quad (1)$$

П – годовая производственная мощность карьера по горной массе, млн. /год.

Полученное значение диаметра принимают ближайшим по технической характеристике станка.

Техническая производительность бурения скважин, , м/час станками СБШ определяется по формуле:

$$V_{бур} = \frac{P_o \times n_в^{0,9}}{п^{1,6} \times d} = \frac{2884,6}{16,7^{1,6}} \quad (2)$$

– оптимальное осевое усилие, кН

– оптимальная частота вращения бурового става,

- показатель буримости пород

- диаметр долота, см

Показатель буримости горных пород определяется по формуле: (3)

$$+ \qquad G_{\text{сдв}}) + 0{,}7 \times j = 0{,}07 \times (136{,}9 + 75) + 0{,}7 \times 2{,}82$$

– предел прочности породы на сжатие, МПа

- предел прочности породы на сдвиг, МПа

j – плотность пород, т/

По показателям буримости $П_б$ определяется класс горных пород:

I - легко буримые ($П_б$= 1 - 5)

II - средней трудности бурения ($П_б$=5 - 10)

III - труднобуримые ($П_б$=10 - 15)

IV - весьма труднобуримые ($П_б$ =l 5 - 20)

V - исключительно труднобуримые ($П_б$ =20 - 25)

Оптимальное осевое усилие P_o, кН определяется по формуле:

$$P_o = K \quad П_б \quad _{дол} = 0{,}8 \quad 16{,}7 \quad 215{,}92 = 2884{,}6\text{Н} \qquad (4)$$

$d_{дол}$ - диаметр долота, см

$П_б$ - показатель буримости пород

K- коэффициент, зависящий от показателя буримости

Оптимальное осевое усилие не должно превышать максимального указанного в технической характеристике станка.

Таблица 3 « Значение коэффициента К от показателя буримости горных пород»

По	>8	10	12	14	16	18
К	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Сменная производительность бурового станка *А*, м/см определяется

по формуле:

$$A = (T_{см} - (Tпз + T_{р} + T_{в}) \times V_{бур} = (8 - (0,3 + 0,5 + 0,3)) \times 8,4 = 58\ м/см \quad (5)$$

$T_{см}$ - продолжительность смены, ч

$T_{пз}$ - подготовительно - заключительные операции в течении смены, ч

$T_{в}$ - затраты времени на вспомогательные операции в течении смены, ч

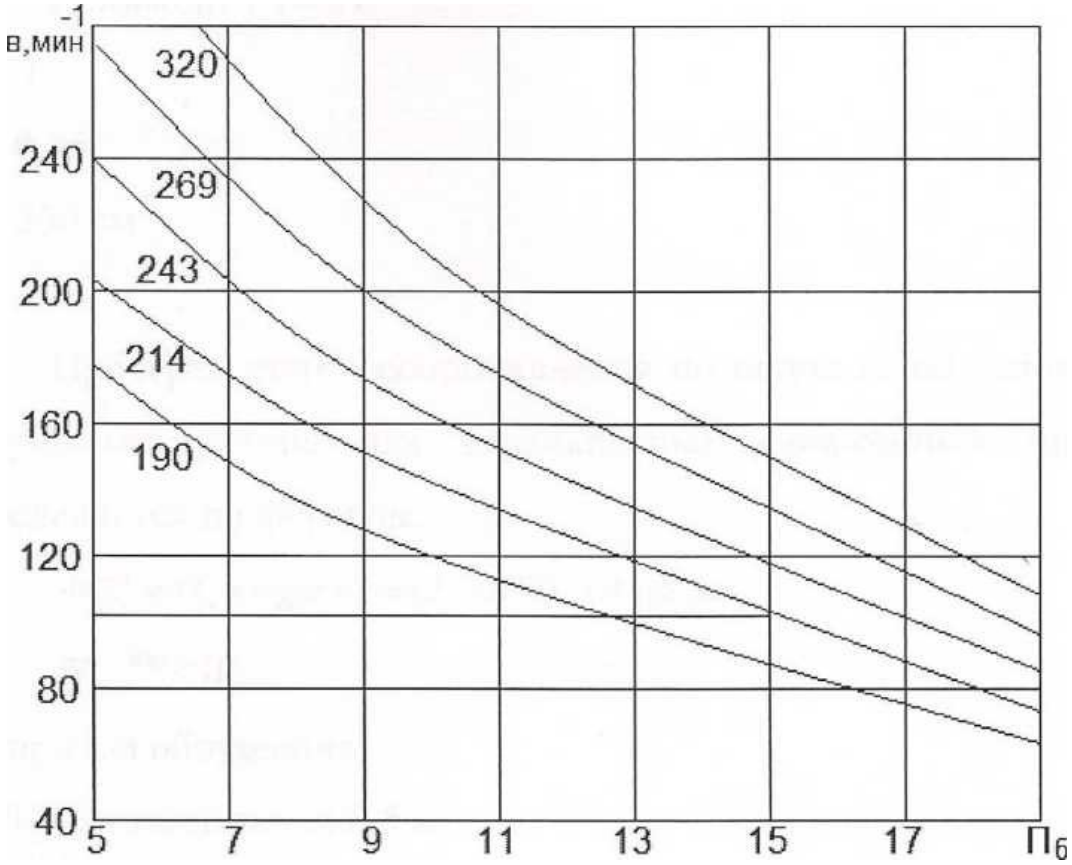
Вместимость погонного метра скважины p, кг/пм определяется по формуле:

$$p = 7,85 \times d^2_{ске} \times \Delta = 7,85 \text{ x } 2,26^2 \times 0,95 = 38\ кг/пм \quad (6)$$

- плотность заряда в скважине, кг/

$d_{ске}$ -диаметр скважины,дм

Рисунок 1 «Зависимость оптимальной скорости вращения бурового става станков СБШ от $П_б$ и $d_{дол}$»



Величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве $W_{лсп}$, м для вертикальных скважинных зарядов определяется по формуле:

$W_{лсп=}53 \quad K_m \quad a_{ске}$

$\overline{\times\Delta} \times (1{,}6 - 0{,}5)m = 53 \times 1{,}05 \times 0{,}22 \times \sqrt{\frac{1*0{,}95}{2{,}825}} \times (1{,}6 - 0{,}5) \times 0{,}9 = 7м$

(7)

$к_т$ - коэффициент трещиноватости

$d_{ске}$ - диаметр скважины, м

Диаметр скважины $d_{скв}$, м определяется по формуле:

$a_{скв} = d_{дол} \qquad _{разб =}215,9\text{x}1{,}05 = 227мм$

(8)

$_{разб-}$ коэффициент разбуривания скважины

j - плотность пород

m - коэффициент сближения скважин

$к_п$ - поправочный коэффициент ВВ по отношению к аммониту (гранулит АС- 4- 0,98)

- плотность заряда в скважине, кг/дм^3

Граммонит 79/21

$к_п$= 1

= 0,95

P=360 см^3

Проверка линии сопротивления по подошве по условию безопасности обуривания уступа для вертикальных скваженных зарядов $W_{min}^{без}$,м определяется по формуле:

$W_{min}^{без}=H_y \quad ctg \quad +c=12 \quad ctg70 \qquad м$ (9)

$W_{min}^{без} \quad W_{лсп}$

c - призма обрушения

За $W_{расч}$ принимается 8,5 м

Длина скважины $1_{скв,}$ м определяется по формуле:

$$1_{скв} = H_у + 1_{пер} = 12 + 2{,}2 = 14{,}2м \quad 14{,}5м \qquad (10)$$

$1_{пер}$ - величина перебура, м (10 - 15 $d_{скв}$)

Расстояние между скважинами в ряду a, м определяется по формуле:

$$a = W_{лсп} \quad m = 8{,}5 \quad 0{,}9 \quad 7{,}5м \qquad (11)$$

Расстояние между рядами скважин b, м определяется по формуле:

$$b = 1 \quad a = 1 \quad 7{,}5 = 7{,}5\ м \qquad (12)$$

Полученные значения $l_{скв}$, a, b округляются до ближайших стандартных с шагом 0,5 м.

Определение выхода горной массы j, м^3 /пм с одного погонного метра скважины определяется по формуле:

$$J = \quad = \quad = 49\ м^3/пм \qquad (13)$$

Годовой объем буровых работ в карьере $Q_{бур.раб.}^{год}$, м/год определяется по формуле:

$$Q_{бур.раб.}^{год} = \quad = \quad = 78775\ м/год \qquad (14)$$

Годовая производительность бурового станка $Q_{бур.ст.}^{год}$, м/год определяется по формуле:

$$Q_{бур.ст.}^{год} = Q_{бур.ст.}^{см} \quad n \quad N_{раб} = 58 \quad 3 \quad 214 = 37236\ м/год \qquad (15)$$

n -количество смен в сутки

Количество буровых станков $N_{бур.ст.}$, шт определяется по формуле:

$$N_{бур.ст} = \quad = \quad 2шт \qquad (16)$$

2.4.2 Взрывные работы

После обуривания блока производится его зарядка и взрывание. В качестве ВВ в сухих скважинах используется Граммонит 79/21. Представляет собой хорошо сыпучую механическую смесь гранулированной селитры с чешуированным тротилом. Применяется в горной промышленности на открытых работах и в шахтах, не опасных по газу или пыли, с ручным и механизированным заряжанием сухих и мокрых (обезвоженных) шпуров, скважин, камер.

Вес скважинного заряда для первого ряда скважин $Q_{скв}^{1р}$, кг определяется по формуле:

$$Q_{скв}^{1р} = q \quad W \quad H_y \quad a = 0{,}48 \quad 8{,}5 \quad 12 \quad 7{,}5 = 367 кг \qquad (1)$$

q - удельный расход ВВ, кг/м^3

W — линия сопротивления по подошве, м

H_y - высота уступа, м

a - расстояние между скважинами в ряду, м

Вес скважинного заряда для второго и последующего рядов $Q_{скв}^{2р}$, кг определяется по формуле:

$$Q_{скв}^{2р} = q \quad b \quad H_y \quad a = 0{,}48 \quad 7{,}5 \quad 12 \quad 7{,}5 = 324 кг \qquad (2)$$

b- расстояние между рядами скважин, м

Удельный расход ВВ q, кг/м^3 определяется по формуле:

$$q = \quad = \quad = 0{,}48 \; кг/м^3 \qquad (3)$$

P - работоспособность ВВ, см^3

f - крепость пород

Вместимость одного погонного метра скважины р, кг/п.м.,

определяется по формуле:

$$P = 7{,}85 \cdot d_{вк}^2 \cdot \Delta = 7{,}85 \cdot 2{,}26^2 \cdot 0{,}95 = 38{,}5 \text{ кг/пм} \qquad (4)$$

Длина заряда $l_{зар}$, м определяется по формуле:

$$l_{зар} = \quad = \quad = 8{,}5м \qquad (5)$$

- вместимость погонного метра скважины, кг/пм

Длина забойки $l_{заб}$, м определяется по формуле:

$$l_{заб} = l_{скв} - l_{зар} = 14{,}5 - 8{,}5 = 6\ м \qquad (6)$$

Величина забойки $l_{заб}$ должна быть в пределах $0{,}6 * W_{лсп} < l_{заб} < W_{лсп}$:

0,6*8,5<6<8,5 - величина забойки соответствует условиям

Ширина развала пород B_p, м определяется по формуле:

$$B_p = K_з \times K_е \times \sqrt{q} \times H_y + b \times (n-1) = 0.9 \times 2.5 \times \sqrt{0.48} \times 12 + 7{,}5 \times (2-1) = 34м \qquad (7)$$

K_3 - коэффициент дальности отброса пород

K_6 - коэффициент, характеризующий взрываемость пород

n - число рядов скважин

H_y - высота уступа, м

2.4.3 Механизация зарядных и забоечных работ

После обуривания скважин необходимо произвести зарядку и забойку. Зарядка Граммонита 79/21 производится при помощи зарядной машины ТЗМ-1, изготовленной на базе автомобиля КрАЗ-256Б. Грузоподъёмность 12 т, производительность до 600 кг/мин. Машина оснащена современной гидравликой на основе лучших отечественных и импортных комплектующих изделий, а также системой автоматики, позволяющей управлять процессом заряжания в автоматическом и ручном режимах; контролировать работу каждого механизма и

отключать его автоматически при возникновении внештатных ситуаций. Эксплуатация при температуре от -30° до+ 40°С.

Забойка скважин занимает значительное время, существенно увеличивая сроки подготовки взрывов и связанные с этим простои оборудования, но она необходима для увеличения эффективности взрывных работ. Для забоечных работ используется машина марки ЗС -1Б, на базе автомобиля МАЗ - 509. В качестве забойного материала используют отходы обогатительных фабрик. Применение ленточного конвейера боковой разгрузки забоечного материала обеспечивает высокое качество забойки скважин, увеличивает производительность машины, позволяет водителю машины вести наблюдение за процессом забойки скважины.

2.4.4 Дробление негабарита

При принятой технологии отбойки горной массы вертикальными скважинными зарядами выход негабарита недолжен превышать 2,4%. Негабаритом считаются куски породы или руды, не удовлетворяющие условиям погрузки, транспортирования или техническим условиям.

По техническим условиям максимальный размер куска руды на обогатительной фабрике 1,3 м.

Максимальный размер куска по условиям погрузки *А*, м определяется по формуле:

$$A = 0{,}8 \times \sqrt[3]{E} = 0{,}8 \times \sqrt[3]{5{,}2} = 1{,}36\ м \qquad (1)$$

Е - ёмкость ковша экскаватора, м ^{3}

Дробление негабарита в карьере производится пневмобутобоями

Б-2М на базе экскаватора ЭО 3322Б1.

Пневмобутобой выполнен как навесное оборудование к экскаватору и устанавливается на место ковша экскаватора. Размеры негабарита влияют как на время так и на качество дробления. Длительность разрушения куска негабарита не превышает 1 - 2 минуты.

Сменная производительность пневмобутобоя 200 м^3 в смену.

Таблица 6 «Техническая характеристика пневмобутобоя Б - 2М»

Показатели	
Энергия единичного удара, кДж	1100
Число ударов в минуту, уд/мин	600
Ударная мощность, кВт	11
Расход воздуха, м^3 /мин	15
Масса пневмобутобоя, кг	300
Тип экскаватора	Э0 3322Б1

Годовой объём работ по вторичному дроблению $У_{вт.др}^{год}$, м^3 определяется по формуле:

$$У_{вт.др}^{год} = П_{гм} \times z = 4670000 \times 0.0248 = 115816\ м^3/год \quad (2)$$

z - выход негабарита, %

$П_{гм}$ - годовая производственная мощность карьера по горной массе м^3 /год

Количество установок по дроблению негабарита в карьере *Nуст*, шт определяется по формуле:

$Nуст =$ $=$ $=2\ шт$ (3)

$П_{см}$ - сменная производительность пневмобутобоя, м

n- число смен в сутках

$N_р$ - число рабочих дней в году.

2.5 Экскавация

Одноковшовые экскаваторы применяют в разнообразных

горнотехнических условиях при любой крепости пород. Мягкие и плотные породы разрабатываются одноковшовыми экскаваторами без применения взрывных работ. Выемка скальных пород осуществляется с обязательным рыхлением их взрывом. При проектировании выемочно - погрузочных работ в крупнотрещиноватых, трудновзрываемых скальных массивах, предпочтение следует отдавать экскаваторам с большими напорным усилием и ёмкостью ковша. Отношение ёмкости транспортного сосуда (думпкара, автосамосвала, загрузочного бункера) к ёмкости ковша экскаватора должно быть не менее 3.

Работа карьерных мехлопат при транспортной системе разработки производится с погрузкой в средства транспорта, расположенные на горизонте установки экскаватора. Работа с верхней погрузкой может быть принята только при нарезке новых горизонтов или проведении траншей.

Согласно правилам безопасности высота забоя экскаватора не должна превышать максимальной высоты черпанья экскаватора.

В скальных породах забоем экскаватора является развал, высотой которого и определяются безопасные условия работы экскаватора.

Часовая производительность экскаватора ЭКГ-8И $Q_{час}$, м^3/час определяется по формуле:

$$Q_{час} = \quad = \quad = 179 \ м^3/час \qquad (1)$$

E - ёмкость ковша экскаватора, м^3

$K_н$ - коэффициент наполнения ковша экскаватора

$K_и$ - коэффициент использования кузова автосамосвала

$K_р$ - коэффициент разрыхления горной массы

$T_ц$ - продолжительность цикла, с

Продолжительность цикла $T_ц$, с определяется по формуле:

$T_ц = T_ч + T_{пов} + T_р = 14,1 + 26,1 + 27 = 42,9c$ (2)

$T_ч$ - продолжительность черпания, с

$T_{пов}$ - продолжительность поворота, с

$T_р$ - продолжительность разгрузки, с

Продолжительность черпания $T_ч$, с определяется по формуле:

$T_ч = \quad + \quad = \quad + \quad = 14,1c$ (3)

$d_{ср}$ - размер среднего куска, м

E - ёмкость ковша экскаватора, м^3

Размер среднего куска $d_{ср}$, м определяется по формуле:

$d_{ср} = (0,3 \div 0,4) \times \quad = 0,3 \times \quad = 0,6\ м$ (4)

Продолжительность поворотов $T_{пов}$, с определяется по формуле:

$T_{пов} = (10 + E) + 0,18 \times (\beta - 90°) = (10 + 8) + 0,18 \times (135^o - 90°) = 26,1c$ (5)

β-средний угол поворота экскаватора

Сменная производительность экскаватора ЭКГ-8И $Q_{см}$, м^3 /см определяется по формуле:

$Q_{см} = Q_{час} \times t = 179 \times 8 = 1432\ м^3/см$ (6)

t - продолжительность смены, ч

Суточная производительность экскаватора ЭКГ-8И $Q_{сут}$, м^3 /сут, определяется по формуле:

$Q_{сут.} = Q_{см} \times n_{см} = 1432 \text{ x } 3 = 4296\ м^3/сут$ (7)

n - число смен в сутки

Годовая производительность экскаватора ЭКГ-8И $Q_{год}$, м^3 /год, определяется по формуле:

$Q_{год} = Q_{сут} \times N_р = 4296 \times 270 = 1159920\ м^3/год$ (8)

$N_р$ - число рабочих дней в году на погрузку

Количество экскаваторов в карьере $N_{экс}$, шт определяется по формуле:

$N_{экс}$= = = 4 *шт* (9)

$W_{гм}$- производственная мощность карьера по горной массе

$K_н$ - коэффициент неравномерности работы предприятия

Ширина экскаваторной заходки *А*, м определяется по формуле:

$A=R_{ч.у.}+0,9\times R_р^{max} - C = 1262+0,8x1663-4=21м$

$R_{ч.у}$ - радиус черпанья на уровне установки экскаватора.

$R_р^{max}$ - максимальный радиус разгрузки.

С - безопасное расстояние то развала до оси железнодорожных путей.

Таблица 7 - Техническая характеристика экскаватора ЭКГ-8И

Параметры	ЭКГ - 8 И
Емкость ковша, куб.м.	8
Длина стрелы, м	13,35
Длина рукояти, м	11,51
Макс, радиус черпания на уровне стояния Rч.у.м	12,2
Максимальный радиус черпания R ч. шах. м	18,2
Максимальный радиус разгрузки Rp. max. м	16,3
Высота разгрузки H р. м	9,2
Максимальная высота черпания H ч. шах. м	12,5
Радиус разгрузки R р. м	15,6
Максимальная высота разгрузки H р. шах. м	16,3
Радиус вращения кузова R к. м	7,62
Ширина кузова, м	6,5
Мощность сетевого двигателя, кВт	630
Продолжительность цикла, с	26
Ширина гусеничной цепи, м	1,4
Длина гусеничного хода, м	8
Подводимое напряжение, В	6000

2.6 Карьерный транспорт

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы от забоев до пунктов разгрузки. Он является связующим звеном в общем технологическом процессе. От четкой работы карьерного транспорта зависит эффективность разработки месторождения.

Трудоемкость процессов транспортирования весьма высока. Затраты на транспортирование и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45-50% общих затрат на добычу полезного ископаемого.

Железнодорожный транспорт применяется при рациональном расстоянии транспортирования 5-15 км.

Исследования в области карьерного транспорта и опыт многолетней эксплуатации показали, что наиболее эффективной для карьерных условий является электрическая тяга, Обладающая тягово-эксплуатационными преимуществами перед другими видами тяги.

Основные преимущества электротяги: эффективность работы на подъемах до 40-50‰, а при использовании моторных думпкаров до 60-80‰; высокая удельная мощность локомотивов и способность выдерживать значительные кратковременные перегрузки; сравнительная высокая экономичность (к.п.д. системы составляет 14-16%, а к.п.д. самого электрического локомотива составляет 90-95%); возможность увеличения сцепного веса, объединением нескольких секций; сокращение простоев под экипировкой, которая сводится только к заправке песком; комфортабельные условия работы локомотивных бригад;

малая чувствительность к изменениям климатических условий; малые затраты энергии во время погрузки и разгрузки составов.

Электрическая тяга применяется при различных системах тока и разных напряжениях. При электрификации на постоянном токе допускается применения напряжения 1500 и 3000 В на токоприемнике электровоза. При

электрификации на переменном токе получает применение система однофазного тока промышленной частоты 50Гц, напряжением 10 и 25 кВ.

На основании вышеперечисленного в данном проекте для транспортирования горной массы принят тяговый агрегат ПЭ-2м и думпкары ВС-145.

Таблица 8 - техническая характеристика ПЭ-2М

Наименование	значение
Сцепная масса, т	368
Сцепной вес, кН	3680
Осевая формула	$3(2_0\text{-}2_0)$
Напряжение сети, кВ	1,5/2
Скорость, км/ч	13,6/28,9
Нагрузка на ось, кН	310
Грузоподъемность моторного думпкара, т	45
Длина по осям автосцепок, мм	51306
Наименьший радиус кривой, мм	80

Таблица 9 – техническая характеристика вагона ВС-145

Наименование	значение
Грузоподъемность, т	145
Геометрический объем кузова, $м^3$	68
Тара вагона, т	72

Коэффициент тары	0,5
Число осей	8
Нагрузка на ось, кН	265
Длина вагона по осям автосцепок, мм	17630

2.6.1 Эксплуатационные расчеты при железнодорожном транспорте.

Тяговое усилие, развиваемое при движении на уклоне $F_К$, кН, определяется по формуле:

$$F_К<1000\times m_л g\times \varphi=1000\times 368\times 9{,}81\times 0{,}25=902250 \text{ Н} \quad (1)$$

$m_л$ — масса локомотива, т.

$m_л g$- сцепной вес локомотива

φ - коэффициент сцепления.

По тяговой характеристике этому значению силы тяги соответствует скорость движения 25 км/ч.

Основное сопротивление локомотива, увеличенное на 20%, ω_0' ,Н/кН при движении вагонами вперед, определяется по формуле:

$$\omega_0' = (2{,}8 + 0{,}08\, v) * 1{,}2 = (2{,}8 + 0{,}08 \times 25) * 1{,}2 = 5{,}8 \qquad (2)$$

v –скорость движения.

Основное сопротивление движения думпкаров $со_0$", FI/кН, определяется по формуле:

$$\omega_0'' = (3{,}6 + 0{,}04\, v) \times 1{,}2 = (3{,}6 + 0{,}04 \times 25) \times 1{,}2 = 5{,}5 \qquad (3)$$

Масса прицепной части поезда (масса состава), M_c, т, определяется по формуле:

$$M_c = \frac{m_л g \times (1000 \times \varphi \times К_c - \omega_0 - i_n}{(\quad + i_n) \times g} = \frac{368 \times 9{,}81 (1000 \times 0{,}25 \times 0{,}96 - 5{,}8 - 40)}{(5{,}5 + 40) \times 9{,}8} = 1571 м$$

(4)

i_n - уклон

K_c - коэффициент использования сцепного веса

Число прицепных думпкаров *n*, при коэффициенте тары Кт=0,5, для думпкаров ВС-145 определяется по формуле:

$$n = \frac{M_C}{\times (1 + K} = \frac{1571}{145 \times (1 + 0{,}5)} = 8 \text{ вагонов} + 2 \text{ моторных думпкара} \qquad (5)$$

g- грузоподъемность вагона.

Масса груза в моторном думпкаре составляет 45 т, принимаем для тягового агрегата ПЭ-2М два моторных думпкара.

Вместимость состава $M_{пол}$, т, определяется по формуле:

$M_{пол}=(8\times g_{вс-145})+(2\times g_{мот.\ думп.})=(8\times145)+(2\times45)=1250т$ (6)

$g_{вс-145}$ - грузоподъемность вагона ВС-145

$g_{мот.\ думп}$ - грузоподъемность моторного думпкара.

Полное время рейса, Тр, ч, определяется по формуле:

$Тр=t_п+t_{дв}+t_р+t_{ож}=2,2+l,5+0,4+0,5=4,6$ ч (7)

$t_п$ - время погрузки состава

$t_{дв}$ время движения локомотива-состава

$t_р$ - время разгрузки состава

$_{ож}$ - время простоев локомотива-состава.

Время движения локомотива-состава, $t_{дв}$, ч, определяется по формуле: $t_{дв}$

$=t_{г.п.}+t_{г.ст}+t_{п.п.}+t_{п.ст}=0,4+0,7+0,3+0,8=2,2$ ч (8)

$t_{г.п.}$ - время движения груженого состава по передвижным путям. $t_{г.ст}$-время движения груженого состава по стационарным путям. $t_{п.п}$ -время движения порожнего состава по передвижным путям. $t_{п.ст}$ - время движения порожнего состава по стационарным путям.

Время движения груженого состава по передвижным путям $t_{г.п}$, определяется по формуле:

$t_{г.п.}=$ $=$ $=0,4\div$ (9)

$L_{отк}$ - дальность транспортирования, км.

$_{гр}$ - скорость движения груженого состава, км/ч.

Время движения порожнего состава по передвижным путям tп.п., ч, определяется по формуле:

$t_{п.п}=$ $=$ $=0,3\div$

(10)

где: $_{пор}$ - скорость движения порожнего состава

Время движения порожнего состава по стационарным путям $t_{п\ ст}$, ч, определяется по формуле:

$T_{п.ст}$= = =0,7ч (11)

Время разгрузки одного вагона $t_р$ - 3 минуты, разгрузка всего состава 30 минут - 0,5 ч.

Сменная производительность локомотива состава $Q_{СМ}$, т/см определяется по формуле:

$Q_{см}$= nVg= ×1248=2089 (12)

nVg - вместимость состава

Парк локомотивов, необходимых для работы в карьере с заданным объемом перевозок определяется по формуле:

$N_{л.инв}=N_{раб}+N_{рем}+N_{рез}+N_{хоз}$ =8+2+1+1 -12 электровозов. (13)

$N_{раб}$ - число электровозов, работающих в карьере.

$N_{рем}$ - число электровозов, находящихся в ремонте.

$N_{рез}$ - число электровозов, находящихся в резерве.

$N_{хоз}$ - число электровозов, занятых на хозяйственных работах.

Число электровозов, работающих электровозов в карьере определяется по формуле:

$N_{раб}$= = =8 электровозов (14)

Число электровозов, находящихся в резерве Nрез, определяется по формуле:

$N_{рез}=(0,05-0,l)\times N_{раб}=0,1x8=1$ (15)

Число электровозов, находящихся в ремонте Nрем, определяется по формуле:

$N_{рем}=0,15\times N_{раб}=0,15\times 8=2$ (16)

Число электровозов, находящихся на хозяйственных работах Nхоз, определяется по формуле:

$N_{хот}=0,l\times N_{раб}=0,1\times 8=1$ (17)

Инвентарный парк думпкаров определяется по формуле:

$N_{д.ипв}=И_{д}.раб \times К_{д}=64 \times 128=82$ вагон (18)

Кд - коэффициент, учитывающий думпкары находящиеся в ремонте.

Рабочий парк думпкаров $N_{д.раб}$ определяется по формуле:

$N_{д.раб}=n \times N_{раб}=8 \times 8=64$ вагонов. (19)

n - число думпкаров в составе.

2.6 Отвальное хозяйство

Правильно выбранный способ отвалообразования и средства механизации отвальных работ должны обеспечивать:

- необходимую приёмную способность при складировании пустых пород
- безопасные условия работы людей и оборудования
- низкую себестоимость работ и высокую производительность труда
- простую и удобную организацию работ
- удобное местоположение, не затрудняющее развитие горных работ

При выборе способа отвалообразования необходимо учитывать топографические, горно-геологические условия, объёмы пустых пород и их физико-механические свойства, организационно-технические, экономические и климатические факторы.

Организация отвального хозяйства при железнодорожным транспортом значительно сложнее, чем при автотранспорте, так как требуется укладка рельсового пути и применение громоздких и тяжёлых локомотивов и подвижного состава. При применении железнодорожного транспорта устройство отвалов сложно, их конфигурация в зависимости от рельефа местности и территории, отводимой под их размещение может меняться.

2.7.1 Расчет параметров отвала

Площадь потребная для размещения породы в отвал , , определяется по формуле:

$$S_1 = \frac{Vn \times Kp}{n} = \frac{71299487 \times 1}{40} \quad (1)$$

объем вскрышных пород, намеченный для размещения в отвалах,

коэффициент разрыхления пород в отвале

высота яруса отвала

Возможное число подаваемых на отвальный тупик составов в смену N,

определяется по формуле:

$$N = \frac{T_{см} \times f}{2L} = \frac{8 \times 0{,}85}{\frac{2 \times 1{,}5}{} + 0{,}1 + 10 \times 0{,}04}$$ (2)

- продолжительность смены, ч

F – коэффициент учитывающий неравномерность подачи составов.

L – расстояние от обменного пункта до места разгрузки.

V – средняя скорость движения составов на отвале.

- время на связь при обмене составов.

- число вагонов в составе.

– время на разгрузку одного вагона.

Приемная способность отвального тупика, ωс, , определяется по формуле:

$$\omega_с = N_{дв} \times q_в = 15 * 58 *$$ (3)

– количество породы в целике, вмещающейся в вагон

Эксплуатационная производительность отвального экскаватора $Q_э$, м^3/см, определяется по формуле:

$$Q_э = 60 \times К_н \times К_и \times n \times T_{см} \times q = 60 \times 0{,}9 \times 0{,}7 \times 1{,}5 \times 8 \times 8 = 3629 \text{ м}^3\text{/см}$$ (4)

q – геометрическая емкость ковша экскаватора.

n – число черпаний в минуту.

$К_и$ – коэффициент использования во времени.

Приемная емкость отвального тупика между передвижками железнодорожных путей $W_п$, м^3, определяется по формуле:

$$W_п = \frac{L \times hэ \times C}{K_п} = \frac{1200 \times 40 \times 31}{1{,}15} =$$

(5)

L – рабочая длина отвального тупика, км

$h_э$ – высота отвала.

С – шаг передвижки железнодорожных путей

Шаг передвижки железнодорожных путей С, м определяется по формуле:

$$C = \sqrt{Rч^2 - (\frac{l_1}{2})^2} + Rp = \sqrt{18^2 + (\frac{l_1}{2})^2} + 15{,}6 \quad (6)$$

Время между двумя передвижками железнодорожного пути Вп, см, определяется по формуле:

$$Вп = \frac{Wn}{\omega c} = \frac{1293913}{3629} = 356 \text{ см} \quad (7)$$

Необходимое число отвальных тупиков $n_т$, определяется по формуле:

$$n_т = \frac{Qсм}{\omega c} \times \left(1 + \frac{t_{пер}}{Вп}\right) \times Крез = \frac{3182}{3629} \times \left(1 + \frac{15}{356}\right) \times 1{,}25 = 2 \text{ тупика} \quad (8)$$

$Q_{см}$ – объем породы, вывозимый в течении смены.

$t_{пер}$ – время переукладки железнодорожных путей.

$K_{рез}$ – коэффициент, учитывающий резервные тупики

2.7.2 Рекультивация поверхности отвалов

В соответствии с основами земельного законодательства России, горные предприятия, ведущие разработку полезного ископаемого открытым способом, а также проводящие другие работы, вызывающие нарушение почвенного слоя, обязаны осуществить рекультивацию нарушенных земель. В проекте принимается горнотехническая рекультивация, которая начинается со снятия плодородного слоя, на всех площадях отведенных под производственные объекты предприятия.

Для снятия плодородного слоя используется бульдозер марки Т-180. Бульдозер срезает плодородный слой почвы 10-20 см. за 7-8 проходов. В целях безопасности работы бульдозера в районе призмы обрушения, он снабжен навесной установкой типа ОСГ, позволяющим исключить пребывание бульдозера на призме обрушения.

Расстояние перемещаемого бульдозером плодородного слоя $L_{пер}$, м, определяется по формуле:

$$L_{пер} = A + 2 \bullet l_б = 23{,}5 + 2 \bullet 5 = 33{,}5 \quad (1)$$

А – ширина заходки по массиву, м;

$l_б$ – длина бульдозера, м.

Часовую производительность бульдозера по снятию плодородного слоя , м^3/час., определяется по формуле:

$$Q_{бул}^{час} = \frac{3600 \times V_{пр} \times K_{пот} \times K_и}{T \times K} = \frac{3600 \times 3 \times 0{,}8 \times 0{,}85}{97 \times 1{,}2} \approx \quad (2)$$

$V_{пр}$ – объем призмы волочения м^3;

$K_{пот}$ – коэффициент потерь;

$K_и$ – коэффицент использования;

$T_ц$ - время цикла, с;

$K_р$ -коэффициент разрыхления.

Объем призмы волочения $V_{пр}$, м^3, определяется по формуле:

$$V_{пр} = \frac{h^2 \times l}{2 \times tg\alpha} = \frac{1{,}2^2 \times 3{,}36}{2 \times 1} 3 м^3 \quad (3)$$

h – высота ножа, м;

l – длина ножа, м;

α – угол откоса развала призмы волочения.

Время цикла работы бульдозера $T_ц$, с , определяется по формуле:

$$T_ц = \frac{l_{пер}}{V_{пер}} + \frac{l_{обрх}}{V_{обрх}} + t_{доп} = \frac{27}{0{,}5} + \frac{27}{1{,}2} + 30 \approx 97 сек \quad (4)$$

$l_{пер}$ - длина перемещения породы, м;

$V_{пер}$ - скорость передвижения бульдозера при перемещении породы, м/с

$l_{обр.х}$ – расстояние обратного хода бульдозера, м;

$V_{обр.х}$ - скорость движения бульдозера обратным ходом м/с;

$t_{доп}$ – дополнительное время, с.

Сменную производительность бульдозера $Q_{бул}^{см}$, м^3/см., определяется по формуле:

$$Q_{бульд}^{см} = T_{см} \times Q_{бул}^{час} = 8 \times 64 = 512 \text{ м}^3/\text{см} \quad (5)$$

$T_{см}$ – продолжительность смены

Погрузка плодородного слоя производится основным технологическим оборудованием - экскаватором ЭКГ-8И.

Для перевозки плодородного слоя с отвала на промежуточный склад с расстоянием 6,4 км используется автосамосвалы, а с промежуточного склада на рекультивируемый участок с расстоянием 7,3 используется тяговый агрегат ПЭ-2м и думпкары ВС-145.

В объем горнотехнической рекультивации входит: планирование отвалов и нанесение плодородного слоя на рекультевируемый участок. Общей

планировки отвала при доставке пород железнодорожным транспортом не требует в связи с относительно ровной поверхностью отвала. Для планировки плодородного слоя на рекультивируемом участке применяется бульдозер Т-180 для чистовой обработке поверхности рекультивирумого участка, а также для профилирования дорог на отвале предусматривается автогрейдер Д-550

Исходя из годового продвижения фронта горных работ, ежедневно будет сниматься плодородный слой с площади 12,4 га, с годовым объемом бульдозерных работ 62048м^3

Площадь по снятию плодородного слоя S, Га, определяется по формуле:

$$S=V_{фр.гр}\times L^{1оч}_{кар}=112\times1187=13,2 \quad (6)$$

$L^{1оч}_{кар}$ -длина карьера первой очереди.

Годовой объем бульдозерных работ $Q^{год}_{б.раб}$, м^3 определяется по формуле:

$$Q^{год}_{б.раб}=S\times m=l\ 32944\times0,5=66472м^3 \quad (7)$$

m- мощность плодородного слоя.

Годовая производительность бульдозера по снятию плодородного слоя $Q^{год}_{бул}$, м^3/год, определяется по формуле:

$$Q^{год}_{бул}=Q_{см}\times n\times N=512\times l\times200=102400\ м^3/год \quad (8)$$

n - число смен в сутки

N - число рабочих дней бульдозера в году.

Количество бульдозеров, занятых на снятии плодородного слоя Nбульд, определяется по формуле:

$$N_{бульд}=\frac{Q^{год}_{б.раб}}{Q^{год}_{бул}}=\frac{66472}{102400}=0,6\approx1\ бульдозер \quad (9)$$

2.8 Водоотлив

Осушение месторождений проводится с целью предупреждения деформации подготовительных и эксплуатационных выработок в неустойчивых породах, возникающих при гидростатическом и гидродинамическом давлении подземных вод, а также для создания более благоприятных условий работы горняков и горного оборудования.

При ведении открытых горных работ осушение карьеров проводится с целью: обеспечения устойчивости его бортов, откосов, уступов и отвалов; уменьшения влажности добываемого полезного ископаемого для улучшения его качеств; обеспечение нормальных условий работы горного и транспортного оборудования.

При залегании полезного ископаемого в устойчивых скальных породах и небольшом притоке воды применяется открытый водоотлив в карьере. При открытом способе разработки полезного ископаемого применяется поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения.

На обводнённых месторождениях проводится осушение поля карьера путём перехвата подземных вод дренажными сооружениями до поступления их в карьер.

При разработке пород с интенсивной водоотдачей более рациональным способом водоотлива является поверхностный водоотлив, как наиболее простой по своей организации и не требующий значительных капитальных затрат. Открытый водоотлив является самым дешёвым способом отвода подземных вод при разработке обводнённых месторождений. Его можно осуществлять при полной уверенности устойчивости откосов рабочего и нерабочего бортов карьера.

Вода, удаляемая их карьера должна сбрасываться в ближний водопоток или в нечто, исключающее возможность её обратного проникновения через трещины, провалы или в водопроницаемые породы в выработки и заболачивания прилегающей территории.

Сброс карьерных и подземных вод, полученных в результате осушения месторождения полезного ископаемого должен производиться только после их осветления, а в необходимых случаях после очистки от вредных примесей. Однако поверхностному водоотливу присущи и некоторые недостатки: насосная станция с водосборником по мере значительных перемещений фронта работ и углубления карьера должны периодически перебазироваться в новые места; внезапные ливневые потоки воды могут вызвать затопление карьера; в зимнее время необходима защита от промерзания трубопроводов и водосборных канав; размещённые на борту карьера трубопроводы нередко мешают при проведении горных работ.

2.8.1 Расчёт открытого карьерного водоотлива

Годовое количество осадков в данной местности 870 мм/год.

Ориентировочный годовой приток воды в карьер $Q_{год}$, м^3/год определяется по формуле:

$$Q_{год}=h\times K\times S=0,87\times 1,6\times 598559=833194\ м^3/год \quad (1)$$

h - годовая норма осадков в данной местности

$к$ - коэффициент фильтрации пород

S - площадь карьера первой очереди

Нормальный часовой приток воды в карьере $Q_{норм}^{час}$, м^3/час определяется по формуле:

$$Q_{норм}^{час}= \qquad 99м^3/час \quad (2)$$

N- число часов

Расчётный объём паводка от весеннего снеготаяния $V_{пав}^{вес}$, м^3 определяется по формуле:

$$V_{пав}^{вес}=h_1\times\alpha\times S=0,1\times 0,6\times 598559=35913м^3 \quad (3)$$

h_1- запас воды в снежном покрове, м

α - коэффициент стока

Увеличение часового притока воды в период снеготаяния $Q_{час}^{пав}$, м^3/час определяется по формуле:

$$Q_{час}^{пав} = \quad = \quad = 75 м^3/час \qquad (4)$$

N- продолжительность снеготаяния, сут

Максимальный часовой приток воды $Q_{час}^{max}$, м^3/час определяется по формуле:

$$Q_{час}^{max} = Q_{час}^{норм} + Q_{час}^{пав} = 99 + 75 = 174 м^3/час \qquad (5)$$

Открытая водоотливная установка расположена на глубине 120 м.

Требуемая расчётная подача насоса согласно *ПБ* $Q_р$ определяется по формуле:

$$Q_р = \qquad м^3/час \qquad (6)$$

Высота всасывания принимается 3 м, превышение расположения труб над уровнем водосборника 5 м.

Геометрический напор $H_г$, м определяется по формуле:

$$H_г = H_у + H_б + H_п = 120 + 3 + 5 = 128 м \qquad (7)$$

$H_у$ — глубина установки насосов, м

$H_в$ — высота всасывания, м

$H_п$ - превышение расположения труб над уровнем водосборника, м

Ориентировочный напор насоса H_0, м определяется по формуле:

$$H_0 = 1{,}1 \times H_г = 1{,}1 \times 128 = 141 м \qquad (8)$$

Заданным условиям удовлетворяет насос ЦНС - 105.

Предусматриваем водоотливную установку из четырех насосов ЦНС - 105, из которых 2 в работе, 1 в резерве, 1 в ремонте. С напором на одно колесо 49 м^3/час, с числом рабочих колёс 3, с частотой вращения 1500 об/мин.

Оптимальный диаметр напорного трубопровода в карьере $d_{опт}$, мм определяется по формуле:

$$d_{опт} = K \times 0{,}0131 \times Q^{0{,}476}_{опт} = 1 \times 0{,}0131^{0{,}476} = 200 мм \quad (9)$$

Принимаем стальные бесшовные горячедеформированные трубы с наружным диаметром 239 мм, с внутренним диаметром 219 мм, с толщиной стенки 10 мм.

2.9 Электроснабжение

Электроснабжение карьеров имеет ряд особенностей, обусловленных технологией ведения горных работ и специфическими условиями эксплуатации электрооборудования и электрических сетей. К ним относятся: работа на открытом воздухе, значительная площадь, большая глубина и уступная форма разработок, рассредоточенность оборудования по всей ширине и глубине разработок, систематическое перемещение фронта горных работ, широкое ведение горных работ, применение мощных электрифицированных горных машин, сезонность нагрузки.

Электрооборудование и сети на карьерах круглый год работают на

открытом воздухе, и подвергаются воздействию атмосферных осадков, резких колебаний температуры окружающей среды, запылённости, содержащимися в воздухе парами химических реагентов. Рассредоточение горных машин и механизмов по всему фронту усложняет систему распределительных электрических сетей. Для подвода электроэнергии к экскаваторам и другим горным машинам сооружают разветвлённые воздушные и кабельные линии, подстанции и приключательные пункты.

Трассы воздушных и кабельных линий могут проходить в продольном, поперечном направлениях отрабатываемых уступов. Размещение линий на уступах усложняет их эксплуатацию.

Передвижные подстанции и приключательные пункты, а также электрооборудование экскаваторов и других горных машин должны надёжно работать в условиях тряски, толчков и вибраций, обладать повышенной механической прочностью. Приключательные пункты предназначены для подключения экскаваторов, электроприёмников к В Л - 6 кВ. В продольных схемах распределительных сетей радиальные и и воздушные магистральные линии могут быть сооружены по трассам, проложенным по поверхности карьера, а также по рабочим уступам и предохранительным бермам вдоль фронта работ.

К этим воздушным линиям подключаются переключательные пункты типа ЯКНО - 6 экскаваторов и других установок.

Для питания буровых станков и светильников в карьере используют передвижные подстанции напряжением 6/0,4 кВ (ПКТП). ПКТП изготовляют открытыми и закрытыми с воздушными и кабельными вводами. Для перемещения по территории карьера ПКТП монтируют на металлических полозьях. В карьере на временных воздушных линиях и на отвале применяют деревянные опоры с железобетонными стульями. Опоры изготавливают составными из сосновых брёвен в сочетании с

железобетонными стульями. Их соединение выполняется припасовкой и установкой бандажей.

2.9.1 Расчёт линий электропередач карьерных электросетей

В карьерах временные воздушные линии сооружаются с применением деревянных опор с бетонными или железобетонными стульями. Опоры изготавливаются составными из сосновых брёвен и железобетонных стульев.

Напряжение временных воздушных линий в карьере 6 кВ.

Расчётный ток нагрузки на максимально загруженной линии, Y_{max}, А определяется по формуле:

$$I_{max}=I_p^{экс}\times N_{экс}\times K_{спр}+I_p^{бур}\times N_{бур}\times K_{спр}=79,5\times 2\times 0,6+31\times 2\times 0,6=132,6A \quad (1)$$

$I_p^{экс}$ - расчётный ток экскаватора, А

$N_{экс}$ - количество экскаваторов на фидере, шт

$K_{спр}$ - коэффициент спроса

$I_p^{бур}$ - расчётный ток бурового станка, А

$N_{бур}$ - количество буровых станков на фидере, шт

Расчётный ток экскаватора $I_p^{экс}$, А определяется по формуле:

$$I_p^{экс}= \qquad = \qquad =79,5A \quad (2)$$

$P_{ном}$ - номинальная мощность двигателя, кВт

U - напряжение сети, В

- коэффициент мощности двигателя

-КПД двигателя

Расчётный ток бурового станка $I_p^{бур}$, А определяется по формуле:

$$I_p^{бур}= \quad (3)$$

S - мощность понизительной подстанции, кВт

U — напряжение сети, В

По условиям механической прочности на воздушных линиях в карьерах и на отвалах минимальное сечение проводов должно быть не менее 35 мм - А и АН, и 25 мм у АС и АЖ (стале - алюминиевые).

Согласно длительно-допустимой токонагрузке на воздушной линии 132,6 А принимаем провод марки А — 35.

Расчётный ток, протекающий по кабелю экскаватора равен 79,5 А. На основании расчётного тока нагрузки для экскаватора марки ЭКГ - 8и принимаем кабель марки КГЭ 3х25 1х10 1х6

Проверка кабеля по потере напряжения (не должна превышать 5%) $\Delta_и$, % определяется по формуле:

$$\Delta_и = \frac{\sqrt{3}\times I_р^{экс}\times L\times\cos\varphi_{дв}\times 100}{\gamma\times F\times U} = \frac{\sqrt{3}\times 79{,}5\times 200\times 0{,}7\times 10}{54{,}2\times 25\times 6000}$$

(4)

γ - удельная проводимость жил кабеля, м/Ом×мм^2

F - сечение жил кабеля, мм

$Cos\varphi_{дв}$ - средневзвешенный коэффициент мощности

L- длина кабеля, м

Расчётный ток, протекающий по кабелю бурового станка, $I_{р.б.}^{каб}$, А определяется по формуле:

$$I_{р.б.}^{каб} = \frac{P\times K_{зач}\times 10^{3}}{\sqrt{3}\times U\times\eta\times\cos\varphi} = \frac{350\times 0}{\sqrt{3}\times 380} \qquad (5)$$

P- установленная мощность двигателя, кВт

–КПД

На основании расчётного тока нагрузки для бурового станка принимаем два кабеля марки КГ 3×70 + 1×25 + 1×10.

Проверка кабеля по потере напряжения (не должна превышать 5%) Δu, % определяется по формуле:

$$\Delta u = \frac{\sqrt{3}\times I_р^{экс}\times L\times\cos\varphi\times 100}{\gamma\times F\times U} = \frac{\sqrt{3}\times 472\times 150\times 0{,}7}{54{,}2\times 95\times 380} \qquad (6)$$

2.10 Освещение

Продолжительность тёмного времени суток зимой и летом в зависимости от расположения района открытых горных разработок колеблется в широких пределах. Создание равномерного электрического освещения - одно из главных требований технологического процесса.

При правильно организованном электрическом освещении возрастает производительность труда и повышается качество выполняемых работ;

улучшаются условия труда; сокращаются аварии и травматизм, повышается безопасность передвижения людей и всех видов транспорта в карьере.

Кроме того, нормальное освещение создаёт хорошую обозреваемость всей территории карьера, отдельных забоев, отвалов.

При устройстве электрического освещения на карьерах необходимо учитывать: большие открытые пространства; особенности погоды (дождь, снег, туман, испарение в забоях в зимнее время); большую запылённость воздуха на освещённом участке.

Согласно правилам технической эксплуатации, при работе в ночное время на территории карьера должны быть освещены места работы машин и механизмов, электроподстанции и распределительные пункты, железнодорожные пути и станции, лестничные спуски и пути хождения людей, отвалы и вся территория в районе ведения работ. На поверхности карьера электрическое освещение должно быть во всех помещениях цехов, служб и других объектов.

При расчёте электрического освещения необходимо исходить из норм освещённости, установленных Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

В данном проекте для обеспечения безопасности работ в ночное время норма освещённости в карьере принята 1 лк.

Суммарный световой поток для освещения карьера , лм определяется по формуле:

$$=E_n \times S \times K \times K_n = 1 \times 598559 \times 1{,}2 \times 1{,}5 = 1077406 \text{ лм}$$

(1)

E_n - норма освещённости, лк

K_3 - коэффициент запаса, учитывающий потери света от загрязнения отражателя, защитного стекла и лампы

K_n - коэффициент, учитывающий потери света в зависимости от конфигурации освещённой площади.

Для освещения карьера принята дуоксеноновая лампа марки ДКсТ - 15000 с мощностью 50000 Вт , напряжением 380В, световым потоком 550000 лм.

Количество светильников N , шт определяется по формуле:

$N=$ $=$ $=4\ шт$ (2)

$Ф_л$- световой поток лампы, лм

Зона освещённости по глубине $H_{ос}$, м определяется по формуле:

$Hос \approx 0,15_{\chi}$

(3) Ориентировочное расстояние между светильниками A, м определяется по формуле:

$A \approx (3 \div 4) \times H_{ос} \approx 4 \times 64,2 \approx 257м$ (4)

2.11 Охрана окружающей среды

При разработке месторождений полезных ископаемых происходит загрязнение атмосферы вредными отходами в зависимости от способа разработки и геологической породы. При этом природные или естественные

факторы определяют в основном газовую загрязнённость, а производственные - как газовую, так и пылеаэрозольную загрязнённость.

При разработке МПИ в атмосферу выделяются такие газы, как оксид углерода, оксид азота, сернистый газ, сероводород.

В качестве естественных факторов поступления в атмосферу карьера вредных газов и веществ являются вмещающие горные породы и ПИ.

Производственным фактором принято считать загрязнение воздуха в связи с производством горных работ. Он вызывается в основном применением взрывных работ.

В карьерах происходит значительное загрязнение атмосферы пылью, это обусловлено применением буровзрывных работ. На степень загазованности карьеров и окружающей среды влияют такие факторы, как климатические условия, размеры карьера, время года и другие.

2.11.1 Охрана воздушного бассейна

Горное производство оказывает весьма существенное влияние на загрязнение атмосферного воздуха. При открытом способе источники загрязнения - газопылевые выбросы от производства буровзрывных, погрузочно-транспортных работ, пылевое загрязнение в результате ветровой эрозии поверхности отвала и уступов карьера, а также газовое загрязнение, связанное с работой автотранспорта, оснащённого ДВС.

Значительное количество газов выделяется также при производстве массовых взрывов в карьере. Часть вредных газов остаётся в горной массе, а затем выделяется в атмосферу, загрязняя район взорванного блока. Выделившаяся пыль, выпадая из пылегазового облака оседает на уступах,

околокарьерных площадях, являясь в дальнейшем источником пылевыделения.

Таблица 10 «Содержание вредных газов в воздухе»

Вредные вещества:	ПДК, мг/м^3
Оксид азота	5
Оксид углерода	20
Сероводород	10
Сернистый ангидрид	10
Акролеин	0.2
Формальдегид	0.5

Таблица 11 «Концентрация газов после взрывов в карьере»

Объемная доля газов в воздухе	CO, %	C02, %
На уступе	0.06	0.5-0.8
В траншее	0.1 -0.2	0.7-1
За бортом карьера	0.05-0.08	0.3-0.8

Для предупреждения пылегазообразования при производстве массовых взрывов на карьерах применяют предварительное увлажнение массива и применение экскаваторного бутобоя.

При ведении выемочно-погрузочных работ в карьере максимальное количество пыли выделяется при работе экскаваторов. Это объясняется высотой перепада горной массы, что способствует интенсивному сдуванию пыли с кусков горной массы при экскавации. Концентрация пыли, выделяющейся при выемочно-погрузочных работах зависит от типа, крепости и естественной влажности горных пород.

Одной из важнейших проблем в карьере является загрязнение воздуха выхлопными газами карьерных автосамосвалов, оснащённых ДВС. На токсичность выхлопа дизельных двигателей решающее влияние оказывает

сажа. Высокие концентрации сажи в выхлопе двигателей не только опасны

для здоровья рабочих, но могут быть причиной ухудшения видимости и образования туманов в карьерном пространстве.

К числу эффективных способов решения этой проблемы относят - улучшение карбюрации и применение электронной схемы зажигания.

Основными мероприятиями по борьбе с пылением отвала является утилизация отходов производства и своевременная рекультивация отвала.

При решении вопросов борьбы с загрязнением земной атмосферы на территории горнодобывающего предприятия необходимо шире использовать возможность методов борьбы путём посадки деревьев и озеленения. Очистка воздуха в карьере осуществляется механическим способом с помощью гравитационных сил - циклонов.

2.11.2 Охрана поверхностных вод

Под охраной водного бассейна понимается соблюдение установленного порядка пользования водами, то есть обеспечение рационального использования, сохранения и восполнения их ресурсов.

В решении проблемы охраны и рационального использования водных ресурсов при разработке МПИ основной задачей является возможное отделение промышленного водооборота от природного.

Охрана природных вод на предприятии осуществляется посредством выполнения комплекса организационных, экономических и инженерно-технических мероприятий под постоянным контролем состояния и качества вод.

В основу разработки и реализации мероприятий в карьере по охране природных вод закладывается три принципа:

1. Сохранение ресурсов и предотвращение нарушения состояния качества вод.
2. При необходимости нарушения - рациональное использование.
3. В процессе и после пользования - восстановление качества и

состояния, восполнение запасов.

В соответствии с этими принципами комплекс мероприятий по охране природных вод подразделяется на две группы.

Первая группа - мероприятия предохранительного характера, направленные на сохранение запасов режимов и качества поверхностных вод.

Вторая группа - мероприятия восстановительного характера, очистка и возврат вод в поверхностные водоёмы.

Важное значение имеет контроль состояния, качества и режима поверхностных вод, которые подвергаются воздействию при разработке МПИ.

3. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Технологический график горных работ

3.1.1 Комплексы горнотранспортного оборудования

На современном карьере эксплуатируется большое количество разнообразного горнотранспортного оборудования, выполняющего различные основные и вспомогательные процессы. Различные виды работ взаимосвязаны, что наряду с горнотехническими условиями взаимно определяет эффективность и производительность горных машин.

Комплексы оборудования формируются в карьерах по отдельным грузопотокам (обычно вскрышным и добычным) из горных и транспортных машин, выполняющих отдельные процессы и операции: бурение и заряжание скважин, экскавацию, внутрикарьерное транспортирование, перегрузку горной массы и усреднение руд, транспортирование по борту карьера и на поверхности, выгрузку на отвале или в бункер обогатительных фабрик, переукладку железнодорожных путей и строительство автодорог и др.

Грузопотоки берут начало в забоях и оканчиваются на отвалах или на складах полезного ископаемого, в бункерах обогатительных фабрик.

Грузопотоки подразделяются на:

- отдельные, в которых каждый забой связан с транспортными коммуникациями с отдельным отвалом;
- объединенные, в которых транспортные коммуникации от нескольких забоев соединяются в одном пункте приёма;
- разветвлённые, в которых горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов;
- комбинированные, в которых отдельные грузопотоки горной массы объединяются при доставке её из карьера и разъединяются на поверхности.

Грузопоток характеризуется свойствами разрабатываемых горных пород, параметрами забоев и рабочих площадок, трассы транспортных коммуникаций, транспортных средств, пунктов перегрузки и разгрузки.

Комплекс машин со взаимно сочетающимися параметрами и производительностью, составляющий оборудование грузопотока, может быть отнесён к тому или иному классу и графически представлен в виде схемы, на которой отражены последовательность процессов и модели машин.

В комплексах I класса (выемочно-разгрузочных) процессы выемки и перемещения пород осуществляются одной выемочной машиной. К этому классу относятся породные комплексы на базе применения скреперов, бульдозеров, ковшовых погрузчиков, а также экскаваторов, работающих по простой бестранспортной схеме.

В комплексах II класса (выемочно-отвальных) на всех работах заняты две машины, которые, кроме выемки и отвалообразования осуществляют также процесс перемещения породы. Примером является комплекс, состоящий из роторного экскаватора и консольного отвалообразователя.

Выемочно - транспортно - разгрузочный комплекс (III класс) включает машины для выемки и транспортирования полезного ископаемого, а также устройства для его приёмки в конечном пункте грузопотока. Наиболее распространены следующие комплексы: мехлопаты - автосамосвалы - бункер, роторный экскаватор - конвейер — бункер, роторный экскаватор - железнодорожный состав - бункер. Комплексы III класса применяются для выемки угля, руд, строительных горных пород и доставки их на обогатительные фабрики, перегрузочные бункера или непосредственно потребителю.

Выемочно - транспортно - отвальный комплекс (IV класс) обязательно включает операцию отвалообразования. Примером такого комплекса является структура, состоящая из мехлопаты забое, железнодорожного транспорта и мехлопаты на отвале. В зависимости от горнотехнических условий и технологических требований при формировании комплекса в качестве основных принимаются следующие принципы:

поточность; совмещение основных операций; независимость основных операций .

Формирование механизации процессов должно осуществляться на основе общих требований комплексной механизации, её экономичности, безопасности и комфортности труда, соответствия машин горнотехническим условиям карьера. Комплексно - механизированные структуры, когда все операции механизированы и ручной труд исключён, способствуют повышению производительности труда, создают благоприятные социальные условия горного производства и способствуют улучшению его экономики.

Типы, модели и параметры горных машин комплекса должны отвечать:

- условиям безопасности и экологическим требованиям;
- быть технологически совместимыми;
- быть экономически эффективными и оптимальными.

3.1.2 Технологическая совместимость процессов и оборудования

Технологическая совместимость машин обеспечивается в достаточной степени, если параметры, производительность и результаты процесса или операции отвечают требованиям последующих звеньев комплекса. Эти требования и ограничения могут быть многообразными и меняются по мере отработки месторождения или вследствие обновления оборудования, изменения организационно - экономических обстоятельств. Однако, основные соотношения параметров, выработанные практикой, являются достаточно стабильными и могут использоваться при оценке технологической совместимости машин.

Процесс буровзрывных работ должен обеспечить прежде всего допустимый размер куска породы после взрыва, а также требуемые размеры развала. Величина куска ограничивается вместимостью ковша экскаватора и транспортного сосуда, размером приёмного бункера или дробилки, шириной ленты. Кроме того, в особо крепких скальных породах большие размеры кусков и недостаточное разрыхление массива приводят к резкому увеличению продолжительности цикла экскаватора и его частым поломкам.

Существенными параметрами являются размеры развала и особенно его ширина, которая должна быть кратна ширине экскаваторной заходки и шагу переукладки железнодорожных путей. При выборе модели бурового станка и оценке его работы, помимо показателей производительности и экономичности, эти параметры и особенно размер куска являются важнейшими для обеспечения технологической совместимости.

Основным требованием на стыке процессов экскавации и транспортирования является условие рационального соотношения вместимости кузова транспортного средства и вместимости ковша экскаватора, которое должно быть не ниже 3 - 4 и не выше 8-10.

При меньшем значении этого показателя увеличивается продолжительность цикла экскаватора, так как затрудняется выгрузка породы из ковша в кузов, а при увеличении его более 8 - 1 0 чрезмерно увеличивается продолжительность простоев транспортных средств под погрузкой.

Разгрузка горной массы, как звено технологического процесса, становится ограничивающей, если осуществляется не на откос отвала, а в бункер фабрики или перегрузочного устройства. В этом случае требуется жёсткая совместимость размеров кузова транспортного средства и размеров приёмного отверстия бункера. Ограничивающим параметром может быть также высота разгрузки и сила ударов падающих крупных кусков породы.

В звене транспорта важным является соответствие модели транспортного средства дорожным условиям. Например ширина существующих дорог в ряде случаев не позволяет применять автосамосвалы большой грузоподъёмности (110 - 180 т), а это делает невозможным применение экскаваторов с большой вместимостью ковша.

Таким образом, необходимость технологической совместимости машин в цепи технологического процесса делает взаимную связь отдельных звеньев и процессов одним из непременных условий эффективной работы горного оборудования.

3.1.2 Экономическая взаимосвязь производственных процессов

Типы, модели и параметры горных и транспортных машин в комплексе должны быть оптимальными, то есть такими, которые позволяют достичь при оценке по конечным показателям (товарной продукции) наилучших результатов - наименьших затрат или наибольшей прибыли предприятия. При такой комплексной оптимизации каждый отдельный процесс может выполняться не всегда с наименьшими затратами, но он должен обязательно способствовать оптимизации всего комплекса, то есть обеспечению заданного качества товарной продукции и достижению минимальных затрат или максимальной прибыли в результате её производства и реализации. Поэтому при оценке того или иного звена, при выборе модели горной машины и соблюдения требований безопасности, экономических ограничений и технологической совместимости основываться прежде всего на двух критериях - качестве конечной продукции и экономических результатах деятельности предприятия.

Взаимосвязи между затратами на тот или иной процесс и его эффективностью в многозвенной структуре комплекса сложны, и поэтому для оптимизации всех его параметров требуются тщательные технико - экономические анализы и детальные расчёты.

Однако существенное повышение экономической эффективности может быть достигнуто при простейших экономических оценках, если они Осуществляются систематически, основываются на достоверных данных, а их результаты могут быть своевременно проверены на основе экономических результатов по конечным показателям технологического процесса всего комплекса.

Типичными и распространёнными являются следующие варианты зависимостей между эффективностью отдельных звеньев комплекса и конечными результатами.

Наиболее простой является ситуация, при которой конечной товарной продукцией является добытое полезное ископаемое, например уголь, минеральные строительные материалы, которое без дополнительной переработки и обогащения продаётся потребителю по установленной цене и при установленных требованиях к качеству. Например, уголь, продаваемый в качестве топлива населению, должен быть определённой кусковатости и при цене 11 руб/т иметь зольность не выше 28%.

В этом случае совершенствование отдельных звеньев технологического процесса добычи сводится к простой задаче минимизации затрат.

Если же имеется возможность повышения качества продукции и её цены за счёт снижения зольности, примеси вредных компонентов или увеличения выхода высших сортов, то задача усложняется. Может оказаться целесообразным увеличение затрат на тот или иной процесс комплекса, благодаря чему будет повышено качество продукции, и, как следствие будет получена большая прибыль. Например, применив экскаваторы с меньшей вместимостью ковша и дополнительные бульдозеры, можно повысит степень селекции при выемке, снизить разубоживание и, следовательно, зольность товарного угля.

В том случае, когда конечной является стадия обогащения, а качество и цена товарной продукции (концентрата) строго регламентированы., задача осложняется тем, что снижение затрат в горном цикле может привести к непропорционально высокому увеличению затрат в процессе обогащения, и, как следствие, к общему увеличению затрат.

4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

4.1. Расчет себестоимости бурения 1п.м скважин.

4.2. Расчет численности технологических рабочих

Таблица №12 «График выходов»

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	27	28	29	30
А	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8
Б	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-
В	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8
Г	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8	-	8	8	8

Таблица№13 «Расчет баланса рабочего времени»

Календарный фонд времени	365
Нерабочие дни	
а) выходные	96
б) праздничные	-
Номинальный фонд рабочего времени	269
Планируемые невыходы	
а) очередной отпуск	52
б)прочие невыходы	9
Действительный фонд рабочего времени	208
Количество дней работы предприятия в году	365
Продолжительность смены (в часах)	8
Количество часов работ одного рабочего в год	1560
Внутрисменные простои	0,5
Коэффициент списочного состава	1,754808

Таблица составляется для расчета коэффициента списочного состава, который рассчитывается делением количества дней работы предприятия в году на действительный фонд времени в году. В таблице рассчитано так же количество часов одного рабочего в год.

Выходные - расчет по графику выходов.

Праздничные не принимаем, так как работа ведется по непрерывному режиму работы.

Количество дней работы предприятия 365 дней при непрерывном режиме.

Таблица №14 «Расчет численности технологического персонала»

Наименование профессии	разряд	Норма обслуживания чел.	Количество оборудования Шт.	Количество смен в сутки	Явочная численность		Коэффициент списочного состава	Списочная численность рабочих
					в смену	в сутки		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Машинист бурового станка	6	1	4	3	4	12	1,75	21,0
Помощник машиниста бурового станка	4	1	4	3	4	12	1,75	21,0
Итого				3	8	24	1,75	42,0

Наиболее удобным способом расчета численности рабочих на горном предприятии является расчет численности рабочих по нормам обслуживания агрегатов, машин и рабочих мест.

Разряд принят по данным предприятия.

Количество смен в сутках - по данным предприятия Явочная численность это: норма обслуживания , умноженная на количество оборудования.

Коэффициент списочного состава из таблицы №2 Наименование профессии - по данным предприятия, в зависимости от темы расчетной части

Итог рассчитывается по 5, 6, 7, 8, 9 графам.

Таблица №16 «Расчет штата и фонда заработной платы специалистов»

Наименование должности	Количество человек	Месячный оклад (руб.)	Районный коэффициент (руб.)	Годовой фонд з.пл (руб.)
1	2	3	4	5
Начальник цеха	1	28483,00	4272,45	393065,40
Начальник смены	4	19800,00	2970,00	273240,00
Горный мастер	4	16450,00	2467,50	227010,00
Нормировщик	1	11730,00	1759,50	161874,00
Энергетик	4	15980,00	2397,00	249288,00
Итого	14			1304477,40

Наименование должности - согласно штатному расписанию в зависимости от рассчитываемых работ.

Количество человек — согласно штатному расписанию Месячный оклад - согласно данным предприятия Районный коэффициент это 15% от месячного оклада

Для того, чтобы рассчитать процент от годового фонда зарплаты необходимо учесть соотношение объема работ, количества оборудования из курсового проекта по горному делу и объема работ и количества оборудования на предприятии, на котором взято штатное расписание.

Процент от годового фонда = 16 (208761,38рублей)

3.1. Расчет затрат на содержание и эксплуатацию оборудования

Таблица №17 «Расчет стоимости и амортизации оборудования»

Наименование оборудования	Кол-во (шт.)	Цена за единицу (руб.)	Затраты на транспортирование (руб.)	Затраты на монтаж (руб.)	Первоначальная стоимость	Всего стоимость оборудования (руб.)	Норма амортизации (%)	Годовая сумма амортизации (руб.)
1	2	3	4	5	6	7	8	9
2СБШ-200-32	2	16585990,00	829299,50	1658599,00	19073888,50	38147777	20	7629555,4

Наименование и количество оборудования принято из курсового проекта по горному делу

Цена единицы оборудования - по данным предприятия.

Затраты на транспортирование составляет 5% от цены единицы оборудования

Затраты на монтаж составляет 10 % от цены единицы оборудования

Первоначальная стоимость - сумма цены единицы оборудования, затрат на транспортирование и затрат на монтаж.

Норма амортизации - по нормам.

Таблица №18 «Расчет затрат на текущий ремонт и содержание оборудования»_____

Наименование затрат	Сумма, руб.
1	2
1. Годовая сумма амортизации	7629555,4
2. Стоимость текущего ремонта	991842,20
Итого	8621397,6

Стоимость текущего ремонта- 5,2 % от первоначальной стоимости оборудования

4.5 Расчет затрат на электроэнергию

Расход энергии для механизмов определяется по формуле:

$$W=P_{уст}\times T\times K,$$

Где $P_{уст}$- установленная мощность двигателей, кВт/час;

Т-часы работы машин в году;
К-коэффициент, учитывающий КПД двигателя и коэффициент загрузки.
Таблица №19 «Расчет затрат на электроэнергию»

Наименование оборудования	Кол-во (шт.)	Мощность двигателя		КПД	Коэф загр.	число часов работ	Г одовой расход эл. энергии кВТ/ч	Сумма (руб.)
		Агрегат кВТ	Общая кВТ					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
2СБШ-200-32	2	170	680	0,8	0,7	5496	2092876,80	2720739,84
Итого							2092876,80	2720739,84

Стоимость 1 кВТ-час составляет 1,3рубля

4.6 Расчет материальных затрат

Таблица №20 « Расчет потребности в ГСМ для 2СБШ-200-32»

Наименование ГСМ	Норматив затрат на 1000 ч. работы	Кол-во часов работы	Потребность в ГСМ,(руб.)	Кол-во оборудования	Затраты (руб.)
1	2	3	4	5	6
Масло тп22	1085,00	5496	5963,16	2	23852,64
Солидол	965,00	5496	5303,64	2	21214,56
Итого					45067,20

Наименование ГСМ - по данным предприятия
Норма затрат принято по данным предприятия и нормативам.
Количество часов работы оборудования - по данным предприятия
Расчет ведется отдельно на каждый вид оборудования, а затем рассчитывается сумма затрат на ГСМ.

Таблица №21 «Затраты на запчасти»

Наименование оборудования	Кол-во (шт.)	Стоимость единицы оборудования (руб)	Работа агрега-та (час)	Норма тив затрат (%)	% отчисле-ний от стоимости	Сумма годовых затрат (руб.)
1	2	3	4	5	6	7
2СБШ-*200-32*	4	16585990,00	5496	0,750	16,49	10940119,00
Итого						10940119,00

Норматив затрат - по данным предприятия или принять 75%
Наименование оборудования - из предыдущих таблиц.
Количество оборудования из предыдущих таблиц.
Работа агрегата - из предыдущих таблиц.

Таблица №22 «Сводная ведомость материальных затрат»

Перечень материальных затрат	Сумма (руб.)
1	2
1. Затраты на ГСМ 2. Затраты на запчасти	45067,20 10940119,00
Итого	10985186,20

Перечень материальных затрат - из предыдущих таблиц. Сумма из предыдущих таблиц.

4.3. Смета цеховых расходов.

Таблица №23 «Расчет цеховых расходов»

Наименование затрат	Сумма (руб.)
1	2
1.Фонд заработной плат специалистов 2.Отчисления органам социального страхования 3.Затраты на охрану труда и технику безопасности 4.Затраты на рацпредложения и изобретательство	1304477,40 391343,22 39134,32 37184,35
Итого	1772139,27

Отчисления органам соцстраха -30 % от годового фонда заработной платы специалистов.

Затраты на рацпредложения и изобретательство - 15% от фонда заработной платы рабочих и процента от фонда заработной платы специалистов.

4.8. Калькуляция себестоимости

Таблица №24 «Калькуляция себестоимости»

Наименование статей затрат	Сумма (руб.)		Структура (%)
	На весь объем	на ед.	
1	2	3	4
1. Материалы	10985186,20	107,04	35,96
2. Электроэнергия	2720739,84	26,51	8,91
3. Фонд з\пл рабочих	7183309,42	69,99	23,51
4. Отчисления органам соц. страха	1867660,45	18,19	6,11
5. Расход на содержания оборудования	6073126,09	59,17	19,88
6.Цеховые расходы	1719951,12	16,76	5,63
Итого	30549973,12	297,69	100

Наименование статей по подразделам.

Сумма:

На весь объем - по подразделам, итог по таблицам с 4,5,7,8,11,12

Расчет на единицу - разделить построчно затраты на весь объем на годовой объем производства.

Структура - построчно рассчитывается удельный вес каждого вида затрат в общей сумме.

4.9. Технико - экономические показатели.

Таблица №25 «Технологические показатели участка»

Наименование показателей	Ед. объема	Объем
1	2	3
1. Г одовой объем	Куб.м/год.	102623
2. численность работающих	Чел..	56
в том числе рабочих	Чел.	42
3. Годовой фонд з/пл.	Руб.	8487786,82
4. Производительность труда в год		
а) Одного рабочего	Куб.м/год.	443,40
б) Одного работающего	Куб.м/год.	1832,55
5. Средняя з/пл. в год		
а) Одного рабочего	Руб.	202090,16
б) Одного работающего	Руб.	151567,62
6. Среднемесячная з/пл.		
а) Одного рабочего	Руб.	16840,84
б) Одного работающего	Руб.	12630,63
7. Себестоимость продукции	Руб.	30549973,12
8. Себестоимость единицы продукции	Руб.	297,69

Годовой объем — из данных курсового проекта раздел 5, подраздел 5.1
Все параметры — из предыдущих таблиц.
Г одовой фонд зарплаты - сумма фондов зарплаты рабочих и специалистов.
Производительность труда:
Одного рабочего - годовой объем/ число рабочих.
Одного работающего - годовой объем / число работающих.
Средняя зарплата в год:
Одного рабочего - годовой фонд зарплаты / число работающих
Одного работающего - годовой фонд зарплаты/ число работающих
Среднемесячная зарплата:
Одного рабочего - средняя зарплата в год/ 12
Одного работающего - средняя зарплата /12
Себестоимость продукции - из таблицы №13 по 2 графе.
Себестоимость единицы продукции - себестоимость продукции / годовой объем

Вывод: Расчеты показали, что себестоимость бурения 1го погонного метра скважины равна 297,69 рублей.

5. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЕКТА

Наименование.	Значение.
Параметры карьера.	
Перспективная глубина карьера по RL - 269, м	340
Перспективная глубина карьера по RL - 250, м	340
Глубина карьера первой очереди, м	120
Длина карьера первой очереди, м	1187
Ширина карьера первой очереди по RL - 9, м	744
Ширина карьера первой очереди по RL - 14, м	770
Объем вскрыши в контурах карьера, м	71299487
Объем полезного ископаемого в контурах карьера, м	51086000
Граничный коэффициент вскрыши.	7.2
Промышленный коэффициент вскрыши.	2,2
Годовая производственная мощность карьера, т/год:	
по полезному ископаемому	5200000
по вскрыши	7896000
по горной массе	13084800
Объемная масса пород и руд.	2,82
Коэффициент крепости пород.	15.5
Удельный расход ВВ, кг/м^3.	0,48
Выход горной массы с 1 пм скважины, м^3/пм.	41
Расстояние откатки, км.	4,7
Высота уступа, м.	10
Высота уступа первого яруса, м.	40
Высота уступа второго яруса, м.	35
Годовая производительность основного оборудования:	
тяговый агрегат ПЭ-2м и думпкары ВС-145.	1401216
Экскаватора ЭКГ-5, м^3/год.	1279824
Бурового станка 2СБШ-200-32, м^3/год.	113170
Отвального бульдозера ДЗ-132-1, м^3/год.	

Список литературы.

1. Пахомов Е.М. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых.- М.: Недра, 1990.
2. Размыслов Ю.С. Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом.- М.: Недра, 1985.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы: Учебник для вузов.- М.: Недра, 1985.
4. Справочник. Открытые горные работы/ Сост. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г. и др.- М.: Горное бюро, 1994.
5. Терминологический словарь. Горное дело/ Сост. Мельников Н.Н.- М.: Горное бюро, 1995.