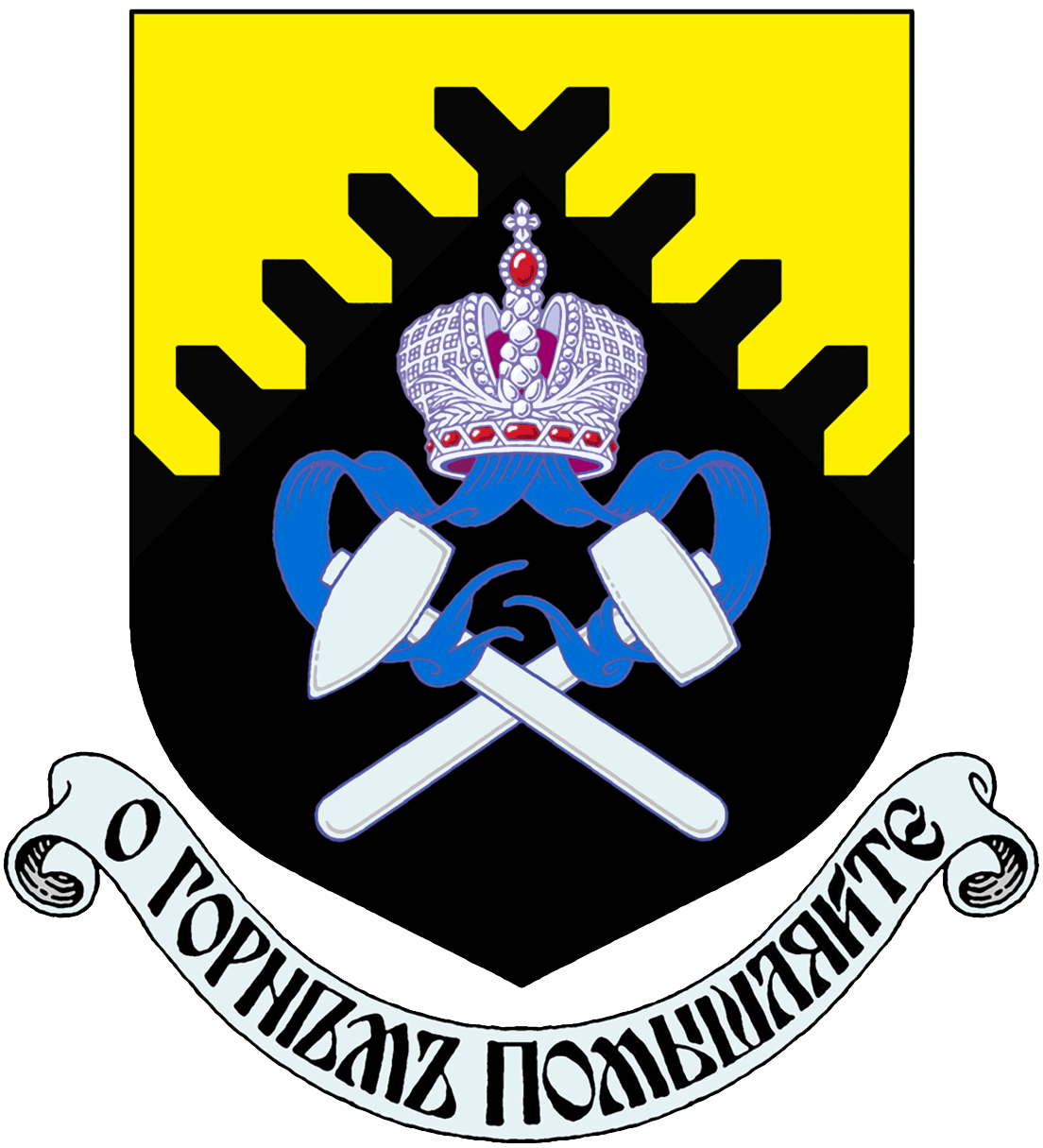
**Федеральное агентство**



**по образованию**

**ГОУ ВПО**

**Уральский государственный**

**горный университет**

**Кафедра РМОС**

**Пояснительная записка к курсовому проекту**

**По дисциплине:**

**Основы горного дела**

**Студент: Маманова Асия**

**Преподаватель: Стенин Ю.В.**

**Екатеринбург**

**2009**

СОДЕРЖАНИЕ

**ВВЕДЕНИЕ 3**

**1. ОСНОВНАЯ ЧАСТЬ** 4

1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА 4
2. ВЫБОР СХЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ 7
3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ 8
4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА БУРОВЫХ СТАНКОВ 11
5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ 13
6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ 15
7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ 19
8. РАСЧЕТ РАСХОДА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ, ДИЗЕЛЬНОГО ТОПЛИВА ГОРНЫМ И ТРАНСПОРТНЫМ ОБОРУДОВАНИЕМ 22

1.9 РАСЧЕТ ЭЛЕМЕНТОВ КАРЬЕРА 23

1.10 ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЕКТА………………………………………………………………………24

**Введение**

Цель курсового проекта состоит в вычислении технологических параметров и процессов открытых горных работ. Приводится подробная последовательность вы­полнения расчетов по определению параметров карьера, выбора схемы комплексной механизации основных производственных процессов, расчету параметров буро­взрывных работ, определению производительности, парка буровых станков, пара­метров выемочно-погрузочных работ, транспортной системы и отвальных работ.

Проектируемый карьер имеет горно-геологическую характеристику: мощ­ность наносов (hH = 30 м); мощность рудного тела (М = 195 м); угол падения (β=46°); длина рудного тела (L= 1600м); глубина карьера (Нк = 300); производительность карь­ера по полезному ископаемому (Ппи =6,1 млн. т/год); крепость пород по Протодьяконову (F = 10); показатель буримости (ПБ = 10); коэффициент разрыхления (КР=1,35); высота уступов (НУ = 12); количество рабочих уступов (N=2); плотность П.И. (РП = 2,1 т/куб.м); плот­ность вскрыши (РВ = 1,8 т/куб.м); угол погашения бортов (α = 37°).

В графической части курсового проекта располагается схематичный ситуаци­онный план, содержащий информацию о рельефе поверхности (горизонтали), на­правления действия господствующих ветров (роза ветров). Также располагается разрез рабочей площадки, «элементы карьера», бульдозерное отвалообразование.

* 1. **Определение параметров карьера**

**1.Определение объема карьера**

При равнинном рельефе поверхности и наклонном или крутом падении залежи объем, карьера может быть определен как сумма отдельных геометрических фигур



где *V*к – объем карьера, м3;

*V*1 – объем призмы с основанием , м3;

*S* – площадь дна карьера, м2;

*L* – длина залежи по простиранию, м;

*M* – горизонтальная мощность залежи, м.



где *Н*к – глубина карьера, м;

 м3

*V*2 – суммарный объем призм треугольного сечения, прилегающих с четырех сторон к объему с основанием *V*1 м3;



где *Р* – периметр залежи (дна карьера), *Р* = 2(*L+ М*) м;

 м3

*V*3 – суммарный объем отдельных частей расчлененного конуса, располагающихся в угловых участках карьера **, м3,





где γср – усредненный угол откоса нерабочих бортов карьера, град.

Суммарный объем карьера, таким образом, определяется по формуле:





**2.Определение длины карьерного поля** (*L*к, м)



**3.Определение ширины карьера поверху** (*В*к, м)



**4.Определения объема полезного ископаемого в контурах карьера**

(*V*п.и, м3)



где *h*н – мощность наносов, м.

S – площадь дна карьера, м



**5.Определение промышленных запасов полезного ископаемого**

**в контурах карьера** (*Q*п.и, т)



где γп.и – объемная масса полезного ископаемого, т/м3;

ηи – коэффициент извлечения, учитывающий потери полезного ископаемого при разработке.

 м

**6.Определение объема породы в контурах карьера** (*V*п, м3)

*V*п = *V*к – *V*п.и= 325026246,52 - 84240000= 240786246,5 м3 (1.1.10)

**7.Определение величины среднего коэффициента вскрыши** *k*ср, м3/т

*k*ср = *V*п/ *Q*п.и= 240786246,52/159213600 = 1,51 м3/т (1.1.11)

**8.Определение производительности карьера по вскрыше** (*П*в, м3/год)

*П*в = *П*п.и *k*ср *k*н,

где *П*п.и– производительность карьера по полезному ископаемому, т/год  *k*н – коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам

(*k*н = 1,1÷1,3).

*П*в = 6100000\*1,51\*1,2 = 11053200 м3/год

**9.Определение производительности карьера по горной**

**массе** (*П*г.м, м3/год)





**10.Определение суточной производительности карьера по полезному ископаемому** (, т/сут)



где *Т*г – число рабочих дней карьера в год (*Т*г = 350 дней).



**11.Определение суточной производительности карьера**

**по вскрыше** (, м3/сут)



**12.Определение сменной производительности карьера**

**по добыче и вскрыше**

( т/смену;  м3/смену)

где *n*см – число смен работы карьера в сутках (обычно 2 - 3 смены).





**13.Определения срока службы карьера** (*Т*сл, лет)



где *Т*ос + *Т*з – время на освоение и затухание мощности карьера по добыче (принимается 1,5 года);

*Т*э – расчетный срок эксплуатации карьера, лет.

.

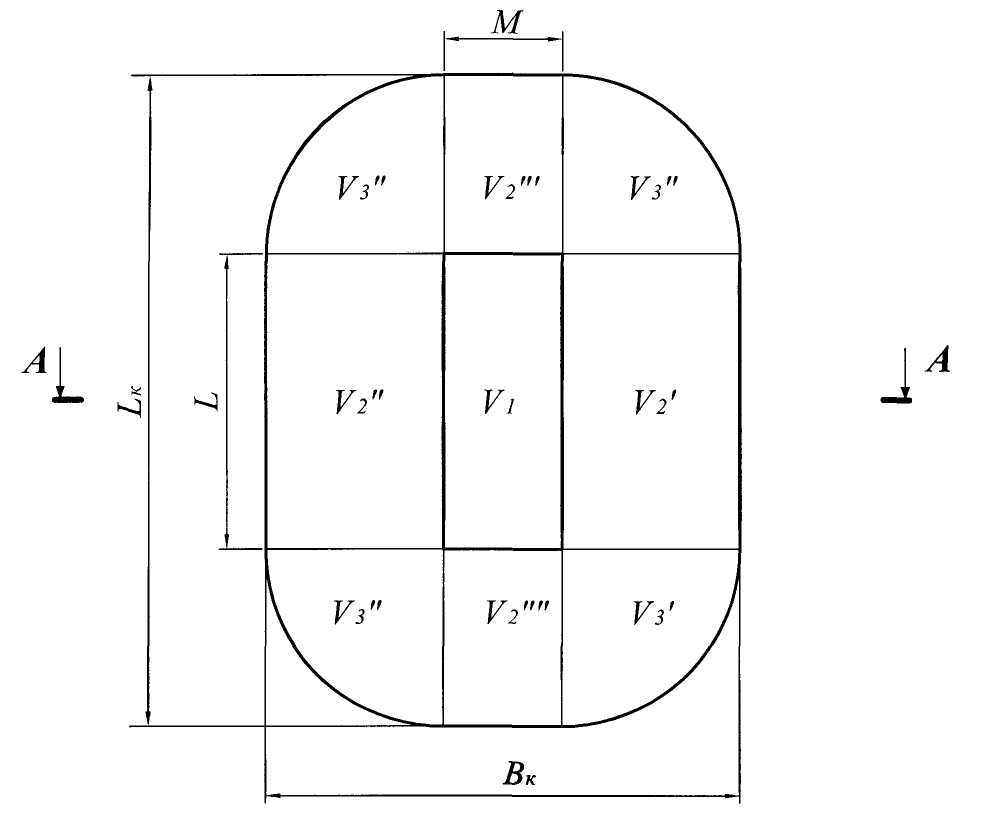


Рис. Схема к расчету объема карьера

**Выбор схемы комплексной механизации**

Модели машин в структурах механизации комплектуются на принципах ком­плексности и взаимной оптимальности.

Выбор структуры комплексной механизации процессов начинается с выбора базовой машины - экскаватора на основе рекомендаций норм технологического проектирования по рациональной годовой производительности экскаваторов, годо­вой производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше и количест­ву рабочих горизонтов.

По ориентировочно выбранной модели экскаватора выбирается модель буро­вого станка, модель автосамосвала. Буровой станок и модель автосамосвала выби­раются также с учетом рекомендаций норм технологического проектирования. С учетом принципов комплексности и взаимной оптимальности впоследствии, после определения производительности оборудования, модели бурового станка и автоса­мосвала могут быть скорректированы, также и отвальная машина - бульдозер.

Выбираем:

одноковшовый экскаватор ЭКГ-8И

автосамосвал БелАЗ – 7549

буровой станок СБШ – 250

бульдозер Т-180

**Определение параметров буровзрывных работ**

Параметры буровзрывных работ рассчитываются для выбранной модели бу­рового станка. Порядок расчета параметров скважин: по размеру долота устанавли­вается диаметр взрывных скважин; общая длинна скважин; длинна забойки, длинна заряда для выбранного типа ВВ на основе рекомендаций о рациональных условиях использования различных типов ВВ.

**1.Определяется диаметр взрывной скважины**

,

где *d*д – диаметр долота, мм;

*k*разб – коэффициент разбуривания, принимаемый в зависимости от крепости пород ( 10 )



**2.Определяется длина перебура** (*l*пер, м)

*l*пер = 11*d*с,

где *d*с – диаметр скважины, м.

*l*пер = 11\*0,259 = 2,85 м

**3.Определяется длина скважины (*l*с, м)**

*l*с = *Н*у + *l*пер

где *Н*у – высота уступа, м.

*l*с = 12+2,85 = 14,85 м

**4.Определяется длина забойки (*l*заб, м)**

*l*заб = 0,27*l*с,

где *l*с – длина скважины, м.

*l*заб = 0,27\*14,85 = 4,01 м

**5.Определяется длина заряда ВВ в скважине (*l*зар, м)**

*l*зар = *l*с – *l*заб

*l*зар = 14,85-4,01 = 10,84 м

**6**.**Определяется тип ВВ**

Выбираем Граммонит 79/21

∆ - плотность заряда в скважине ∆= 0,8 кг/дм3

Квв – коэффициент, учитывающий тип ВВ, Квв = 1

**7.Определяется удельная вместимость скважины (*Р*, кг/м)**



где *d*с – диаметр скважины, дм;

Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм3



**8.Определяется паспортный расход ВВ (*q*п, кг/м3)**

.

- эталонный удельный расход ВВ, = 0.3 



**9.Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве (*W*, м)**





**10.Выполняется проверка величины линии сопротивления по подошве по условию:**





где α – угол откоса рабочего уступа, град.



8,26 ≥ 6,4 (условие выполнено)

**11.Выполняется проверка *l*пер по условию:**

*l*пер ≤ 0,3*W*

*l*пер ≤ 0,3\*8,26 = 2,48

2,85 ≤ 2,48 (условие не выполнено)

*l*пер = 2,48 м

*l*с =12 + 2,48 = 14,48 м

*l*заб = 0,27\*14,48 = 3,91м

*l*зар = 14,48 – 3,91 =10,57 м

**12.Определяется масса заряда в скважине (*Q*3, кг)**

*Q*3 = *рl*зар.

*Q*3 = 42,13\*10.57 = 445,31кг

**13.Определяется расстояние между скважинами в ряду (a, м**)





**14.Выполняется проверка величины *а* по допустимому коэффициенту сближения скважин *m***

*m* = *а*/*W*

*m* = 8,99/8,26 = 1.09

На практике коэффициент сближения скважин составляет: *m* = 0,8 ÷1,4.

**15.Определяется ширина развала (*В*р, м)**

,



где *k*в – коэффициент, характеризующий взрываемость породы (для средневзрываемых пород *k*в = 2,5 ÷ 3,0);

*k*з – коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого

интервала замедления между отдельными скважинами

Интервал замедления (τ, мс)

τ = *k·W,*

τ = 3\*8,26 ≈24,78 мс

где *k* – коэффициент, зависящий от взрываемости пород (для средневзрываемых пород *k* = 3,0 ÷4,0).

**16.Определяется высота развала (*h*р, м)**



где *k*р – коэффициент разрыхления пород после взрыва (в развале).

При взрывании пород на дробление с однорядным расположением скважин развал имеет форму, близкую к треугольной. При этом *k*р = 1,4 ÷ 1,6.



**17.Определяется выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины (*q*г.м, м3/м)**

.



**Определение производительности и парка буровых станков**

**1.Техническая скорость бурения (*v*б, м/ч) скважин определяется по формуле:**

,

где *Р*о – осевое усилие, кН;

*n*в – частота вращения бурового става, мин-1;

*П*б – показатель буримости пород;

*d*д – диаметр долота (коронки), см.



**2.Определение показателя буримости горных пород (*П*б):**



где σсж – предел прочности породы на сжатие, МПа;

σсд – предел прочности породы на сдвиг, МПа;

γ – плотность горных пород, т/м3.



По показателю буримости (*П*б) определяется класс горных пород:

I класс – легкобуримые (*П*б = 1÷5);

II класс – породы средней трудности бурения (*П*б = 5,1÷10);

III класс – труднобуримые породы (*П*б = 10,1÷15,0);

IV класс – весьма труднобуримые породы (*П*б = 15,1÷20,0);

V класс – исключительно труднобуримые породы (*П*б = 20,1÷25,0).

**Пб = 10 => 2 класс горных пород.**

**3.В зависимости от показателей буримости пород (*П*б) и заданного диаметра долота (*d*д) по графику определяется частота вращения бурового става (*n*в).**

Nв = 180 мин-1

**4.Рассчитывается осевое усилие (*Р*о, кН) по выражению**



где *d*д – диаметр долота, см;

*k* – коэффициент, зависящий от показателя буримости, *k=0.70*

кН

**5.Сменная производительность бурового станка (, м/смену) рассчитывается по формуле:**



где *Т*см – продолжительность смены, ч;

*Т*п.з – затраты времени на подготовительно-заключительные операции в течение смены, ч;

*Т*р – затраты времени на ремонты в течение смены, ч;

*Т*в – затраты времени на вспомогательные операции в течение смены, ч;

*v*б – техническая скорость бурения, м/ч.



**6.Определяется суточная производительность бурового станка (, м/смену)**

,

где *n*cм – количество рабочих смен станка в сутки (*n*cм = 2 ÷ 3).



**7.Определяется годовая производительность станка (, м/год)**

,

где *n*р.д.с – число рабочих дней станка в году (с учетом вычета времени: ремонтов, перемещений с участка на участок, остановок в работе по климатическим условиям и др.). для станков СБШ *n*р.д.с = 230 ÷ 280 дней.



**8.Рассчитывается парк буровых станков.**

Списочный парк станков (*N*б.с, шт.)



где *V*г.м – годовой объем обуриваемой горной массы, м3

*q*г.м – выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины, м3/м 

Рабочий парк буровых станков (*N*бр, шт.)

,

где *k*рез – коэффициент резерва буровых станков.

,

где *Т*г – число рабочих дней карьера в году (*Т*г = 350 дней).



**Определение выемочно-погрузочных работ**

Для выбранной модели экскаватора определяется производительность годо­вая, сменная, суточная, часовая. С учетом параметров экскаваторного забоя и схемы установки автосамосвала вычисляются элементы цикла работы экскаватора: дли­тельность черпания, поворота, разгрузки и разворота к забою. Оценивается эксплуа­тационная производительность экскаватора, сменная, суточная и годовая. По годо­вому объему горной массы и годовой производительности экскаватора определяют­ся рабочий и списочный парк.

**1.Техническая производительность экскаватора (*А*т, м3/ч)**

 м3/ч

где *Е* – вместимость ковша экскаватора, м3;

*Т*ц – продолжительность цикла экскавации, с;

*k*э – коэффициент экскавации пород,



где *k*н – коэффициент наполнения ковша;

*k*р – коэффициент разрыхления пород в ковше экскаватора.

**2.Продолжительность цикла экскавации (*Т*ц, с)**

*с*

где *Т*ч – длительность черпания, с;

,

где *d*ср – размер «среднего» куска в развале взорванной горной массы, м;

м

где *Т*пов – длительность поворота экскаватора для разгрузки ковша, с;



где β – средний угол поворота экскаватора для разгрузки ковша, град;

*Т*р – длительность разгрузки ковша, с;

(при *Е* = 1 ÷ 3 м3, *Т*р = 1,5 ÷ 2,5 с;

при *Е* = 3 ÷ 8 м3, *Т*р = 2,5 ÷ 2,7 с;

при *Е* = 12 ÷ 20 м3, *Т*р = 2,9 ÷ 3,5 с).

**3.Сменная производительность экскаватора (*А*см, м3/смену)**

*А*см = *А*т *Т*см *k*и

где *Т*см – продолжительность смены, ч;

*k*и – коэффициент использования экскаватора в течение смены

*А*см = 452,73\*8\*0,74 = 2680,16 м3/смену

**Суточная производительность экскаватора (*А*с, м3/сут)**

*А*с = *А*см *n*см = 2680,16\*3 = 8040,48 м3/сут

где *n*см – число рабочих смен в сутках (nсм = 2-3)

**4.Годовая производительность экскаватора (*А*г, м3/год)**

*А*г = *А*с *n*г,

где *n*г – число рабочих дней в году (прил. 10).

*А*г = 8040,48\*240 = 1929715,2 м3/год

**5.Определяется парк экскаваторов. Списочный парк экскаваторов**

**(*N*эс, шт.)**



где *П*г.м– производительность карьера по горной массе, м3/год 

Рабочий парк экскаваторов (*N*эр, шт.)



где *k*рез – коэффициент резерва экскаваторов



где *Т*г – число рабочих дней карьера в году (*Т*г = 350 дней).

6.2.2.6. Определяется ширина экскаваторной заходки (*А*з, м):

*При автотранспорте А*з = (1,5÷1,7)*R*ч.у ;

где *R*ч.у – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м

*А*з = 1,2\*10,3 = 12,36 м

6.2.2.7. Определяется допустимая высота уступа (*Н*у, м) для скальных пород

,

где  - максимальная высота черпания экскаватора, м

.

**Определение параметров транспортирования горной массы**

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы от забоев до тупиков разгрузки. От четкой работы карьерного транспорта зависит эффективность разработки месторождения. Трудоёмкость транспортирования весьма высока, затраты на транспортирование и связаны с ними вспомогательные работы составляют 45 - 50%, от общих затрат.

Автомобильный транспорт применяют главным образом на карьерах малой и средней производственной мощностью с грузопотоком до 15 млн. в год.

Конструкция автосамосвалов должна максимально учитывать особенности работы в карьерах стеснённых условиях, короткие расстояния и затяжные подъёмы и спуски. Наилучшее использование по времени экскаваторов и самосвалов обеспечивается только при определённых соотношениях объёма экскаваторного ковша и объёма кузова машины.

Экскаваторы используются лучше при их совместной работе с большегрузными автосамосвалами, когда число операций по обмену машин наименьшее.

Рациональное отношение объёма кузова машины к объёму ковша экскаватора изменяется в зависимости от типа экскаватора, грузоподъёмности машин и длины откатки в диапазоне 4-10.

Достоинства автотранспорта: гибкость, маневренность и взаимо- независимость работ автосамосвалов, что упрощает схемы движения, допустимый радиусом до 15 м, подъём и уклон до 80%, меньше сроки и затраты на строительство карьера.

Недостаток автотранспорта: высокая стоимость большегрузных машин, а также больше эксплутационные расходы, жесткая зависимость от климатических условий и состояния автодорог.

**Техническая характеристика автосамосвала БелАЗ-7549**

|  |  |
| --- | --- |
| **Грузоподъемность, *q*a, т………….** | 80,0 |
| **Собственная масса, *G*a, т………….** | 67,0 |
| **Геометрическая вместимость кузова, *V*a, м3………………………….** | 35,0 |
| **Вместимость кузова «с шапкой», *V’*a, м3 ………………………………** | 46,0 |
| **К. п. д. трансмиссии, ηт …………..** | 0,78 |
| **Мощность двигателя, *N*д, кВт…….** | 809 |
| **Продолжительность, мин:** |  |
| **маневровых операций при установке на погрузку, *t*м.п .......** | 0,64 |
| **маневровых операций при установке на разгрузку, *t*м.р …..** | 0,69 |
| **разгрузки, *t*р ……………….** | 1,00 |
| **Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении, *Т*, м ……………………………………** | 14,5 |

**1.Определение производительности автосамосвала (*Q*a, т/смену)**



где *Т*см – продолжительность смены, мин; *Т*см = 8 ч

*q* – вес груза в кузове автосамосвала, т;

*k*и – коэффициент использования сменного времени;

 – продолжительность транспортного цикла автосамосвала, мин;

*N*p – количество рейсов автосамосвала в течение смены.

Продолжительность транспортного цикла (, мин)

 = *t*о + *t*п + *t*д + *t*м.п + *t*м.р + *t*р

где *t*о – продолжительность ожидания погрузки, мин (*t*о ≈ 0,5*t*п=2,04);

*t*п – продолжительность погрузки автосамосвала, мин;

*t*д – продолжительность движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях, мин;

*t*м.п – продолжительность маневровых операций при установке

на погрузку, мин;  *t*м.п  = 0,64

*t*м.р – продолжительность маневровых операций при установке

на разгрузку, мин; *t*м.р = 0,69

*t*р – продолжительность разгрузки, мин. *t*р = 1,00

*Расчеты выполняются в следующей последовательности:*



где  – продолжительность цикла экскавации, с (см. лаб. работу № 6);

 – количество циклов экскавации при загрузке автосамосвала.



Расчет количества циклов экскаватора по грузоподъемности:



где *q*a – грузоподъемность автосамосвала, т; *q*a = 80 т

*k*р – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; *k*р = 1.35

γ – плотность пород в целике, т/м3. γ = 2,1 т/м3

*k*н = 0.95



исходя из вместимости кузова автосамосвала с «шапкой»:





где  – вместимость кузова автосамосвала с «шапкой», м3.

Затем сравниваются значения *n*ц, вычисленные по формулам (7.5) и (7.6), выбирается меньшее () и округляется до целого числа в большую сторону ().



Вес груза рассчитывается (*q*, т)

 т

Осуществляется проверка

*q* ≤ 1,1*q*a,

где *q*a – грузоподъемность автосамосвала, т.

*q* ≤ 1,1\*80 = 88, следовательно *q* = 70,93 т.

**2.Производится расчет времени движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях (*t*д, мин)**



где *L* – расстояние транспортирования горной массы, км; L = 4 км

*v*ср.т – средняя техническая скорость движения автосамосвала по трассе, км/ч;

*v*ср.т определяется в зависимости от заданного расстояния транспортирования (*L*, км) и высоты подъема горной массы (*Н*п, м) *v*ср.т = 19.2

с.

**3.Производится расчет . При этом *t*м.п, *t*м.р и *t*р принимаются для выбранной модели автосамосвала.**



**4.Производится расчет сменной производительности автосамосвала при *k*и = 0,8; *Т*см = 8 ч.**



**5.Производится расчет рабочего и инвентарного парка автосамосвалов.**

Рабочий парк автосамосвалов (*N*а.р, ед.)



где *V*см – сменный объем перевозок, т/смену.



где *k*н – коэффициент неравномерности выдачи горной массы из карьера (*k*н = 0.95);

 – сменная производительность карьера по полезному ископаемому, т/смену;

 – сменная производительность карьера по вскрыше в целике, м3/смену;

γ – плотность вскрыши в целике, т/м3.



Инвентарный парк автосамосвалов *N*а.и:



где *k*т.г – коэффициент технической готовности, определяемый в зависимости от суточного пробега автосамосвала.

Суточный пробег автосамосвала (*L*c, км)



где *k*о – коэффициент, учитывающий нулевой пробег от гаража до места работы и обратно (*k*о = 1,05).

**Определение параметров отвальных работ**

Основное распространение бульдозерного отвалообразования совместно с автомобильным транспортом получило на уральских карьерных руд цветных металлов и на карьерах по добыче руд не цветных металлов.

Организация отвального хозяйства при автотранспорте значительно проще, чем при рельсовом, так как не требует укладки рельсового пути и тяжёлых локомотивов. При применении автосамосвалов устройство отвалов несложное, их конструкция в зависимости от рельефа местности и территории отводимой, под их размещение может меняться. При периферийном отвалообразовании, автосамосвалы разгружаются по периферии отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки отвального откоса или под откос. Часть или вся порода в этом случае бульдозерами сталкивается под откос.В практике в большинстве случаев применяют более экономичное периферийное отвалообразование, при котором меньше объём планировачных

работ.

Технологический процесс периферийного бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте состоит из трёх операции: разгрузка автосамосвалов; планирование отвальной бровки; ремонт и устройства автодорог.

Успешная работа бульдозерных отвалов в значительной мере зависит от состояния автомобильных дорог. Последние по своему назначению делятся на подъездные и и отвальные.

Минимальные радиусы кривых для автосамосвалов устанавливаются от типа машин. Достоинства: большая маневренность оборудования, меньше размеры отвала.

*Порядок выполнения расчетов*

**1.Определяется требуемая площадь отвала (*S*o, м2)**



где *W* – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м3 *W* =150 млн. м3.

 – коэффициент разрыхления пород в отвале = 1,06

*h*я – высота яруса, м *h*я = 30

*n*я – количество ярусов; *n*я = 3

ηо – коэффициент использования площади отвала ηо = 0,5



**2.Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа (*N*o, шт.)**



где  – часовая производительность карьера по вскрыше, м3;

*k*н – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше (*k*н = 1,1 ÷ 1,2);

*Q*п – объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м3.

*Q*п = *q*/γ=70,93/2,1=33,77 м3

где *q* – вес груза в кузове автосамосвала, т

γ – плотность пород в целике, мз/т. γ = 2 мз/т



где *П*в *–* годовая производительность карьера по вскрыше, м3/год;

*Т*г–число рабочих дней карьера в году (*Т*г *=* 350 дней);

*n*см – число рабочих смен в сутки (*n*см= 3);

*Т*см – продолжительность смены, ч (*Т*см = 8).

**3.Определяется число одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале (*N*а.о, шт.)**



где  – продолжительность разгрузки и маневровых операций при установке на разгрузку, мин 

**4.Определяется длина участка разгрузки (*L*p, м)**

*L*p = *N*а.о *l*п,

где *l*п – ширина полосы по рабочему фронту отвала, занимаемой одним автосамосвалом при маневрировании, для автосамосвалов грузоподъемностью:

30 - 55 т *l*п = 30÷40 м, 80 - 130 т *l*п = 50÷60 м, 180 - 240 т *l*п = 60÷70 м.

*L*p = *N*а.о *l*п=1\*60=60 м.

**5.Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе Nyp шт, определяется по формуле:**



где  длина фронта одного участка, (60-80 м)



**6.Определение число участков, находящихся в планировке**



**7.Определение числа резервных участков**



**8. Определение общего числа участков**



**9.Определение обшей длины отвального фронта**



**10.Определяется объем бульдозерных работ (*Q*б, м3/смену)**



где  – сменная производительность карьера по вскрыше, м3/смену; 



**10.Выбирается модель бульдозера и определяется число бульдозеров в работе (*N*б, ед.):**

*N*б = *Q*б/*П*б,

где *П*б – сменная производительность бульдозера, м3/смену

*N*б = *Q*б/*П*б=3262/1300=2.5=3

Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров (*N*б.и, ед.)

*N*б.и = 1.4 *N*б=1.4\*3=4.2=4

## Расчет расхода электроэнергии, дизельного топлива горным и транспортным оборудованием

**1.Рассчитывается общий годовой расход электроэнергии по карьеру по формуле:**

Э = Пг.м(Wэб +Wээ + Wэв + р (Wта L +Wто + Wтв)) ,

Э = 13957961,9\*(0,25+0,6+0,8+12,08(0,14\*4,0+0,01+0,003)) =119645416,1 кВт

Где Э **-**годовой расход энергии , кВт

Пг.м**–** производительность карьера по горной массе , т/год

Wэб , Wээ  , Wэв **–**удельный расход электроэнергии , соответственно: на бурение, экскавацию и вспомогательные процессы, кВт ч/т

Wта **–**удельный расход дизтоплива на технологических автоперевозках , кг/т км;

L – среднее расстояние транспортирования горной массы, км;

Wто ,Wтв – удельный расход дизтоплива ,соответственно , на бульдозерное отвалообразование и вспомогательные процессы, кг/т;

Р**-** энергия, выделяемая при сгорании 1кг дизтоплива,

кВт ч/кг= 12,08

**2. Общий годовой расход электроэнергии по карьеру ( Ээ , кВт ч)**

**рассчитывается по формуле:**

Ээ = Пг.м (Wэб + Wээ + Wэв )

Ээ = 13957961,9 \*(0,25+0,6+0,08) =12980904,57кВтч

**3. Общий годовой расход дизельного топлива по карьеру(Эг,т)**

Эг = Пг.м (Wта L +Wто + Wтв)\*10-3

4.Эг = 13957961,9 \*(0,14\*4,0+0,01+0,003)\*10-3 =7997912,169\*10-3 =7997,9т.

## Расчет элементов карьера

**1.Определяется высота рабочего борта карьера (*Н*р.б, м)**

*Н*р.б = *Н*у *n*р.у,

*Н*р.б =12\*2=24 м,

где *Н*у – высота уступа, м;

*n*р.у – количество рабочих уступов.

**2. Определяется ширина рабочей площадки при погрузке горной массы в автомобильный транспорт (*Ш*р.п, м)**

*Ш*р.п = *В*р *+ С + Т + S + Z + Ш*в.б ,

*Ш*р.п =22,91+2+14,5+1+2,56+7,97=50,94 м

где *В*р – ширина развала породы, м;

*С* – безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой (2 - 3 м);

*Т* – ширина транспортной полосы (проезжей части временной автодороги при двухполосном движении), м;

*S* – безопасное расстояние (1,0÷2,0 м);

*Z* – ширина призмы обрушения, м;

*Z* = *Н*у (ctg αy – ctg α);

*Z* = *10* (ctg 60 – ctg 70)=2,56

*Ш*в.б – ширина взрывного блока, м (при однорядном взрывании, *Ш*в.б = *W*, принимается по результатам расчетов;

α – угол откоса рабочего уступа;

αу – угол устойчивого откоса уступа.

**3. Определяется горизонтальное проложение откоса рабочего борта (*С*р.б, м)**

*С*р.б = *Н*у ctg α *n*p.y + *Ш*р.п(*n*p.y – 1).

*С*р.б = *12\**ctg 70\*2 + 50,94(*2* – 1)=61,96 м,

**4. Определяется тангенс угла рабочего борта карьера (ϕ)**

tg ϕ = *Н*р.б / *С*р.б.

tg ϕ = *24* /*61,96=0,3873*

**5. Определяется величина угла рабочего борта ϕ:**

φ = arctg (tg φ)

φ = 21,17

**6. Определяется высота нерабочего борта карьера (*Н*н.б, м)**

*Н*н.б = *Н*у *n*н.у,

*Н*н.б = *12\*3=36 м,*

где *n*н.у – количество нерабочих уступов (принимается *n*н.у = 3).

7. Определяется горизонтальное проложение откоса нерабочего борта (*С*н.б ,м)

*С*н.б = *n*н.у (*Н*у ctg αy + *b*c) + (*n*н.у – 1) *b*б,

*С*н.б =2 (*12\**ctg 60+15) + (*2* – 1)*10=71,93 м,*

где *b*c – ширина съезда, м;

*b*б – ширина бермы безопасности, м (*b*б = 8÷10 м).

**8. Определяется тангенс угла нерабочего борта карьера (γ)**

tg γ = *Н*н.б /*С*н.б. ,

tg γ = *36/71,93=0,5*

Затем сам угол откоса нерабочего борта карьера

(γ): γ = arctg(tg γ),(γ): γ =26,6.

## Показатели проекта

В разделе приводится таблица основных технико-экономических показателей, полученных в результате расчетов и сведенных в следующие группы.

**Параметры горных работ:**

Промышленные запасы в контурах карьера; Qпи=159213600 т

Объем вскрыши в контурах карьера; Vп=240786246,52 м3

Средний коэффициент вскрыши; Кср=1,55 м3/т

Производительность карьера по ПИ.; A=6,1 т/год

Производительность карьера по вскрыше; Пв=11053200м3/год

Производительность карьера по горной массе; Пгм=13957961,9 м3/год

Срок службы карьера; Тсл=27,6лет

**Принятое основное оборудование и парк:**

Буровые станки: СБШ-250=5шт

Экскаваторы; ЭКГ-8И=7шт

Автосамосвалы; БелАЗ -7549=23шт

Бульдозеры на отвале; Т-180=4шт

**Основные показатели БВР:**

Диаметр скважины; 259 мм

Производительность станка; 58,78 м/смену

176,34м/сутки

44085 м/год

Тип ВВ; Граммонит 79/21

Удельный расход ВВ; 0,8 кг/м3

Ширина развала; 22,91 м

Ширина буровой заходки; 8,26

Расстояние между скважинами; 8,99 м

**Основные показатели экскавации:**

Ширина экскаваторной заходки; 12,36м

Производительность экскаватора; 2680,16м3/см

1929715,2м3/год

**Основные показатели транспорта:**

Производительность автосамосвала; 814,26т/см;

Средневзвешенное расстояние транспортирования; 4 км.

**Основные показатели отвальных работ:**

Отвальная площадь; So=3500000м2

Высота яруса отвала; hя=30 м

Число ярусов; n=2

Ширина отвала; B=2645,75 м

Длина отвала; L=1322,87 м