# Оглавление

[Оглавление 1](#_Toc132366484)

[1.Определение параметров карьера 2](#_Toc132366485)

[2.Подготовка горных пород к выемке буровзрывным способом. 7](#_Toc132366486)

[3. Выемочно-погрузочные работы 15](#_Toc132366487)

[4. Перемещение карьерных грузов 15](#_Toc132366488)

[5. Отвалообразование вскрышных пород 19](#_Toc132366489)

[6. Вскрытие месторождений и системы их открытой разработки 23](#_Toc132366490)

[Список используемой литературы: 28](#_Toc132366491)

# 1.Определение параметров карьера

Параметры карьера определяются из его геометрических размеров в поперечном и продольном разрезах

**Граничная глубина открытой разработки, соответствующая максимальной глубине карьера () по проекту [1,c.10].**



где - граничный коэффициент вскрыши,

- горизонтальная мощность залежи ископаемого, м;

- ширина карьера по низу, м;

-углы откоса устойчивых бортов карьера, град[2,c10].



где -стоимость добычи 1 м полезного ископаемого подземным способом ,р/м;

С- стоимость добычи 1 м полезного ископаемого открытым способом, р/м;

С-стоимость удаления 1 м вскрышных пород, р/м.

=.

**Ширина карьера по верху, м**



**Длина карьера по верху, м**

где -среднее значение угла наклона устойчивых нерабочих бортов карьера, град

= град.

=275+2\*287\*ctg38=1009,7 м;

=1100+2\*287\*1,28=1834,7 м.

**Объем горной массы в контурах карьера, м[2,c,11**]



**Площадь карьера, **





**Периметр дна карьера, **





237462,5\*287+0,5\*2750\*287\*1,28+1,04\*287\*1,28=211668188,3 м

**Объем полезного ископаемого, м**

 ,

где -площадь залежи в ее горизонтальном сечении, м;

-высота залежи, м.

=287-45=242 м

=237462,5\*242=57465925 м

**Объем вмещающих залежи пустых пород в тех же границах, м**

211668188,3-57465925=154202263,3 м

**Средний коэффициент вскрыши, м/ м[2,c.8]**



=

**Годовая производственная мощность карьера, м/год по ископаемому**



где -годовая производственная мощность карьера, т./год;

-плотность массива ископаемого, т/ м;

= м/год

То же по вскрышным породам, м/год



=2.68\* =4729411,8 м/год

То же по горной массе, м/год



=1764705,9+4729411,8=6494117,7 м/год

**Средневзвешенная плотность массива горной массы ,т/ м**



= т/ м

**Масса груза, вывозимого из карьера за год (грузооборот карьера), т/год**



=6494117,7\*2,73=17728941,3 т/год

**Скорость ежегодного понижения горных работ по ископаемому, м /год**



= м /год

**Срок существования карьера без учета периода его строительства, лет**



= 33года

**Полный срок существования карьера, лет**



где =4-5 лет-период строительства и доработки карьера.

=33+5=38 лет

# 2.Подготовка горных пород к выемке буровзрывным способом.

На результат взрыва большое влияние оказывает величина W, которая зависит от диаметра скважин, высоты уступа и угла наклона его откоса, мощности ВВ, плотности заряжания.

**Величина преодолеваемого сопротивления по подошве(СПП)**



где р=0,785\*-вместимость ВВ на 1 м скважины, кг/м;

d- диаметр скважины, м;

-плотность заряжания скважины ВВ, кг/ м;

=0,60,9-расчетный удельный расход ВВ, кг/ м;

-угол наклона скважин, град.

41,7 кг/м.

W=(0,9\*(41,7/0,7)½)/sin90=6,95

**Величина сопротивления по подошве проверяется по условиям безопасного размещения бурового станка на площадке уступа, м;**



где =10-15-высота уступа, м ;

-угол откоса уступа, град;

с≥3м-минимальное допустимое расстояние от верхней бровки уступа до оси скважины, м;

=10\*ctg70+3=6,63

**Обязательное условие** W≥, 6,95≥6,63-выполняется.

**Длина скважины, м**

 12,43

где hy – высота уступа, м.



**Длина забойки скважины, м**



**Расстояние между скважинами в ряду, м**

 м,

где m – коэффициент сближения зарядов в пределах:

m = 0,6 - 0,8 – в трудно взрываемых породах;

**Расстояние между рядами скважин при шахматной сетке их расположения, м**

4,25.

**Масса заряда в скважине первого ряда определяется по формуле, кг**

243,3 кг,

где qp – расчетный удельный расход ВВ, кг/м3;

Wp – сопротивление по подошве, м;

 a – расстояние между скважинами в ряду, м.

**Масса заряда в скважине второго ряда, кг**

175 кг,

где b – расстояние между рядами, м.

**Длина заряда, м**

5,8 м,

где Р – вместимость 1 м скважины, кг/м.

**Ширина взрывного блока при однорядном расположении скважин, м**

6,63 м.

То же, при многорядном расположении скважин, м

12м,

где nрд – количество взрываемых рядов скважин.

**Ширина развала породы после взрывания блока по массиву при однорядном расположении скважин, м**

25 м,

где Кв – коэффициент трудности взрывания пород;

Кв = 2 - 2,5; 2,5 – 3,0; 3,0 – 4,5 – соответственно для легко-, средне- и трудновзрываемых пород;

Кскв =1 – коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту.

**Ширина развала породы при многорядном расположении скважин и короткозамедленном взрывании (КЗВ), м**

28 м,

где Кз – коэффициент дальности отброса породы взрывом, зависящий от интервала замедления:

время замедления, мс – 0 10 25 50 75

Кз – 1 0,95 ***0,9*** 0,85 0,8

**Ширина экскаваторной заходки, м**

19 м,

где Rry – радиус черпания на уровне стояния, м.

**Число проходов экскаватора по развалу (количество экскаваторных заходок)**





**Минимальная длина экскаваторного или взрывного блока определяется по условию обеспечения бесперебойной работы экскаватора в течение 15-30 суток.**

945м,

где nдн = 15-30 сут. – оптимальный запас взорванной горной массы;

nсмн = 3 смены – число смен работы экскаватора в сутки;

Qэ(смн) – сменная производительность экскаватора в пересчете на массив породы, м3/смену.

1512 м3/смен,

где tц = 40 с – длительность рабочего цикла погрузки экскаватора, с;

Vквш – емкость ковша экскаватора, м3;

 – коэффициент экскавации, учитывающий степень использования ковша экскаватора;

Кн = 0,75 – коэффициент наполнения ковша;

Кр = 1,45 – коэффициент разрыхления породы в ковше;

Тсмн = 7 ч – продолжительность рабочей смены экскаватора;

Ки(э) = 0,55-0,7 – коэффициент использования экскаватора по времени.

**Объем взрываемого блока породы, м3**

113400 м3.

**Необходимое количество ВВ для взрывания блока, кг**

79380 кг.

**Необходимое количество скважин с учетом их вместимости для размещения ВВ в блоке**

326

То же, в одном ряду скважин

163

**Суммарно потребная длина скважин для взрывания годового объема горной массы карьера, м/год**

323529 м/год,

где Qк(гм) – годовая производственная мощность карьера по горной массе;

Vуд – выход горной массы с одного погонного метра взрывной скважины, м3/м.

**Выход взорванной горой массы с 1 м скважины. м3/м**

24 м3/м

где Wб– сопротивление по подошве первого ряда, м;

nрд – количество взрываемых рядов скважин;

b – расстояние между рядами скважин, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

hy – высота уступа, м;

Lскв – глубина скважин, м.

**Годовая производительность станка шарошечного бурения, м/год**

26450 м/год

где Pос – осевая нагрузка на шарошечное долото, кН;

nоб – скорость вращения долота, об/мин;

Тсмн = 7 ч – длительность рабочей смены бурового станка;

Ки = 0,44-0,6 – коэффициент использования бурового станка во времени;

nсмн = 2 – количество рабочих смен бурового станка в сутки;

nдн = 247-259 дн. – число рабочих дней бурового станка в календарном году;

Пб = f – показатель трудности бурения пород;

dскв – диаметр скважин, см.

**Необходимое количество рабочих буровых станков**

15

Инвентарный парк станков принимается на 15-20% больше рабочего. Обычно по организационным причинам число рабочих буровых станков на карьере принимается равным рабочему парку экскаваторов.

# 3. Выемочно-погрузочные работы

Поскольку выбор типа экскаватора и расчет его сменой производительности произведены, здесь рассчитывается только годовая производительность экскаватора, м3/год

1134000 м3/год

где nсмн = 3 смены – число рабочих смен экскаватора в сутки;

nдн = 247 – 259 дн. – число рабочих дней экскаватора в году.

**Необходимое количество рабочих экскаваторов**

9

Инвентарный парк экскаваторов принимается на 10-15% больше рабочего.

Расстановка экскаваторов по горизонтам (уступам) осуществляется из расчета 1-2 единицы на один горизонт при железнодорожном транспорте на карьере и 2-4 – при автотранспорте.

# 4. Перемещение карьерных грузов

Число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно. Рабочий парк автосамосвалов устанавливается по условию обеспечения непрерывной работы рабочего парка экскаваторов. Принимаем БелАЗ 548,грузоподъемностью 40 тонн.

**Производительность автосамосвала, т/смен.**

,

где -фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;

-техническая грузоподъемность автосамосвала, т[2, c124];

=0,85-0,9-коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала;

=7ч-продолжительность смены;

-длительность одного рейса автосамосвала, ч;

=0,75-коэффициент использования автосамосвала по времени.

Продолжительность одного рейса автосамосвала, ч

=,

где

-время погрузки автосамосвала, ч

-время движения автосамосвала с грузом и без груза,ч

=0,02ч-время разгрузки автосамосвала;

=0,03ч-время маневров на погрузке и разгрузке.

**Время погрузки автосамосвала,ч**



где

-ёмкость кузова принятого типа автосамосвала, м³;

=1,1-1,15-коэффициент,учитывающий погрузку автосамосвала с верхом

-ёмкость ковша экскаватора, м³;

-коэффициент экскавации.

**Время движения**

****

где

=1,5 км-расстояние перемещения грузов автосамосвалами;

=14км/ч-скорость движения груженого автосамосвала;

=25 км/ч-то же порожнего автосамосвала.

**Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор**

****

**Необходимое количество работающих автосамосвалов**

****

где

-необходимое количество рабочих экскаваторов.

**Рабочий парк автосамосвалов на карьере**

**,**

где -сменный грузооборот карьера, т/смен

=  ,

где -суточный грузооборот карьера, т/сут

=3смен/ сут.

**Пропускная способность двухполостной автодороги, маш/ч**



где =14км/ч-средняя скорость движения автосамосвала по карьерным дорогам;

=0,5-0,8- коэффициент неравномерности движеня;

≥50 м-минимально допустимое безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами.

**Провозная способность автодороги.т/ч**

****

**где** =1,75-2-коэффициент резерва.

**Необходимая пропускная способность однополосной автодороги, маш./ч**

****

# 5. Отвалообразование вскрышных пород

При транспортировании вскрыши на отвал автосамосвалами применяется бульдозерное отвалообразование. Процесс отвалообразования в этом случае включает разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа, перемещение пород под откос уступа, планировку поверхности отвала, ремонт и содержание автодорог.

Заполнение отвала осуществляется периферийным или площадным способом. В первом случае автосамосвалы разгружаются по фронту работ прямо под откос (при устойчивых отвалах) или на расстоянии 3-5 м от откоса. Затем порода бульдозерами перемешается под откос. Бульдозерный отвал в этом случае развивается в плане. При площадном способе автосамосвалы разгружаются по всей площади отвала. Поверхность отвала планируется бульдозерами, а затем укатывается катаками. После этого отсыпается следующий слой и т.д. Бульдозерный отвал в этом случае развивается по вертикали. Более экономичным является периферийный способ, при котором меньше планировочных и дорожных

работ. Площадный способ используется редко (в основном при складировании малоустойчивых мягких пород).

При периферийном способе, для безопасности, у верхней бровки уступа отвала устанавливаются деревянные или металлические упоры для задних колес автосамосвалов (иногда вместо упоров насыпают вал породы высотой 0,5-0,8 м и шириной 2-2,5 м).

Кроме того, поверхность бульдозерного отвала должна иметь уклон 4 —5° в сторону центра отвала.

Высота бульдозерных отвалов на равнинной местности изменяется в широких пределах и ограничивается в основном физико-техническими характеристиками пород. Для скальных пород она составляет 30-35 м, для песчаных 15-20 м, для глинистых 10-15 м.

В условиях нагорных карьеров высота бульдозерных отвалов достигает 150 м и более. При такой высоте отвала разрабатываются специальные мероприятия, обеспечивающие безопасные условия работы обслуживающего персонала и оборудования.

Бульдозерный отвал обычно состоит из трех участков равной длины по фронту разгрузки (рис.5.8). На первом участке ведется разгрузка, на втором - планировочные работы, третий участок - резервный. По мере развития горных пород назначение участков меняется. [2, c254]

**Необходимая площадь под отвал, м²**

****

где -объём вскрыши, подлежащий размещению в отвале, м³;

=1,1-1,2- остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале;

-коэффициент, учитывающий использование площади отвала(=0,6-0,7)

**Длина фронта разгрузки, м**

**,**

**где** =18-20 –ширина полосы по фронту, занимаемая автосамосвалом, м;

-число одновременно разгружающихся автосамосвалов;

****

**где** -число автосамосвалов, разгружающихся в отвале в течение часа;

=1,5-2 – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, мин;



где-часовая производительность карьера по вскрыше, м³;

=1,25-1,5 – коэффициент неравномерности работы карьера;

-объем вскрыши, перевозимый автосамосвалом за рейс, м³;

**Длина отвального фронта, м**

****

**Рабочий парк бульдозеров**

**,**

**где** -сменный объем бульдозерных работ, м³

-сменная производительность бульдозера, м³;



где - продолжительность смены, ч

-0,5-0,7-коэффициент заваленности отвала породой.

**Инвентарный парк бульдозера на отвале**



где =1,3-1,4-коэффициент инвентарного парка бульдозеров

# 6. Вскрытие месторождений и системы их открытой разработки

Выбор оптимального способа вскрытия и определения объемов горно-капитальных работ выполняется после выбора и обоснования системы разработки, соответствующей заданным условиям.

Для заданных условий принимается углубочная, продольная, двухбортовая система разработки (УДД).

**Длина въездной или капитальной траншеи в зависимости от ее глубины (hвт) и угла (iр) составит, м**

250м,

где hвт – глубина заложения капитальной траншеи или выхода уступа, м;

ввт – ширина капитальной траншеи, м;

αвт – угол наклона (откосов) бортов капитальной траншеи, град.

**Объем капитальной траншеи, м3**

36061 м3,

где ввт – ширина капитальной траншеи, м

αвт – угол наклона (откоса) бортов капитальной траншеи, град.

Объем разрезной траншеи, м3

206879 м3.

310 м2,

где Sрт – поперечное сечение разрезной траншеи, м2;

 - длина разрезной траншеи при вскрытии горизонта в две очереди, м;

Lк(врх) – длина карьера по верху, м;

врт = lвт – ширина разрезной траншеи, град.

hрт = hвт = hу= 10 м – глубина разрезной траншеи, равная высоте уступа, м;

αрт = αвт = 600 – угол наклона бортов разрезной траншеи, град.

667,4 м.

**Объем панели (заходки), м3**

 163288 м3,

где  - длина панели при строительстве карьера, м;

Шпнл – ширина панели (заходки, экскаваторного и взрывного блоков), м;

hy – высота уступа, м.

917.4 м.

**Минимальная ширина рабочей площадки Шрп, необходимой для размещения горнотранспортного оборудования, определится**

28 + 3 + 3 + 3 = 40 м,

где Врзв(м) – ширина развала породы после взрывания блока массива, м;

С = 3,0 м – безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой;

Т = 3,0 м – ширина транспортной полосы при одноколейном пути;

Z = 3,0 м – ширина площадки безопасности.

**Максимально возможное число рабочих горизонтов (уступов) в продольных системах разработки при минимальных рабочих площадках**

15,

где Вк(срд) – средняя ширина карьера, м;

Шрп(min) – минимальная ширина рабочей площадки, м;

hу – высота уступа, м;

αу – угол наклона рабочего уступа массива пород.

Фактическое количество рабочих горизонтов nу(фкт) по необходимому количеству экскаваторов и расстановка их по уступам могут быть и меньше рассчитанного.

В **этом случае фактическая ширина рабочей площадки, м**

87,3 м,

7

642.4 м.

**Угол откоса рабочего борта карьера, град**

80

**Средняя длина фронта работ рабочего уступа, м**

1467 м,

где Lк(врх) – длина карьера по верху, м;

Lк(нз) – длина карьера по низу, м.

**Средняя скорость продвижения фронта работ по обеспечению заданной производительности карьера по горной массе, м/год**



63,2 м/год ≤ 99,4 м/год

63,2 м/год

99,4 м/год

где Qк(гм) – годовая производственная мощность карьера по горной массе, м3/год;

nу(фкт) – фактическое количество рабочих горизонтов;

Qэ(гд) – годовая производительность экскаватора, м3/год;

nэ(нбх) – необходимое количество рабочих экскаваторов;

hу – высота рабочего уступа.

С другой стороны эта же скорость продвижения фронта работ по геометрическим построением для обеспечения угла откоса рабочего борта карьера φр, м/год

56,1 м/год

где Vпи(гд) – скорость ежегодного понижения горных работ по ископаемому, м/год;

φр – угол откоса рабочего борта карьера, град;

φн - угол откоса нерабочего борта карьера, град.

Основным условием нормальной работы карьера заданной производительности является

 63,2≥56,1

# Список используемой литературы

1. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М.: Недра, 1982. -414 с.
2. Томаков П.П., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. М: Недра, 1986. - 312 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы. М.: Недра, 1985. - 508 с.
4. Друкованный М.Ф., Ильинин В.И., Ефремов Э.Н. Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1978. - 390 с.