# **Содержание**

Введение

1. Исходные данные

2. Выбор форм и расчет поперечного размера горной выработки

3. Расчет параметров устойчивости

4. Расчет горного давления

5. Выбор и расчет крепи

6. Расчет паспорта БВР

7. Расчет уборки пород

8. Настилка пути

9. Устройство водоотливной канавки

10. График организации работ

11. Построение циклограммы

#### Введение

Наряду с высокими темпами развития рыночных отношений большое значение имеет создание высокопроизводительного горного оборудования с наименьшими затратами изготовления и энергосберегающими технологиями работ. Помимо этого требуется снижение затрат на ведение горных работ. Эффективность ведения горных работ, а именно разработка МПИ зависит от своевременности проведения подготовительных и нарезных выработок, то есть подготовки фронта очистных работ. Но помимо своевременности подготовки необходимо еще и удешевление горно-проходческих работ, так как эти работы имеют большой удельный вес в себестоимости одной тонны добытого полезного ископаемого, что сказывается на конкурентоспособности реализованной руды. Удешевление горнопроходческих работ можно добиться путем внедрения высокопроизводительного оборудования на всех операциях проходческого цикла.

Это позволяет увеличить темпы проходческих работ, а это в свою очередь снижает затраты по фонду заработной платы, а так же снижает затраты по содержанию оборудования и всех обще-шахтных затрат. В настоящее время это достигается путем внедрения импортного оборудования, причем возникает необходимость создания проходческих комплексов. Чтобы уменьшить цикличность работ, то есть, как можно больше увеличивать удельный вес на внедрение операций по поточной технологии. В транспортных работах выгодно применение высокопроизводительного конвейерного оборудования, а буровзрывную отбойку менять на механизированную, то есть, внедрение комбайнового способа проведения.

**1. Исходные данные**

1. Вариант - 18
2. Наименование выработки - квершлаг однопутевой
3. Длина выработки - 70
4. Угол падения гв - 2
5. Пересекаемые породы - Доломит
6. Трещиноватость пород - нетрещиноватые
7. Коэффициент крепости - 10
8. Водоприток в гв - 0,1
9. Объемный вес - 2900
10. Применяемое оборудование - ВГ-4, 14 КР
11. Глубина заложения - 320
12. Размер структурного блока - 0,5
13. Количество воздуха через гв - 80

**2. Выбор формы и расчет поперечных размеров горной выработки**

Выбор формы и поперечных размеров горной выработки зависит как от величины горного давления, так и от срока службы горной выработки. Применяют следующие виды горных выработок.

1 Трапециевидная форма применяется при небольшом сроке службы горной выработки, при повышенном давлении с кровли не небольшом давлении с боков.

2 Прямоугольно-сводчатая форма применяется при большом сроке службы горной выработки, большом давлении с кровли и небольшом давлении с боков.

3 Подковообразная форма применяется при большом горном давлении как с кровли, так и с боков, а так же незначительном давлении с почвы.

4 Круглая форма применяется при большом всестороннем давлении и большом сроке службы горной выработки. Данная форма так же применяется при проведении вертикальных стволов и при проведении вертикальных выработок небольшого сечения методом бурения.

5 Прямоугольная форма применяется в выработках имеющие небольшое горное давление, а так же небольшое сечение самой выработки; при проведении вертикальных выработок (восстающих и стволов).

Трапециевидная, прямоугольно-сводчатая и подковообразная формы применяются при проведении горных и слабонаклонных горных выработок. Так как в исходных данных назначение применяемой горной выработки – однопутевой путевой квершлаг, а коэффициент крепости пород равен 10, то для шахт Урала наиболее применимой является прямоугольно-сводчатая форма, ее и выбираем.

Для выбора поперечных размеров горной выработки руководствуемся габаритными размерами применяемого оборудования, заданного в исходных данных, а так же допустимыми зазорами при применении данного оборудования.

Так как у меня в дальнейшем при эксплуатации горной выработки будет использоваться следующее оборудовании: ВГ-4, 14КР; то исходя из габаритов применяемого оборудования и безопасных зазоров для данного оборудования, я определяю поперечные размеры своей выработки.

Определение ширины выработки в свету определяется по формуле:

(1)

где m – безопасный зазор для перемещения людей, мм;

n – безопасный зазор, мм;

А – ширина применяемого оборудования, мм;

p – зазор между составами, мм;

Безопасный проход для перемещения людей в квершлаге равен 1200 мм.

Безопасный зазор между электровозом и стенкой выработки равен 200

Так как ширина электровоза равна 1340 мм (14-КР), а ширина вагона 1350 мм (ВГ-4), то в качестве ширины применяемого оборудования выбираю ширину вагона.

Зазор между электровозами и вагонами должен быть равным 200 мм.

(1)

Определение ширины выработки в чернее находится по формуле:

(2)

где δ – ширина крепи, мм;

Ширина крепи равна 50 мм.

(2)

Высота свода горной выработки при коэффициенте крепости горных пород меньше 13 (в исходных данных он равен 10) определяется по формуле:

 (3)

 (3)

Высота горной вертикальной стенки горной выработки находится по формуле:

(4)

где hб – высота балластного слоя, принимаем равной 190 мм;

(4)

Свод горной выработки состоит из трех дуг – два радиуса малой дуги и один радиус большой дуги. Радиус большой дуги для выработок, коэффициент крепости пород в которых меньше 13, определяется по формуле:

(5)

(5)

Радиус малых дуг для пород, коэффициент крепости которых меньше 13, определяется по формуле:

(6)

(6)

Поперечная площадь горной выработки в свету, при коэффициенте крепости пород меньше 13, находится по формуле:

(7)

(7)

Поперечная площадь выработки в чернее, при коэффициенте крепости пород меньше 13 находится по формуле:

(8)

(8)

**3. Расчет параметров устойчивости**

Под устойчивостью горных пород понимается их способность сохранять равновесие при обнажении. При проведении выработки равновесное состояние массива горных пород нарушается. Происходит перераспределение напряжений в массиве. Появляются области пониженных напряжений в кровле и почве выработки и области повышенных напряжений в боках. Соответственно максимальные вертикальные сжимающие напряжения в боках выработки определяются по формуле:

;(1)

где k1 – коэффициент концентрации максимальных напряжений;

γ – объемный вес горных пород;

Н – глубина залегания выработки, м;

 (1)

Минимальные горные напряжения в кровле находятся по следующей формуле:

; (2)

где k2 – коэффициент концентрации растягивающих напряжений;

λ1 – коэффициент бокового распора;

k1 при прямоугольно-сводчатой форме горной выработки равен 2. k2 при крепости пород меньше или равном 12 равен 0,3, если коэффициент крепости пород больше 12, то k2 равен 0,4.

λ1 находится по формуле:

; (3)

где μ – коэффициент Пуассона, для горных пород берется равным 0,2…0,3;

 (3)

 (2)

Оценка устойчивости контура незакрепленной выработки обычно выполняется для одноосного напряженного состояния по величине максимальных напряжений в максимальной точке.

В качестве критерия оценки устойчивости применяем запас прочности (устойчивости) пород, который определяют для одноосного напряженного состояния. Так как предельные состояния для кровли и боков будут различны, то определяем запасы прочности как в боках, так и в кровле.

Запас прочности в бока определится по формуле:

; (4)

где Rсж – предел длительной прочности массива горных пород при сжатии;

Запас прочности в кровле находится по следующей формуле:

; (5)

где Rр – предел длительной прочности массива горных пород при растяжении;

Предел длительной прочности массива горных пород при сжатии по формуле:

; (6)

где δсж – предел прочности пород на одноосное сжатие;

kс – коэффициент структурного ослабления;

ξ – коэффициент длительной прочности;

Предел длительной прочности массива горных пород при растяжении по формуле:

; (7)

δр – предел прочности пород на растяжение;

Предел прочности пород на одноосное сжатие находится по формуле:

, Па; (8)

где f – коэффициент прочности горных пород;

; (8)

Предел прочности пород на одноосное растяжение определяется по формуле:

, Па; (9)

; (9)

Kc – коэффициент структурного ослабления, определяется графическим путем:

По горизонтальной оси откладываем отношение , а по вертикальной оси отложим Kc, который будет определен, для чего пусть ширина выработки в свету B = 2,7, а bб = 0,5, тогда

; (10)

где bб – размер структурного блока;

Данное отношение откладываем на горизонтальной оси и провели с горизонтальной оси вверх до пересечения кривой и провели горизонтальную линию по пересечении с вертикальной линией точка пересечения дала искомый Kc. Коэффициент длительной прочности для крепости пород, равном 10 равен 0,75

; (6)

; (7)

; (4)

; (5)

Исходя из расчета, я принимаю 1<n<4

**4. Определение горного давления**

Определяем высоту свода обрушения по формуле:

, (1)

где а – полупролет выработки;

tgφ – коэффициент внутреннего трения горных пород;

 , (2)

; (2)

; (1)

Определяем величину горного давления по формуле:

, (3)

где h0 – высота свода;

γ – объемный вес ( исходные данные);

; (3)

Определяем интенсивность давления по формуле:

, (4)

; (4)

**5. Выбор и расчет крепи**

Выбор крепи осуществляется для горизонтальных и наклонных выработок, может быть выбрана по безразмерному коэффициенту

, (1)

; (1)

Расстояние выработок относительно напластования пород выбираем по простиранию, так как у нас штрек. Исходя из полученного значения (Пу), выбираем комбенированную крепь из анкеров и набрызкбетона

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Пу | Расстояние выработок относительно напластования пород | Рекомендуемая крепь |
| 0 – 0,05 | Вкрест простирания и в однородных без напластования(квершлаг, орт) | крепь не требуется при интенсивной трещиноватости торкретирования кровли и боков |
| 0,05 - 0,10 | То же | без крепи торкретирования – бетон толщиной 3 см |
| 0,10 – 0,24 | То же | Набрызкбетон, толщиной 3 – 5 см, деревянная крепежная рама |
| больше 0,24 | То же | Комбенированная крепь из анкеров и набрызк бетона |
| 0 – 0,05 | По простиранию напластования (штрек) | без крепи или торкретирования при интенсивной трещиноватости |
| 0,05 - 0,10 | То же | без крепи или набрызкбетон 3 см |
| 0,10 – 0,24 | То же | комбенированная крепь из анкеров и набрызк бетона, а параметры крепи по расчету |
| больше 0,24 | То же | Металлическая арочная крепь, параметры крепи по расчету |

Расчет набрызкбетонной крепи по фрмуле:

 , (2)

где qн – интенсивность давления (см. выше);

nn – коэффициент перегруза nn = 1,2;

- коэффициент условия работы: для бетонной – 0,25 ; для

неармированного набрызгбетона – 0,85 ; для армированного набрызг бетона – 1;

δрасч - расчетный предел прочности набрызгбетона при растяжении, для марок М -300 ; М – 400 ; М – 500 , соответственно 1,2; 1,4 ; 1,6 ,

МПа и при отсутствии армирования – 1,0; 1,2; 1,35 , МПа;

; (2)

Определяем длину анкера при комбинированной крепи по формуле:

, (3)

где к = 0,4-0,5, при В≤3,5, к = 0,15-0,2 , при В>3,5;

; (3)

Рассчитываем несущую способность анкера по формуле:

 , (4)

где r – радиус стержня (м), рекомендуемый диаметр не менее 16 мм;

R(р) – придел прочности пород на растяжение ( для стали А І – 210 МПа; А ІІ – 270 МПа; А ІІІ – 360 МПа);

m – коэффициент условий работы стержня, ( 0,9 – 1);

; (4)

Расчет несущей способности замка из условия сдвига бетона по формуле:

 , (5)

где dш – диаметр шпура =42 мм, м;

 - сцепление битона для М 500; 1 мПа для известняков; 1,4 МПа для гранодрарида;1 МПа для других пород;

 - длина заделки стержня = 0,5 – 1от длины шпура;

m1 – коэффициент условий работы замка: при сухом шпуре = 0,9; при влажном = 0,75; при капеже = 0,6;

; (5)

Определяем несущую способность клинощелевого анкера по формуле:

Из двух рассчитанных способностей Рс и Рз, выбираем найбольшую и принимаем ее за Ра

Ра = 5\*106; (6)

Определяем плотность расстановки анкера по формуле:

, (7)

; (7)

Определяем расстояние между анкерами в кровле при расположении по квадратной схеме

, (8)

; (8)

Определяем длину анкера при анкерной крепи по формуле:

, (9)

где в – высота свода обрушения; - заглубление анкера в устойчивую породу = 0,3 – 0,4; - длина выступной части анкера, при подхватах – 0,05 м;

; (9)

Исходя из двух длин анкера, выбираем длину анкера = 1,9

**6. Расчет паспорта БВР**

Удельный расход взрывчатых веществ находится по формуле

, кг/м3, (1)

где qэ – удельный расход аммонита номер 6 ЖВ, для f=8 принимается равным 2,4 кг/м3;

e – коэффициент работоспособности, для аммонита номер 6 ЖВ принимается равным 1,1;

, кг/м3; (1)

Фактический расход взрывчатых веществ определится по формуле:

, кг/м3, (2)

где k – коэффициент, зависящий от размеров поперечного сечения горной выработки, для SЧ=7 k=0,85;

, кг/м3; (3)

Вместимость одного метра шпура находится по формуле

, кГ/м3, (4)

где Δ – плотность заряжания шпура, для аммонита номер 6 ЖВ Δ=950 кг/м3;

, кГ/м3; (4)

Длина линии наименьшего сопротивления между оконтуривающими и отбойными шпурами находится по формуле

, м, (5)

где m – коэффициент сближения зарядов, для шпуров m=1;

, м; (5)

Расстояния между шпурами в почве выработки определиться по формуле:

, м, (6)

, м; (6)

Расстояния между шпурами в кровле выработки находится по формуле

, м, (7)

, м; (8)

Расстояние между врубовыми шпурами находиться по формуле

, м, (9)

где dШК – диаметр компенсационного шпура, dШК = 0,1, м;

, м; (9)

Подсчитываем количество шпуров по эмпирической формуле

; (10)

где kз – коэффициент заполнения шпура взрывчатым веществом, kз=0,75;

; (10)

Располагаем шпуры по забою:

Подсчитываем количество шпуров по чертежу; N=30.

Рассчитываем количество взрывчатых веществ на взрыв по формуле:

, кГ/взрыв; (11)

где lУХ – длинна уходки, м;

, м, (12)

где Тц – время цикла, Тц = 4;

N – количество шпуров на забой;

Нб – норма выработки по бурению, Нб =123,5;

nб – количество бурильщиков, nб= 2;

Кр – коэффициент разрыхления горной массы, Кр = 1,6;

Ну – норма выработки по уборки горной массы на звено из 2 человек,

Ну =42,3;

Nз – количество заряжаемых шпуров, Nз =26

Нз – норма выработки на заряжание, Нз =480;

nз – количество проходчиков занятых на заряжание, nз= 2;

Hкр – норма выработки на крепление, Hкр= 37,8;

nкр – количество крепильщиков, 2;

Hнп – норма выработки по настилке путей, Hнп= 7,10;

nнп – количество крепильщиков, nнп =2;

0,8 – коэффициент учитывающии неучтенные работы по наращиванию

трубопроводов, кабелей, прокладки канавки и т.д.;

Vкр – объем работ по креплению одного погонного метра выработки

, м2, (13)

где Р – периметр

 (14)

 (14)

, м2; (13)

 м;

, кГ/взрыв; (11)

Удельный расход взрывчатых веществ для врубовых шпуров определится

, кГ/взрыв; (15)

где k` - коэффициент, учитывающий работу врубовых шпуров в зажатом состоянии, k`=1,2;

, кГ/взрыв; (15)

Удельный расход взрывчатых веществ для отбойных шпуров по формуле:

, кГ/взрыв; (16)

, кГ/взрыв; (16)

Удельный расход взрывчатых веществ для отбойных шпуров по формуле:

, кГ/взрыв; (17)

, кГ/взрыв; (17)

Длина врубовых, отбойных, окантуривающих шпуров определится по формулам:

, м; (18)

, м; (18)

, м; (19)

, м; (19)

, м; (20)

, м; (20)

Длина заряда определяется по формуле

, м; (21)

где q(зi) – удельный расход взрывчых веществ для определенного типа шпура, кГ/взрыв;

, м; (21’)

, м; (21”)

, м; (21’’’)

Составляем таблицу

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| NN шпуров | НаименованиеШпуров | Длина заряжания, м | Очередность взрывания | Время замедления, мс | Длина шпуров, м |
| 1-4 | врубовые | 3,2 | 0 | 0 | 6,8 |
| 5-14 | отбойные | 2,6 | 1 | 10 | 6,6 |
| 15-30 | оконтуривающие | 3,55 | 3 | 50 | 6,6 |

**7. Расчет уборки породы**

Расчет уборки сводится к выбору погрузочной машины, а на основе выбранной машины рассчитываем ее производительность.

Различают следующие виды производительности погрузочных машин:

1. Теоретическую (расчетная)
2. Техническую (паспортная)
3. Эксплуатационная (действительная)

Правила выбора погрузочной машины.

Для откаточных выработок, где ширина больше 3 метров и углом падения выработки более 9 –100 выбирают породопогрузочную машину с нагребательными лапами (ПНБ-3Д). В выработках откаточных меньшей ширины, подходит ППН 1-С, ППН –3М.

С под восстающих уборку производят скреперной лебедкой ЛС – 17 или ЛС – 30, а так же ППН – 3М на колеснорельсовом ходу( т.е. где восстающие выходят на откаточные горизонты). В редких случаях может использоваться машина ПТ – 4 или ПД – 5 (ТОRO – 300 Д ).

В буровых, скреперных и подсечных выработках при уборках используются ЛС – 17, ЛС – 30 или ПТ – 4. При углах падения свыше 9 градусов можно применить скреперную лебедку ( при проведении с низу вверх) или машину ПНБ – 3Д, установленной на предохранительной лебедке при проведении сверху вниз.

Рассчитываем уборку для машин ППН-3М

, м3 , (1)

где kр – коэффициент разрыхления пород, равный 1,5 – 2;

kкр – коэффициент учитывающий крупность кусков породы и её физико-механические свойства (при крупности кусков до 300 мм kкр = 1, при крупности более 400 мм kкр = 1,3);

Qтех –техническая производительность, м3/мин;

tв – удельные затраты времени на вспомогательные операции, включающие очистку путей и выдвижение рельсов, кайловку и перекидку определенной части породы с периферии в зону работы ковша (для выработок, ширина которых равна фронту погрузки, tв = 1,5 чел-мин/м3);

L – расстояние до пункта обмена вагонеток, м;

Vв – вместимость вагонетки, м3;

kз- коэффициент заполнения вагонетки, принимется равным 0,9;

vс – средняя скорость откатки вагонеток или составов с учетом маневров, перецепки и т.д. на участке от погрузочной машины до обменного пункта (по данным практики vс = 0,6 м/с);

nв – число вагонеток в составе;

 , м3/ч;(1)

**8. Настилка рельсового пути**

Основным техническим параметром рельсового пути является ширина рельсовой колеи, под которой понимают расстояние между внутренними гранями головок рельсов. В геологоразведочных горных выработках принята ширина колеи 600 мм. На горных предприятиях, кроме того, применяют также колею шириной 750 и 900 мм» а на поверхности шахт, как и на железнодорожном транспорте, широкую колею - 1524 мм.

Ширина колесной колеи, или ширина колесной пары, на 10 мм меньше ширины рельсовой колеи, что исключает возможность зажатии реборд колес между рельсами.

Рельсовый путь состоит из нижнего и верхнего строений. В горных выработках нижним строением является почва выработки. К верхнему строению относятся балластный слой, шпалы, рельсы и скрепления.

В плане рельсовый путь представляет собой ряд прямолинейных и криволинейных участков. Для снижения сопротивления движению составов, уменьшения износа рельсов, радиусы закруглений берутся по возможности большими с учетом величины жесткой базы подвижного состава и скорости движения. Согласно Правилам безопасности при геологоразведочных работах, радиус закругления рельсовых путей должен быть при ручной откатке не менее семикратной величины наибольшей жесткой базы подвижного состава, а при электровозной откатке – не менее десятикратной.

Горные выработки, по которым производится откатка по рельсовым путям, проходятся с уклоном в сторону ствола шахты или устья.

Уклоном рельсового пути называют отношение разности между уровнями головок рельсов в двух рассматриваемых точках к расстоянию между этими точками. Уклон измеряется тангенсом угла наклона пути и выражается десятичной дробью или в промилле (‰). Например, уклон i = 0,003 или 3 ‰ означает, что разность уровней между двумя точками, расположенными на расстоянии 1 км, составляет 3 м. Уклон пути выбирают таким образом, чтобы сопротивления движению груженого состава, движущегося к устью штольни или к околоствольному двору, были равны сопротивлениям движению порожнего состава. При равенстве этих двух величин уклон рельсового пути называют уклоном равного сопротивления. Откаточные пути в горизонтальных выработках должны иметь уклон 0,003-0,005.

Угол наклона пути или уклон, при котором необходимая сила тяги равна пулю, называется уклоном равновесия. Пути с уклоном, равным уклону равновесия, оборудуют, например, в околоствольных дворах, ,где вагонетки должны двигаться без применения усилий, самокатом.

Для обеспечения стока воды в водоотводную канавку почве выработки придается и поперечный уклон в пределах 0,01-0,02.

Рельсы изготовляют из специальной стали и подвергают термической обработке. В зависимости от назначения применяют рельсы различных типов. Тип рельса определяется массой 1 м рельса. Промышленностью выпускаются рельсы с массой 1 м от 8 до 75 кг. Для откатки вагонеток вместимостью до 2 м3 применяются рельсы типа Р18 и Р24, при большей вместимости вагонеток на горных предприятиях - рельсы РЗЗ и Р38. Некоторые параметры рудничных рельсов приведены в табл. 16.2. Для соединения рельсов друг с другом применяют накладки с болтами или сварку. Последнюю применяют на рельсовых путях со сроком службы не менее 5 лет. Зазор между концами рельсов на стыке должен быть не более 5 мм. Стык для обеспечения условий безударного перехода колеса с одного рельса на другой располагают между сближенными шпалами. Расстояние от стыка до оси стыковой шпалы должно быть не более 200 мм. Это требование необходимо выполнить при откатке вагонетками грузоподъемностью более 1,2 т. При использовании вагонеток меньшей грузоподъемности допускается располагать стык на шпале. Рельсы укладывают на шпалы через подкладки, что обеспечивает увеличение опорной поверхности рельсов.

В горно-разведочных выработках применяют деревянные, иногда металлические шпалы. Деревянные шпалы, обычно сосновые, обладают достаточной механической прочностью, эластичностью, хорошим сцеплением с балластом. Но их недостатком является небольшой (до 3 лет) срок службы в подземных; условиях. Пропитка шпал антисептиками (фтористым натрием, хлористым цинком, креозотовым маслом) увеличивает срок их службы до 10 лет и повышает прочность. Расстояние между осями шпал должно быть не более 1 м при ручной откатке и не более 0,7 м - при электровозной и канатной.

Для укладки стрелочных переводов применяют не шпалы, а брусья, имеющие различную длину. Для рельсовой колеи 600 мм длина шпал равна 1200 мм.

Крепление рельсов к шпалам и брусьям производят костылями.

Накладки, болты, подкладки и костыли должны соответствовать типу применяемых рельсов.

Балластный слой обеспечивает равномерную передачу давления на нижнее основание, сглаживает неровности почвы выработки, динамические нагрузки на колеса и рельсы. Балласт должен быть прочным, упругим, невлагоемким, не слеживающимся, хорошо дренировать воду и обеспечивать пропуск ее в водоотводную канавку.

Материалом для балласта может служить щебень крепких и средней крепости пород с крупностью кусков 20-70 мм или галька крупностью 20-40 мм. Толщина балластного слоя под шпалой - не менее 100 мм. Пространство между шпалами засыпают балластом на 2/3 толщины шпалы.

Рельсовые пути соединяют между собой стрелочными переводами и съездами. Переводы делятся на односторонние (правые и левые) и симметричные, а съезды на односторонние (правые и левые) и перекрестные.

Основным параметром стрелочного перевода является угол пересечения осей соединяемых путей. Угол перевода определяет марку крестовины стрелочного перевода

В шахтных условиях применяют стрелочные переводы и съезды с маркой крестовины ½, 1/3, ¼, 1/5, Чем больше марка крестовины, тем меньше длина стрелочного перевода и тем труднее вписывание подвижного состава.

Каждый тип стрелочного перевода пли съезда имеет условное обозначение. Например, односторонний перевод для рельсовой колеи 600 мм и рельсов Р24 с крестовиной марки 1/2 и радиусом переводной кривой 4 м имеет обозначение ПО624-1/2-4.

При движении составов или отдельных вагонеток по криволинейным участкам возникает центробежная сила, которая прижимает реборды колес к наружному рельсу. Это способствует повышенному износу рельсов и колесных реборд, а также уменьшает устойчивость подвижного состава. Для исключения вредного влияния центробежной силы при настилке рельсового пути наружный рельс укладывается с превышением над внутренним путем увеличения толщины балластного слоя со стороны наружного рельса. Величина превышения устанавливается расчетом, а его минимальное значение для колеи 600 мм составляет 10 мм.

Во избежание зажатия реборд между головками рельсов и значительного увеличения сопротивления движению, а также износа рельсовая колея уширяется в зависимости от величины жесткой базы подвижного состава на 5-20 мм. Уширение достигается передвижкой внутреннего рельса к центру кривой.

**9. Устройство водоотливной канавки**

Для улавливания воды или проведении наклонных выработок в их почве через каждые 5-10 м оборудуются поперечные канавки, из которых вода поступает в продольную канавку, а затем в водосборник. Туда же откачивается вода из забоя забойным насосом. С помощью горизонтального стационарного насоса далее вода откачивается непосредственно па поверхность или подается к промежуточному водосборнику.

Забойные насосы устанавливают горизонтально па специальных рамах, оборудованных полозьями пли колесами, а также па переносных полках

По выработкам насосы перемещают на салазках или на колесах по рельсовым путям с помощью канатов и лебедок, устанавливаемых па поверхности пли в камере промежуточной насосной станции.

Нагнетательный трубопровод насоса периодически наращивают по мере углубки выработки. С этой целью насос соединяют с гибким трубопроводом напорным рукавом.

При небольших водопритоках в наклонные выработки, так же как и при проведении вертикальных выработок, вода может удаляться вместе с породой в вагонетках или скипах

Водоотлив из горизонтальных выработок осуществляется с помощью водоотливных канавок (см. рис). Для обеспечения движения воды по канавкам самотеком (а также для улучшения условий транспортировании грузов) почве выработки придается продольный уклон от 0,002 до О,005. Для стока воды в канаву почва должна иметь также поперечный уклон не менее

0,002.

В общем случае площадь поперечного сечения канавки (м2) определяется по формуле:

 , м2 , (1)

где Q - приток воды по всей выработке, м3/с;

v - средняя скорость движения воды в канавке (при уклоне 0,003 v= 0,5 м/с);

k = 0,75 - коэффициент, учитывающий допускаемый уровень воды в канавке.

, м2; (1)

При площади сечения канавки около 0,05 м2 она обеспечивает водоотлив при водопритоке до 60-70 м3/ч.

В процессе проведения штолен и других выработок из них на отметки выше устья штольни вода по канавке вытекает непосредственно на поверхность, а при проведении других выработок она стекает по канавкам горизонтальных выработок к водосборнику шурфа или ствола, откуда откачивается насосами на поверхность.

#### 10. График организации работ

На подземных горных выработках применяют 30 часовую рабочую неделю, с продолжительностью рабочего дня 7,2 часа. Сутки на подземных работах применяют 3 рабочий схемы, т.е перерыв между сменами составляет 48 минут или 0,8 часа.

1. Смена начинается с 000 - 712
2. Смена с 800 - 1512
3. Смена с 1600 -2312

На проходческом участке применяются обычно 3х бригадный, 3х сменный график выходов, т.е пятидневная прерывная неделя с двумя общими выходными суббота и воскресенье.

На добычном участке обычно применяют 4 х бригадный, 3х сменный график выходов трудящихся, т.е непрерывная рабочая неделя, как на шахте Магнезитовой.

|  |  |
| --- | --- |
| Наименование бригады | Числа месяца |
| 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 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 |
| 1 бригада | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | в | в | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | в | в | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | в | в | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | в | в | 2 | 2 |
| 2 бригада | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | в | в | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | в | в | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | в | в | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | в | в | 3 | 3 |
| 3 бригада | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | в | в | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | в | в | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | в | в | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | в | в | 1 | 1 |

После составления графика выходов, строим график организации работ.

Сущность этого графика в том, что за одну смену нужно сделать всю проходческие работы, объединенные в один цикл, т.е. за смену нужно произвести один взрыв, который нужно произвести в конце смены, а в перерыв между сменами, осуществляем проветривание.

Проходческий цикл состоит из следующих операций:

1. Уборка гв
2. Крепление гв
3. Настилка рельсового пути
4. Бурение шпуров
5. Заряжание и взрывание

Оборудование нужно вести параллельно другим работам.

**11. Построение циклограммы**

Для построения циклограммы необходимо определить объем работ, по какой либо проходческой операции. Объем работ определяется либо 1 погонным метром выработки, либо циклом.

Определяем объем работ на 1 п.м. выработки по бурению по формуле:

Vуб=1п.м.\*Sч, м3, (1)

где Sч – площадь сечения в черне;

Vуб=1п.м\*7,74=7,74,м3; (1)

Определяем объем работ по креплению по формуле:

Vкр=1 п.м.\*(Р-В1),м3, (2)

где Р – периметр;

Р=2\*hB+2.33\*B1,

где hB – высота вертикальной стенки;

Р=2\*1,99+2,33\*3,00008=10,970;

V(кр)=1 п.м.\*(10,970-3,00008)=7,97,м3; (2)

Определяем объем работ по настилке рельс по формуле:

Vнп=1 п.м.,м; (3)

Определяем объем работ по бурению по формуле:

Vб=1 п.м.\*N,ш\*м, (4)

где N – кол – во шпуров;

Vб=1п.м.\*30=30,м3;(4)

Определяем объем работ по заряжанию по формуле:

Vз=1 п.м.\*Nз, шт, (5)

где N(з) – кол – во заряжаемых шпуров, шт;

Vз=1 п.м.\*29=29, шт; (5)

После определения объема работ по операциям определяем трудоемкость затрат на выполнение этих операций по формуле:

ti= , (6)

где Vi – объем I операции, определяли выше;

Qэi – производительность эксплуатационной i операции;

Hвi – норма выработки I операции;

; (6')

; (6'')

; (6''')

; (6'''')

; (6''''')

После определения данных трудоемкости, определяем таблицу определения суммарной трудоемкости.

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Наименованиеоперации | Ед. измеренияшт | Объем работМ3 | Нв (Qэ) | t , чел\*час |
| УБОРКА |  |  |  |  |
| Машинист погрузчик | м | 7 | 42,3 | 0,137 |
| Помощник машиниста | м | 7 | 42,3 | 0,137 |
| КРЕПЛЕНИЕ |  |  |  |  |
| Старший крепильщик | шт | 8 | 37,8 | 0.176 |
| Крепильщик | шт | 8 | 37,8 | 0.176 |
| НАСТИЛКА |  |  |  |  |
| Старший путевой рабочий | м | 1 | 7,10 | 0,117 |
| Путевой рабочий | м | 1 | 7,10 | 0,117 |
| БУРЕНИЕ |  |  |  |  |
| Звеньевой проходчик | ш\*м | 26 | 123,5 | 0,175 |
| Проходчик | ш\*м | 26 | 123,5 | 0,175 |
| Заряжание |  |  |  |  |
| Старший взрывник | ш\*м | 23 | 480 | 0,039 |
| Взрывник | ш\*м | 23 | 480 | 0,039 |

∑t=1.288

После определения суммарной трудоемкости, определяем комплексную норму выработок по формуле:

Hк=, (7)

; (7)

Определяем сменную уходку по формуле:

, (8)

; (8)

Определяем затраты на выполнение какой либо операции по формуле:

, час, (9)

Туб=1,54\*7,2\*0,137=1,51, час; (9')

Ткр=1,54\*7,2\*0,176=1,95, час; (9'')

Тнп=1,54\*7,2\*0,117=1,25, час; (9''')

Тб=1,54\*7,2\*0,175=1,94, час; (9'''')

Тз=1,54\*7,2\*0,039=0,43, час; (9''''')

где - трудоемкость по отдельной операции, т.е. таким образом, считаем Тб, Ткр, Ту, Тз, Тнп.

После определения затрат времени на определение какой либо операции строим циклограмму

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| Наименование | ЧАСЫ | Перерыв |
| Время | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Уборка | 1.33 |  |  |  |  |  |  |  |  |
| Крепление | 1.59 |  |  |  |  |  |  |  |  |
| Настилка | 1.02 |  |  |  |  |  |  |  |  |
| Бурение | 2.05 |  |  |  |  |  |  |  |  |
| Зарежание | 1.12 |  |  |  |  |  |  |  |  |