



**Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ К ВЫПОЛНЕНИЮ
ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Волков П.В., канд. техн. наук, доцент
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

1.2.1 РАСЧЕТ ДОСТАВКИ РУДЫ СКРЕПЕРНЫМИ УСТАНОВКАМИ

Общие положения

Способ доставки руды скреперными установками благодаря простоте технологических схем, низкой трудоемкости монтажа-демонтажа и доставки из-под нескольких выпускных выработок приемлем практически в любых горно-геологических условиях.

Схема скреперной установки приведена на рисунке 1.6.

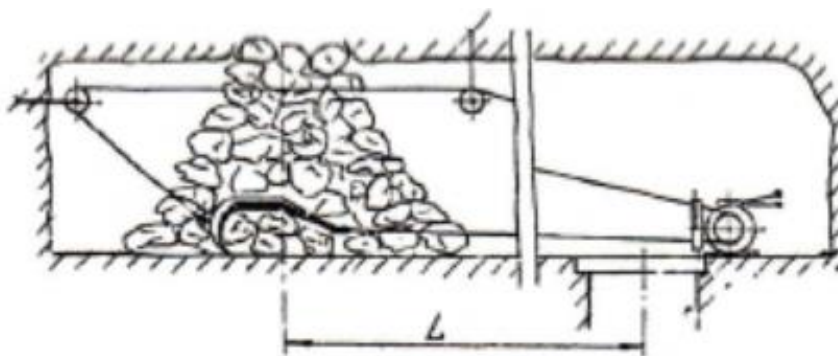


Рисунок 1.6 — Схема скреперной установки

Производительность скреперной доставки определяется мощностью лебедки, длиной доставки, качеством дробления и выпуска руды.

Методика расчета

Эксплуатационная производительность доставки скреперными установками рассчитывается по формуле:

$$P = (T_{\text{смены}} - t_{\text{пр}}) / (t_{\text{зав}} + t_{\text{вд}} + t_{\text{д}}), \quad (1.42)$$

где $T_{\text{смены}}$ — продолжительность смены, мин (6ч; 7,2ч; 12ч);

$t_{\text{пр}} = 60-80$ мин. - среднесменное время простоя, мин;

$t_{\text{зав}}$ — удельные затраты времени на ликвидацию зависаний, мин./т;

$t_{\text{вд}}$ — удельные затраты времени на дробление негабарита, мин./т;

$t_{\text{д}}$ — удельные затраты времени на собственно доставку, мин/т.

$$t_{\text{зав}} = t_{\text{зава}} / Q_{\text{в}} \quad (1.43)$$

где $t_{\text{зава}} = 15$ мин. - средняя продолжительность ликвидации одного зависания;

$Q_{\text{в}}$ - среднее количество руды, выпускаемое между двумя зависаниями (от 20 до 100...200 т);

$$t_{\text{вд}} = (T_{\text{вд}} n) / (100 m p), \quad (1.44)$$

где $T_{\text{вд}} = 10 \dots 15$ мин. - средняя продолжительность перерыва для взрывания негабарита

n - выход негабарита, %;

$m = 2 \dots 4$ – количество одновременно взрываваемых негабаритов;

$p = 0,6 \dots 1,6$ т – средняя масса одного негабаритного куска, т.

$$t_{\text{д}} = (L / (v_{\text{хол}} + v_{\text{гр}}) + t_{\text{зр}}) / (60 q), \quad (1.45)$$

где L - средняя длина доставки, м;

$v_{\text{гр}}, v_{\text{хол}}$ – скорость движения соответственно грузового и холостого хода скрепера, м/с (принимается по технической характеристике лебедки, таблица 1.11);

$t_{\text{зр}}$ – время загрузки и разгрузки скрепера (1-3 мин);

q – грузоподъемность скрепера, т (табл. 1.11).

Техническая характеристика скреперных лебедок приведена в табл. 1.11

Таблица 1.11 – Техническая характеристика скреперных лебедок

Показатели	Тип лебедки				
	10ЛС-2	17ЛС-2	30ЛС-2	55ЛС-2	100ЛС-2
Мощность двигателя, кВт	10	17	30	55	100
Вместимость скрепера, м ³	0,1-0,16	0,16-0,25	0,25-0,4	0,4-0,6	До 1,6
Максимальный размер куска, мм	250	350	450	500	680
Диаметр каната, мм					
грузового	10,5	14	15	19,5	26
холостого	8,8	13	14	17,5	21
Диаметр блокча, мм	200	250	250	320	400
Тяговое усилие, кН	9,5	19,8	27,5	44,1	78,4

Средняя скорость каната, м/с					
грузового	1,8	1,11	1,17	1,32	1,37
холостого	1,49	1,54	1,61	1,8	1,9
Масса (с двигателем), кг	528	800	1460	2450	4120

Грузоподъемность скрепера определяется по выражению:

$$q = K V_c \gamma_n \quad (1.46)$$

где K - коэффициент заполнения скрепера ($K=0,6 \dots 0,7$ – для крупнокусковой руды и $K=0,9 \dots 1,1$ – для мелкокусковой – руды);

$V_c = 0,015N$ – вместимость скрепера, m^3 (или по технической характеристике); N – мощность двигателя лебедки, кВт (табл. 1.11);

γ_n – плотность руды в разрыхленном (насыпном) состоянии, t/m^3 (принимается по исходным данным, а определяется делением плотности в массиве на коэффициент разрыхления).

Исходные данные для расчета эксплуатационной производительности доставки руды скреперными установками приведены в таблице 1.12.

Задание к практической работе

1. Рассчитать параметры скреперной доставки – вместимость скрепера и эксплуатационную производительность;
2. Построить в Excel графики зависимости эксплуатационной производительности от длины доставки. Сделать вывод по графику.
3. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от типа лебедки – ЛС 17,30,55,100. Сделать вывод по графику.
4. Рассчитать эксплуатационную производительность скреперной доставки при 1,2,3,4,5 ступенях скреперования. Скреперование производится последовательно по ступеням. Построить график. Сделать вывод.

Варианты задания принимаются по списку

Таблица 1.12 – Исходные данные для расчета

Номер варианта	Выход негабарита $n, \%$	Средняя длина доставки $L, \text{ м}$	Плотность руды в насыпном состоянии $\gamma_{\text{н}, \text{т}/\text{м}^3}$	Тип скреперной лебедки
1	5	10	2,2	110ЛС-2
2	7	15	2,4	
3	3	20	2,0	
4	10	25	1,9	
5	12	30	2,1	
6	4	15	2,5	17ЛС-2
7	8	20	2,3	
8	5	25	2,2	
9	14	30	2,0	
10	20	35	2,4	
11	8	20	1,9	30ЛС-2
12	12	25	2,1	
13	10	30	2,3	
14	15	35	2,4	
15	3	40	2,0	
16	7	20	2,3	55ЛС-2
17	9	30	2,0	
18	15	40	2,4	
19	11	50	2,1	
20	4	60	2,5	
21	6	70	2,2	
22	9	55	2,3	100ЛС-2
23	20	65	2,5	
24	15	75	2,0	
25	12	85	2,4	

РАБОТА №2 РАСЧЕТ ДОСТАВКИ РУДЫ ВИБРАЦИОННЫМИ
ДОСТАВОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫМИ
УСТАНОВКАМИ (ВДПУ)

Общие положения

При различных технологических схемах питатели грузят руду в вагон, автосамосвал, рудоспуск, на конвейер, на скреперную дорожку. Вибропитатели ВДПУ (вибродоставочное питательное устройство) устанавливают по двум схемам: с торцевой загрузкой, рисунок 1.7 (питатель работает под завалом) и с боковой (руда на питатель поступает из расположенных сбоку его выработок).

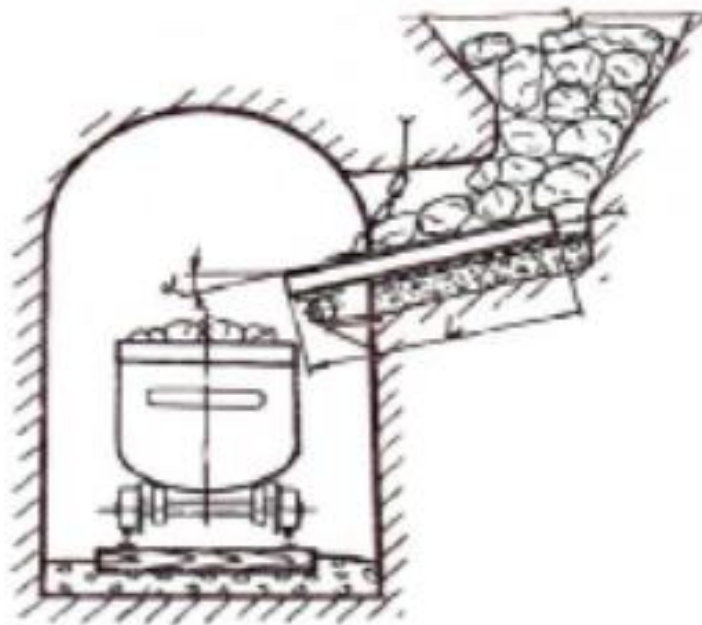


Рисунок 1.7 - Схема работы виброустановки

Техническая характеристика вибропитателя зависит от угла его установки. При погрузке в вагоны и автосамосвалы угол установки составляет $15...18^\circ$, а при перегрузке в рудоспуск до $24...27^\circ$.

Методика расчета

Техническая производительность доставки руды ВДПУ определяется аналогично с производительностью питателя по формуле:

$$Q = 3600 B h \gamma_n v \varphi, \quad (1)$$

где Q - техническая производительность установки, т/ч;

B - ширина стола (0,9 - 1,2 м);

h - высота навала руды на столе установки (0,2–0,5 м);

γ_n - насыпная плотность руды, т/м³;

v - скорость перемещения груза столе установки, м/с

$$v = 0,2 A n \sin \alpha, \quad (2)$$

где A - амплитуда колебаний (2...5 мм);

n - частота колебаний ($n = 1500$ мин);

α - угол наклона стола установки, град;

φ - коэффициент, зависящий от угла наклона стола установки ($\varphi = 0,62 \dots 0,7$) – возрастает с увеличением угла.

Исходные данные для расчета технической производительности доставки руды вибропитателями ВДПУ приведены в таблице 1.

Задание:

1. Рассчитать производительность доставки ВДПУ.
2. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от насыпной плотности
3. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от угла наклона стола - 10,12,14,16,18 градусов

Варианты по списку

Таблица 1. - Исходные данные для расчета

Номер варианта	Угол наклона стола α град	Насыпная плотность руды γ_n т/м ³	Ширина стола В, м	Амплитуда колебаний А, мм	Частота колебаний п, мин.
1	10	2,0	1,0	2,5	1000
2	12	2,2	1,25	3,0	1150
3	14	2,3	0,9	3,5	1500
4	16	2,4	1,1	43,0	1750
5	18	2,5	1,2	4,5	2000
6	15	2,1	1,2	4,0	1300
7	13	2,3	1,25	3,0	1500
8	11	2,5	1,0	2,5	2000
9	12	2,4	1,1	5,0	2300
10	10	2,2	0,9	3,5	2700
11	12	2,5	1,1	4,5	3000
12	16	2,3	0,9	3,5	2750
13	18	2,1	1,25	3,0	2500
14	14	2,4	1,2	2,5	2000
15	10	2,0	1,0	5,0	1150
16	11	2,4	0,9	4,5	2000
17	13	2,2	1,2	3,5	2300
18	15	2,0	1,0	4,0	2700
19	16	1,9	1,1	4,5	2900
20	17	2,5	1,25	3,0	3250
21	11	2,2	1,0	2,5	1500
22	14	2,4	1,2	3,5	2500
23	13	2,3	1,1	5,0	3000
24	15	2,5	0,9	4,5	2750
25	12	2,1	1,25	3,0	1300

РАСЧЕТ ДОСТАВКИ РУДЫ КОНВЕЙЕРОМ СО СКОЛЬЗЯЩЕЙ ЛЕНТОЙ

Общие положения

Для непрерывной доставки крепких руд наибольшее распространение получили виброкомплексы, состоящие из вибропитателя, виброконвейера и иногда виброгрохота. При площадном выпуске питатель может загружать сбоку на виброконвейер или конвейер со скользящей лентой (КСЛ) с последующей перегрузкой руды в рудоспуск.

Доставка конвейерами целесообразна при запасах руды на комплекс не менее 20...50 тыс. т и длине доставки 30...60 м.

Методика расчета

На основе опытно-промышленных испытаний конвейера КСЛ на подземных рудниках, техническая производительность составила 700...1000 т/ч (кондиционный кусок рудной массы 1000 мм, длина конвейера - 40 м., максимальная скорость движения ленты 1,2 м/с. ширина ленты - 1200 мм.

Расчетная схема для определения навала руды на ленту конвейера представлена на рисунке 1.

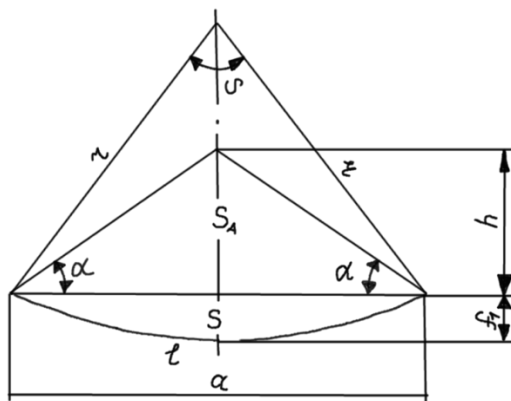


Рисунок 1 - Расчетная схема для определения навала руды на ленту конвейера

Из расчетной схемы (см. рисунок 1) определяем S_1 и S_2

$$S_1 = \frac{r(l-a)+af_1}{2} \quad (1)$$

$$S_2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{a}{2} \cdot h \quad (2)$$

при $a=45^\circ$, $h=(a/2)$, $l=a$

тогда $s_1 = \frac{af}{2}$; $s_2 = \frac{a^2}{4}$.

Техническую производительность конвейера КСЛ рекомендуется определять по формуле

$$Q_{mk} = 3600v\gamma\varphi \quad (3)$$

где Q_{mk} – техническая производительность конвейера т/ч;

S – площадь груза на ленте, m^2 ;

v – скорость движения ленты конвейерной ленты, м/с

γ – насыпная плотность руды, т/м³;

φ – коэффициент заполнения ленты, 0,8-0,9.

Расчет технической производительности конвейера КСЛ осуществляется при следующих параметрах

$r=1.0$ $a=1.2$ $f_1=0,07$

$a=30\dots35^\circ$; $v=0,6\dots1,0$ м/с.

Исходные данные для расчета технической производительности КСЛ по вариантам приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Исходные данные для расчета

Номер варианта	Угол откоса a , град	Скорость Движения ленты v , м/с	Насыпная плотность руды γ_n , т/м ³	Номер варианта	Угол откоса a , град	Скорость Движения ленты v , м/с	Насыпная плотность руды γ_n , т/м ³
1	30	0,8	2,0	16	35	0,6	2,5
2	31	0,7	2,2	17	30	0,8	2,0
3	32	0,6	2,3	18	31	0,9	2,3
4	33	0,9	2,4	19	33	0,6	2,2
5	34	1,0	2,5	20	34	1,0	2,0
6	33	0,9	2,1	21	32	0,7	2,3
7	32	0,8	2,2	22	34	0,77	2,1
8	31	0,7	2,4	23	33	1,0	2,0
9	30	0,77	2,5	24	30	0,9	2,4
10	35	0,85	2,0	25	35	0,8	2,2
11	34	0,7	1,9	26	30	0,7	2,1
12	33	0,6	2,3	27	32	0,9	2,0
13	35	0,8	2,5	28	31	0,8	2,4
14	30	1,0	2,2	29	33	0,6	2,5
15	32	0,9	2,4	30	35	1,0	2,3

Задание:

1. Рассчитать производительность доставки конвейером.
2. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от скорости движения груза
3. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от насыпной плотности– 2, 2,2, 2,4, 2,6, 2,8, 3,0, 3,2, 3,4, 3,6, 3,8, 4,0, 4,2, 4,4 т/м³

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БЛОКА ПРИ ЛЮКОВОЙ ПОГРУЗКЕ РУДЫ

Общие положения

Применяют люковую погрузку при разработке маломощных залежей со шпуровой отбойкой и качественном дроблении. Возможно использование люковой погрузки для руды, предварительно прошедшей через грохоты при кондиционном куске до 500 мм. Ширина люка в $5 \geq 3a_k$ и высота $h = 1.25a_k$, определяются размерами кондиционного куска a_k . На железных рудниках при крупнокусковой руде предпочтительны люки: секторные цепные, вибрационные пальцевые (рисунок 1).

Производительность люковой погрузки определяется емкостью вагонов. конструкцией люка, физико-механическими свойствами руды и организацией работ.

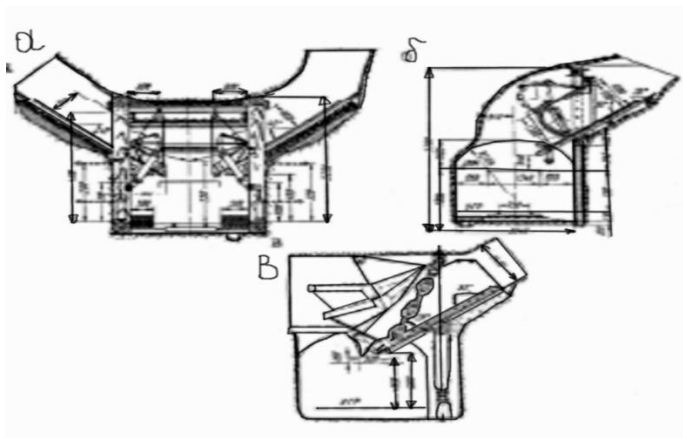


Рисунок 1- Люковые устройства, применяемые на рудниках: а, б - секторные, в - цепные

Методика расчета

Время загрузки состава при люковой погрузке без перецепки вагонов определяется по формуле

$$t_c = n_b(t_b + t_{пер}), \quad (1)$$

где n_b — число вагонов в составе, шт;

t_B - время загрузки одного вагона, мин.;

$t_{пер} = 0,2 - 0,3$ мин. — время перестановки вагона.

Нормы выработки t_B , в зависимости от емкости вагона V_B , приведены ниже:

$V_B, м^3$	До 0.6	0.6-1.1	1.1-2.0	2.0-3.2	3.2-4	5	10
$t_B, мин$	1.45	1.5	1.85	2.0	2.7	3.4	4.2

Производительность блока при люковой погрузке определяется по формуле

$$Q_{бл} = 60V_B \gamma_H (T_{смены} - T_{н.з}) / [t_c + t_p](1 + K_{от}) \quad (2)$$

где γ_H — насыпная плотность груза, т/м³;

$T_{смены}$ - продолжительность смены, ч;

$T_{н.з}$ - время на подготовительно-заключительные операции

($T_{н.з} = 0.17$ ч);

t_p - время замены состава под погрузку, мин. (при обслуживании блока одним составом t_p — время рейса);

$K_{от} = 0,1$ - коэффициент отдыха люкового.

Исходные данные для расчета производительности блока при люковой погрузке приведены в таблице 1.

Таблица 1. - Исходные данные для расчета

Номер варианта	Число вагонов в составе n_B , шт	Емкость вагона V_B , м ³	Насыпная плотность руды U_H , т/м ³	Номер варианта	Число вагонов в составе n_B , шт	Емкость вагона V_B , м ³	Насыпная плотность руды U_H , т/м ³
1	6	53	1,8	16	15	10	2
2	5	4	2	17	17	4	1,8
3	5	10	2,2	18	14	3,2	2,2
4	4	3,2	2,4	19	16	2	1,9
5	4	2	2,6	20	13	2,5	2,5
6	10	4	1,9	21	20	4	2,6
7	10	3,2	2,1	22	21	10	2,4
8	9	2	2,3	23	23	2	2,2
9	8	4	2,5	24	20	2,5	2,5
10	7	3,2	2,7	25	18	3,2	2,7
11	12	5	2,1	26	6	10	2,3
12	13	2,5	1,9	27	8	9	2,4
13	11	10	2,3	28	10	4	2,5
14	14	5	1,8	29	9	4	2,7
15	10	10	2,6	30	7	9	2

Задание:

1. Рассчитать производительность доставки.
2. Построить графики зависимости производительности блока от емкости вагона
3. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от насыпной плотности– 2, 2,2, 2,4, 2,6, 2,8, 3,0, 3,2, 3,4, 3,6, 3,8, 4,0, 4,2, 4,4 т/м³

РАБОТА №6 ВЗРЫВНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Общие положения

Взрывная доставка руды - перемещение руды в пределах выемочного участка шахты до приемного горизонта за счет энергии взрыва. Руда отбрасывается и скатывается к траншеям или воронкам, из которых ее выпускают так же, как и в случае самотечной доставки по очистному пространству (рисунок 1).

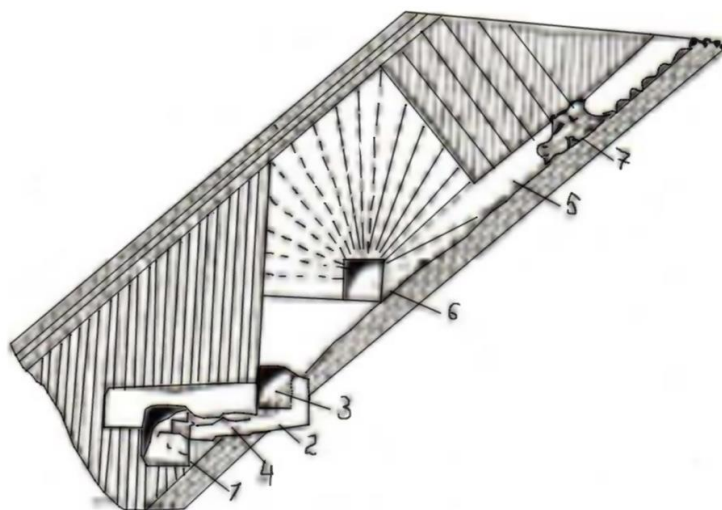


Рисунок 1.11 - Взрывная доставка руды в блоке: 1 - откаточный орт; 2 - погрузочная камера; 3 — погрузочный орт; 4 - подсечной штрек 5 - буровой восстающий; 6 - виброустановка; 7 — буровая каретка

Взрывные скважины обычно располагают в слое веером. Бурят их из наклонного восстающего, пройденного в рудном теле у лежащего бока. Отбойку ведут послойно (см. рисунок 1.).

При взрывной доставке руды часть ее остается на почве камеры. В таблице 1 приведены остатки отбитой руды на почве камеры в зависимости от угла падения залежи и длины доставки. Зачистка почвы рекомендуется при остатке руды на почве залежи более 3-5 %. Очищают почву бульдозером с дистанционным управлением или скрепером. В последнем случае трос от

лебедки к хвостовому блоку перетягивают с помощью пневмопушки. Для зачистки почвы используется также гидродоставка (смывание струей воды).

Таблица 1 - Остатки отбитой руды на почве камеры, %
(удельный расход ВВ на отбойку 0,23-0,25 кг/м)

Угол падения залежи, град	Длина доставки, м			
	40	50	60	70
28	35-43	40-48	45-55	50-60
32	17-25	26-35	30-38	36-44
36	7-13	10-15	12-20	14-22
38	3-9	5-10	7-13	9-15
40	1-5	2-7	3-9	5-11

Область эффективного применения доставки руды силой взрыва рекомендуется по данным работы и представлена в таблице 2.

Таблица 2 - Область эффективного применения доставки руды силой взрыва

Угол падения залежи, град	Рекомендуемая длина камеры, м					
	При устойчивых породах (ширина камеры 25-30м, диаметр залежи ВВ 90-150мм)			При недостаточно устойчивых породах (ширина камер 12-18м, диаметр зарядов ВВ 40-75 мм)		
	При мощности залежи, м					
	3-5	5-15	Более 15	3-5	5-15	Более 15
0-15	8-10	10-12	12-18	5-7	7-10	10-12
15-20	10-12	12-18	18-25	7-10	10-15	12-18
20-25	12-18	18-25	25-30	10-12	15-20	18-25
25-30	18-25	25-35	35-55	12-18	25-30	25-35
30-40	25-35	35-55	45-70	18-25	30-40	35-60
Более 40	35-45	55-70	Более 70	25-35	40-55	60-75

Доставку руды силой взрыва применяют на наклонных и пологих залежах мощностью от 3 до 30 м, реже 1,5-3 м. Доставка руды взрывом может быть рекомендована при мощности залежей более 3,5-5 м и угле падения более 20 градусов (предпочтительно более 30-35 градусов).

При камерных системах разработки использование силы взрыва позволяет снизить общие затраты на доставку руды и значительно уменьшить объем нарезных и подготовительных работ, а следовательно, повысить эффективность системы разработки в целом.

Доставка руды силой взрыва применяется на рудниках Миргалымсайском, Лениногорском (Казахстан), Березовском, Гороблагодатском, КМА (Россия) и других. В этих случаях мощность залежей изменяется от 5-20 м до весьма мощных. Угол наклона их 17-50°. Крепость руды по шкале проф. Протодяконов 8-20; плотность в массиве 2,6-3,5 т/м³. Камеры длиной 26-70 м и шириной 12-36 м. Руду отбивают вертикальными и наклонными слоями с удельным расходом ВВ 0,18-1,11 кг/т. При углах наклона основания камеры менее 35° часть руды оставалась на наклонной поверхности, и требовалась дополнительная зачистка подошвы. Двухслойная отбойка с короткозамедленным взрыванием ухудшала качество дробления и отброс руды. Мгновенный способ взрывания увеличивал отброс руды на 20-30 % при снижении качества дробления. Потери руды изменялись от 2-3 до 10-15 % и разубоживание — от нуля до 5-7 %.

Как показывает практика, расстояние взрыводоставки в значительной степени зависит от величины удельного расхода ВВ отбойку, способа и последовательности взрывания зарядов, угла наклона и состояния поверхности подошвы камеры, а также, от высоты расположения отбиваемого массива и направления отбойки.

Увеличение удельного расхода ВВ на отбойку ограничивается экономической целесообразностью и должно компенсироваться сокращением затрат на проведение нарезных выработок по горизонту вторичного дробления и скреперную доставку.

Методика расчета

Общее расстояние взрыводоставки ($l_{об}$) складывается из дальности полета по траектории ($l_{пол}$), участка скольжения и качения по подошве ($l_{пол}$) и внесения поправки на сопротивление воздуха ($\Delta l_{с.в}$) и определяется по выражению:

$$l_{об} = l_{пол} + l_{пол} - \Delta l_{с.в} \quad (1)$$

Все разнообразные условия залегания и отбойки могут быть сведены к трем случаям:

- отработка горизонтальных залежей с отбойкой вертикальными слоями;
- отработка наклонных залежей с отбойкой наклонными слоями и направлением отброса параллельно основанию камеры;
- отработка весьма мощных месторождений камерами с наклонным основанием и отбойкой вертикальными слоями.

При отработке горизонтальных залежей с отбойкой вертикальными слоями (рисунок 2) расстояние взрыводоставки ($l_x = l_{гор}$) определяется по выражению

$$l_{гор} = \sqrt{\frac{2hV_0^2}{g}} \quad (2)$$

где h - высота центра тяжести обрабатываемого слоя, м;

V_0 - начальная скорость отбрасывания горной массы, м/с;

g - ускорение силы тяжести, м/с².

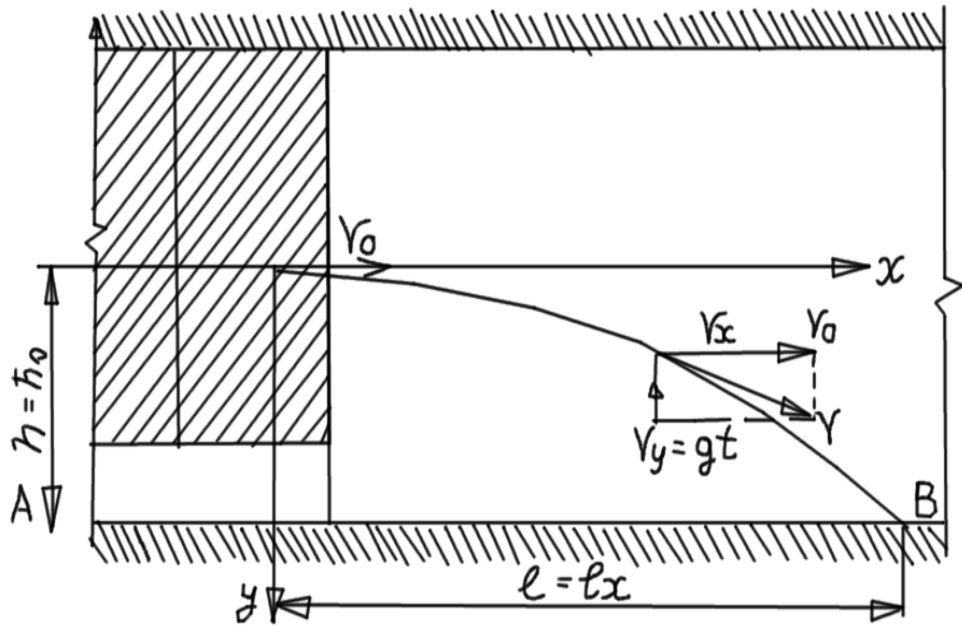


Рисунок 2 — Схема к расчёту доставки руды силой взрыва при отработке горизонтальных залежей с отбойкой вертикальными слоями

При отбойке наклонных залежей средней мощности (рисунок 3) расстояние взрыводоставки определяется по выражению

Расстояние взрыводоставки по наклонной поверхности составит

$$l_x = \frac{v_0^2}{g \cdot \cos \alpha} \left(\operatorname{tg} \alpha + \sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha + \frac{2gh}{v_0^2}} \right). \quad (3)$$

Путь полёта можно определить с достаточной точностью по упрощенным формулам:

— при выемке горизонтальных и наклонных залежей

$$l_{\text{пол}} = \sqrt{l^2 + h^2} \quad (4)$$

— при выемке весьма мощных залежей

$$l_{\text{пол}} = \sqrt{l^2 + H} \quad (5)$$

где H - высота падения руды (м) составит

$$H = h + l_x \cdot tg\alpha \quad (6)$$

На практике средняя начальная скорость отброса при отбойке руды обычно не превышает 10-12 м/с.

Исследованиями установлено, что в этих случаях сопротивление воздуха практически не оказывает влияния на дальность отброса руды и тогда поправка на сопротивление воздуха $\Delta l_{с.в.}$, может быть принята равной нулю.

Для практических целей можно пренебречь сопротивлением воздуха и в отношении уменьшения конечной скорости при имеющихся небольших средних скоростях отброса.

При этом дальность скольжения по подошве определяется непосредственно через тангенсальную скорость

$$l_{св} = \frac{V_T^2}{2g(f^1 \cdot \cos\alpha - \sin\alpha)} \quad (7)$$

где V_T - тангенсальная скорость, м/с;

f^1 — коэффициент скольжения, дол. ед.

Тангенсальную скорость находим через конечную (V_K .)

$$V_T = V_K \cdot \cos(\varphi - \alpha) \quad (8)$$

где φ - угол встречи с горизонтальной плоскостью, находим из соотношения скоростей

$$tg\varphi = \frac{V_g}{V_0} \quad (9)$$

где V_g - скорость свободного падения, определяется из выражения

$$V_g = \sqrt{2gH} = \sqrt{2g(l_x \cdot tg\alpha + h)} \quad (10)$$

Конечная скорость падения выражается зависимостью

$$V_k = \sqrt{V_0^2 + V_g^2} \quad (11)$$

Или

$$V_k = \frac{\sqrt{2g(l_x \cdot tg\alpha + h)}}{\cos(90 - \varphi)} \quad (12)$$

Конечная скорость при ударе о подошву разлагается на две слагающие: тангенсальную V_T и нормальную V_H (в момент удара погашается пластическими деформациями в виде дополнительного разрушения падающих кусков и плоскости скольжения. Тангенсальная скорость V_T затрачивается на преодоление сил трения по подошве.

Исходные данные для расчетов приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Исходные данные для расчета

Номер варианта	Угол падения залежи, град	Мощность залежи, м	Устойчивость вмещающих пород
1	15	5	устойчивые
2	17	7	неустойчивые
3	18	9	устойчивые
4	20	10	неустойчивые
5	22	12	устойчивые
6	24	14	неустойчивые
7	26	16	устойчивые
8	27	18	неустойчивые
9	28	20	устойчивые
10	29	22	неустойчивые
11	30	24	устойчивые
12	31	26	неустойчивые
13	32	28	устойчивые
14	33	30	устойчивые
15	34	35	устойчивые
16	35	40	устойчивые
17	36	50	устойчивые
18	37	60	устойчивые
19	38	70	устойчивые
20	40	80	устойчивые

Задание:

1. Рассчитать производительность доставки.

2. Построить графики зависимости производительности блока от емкости вагона

3. Построить графики зависимости эксплуатационной производительности от насыпной плотности – 2, 2,2, 2,4, 2,6, 2,8, 3,0, 3,2, 3,4, 3,6, 3,8, 4,0, 4,2, 4,4 т/м³.

Варианты по списку

Практическая работа № 7

«Подбор состава твердеющей смеси, технология приготовления»

Твердеющая закладка обеспечивает поддержание очистного пространства, отработку месторождений в сложных горно-геологических условиях. Объектами расчета при управлении горным давлением являются: требуемая и нормативная прочность; нормативный срок твердения, состав закладочной смеси.

Требуемая прочность – прочность, обеспечивающая выполнение одного из каких-либо факторов.

Нормативная прочность обеспечивает устойчивость обнажений, сохранность объектов в течение технологически необходимого времени и определяется проектом.

Нагрузки на искусственный массив создаются весом пород, силами тектонической природы, взрывными работами, весом оборудования. Искусственный массив работает в режимах: сжатия, растяжения сдвига и их комбинаций.

За нормативную прочность массива принимается прочность в условиях одноосного сжатия. Расчет требуемой нормативной прочности базируется на знании напряженного состояния природного и искусственного массива, характера их взаимодействия и сводится к решению трех задач:

- 1) прогноз нагрузок на искусственный массив;
- 2) оценка его напряженного состояния;
- 3) определение прочности закладки, исходя из заданной степени надежности.

4.2. Механизм взаимодействия закладки и пород и передача нагрузок на искусственный массив

Механизм передачи нагрузок на искусственный массива определяется стадийностью выемки, геологией месторождения (глубина разработки, свойства пород, угол наклона залежи). При системах с закладкой применяют сплошной и стадийный порядок выемки.

1. При сплошном порядке отработки вблизи забоя в искусственном массиве образуется зона разгрузки. По мере увеличения пролета подработки, породы кровли прогибаются и постепенно передают нагрузку от вышележащей толщи на закладку. Налгающие породы можно уподобить плите, защемленной одним концом в массиве, а другим – опирающимся на закладку.

Размер зоны разгрузки пропорционален усадке массива. При деформациях

$\varepsilon < 3\%$ смещение пород (оседание) плавное, при больших деформациях наблюдается расслоение пород. Коэффициент концентрации напряжений в рудном массиве определяется пролетом подработки (рис.4.1).



Рис. 4.1. Действие напряжений при подработке камеры

Для условий Норильска K_k составляет

$$K_k = 2,1 - 1,1 \cdot e^{-\left(\frac{L}{80}\right)^{1,5}},$$

где L – пролет подработки, м.

При сплошной выемке требуемая прочность закладки определяется устойчивостью вертикального обнажения.

2. При стадийной выемке (рис. 4.2.)

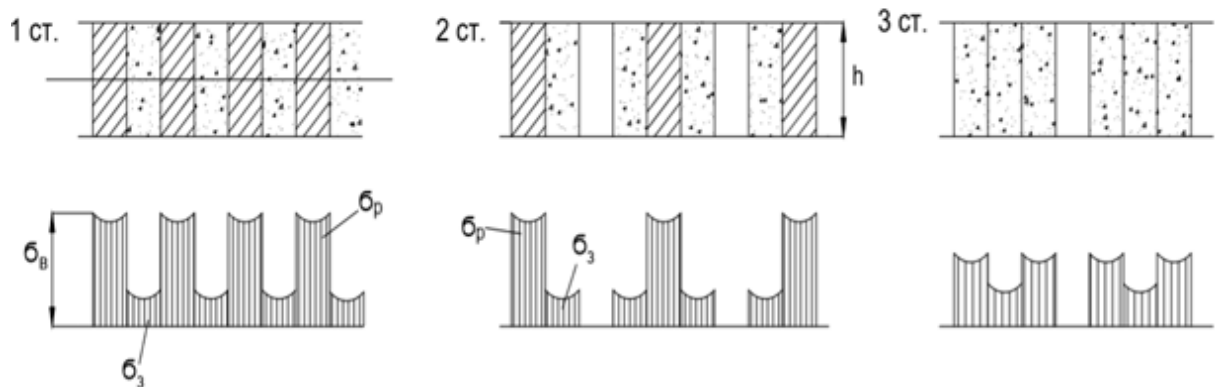


Рис. 4.2. Значение напряжений при различной стадийности отработки

На первой стадии роль закладки сводится к упрочнению рудных целиков.

На второй стадии искусственный массив нагружен собственным весом, а также частью нагрузки от вышележащей толщи пород в условиях совместного деформирования.

$$\Delta h_{руд} = \Delta h_{закл} = \frac{h \cdot \gamma \cdot H}{10^6 \cdot E_p} \div \left[\frac{S_n}{S_y} - (1 - 2 \cdot \mu_p) \right],$$

где S_n – площадь кровли, поддерживаемой комбинированным целиком;

S_y – площадь рудного целика;

H – глубина от поверхности;

h – высота целика;

μ_p – коэффициент Пуассона;

E_p – модуль деформации руды.

Вследствие большой разницы $E_p : E_z = 0,1 \div 0,01$ на искусственный массив приходится 5-20% от веса налегающих пород $(0,05 \div 0,2) \cdot \gamma \cdot H$, а на рудные $(2,5 \div 3) \cdot \gamma \cdot H$.

В подработанных породах формируются зоны растяжения, где породы разупрочняются, отслаиваются. Нагрузки от этих пород суммируются с нагрузками от деформаций.

Нагрузки на второй стадии на искусственный массив небольшие и требуемая прочность в данном случае определяется также по условию вертикального обнажения.

При небольших размерах пологих и наклонных залежей на искусственный массив может передаваться часть веса пород в пределах свода естественного равновесия.

Высоту свода обрушения находят, используя зависимости

$$h_{обр} = 0,25 \cdot \lambda \cdot tg \left(45 + \frac{\varphi}{2} \right),$$

$$h_{обр} = \frac{\lambda}{2f},$$

где λ – пролет;

f – крепость;

φ – угол внутреннего трения (рис. 4.3.).

После отработки оставшихся рудных целиков налегающие породы поддерживаются искусственными целиками и вмещающими породами (третья стадия).

На крутых месторождениях при стадийной выемке образуется зона разгрузки. Нагрузки на искусственный массив создаются горизонтальными составляющими тектонических и гравитационных полей, действие которых проявляется в сближении стенок очистного пространства (рис. 4.3).

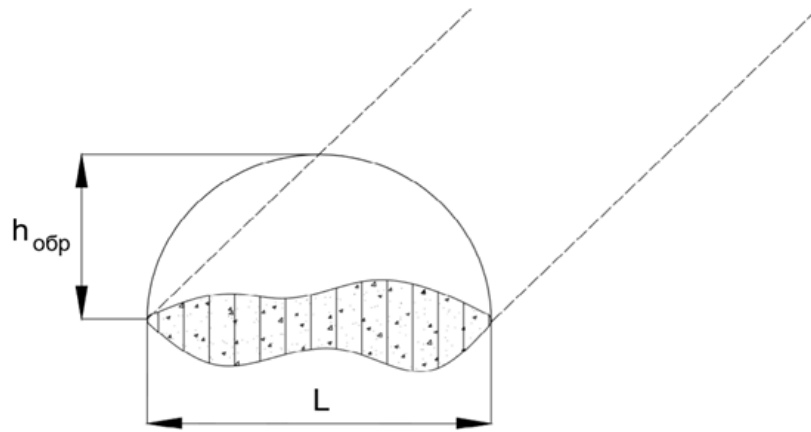


Рис. 4.3. Зона обрушения при стадийной отработке камер

Закладка ввиду своей податливости не оказывает существенного влияния на процесс деформирования стенок выработанного пространства. Рудные целики являются основными несущими элементами и воспринимают нагрузку ввиду своей высокой жесткости. Роль закладки сводится к предотвращению откольных явлений на стенках камеры. Нагрузки на закладку находят из условия упругого или упругопластического совместного деформирования пород в зоне разгрузки и закладки (рис. 4.4.)

$$h_{раз} = \frac{h_в + \lambda_в}{6}.$$

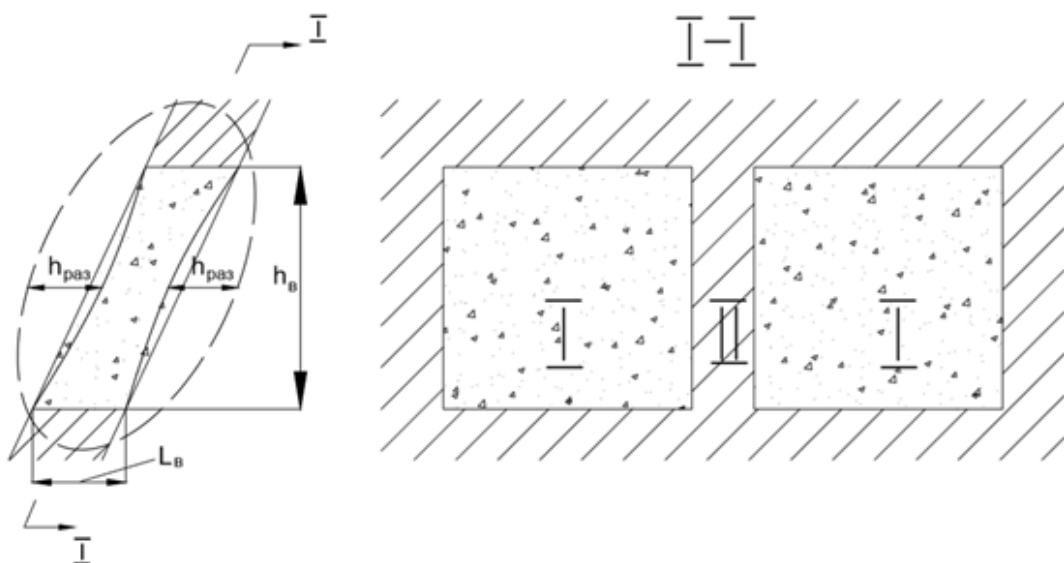


Рис. 4.4. Схема к расчету нагрузок на закладку

В целом стадийная выемка характеризуется высокой концентрацией напряжений в рудных целиках в последних стадиях отработки, возможностью проявления динамических форм горного давления. Это ограничивает область применения стадийной выемки по глубине. Предельная глубина может быть найдена из условия

$$K_{кон} \cdot \gamma \cdot H = [\sigma_{сж}]$$

где $K_{кон}$ – коэффициент концентрации в рудных целиках;

$[\sigma_{сж}]$ – предел прочности руды на сжатие.

4.3. Оценка напряженного состояния искусственного массива и определение его необходимой прочности

Для оценки напряженного состояния искусственного массива в процессе горных работ используют упрощенные методы, основанные на гипотезах. Наибольшее распространение получили методы сопротивления материалов и эмпирические зависимости, полученные по данным моделирования.

Так, для целиков из закладки не считают все компоненты напряжений, а ограничиваются определением нормальных в наиболее опасном поперечном сечении, предполагая, что целик находится в условиях одноосного сжатия и напряжения в целике распределены равномерно (рис. 4.5.).

Фактическую неравномерность напряжений учитывают введением коэффициента запаса прочности

$$\sigma_3 = \frac{P}{S},$$

где S – площадь поперечного сечения.

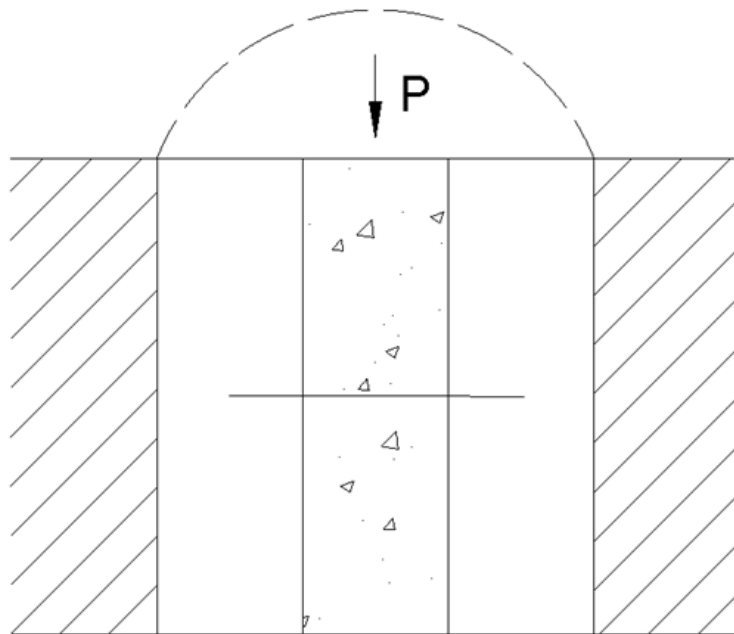


Рис. 4.5. Схема к расчету напряжений в целиках из закладки

Для искусственных потолочин используют метод, основанный на допущении о подобии деформации кровли очистных выработок балкам-стенкам(рис. 4.6).

При $a : h_p < 0,85$

$$\sigma_3^{кон} = 10^{-6} \cdot \gamma_3 \cdot h_3 \cdot (0,95 - e^{-0,12a})$$

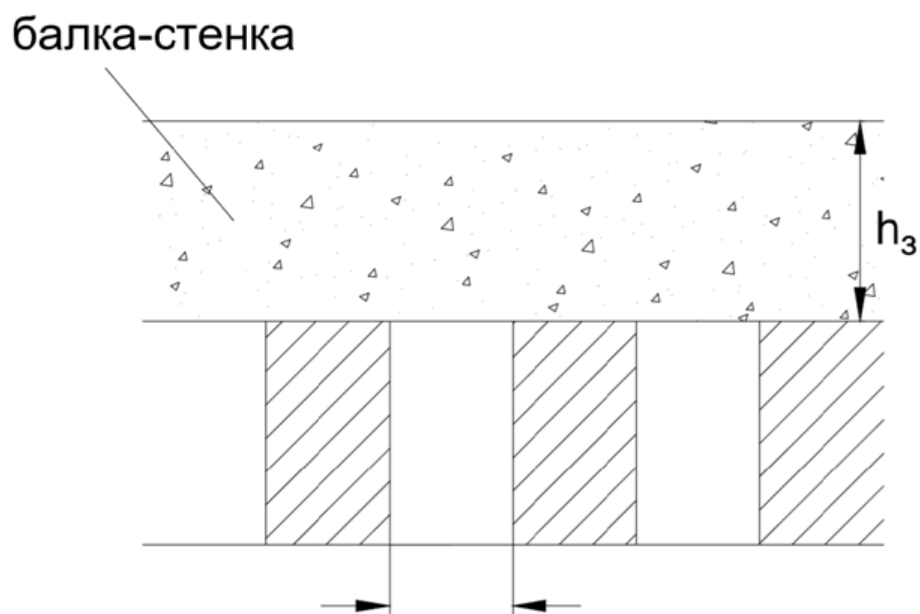


Рис. 4.6. Схема к расчету напряжений на целики

Перейти от растягивающих к сжимающим напряжениям можно по зависимости

$$\sigma_{сж} = \sqrt{6,25 \cdot (\sigma_3^{кон})^3}.$$

Аналогично подходят к оценке напряженного состояния искусственного массива и при слоевой выемке.

При нисходящей слоевой выемке учитывается слоистость массива, полученная при заполнении заходки закладкой, а также положение нижележащей заходки относительно контакта в вышележащем слое (рис. 4.7.).

При расчете напряжений в несущих слоях используются формулы сопротивления материалов.

4.4. Определение требуемой и нормативной прочности закладки

После задания нагрузки на искусственный массив, оценки его напряженного состояния рассчитывается требуемая прочность по нескольким факторам решения условия прочности

$$[\sigma_3] \geq \sigma_3,$$

где $[\sigma_3]$ – требуемая прочность;

σ_3 – расчетные напряжения в искусственном массиве.

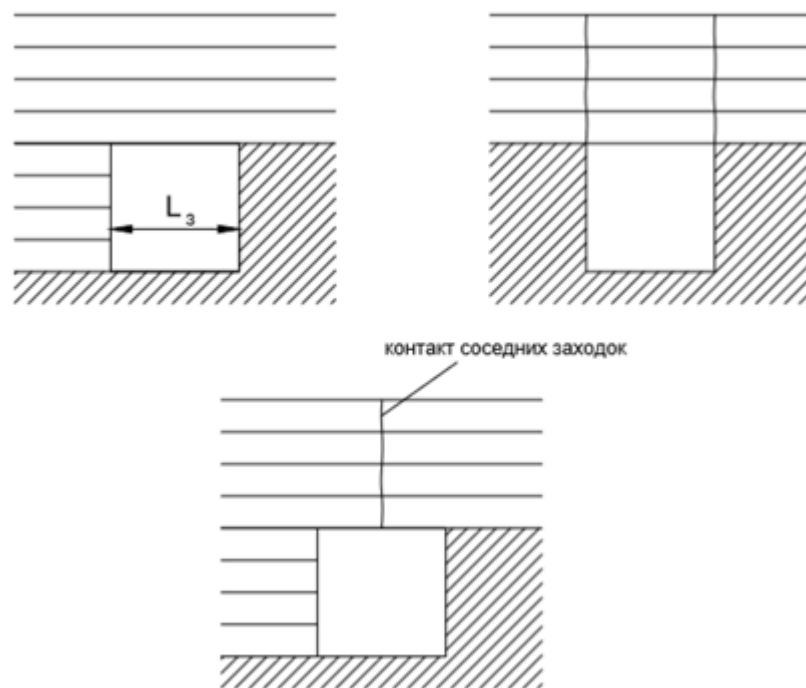


Рис. 4.7. Схема к расчету нормативной прочности закладки

При наличии ограничений по деформациям обрабатываемых объектов, срока твердения вводятся дополнительные условия:

$$\varepsilon \leq [\varepsilon],$$

$$i \leq [i],$$

$$R \geq [R],$$

$$t < [t],$$

где ε , i , R , t – ожидаемые значения деформаций, наклона, радиуса кривизны и срока набора прочности;

$[\varepsilon]$, $[i]$, $[R]$, $[t]$ – их допустимые значения.

Введение коэффициента запаса учитывает влияние факторов, которые не отражены в расчете. Применительно к закладке – это объемное нагружение, число свободных поверхностей, упрочнение в шахтных условиях, влияние взрывных работ.

Для целиков:

$$[\sigma_n] = \frac{\sigma_3 \cdot K_3 \cdot K_{кон}}{K_\phi \cdot K_\partial}$$

Для потолочин

$$[\sigma_n] = \frac{\sigma_3 \cdot K_3}{K_\partial}$$

где K_3 – коэффициент запаса

$$K_3 = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33} \cdot K_{34},$$

$K_{31} = 1,25 \div 1,3$ - учитывает непостоянство прочностных свойств;

$K_{32} = 1,0 \div 1,2$ - учитывает влияние взрывов;

$K_{33} = 0,7 \div 0,8$ - учитывает влияние шахтных условий;

$K_{34} = 1,0 \div 1,1$ - учитывает отклонение от проектных размеров;

K_ϕ – коэффициент формы:

- если $a > h_y$, $K_\phi = \sqrt{\frac{a}{h_y}}$;

- если $a < h_y$, $K_\phi = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{a}{h_y}$,

где h_y – высота целика;

a – ширина целика.

K_∂ – коэффициент длительной прочности, учитывает срок стояния закладки в обнаженном виде:

- если T меньше одного года, то $K_\partial = 1$;

- если T больше одного года, то $K_\partial = 0,5 \div 0,7$;

$K_{кон} = 0,7 \div 0,8$ - коэффициент контактируемости, учитывает полноту контакта целика с породами, рекомендуется для пологих месторождений.

4.5. Прочность закладки по условию допустимых деформаций

При работе под открытыми объектами требуется обосновывать прочность закладки по фактору сохранности объекта. Для этого находят допускаемые деформации, и по этим данным подбирается закладка с необходимыми характеристиками:

$$[\sigma_n] = \frac{K_{ш} \cdot \sigma_y}{K_\sigma},$$

где $K_{ш} = 0,8 \div 1,0$ – коэффициент, учитывающий шахтные условия;

σ_y - напряжения, возникающие в искусственном массиве при кратковременном нагружении в условиях всестороннего сжатия, или это требуемая прочность в тех же условиях нагружения.

$$[\sigma_n] = K_\sigma \cdot \frac{1,925 \cdot \sigma_3}{\sqrt{\varepsilon_{доп}^{зак}}},$$

где K_σ – коэффициент, учитывающий характер нагружения и условия работы массива закладки, принимается для целиков из твердеющей закладки:

$K_\sigma = 0,65$ – целики окружены такой же закладкой;

$K_\sigma = 0,75$ – целики окружены гидравлической закладкой;

$K_\sigma = 0,8$ – целики окружены сыпучей закладкой;

$K_\sigma = 1$ – целики ничем не окружены;

σ_3 – напряжение, создаваемое нагрузкой налегающих пород

$$\sigma_3 = K_\alpha \cdot K_n \cdot \gamma \cdot H,$$

где K_α – коэффициент влияния угла наклона залежи, $K_\alpha = \cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha$.

K_n – коэффициент влияния геометрических размеров выработанного пространства на нагрузку от веса налегающих пород (таблица 4.1.)

Таблица 4.1

Значения коэффициента влияния геометрических размеров выработанного пространства на нагрузку от веса налегающих пород

L_{\min} / H	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
K_n	0,61	0,73	0,75	0,85	0,88	0,91	0,93	0,95	0,97	1,0

L_{\min} – минимальный размер залежи по короткой стороне;

$\varepsilon_{\text{доп}}^{\text{зак}}$ – допустимые относительные деформации налегающих пород

$$\varepsilon_{\text{доп}}^{\text{зак}} = (\Delta - \Delta_1 - \Delta_2) \cdot \frac{100}{h_{\text{зак}}},$$

где Δ – полное допустимое смещение пород кровли

$$\Delta = \frac{H_{\min}}{K_{\text{безоп}}},$$

где H_{\min} – минимальная глубина расположения массива закладки;

$K_{\text{безоп}}$ – коэффициент безопасности по категориям:

I категория – $K_{\text{безоп}} = 300$ – все ответственные сооружения, железнодорожные пути, русла рек, водоемы, многоэтажные дома (более четырех этажей), сооружения подъемного комплекса;

II категория – $K_{\text{безоп}} = 200$ – дома с этажностью 3 и менее, вспомогательные стволы, железнодорожные линии местного назначения, газопроводы, нефтепроводы;

III категория – $K_{\text{безоп}} = 100$ – борта карьеров, подземные выработки, шоссейные дороги, сети;

Δ_1 – упругие смещения пород кровли

$$\Delta_1 = R_\alpha \cdot \frac{2 \cdot (1 - \mu_n^2) \cdot \gamma \cdot H \cdot L}{E_n} \cdot \sqrt{1 - \varepsilon^2},$$

где $R_\alpha = 0,118 \cdot \alpha^2 - 0,245 \cdot \alpha + 1$ – коэффициент, учитывающий соотношение размеров подработки;

α – отношение короткой стороны к длинной;

ε – безразмерная координата точки, $\varepsilon = \frac{x}{L}$ (рис. 4.8.);

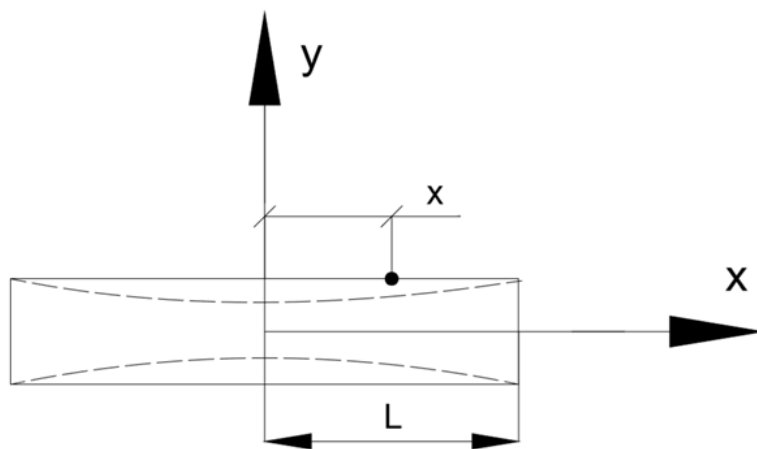


Рис. 4.8. Схема к определению безразмерной координаты точки

μ_n – коэффициент Пуассона пород;

E_n – модуль деформации налегающих пород.

Δ_2 – смещения (деформации), вызванные недозакладкой очистного пространства, на пологих месторождениях:

- при камерных системах $\Delta_2 = 0,2 \div 0,3$ м.;
- при слоевых системах $\Delta_2 = 0,0,5 \div 0,1$ м.;
- на крутых месторождениях $\Delta_2 = 0$ м.

4.6. Определение нормативной прочности при слоевых системах разработки

Схема к определению нормативной прочности при слоевых системах разработки представлена на рисунке 4.9.

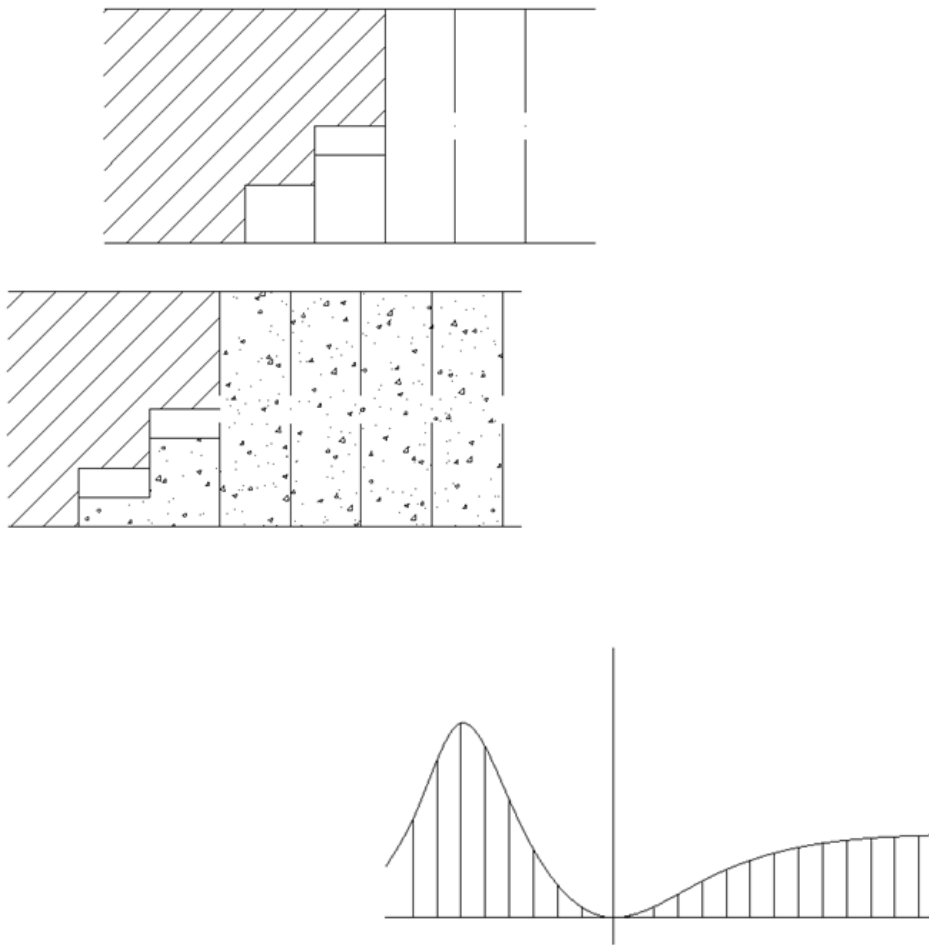


Рис. 4.9. Схема к определению нормативной прочности при слоевых системах разработки

Требуемая прочность закладки по условию устойчивости вертикального обнажения в ленте

$$[\sigma_{зак}] = \left(\frac{E_3 \cdot \Delta h}{h_3} + \frac{\gamma_3 \cdot h_3}{10^6} \right) \cdot K_3,$$

где Δh – величина смещения кровли при подвигании на шаг закладки;

h_3 – высота слоя закладки (мощность залежи);

$E_3 = (0,1 - 0,5) \cdot 10^3$ МПа – модуль деформации закладки.

Можно находить прочность по высоте вертикального обнажения (таблица 4.2.).

Таблица 4.2

Значения прочности в зависимости от высоты вертикального обнажения

Высота вертикального обнажения, м.	5,0 – 10,0	10 – 20	20 – 30
$[\sigma]$, МПа	1,0	1,5	2

Прочность по условию движения машин зависит от типа и веса машины, размеров кузова и усилия черпания при загрузке (таблица 4.3.). Остальной массив может иметь меньшую прочность.

Таблица 4.3

Значения прочности

$h_{нор}$, см.	20	30	40	50
$[\sigma_3]$, МПа	10	4,5	2,5	1,2

Нисходящая выемка

Схема к расчету прочности закладки при нисходящей выемке представлена на рисунке 4.10.

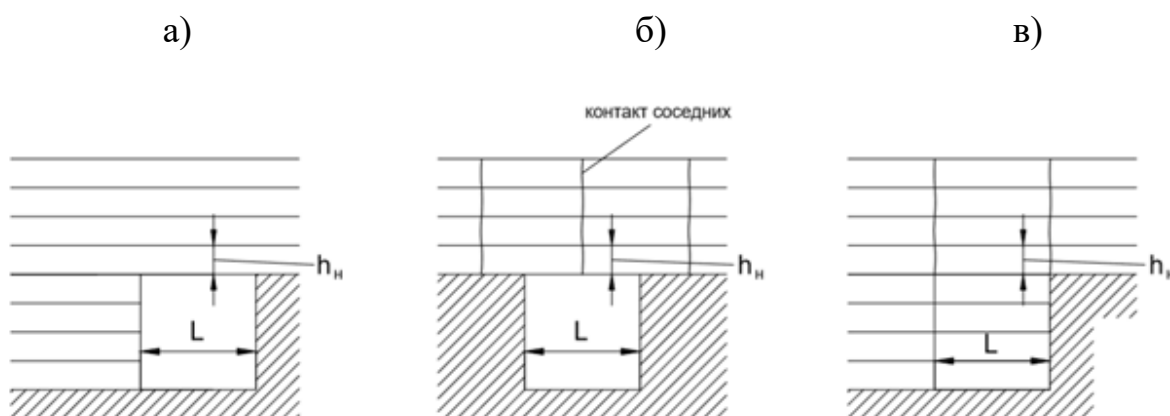


Рис. 4.10. Схема к расчету прочности закладки при нисходящей выемке: а) перекрещивающиеся заходки; б) соосные заходки со смещением; в) соосные заходки

Для случаев, представленных на рис. 4.10.:

$$а) \sigma_{рас}^{зак} = \frac{(1 + K_n) \cdot \gamma_3 \cdot \lambda^2}{2 \cdot 10^6 \cdot h_n}, K_3 = 3;$$

$$б) \sigma_{рас}^{зак} = \frac{K \cdot (1 + K_n) \cdot \gamma_3 \cdot \lambda^2 \cdot K_3}{3 \cdot 10^6 \cdot h_n \cdot \left(1 + \varepsilon \cdot \frac{\lambda}{h_n}\right)};$$

$$в) \sigma_{рас}^{зак} = \frac{3 \cdot (1 + K_n) \cdot \gamma_3 \cdot \lambda^2}{4 \cdot 10^6 \cdot h_n}, K_3 = 3.$$

График определения K_p представлен на рисунке 4.11.

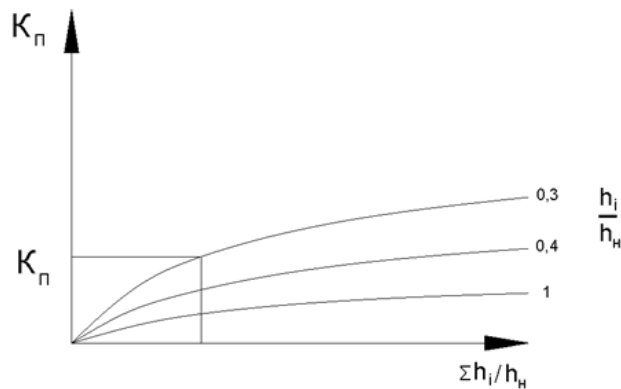


Рис. 4.11. График определения K_p

K_n – коэффициент пригрузки;

h_i – толщина i -го слоя;

h_n – толщина нижнего (несущего) слоя:

$K = 0,95$ и $\varepsilon = 0,04$ – безразмерные коэффициенты.

Все типы искусственной кровли с достаточной для практики точностью можно свести к одной схеме «балка-полоска», защемленная на двух опорах.

$$K_3 = 3, \sigma_{изг} = 0,4 \cdot [\sigma_{сж}]$$

$$[\sigma_n^{зак}] = 2,8 \cdot \frac{\gamma_3 \cdot \lambda^2 \cdot (1 + K_n)}{10^6 \cdot h_n}.$$

Возможно, при необходимости, упрочнять несущий слой его армировкой.
Сетка штангования

$$a_{шт} = \sqrt{\frac{8 \cdot [\sigma_{рас}^{зак}] \cdot h_n}{3 \cdot K'_3 \cdot \gamma_3 \cdot (1 + K_n)}},$$

размерность $[\sigma_{рас}^{зак}]$ в кг/см²; при тяжелых условиях $K_3 = 5 \div 10$.

Сетка штанговая уточняется по условию раскрепления арматурного стержня в закладке.

$$a_{шт}^{max} = \sqrt{\frac{\pi \cdot d_{шт} \cdot \sigma_{сц}}{K''_3 \cdot \gamma_3}},$$

где $d_{шт}$ – диаметр арматурного стержня;

$\sigma_{сц}$ – сцепление стержня с закладкой, $\sigma_{сц} = \frac{[\sigma_{сж}]}{3}$;

$K''_3 = 2 \div 3$ – коэффициент запаса.

Для расчета состава твердеющей смеси с нормативной прочностью 3,5 МПа принимается состав (Ц'+Ш+К+П+В). Активность портландцемента М300

$R_{ц} = 30,0$ МПа; активность шлака $R_{ш} = 5,0$ МПа; крупный заполнитель – щебень с крупностью зерен до 20 мм, глинистых примесей – 5 %, влажность – 7,0 %; мелкий заполнитель – песок, глинистых примесей – 5,0 %, влажность – 9,0 %.

Предельно допустимая прочность закладки на основе шлакового вяжущего, МПа

$$\sigma'_{ш} = c \cdot 600^d \cdot \sigma_{ш},$$

где $\sigma_{ш}$ – предел прочности на сжатие эталонной закладки, МПа; c, d – эмпирические коэффициенты, доли ед.

$$\sigma'_{ш} = 0059 \cdot 600^{0,48} \cdot 2,0 = 2,54 \text{ МПа.}$$

$$\sigma'_{ш} < \sigma_{ш} = 10,8 \text{ МПа.}$$

Использование безцементной закладки невозможно.

Расход вяжущего (Ц'+Ш), кг/м³

$$\text{Ц}' = 600 \cdot \left[\frac{\sigma_{\text{сж}} - c \cdot 600^d \cdot \sigma_{\text{ш}}}{a \cdot 600^b \cdot \sigma_{\text{ц}} - c \cdot 600^d \cdot \sigma_{\text{ш}}} \right]^{\frac{1}{b}},$$

где $\sigma_{\text{ц}}$ – предел прочности эталонной закладки (цемента М300), МПа; c, b – эмпирические коэффициенты, доли ед.

$$\text{Ц}' = 600 \cdot \left[\frac{10,8 - 0,059 \cdot 600^{0,48} \cdot 2,9}{0,0025 \cdot 1 \cdot 8,1 - 0,059 \cdot 0,48 \cdot 2,0} \right]^{\frac{1}{1}} = 516 \text{ кг/м}^3.$$

$$\text{Ш} = 600 - \text{Ц}'; \quad \text{Ш} = 600 - 516 = 84 \text{ кг/м}^3.$$

Расход крупного и мелкого заполнителей (К+П), кг/м³

$$\text{К} + \text{П} = \frac{1 - \frac{\text{ВЖ}}{\rho_{\text{зц}}} - \frac{\text{В}}{\rho_{\text{в}}}}{\frac{(1 - k)}{\rho_{\text{зп}}} + \frac{k}{\rho_{\text{зк}}}},$$

где ВЖ – суммарное количество вяжущего, кг; $\rho_{\text{зц}}$ – плотность вяжущего, кг/м³; В – расход воды, л/м³; $\rho_{\text{в}}$ – плотность воды, кг/м³; k – доля крупного заполнителя в общей массе заполнителей, доли ед.; $\rho_{\text{зп}}$ – плотность зерен мелкого заполнителя, включая доменный шлак, кг/м³; $\rho_{\text{зк}}$ – плотность зерен крупного заполнителя, кг/м³.

$$\text{К} + \text{П} = \frac{1 - \frac{600}{3100} - \frac{450}{1000}}{\frac{(1 - 0,32)}{2650} + \frac{0,32}{2600}} = 938 \text{ кг/м}^3.$$

$$\text{К} = 0,32 \cdot (\text{К} + \text{П}); \quad \text{К} = 0,32 \cdot 938 = 300 \text{ кг/м}^3.$$

$$\text{П} = 938 - \text{К}; \quad \text{П} = 938 - 300 = 638 \text{ кг/м}^3.$$

Содержание глинистых примесей, кг/м³

$$\text{Д}' = \frac{\text{К} \cdot d_{\text{к}} + \text{П} \cdot d_{\text{п}}}{100},$$

где $d_{\text{к}}$ и $d_{\text{п}}$ – содержание глинистых примесей в крупном и мелком заполнителях, %.

$$\text{Д}' = \frac{300 \cdot 5,0 + 638 \cdot 5,0}{100} = 47,0 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Суммарное количество тонкодисперсных фракций, кг/м³

$$ТФ = Ц' + Ш + Д' < 700, \quad ТФ = 516 + 84 + 47 = 647 \text{ кг/м}^3.$$

Прочность закладки для шлакоцементного вяжущего, МПа

$$\sigma_{шц} = a \cdot (Ц')^b \cdot \sigma_{ц} + c \cdot (Ш)^b \cdot \sigma_{ш},$$

$$\sigma_{шц} = 0,0025 \cdot (516)^1 \cdot 8,1 + 0,059 \cdot 0,48 \cdot 2,0 = 11,4 \text{ МПа}.$$

Тогда $R_{ВЖ} = 50,0$ МПа.

Активность смешанного с глиной вяжущего, МПа

$$R_{см} = \frac{R_{ВЖ}}{1 + \frac{1,6 \cdot Д'}{ВЖ}}, \quad R_{см} = \frac{50,0}{1 + \frac{1,6 \cdot 47}{600}} = 44,4 \text{ МПа}.$$

Тогда $\sigma_{см} = 11,0$ МПа.

Расход воды, л/м³

$$В' = В - \frac{К \cdot \omega_k + П \cdot \omega_{п}}{100},$$

где ω_k и $\omega_{п}$ – естественная влажность, %.

$$В' = 450 - \frac{300 \cdot 7,0 + 638 \cdot 9,0}{100} = 371 \text{ л/м}^3.$$

Корректировка состава закладки

$$\left(\frac{Ц'}{\rho_{зц}} + \frac{Ш}{\rho_{зш}} + \frac{Д'}{\rho_{зд}} \right) + \frac{К}{\rho_{зк}} + \frac{П}{\rho_{зп}} + \frac{В}{\rho_{в}} = 1,0.$$

$$\left(\frac{516}{3100} + \frac{84}{3100} + \frac{47}{3100} \right) + \frac{300}{2600} + \frac{638}{2650} + \frac{450}{1000} = 1,014.$$

Баланс удовлетворительный.

Технология приготовления и подачи закладочной смеси

Требуемое количество закладочного материала, м³/год

$$Q = \frac{10 \cdot A \cdot k_{нд}}{\gamma_p} \cdot k_y,$$

где A – годовая производительность рудника, т/год; $k_{нд}$ – коэффициент неравномерности добычи, доли ед.; γ_p – удельный вес руды, кН/м³; k_y – коэффициент усадки твердеющей закладки, доли ед.

$$Q = \frac{10 \cdot 1000000 \cdot 1,25}{40} \cdot 1,015 = 317,2 \text{ тыс. м}^3/\text{год.}$$

Часовая производительность закладочного комплекса, м³/ч

$$Q_{ч} = \frac{Q}{N_{дн} \cdot N_{см} \cdot (T_{см} - T_{пз}) \cdot k_{п}},$$

где $N_{дн}$ – количество рабочих дней в году, дни; $N_{см}$ – количество рабочих смен в сутках, $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч; $T_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, ч; $k_{п}$ – коэффициент технологических простоев, доли ед.

$$Q_{ч} = \frac{317200}{305 \cdot 2 \cdot (7,0 - 0,75) \cdot 0,9} = 92,4 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Диаметр трубопровода, мм

$$d = 18,8 \cdot \sqrt{\frac{Q_{ч}}{V_{п}}},$$

где $V_{п}$ – скорость движения пульпы в трубопроводе, м/с.

$$d = 18,8 \cdot \sqrt{\frac{92,4}{0,6}} = 233,4 \text{ мм}.$$

Принимается $d = 244,5$ мм.

Максимальная длина горизонтального участка самотечного транспорта,
м

$$L_c = k \cdot H \cdot \left(\frac{10 \cdot \gamma_{пул}}{\Delta p} - 1 \right) - h - \sum I_{эКВ},$$

где k – средний коэффициент заполнения вертикального става закладкой, доли ед.; $\gamma_{пул}$ – средний удельный вес пульпы, кН/м³; Δp – удельные потери давления при движении гидросмеси в трубопроводе, ГПа/м; h – остаточный напор струи на выходе из трубопровода, м; $\sum I_{эКВ}$ – суммарные потери напора в коленах и закруглениях трубопровода, м.

$$\gamma_{\text{пул}} = 0,01 \cdot (B + Ц' + Ш + K + П).$$

$$\gamma_{\text{пул}} = 0,01 \cdot (450 + 516 + 84 + 300 + 638) = 19,88 \text{ кН/м}^3$$

$$\sum I_{\text{экв}} = n_1 \cdot I_1 + n_2 \cdot I_2 ; \quad \sum I_{\text{экв}} = 4 \cdot 20 + 3 \cdot 10 = 110 \text{ м}.$$

$$L_c = 0,75 \cdot 600 \cdot \left(\frac{10 \cdot 19,88}{50} - 1 \right) - 2 \cdot 110 = 1228 \text{ м}.$$

Поскольку $L_c > 500$ м, то необходимость участка пневмотранспорта не требуется.

Сухая закладочная смесь приготавливается на поверхности при помощи дробилок крупного и мелкого дробления. Затем она транспортируется при помощи конвейера на открытый склад, где производится временное ее хранение.