

Кафедра разработки месторождений подземным способом

ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

*Программа и методические указания по выполнению курсового проекта
для студентов всех форм обучения
специальности
«Подземная разработка рудных месторождений»*

Санкт-Петербург

2020

ВВЕДЕНИЕ

Курсовое проектирование по производственным процессам очистной выемки ведется на базе теоретических знаний, полученных студентом по курсу "Процессы очистных работ". Курсовое проектирование должно способствовать закреплению, углублению и обобщению знаний, полученных студентами при изучении указанной дисциплины и курсов "Технология и безопасность взрывных работ", "Механизация горных работ", «Математическое моделирование процессов в рудниках», а также развитию навыков применения этих знаний при решении конкретной инженерной горнотехнической задачи.

При выполнении проекта студент должен исходить из основных направлений технического прогресса в горнорудной промышленности. Большое внимание должно быть уделено использованию новой техники и технологии разработки месторождений, передового опыта работы подземных рудников.

Курсовой проект «Процессы очистных работ» выполняется в 6 семестре III курса обучения. Время, отводимое для выполнения проекта – 36 часов. Задание на проект студент получает в начале семестра, а время сдачи указывается в графике выполнения студентами аудиторных и внеаудиторных заданий.

Примерный перечень тем курсового проекта:

1. Составить проект взрыва при отбойке руды шпурами в очистном забое при разработке маломощных залежей.
2. Составить проект скважинной отбойки руды при разработке месторождений средней и большой мощности.
3. Составить проект массового взрыва при системе с обрушением руды и вмещающих пород.
4. Установить влияние горнотехнических факторов (мощности рудного тела, крепости руды или диаметра скважин и т.п.) на показатели отбойки руды.
5. Обосновать тип оборудования для бурения шпуров или скважин для конкретных горнотехнических условий.
7. Обосновать способ и длину доставки отбитой руды для конкретных горнотехнических условий разработки.
8. Определить оптимальное расстояние между участковыми рудоспусками.

9. Определить оптимальный расход ВВ на отбойку и доставку руды с учетом затрат на вторичное дробление.

Курсовой проект выполняется под руководством преподавателя кафедры, который выдает задание и помогает при решении основных технологических вопросов.

Все решения в курсовом проекте студентом принимаются самостоятельно. При выполнении курсового проекта студенту необходимо использовать рекомендуемую техническую литературу, справочные материалы, ГОСТы, Нормы технологического проектирования, ФНиПы и т.п.

Принятие конкретных решений делается на основании технико-экономических расчетов, включающих определение себестоимости руды при выполнении того или иного процесса, производительности труда рабочих, занятых при выполнении конкретного процесса добычи руды, рациональной организации труда в очистном забое в соответствии с правилами техники безопасности при выполнении тех или иных производственных процессов.

Законченный курсовой проект сдается руководителю на проверку. Законченный проект содержит технологические чертежи, отражающие принятые технические решения (1 – 2 листа ватмана размером А1), пояснительную записку объемом 30-40 страниц и электронную версию пояснительной записки. После проверки курсового проекта студент защищает его перед преподавателями кафедры.

ПРОГРАММА КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из графической части на 1-2 листах А1, выполненной в САПР, и пояснительной записки, в которой обосновываются принятые технические решения.

Пояснительная записка должна включать задание на курсовой проект, оглавление, аннотацию на русском и иностранном языке, расчетно-пояснительную часть, использованный библиографический список, дату завершения работы над проектом и подпись автора. При необходимости к пояснительной записке прилагаются поясняющие графики и схемы.

СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

1. Исходные данные для проекта.
2. Введение. Сущность производственного процесса при добыче руды конкретной системой разработки. Современные направления по совершенствованию рассматриваемого процесса при подземной добыче руд.

3. Горно-геологическая характеристика месторождения: угол падения рудного тела, его мощность, крепость и устойчивость руды и вмещающих пород, ценность полезного ископаемого и т.п.).

3. Расчетно-пояснительная часть (название и конкретное содержание этого раздела зависит от темы курсового проекта и согласуется с руководителем).

Примерное содержание разделов:

для тем 1-3

- 1) выбор и обоснование типа ВВ и бурового оборудования;
- 2) расчет параметров БВР;
- 3) расчет взрывной цепи;
- 4) составление паспорта БВР;
- 5) схема вентиляции блока;
- 5) расчет технико-экономических показателей.

для тем 4-9

- 1) методика решения поставленной задачи;
- 2) экономико-математическая модель исследуемого производственного процесса;
- 3) анализ результатов моделирования;
- 4) выводы.

4. Безопасность труда по рассматриваемому в проекте производственному процессу. Основные мероприятия по безопасности труда для данного производственного процесса в соответствии с ФНиП.

5. Библиографический список составляется в алфавитном порядке и оформляется по ГОСТу.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Работа над курсовым проектом начинается с изучения горно-геологических условий разработки месторождения. Изучается система разработки и производственные процессы, используемые в конкретных условиях для принятого варианта системы разработки. Детально изучается производственный процесс, рассматриваемый в проекте. Описание системы разработки дается в следующей последовательности: 1) сущность системы; 2) подготовительные и нарезных выработки; 3) порядок их проведения; 4) очистная выемка (отбойка, доставка и управление горным давлением); 5) механизмы для очистной выемки; 6) проветривание блока (или участка); 7) организация работ. Чертеж системы разработки (в масштабе) приводится на ватмане.

В расчетно-пояснительной части проекта дается подробное обоснование принимаемых решений по конкретному производственному процессу очистной выемки. Для анализа процесса отбойки руды обязательно определение параметров БВР (линии наименьшего сопротивления, длины шпуров или скважин, расстояний между ними) и технико-экономических показателей (производительность труда, трудоемкость процесса, выход руды с 1 м шпура или скважины, удельный расход ВВ, себестоимость отбойки руды и т.п.). Схемы расположения шпуров или скважин должны быть приведены на чертеже. При выполнении тем 1-3 на чертеже необходима графическая часть паспорта БВР с изображением места взрыва, схемы расположения шпуров или скважин, мест выставления постов охранения, схем проветривания после проведения взрыва. В пояснительной записке эта часть паспорта дополняется расчетами. Расчет взрывной цепи производится по методикам, рассмотренным в курсе "Технология и безопасность взрывных работ

При выполнении тем 6-9 в графической части приводится конструкция днища блока и схемы доставки руды. Выбор способа доставки необходимо производить с учетом затрат на проведение выработок днища блока, конструкция которого обуславливается способом доставки.

Формулы расчетов следует приводить в общем виде с расшифровкой входящих в них символов с указанием их единиц, **а затем с конкретными значениями величин и конечным результатом расчета.** Ссылка на источник, из которого взята формула или методика расчета, обязательна. Ссылка приводится в квадратных скобках с указанием номера источника по приводимому в конце пояснительной записки библиографическому списку и номера страницы (или страниц). Ссылкой на источники сопровождаются также технические характеристики оборудования, характеристика типа ВВ, данные, принимаемые по справочным материалам.

При выполнении в курсовом проекте темы 4-9 в пояснительной записке должны быть указаны все расчетные формулы в соответствии с последовательностью их использования и полученные табличные результаты. Итоговые результаты расчетов должны быть представлены на чертеже в виде графических зависимостей.

В последнем разделе пояснительной записки должны быть освещены вопросы безопасности труда для принятых в проекте средств механизации и предложены мероприятия по охране труда.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО РАСЧЕТУ ОТДЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Исходные данные для расчета

- m_{PT} – средняя горизонтальная мощность рудного тела или отбиваемого слоя руды, м
- l_{yc} – длина забоя (уступа), м;
- α – угол падения рудного тела, град.;
- γ_p, γ_{II} – плотность руды и вмещающих пород соответственно, т/м³;
- Ц – ценность руды;
- f_p, f_{II} – крепость руды и вмещающих пород по шкале проф. М.М.Протодяконова соответственно;
- трещиноватость руды;
- система разработки.

Режим работы рудника

Принимается режим работы рудника: продолжительность рабочей недели трудящихся на подземных работах – 36 часов, число смен в сутки по выдаче руды – 3, продолжительность смены для подземных рабочих – 7 часов.

Взрывная отбойка руды в очистном забое

Особенности рудных месторождений:

- высокая крепость руды и вмещающих пород ($f = 5 - 20$);
- разнообразная мощность – от нескольких сантиметров до десятков метров;
- невыдержанный угол падения, изменяющийся от горизонтального до крутого;
- трещиноватость руды и вмещающих пород;
- отсутствие обводненности руды и вмещающих пород;

В зависимости от горно-геологических условий залегания рудных тел применяют различные системы разработки, обеспечивающие наибольшую эффективность добычи рудной массы. При подземной разработке применяет шпуровую и скважинную отбойку, в зависимости от мощности рудного тела, ценности полезного ископаемого, выдержанности элементов залегания и принятой системы разработки.

Способ бурения шпуров и скважин зависит от крепости и трещиноватости руды. В соответствии с табл.1 Приложение 1 выбирается способ бурения: вращательный, ударно-вращательный или вращательно-ударный.

1. Шпуровая отбойка

Шпуровая отбойка руды применяется при разработке залежей малой и средней мощности с любым углом падения. В зависимости от горно-геологических условий залегания месторождения, принятой системы разработки и средств механизации для бурения и заряжания шпуров необходимо принять схему расположения шпуров в очистном забое.

Отбойку руды ведут горизонтальными, наклонными или вертикальными слоями. Мощность отбиваемого слоя обычно не превышает 2-2,5 м. Форма забоя может быть сплошной или уступной.

В рудах средней крепости и крепких применяют ударное и ударно-вращательное бурение шпуров. Особенностью шпуровой отбойки при очистной выемке руды по сравнению с отбойкой породы при проведении горных выработок является наличие в забое как минимум двух обнаженных плоскостей, что исключает необходимость бурения врубовых шпуров. Длина шпуров при очистной выемке составляет 1,5 - 5,0 м, диаметр изменяется от 32 до 75 мм (см. ГОСТ 17196-77, Приложение 1).

Коронки диаметром до 43 мм рекомендуется применять в перфораторах с энергией удара не более 63,74 Дж (6,5 кгс*м), диаметром 43-65 мм – с энергией удара 88,26 Дж (9 кгс*м), диаметром > 65 мм – при энергии удара 147,1 Дж (15 кгс*м) и более.

В зависимости от горно-геологической характеристики пород применяют долотчатые, крестовые пластинчатые, трехперые штыревые или просто штыревые буровые коронки (Приложение № 1, табл. 3).

При применении ручных перфораторов минимальные размеры очистного забоя должны быть следующими: высота 1,5 – 2,5 м, ширина 1,0 – 2,5 м, длина > 1,5 м.

В соответствии с Нормами технологического проектирования (НТП) (4.16.7) [3]:

число рабочих для обслуживания перфораторов принимать:

- при работе с ручными перфораторами – 1 чел;
- при работе с телескопными и колонковыми перфораторами – 1 чел. на 1 – 2 перфоратора;
- количество рабочих для обслуживания самоходных бурильных установок – 1 чел. (НТП 4.16.8)
- количество рабочих, обслуживающих буровые станки, принимать из расчета на 1 станок (НТП 4.16.9):

- при вращательно-ударном и ударно-вращательном бурении – 1 чел;
- при шарошечном бурении – 1 чел.

Для отбойки руды в руднике используют промышленные ВВ допущенные к применению Ростехнадзором России.

Выбор ВВ для отбойки руды производят с учетом его работоспособности и конкретных горно-геологических условий разработки месторождения. Чем крепче руда, тем работоспособность ВВ должна быть больше. Способ зарядания шпуров при очистной выемке может быть ручным или механизированным. Ручная зарядка шпуров предполагает использование патронированных ВВ и применяется при разработке рудных тел короткими забоями с небольшим количеством взрываемого ВВ. При механизированной зарядке применяют гранулированные ВВ.

Взрыв зарядов ВВ в шпурах при очистной выемке производят, как правило, электрическим способом с помощью детонаторов и детонирующего шнура.

Для ведения буровзрывных работ в очистном забое необходимо иметь паспорт буровзрывных работ, который содержит схему расположения шпуров в очистном забое в трех проекциях, их длину, величину уходки забоя за один цикл, объем отбиваемой руды, общее количество шпуров на забой и удельный расход ВВ для отбойки одной тонны руды, диаметр шпуров, тип бурильной машины и их количество, тип ВВ, способ зарядания шпуров, тип СВ, схему вентиляции очистного забоя после взрывных работ.

1.1 Расчет шпуровой отбойки

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БВР ПРИ ШПУРОВОЙ ОТБОЙКЕ

Определяют способ бурения исходя из крепости руды (табл.1, Приложение 1)

В зависимости от горно-геологических условий залегания рудного тела и принятой системы разработки принимают расположение шпуров в очистном забое и тип буровой машины (установки). Привести техническую характеристику оборудования и библиографический источник.

Исходя из энергии удара принятой буровой машины (перфоратора) принимают диаметр шпуров и тип буровой коронки.

Исходя из крепости руды и ее трещиноватости принимают тип ВВ (приводится характеристика принятого ВВ: плотность, кг/м^3 , работоспособность, см^3)

Вычерчивают *предварительную* схему расположения шпуров в очистном забое.

Определяют линию наименьшего сопротивления между шпурами W по формуле Л.И. Барона:

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot \kappa_3}{m \cdot q}}, \text{ м,}$$

где d – диаметр шпура в метрах, м;

Δ – плотность ВВ в шпуре в зависимости от способа заряжания, кг/м³ (при ручном заряжании соответствует естественной плотности ВВ, а при машинном – плотности заряжания зарядчиком в соответствии с его технической характеристикой);

κ_3 – коэффициент заполнения шпура ВВ ($\kappa_3 = 0,80-0,95$) [1 с. 68];

m – коэффициент сближения зарядов (при электрическом взрывании $m = 1 - 1,5$ [1 с. 65];

q – удельный расход ВВ (кг/м³).

Для маломощных залежей 0,8 – 3,5 м с двумя обнаженными плоскостями удельный расход ВВ следует рассчитывать по формуле

$$q = q_0 \cdot \kappa_1 \cdot \kappa_2, \text{ кг/м}^3,$$

где q_0 – теоретический удельный базовый расход ВВ «Аммонит 6 ЖВ» в зависимости от крепости руды, кг/м³ [1 с. 66]:

Таблица № 1

F	4	6	8	10	12	14	16	20
q_0 , кг/м ³	0,4	0,49	0,61	0,74	0,9	1,09	1,31	1,61

κ_1 – коэффициент относительной работоспособности принятого ВВ (в отличии от базового) (табл. 5 Приложение № 1);

κ_2 – коэффициент, учитывающий выемочную горизонтальную мощность рудного тела или вынимаемого слоя [1 с. 66]:

Таблица № 2

$m_{\text{рт}}$, м	1	1,5	2,0	3,0	3,5
K_2	3,8	2,3	1,6	1,15	1,0

При отбойке руды в очистных забоях с тремя обнаженными плоскостями удельный расход ВВ принимается с коэффициентом 0,65 (НТП, 4.16.20)

Расстояние между шпурами в ряду (a):

$$a = m \cdot W, \text{ м}$$

Задаемса величиной уходки очистного забоя ($l_{\text{ух}}$), м;

Для принятой уходки забоя (l_{yx}) определяют длину шпуров ($l_{шп}$) с учетом угла падения рудного тела (α); углом наклона линии очистного забоя можно пренебречь

$$l_{шп} = h_{yc} / \sin \alpha \cdot \eta$$

где η - коэффициент использования шпура (к.и.ш.) принимается в зависимости от крепости руды по таблице 3.

Таблица № 3

Коэффициент крепости по шкале М.М.Протоdjeяконова	<5	5-7	8-13	14-19	>19
КИШ (η)	0,95	0,92	0,90	0,86	0,82

Объем отбиваемой руды за цикл

$$V = S_3 \cdot l_{yx}, \text{ м}^3$$

где S_3 - площадь забоя, отбиваемой руды за цикл, м^2

$$S_3 = m_{PT} \cdot l_{yc}, \text{ м}^2$$

где m_{PT} - горизонтальная мощность рудного тела, м;

l_{yc} - длина отбиваемого уступа за цикл, м.

Ориентировочное общее количество ВВ на отбойку руды за цикл

$$Q'_{BB} = q \cdot V, \text{ кг}$$

12. Масса заряда ВВ в 1 метре шпура, кг

$$q_{шп} = 0,25 \cdot \Pi \cdot d^2 \cdot \Delta, \text{ кг}$$

где d - диаметр шпура, м;

Δ - плотность заряда ВВ в шпуре в зависимости от способа заряжания, $\text{кг}/\text{м}^3$;

Ориентировочная общая длина шпуров на забой

$$L'_{шп} = \frac{Q'_{BB}}{q_{шп} \cdot K_{зап}}, \text{ м}$$

где $K_{зап}$ - коэффициент заполнения шпуров ВВ - 0,8 - 0,95 [1. с. 68]

14. Ориентировочное число шпуров на забой

$$N'_{шп} = \frac{L'_{шп}}{l_{шп}}, \text{ [шпуров]}$$

15. Производят графическое построение расположения шпуров с учетом рассчитанного расстояния между рядами шпуров (W), и расстояния между шпурами в ряду (a). Размещение шпуров по площади забоя должно быть равномерным. Расстояние между шпурами, расположенными у контактов рудного тела с вмещающими породами, должно быть не более половины Л.Н.С., но не менее 15 - 20 см.

При разработке тонких жил минимальная ширина (высота) очистного пространства в соответствии с ФНиП должна быть не менее 0,6 м при крутом и 0,8 м при пологом залегании рудного тела. Шпуров в этих условиях следует располагать в один ряд по центру залежи, подбирая диаметр шпуров и тип ВВ, обеспечивающие отбойку руды без потерь и разубоживания. Как правило, диаметр шпуров при разработке крепких руд ($f = 10-12$) жильного типа не превышает 43 мм, а для взрывания применяют патронированные ВВ.

При селективной выемке руды и породы (разработка тонких жил с подрывкой вмещающих пород) минимальная ширина отбиваемой породы составит 0,4 м при диаметре шпуров 32 мм. Отработку рудных тел мощностью свыше 1 м следует вести параллельно располагаемыми слоями. При отработке жил мощностью 0,6–1 м шпуров располагают в шахматном порядке.

16. На основании графического построения уточняют количество шпуров на отбойку уступа ($N_{шп}$) и общую длину шпуров ($L_{шп}$)

Общий уточненный вес (масса) заряда ВВ в шпурах определяется по формуле

$$Q_{ВВ} = L_{шп} \cdot q_{шп} \cdot K_{зпт}, [кг]$$

Проектный удельный расход ВВ на отбойку руды (q_T) определяют по формуле

$$q_T = \frac{Q_{ВВ}}{V \cdot \gamma_p}, [кг/м]$$

Итоговая таблица расчета шпуровой отбойки руды в очистном забое.

Таблица № 4

	Показатель	Величина
1	Длина шпуров, м	
2	Диаметр шпуров, мм	
3	Количество шпуров на забой, шт	
4	Тип ВВ	
5	Тип СВ	
6	Способ взрывания	
7	Количество ВВ на 1 шпур, кг	
8	Общее количество ВВ на забой, кг	
9	Общее количество забойки на забой, кг	
10	Проектный удельный расход ВВ, $[кг/м]$	
11	Тип буровой машины, шт	
12	Тип зарядной машины, шт	
13	Количество бурильщиков в забое, чел	
14	Количество взрывников в забое, чел	

2. Сквaziнная отбойка руды

Сквaziнную отбойку применяют при разработке мощных и средней мощности залежей крепких и средней крепости руд, залегающих под любым углом падения.

Расположение сквaziн зависит от принятой системы разработки, трещиноватости руды, принятого бурового оборудования и диаметра сквaziн. Диаметр сквaziн изменяется от 75 до 150 мм, длина сквaziн – от 5 до 50 и более метров. Отбойку руды производят на свободное пространство блока, на ранее отбитую руду или обрушенные породы (на зажатую среду).

При разработке рудных месторождений чаще всего применяет веерное и параллельное расположение сквaziн. Для отбойки междукaмерных и междуетажных целиков применяют пучковое расположение сквaziн.

При отбойке руды на свободное очистное пространство имеет место две обнаженные поверхности (очистной забой и верхняя или нижняя подсечка).

При сквaziнной отбойке образуется крупнокусковая горная масса, характеризующаяся выходом негабарита в том или ином количестве. Кондиционный кусок изменяется от 400 до 1200 мм, а выход негабарита достигает 12 %. Крепость руды, размер кондиционного куска и допустимый выход негабарита необходимо учитывать при расчете паспорта БВР.

2.1. Расчет сквaziнной отбойки

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БВР

ПРИ СКВАЗИННОЙ ОТБОЙКЕ

Определяют способ бурения сквaziн, исходя из крепости руды.

Исходя из горно-геологических условий залегания рудного тела и принятой системы разработки принимают расположение сквaziн в очистном забое (параллельное, веерное или пучковое), тип бурового станка или установки, расположение и размер буровых выработок. Привести техническую характеристику принятого оборудования и библиографический источник.

Принимают диаметр сквaziны, исходя из принятой буровой машины (станка).

Исходя из крепости руды и ее трещиноватости принимают тип ВВ (приводится характеристика принятого ВВ : плотность, кг/м^3 , работоспособность, см^3).

Вычерчивают *предварительную* схему расположения сквaziн в очистном забое.

Определяют линию наименьшего сопротивления между сквaziнами (W) по формуле Л.И. Барона:

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot \kappa_{\text{зап}}}{q}}, \text{ м},$$

где d – диаметр скважины в метрах, м;

Δ – плотность ВВ в скважине в зависимости от принятого типа пневмозарядчика, кг/м³ ;

$\kappa_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения скважин ВВ [4 с. 74, табл. 4.25] ;

Относительная длина заряда в скважине.

Таблица №5.

Глубина скважины, м	Коэффициент заполнения скважины ВВ
5	0,7
10	0,8
30 и более	0,9

q – удельный расход ВВ (кг/м³).

$$q = q_0 \cdot \kappa_1 \cdot \kappa_3 \cdot \kappa_4 \cdot \kappa_5, \quad \text{кг/м}^3$$

где q_0 – теоретический удельный базовый расход «Гранулита АС-8» в зависимости от крепости руды, размера кондиционного куска и выхода негабарита, кг/м³ ; принимается по табл. 6 Приложение № 1 [4 с. 68, табл. 4.22] ;

κ_1 – коэффициент относительной работоспособности принятого ВВ, отличного от базового («Гранулита АС-8») (табл. 7 Приложение № 1);

κ_3 – коэффициент, учитывающий условия отбойки: при отбойке на одну обнаженную поверхность $\kappa_3 = 1$; при отбойке на две обнаженные поверхности $\kappa_3 = 0,7-0,9$

κ_4 - коэффициент, учитывающий диаметр заряда $\kappa_4 = (d / 0,105)^n$

$n = 0,5-1,0$ – большие значения – в монолитных рудах

κ_5 - коэффициент, учитывающий схему расположения скважин:

при параллельном расположении $\kappa_5 = 1$;

при веерном расположении $\kappa_5 = 1,1-1,2$;

при пучковом расположении $\kappa_5 = 1,3 – 1,5$;

Определяют технологические параметры расположения скважин

Параллельное расположение скважин

Расстояние между скважинами в ряду (a)

$$a = m \cdot W, \text{ м}$$

где m – коэффициент сближения зарядов при электрическом взрывании $m=1– 1,5$ [1 с. 65];

Число скважин в отбиваемом слое N_c (округляется до большего целого)

$$N_c = \frac{(m_{PT} - W)}{a} + 1, \text{ шт}$$

где m_{PT} – горизонтальная мощность рудного тела или отбиваемого слоя руды, м.;

Для найденного N_c уточняется расстояние между скважинами в ряду (a)

Общая длина скважин в слое ($L_{СКВ}$)

$$L_{СКВ} = N_c \cdot l_c, \text{ м}$$

где l_c – длина скважины, м :

при наличии нижней или верхней подсечки

$$l_c = (H / \sin \alpha) - h', \text{ м}$$

где H – вертикальная высота отбиваемого слоя, м

h' – величина недобура, принимаемая равной $\frac{1}{2} W$, м

при отбойке уступа без наличия нижней подсечки

$$l_c = (H / \sin \alpha) + h_{пер}, \text{ м}$$

где $h_{пер}$ – величина перебура, принимаемая равной $\frac{1}{2} W$, м

Объем отбиваемой руды в слое

$$V = (H \cdot m_{PT} \cdot W), \text{ м}^3$$

Вычерчивают расположение скважин в очистном забое в трех проекциях с указанием необходимых размеров.

Определяют количество ВВ для отбойки слоя руды, принимаемое в проекте

$$Q_{ВВ} = L_{СКВ} \cdot q_{СКВ}, \text{ кг}$$

где $q_{СКВ}$ – масса заряда ВВ в 1 м скважины, кг [4., с.74, табл. 4.24]

Расчетный удельный расход ВВ на 1 т отбиваемой руды

$$q_T = Q_{ВВ} / V \cdot \gamma_P, \text{ кг/т}$$

Исходя из общего количества ВВ, подлежащего заряданию принимают зарядную машину или установку, указывают ее техническую характеристику и библиографический источник.

Итоговая таблица расчета скважинной отбойки руды в очистном забое (аналогично итоговой таблице при шпуровой отбойке).

Веерное расположение скважин

Расположение скважин в веере определяют графически, для чего необходимо знать расстояние между концами скважин (a_{\max}), которое определяют по формуле

$$a_{\max} = 1,5 - 1,7 W.$$

Определяют ориентировочное количество скважин в **веере** (N_C)

$$N_C = 1,75 S/a_{\max} + 1, \text{ шт,}$$

где : S – площадь полумеера, м^2

Для графического расположения скважин в веере вычерчивают **на листе миллиметровки в масштабе** забой, подлежащий отбойке. Исходя из параметров принятой буровой установки и зазоров, предусмотренных ФНиП, определяют размеры буровой выработки. В буровой выработке перекрестьем помечают место установки станка (станков). С места расположения станка (станков) проводят скважины в углы забоя. Затем по перпендикуляру откладывается расстояние a_{\max} , опущенному из конца более короткой скважины на соседнюю, более длинную.

Крайние оконтуривающие скважины, работающие в наиболее трудных условиях зажима имеют коэффициент недозаряда 0,85-0,9 [4. с. 74].

Величину недозаряда остальных скважин определяют откладывая по перпендикуляру между построенными скважинами величину a_{\min} , определяемую по формуле:

$$a_{\min} = 0,5-0,7 W.$$

Возможно упрощенное построение величины недозаряда скважин по следующей методике. Из центра бурения проводят две окружности радиусами соответственно 1-1,5 W и 3 W при недозаряде скважин через одну.

Если патроны-боевики инициируются электродетонаторами, то максимальная длина недозаряда не должна превышать 8 м, так как промышленностью выпускаются ЭД с длиной проводов 10 м, а наращивать их при монтаже запрещено ФНиП.

Каждой скважине присваивается номер – нумерация производится по часовой стрелке. По линейке определяется длина пробуренных скважин и длина скважин, подлежащая заряданию ВВ. Результаты замеров заносят в таблицу № 6.

Таблица № 6

Характеристика скважин в веере

Номер скважины	Угол наклона, град	Длина скважины, м	Длина заряда, м	Масса ВВ в скважине, кг
1				
2				
3				
4				
...				
Всего:				$Q_{\text{ВВ}}$

Определяем количество ВВ в каждой скважине ($Q'_{ВВ}$) и результаты расчета заносим в табл. № 6

$$Q'_{ВВ} = q_{скв} * l_{зар}, кг$$

где: $q_{скв}$ – масса заряда ВВ в 1 м скважины, кг

$l_{зар}$ – длина заряда в скважине, м.

Определяют объем руды, отбиваемый одним веером скважин за цикл.

$$V = (S_3 - S_b) \cdot W, м^3$$

где: S_b – площадь сечение буровой выработки, $м^2$,

S_3 – площадь забоя отбиваемой за цикл, $м^2$

Производят проверочный расчет количества ВВ для отбойки руды одним веером ($Q'_{ВВ}$):

$$Q'_{ВВ} = V \cdot q, кг,$$

где q – удельный расход ВВ, $кг/м^3$.

Количество ВВ, полученное проверочным расчетом ($Q'_{ВВ}$) не должно отличаться от количества ВВ рассчитанного в табл. № ?? ($Q_{ВВ}$) более, чем на 10%. В противном случае необходимо произвести расчет количества скважин и находящегося в нем ВВ снова.

Определяют удельный расход ВВ на 1 т отбиваемой руды (q_T)

$$q_T = \frac{Q_{ВВ}}{V \cdot \gamma_p}, [кг/т]$$

Таблица № 7 – Итоговая таблица скважинной отбойки руды в очистном забое.

№	Показатель	Величина
1	Общая длина скважин, м	
2	Диаметр скважин, мм	
3	Количество скважин на забой, шт	
4	Тип ВВ	
5	Тип СВ	
6	Способ взрывания	
7	Количество ВВ в 1 метре скважины, кг	
8	Общее количество ВВ на забой, кг	
9	Общее количество забойки на забой, кг	
10	Проектный удельный расход ВВ, $[кг/т]$	
11	Тип буровой машины, шт	
12	Тип зарядной машины, шт	
13	Количество бурильщиков в забое, чел	
14	Количество взрывников в забое, чел	

3. Погрузка и доставка руды

Погрузка отбитой рудной массы осуществляется погрузочными машинами непосредственно в очистном забое (при сплошных, камерно-столбовых и системах с закладкой выработанного пространства) или с почвы специальных выработок (при системах поэтажного обрушения, с магазинированием руды, с открытым очистным пространством и др.).

При системах с креплением, магазинированием, этажного, поэтажного обрушения и др. погрузка осуществляется питателями непосредственно в вагонетки.

Под доставкой руды понимается ее перемещение от очистного забоя (места отбойки) до откаточного горизонта.

Выбор способа доставки и погрузки руды зависит от системы разработки.

В практике разработки рудных месторождений применяется гравитационная (под действием собственного веса), механизированная и взрыводоставка руды.

При гравитационной доставке отбитая руда под действием собственного веса доставляется по очистному пространству к выпускным выработкам в основании блока, откуда ее выпускают в выработки для механизированной доставки, в блоковые рудоспуски или непосредственно в транспортные средства. В зависимости от наличия доставочных выработок различают поэтажный и этажный выпуск руды, а в зависимости от наличия или отсутствия специальных выработок для выпуска (дучек, траншей) применяют донный или торцевой выпуск. При донном выпуске руды выпускные выработки размещают в основании блока и сохраняют на весь период его отработки. При торцевом выпуске руда попадает непосредственно в выработку, из которой ее доставляют механическим способом на откаточный горизонт. Применяют поэтажный и этажный торцевой выпуск.

Доставка руды под действием собственного веса часто совмещают с механизированными способами доставки, поэтому при расчете гравитационной доставки ее производительность определяется производительностью других видов доставки и пропускной способностью выпускных выработок или устройств.

Механизированная доставка руды осуществляется с помощью скреперных установок, самоходных вагонов, автосамосвалов, погрузочно-доставочных машин (ПДМ), питателей и конвейеров. В зависимости от применяемого типа доставочного оборудования определяют его эксплуатационную производительность для выбранной в проекте системы разработки и конкретных значений параметров блока.

3.1. Погрузка руды самоходными погрузочными и погрузочно-доставочными машинами.

Погрузочные машины для очистных работ выпускают на гусеничном и пневмошинном ходу, а по принципу действия делятся на три группы: ковшовые, ковшово-бункерные и непрерывного действия с нагребными лапами.

Эксплуатационная производительность погрузочно-доставочных ковшовых и ковшово-бункерных машин можно определить по следующей формуле:

$$Q_3 = Q_T \cdot k_r \cdot (T_{см} - T_{пз}), \text{ т/час,}$$

где: k_r – средний коэффициент использования грузоподъемности машины ($k_r = 0,8-1,0$);

$T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, час;

$T_{пз}$ – время на подготовительно-заключительные операции, час

($T_{пз} = 0,7-0,8$ час).

Q_T – техническая производительность ковшовой или ковшово-бункерной машины, т/час;

Техническую производительность **ковшовых ПДМ** определяют по формуле:

$$Q_T = 60 \cdot V_k \cdot k_{н.к} \cdot \gamma_p / t_{ц}, \text{ т/час,}$$

где V_k – вместимость ковша, м³;

$k_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша (равен 0,8-1,1; 0,55-0,7 и 0,55-0,75 соответственно для крупнокусковой, влажной сыпучей и мелкой руды крупностью до 50 мм);

γ_p – удельный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м³;

k_p – коэффициент разрыхления.

$t_{ц}$ – продолжительность цикла, мин;

Продолжительность цикла определяется по формуле:

$$t_{ц} = t_n + t_{разг} + k_d (t_r + t_{п}), \text{ мин,}$$

где t_n – время наполнения ковша, мин

$$t_n = (41-46) \cdot k_{нг}/60$$

где $k_{нг}$ – коэффициент, учитывающий выход негабарита (равен 1; 1,2; 1,3; при выходе негабарита соответственно 0-5; 5-10; 10-15%);

$t_{разг}$ – время разгрузки ковша, мин;

$$t_{разг} = 31k_m/60$$

где k_m – коэффициент, учитывающий маневры при разгрузке ($k_m = 1,1-1,15$);

k_d – коэффициент неравномерности движения ($k_d = 1,1$);

t_r – время движения машины с грузом, мин;

$$t_r = 0,06L_d/V_r$$

где L_d – длина доставки, м;

V_r – средняя скорость движения машины с грузом ($V_r = 5-10$ км/час);

t_n – время движения порожней машины, мин,

$$t_n = 0,06L_d/V_n$$

где V_n – средняя скорость движения порожней машины ($V_n = 6-12$ км/час).

Техническая производительность **ковшово-бункерных ПДМ** определяют по следующей формуле:

$$Q_T = 60V_6k_{нб} \rho / (t_{ц}k_p), \text{ т/час},$$

где V_6 – емкость бункера, м³

$k_{нб}$ – коэффициент наполнения бункера, ($k_{нб} = 0,7-1$);

$t_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла, мин

$$t_{ц} = t_n + t_{разг} + k_d(t_r + t_n)$$

где t_n – время наполнения бункера рудой, мин.

$$t_n = V_6 * k_{нб} * t_k * k_m * k_{нг} / (V_k * k_{н.к})$$

где t_k – продолжительность одного цикла черпания и разгрузки ковша, мин ($t_k = 0,12-0,2$ мин);

k_m – коэффициент, учитывающий маневры в забое ($k_m = 1,2-1,3$);

$k_{нг}$ – коэффициент, учитывающий разборку негабарита в забое ($k_{нг} = 1,15-1,2$);

V_k – вместимость ковша, м³;

$k_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша ($k_{н.к} = 0,8-1,25$)

$t_{разг}$ – время разгрузки бункера (1-1,66 и 2-3 для машин соответственно с опрокидным кузовом и с донным конвейером), мин.

Эксплуатационная производительность ковшово-бункерных машин определяется также, как и для ковшовых ПДМ.

3.2. Погрузка руды подземными экскаваторами

При погрузке горной массы в автосамосвалы, в основном, при камерно-столбовой системе разработке с высотой очистного пространства не менее 4,5 м применяют подземные экскаваторы.

Эксплуатационная производительность экскаваторов находится их выражения

$$Q_э = Q_{тэ} * (T_{см} - T_{пз}), \text{ т/смену}$$

где: $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$T_{пз}$ – время на подготовительно-заключительные операции, ч. (0,7-0,8)

$Q_{тэ}$ – техническая производительность экскаватора;

$$Q_{тэ} = 60 V_k * \pi * k_n * k_1 * k_2 * \gamma_p, \text{ т/ч}$$

где V_k – вместимость ковша экскаватора, м^3 ;

π – число циклов черпания и разгрузки в мин.

$$\pi = 60 / t_{ц}$$

где $t_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с (принимается по технической характеристике экскаватора, зависимости от угла его поворота – 90 или 180⁰)

k_n – коэффициент заполнения ковша (0,4-0,85);

k_1 – коэффициент, учитывающий время на выборку негабаритных кусков (0,85-0,9)

k_2 – коэффициент учитывающий дополнительное разрыхление руды в ковше (0,92-0,96);

γ_p , - удельный вес разрыхленной руды, т/м^3

3.3 Погрузка руды машинами с нагребными лапами

Техническую производительность погрузки руды машинами с нагребными лапами (ПНБ, Джой и др.) можно произвести по методике изложенной в книге Баранова А.О. [5]. Однако, в связи с определенной сложностью расчета рекомендуется принять техническую производительность этих машин из технической характеристики. Эксплуатационную сменную производительность следует определять по формуле

$$Q_{э} = 60 k_y * Q_{т} * T_{см}, \text{ м}^3 / \text{см}$$

где: k_y - коэффициент, учитывающий конструкцию системы разработки и организацию работ ($k_y = 0,6-0,8$ – при торцевом выпуске в системах с массовым обрушением руды, $k_y = 0,3-0,4$ – для одиночного забоя, где чередуются отбойка и погрузка, $k_y = 0,4-0,6$ – при обслуживании машиной нескольких забоев с чередованием операций (машина переезжает из одного забоя в другой);

$Q_{т}$ - техническая производительность погрузочной машины с нагребными лапами, $\text{м}^3 / \text{мин}$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, час

3.4. Погрузка и доставка рудной массы погрузочно-доставочными комплексами (ПДК).

При разработке мощных рудных месторождений камерно-столбовой системой, с закладкой твердеющей смесью, этажно-камерной и др. системами широкое применение находят погрузочно-доставочные комплексы, состоящие из погрузочной машины и транспортного средства (автосамосвала, самоходного вагона), работающих совместно.

При расчете эксплуатационной производительности ПДК ($Q_{\text{пдк}}$), учитывается фактическая работа всех механизмов, включенных в этот комплекс.

$$Q_{\text{пдк}} = V_k * \gamma_p * k_n * k_u * n_p * \frac{T_{\text{см}}}{t_n + t_{\text{дв}} + t_{\text{разг}} + t_m}, \text{ т / см}$$

где V_k - емкость кузова транспортного средства, м^3 ;

γ_p - удельный объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м^3 ;

k_n - коэффициент наполнения кузова (0,8-1,1);

k_u - коэффициент использования доставочных механизмов в течение смены (0,4-0,6);

$n_{\text{тр}}$ - количество транспортных средств обслуживающих один погрузочный механизм, максимальное количество которых определяется из условия непрерывности работы погрузочного механизма

$$n_{\text{тр}} = \frac{t_n + t_{\text{д}} + t_p + t_m}{t_n}, \text{ машин}$$

где : t_n - продолжительность погрузки транспортного средства

$$t_n = \frac{V_k * \gamma_p * k_n}{Q_{\text{э}}}, \text{ мин.}$$

где $Q_{\text{э}}$ - эксплуатационная производительность погрузочного оборудования; т/мин

$t_{\text{дв}}$ - продолжительность движения транспортного средства

$$t_{\text{дв}} = 0,06 \left(\frac{L}{V_{\text{г}}} + \frac{L}{V_{\text{п}}} \right), \text{ мин.}$$

где: L - длина доставки руды, м ;

$V_{\text{г}}$ и $V_{\text{п}}$ - скорость движения груженого и порожнего транспорта (не более 20 км/ч)

t_p - продолжительность разгрузки транспортного средства, мин ;

t_m - продолжительность маневров, 1 мин.;

$T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, мин .

3.5. Производительность доставки руды автосамосвалами и самоходными вагонами.

Автосамосвалы в комплексе с экскаваторами, ковшовыми погрузочными машинами или вибропитателями применяют при доставке крупнокускового материала. Самоходные вагоны используют при разработке мягких, неабразивных руд с механической отбойкой (комбайнами), обеспечивающей качественное дробление. Кроме того применение самоходных вагонов в комплексе с погрузочными машинами более

приемлемо при малой высоте и ширине очистного пространства, где невозможна погрузка руды в автосамосвалы.

Эксплуатационная производительность **автосамосвалов и самоходных вагонов** следует определять по следующей формуле

$$Q_{\text{Э. МАШ}} = 60 V_{\text{К}} * \gamma_{\text{Р}} * k_{\text{Г}} * (T_{\text{СМ}} - T_{\text{П.З.}}) / t_{\text{Р}}, \text{ т/см}$$

где: $V_{\text{К}}$ - емкость кузова транспортного средства, м^3 ;

$\gamma_{\text{Р}}$ - удельный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м^3 ;

$k_{\text{Г}}$ - средний коэффициент использования грузоподъемности машины (для автосамосвалов равен 0,8-0,95)

$t_{\text{Р}}$ - продолжительность рейса машины, мин

$$t_{\text{Р}} = t_{\text{ПОГР}} + t_{\text{РАЗГР}} + t_{\text{ОЖ}} + k_{\text{Д}} * (t_{\text{ДВ. ГР}} + t_{\text{ДВ. ПОР}}), \text{ мин}$$

где: $t_{\text{РАЗГР}}$ - время разгрузки автосамосвала 1,53 – 1,83 мин., самоходного вагона ВС-10 – 1,33-2 мин, ВС – 20 – 1,66 – 2,33 мин;

$t_{\text{ОЖ}}$ - время, затрачиваемое машиной на ожидание погрузки или разгрузки, на маневры (2 – 4 мин);

$k_{\text{Д}}$ - коэффициент неравномерности движения (1,1)

$t_{\text{ПОГР}}$ - время погрузки автосамосвала (самоходного вагона) , мин

$$t_{\text{ПОГР}} = V_{\text{К}} * k_{\text{Н}} / Q_{\text{Т}}$$

где: $k_{\text{Н}}$ - коэффициент наполнения кузова (0,95-1,2);

$Q_{\text{Т}}$ - техническая производительность погрузочного средства, (экскаватора, погрузочной машины и т.п.), т/час ;

$t_{\text{ДВ. ГР}}$ - продолжительность движения груженого автосамосвала или самоходного вагона, мин

$$t_{\text{ДВ}} = \frac{L}{V_{\text{ГР}}} \text{ мин.}$$

где: L - длина доставки руды, м;

$V_{\text{ГР}}$ - скорость движения груженой машин - не более 20 км/ч, средняя скорость для автосамосвалов 10,3 км/час, для самоходных вагонов – 5 – 6 км/час;

$t_{\text{ДВ. ПОР}}$ - продолжительность движения порожнего автосамосвала или самоходного вагона, мин

$$t_{\text{ДВ}} = \frac{L}{V_{\text{ПОР}}} \text{ мин.}$$

где $V_{\text{ПОР}}$ - скорость движения порожней машины (не более 20 км/ч);

Требуемое число рейсов машины в смену (N_p) определяем по формуле

$$N_p = k_H * P_{CM} / Q_{Э.МАШ}, \text{ рейсов}$$

где: P_{CM} - сменная производительность блока (участка), т

k_H – коэффициент неравномерности добычи руды (1,25 – 1,5),

$Q_{Э.МАШ}$ - эксплуатационная производительность **автосамосвалов и самоходных вагонов**, т/см

Необходимое число машин для обеспечения заданной производительности блока (участка) определяют по формуле (округляется до большего целого):

$$N_M = N_p / N_{CM}, \text{ маш}$$

где N_{CM} – возможное число рейсов машины в смену,

$$N_{CM} = 60 (T_{CM} - T_{п.з.}) / t_p, \text{ рейсов}$$

где: $T_{п.з.}$ – время на прием-сдачу смены, профилактическое обслуживание, час (0,75 – 0,9 - меньшее для самоходных вагонов, большее для автосамосвалов).

t_p – продолжительность рейса машины, мин

3.6. Выпуск и погрузка руды питателями.

Питатели применяются для выпуска руды из блока через воронки в вагоны, автосамосвал, самоходные вагоны, на ленточный магистральный конвейер, а также для погрузки руды из рудоспусков в автосамосвалы, вагонетки или самоходные вагоны.

При поземной разработке рудных месторождений применяют главным образом вибрационные питатели. Техническая характеристика некоторых из вибропитателей приведена в табл. 8.

Таблица № 8. –Характеристика вибрационных питателей для выпуска и погрузки руды

Тип вибропитателя	Эксплуатационная производительность, м ³ /ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м			Масса, т
			высота	ширина	длина	
Для донного выпуска руды						
Сибирячка	360	20	0,65	1,20	6,00	3,0
ДВПУ-4ТМ	250	10	0,24	1,20	4,50	3,0
ВЛ-2	250	14	0,48	1,40	6,50	2,4
ВВРД	300	28	1,35	1,50	7,00	5,0
ВКВС	120	1,94*4	0,77	1,71	6,60	48,0
ВКВС (секцион.)	120	1,94*4	0,77	1,71	6,60	48,0
Для торцевого выпуска руды						
ВПН-2	200	42	1,80	2,50	6,50	15,8
ВП-1	250	40	-	1,60	5,0	10,0

Тип вибропитателя	Эксплуатационная производительность, м ³ /ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м			Масса, т
			высота	ширина	длина	
ПВ	500	200	1,00	1,44	10,5	7,0
ВП-2	250	40	1,30	1,60	5,35	10,3
Вибролюки						
АШ-Л	300	6,0	3,57	-	2,44	2,3
Для выпуска и погрузки руды из очистного пространства						
ВЛЖ-1м	170 т/ч	-	0,9	0,25	1,5	0,14
ВЛР-1	260 т/ч	-	0,9	0,45	2,05	0,18
ВЛР-2	250 т/ч	-	0,9	0,50	3,0	0,36
ВЛР-3	450 т/ч	-	1,2	0,50	2,5	0,425
ЛВ-3	450 т/ч	-	1,2	0,34	3,8	0,78
ВЛ-2	400 т/ч	4	1,2	0,354	3,8	0,83

3.7. Скреперная доставка

При скреперной доставке руду транспортируют до рудоспусков или непосредственно грузят в вагонетки через погрузочный полук. При выборе скреперных установок для доставки руды рекомендуется применять лебедки мощностью до 30 кВт при отработке маломощных рудных тел, на поэтажных и при слоевых системах разработки, лебедки мощностью 55 – 100 кВт. - в очистных камерах и на горизонтах скреперования. При мелкокусковой руде в широких забоях целесообразно использовать ящичные скреперы. При крепкой руде хорошо работают шарнирно-складывающиеся скреперы. При скреперовании хорошо раздробленной взрывом руды по аккумулирующей выработке или вдоль длинного навала руды используют многоковшовые скреперные установки, обычно с шарнирно-складывающимися ковшами.

При выборе емкости скрепера учитывается, что она должна соответствовать мощности двигателя. При скреперовании по прямой обычно применяют двухбарабанные лебедки. При скреперовании под углом – двух и трехбарабанные, а в широких камерах – трехбарабанные.

Эксплуатационная производительность скреперной установки *при погрузке в рудоспуск*:

$$Q_{скр} = \frac{3600V_c * \gamma_p * k_n * k_u * T_{см}}{L_c / v_z + L_c / v_n + t_n}, \text{ т/см},$$

где V_c – вместимость ковша скрепера, м³;

γ_p – удельный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м³;

k_n – коэффициент наполнения скрепера (равен 0,5-0,7; 0,7-0,8; 0,8-1 и 0,6-0,65 соответственно для крупнокусковой, среднекусковой, мелкой руды и при доставке из очистного пространства);

$k_{и}$ – коэффициент использования установки в течение смены (0,3-0,6);

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

L_C – длина скреперования, м;

$v_{г}$ – скорость движения груженого скрепера (1,08-1,32 м/с);

$v_{п}$ – скорость движения порожнего скрепера (1,48-1,8 м/с);

$t_{п}$ – продолжительность пауз при переключении лебедки (10-15 с).

С учетом затрат времени на вторичное дробление и ликвидацию зависаний эксплуатационная производительность скреперной лебедки составит:

$$Q_{скр} = \frac{3600V_c * \gamma_P * k_n * (T_{см} - T_{п.з.})}{L_C / v_2 + L_C / v_n + t_n + (V_c * \gamma_P * k_n * n_H * t_{нг}) / 100}, \text{ т/см},$$

где $T_{п.з.}$ – время на подготовительно-заключительные операции и нормируемые простои, $(0,2 * T_{см})$, ч

n_H – выход негабарита, %;

$t_{нг}$ – удельные затраты времени на ликвидацию зависаний и дробление негабарита, мин/т (при количестве негабаритных кусков в смену более 10-12 т $t_{нг} = 7-8$ мин/т; при меньшем количестве негабарита $t_{нг} = 15$ мин/т).

Эксплуатационную производительность скреперной установки при погрузке руды непосредственно в вагоны следует определять по формуле:

$$Q_{скр} = \frac{3600V_B * \gamma_P * (T_{см} - T_{п.з.}) * k_{\beta}}{\frac{k_{нг} * V_B}{V_c * k_n} * (L_C / v_2 + L_C / v_n + t_n) * k_{рм} * k_{л} + t_p / n_B}, \text{ т/см}$$

где: V_B – вместимость вагона, м³,

$k_{нг}$ – коэффициент, учитывающий разборку негабарита в забое (1,2);

$k_{рм}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на ремонт и техническое обслуживание скреперной установки (1,1);

$k_{л}$ - коэффициент сложности управления скреперной лебедкой (для 2^x барабанной – 1, для 3^x барабанной – 1,25);

t_p – интервал времени между подачей составов под погрузку (1000-1500 сек);

n_B – число вагонов в составе (10-12).

k_{β} – коэффициент, учитывающий уклон скреперования (принимать по табл. 9)

Зависимость производительности скреперной установки от угла наклона
скреперной дорожки

Угол наклона скреперной дорожки, β , град	коэффициент, учитывающий уклон скреперования, k_{β}
- 25	1.15
- 20	1.13
- 15	1.10
-10	1.08
-5	1.03
0	1.0
+5	0.97
+10	0.88
+15	0.83
+20	0.90

Ширина скреперной выработки для гребковых и ящичных скреперов должна составлять 1,6 – 2,5 ширины скрепера, а для шарнирно-складывающихся – 1,25 – 2,0.

3.8. Доставка руды силой взрыва

Доставка руды силой взрыва производится за счет кинетической энергии взрыва, полученной в результате взрывания скважин, которыми отбивают руду. Руда отбрасывается в траншею или в выпускные воронки, из которых ее выпускают. Взрывную доставку применяют при разработке пологопадающих и наклонных рудных тел системами с открытым очистным пространством. Дальность доставки силой взрыва составляет 15 – 20 м, при угле наклона рудного тела 10 – 20° и достигает 40 – 60 м и при угле наклона 30 – 45°.

4. Трудовые затраты и продолжительность выполнения отдельных операций производственных процессов очистной выемки

Трудовые затраты при производственных процессах очистной выемки (отбойка, доставка, выпуск, погрузка руды и закладка выработанного пространства) определяются постадийно, исходя из объемов выполняемых работ.

При определении трудовых затрат используют единые нормы выработки и расценки на подземные работы и нормы технологического проектирования.

4.1 Бурение шпуров и скважин

Трудовые затраты на бурение шпуров

$$T_{\delta} = \frac{l_{un} \cdot N_{un}}{\Pi_n} \cdot n_{бур}; \text{ чел. смен,}$$

или

$$T_{\delta} = \frac{l_{ун} \cdot N_{ун}}{П_{\delta.у.}} \cdot n_{бур}; \text{ чел. смен,}$$

где: $l_{ун}$ – длина шнура, м;

$N_{ун}$ - количество шпуров в отбиваемом слое, (заходке);

$n_{бур}$ – число бурильщиков для обслуживания перфоратор принимать:

$П_n$ – эксплуатационная производительность перфоратора, п.м./смену;

$П_{б.у.}$ – эксплуатационная производительность бурильной установки, п.м./смену.

Продолжительность обуривания забоя (t_{δ}) : (слоя, заходки, уступа)

$$t_{\delta} = \frac{T_{\delta}}{n_{\delta}}; \text{ см,}$$

где: T_{δ} - трудовые затраты на бурение шпуров , чел/см

n_{δ} - число бурильщиков, одновременно работающих в забое, чел

Эксплуатационная производительность перфораторов при **бурении шпуров** в зависимости от типа перфоратора и коэффициента крепости руды при диаметре шпуров 43 мм, давлении сжатого воздуха 6 кгс/см²; глубине 1,5 м, следует принимать по табл. № 10.

Таблица № 10. Эксплуатационная производительность перфораторов при бурении шпуров, м/см

Коэфф. Крепости по шкале проф. М.М. Протодея конова	ГРУППА И ТИП ПЕРФОРАТОРА					
	Ручной				Телескопный	
	Легкий массой до 18 кг мощнос тью до 1.1 кВт (1,5 л.с.)	Средний массой 18-24 кг и мощность ю 1,03- 1,62 кВт (1,4-2,2 л.с.)	Тяжелый массой 24 кг и мощность ю 1,62- 2,21 кВт (2,2-3,0 л.с.)	Тяжелый массой 24 кг и мощность ю свыше 2,2 кВт (3,0 л.с.)	Легкий массой до 30 кг и мощность ю 2,21 кВт (3,0 л.с.)	Средний массой до 45 кг и мощностью свыше 2,21 кВт (3,0 л.с.)
20 – 18	18	-	27	30	24	27
17– 15	20	-	30	35	28	31
14 – 13	24	-	35	42	31	27
12 – 11	29	37	42	48	38	43
10 – 9	33	43	48	57	43	49
8 – 7	47	58	65	75	58	66
6 – 4	54	69	77	86	69	78
< 4	90	109	-	-	93	103

При отклонении от указанных условий значение производительности перфоратора корректируется умножением на поправочные коэффициенты:

k_d – на диаметр шпура (табл. № 11);

k_l - глубину шпура (табл. № 12);

k_e – давление сжатого воздуха (табл. № 13).

Таблица № 11. – Поправочные коэффициенты на диаметр шпура

Диаметр шпура, мм	32	36	40	43	46	52
Коэффициент, k_d	1,50	1,25	1,10	1,00	0,90	0,80

Таблица № 12. – Поправочные коэффициенты на глубину шпура

Глубина шпура, м	1,5	2,5	4,0
Коэффициент, k_l	1,00	0,95	0,90

Таблица № 13. – Поправочный коэффициент на давление сжатого воздуха

Давление сжатого воздуха, МПа (кгс /см ²)	0,5 (5)	0,55 (5,5)	0,6 (6,0)	0,65 (6,5)	0,7 (7,0)	1,2 (12,0)	1,8 (18,0)
Коэффициент, k_e	0,80	0,90	1,00	1,10	1,25	2,0	3,0

Отбойка руды скважинами

Трудовые затраты на бурение скважин

$$T_{\delta} = \sum \frac{l_i}{P_{\delta_i}} \cdot n_{\delta}; \text{ чел.см}$$

где l_i - длина i -той скважины по паспорту БВР, м;

P_{δ_i} - эксплуатационная производительность бурового оборудования при бурении i -той скважины; м/смену;

n_{δ} - количество бурильщиков, обслуживающих буровое оборудование

Эксплуатационная производительность **телескопных перфораторов** за 7-часовую смену при глубине скважин до 12 м и давлении сжатого воздуха 0,6 Мпа (6 кг/см²), в зависимости от диаметра и крепости пород следует принимать по табл. 14

Таблица № 14. Эксплуатационная производительность телескопных перфораторов при бурении скважин, м/см

Коэфф. крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова	Диаметр скважин, мм				
	46	52	65	75	85
Более 18	24	16	14	11	9
18 – 15	28	22	18	15	12

14 – 13	31	28	22	19	16
12 – 11	36	33	27	22	19
10 – 9	42	38	32	26	22
8 – 7	58	51	43	36	31
6 – 4	70	57	49	42	36
Менее 4	87	73	68	60	54

Примечание: при глубине скважин до 6 м вводить поправочный коэффициент 1,25.

Эксплуатационная производительность **колонковых перфораторов** при глубине скважин до 15 м, диаметре 85 мм и давлении сжатого воздуха 0,6 Мпа (6 кг/см²) в зависимости от коэффициента крепости пород принимать по табл. 15.

Таблица № 15.- Эксплуатационная производительность колонковых перфораторов при бурении скважин диаметром 85 мм

Коэфф. крепости по шкале проф. М.М. Протождяконова	Эксплуатационная производительность за 7- часовую смену, м
Более 18	6
18 - 15	7
14 - 13	9
12 - 11	11
10 - 9	13
8 - 7	19
6 - 4	23
Менее	35

При отклонении от указанных условий эксплуатационную производительность колонковых перфораторов определять с применением поправочных коэффициентов на давление сжатого воздуха k_g (см. табл. 18), диаметр скважины k_d (табл. 16) и глубину скважины k_l (табл. 17)

Таблица № 16

Поправочные коэффициенты на диаметр скважины

Диаметр скважины, мм	52	65	75	85
Коэффициент, k_d	2,20	1,60	1,25	1,00

Таблица № 17 - Поправочные коэффициенты на глубину скважины

Глубина скважины, м	До 10	10 -15	15 - 20	20 - 25
Коэффициент, k_l	1,2	1,0	0,8	0,7

Таблица № 18-Поправочный коэффициент на давление сжатого воздуха

Давление сжатого воздуха, МПа (кгс /см ²)	0,5 (5)	0,55 (5,5)	0,6 (6,0)	0,65 (6,5)	0,7 (7,0)	1,2 (12,0)	1,8 (18,0)
Коэффициент, k_e	0,80	0,90	1,00	1,10	1,25	2,0	3,0

Эксплуатационная производительность **буровых станков ударно-вращательного бурения (с погружными пневмударниками)** за 7-часовую смену при глубине бурения до 30 м, угле наклона скважин к горизонтали от 0 до $\pm 45^\circ$ и давлении сжатого воздуха в забое 0,6 Мпа (6 кгс/см²), в зависимости от коэффициента крепости породы принимать по табл.19. При глубине бурения более 30 м вводить коэффициент 0,9.

Таблица № 19- Эксплуатационная производительность буровых станков ударно вращательного бурения, м

Коэфф.крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова	<u>Производительность за 7-часовую смену, м</u>		
	<u>Диаметр скважины, мм</u>		
	105	125	160
20 - 19	4,5	3,4	2,3
18 - 15	11,0	8,2	5,5
14 - 13	17,0	12,5	8,5
12 – 11	20,0	15,9	10,0
10 – 9	27,0	20,0	13,5
8 - 7	40,0	30,0	20,0
6 - 4	64,0	47,5	32,5
Менее 4	88,0	65,5	45,0

При угле наклона скважины к горизонтали от 45 до 90° и от минус 45 до минус 90° приписать коэффициент 0,8.

Эксплуатационную производительность **самоходных бурильных установок** для бурения шпуров, а также **буровых станков шарошечного и вращательно-ударного бурения** устанавливать по «Единым нормам выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные работы (ЕНВ)» или определять инженерно-

техническими расчетами, исходя из технической производительности оборудования и времени «чистого» бурения в течение смены.

4.2 Заряжание шпуров и скважин

Трудовые затраты на заряжание шпуров (T_3)

$$T_3 = \frac{0,1 \cdot L_{\text{шт}} \cdot H_3}{T_{\text{см}}}; \text{ чел.} \cdot \text{смен},$$

где: $L_{\text{шт}}$ – общая длина шпуров в отбиваемом (слое, заходке), м;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, час;

H_3 – нормы затрат на заряжание 10 м шпура, $\frac{\text{чел.час}}{10\text{м}}$ (табл. 20).

Таблица № 20 - Нормы затрат на заряжание шпуров, $\frac{\text{чел.час}}{10\text{м}}$

Глубина шпуров, м	Число шпуров в комплекте, шт.					
	До 12	13 - 17	18 - 22	23 - 27	28 - 32	32
0,71-1,25	0,97	0,84	0,78	0,74	0,71	0,70
1,26-1,74	0,80	0,71	0,67	0,64	0,63	0,62
1,75-2,25	0,69	0,62	0,60	0,57	0,55	0,54
2,26-2,74	0,62	0,57	0,55	0,53	0,51	0,50
2,75-3,25	0,56	0,54	0,50	0,49	0,48	0,47

Продолжительность заряжания шпуров

$$t_3 = \frac{T_3}{n_3}; \text{ смен},$$

где: T_3 - трудовые затраты на заряжание шпуров T_3 , чел*см

n_3 - число рабочих, занятых на заряжании шпуров в забое, чел (принимать в соответствии с технической характеристикой зарядчиков)

Трудоемкость шпуровой отбойки 1 т руды ($t_{\text{отб}}$)

$$\tau_{\text{отб}} = \frac{T_{\delta} + T_3}{\delta_p \cdot V}; \text{ чел.} \cdot \text{см/т},$$

где: δ_p - плотность руды в массиве, т/м³

V - объем руды отбиваемой за цикл, м³

Трудовые затраты при механизированном заряджении скважин ВВ следует определять по формуле

$$T_3 = \frac{Q_{BB}}{P_3} \cdot n_3; \text{ чел.смен,}$$

где Q_{BB} - количество ВВ на отбойку руды скважинами (слоя, веера);

P_3 - производительность зарядчика, кг/смену, (принимается по технической производительности зарядчика с учетом коэффициента использования в течение смены 0,7);

n_3 - количество рабочих, обслуживающих зарядчик. (принимается по технической производительности зарядчика)

Трудоемкость скважинной отбойки 1 т руды

$$\tau_{oms} = \frac{T_\delta + T_3}{\delta_p \cdot V}; \text{ чел. *см/т,}$$

где: δ_p - плотность руды в массиве, т/м³

V - объем руды отбиваемой за цикл, м³.

4.3. Погрузочно-доставочные работы

Трудовые затраты на **доставку руды** ($T_{\text{дост}}$) определяют по формуле

$$T_{\text{дост}} = V \cdot \gamma_p \cdot n_p / Q_\Omega \cdot T_{\text{см}}, \text{ чел-см}$$

где: V - объем отбиваемой руды за цикл, м³

γ_p - удельный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м³;

Q_Ω - эксплуатационная производительность погрузочно-достаточного оборудования, т/час;

n_p - количество рабочих, занятых на доставке руды, чел.

$T_{\text{см}}$ - продолжительность рабочей смены, час

4.4. Поддержание выработанного пространства

Управления горным давлением зависит от принятой системе разработки. Наиболее часто управление горным давлением осуществляется закладкой (твердеющей или породной), деревянной распорной крепью.

Трудовые затраты на закладку определяют по формуле

$$T_3 = \frac{V_3}{P_3} \cdot n_3, \text{ м}^3/\text{чел-см},$$

где V_3 - объем закладочных работ, м^3 ;

P_3 - производительность закладочного комплекса, $\text{м}^3/\text{смену}$;

n_3 - количество рабочих, занятых на закладке, чел

Трудовые затраты при системах с креплением определяются исходя из паспорта крепления и Единых норм выработки времени в горной промышленности.

5. Экономика

Расчет себестоимости добычи 1 т руды по процессам очистной выемки производится по следующим видам затрат: заработная плата, амортизация оборудования, материалы, энергия и погашение подготовительно-нарезных выработок.

5.1. Расчет заработной платы

При расчете затрат по заработной плате рабочих забойной группы учитываются тарифные ставки, сдельный приработок, дополнительная зарплата, полярные надбавки, районный коэффициент и прочие доплаты. При расчете основного дневного заработка в зависимости от разряда принимаются следующие тарифные ставки для рабочих, занятых на подземных горных работах (Приложение № 1, табл. № 9).

Величина сдельного приработка принимается в размере до 10 % от тарифной ставки рабочего.

Размер премии принимается до 20 % от сдельного заработка (тарифной ставки плюс сдельный приработок) для рабочих занятых на очистных и горнопроходческих работах (для вспомогательных рабочих размер премии принимается до 15 %).

Дополнительная зарплата учитывает оплату отпусков, оплату по больничному листу, выходные пособия, оплату за время выполнения общественных обязанностей. Она принимается в размере 12 – 25 % от основного дневного заработка.

Полярные надбавки для предприятий, находящихся в соответствующих районах принимаются в размере 50 – 60 % от тарифной ставки.

Прочие доплаты принимаются в размере 3 – 6,5% от тарифной ставки рабочего.

Пример расчета затрат на заработанную плату представлен в таблице 21.

Себестоимость 1 т руды по зарплате определяется из выражения

$$C_3 = \frac{G_3}{Q_p}; \text{ руб/т,}$$

где G_3 - общие затраты по заработной плате при выемке руды (слоя, заходки, блока), руб;

Q_p - количество вынимаемой руды, т.

Таблица № 21 - Затраты на заработную плату (пример расчета)

Профессия	Бурильщик	Взрывник	...	ИТОГО
Разряд				
Тарифная ставка, руб				
Сдельный приработок, (10%), руб				
Премия (20%), руб				
Прочие доплаты (4%), руб				
Итого основной дневной заработок, руб				
Дополнительная зарплата (20%), руб				
Итого основная и дополнительная зарплата, руб				
Полярные надбавки (60%), руб				
Итого условный дневной заработок, руб				
Трудовые затраты на выполнение производственных процессов очистной выемки в блоке, чел.-смен				
Затраты на заработной плате, руб				

5.2. Расчет затрат на амортизацию оборудования

При расчете затрат на амортизацию оборудования нормы амортизационных отчислений определяются по нормам СНИП. В балансовую стоимость оборудования включается оптовая цена, величина затрат на доставку оборудования от завода-изготовителя на базу механизации, определяемой в процентах к оптовой цене в зависимости от территориального района или зон Крайнего Севера и местности, приравненных к ним.

Годовые амортизационные отчисления принимаются для перфораторов в размере 48 %, бурильных установок, ПДИ, автосамосвалов 24,8%, пневмозарядчиков и скреперных лебедок – 34,6%, годовые затраты на текущий и средний ремонт в размере 15%. Расчеты на амортизацию приводятся по форме, которая представлена в табл. 23.

Таблица № 23-Расчет затрат на амортизацию оборудования

Тип оборудования	Количество, шт	Оптовая цена, руб	Транспортно-складские расходы, руб. (табл.5.3)	Итого, руб	Годовые амортизационные отчисления		Средний текущий ремонт, (15%)		Итого годовых амортизационных отчислений, руб	Число смен работы в году, смен	Итого годовых отчислений в 1 смену, руб/см	Продолжительность работы оборудования, смен	Итого амортизационные отчисления, руб
					%	Руб/год	%	Руб/год					
ИТОГО													

Затраты на 1 т руды по статье амортизации оборудования определяются по формуле:

$$C_{ам} = \frac{C_{ам}}{Q_p}; \text{ руб/т.}$$

5.3 Расчет затрат на энергию

При расчете затрат на энергию учитываются расходы на сжатый воздух и электроэнергию. Удельный расход сжатого воздуха принимается на основании технической характеристики оборудования, чистое время работы принимается 70 % от общей продолжительности технологической операции, коэффициент потерь 1 м³ сжатого воздуха составляет 10 – 20%.

Стоимость 1 м³ сжатого воздуха составляет 3,4 коп/м³ (по данным ОАО «СУБР» в 1999 г.). Порядок расчета затрат на сжатый воздух приведен в табл.24.

Таблица № 24

Тип оборудования	К-во	Удельный расход сжатого воздуха м ³ /мин	Чистое время работы, мин	Коэффициент потерь сжатого воздуха	Общий расход сжатого воздуха, м ³	Стоимость 1 м ³ сжатого воздуха, руб/м ³	Общая стоимость сжатого воздуха, руб
ИТОГО							

Затраты на электроэнергию рассчитываются по формуле

$$C_э = c \cdot W_{эн}; \text{ руб,}$$

где c – стоимость 1 кВт.час ($c = 0,56$ руб/кВт-час), руб.;

$W_{эн}$ - расход электроэнергии, кВт-час.

$$W_{эн} = \frac{N_{дв} \cdot t \cdot K_{исп}}{\eta_{дв}}; \text{ кВт-час,}$$

где $N_{дв}$ - мощность двигателя, кВт;

t – продолжительность работы оборудования на очистной выемке, час;

$K_{исп}$ – коэффициент использования оборудования во времени ($K_{исп}=0,7$);

$\eta_{дв}$ - к.п.д. двигателя ($(\eta_{дв} = 0,8 - 0,9)$);

Общие затраты на энергию

$$C_{эн} = C_{г} + C_{э}; \text{ руб.}$$

5.4. Расчет затрат по материалам

При определении затрат на материалы учитываются: взрывчатые вещества и средства взрывания, буровая сталь, твердые сплавы, дерево, металл, пневматические и водяные рукава, трос скреперный, закладка, и т.п.

Расчет затрат на материалы производится на основании удельных расходов соответствующих материалов и их стоимости по формуле

$$C_{м} = c_{м} \cdot K_{уд} \cdot Q_{р}; \text{ руб,}$$

где $C_{м}$ - стоимость единицы материала, руб; (см. Приложение № 1, табл. 10).

$K_{уд}$ - удельный расход материала на 1 м³ или 1 т руды, руб/м³;

$Q_{р}$ - количество отбиваемой руды, м³ (т).

Расход ВВ принимается на основании удельного расхода ВВ на отбойку с учетом 10 – 20 % ВВ на вторичные дробления. Общую длину огнепроводного или детонирующего шнура принимают на 10% больше длины шпуров или скважин.

Расход буровой стали определяется по формуле

$$Q_{бур.ст.} = \frac{L}{1000} \cdot q_{бур.ст.}; \text{ кг,}$$

где L - общая длина шпуров или скважин в отбиваемом массиве руды, м;

$q_{ст}$ - удельный расход буровой стали, кг/1000м, который принимается в зависимости от типа бурового оборудования и коэффициента крепости руды. При отбойке руды шпурами расходов буровой стали марки 55 С₂ представлен в табл. 25.

Таблица № 25 – Расход буровой стали 55 С₂, кг-1000 м

Тип перфоратора	Коэффициент крепости по шкале проф.М.Протодьяконова								
	Свыше 19	18-19	16-17	14-15	12-13	10-11	8-9	6-7	5
Ручные	420	316	250	213	153	114	78	55	45
Телескопные и колонковые	336	252	200	170	122	91	62	44	36

При штанговом бурении колонковыми перфораторами расход буровой стали ($q_{ст}$) марки 55С₂ составляет:

Таблица № 26

Коэффициент крепости по шкале проф.М.М. Протодьяконова	Свыше 16	14-16	12-13	10-11	8-9	6-7	5	4	3
Расход буровой стали, кг/1000 м	660	550	447	432	230	196	167	152	137

Расход буровых коронок определяется по формуле

$$n_{кор} = \frac{L}{q_k}; \text{ штук,}$$

где L – общая длина шпуров или скважин, п.м.;

q_k - стойкость буровых коронок, пог.м., принимается с учетом 5-кратной их заточки следующей:

Таблица № 27

Коэффициент крепости по шкале проф.М.М.Протодьяконова	<6	6-7	8-9	10-11	12-13	14-15	16-17	18-19
Стойкость буровых коронок	130	90	55	30	19,5	12,5	8,0	5,0

Вес твердых сплавов определяется по формуле

$$Q_{спл} = \frac{L}{q_{спл}} \cdot P_{спл}; \text{ кг,}$$

где $P_{спл}$ – вес твердых сплавов в одной коронке, кг, принимается в зависимости от диаметра по табл. 28;

Таблица № 28

Диаметр коронки, мм	52	65	75	85	100
Вес твердых сплавов, кг	0,11	0,15	0,18	0,21	0,25

$q_{спл}$ - стойкость буровых коронок, принимаются по данным табл.29.

Таблица № 29 Стойкость буровых коронок, армиров. твердыми сплавами до полного их износа, пог.м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Продьяконова	Более 20	19-20	17-18	15-16	13-14	11-12	9-10	7-8	4-6
Диаметр каронки, мм									
52-65	2,0	4,5	6,5	12,5	32,0	49,0	80,0	225,0	325
75-85	2,0	3,5	6,0	8,0	11,0	16,0	35,0	50,0	75,0
100	2,0	4,0	6,0	9,0	13,0	18,0	38,5	56,0	82,5

Средний расход шин, дизельного топлива и смазочных материалов для самоходных машин, принимаются по табл.30.

Таблица № 30

Материалы	Ед. изм.	Расход на 100 км пробега
Шин	Комплектов	0,2
Дизельное топливо на 1 л.с. мощности двигателя	Кг	2,1
Смазочные материалы в процентах от расхода горючего:		
Авиамасло	%	8
Солидол	%	1
Нигрол	%	0,8

Средний расход материалов на скреперные работы принимается по данным табл.31 и 32.

Таблица № 31 Расход канатов на 1000 т доставляемой руды, кг

Тип скрепера	Емкость скрепера, м ³				
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6
Скребковый					
Сварной	72	60	39,0	21,6	14,4
Литой	35	29	18,9	10,5	7,0
Шарнирный					
Сварной	40	33	21,6	12,0	8,0
литой	22	18,4	11,9	6,6	4,4

Таблица № 32. Расход стали на 1000 т доставляемой руды, кг

Скрепера	Емкость скрепера, м ³				
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6
Скребковый					
Сварной	56	46,5	30,2	16,8	11,2
Литой	13,6	11,3	7,3	4,1	2,7
Шарнирный					
Сварной	53	44	28,6	15,9	10,6
Литой	21,4	17,8	11,6	6,4	4,3

Результаты расчета расхода материалов приводится по форме, которая представлена в таблице 33.

Таблица № 33 Расходы на материалы

№	Материалы	Ед. изм	Кол-во на единицу	Цена единицы, руб	Общее кол-во	Общая стоимость, руб
1	ВВ (гранулит АС-8)					
2	Огнепроводный шнур					
3	Капсюли-детонаторы					
4	Буровая сталь					
и т.д.						
ИТОГО						
Неучтенные материалы 3,5% общей стоимости материалов						
ВСЕГО						

Затраты на материалы на 1 т руды определяются по формуле

$$C_m = \frac{c_m}{Q_p}; \text{ руб/т,}$$

5.5. Расчет затрат на погашение подготовительно-нарезных выработок

$$C_{ni} = \frac{c_{ni} \cdot l_i}{Q_p}; \text{ руб/т,}$$

где C_{ni} - стоимость 1 м или м³ подготовительной или нарезной выработки, руб. (приложение № 1, табл. № 11);

l_i - длина выработки, м.

5.6. Полная себестоимость выемки 1 т руды по процессам очистной

$$C = C_z + C_{эн} + C_{ам} + C_m + C_n; \text{ руб/т,}$$

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ

«ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ»

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Москва «Недра», 1986 г.
2. Справочник по горнорудному делу (под ред. В.А. Гребенюка). Москва «Недра», 1983 г.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. НТП 13-2-93 СПб, Гипроруда 1993 г
4. Кулешов А.А., Фомин В.А. Самоходный транспорт для подземных горных работ. СПб, СПГТИ 1999 г
5. Баранов А.О. Расчёт параметров технологических процессов подземной добычи руд. Москва «Недра» 1985 г.
6. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. Москва «Недра» 1986 г.

7. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. Москва «Недра» 1978 г.
- 6 Байконуров О.А., Филимонов А.Т., Калошин С.Г. Комплексная механизация подземной разработки руд. Москва «Недра» 1978 г.
7. Михайлов Ю.И., Шкута Э.И., Короткова Е.С. Механизация погрузки и доставки в очистных забоях рудных шахт. Москва «Недра» 1973 г.
8. Каплунов Д.Р., Барон Л.И., Будько А.В. и др. Научные основы технического перевооружения подземных рудников. Москва «Наука» 1983 г
9. Авдеев Ф.А., Барон В.Л. и др. Нормативный справочник по буровзрывным работам. Москва «Наука» 1986 г
10. Панин И.М., Ковалёв И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. Москва «Наука» 1984