



Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»

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

**ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА (ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ, ОТКРЫТАЯ
ГЕОТЕХНОЛОГИЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ)**

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Специализация	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>
Квалификация выпускника	<u>горный инженер (специалист)</u>

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

г. Верхняя Пышма
2021

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ.

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. Выбор и обоснование системы разработки
 2. Подсчет эксплуатационных (извлекаемых) запасов руды в пределах шахтного поля
 3. Расчет годовой производственной мощности и срока службы рудника
 4. Построение зоны сдвижения горных пород и предохранительного (охранного) целика
 5. Выбор способа вскрытия и подготовки месторождения
- Список литературы
- Приложение 1. Исходные данные для выполнения контрольной работы
- Приложение 2. Техничко-экономические показатели по системам разработки
- Приложение 3. Условия применения систем разработки с учетом влияющих на выбор системы факторов
- Приложение 4. Нормативные показатели параметров выемочных блоков при различных системах разработки
- Приложение 5. Справочные данные для определения годовой производительной мощности рудника

1. ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Основные теоретические положения

Под системой разработки подразумевается порядок ведения подготовительных и очистных работ, определенный в пространстве и времени.

Выбор систем разработки производится на основе технико-экономических расчетов, в ходе которых учитываются: социальные факторы (в первую очередь безопасность труда), характеристики месторождения, техника ведения горных работ, геологические и гидрогеологические условия месторождения, сведения о форме и элементах залегания рудных тел, физико-механических свойствах руд и пород (мощность, угол падения, длина по простиранию, глубина залегания от поверхности верхней части месторождения, плотность руд и пород, крепость, склонность руд к слеживанию и самовозгоранию, наличие в руде включений пустых пород или забалансовых руд, характер контактов руды с вмещающими породами, ценность руды, водопритоки, возможность обрушения поверхности и т.д.).

Выбор системы разработки осуществляют методом отбора технически приемлемых систем по постоянным и переменным факторам. К постоянным факторам относятся устойчивость руды, устойчивость вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела. Переменные факторы: склонность руды к самовозгоранию, слеживанию; необходимость сохранения земной поверхности; наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд; характер контактов залежи (в отношении их четкости и правильности); большая глубина разработки; необходимость интенсивной разработки месторождения; наличие или отсутствие дешевых местных материалов для твердеющей закладки; ценность руд и т.д.

Проводится постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных и переменных факторов. Рассмотрению подлежат все системы разработки по классификации проф. В. Р. Именитова. При рассмотрении каждого из факторов последующие факторы еще не принимаются во внимание. Системы разработки, оказавшиеся неприемлемыми по какому-то фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения по всем оставшимся факторам.

Из числа систем, приемлемых по горнотехническим факторам, предпочтение отдается системе, при которой проще обеспечить безопасность. Помимо требований безопасности система разработки должна по возможности обеспечить: низкую себестоимость добычи руды и высокую производительность труда; небольшие потери и разубоживание руды; благоприятные санитарногигиенические условия труда (хорошее проветривание очистных забоев, малое пылеобразование и т.д.); надежность безаварийной работы предприятий (предупреждение пожаров, прорывов плавунгов и т.п.); благоприятные условия для дальнейшего совершенствования механизации работ.

В результате отбора остается одна или несколько систем разработки.

В том случае, когда остается одна система разработки, она принимается для дальнейшего расчета.

Если остается несколько систем разработки и они принадлежат одному или разным классам, то проводится выбор лучшей системы по технико-экономическим показателям (приложение 3).

Порядок выполнения работы

Студенту выдается индивидуальное задание с перечнем исходных данных (приложение 1).

Путем анализа исходных данных формируется перечень постоянных и переменных факторов, с помощью которых методом отбора технически приемлемых систем разработки осуществляется выбор системы по методике проф. В. Р. Именитова.

При выборе системы разработки рекомендуется руководствоваться методическим материалом, представленным в приложении 3.

Дается краткое описание выбранной системы разработки. Приводятся основные параметры: высота, длина и ширина выемочного (очистного) блока (панели), показатели извлечения и разубоживания руды, размеры элементов блока (камер, междукамерных и междублоковых целиков, высота днища и потолочины блока, высота подэтажа, обрабатываемого слоя, уступа и т.д.).

Схематично вычерчивается система разработки в трех проекциях: разрез по простиранию (проекция на вертикальную плоскость) с изображением нормальной стадии очистных работ, разрез вкрест простирания и план основного доставочного (откаточного) горизонта.

2. ПОДСЧЕТ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ (ИЗВЛЕКАЕМЫХ) ЗАПАСОВ РУДЫ В ПРЕДЕЛАХ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы руды соответствуют промышленным запасам руды с учетом коэффициента использования недр и определяются по формуле

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{пр.}} \cdot K_{\text{исп.н.}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{э}}$ – эксплуатационные (извлекаемые) запасы руды, т;

$Q_{\text{пр.}}$ – промышленные запасы руды, т;

$K_{\text{исп.н.}}$ – коэффициент использования недр, дол. ед

$$K_{\text{исп.н.}} = \frac{1 - n}{1 - \rho}, \quad (2)$$

где n и ρ - соответственно потери и разубоживание руды при добыче, зависящие от технологии очистных и подготовительных работ в блоке (панели), т.е. от выбранной системы разработки, дол. ед.

Промышленные запасы руды соответствуют балансовым запасам за вычетом проектных потерь руды в барьерных, охранных, предохранительных и иных целиках

$$Q_{\text{пр.}} = Q_{\text{б}} - P_{\text{пр.}}, \quad (3)$$

где $Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы руды, т;

$P_{\text{пр.}}$ – проектные потери руды, т.

Балансовые запасы руды соответствуют геологическим запасам за вычетом забалансовых (некондиционных) запасов

$$Q_{\text{б}} = Q_{\text{г}} - Q_{\text{з.б.}}, \quad (4)$$

где $Q_{\text{г}}$ – геологические запасы руды, т;

$Q_{\text{з.б.}}$ – забалансовые запасы руды, т.

Забалансовые запасы руды – это запасы, использование которых в настоящее время экономически целесообразно и которые удовлетворяют определенным кондициям.

Подсчет геологических запасов руды в пределах шахтного поля при выдержанных элементах залегания рудного тела (залежи) рекомендуется определять по формуле

$$Q_{\text{г}} = m_{\text{н}} \cdot L \cdot \frac{H_{\text{р}} - h_{\text{п.п.}}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_{\text{р}}, \quad (5)$$

где m_n – нормальная мощность рудного тела, м;
 L – длина рудного тела (шахтного поля) по простиранию, м;
 H_p – разведанная глубина рудного тела, м;
 $h_{п.п}$ – толщина покрывающих пород (глубина залегания верхней границы рудного тела), м;
 α – угол падения рудного тела, град.;
 γ_p – плотность руды, т/м³.

При отсутствии в задании на выполнение работы данных о величине проектных потерь ($P_{пр.}$) и наличии забалансовых (некондиционных) запасов руды их величину следует принимать равной нулю

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения в окончательном виде определяют по формуле

$$Q_э = m_n \cdot L \frac{H_p - h_{п.п}}{\sin \alpha} \cdot \gamma_p \cdot \frac{1 - n}{1 - \rho} \quad (6)$$

В зависимости от выбранной системы разработки устанавливаются средневзвешенные показатели потерь и разубоживания руды по блоку (приложение 2), которые используются для расчета коэффициента использования недр.

С соблюдением выбранного студентом масштаба в соответствии с исходными данными выполняется чертеж рудной залежи в трех проекциях (рис. 1).

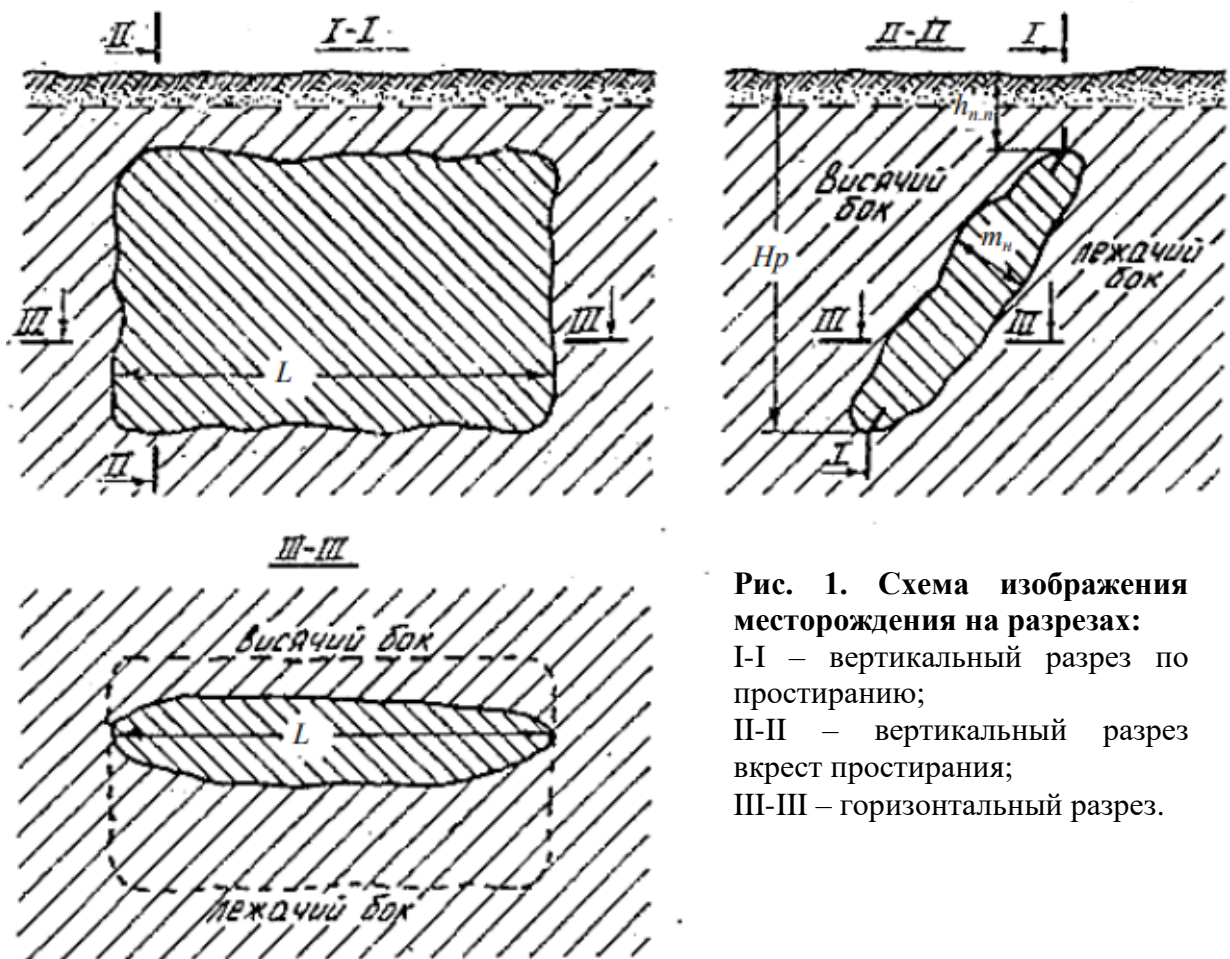


Рис. 1. Схема изображения месторождения на разрезах:

I-I – вертикальный разрез по простиранию;

II-II – вертикальный разрез вкrest простирания;

III-III – горизонтальный разрез.

По формуле (6) производится расчет эксплуатационных (извлекаемых) запасов месторождения.

3. РАСЧЕТ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ РУДНИКА

Установление годовой производственной мощности является одним из важнейших вопросов при проектировании рудника.

Главными факторами, определяющими производительность рудника, являются величина запасов, степень их разведанности и условия залегания залежей (мощность, угол падения); ценность и дефицитность полезного ископаемого; наличие вблизи незагруженных мощностей по переработке руд; принятые системы разработки; способы вскрытия и число стволов, глубина разработки; достигнутые скорости проходческих и очистных работ, применяемое оборудование на проходке и очистной выемке; сложность геологического строения месторождения.

Годовую производительность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения $30^\circ - 90^\circ$ рекомендуется определять исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении [4, 5] по формулам (7) и (8), а для месторождений с углом падения до 30° - по формуле (9) [6].

Для месторождений цветных металлов

$$A_r = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6}{1 - \rho}, \quad (7)$$

где A_r – годовая производительность рудника, т;

V – среднее годовое понижение уровня горных работ (выемки) по всей рудной площади (табл. 1, в приложение 5);

S – средняя горизонтальная площадь разрабатываемого рудного тела в пределах этажа, м²;

γ_p – плотность руды, т/м³;

K_n – коэффициент извлечения руды, дол. ед. (принимается в зависимости от применяемой системы разработки);

K_1, K_2, K_3, K_4 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения (табл. 2 - 5, приложение 5) в соответствии с углом падения ($K_1 = 0,8 - 1,2$), мощностью рудных тел ($K_2 = 0,6 - 1,3$), применяемыми системами разработки ($K_3 = 0,75 - 1,0$) и числом этажей, находящихся в одновременной работе ($K_4 = 1,0 - 1,7$);

K_5 – поправочный коэффициент, учитывающий прогресс техники ($K_5 = 1,1 - 1,3$);

K_6 – поправочный коэффициент, учитывающий меры профилактики при разработке пожароопасных месторождений ($K_6 = 0,85 - 0,9$);

ρ – коэффициент разубоживания руды, доли ед. (принимается в зависимости от применяемой системы разработки).

Для месторождений черных металлов

$$A_r = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_n \cdot K_1 \cdot K_2}{1 - \rho}. \quad (8)$$

При пологом падении рудных залежей годовую производительность определяют по формуле

$$A_r = SK_{исп} \left(K_1 \frac{a_1}{S_1} + K_2 \frac{a_2}{S_2} + \dots + K_n \frac{a_n}{S_n} \right), \quad (9)$$

где S – горизонтальная рудная площадь, тыс. м²;

$K_{исп}$ – коэффициент использования рудной площади (табл. 7, приложении 5);

$K_1, K_2 \dots K_n$ – доля (удельный вес) применяемых систем разработки, дол. ед.;

$a_1, a_2 \dots a_n$ – производительность очистных боков при данных системах разработки, т;
 $S_1, S_2 \dots S_n$ – площадь блоков, находящихся в работе при данных системах разработки, тыс. м².

Для условий пологих месторождений производительность рудника по горным возможностям также может быть определена и по формуле [3].

$$A_r = P_3 \cdot N \cdot n \cdot \varphi \cdot K_p, \quad (10)$$

где P_3 – производительность забоя, т/год;

n – число забоев в блоке;

N – число блоков или камер, в которых одновременно ведутся очистные работы;

φ – коэффициент, учитывающий добычу из подготовительных забоев ($\varphi = 1,10-1,15$);

K_p – коэффициент резерва ($K_p = 1,1-1,2$).

Годовая производственная мощность рудника по рудной массе (A т/год) при заданной производительности по металлу (M) определяется по формуле [3].

$$A_r = \frac{M \cdot 100}{\alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m}, \quad (11)$$

где α – содержание металла в добытой рудной массе, %;
 $\varepsilon_0, \varepsilon_m$ – соответственно извлечение при обогащении и металлургическом переделе, дол. ед.

Расчетный срок существования рудника в зависимости от обеспеченности запасами и годовой производительности определяют по формуле

$$T_p = t_1 + t_2 + t_3, \quad (12)$$

где t_1 и t_3 – соответственно период развития и затухания горных работ на руднике, лет;

t_2 – период работы рудника с проектной производительностью, лет.

Суммарная продолжительность периодов развития и затухания горных работ может быть определена по следующей эмпирической формуле

$$t_1 + t_3 = 3,2 + 2,6 \cdot A_r, \quad (13)$$

где A_r – годовая производительность рудника, млн. т.

Продолжительность периода работы рудника с проектной производительностью определяют по формуле

$$t_2 = \frac{Q_э}{A_r}, \quad (14)$$

где $Q_э$ – эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения, тыс. т.

Эксплуатационные (извлекаемые) запасы месторождения с учетом коэффициента использования недр определяют по формуле (6)

Если рудник не имеет в своем составе обогатительной фабрики, то минимальный срок существования рудника принимается по табл. .1 [6].

Таблица 1

Проектная мощность рудника, T_p , млн. т	0,5-1,0	1,0-3,0	3,0-5,0	5,0-7,0	7,0-10,0	Более 10,0
Минимальный срок существования рудника, T_{min} , лет	20	25	30	35	40	45

Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината или другой производственной единицы, включающей в себя комплекс обогащения полезного ископаемого, табличное значение минимального срока его существования следует увеличивать на 20-30 %/

Каждым студентом вычисляется по одной из приемлемых для решения поставленной задачи формул 7 – 11 годовая производственная мощность рудника (A_r).

Используя формулы 12 – 14 определяется расчетный срок существования рудника (T_p).

Используя данные табл. 1, проверяется соответствие рассчитанного срока существования рудника (T_p) минимальной продолжительности существования горного предприятия (T_{min}).

В случае, если расчетный срок существования рудника (T_p) окажется меньше минимальной продолжительности существования горного предприятия (T_{min}), то необходимо вернуться к уточнению годовой производственной мощности (A_r).

4. ПОСТРОЕНИЕ ЗОНЫ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО (ОХРАННОГО) ЦЕЛИКА

Выемка полезного ископаемого подземным способом приводит к образованию в недрах Земли пустот. Вмещающие породы под действием силы тяжести стремятся заполнить образовавшиеся пустоты, приходят в движение и обуславливают развитие процессов сдвижения.

Часть земной поверхности, подвергшаяся сдвигению горных пород называют *мульдой сдвижения*. В ее пределы включают участки земной поверхности с величиной оседания свыше 10 мм.

В мульде сдвижения могут наблюдаться зоны обрушения, зоны трещин и зоны критических деформаций.

Если мощность отрабатываемого месторождения незначительна или разработка ведется на большой глубине, то сдвигение пород поверхности не достигает. Глубину разработки, при которой отработка полезного ископаемого не вызывает сдвижений земной поверхности, называют безопасной. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности месторождения называют *коэффициентом безопасности*.

Коэффициент безопасности зависит от физико-механических свойств пород и примерно равен [7]:

при разработке месторождений без закладки 200;

с полной сухой закладкой 80?

с мокрой закладкой 30.

Предохранить поверхностные сооружения и выработки вскрытия от сдвижения пород можно путем расположения их за пределами *зоны сдвижения пород* (рис. 2) или путем оставления под ними *охранных целиков* из руды (рис. 3). Так как фактические углы сдвижения пород могут оказаться меньше запроектированных, то в целях безопасности поверхностные сооружения и выработки вскрытия принято располагать на расстоянии 30 – 60 м, иногда до 120 м от границы зоны сдвижения на поверхности, которое называется *бермой безопасности*.

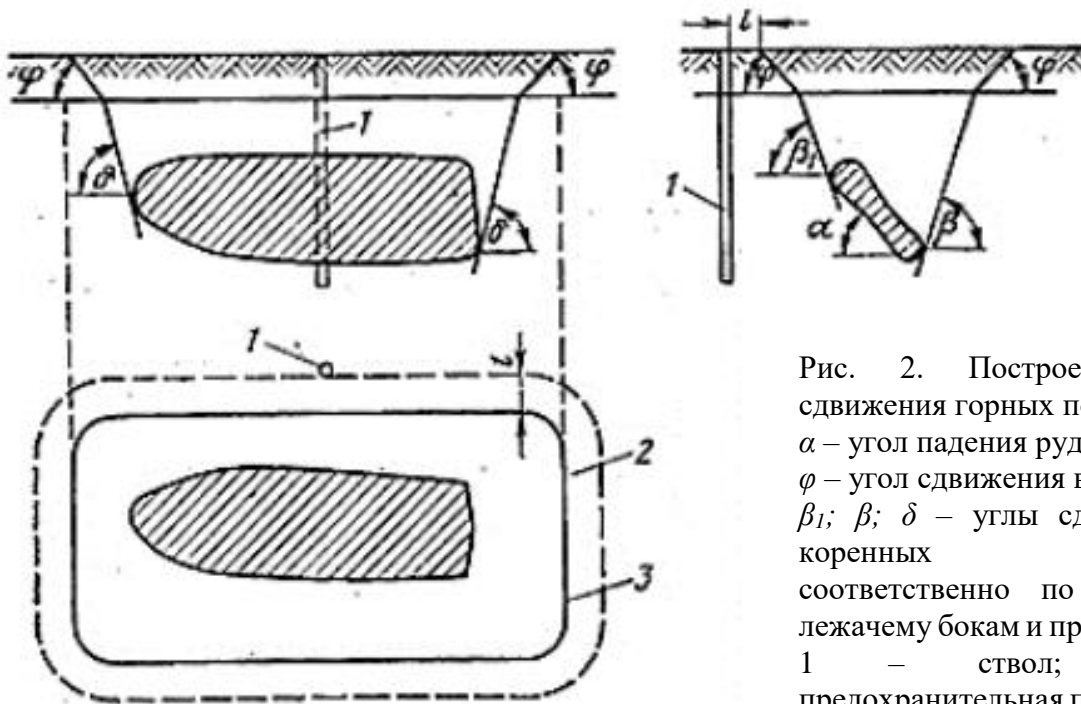


Рис. 2. Построение зоны сдвига горных пород:
 α – угол падения рудного тела;
 φ – угол сдвига в наносах;
 β_1 ; β ; δ – углы сдвига в коренных породах соответственно по висячему, лежащему бокам и простиранию;
 1 – ствол; 2 – предохранительная площадка на поверхности; 3 – граница сдвига пород;

Меры охраны сооружений и природных объектов разработок выбираются в зависимости от категорий геологических условий месторождения.

Наиболее надежным методом охраны объектов является метод оставления предохранительных (охранных) целиков.

Предохранительный целик – это часть залежи полезного ископаемого, оставляемой под сооружением для предотвращения вредного влияния горных разработок.

Расчет и построение предохранительных целиков заключается в определении границ целиков и нанесения их на план горных работ (рис. 3)/

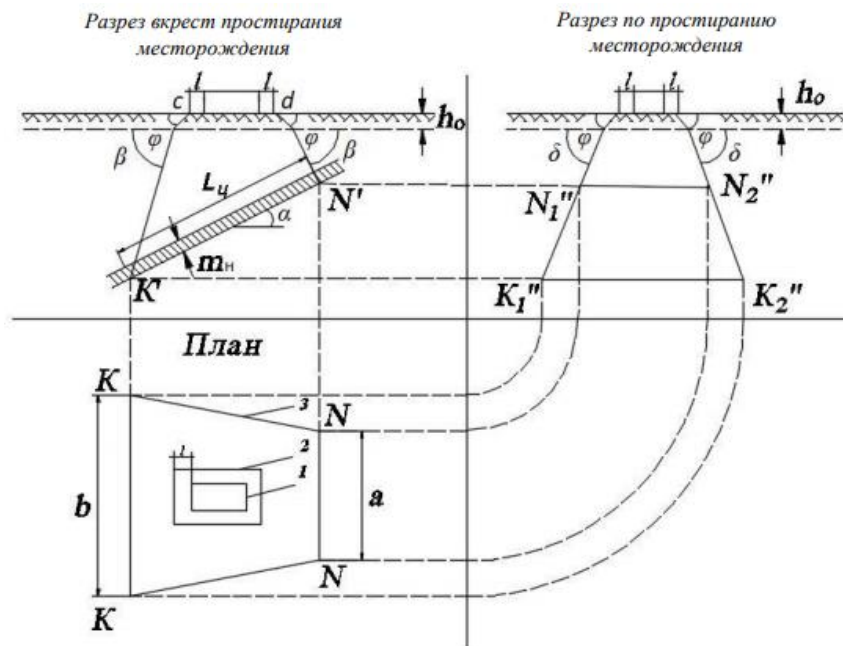


Рис. 3. Построение охранного целика:
 1 – промышленная площадка; 2 – площадка безопасности; 3 – охранный целик;

l – берма безопасности; α и m_n – соответственно угол падения и нормальная мощность рудной залежи; β , δ и φ – соответственно углы сдвижения пород висячего бока, на флангах рудной залежи и в наносах; h_o – мощность наносов.

Предохранительные целики ограничиваются пересечением охранных плоскостей с поверхностью лежащего бока залежи. Охранные плоскости проводятся от границы охраняемого объекта под углами сдвижения пород в наносах – φ и β , δ – в коренных породах.

Площадь охраняемого объекта строится в виде прямоугольника (рис. 3), стороны которого касаются внешних углов здания и параллельны линиям падения и простираения залежи. Охраняемый контур увеличивается на размер бермы безопасности для предотвращения возможных ошибок, вызываемых неточностью построения и определения углов сдвижения пород. Величина бермы зависит от категории охраняемого объекта и составляет:

- 1 категория сооружений – 15 м;
- 2 категория сооружений – 10 м;
- 3 категория сооружений – 5 м.

Наиболее простым и удобным способом для построения охранного целика является метод вертикальных разрезов.

Используя чертеж рудной залежи в трех проекциях, а также по- выданные исходные данные (приложение 1) студентом выстраивается зона сдвижения горных пород по примеру построения зоны, представленному на рис. 2.

При этом необходимо руководствоваться следующим правилом. Если угол падения рудной залежи – α больше угла сдвижения пород лежащего бока - β_1 , то линия сдвижения пород проводится от нижней отметки рудной залежи, если наоборот $\alpha < \beta_1$, то линия сдвижения проводится от верхней отметки рудной залежи.

5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Вскрытием месторождения называется проведение комплекса горных выработок, открывающих доступ с поверхности к месторождению полезных ископаемых и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Горные выработки (приложение 8), используемые для вскрытия месторождений, делятся на главные и вспомогательные. К главным относятся выработки, имеющие выход на земную поверхность (вертикальные и наклонные стволы и штольни). К вспомогательным относятся выработки, не имеющие выхода на земную поверхность, служащие также для вскрытия месторождения и пройденные от главных вскрывающих выработок (квершлагги, восстающие, слепые стволы, бремсберги, уклоны).

Следует различать понятия «способ вскрытия» и «схема вскрытия».

Способ вскрытия – совокупность главных вскрывающих выработок в шахтном поле с учетом их функционального назначения.

Схема вскрытия – пространственное расположение сети главных и вспомогательных вскрывающих выработок в шахтном поле.

Различают простые и сложные (комбинированные) способы вскрытия. Отличительная особенность простых способов вскрытия заключается в том, что вскрытие шахтного поля производится главной вскрывающей выработкой на всю глубину разработки месторождения. При комбинированных способах вскрытия осуществляется главной вскрывающей выработкой в сочетании со вспомогательными.

С учетом вышеизложенного классификация способов вскрытия по роду вскрывающих выработок представляется следующим образом:

1. Простые способы вскрытия:

- вертикальным шахтным стволом;
- наклонным шахтным стволом;
- штольной.

2. Комбинированные способы вскрытия:

- вертикальным шахтным стволом с поверхности с переходом в верт. слепой ствол;
- наклонным шахтным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол;
- штольной с переходом в вертикальные слепые стволы;
- штольной с переходом в наклонные слепые стволы;
- групповыми квершлагами.

На выбор способа и схемы вскрытия месторождения и места расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок большое влияние оказывают рельеф местности, элементы залегания рудной залежи (месторождения), сдвигание горных пород вследствие выемки полезного ископаемого, высота этажа и ряд других факторов.

При выборе места расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок учитывают: ожидаемое развитие процесса сдвижения горных пород на месторождении для обеспечения безопасности и сохранности выработок; условие при котором обеспечивается минимум транспортных расходов подземного и поверхностного транспорта; схемы вентиляции шахтного поля (следует принимать, как правило, фланговую (диагональную) схему проветривания).

Для выдержанных пластообразных залежей при рассредоточенных грузах акад. Л. Д. Шевяков рекомендовал располагать основные вскрывающие выработки в месте сосредоточения такого груза, при котором сумма грузов, расположенных слева от него, равна сумме грузов, расположенных справа.

Количество стволов рудного, породного и вспомогательного комплексов определяется расчетным путем исходя из объемов добычи полезного ископаемого и пустой породы и принятой схемы проветривания.

При определении высоты этажа учитывается влияние различных факторов (горно-геологических, горнотехнических и технико-экономических), из которых можно выделить: угол падения и параметры рудной залежи, годовую производственную мощность шахты, порядок отработки, системы разработки и т. д.

Значение высоты этажа должно быть таким, при котором обеспечивается минимум затрат на вскрытие, подготовку и добычу полезного ископаемого.

Расчетное число этажей $n_{р.э}$ в шахтном поле определяется по формуле

$$n_{р.э} = \frac{H_p - h_{п.п}}{H_{эт}}, \quad (15)$$

где H_p – разведанная глубина рудного тела, м;

$h_{п.п}$ – толщина покрывающих пород, м;

$H_{эт}$ – ориентировочная высота этажа, в соответствии с принятой схемой разработки, м;

При необходимости округляем значение $n_{р.э}$ до целого числа $n_э$, тогда высота этажа

$$H_э = \frac{H_p - h_{п.п}}{n_э}. \quad (16)$$

Длина участка очистной выемки (рабочего блока) $l_{б.г.}$ определяются также как и высота этажа – соответствующими принятой системе разработки.

Определяем расчетное число блоков $n_{р.б}$ на этаже

$$n_{p.б} = \frac{L}{l_{б.г}}, \quad (17)$$

где L – длина рудного тела (шахтного поля) по простиранию, м;
 $l_{б.г}$ – ориентировочная длина рабочего блока, в соответствии с принятой схемой разработки, м;

Округляем до целого значения $n_{б}$, тогда длина блока будет составлять

$$l_{б} = \frac{L}{n_{б}}. \quad (18)$$

Используя чертеж рудной залежи с нанесенной на нем зоной сдвижения горных пород, определяется рациональный способ вскрытия и подготовки рудной залежи.

Определяется место расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок.

По высоте блока, выбранной системы разработки, и формулам 15, 16 принимается высота этажа.

Обосновывается возможный и технически приемлемый вариант схемы вскрытия и подготовки рудной залежи.

Вычерчиваются в масштабе разрезы по простиранию, вкрест простирания рудной залежи и горизонтальный разрез по одному из горизонтов с нанесением всех вскрывающих и подготовительных выработок в соответствии с выбранной схемой вскрытия и подготовки рудной залежи.

Определяется графически или расчетным путем ориентировочная суммарная длина (объем) всех вскрывающих и подготовительных выработок. Данные заносятся в таблицу 2.

Таблица 2.

Наименование выработок	Кол-во выработок, шт.	Длина выработки, м	Суммарная длина выработок, м
I. Вскрывающие выработки:			
- стволы			
- квершлагги			
II. Подготовительные выработки горизонтов:			
- штреки			
- орты			
- блоковые восстающие			
Всего			

Исходные данные для выполнения контрольной работы

Номер варианта	Разведанная глубина H_p , м	Толщина покрывающих пород $h_{пл.}$, м	Нормальная мощность рудного тела m_n , м	Длина рудного тела по простиранию L , м	Угол падения рудного тела α , град.	Плотность руды γ_p , т/м ³	Мощность наносов h_n , м	Угол сдвигения пород лежащего бока $\beta_{л.б.}$, град	Угол сдвигения пород висячего бока $\beta_{в.б.}$, град	Угол сдвигения пород на флангах рудного тела δ , град	Угол сдвигения пород в наносах, ϕ , град	Устойчивость руды	Устойчивость породы	Ценность руды	Особые условия	Тип руды
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1	1500	80	18	2000	75	3,2	8	60	65	65	45	уст.	ср.уст.	цен.	скл.	Си
2	1200	70	20	1900	70	3,4	10	60	65	65	45	ср. уст.	ср.уст.	цен.	скл.	Си
3	1000	100	32	1800	70	3,2	12	60	60	65	40	уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Си
4	480	50	24	1600	65	4,0	14	60	55	60	45	ср. уст.	ср.уст	ср. цен.	-	Γ_v
5	670	60	46	1500	60	3,8	16	60	55	55	45	уст	ср.уст.	цен.	скл.	п/м
6	850	70	35	1100	55	3,4	18	60	60	60	40	уст.	уст.	ср. цен.	обр.	Fe
7	750	80	40	1200	50	3,6	20	65	60	60	42	уст.	ср.уст	цен.	пож.	Си
8	650	60	48	700	45	4,0	18	55	55	55	46	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Ti
9	1000	70	26	2000	40	3,4	16	55	55	55	43	уст.	уст.	ср.цен.	имеет	Fe
10	600	50	20	1500	60	3,4	20	55	60	60	-	уст.	уст	ср. цен.	-	Fe
11	1000	150	25	900	55	3,4	25	60	55	55	40	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Fe
12	800	40	30	800	50	3,8	30	57	55	55	45	ср. уст.	неуст.	ср. цен.	-	п/м
13	900	45	25	700	55	3,6	30	65	60	60	45	неуст.	неуст.	ср. цен.	имеют	п/м
14	700	60	30	800	70	3,4	35	60	40	60	45	неуст.	неуст.	ниже ср.	-	Fe

Приложение 1 (окончание).

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
15	800	60	5	900	60	3,6	40	60	60	60	40	уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Fe
16	1500	80	40	800	75	4,0	40	55	60	60	40	ср.уст.	ср.уст.	ср. цен.	возм.	Fe
17	600	30	45	750	70	3,4	45	65	55	65	-	неуст.	неуст.	ср. цен.	вкл.	Fe
18	1000	90	45	900	50	3,2	45	60	45	55	40	уст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Fe
19	750	20	10	2000	55	4,0	10	60	55	60	45	неуст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Ti
20	600	50	45	800	35	3,2	45	60	60	50	40	неуст.	ср.уст.	ср. цен.	-	Fe
21	700	40	40	900	60	3,9	20	65	60	60	40	уст.	уст.	цен.	обр.	п/м
22	700	70	35	1100	45	3,4	35	60	45	65	40	уст.	неуст.	ср. цен.	возм.	Fe
23	900	90	30	1200	60	3,4	30	60	60	60	55	уст.	уст.	ср. цен.	покр.	Fe
24	1000	50	30	1000	60	3,6	25	55	60	65	40	уст.	уст.	ср. цен.	-	Fe
25	750	60	25	1100	65	3,6	20	65	60	55	45	ср. уст.	уст.	ср. цен.	возм.	Fe

Примечание: **скл.** – руда склонна к самовозгоранию; **возм.** – возможно обрушение поверхности;
обр. – обрушение поверхности запрещено; **пож.** – руда пожароопасна;
вкл. – включения пустых пород; **покр.** – покрывающие породы обводнены.

цен. – руда ценная; ср. цен. – руда средней ценности;
ниже ср. – руда ниже средней ценности (бедная).

уст. – руды и породы устойчивые;

неуст. – руды и породы неустойчивые;

ср. уст. – руды и породы средней устойчивости.

Технико-экономические показатели по системам разработки

Класс и система разработки	Технико-экономические особенности систем разработки	Показатели			
		производительность труда рабочего по системе, т/см	себестоимость добычи 1 т по системе, руб.	потери, %	разубоживание, %
1	2	3	4	5	6
I класс Сплошная	При применении: самоходного оборудования переносного оборудования	60 - 150	0,48 - 0,26	15 - 20	3 - 5
		22 - 50	0,82 - 0,54	15 - 20	3 - 5
Камерно-столбовая	С почвоуступной выемкой	24	0,6	15 - 25	3 - 5
	Доставкой силой взрыва	14	1,14	20 - 25	5
	Отбойкой глубокими скважинами	30	0,73	15 - 25	5
	С применением самоходного оборудования	40 - 60	0,62 - 0,48	15 - 25	3 - 5
	При отработке калийных солей	100 - 200	0,36 - 0,23	40 - 60	2 - 4
Этажно-камерная	При выемке целиков: с массовым обрушением с твердеющей закладкой	45 - 60	0,58 - 0,46	12 - 25	12 - 25
		12 - 25	1,25 - 0,82	3 - 5	3 - 5
С подэтажной отбойкой	При выемке целиков с массовым обрушением с твердеющей закладкой	40 - 50	0,69 - 0,54	12 - 25	12 - 25
		60 - 80	0,48 - 0,40	3 - 5	3 - 5
С отбойкой из магазина	Мощность рудных тел, м 0,8-1,5 2,0-5,0	5 - 12	2,2 - 1,24	10 - 20	15 - 18
		7 - 20	1,72 - 0,93	7 - 15	5 - 10
II класс Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами		40 - 100	0,62 - 0,36	10 - 20	10 - 20
Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой		50 - 100	0,54 - 0,36	10 - 20	10 - 20
Этажное самообрушение		50 - 80	0,54 - 0,40	12 - 25	12 - 25
Подэтажное принудительное обрушение с донным выпуском		39 - 50	0,66 - 0,38	10 - 15	10 - 15
Подэтажное принудительное обрушение с торцовым выпуском		75 - 90	0,48 - 0,36	10 - 15	20 - 30
III класс Однослойная выемка с закладкой		3 - 8	2,9 - 1,6	2 - 5	2 - 3

Горизонтальные слои с закладкой	С самоходным оборудованием	20 - 80	0,93 - 0,40 [*]	2 - 5	2 - 3
Наклонные слои с закладкой		12 - 30	1,25 - 0,73 [*]	3 - 10	3 - 10
Разработка тонких жил с раздельной выемкой		1 - 4	5,6 - 2,4	7 - 15	15 - 50
Нисходящая выемка с твердеющей закладкой	С самоходным оборудованием	35 - 50	0,66 - 0,54 [*]	3 - 5	8 - 10
Однослойная выемка с обрушением кровли	С применением комплекса	8 - 25	1,59 - 0,88	7 - 10	2 - 7
		30 - 45	0,73 - 0,58	3 - 4	2 - 5
Слоевое самообрушение		6 - 20	1,5 - 0,93	2 - 5	1 - 3

Примечание. Себестоимость приведена без стоимости закладки в ценах 1984 г.

Условия применения систем разработки с учетом влияющих на выбор системы факторов

I. Системы разработки с открытым выработанным пространством рекомендуется применять при устойчивых и весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, обеспечивающих сохранность выработанного пространства и безопасность горных работ при заданных размерах элементов систем разработки и сроках отработки участков или блоков.

1. **Сплошную систему разработки** рекомендуется применять для отработки пологих и наклонных (до 350°) рудных тел малой и средней (до 10 м) мощности без деления этажа (панели) на блоки (очистные панели). Небольшие рудные тела могут обрабатываться без оставления целиков. В остальных случаях отработку следует вести с оставлением нерегулярно расположенных целиков. Целики преимущественно следует оставлять на участках с бедной рудой или с породными включениями. При отработке наклонных рудных тел очистную выемку можно производить по восстанию, падению и простиранию.

2. **Потолкоуступную систему разработки** применяют для отработки рудных тел мощностью до 3 м, при этом маломощные (до 2 м) рудные тела можно обрабатывать без оставления междублоковых целиков с оставлением между блоками усиленной распорной крепи. Распорная крепь при этой системе разработки служит, в основном, для сооружения рабочих полков у очистных забоев.

3. **Камерно-столбовую систему разработки** предпочтительно применять с самоходным оборудованием, как правило, для отработки бедных руд залежей мощностью до 18 м с углом падения до 350°. Разрешается применять эту систему для отработки богатых руд при условии оставления между камерами ленточных целиков с их последующей отработкой. Опорные целики следует располагать регулярно. Выемку камер можно производить сплошным, потолкоуступным или почвоуступным забоями, а также послойно. При мощности рудного тела до 8 м следует проектировать однослойную выемку камер; при большей мощности – двух- или трёхслойную с опережением работ в верхнем слое на 15...20 м по отношению к нижележащему. При падении рудного тела под углом не более 80° камеры располагают по простиранию и по восстанию; при падении рудного тела более 80° – по простиранию или диагонально, обеспечивая подъём почвы камерами под углом не более 80°. Отбойка руды производится шпурами или глубокими скважинами малого диаметра.

4. **Систему разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков (ортов)** применяют для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности, а также мощных рудных тел с любыми углами падения. Камерные запасы должны составлять не менее 35 % запасов блока. Высоту подэтажей следует принимать не более 20 м. При мощности залежи до 20 м камеры располагаются по простиранию, а при мощности более 20 м – вкрест простирания. При отработке пожароопасных руд обрабатываемые камеры следует закладывать инертным материалом. При отработке рудного тела последовательно расположенными камерами между ними следует оставлять временные или постоянные целики. Отбойку руды следует производить глубокими скважинами из открытых или закрытых заходов, а также из подэтажных буровых штреков (ортов). При неотработанных междукamerных целиках на смежном верхнем этаже камеры нижнего этажа должны располагаться под камерами верхнего этажа, целики – под целиками. Очистные работы в камерах следует развигать таким образом, чтобы подвигание подэтажей было в одной вертикальной плоскости или с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Потолкоуступное расположение подэтажей разрешается при отбойке весьма устойчивых руд нисходящими глубокими скважинами в рудных телах малой мощности.

5. **Этажно-камерная система разработки** применяется для отработки крутопадающих рудных тел средней мощности, а также мощных рудных тел с любыми углами падения. Выемка руды в камерах осуществляется послойной отбойкой глубокими скважинами на всю высоту этажа

(камеры) без разделения на подэтажи. При разработке пожароопасных руд отработываемые камеры следует закладывать инертным материалом. Камерные запасы должны составлять не менее 35 % запасов блока. При отработке рудного тела последовательно расположенными камерами между ними следует оставлять временные или постоянные целики.

6. Система разработки с доставкой руды силой взрыва применяется для отработки мощных и средней мощности наклонных рудных тел с выдержанными контактами по лежащему и висячему бокам. Разработку рудных тел следует производить с оставлением ленточных междукamerных целиков и с направлением отбойки руды по восстанию. Для бурения скважин, выпуска руды, доставки её к рудоспускам или сборным пунктам, для зачистки почвы камер от остатков отбитой руды, проходки подготовительно-нарезных выработок, а также для механизации вспомогательных работ следует применять преимущественно самоходное оборудование. Отбойка руды производится из буровых камер или восстающих с расположением скважин перпендикулярно к падению рудного тела. Для улучшения доставки руды взрывом необходимо концентрировать взрывчатые вещества (ВВ) в нижней части отбиваемого слоя. Нижние скважины следует располагать у контакта рудного тела с лежащим боком. Отбойку последующего слоя допускается производить только после полного выпуска ранее отбитой руды. Погрузочно-доставочное оборудование должно быть обеспечено отбитой рудой не менее чем на две смены работы.

При разработке пожароопасных руд отработанные камеры должны быть заложены инертным материалом. Объём рудоприемных выработок (воронок или траншей) должен быть не менее объёма отбиваемого слоя в разрыхленном состоянии. Для увеличения извлечения отбитой руды следует проводить дополнительные выпускные выработки, применять гидросмыв или механические способы зачистки лежащего бока рудного тела.

7. Системы разработки с магазинированием руды применяются для отработки рудных тел любой мощности с углами падения (не менее 500 °), обеспечивающими выпуск замагазинированной руды самотёком, а также мощных рудных тел с любыми углами падения. Руда должна быть устойчивой, не склонной к окислению и слеживанию. Вмещающие породы должны быть не ниже средней устойчивости. Разработка пожароопасных рудных тел разрешается при интенсивной выемке, исключая возможность самовозгорания замагазинированной руды, а также при условии полной закладки камер инертными материалами до начала выемки потолочин и целиков.

8. Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами применяется для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м и мощных рудных тел с любыми углами падения при устойчивых рудах и вмещающих породах. Рудное тело должно быть с выдержанным залеганием и мощностью. Отбойка руды производится параллельными или веерными скважинами. Скважины бурятся из специальных буровых камер (ортов), пройденных из восстающих, или непосредственно из восстающих. Расстояние между буровыми восстающими составляет 14...16 м, а при выдержанной мощности залежи по простиранию и восстанию – до 20 м. Ширина междукamerных целиков принимается равной 6...10 м; при мощности залежи менее 3 м междукamerные целики можно не оставлять, их роль при этом выполняют закрепленные сплошной венцовой крепью блоковые восстающие. Выпуск руды разрешается производить непрерывно и параллельно с отбойкой.

II. Системы разработки с обрушением используются, когда допускается обрушение земной поверхности. При разработке пожароопасных руд следует предусматривать профилактическое заиливание зоны обрушения.

1. Системы разработки слоевого обрушения применяются при отработке крутопадающих залежей мощностью более 3 м, а также мощностью более 5 м с любыми углами падения с неустойчивыми и средней устойчивости ценных рудах, залегающими в неустойчивых и средней устойчивости легкообрушающихся вмещающих породах. Системы можно использовать при крепких и устойчивых вмещающих породах с предохранительной подушкой из обрушенных пород или с принудительной посадкой налегающих пород.

Ведение очистных работ допускается при наличии деревянного мата, гибкого, железобетонного или щитового перекрытия. При разработке мощных рудных тел выемку руды можно производить несколькими заходками или лавами. Длина заходок должна быть не более 30 м. Оработку блока допускается производить несколькими слоями при условии отставания работ в нижележащем слое не менее 10 м. После окончания выемки заходки или лавы на почве укладывается деревянный настил, гибкое, железобетонное или щитовое перекрытие. Запрещается оставлять в слое неотработанные целики руды.

2. **Систему подэтажного обрушения** можно применять для обработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также при мощности более 7 м с любыми углами падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости легкообрушающихся вмещающих породах. Систему допускается применять в устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах при условии создания искусственной подушки из обрушенных пород. Оработку подэтажа (заходки) можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. При использовании скважин отбойку руды производят послойно, а выпуск – через торец или через рудоприёмные и выпускные выработки. При обработке неустойчивых и трещиноватых руд предпочтение следует отдавать вариантам с одностадийной выемкой. Оработку блока допускается производить несколькими подэтажами при условии отставания работ в нижележащем подэтаже не менее 10 м. Запрещается оставлять в подэтаже неотработанные целики руды.

3. **Система этажного обрушения** применяется при разработке крутопадающих рудных тел мощностью более 10 м и мощных рудных тел с любыми углами падения при бедных рудах, не склонных к слёживанию, залегающих в устойчивых и средней устойчивости породах, обрушающихся крупными кусками. Система применяется с естественным и принудительным обрушением руды. При естественном обрушении руда должна легко обрушаться небольшими кусками при её подсечке; при принудительном обрушении руда может быть любой крепости и устойчивости. Оработку блока можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. При обработке неустойчивых и трещиноватых руд предпочтение следует отдавать вариантам с одностадийной выемкой. При двухстадийной выемке объём компенсационных камер принимается с учётом разрыхления руды при отбойке.

При системах с принудительным этажным обрушением отбойку руды осуществляют глубокими скважинами. При одностадийной выемке, а также выемке компенсационных камер отбойку руды можно осуществлять послойно или секционно (несколькими слоями). Обрушение целиков и потолочин на компенсационные камеры целесообразно производить, как правило, в один приём. При массовых взрывах применяется короткозамедленное взрывание.

4. **Столбовые системы с обрушением налегающих пород** применяются для обработки рудных тел мощностью до 3,5 м с углами падения до 350 при неустойчивых и средней устойчивости рудах и налегающих породах, а также при мощности рудных тел до 7 м с теми же углами падения при средней устойчивости руд и налегающих пород. Панель (этаж) обрабатывается длинными или короткими столбами с подвиганием очистного забоя по простиранию, восстанию, падению или диагонально. Столбы вынимаются заходками или лавами с отбойкой руды шпурами или скважинами уменьшенного диаметра, которые используются при обработке залежей крепких руд мощностью до 7 м.

III. Системы разработки с закладкой выработанного пространства можно применять при обработке рудных тел любой мощности с любыми углами падения. Руда должна быть от средней устойчивости до устойчивой, не склонной к обрушениям, вмещающие породы средней устойчивости, требующие искусственного их поддержания. Область применения систем с закладкой может быть расширена при разработке ценных или пожароопасных руд, необходимости сохранения земной поверхности, в случае высокого горного давления и опасности горных ударов. При обработке тонких рудных тел рекомендуется производить отдельную выемку руды и породы, при этом подрываемая порода оставляется в выработанном пространстве в качестве закладочного материала.

1. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой применяется для разработки крутопадающих рудных тел мощностью до 3 м с устойчивыми рудами, а также при отработке рудных тел большой мощности и полевой подготовке. Выемку можно вести блоками (камерами) без оставления междуканальных (междублоковых) и междуэтажных целиков. Выемка руды в камере (блоке) осуществляется горизонтальными слоями в восходящем или нисходящем порядке. При неустойчивых рудах выемка должна производиться в нисходящем порядке с обязательным применением твердеющей закладки. Закладочный материал в блок (камеру) целесообразно подавать с вентиляционного горизонта по закладочному восстающему, расположенному, как правило, в середине блока (камеры). Закладочный материал в слое следует размещать с использованием механизмов (скреперных лебедок, самоходного оборудования и др.) или самотеком (при гидравлической и твердеющей закладке). При отработке маломощных рудных тел допускается закладывать выработанное пространство породой, добываемой из выработок, специально проводимых для этих целей висячем или лежащем боку. При разработке маломощных рудных тел с устойчивыми рудами и вмещающими породами допускается частичное магазинирование руды.

В случае применения сухой или гидравлической закладки на её поверхности следует укладывать настил или слой бетона, исключая возможность попадания отбитой руды в закладочный массив и закладочного материала в руду при отбойке и доставке руды к рудоспуску. При выемке последнего слоя в блоке настил, на котором находится закладочный материал вышележащего отработанного блока, должен подхватываться крепью, чтобы закладочный материал не прорывался в рабочее пространство.

2. Сплошную и столбовую системы разработки с однослойной выемкой и закладкой применяют для отработки пологих и наклонных (до 35°) рудных тел мощностью менее 3 м при рудах любой устойчивости, залегающих в устойчивых породах. При сплошной системе панель или этаж отрабатывается на всю её ширину (высоту этажа); при столбовой – её следует разделять на столбы (этаж – на подэтажи). Выемка руды производится заходками по восстанию или лавами по простиранию. Ширина заходки или лавы выбирается в зависимости от устойчивости пород, а также применяемого оборудования.

3. Систему разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства рекомендуется применять для сплошной отработки рудных тел средней и выше средней мощности с любыми углами падения при рудах и вмещающих породах, обеспечивающих устойчивость камер в период очистной выемки руды и закладки выработанного пространства. Систему целесообразно применять при разработке пожароопасных и ценных руд, а также при необходимости сохранения земной поверхности. Блок или панель отрабатывается несколькими камерами в определенной последовательности, обеспечивающей полноту выемки руды и сохранность налегающих пород. В зависимости от устойчивости руды и вмещающих пород очистную выемку в камерах производят одной из систем с открытым выработанным пространством или с магазинированием руды. При применении твердеющей закладки отбойку руды рекомендуется производить глубокими скважинами уменьшенного диаметра, при этом допускается выемка камер без оставления междуэтажных или междупанельных целиков.

4. Системы разработки с креплением выработанного пространства в настоящее время применяются редко. При этом крепь может использоваться в сочетании с рудными или породными целиками, частичным магазинированием или закладкой. При необходимости сохранения земной поверхности системы с креплением должны применяться с закладкой выработанного пространства.

Нормативные показатели параметров выемочных блоков при различных системах разработки

Система разработки	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, град	Длина блока по простиранию (ширина панели), м	Высота блока (этажа) длина (панели), м
1	2	3	4	5
Сплошная	1 - 3	0 - 12	30 - 50	150 - 200
	4 - 10	0 - 12	100 - 150	200 - 400
	1 - 3	12 - 35	50 - 60	30 - 50
	4 - 10	12 - 35	100 - 150	50 - 60
Камерно-столбовая	1,5 - 6	0 - 12	100	150 - 200
	6 - 18	0 - 12	100	150 - 200
	1,5 - 6	12 - 35	100 - 150	50 - 60
	6 - 18	12 - 35	100 - 150	60 - 90
Панельно-столбовая	1,5 - 6	0 - 12	100 - 120	150 - 300
	6 - 18	0 - 12	100 - 150	200 - 400
Этажно-камерная с подэтажной отбойкой с отбойкой из магазина	3 и более	50 - 120	50 - 120	50 - 80
	3 и более	50 - 90	50 - 100	60 - 120
	1 - 3	60 - 90	40 - 50	30 - 60
	3 - 6	50 - 90	50 - 60	60 - 80
Потолкоуступная с распорной крепью	0,5 - 3,0	55 - 90	30 - 50	30 - 80
Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами	более 20	50 - 90	50 - 60	от 70 до 80 - 100
Этажное самообрушение	25 и более	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное принудительное обрушение с донным выпуском руды	от 6 - 7 до 50	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное принудительное обрушение с торцовым выпуском руды	6 - 8 и более	50 - 90	50 - 60	70 - 80
Подэтажное самообрушение	20 и более	40 - 90	50 - 60	70 - 80
Горизонтальные слои с закладкой	1,2 - 6	20 - 30	30 - 50	30 - 60
Наклонные слои с закладкой	1,5 - 3	40 - 90	20 - 35	30 - 60
Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой	3 и более	25 - 20 до 90	30 - 50	60 - 80
Система разработки тонких жил с отдельной выемкой	0,05 - 1,2	60 - 90	30 - 50	30 - 60
С усиленной распорной крепью	1,5 - 3	45 - 90	30 - 60	30 - 60
Со станковой крепью	2 - 3 и более	50 - 90	30 - 60	30 - 60
С крепежными рамами	1,5 - 2 и более	50 - 90	30 - 60	30 - 60
Однослойная выемка с обрушением кровли	1,5 - 3	0 - 15	15 - 25	25 - 50
Слоевое обрушение	3 - 16	25 - 90	20 - 30	50 - 80
Щитовая система	3 - 6	70 - 90	16 - 20	30 - 60

Таблица 1

**Среднее годовое понижение горных работ (выемки)
для месторождений цветных металлов**

Рудная площадь, тыс. м ²	Величина годового понижения, м
До 4	26-33
4-6	23-30
6-12	17-25
12-20	13-22
Свыше 20	9-15

Таблица 2

**Поправочный коэффициент K_1 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от угла падения**

Угол падения, град.	K_1
90	1,2
60	1,0
45	0,9
30	0,8

Таблица 3

**Поправочный коэффициент K_2 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от мощности рудного тела**

Мощность рудного тела, м	K_2
До 3	1,3
3-5	1,2
5-15	1,0
15-25	0,8
Свыше 25	0,6

Таблица 4

**Поправочный коэффициент K_3 к величине годового понижения уровня
выемки в зависимости от применяемых систем разработки**

Системы разработки	K_3
С открытым выработанным пространством, магазинирование руды и обрушением (исключая слоевое)	1,0
С креплением и обрушением (исключая слоевое)	0,9
Камерная, сплошная и столбовая системы с закладкой	0,85
Система слоевого обрушения	0,8
Система горизонтальных слоев с закладкой	0,75

Таблица 5

Поправочный коэффициент K_4 к величине годового понижения уровня выемки в зависимости от числа этажей, находящихся одновременно в работе

Число этажей в выемке	K_4
1	1,0
2	1,2-1,5
3 и более	1,5-1,7

Таблица 6

Среднее годовое понижение горных работ (выемки) для месторождений черных металлов

Горизонтальная эксплуатационная площадь рудных тел, тыс. м ²	Годовое понижение, м
10-20	30-25
20-50	25-20
50-100	20-15
100-200	15-12
200-400	12-8
Более 400	7

Таблица 7

Значение коэффициента использования рудной площади ($K_{исп.}$)

Горизонтальная рудная площадь, тыс. м ³	Коэффициент использования площади
5-10	0,35-0,27
10-20	0,27-0,23
20-50	0,23-0,17
50-100	0,17-0,12
100-200	0,12-0,09
200-400	0,09-0,06
Более 400	0,05

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....

Практическая работа №1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Практическая работа №2 РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

Практическая работа №3 ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ МЕХАНИЧЕСКИМ СПОСОБОМ.

Практическая работа №4 ВЫБОР СПОСОБА БУРЕНИЯ И БУРОВОГО СТАНКА. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА.

Практическая работа №5 РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ...

Практическая работа №6 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ И ЗАХОДОК ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ.

Практическая работа №7 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ ПРИ ВЫЕМКЕ ГОРНЫХ ПОРОД ДРАГЛАЙНАМИ.....

Практическая работа №8 ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД КОЛЕСНЫМИ ПОГРУЗЧИКАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.....

Практическая работа №9 ВЫЕМКА ПОРОД БУЛЬДОЗРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.....

Практическая работа №10 ВЫЕМКА ПОРОД КОЛЕСНЫМИ СКРЕПЕРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.....

Практическая работа №11 ВЫЕМКА ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.....

Практическая работа №12 ВЫЕМКА ПОРОД РОТОРНЫМИ МНОГОКОВНОВЫМИ ЦЕПНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Практическая работа №13 ВЫЕМКА ПОРОД ФРЕЗЕРНЫМИ КОМБАЙНАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....

ПРИЛОЖЕНИЯ.....

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №1
ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРОВ.
УСТУП И ЕГО ЭЛЕМЕНТЫ.

Приведем поперечный разрез карьера, на котором обозначены основные его элементы (рис. 1)

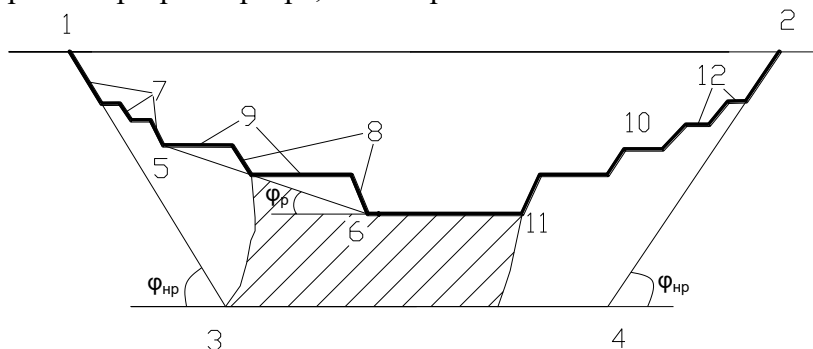


Рисунок 1 - Поперечный разрез карьера

На рис. 1.1 приведены следующие элементы карьера:

1-2 - верхний контур карьера, соответствует ширине карьера по верху;

3-4 – нижний контур карьера, соответствует ширине карьера по дну;

5-6 – рабочий борт карьера;

1-5 – нерабочий борт карьера;

7 – нерабочий уступ карьера;

8 – рабочий уступ карьера;

9 – верхняя и нижняя площадки уступа (рабочие площадки);

10 – транспортная берма;

12 – предохранительная берма или берма очистки;

φ_p – угол рабочего борта карьера;

$\varphi_{нр}$ – угол нерабочего борта карьера.

Верхним контуром карьера называется линия пересечения бортов с поверхностью.

Нижним контуром карьера называется линия пересечения бортов с плоскостью дна карьера.

Бортами карьера называются боковые поверхности, ограничивающие карьер и его выработанное пространство.

Если на борту карьера производятся горные работы, то он называется *рабочим бортом*.

Откосом борта карьера называется поверхность, проходящая через верхний и нижний его контур.

Углом откоса борта карьера называется угол, образованный линией откоса борта карьера и проекцией этой линии на горизонтальной плоскости. Угол откоса рабочего борта обычно составляет $7^\circ \div 15^\circ$, не рабочего $35^\circ \div 45^\circ$.

В результате горных работ рабочий борт карьера перемещается, приближается к конечным контурам карьера. Борт карьера или его отдельные участки, контуры которых совпадают с конечными контурами карьера, называются *нерабочими*. На нерабочем борту карьера горных работ не производятся, но могут располагаться транспортные съезды.

Уступы, составляющие нерабочий борт карьера называются *нерабочими*. Они разделяются площадками: транспортными, предохранительными, а также площадками очистки.

Транспортные бермы служат для расположения транспортных путей, по которым осуществляется грузотранспортная связь, между рабочими площадками в карьере и поверхностью. Ширина их составляет от 10 до 30 м в зависимости от вида и типа транспорта.

Предохранительные бермы предназначены для повышения устойчивости борта и для задержки кусков породы обрушающихся при выветривании уступов. Их ширина составляет $3 \div 10$ м и как правило принимается равной $1/3h_y$.

Бермы очистки – это расширенные до 10÷15 м предохранительные бермы, которые останавливают через 3÷4 уступа. Очистка оставшейся породы осуществляется бульдозерами, небольшими экскаваторами или погрузчиками.

По мере отработки уступов рабочий борт становится нерабочим, а рабочие площадки становятся предохранительными или площадками очистки.

Глубина карьера – это вертикальное расстояние между отметкой земной поверхности и длиной карьера. Они изменяются от нескольких десятков метров до 300÷500 м.

Форма карьера в плане бывает обычно близкой к овальной. Длина карьера изменяется от 500 м до 5 км.

Уступ и его элементы. Правила вычерчивания уступов при оформлении горных чертежей

Уступом называется часть массива горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта.

Различают рабочие и нерабочие уступы. На *рабочих уступах* производится выемка пустых пород или добыча полезного ископаемого. Уступ имеет нижнюю и верхнюю площадки, откос и бровки.

Приведем схему, на которой покажем уступ в разрезе и в плане (рис. 2)

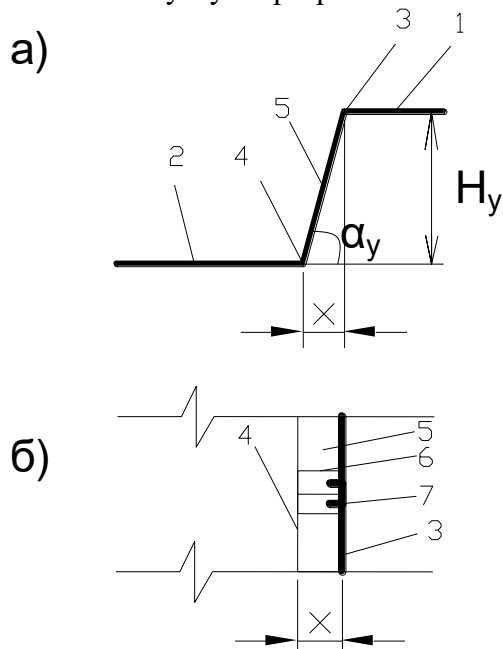


Рисунок 2 – Уступ и его элементы
а – поперечный разрез уступа; б – вычерчивание уступа в плане

H_y – высота уступа; α_y - угол откоса уступа; x – горизонтальное проложение откоса уступа; 1 и 2- верхняя и нижняя площадки уступа соответственно; 3 и 4 – верхняя и нижняя бровки уступа соответственно; 5 – откос уступа; 6 – линии наибольшего ската; 7 – берг-штрихи.

Откосом уступа – называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со сторон выработанного пространства.

Углом откоса уступа – называется угол наклона откоса уступа к горизонтальной плоскости.

Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называется соответственно *верхней* и *нижней бровками*.

Высота уступа обычно ограничивается по условиям безопасности работы выемочно-погрузочного оборудования и составляет 10÷15 м, реже 20÷40 м.

Угол откоса рабочих уступов обычно составляет 65°÷80°, нерабочих 45°÷60°, т.к. должна обеспечиваться долговременная устойчивость уступа.

Горизонтальные поверхности рабочего уступа, являющиеся объектом разработки, т.е. на которых расположены буровые станки или экскаваторы, называются *рабочими площадками*. Ширина рабочей площадкой изменяется от 40 м до 110 м. Если площадка остается свободной, то ее называют *нерабочей*.

Вычерчивание горных чертежей, в частности вычерчивание уступов карьера в плане, имеет некоторые особенности. Рассмотрим их на примере рис. 1.2 б.

На поверхности откоса уступа перпендикулярно к горизонтам проводят линии наибольшего ската и берг-штрихи. Выполняются линии наибольшего ската сплошной тонкой линией. Минимальное расстояние между соседними линиями ската принимаются равным 2÷3 мм, максимальное до 0,5 горизонтального проложения откоса уступа.

Массив вскрышных горных пород на плане откоса уступа условно обозначается берг-штрихами – отрезками основной толщины, длиной равной 1/3÷1/4 от горизонтального проложения откоса, проставляемыми у контуров верхней бровки между линиями наибольшего ската. Массив полезного ископаемого на откосе уступа обозначается сдвоенным берг-штрихами.

Для закрепления материала студентам необходимо выполнить расчетно-графическую работу. Задание для расчетно-графической работы: вычертить в разрезе и в плане участок рабочей зоны карьера, состоящий из двух уступов. Чертеж выполнить в масштабе 1:100, 1:200, 1:500 или 1:1000. По результатам построения определить угол рабочего борта участка карьера.

Практическая работа №2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Цель работы состоит в том, чтобы закрепить знания по основным элементам карьера и научиться определять основные параметры карьера в для заданных условий геологического строения месторождения.

Параметры карьера определяются из его геометрических размеров в поперечном и продольном разрезах (рис.1.1).

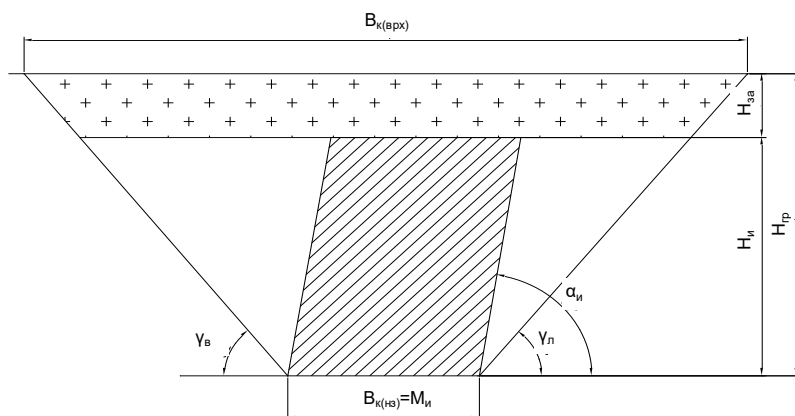


Рис. 1.1 Поперечный разрез карьера

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

$$H_{гр} = \frac{(1 + K_{гр}) M_{и} - B_{к(нз)}}{\text{ctg} \gamma_{в} + \text{ctg} \gamma_{л}}, \quad (1.1)$$

где $K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

$M_{и}$ - горизонтальная мощность залежи ископаемого, м;

$B_{к(нз)}$ - ширина карьера по низу, м;

$\gamma_{\text{в}}, \gamma_{\text{л}}$ - углы откоса устойчивых бортов карьера, град. [2, с.10].

$$K_{\text{гр}} = \frac{C_{\text{п}} - C_{\text{о}}}{C_{\text{в}}}, \quad (1.2)$$

где $C_{\text{п}}$ - стоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого подземным способом, руб./м³;

$C_{\text{о}}$ - стоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого открытым способом, руб./м³;

$C_{\text{в}}$ - стоимость удаления 1 м³ вскрышных пород, руб./м³.

Ширина карьера по верху, м

$$B_{\text{к(вrx)}} = B_{\text{к(нз)}} + 2H_{\text{гр}} \text{ctg}\gamma_{\text{срд}}. \quad (1.3)$$

Длина карьера по верху, м

$$L_{\text{к(вrx)}} = L_{\text{к(нз)}} + 2H_{\text{гр}} \text{ctg}\gamma_{\text{срд}}, \quad (1.4)$$

где $\gamma_{\text{срд}} = \frac{\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{в}}}{2}$ - среднее значение угла наклона устойчивых нерабочих бортов карьера, град.

Объём горной массы в контурах карьера, м³ [2, с.11]

$$V_{\text{к}} = S_{\text{к(нз)}} H_{\text{зр}} + 0,5P_{\text{к(нз)}} H_{\text{зр}}^2 \text{ctg}\gamma_{\text{срд}} + \frac{\pi}{3} H_{\text{зр}}^3 \text{ctg}\gamma_{\text{срд}}. \quad (1.5)$$

Площадь дна карьера, м²

$$S_{\text{к(нз)}} = \pi \left(\frac{L_{\text{к(нз)}}}{2} \frac{B_{\text{к(нз)}}}{2} \right). \quad (1.6)$$

Периметр дна карьера, м

$$P_{\text{к(нз)}} = 2(L_{\text{к(нз)}} + B_{\text{к(нз)}}). \quad (1.7)$$

Объём полезного ископаемого, м³

$$V_{\text{и}} = S_{\text{и}} H_{\text{и}}, \quad (1.8)$$

где $S_{\text{и}} = S_{\text{к(нз)}}$ - площадь залежи в её горизонтальном сечении, м²;

$H_{\text{и}} = H_{\text{зр}} - H_{\text{зал}}$ - высота залежи, м.

Объём вмещающих залежи пустых пород в тех же границах, м³

$$V_{\text{в}} = V_{\text{к}} - V_{\text{и}}. \quad (1.9)$$

Средний коэффициент вскрыши, м³/м³ [2, с.8]

$$K_{\text{срд}} = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{и}}}. \quad (1.10)$$

Годовая производственная мощность карьера, м³/год:

- по ископаемому (из задания)

$$Q'_{\text{к(и)}} = \frac{Q_{\text{к}}}{\gamma_{\text{и}}}, \quad (1.11)$$

где $Q_{\text{к}}$ - годовая производственная мощность карьера по ископаемому, т/год;

$\gamma_{\text{и}}$ - плотность массива ископаемого, т/м³.

- по вскрышным породам

$$Q_{\text{к(в)}} = K_{\text{срд}} Q'_{\text{к(и)}}, \quad (1.12)$$

- по горной массе

$$Q_{\text{к(гм)}} = Q'_{\text{к(и)}} + Q_{\text{к(в)}}. \quad (1.13)$$

Средневзвешенная плотность массива горной массы, т/м³

$$\gamma_{\text{срдвз}} = \frac{\gamma_{\text{и}} + K_{\text{срд}} \gamma_{\text{п}}}{1 + K_{\text{срд}}} \quad (1.14)$$

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

$$Q_{\text{к(гд)}} = Q_{\text{к(гм)}} \gamma_{\text{срдвз}} \quad (1.15)$$

Скорость ежегодного понижения горных работ по ископаемому, м/год

$$V_{\text{иск(гд)}} = \frac{Q'_{\text{к(и)}}}{S_{\text{и}}} \quad (1.16)$$

Срок эксплуатации карьера без учёта периода его строительства, лет

$$T_{\text{э(к)}} = \frac{V_{\text{и}}}{Q'_{\text{к(и)}}} \quad (1.17)$$

Полный срок существования карьера, лет

$$T_{\text{к}} = T_{\text{э(к)}} + T_{\text{с}} + T_{\text{э}}, \quad (1.18)$$

где $T_{\text{с}}$, $T_{\text{э}}$ - периоды строительства и доработки карьера. В работе принимаются 4÷5 лет.

Практическая работа №3

РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

Цель работы состоит в том, чтобы научиться определять численные значения основных коэффициентов вскрыши при различных условиях залегания полезных ископаемых и оценить динамику изменения контурного и текущего коэффициентов вскрыши с увеличением глубины открытых горных работ. Практическая работа разработана на основе [2].

Общие положения и исходные данные

Коэффициент вскрыши $k_{\text{в}}$ — это количество вскрышных пород, приходящееся на единицу полезного ископаемого.

Коэффициент вскрыши может быть весовым, если количество породы и полезного ископаемого измеряется в тоннах (т/т), объемным, если и то и другое измеряется в кубических метрах ($\text{м}^3/\text{м}^3$), и смешанным, если объем породы измеряется в м^3 , а количество полезного ископаемого в тоннах ($\text{м}^3/\text{т}$). Последний вид $k_{\text{в}}$, используется наиболее часто.

В практике открытых горных работ и при проектировании карьеров используют несколько видов коэффициентов вскрыши: средний (средний геологический, средний промышленный, средний эксплуатационный), текущий, контурный, граничный и др.

Определение коэффициентов вскрыши

Расчеты и графические построения выполняются на основе исходных данных. Конечная глубина карьера принимается на основе расчетов полученных в ходе выполнения практической работы №1.

1. Средний геологический коэффициент вскрыши $k_{\text{ср}}^{\text{Г}}$

— отношение объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к геологическим запасам полезного ископаемого в этих же контурах (рис. 2.1).

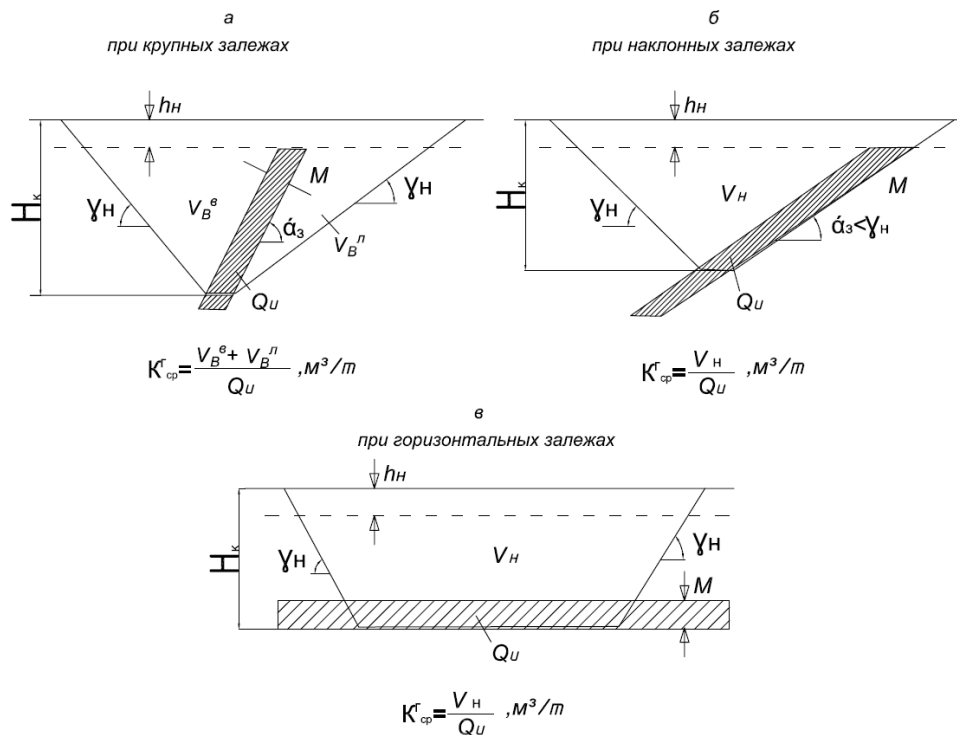


Рис. 2.1 Схемы к определению среднего геологического коэффициента вскрыши

Здесь V_H — объем вскрышных пород, m^3 ; $Q_{\text{пи}}$ — запасы полезного ископаемого в конечных контурах карьера, т; H_k — конечная глубина карьера, м; M — нормальная мощность залежи, м; h_n — мощность наносов, м; α_3 — угол падения залежи, град; γ_H — угол откоса нерабочего борта карьера, град.

$$k_{\text{cp}}^{\Gamma} = \frac{V_B}{Q_{\text{пи}}}, \quad (2.1)$$

В соответствии с исходными данными строится профиль карьера (масштаб от 1:1000 или 1:2000) и определяется величина k_{cp}^{Γ} . Для этого необходимо на профиле необходимо подсчитать площади вскрыши и полезного ископаемого. Эти площади равновелики объему вскрышных пород и полезного ископаемого на 1 м протяженности карьера по простиранию. Запасы полезного ископаемого на 1 м длины карьера составят

$$Q_u = M_{\Gamma} \cdot (H_k - h_n) \cdot \gamma, \quad (2.2)$$

где γ — объемная масса (плотность) полезного ископаемого, t/m^3 ;
 M_{Γ} — горизонтальная мощность залежи, м.

2. Средний промышленный коэффициент вскрыши

$k_{\text{cp}}^{\text{пр}}$ — отношение объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к *промышленным запасам* полезного ископаемого в этих же контурах

$$k_{\text{cp}}^{\text{пр}} = V_e / Q_u^{\text{пр}}, (m^3 / t), \quad (2.3)$$

где $Q_u^{\text{пр}}$ — промышленные запасы полезного ископаемого, т.

$$Q_u^{\text{пр}} = Q_u \cdot \eta, (t), \quad (2.4)$$

где η — коэффициент извлечения полезного ископаемого при разработке месторождений, который учитывает его потери в процессе производства горных работ и величина которого всегда меньше единицы ($\eta < 1$). При выполнении практической работы можно принимать $\eta = 0,9$.

Определяется значение $k_{\text{cp}}^{\text{пр}}$. Производится его сравнение с k_{cp}^{Γ} .

3. Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши

k_{cp}^3 — отношение общего объема вскрышных пород в конечных контурах карьера к промышленным запасам полезного ископаемого за вычетом объемов вскрыши и полезного ископаемого, *извлекаемых в период строительства карьера* (рис. 2.2).

Здесь V_B^c, Q_H^c — соответственно объемы вскрыши (m^3) и запасы полезного ископаемого (t), извлекаемые в период строительства карьера; γ_p — угол откоса рабочего борта карьера, град;

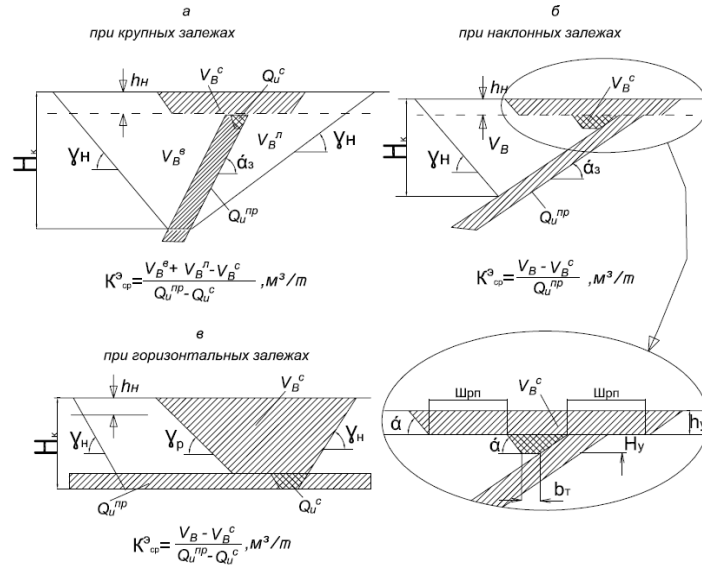


Рис. 2.2 Схемы к определению средне эксплуатационного коэффициента вскрыши
 b_T — ширина разрезной траншеи понизу, м; $Ш_{рп}$ — ширина рабочей площадки, м; H_y — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, град.

4. **Контурный коэффициент вскрыши k_k** — отношение объема вскрышных пород, прирезаемых к карьеру при расширении его границ ΔV_B , к одновременно прирезаемым запасам полезного ископаемого ΔQ_H (рис. 2.3).

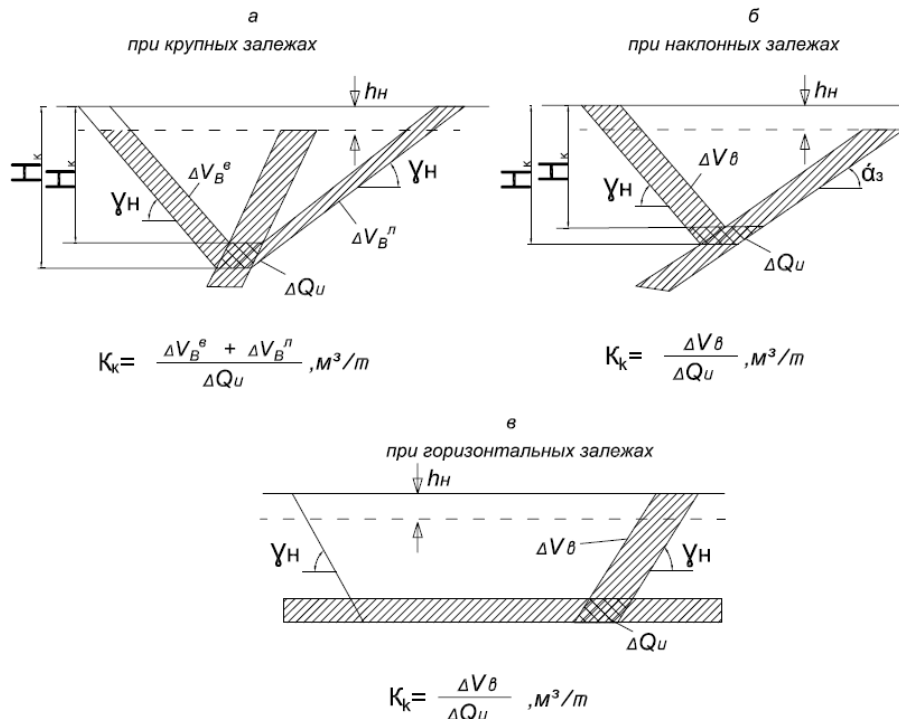


Рис. 2.3 Схемы к определению контурного коэффициента вскрыши

5. **Граничный коэффициент вскрыши $k_{Гр}$** — это максимально допустимое значение контурного коэффициента вскрыши k_k по условиям экономичности открытой добычи.

В простейшем случае $k_{Гр}$ определяется из условия равенства затрат на добычу 1 т полезного ископаемого открытым и подземным способом:

$$C_{п} = C_{д} + k_k \cdot C_{в}, \text{руб./т}, \quad (2.5)$$

Отсюда:

$$k_{zp} = \frac{C_{II} - C_{Д}}{C_{B}}, \text{ м}^3 / \text{т}, \quad (2.6)$$

где C_{II} — предельно допустимая стоимость полезного ископаемого (обычно это — затраты на 1 т добычи при подземной разработке), руб./т; $C_{Д}$ — затраты на добычу 1 т полезного ископаемого при открытом способе (без учета затрат на вскрышные работы), руб./т; C_{B} — затраты на 1 м³ вскрыши, руб./м³.

6. Текущий коэффициент вскрыши $k_{тек}$ — отношение объема вскрышных пород, перемещаемых из карьера в отвалы V_{B}^T за определенный промежуток времени (месяц, квартал, год), к количеству добытого за это время полезного ископаемого $Q_{и}^T$ (рис. 2.4).

Объем вскрышных пород при этом определяется при положении бортов карьера под рабочими углами γ_p .

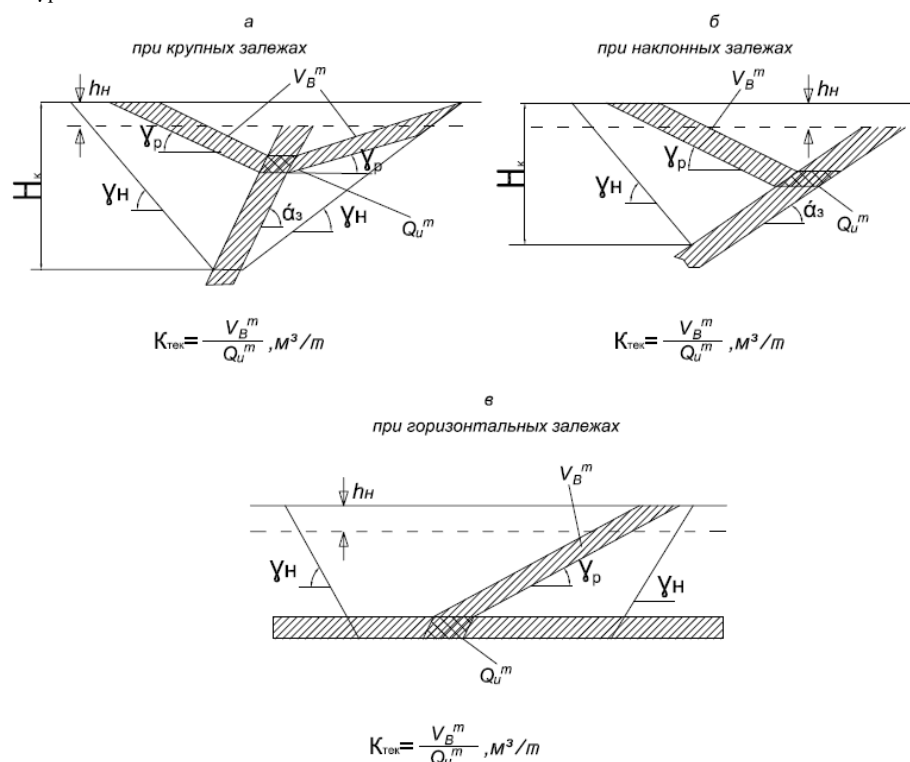


Рис. 2.4 Схемы к определению текущего коэффициента вскрыши

7. Расчет контурного и текущего коэффициентов вскрыши

1. В соответствии с условиями задания в масштабе 1:1000 или 1:2000 (в зависимости от глубины карьера) на отдельном листе формата А4 строится профиль карьера (рис. 2.5), на котором полезное ископаемое делится на горизонтальные слои в соответствии с принятой высотой уступа H_y .

$$H_y = (1 \div 1,5) \cdot H_q^{\max}, \quad (2.7)$$

где H_q^{\max} — максимальная высота черпания экскаватора.

Затем для каждого слоя (уступа) отстраивается последовательное положение бортов карьера под нерабочими γ_n и рабочими γ_p углами откосов.

После этого на профиле измеряются полученные при отстройке бортов карьера площади фигур по породе вскрыши и полезному ископаемому, равновеликие объемам породы и полезного ископаемого на 1 м длины карьера.

Запасы полезного ископаемого на уступе составляют при этом

$$Q_u^y = M_r \cdot H_y \cdot \gamma, \text{ м}. \quad (2.8)$$

По полученным для каждого уступа объемам и запасам подсчитываются значения контурного k_k и текущего $k_{тек}$ коэффициентов вскрыши. Для упрощения расчетов значения k_k и $k_{тек}$

допустимо подсчитать только для двух-трех уступов в верхней, средней и нижней частях по глубине карьера, включая последний уступ (см. рис. 2.5).

2. Полученные количественные значения k_k и $k_{тек}$ оформляются в виде таблиц, по которым строятся графики их зависимости от глубины карьера. Графики приводятся на этом же листе.

3. В соответствии с текущим коэффициентом вскрыши определяется годовой объем вскрышных работ при углублении горных работ на один уступ в год (для одного из средних по глубине карьера уступов). Длину карьера принимать равной длине залежи по простиранию, указанной в исходных данных.

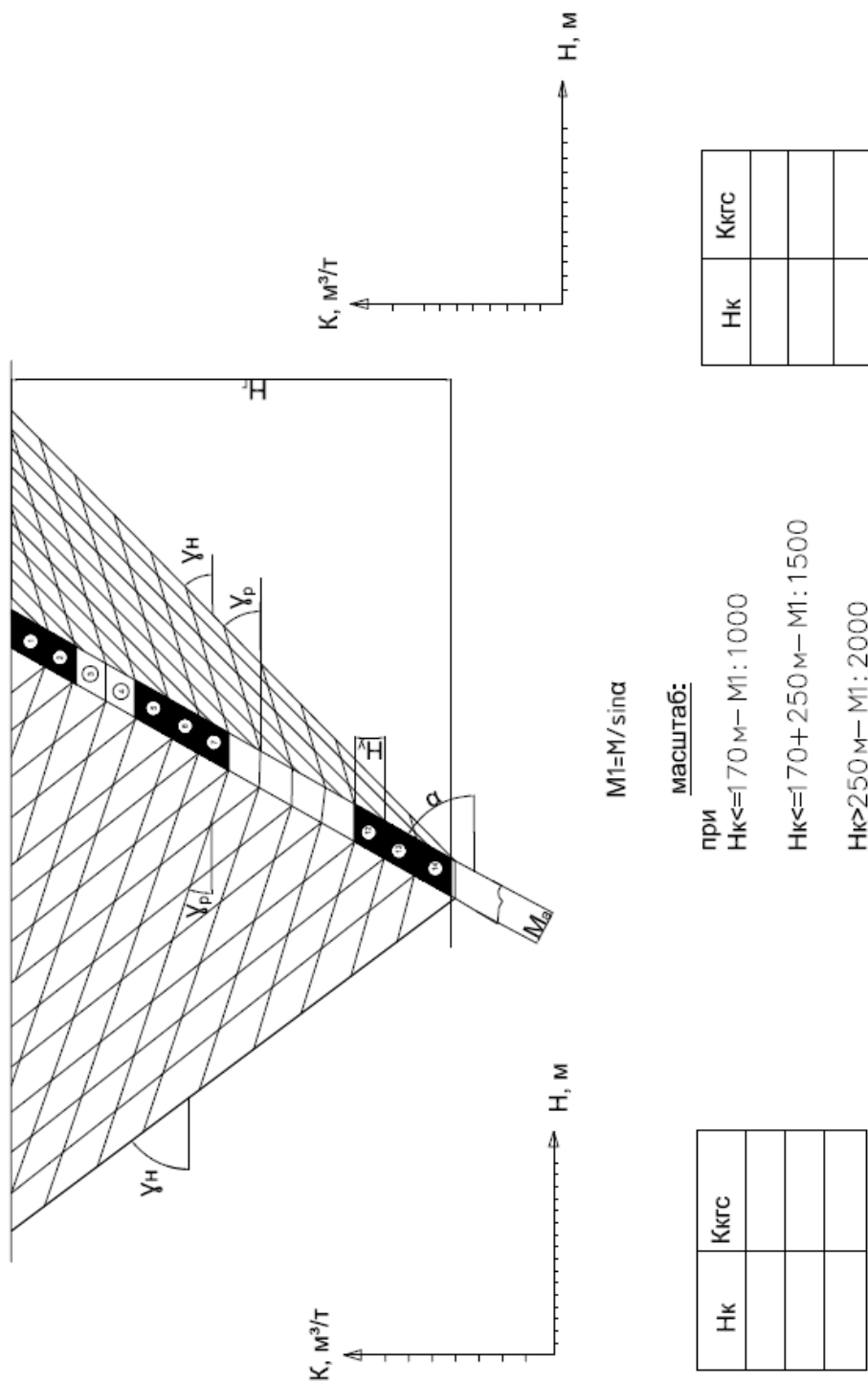


Рис. 2.5 Поперечный разрез карьера

ВЫБОР СПОСОБА БУРЕНИЯ И БУРОВОГО СТАНКА. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА

Цель работы состоит в том, чтобы научиться буровое оборудование для подготовки горных пород к выемке буровзрывным способом и определять его производительность и потребное количество буровых станков.

Общие положения и исходные данные

Выбор способа бурения и расчет производительности буровых станков осуществляются на основе оценки горных пород по показателю трудности бурения P_b по классификации акад. В.В. Ржевского. Величина P_b определяется физико-механическими свойствами пород:

$$P_b = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,0007 \cdot \gamma \quad (4.1)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сдв}$ временное сопротивление породы сжатию и сдвигу, МПа; γ — плотность (объемная масса) породы, т/м³; g — ускорение свободного падения (9,8 м/с²).

Значения $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ и γ принимаются в соответствии с исходными данными.

По показателю P_b все горные породы делятся на 5 классов и 25 категорий:

I класс — легкобуримые, $P_b < 5$;

II класс — средней трудности бурения, $P_b = 5,1$ до 10;

III класс — труднобуримые, $P_b = 10,1$ до 15;

IV класс — весьма труднобуримые, $P_b = 15,1$ до 20;

V класс — исключительно труднобуримые, $P_b = 20,1 - 25$.

Выбор способа бурения и модели бурового станка

1. При выполнении работы способ бурения выбирается среди механических способов, наиболее распространенных на карьерах. Область рационального применения различных способов бурения определяется в соответствии с величиной P_b , (или величиной коэффициента крепости f):

1) шнековое бурение — породы с $P_b < 6$ до 8 ($f = 4 \div 8$);

2) шарошечное бурение — породы с P_b от 6 до 18÷20 ($f = 6 \div 19$);

3) пневмоударное бурение — породы с P_b от 10 до 20÷23 ($f = 10 \div 22$).

Пневмоударное бурение чаще всего применяется для бурения скважин диаметром 120÷180 мм, в том числе при заоткоске уступов при их постановке в конечное положение с целью обеспечения устойчивости бортов карьеров. В преобладающем большинстве пневмоударное бурение на карьерах России производится станками зарубежного производства.

2. Выбор модели бурового станка. После выбора способа бурения производится выбор модели бурового станка (Приложения 3-4). При этом главный параметр бурового станка диаметр бурения (при отсутствии данных о параметрах применяемого экскаватора) при учебных расчётах возможно принимать с учетом блочности (трещиноватости) разрабатываемых пород (табл.).

Степень трещиноватости (блочность) массива	Диаметр бурения*, мм
1. Мелкоблочный и средней блочности (I и II категория)	250÷320
2. Крупноблочный (III категория)	190÷250
3. Весьма крупноблочный и исключительно крупноблочный (IV и V категория)	120÷190

* Диаметр бурения в указанном диапазоне увеличивается с увеличением вместимости ковша экскаватора и интенсивности трещиноватости пород, т.е. с уменьшением ($\Gamma_{р.ср}$).

После выбора модели бурового станка приводится его техническая характеристика (Приложения 3-4).

Затем выбирается тип шарошечного долота (Приложение 4) или режущего долота при шнековом бурении. При пневмоударном бурении выбирается тип пневмоударника (табл. 6 Приложения 4) и тип буровой коронки (табл. 7). Приводится характеристика выбранного бурового

инструмента.

Определение скорости бурения и производительности бурового станка

1. Определение технической скорости бурения

Техническую скорость бурения ориентировочно можно оценить в соответствии со следующими выражениями [1, 2]:

а) для станков шарошечного бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{2,5P_{\text{ос}}n_{\text{в}}}{100P_{\text{б}}d_{\text{д}}^2}, \text{ м/ч}; \quad (4.2)$$

б) для станков шнекового бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{7,5P_{\text{ос}}n_{\text{в}}}{100P_{\text{б}}d_{\text{д}}^2}, \text{ м/ч}; \quad (4.3)$$

в) для станков пневмоударного бурения:

$$v_{\text{б}} = \frac{0,5wn_y 10^3}{P_{\text{б}}d_{\text{д}}^2 k_1 k_{\text{ф}}}, \text{ м/ч}. \quad (4.4)$$

где $P_{\text{ос}}$ — величина осевого усилия (усилия подачи), кН; $n_{\text{в}}$ — частота вращения бурового става, с^{-1} ; $P_{\text{б}}$ — показатель трудности бурения породы; $d_{\text{д}}$ — принятый диаметр долота, м; w — энергия единичного удара пневмоударника, Дж; n_y — частота ударов пневмоударника, с^{-1} ; k_1 — коэффициент (при $P_{\text{б}} = 10 \div 14$ — $k_1 = 1$; при $P_{\text{б}} = 15 \div 17$ — $k_1 = 1,05$; при $P_{\text{б}} = 18 \div 20$ — $k_1 = 1,1$); $k_{\text{ф}}$ — коэффициент, зависящий от формы буровой коронки (при трехперой коронке $k_{\text{ф}} = 1$; при крестовой $k_{\text{ф}} = 1,1$).

Основные режимные параметры процесса бурения ($P_{\text{ос}}$ и $n_{\text{в}}$) при шарошечном бурении принимаются в соответствии с $P_{\text{б}}$ и технической характеристикой бурового станка. Оптимальную величину удельного усилия подачи при шарошечном бурении можно принимать по данным Приложения 3 и табл. 4 или 5 Приложения 4. Частоту вращения следует принимать в пределах от $0,8 \div 1$ до $2 \div 2,5 \text{ с}^{-1}$ (частота вращения снижается по мере увеличения показателя $P_{\text{б}}$ и величины $P_{\text{ос}}$).

При шнековом бурении величину удельного осевого усилия на 1 см диаметра резца следует принимать в пределах от 0,5 до 5,0 кН/см при $P_{\text{б}} < 5$ и до $6 \div 8$ кН/см при $P_{\text{б}} = 6 \div 8$. При выборе частоты вращения бурового става необходимо руководствоваться тем же подходом, что и при шарошечном бурении.

Принимаемые значения осевого усилия и частоты вращения бурового става должны соответствовать техническим возможностям бурового станка.

При пневмоударном бурении значения w и n_y следует принимать в соответствии с технической характеристикой пневмоударника (табл. 7 Приложения). Частоту вращения бурового става при $P_{\text{б}} = 10 \div 14$ возможно принимать равной от 1,5 до $0,7 \text{ с}^{-1}$, а при $P_{\text{б}} = 14 \div 20$ она снижается до $0,7 \div 0,3 \text{ с}^{-1}$.

2. Определение сменной производительности бурового станка.

Производится по выражению

$$Q_{\text{см}}^{\text{б}} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{п-з}} + T_{\text{р}})}{t_0 + t_{\text{в}}}, \text{ м/смену}, \quad (4.5)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены, ч ($T_{\text{см}} = 8$ ч); $T_{\text{п-з}}$ и $T_{\text{р}}$ — соответственно, продолжительность подготовительно заключительных операций и регламентированных перерывов, ч ($T_{\text{п-з}} = 0,5$ ч; $T_{\text{р}} = 0,15$ ч); t_0 и $t_{\text{в}}$ — соответственно, затраты времени на чистое бурение и на выполнение вспомогательных операций, приходящихся на 1 п.м скважины, ч/м.

Основное (чистое) время бурения 1 п.м скважины составляет:

$$t_0 = \frac{1}{v_{\text{б}}}, \text{ ч/м}, \quad (4.6)$$

где $v_{\text{б}}$ — техническая скорость бурения, м/ч.

Затраты времени на выполнение вспомогательных операций:

- а) при шарошечном бурении $t_b = 0,01 \div 0,015$ ч/м;
- б) при шнековом бурении $t_b = 0,015 \div 0,02$ ч/м;
- в) при пневмоударном бурении $t_b = 0,025 \div 0,03$ ч/м.

3. Суточная производительность бурового станка

$$Q_{сут}^b = Q_{см}^b n_{см}, \text{ м / сутки}, \quad (4.7)$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен станка в сутки ($n_{см} = 2$).

4. Годовая производительность бурового станка:

$$Q_{год}^b = Q_{сут}^b N_p, \text{ м / год}, \quad (4.8)$$

где N_p — число рабочих дней в году.

Число рабочих дней бурового станка в году подсчитывается, исходя из календарного времени года за вычетом выходных и праздничных дней (без учета затрат времени на ремонты станка).

Практическая работа №5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Общие положения и исходные данные

Расчет параметров буровзрывных работ производится на основе учета важнейших технологических характеристик взрывааемых горных пород и условий осуществления выемочно-погрузочных работ, к которым, прежде всего, относятся основные параметры выемочно-погрузочных машин, применяемых при выемке взорванных пород.

Определение необходимой степени дробления пород взрывом

В соответствии с емкостью ковша экскаватора размер кондиционного куска определяется по зависимости:

$$d_k \leq 0,75 \cdot \sqrt[3]{E}, \text{ м} \quad (5.1)$$

где E - емкость ковша экскаватора, м^3 .

Размер кондиционного куска определяется также по вместимости кузова автосамосвала и приемного отверстия дробилки. При этом в преобладающем большинстве случаев наименьшее значение из полученных d_k получается именно по условиям применения экскаватора.

Для выполнения практической работы принимаем экскаватор из условия чтобы высота черпания экскаватора не превышала заданную высоту уступа т.е. $H_y \leq H_{ч}$.

Средний линейный размер куска, служащий показателем интенсивности дробления:

$$d_{cp} = \frac{1}{2} \cdot d_k, \text{ м} \quad (5.2)$$

Необходимая степень дробления горной массы:

$$N = 240 - 110 \cdot \lg d_{cp} + 5,5 \cdot (\lg d_{cp})^2 \quad (5.3)$$

где d_{cp} - средний линейный размер куска, см.

Рассчитывается эталонный удельный расход ВВ, г/м^3

$$q_э = 0,2 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 0,002 \cdot \gamma, \quad (5.4)$$

где $\sigma_{сж}, \sigma_{сд}, \sigma_p$ – предел прочности породы в естественном состоянии, МПа.

Выбор взрывчатых веществ

Начальное давление:

$$P_H = 0,00126 \cdot \gamma \cdot C_p - 1700, \text{ МПа} \quad (5.5)$$

где C_p – скорость продольных волн для данных пород, м/с.

Скорость детонации:

$$D = 2 \sqrt{\frac{g}{\Delta} \cdot P_n \cdot 10^5}, \text{ м/с} \quad (5.6)$$

где g - ускорение силы тяжести, м/с²;

Δ - плотность ВВ при зарядании, кг/м³.

Теплота взрыва:

$$Q_v = \frac{g \cdot (126 \cdot \gamma \cdot C_p - 1,7 \cdot 10^8)}{(\kappa - 1) \cdot \Delta}, \text{ Дж/кг} \quad (5.7)$$

где κ - показатель политропы, принимается $\kappa=3$ в начальной стадии и $\kappa=1,25 \div 1,40$ в конечной стадии расширения продуктов взрыва.

Из числа выпускаемых промышленностью выбираются типы ВВ. Энергетические характеристики некоторых видов ВВ представлены в таблице 17 Приложения 4 [14].

При выборе взрывчатых веществ необходимо также обращать внимание на наличие в непосредственной близости от горнодобывающего предприятия заводов по производству эмульсионных ВВ. При прочих равных условиях применение данных взрывчатых веществ, как правило, является более экономически целесообразным по сравнению с ВВ промышленного изготовления.

Замена одного типа ВВ другим целесообразна при условии [9]:

$$\frac{(C_{ВВ1} + C_{\delta})}{Q_1} > \frac{(C_{ВВ2} + C_{\delta})}{Q_2}$$

где $C_{ВВ1}$, $C_{ВВ2}$ - стоимость 1 кг ВВ соответственно первого и второго типов, руб.;

C_{δ} - удельная стоимость бурения для размещения 1 кг ВВ, руб.;

Q_1 , Q_2 - теплота взрыва ВВ соответственно первому и второму типам, кДж/кг.

Расчет удельного расхода ВВ

Для расчета удельного расхода ВВ применяются различные методы, основанные на определении энергетических затрат на разрушение пород, учете конкретных условий ведения взрывных работ.

Методика проф. В.Н. Мосинца

Удельный расход ВВ должен учитывать энергозатраты на дробление пород до заданной кусковатости и перемещение взорванной горной массы при формировании развала, требуемой ширины и высоты.

$$q = q_{др} + q_{п}, \text{ кг/м}^3 \quad (5.8)$$

где $q_{др}$ – удельный расход ВВ на дробление, кг/м³;

$q_{п}$ – удельный расход ВВ на перемещение взорванной горной массы, кг/м³.

$$q_{др} = \frac{1800 \cdot (\sqrt{f} + 0,16 \cdot 1g V_n) \cdot N}{Q_v^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3 \quad (5.9)$$

где f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодяконова;

V_n – скорость нагружения массива при взрыве, (для промышленных ВВ $V_n=10^3-10^4$ кгс/(см² с));

η - коэффициент полезного действия взрыва ($\eta=0,04-0,05$).

Находим возможную скорость разлета кусков взорванной породы:

$$V_0 = \frac{72000}{\gamma} \cdot q_{др}, \text{ м/с} \quad (5.10)$$

где γ - плотность взрывааемых пород, кг/м³.

Удельный расход ВВ на перемещение взорванных пород:

$$q_{п} = \frac{\gamma \cdot \ln K_p \cdot V_0^2}{Q_v^{1+\eta} \cdot 2g}, \text{ кг/м}^3 \quad (5.11)$$

где K_p - коэффициент разрыхления.

Методика Гипроруды

Расчетный удельный расход ВВ определяют по формуле:

$$q_p = q_э * K_p * K_{д.с.} * K_{ВВ}, \text{ кг/м}^3, \quad (5.12)$$

где $q_э$ – удельный расход эталонного ВВ (аммонита 6 ЖВ), кг/м³, принимаемый по табл. 11, 12 Приложения 4;

K_p – поправочный коэффициент на размер кондиционного куска, принимаемый равным 1,73; 1,33; 1,13; 1; 0,87 при размерах кондиционного куска соответственно 0,25; 0,5; 0,75; 1; 1,5 м;

$K_{д.с.}$ – поправочный коэффициент на диаметр скважины, принимаемый по табл. 10 Приложения 4;

$K_{ВВ}$ – поправочный коэффициент от эталонного ВВ к применяемому, принимается по табл. 15 Приложения 4.

Методика академика В.В.Ржевского

Удельный расход ВВ определяется по следующей формуле:

$$q_p = q_э * K_{ВВ} * K_d * K_T * K_{з.с.} * K_v * K_{сп}, \text{ г/м}^3 \quad (5.13)$$

где $q_э$ – эталонный расход ВВ, г/м³ (табл. 17 Приложения 4);

$K_d = 0,5/d_{ср}$ - коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления;

$K_T = 1,2 * l_0 + 0,2$ – коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива;

l_0 - средний размер отдельностей в массиве, м;

$K_{з.с.}$ - коэффициент, учитывающие требуемую степень сосредоточение заряда ВВ, принимаемый по табл. 14 Приложения 4;

K_v - коэффициент влияния объема (при высоте уступа до 15-18 м $k_v = \sqrt[3]{15/h_y}$; при высоте

более 15-18 м $k_v = \sqrt[3]{h_y/15}$;

$K_{сп}$ - коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей при взрыве (при двух $K_{сп} = 8$; при трех $K_{сп} = 6$; при четырех $K_{сп} = 4$; при пяти $K_{сп} = 2$; при шести $K_{сп} = 1$).

Методика МГИ и ВНИИЦветмета

Расчетный удельный расход ВВ определяется по формуле полученной на основе обобщения большого количества экспериментов и содержащих ряд эмпирических соотношений, кг/м³:

$$q_p = 0,13 * \gamma * \sqrt[4]{f} * (0,6 + 3,3 * 10^{-3} * l_0 * d_3) * \left(\frac{0,5}{d_k} \right)^{2/5} * K_{ВВ}, \text{ кг/м}^3 \quad (5.14)$$

где l_0 – средний размер отдельности, м;

d_k – размер кондиционного куска, м;

d_3 – диаметр заряда, мм;

γ – плотность пород, т/м³;

f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протождяконова.

Полученные по вышеприведенным методикам значения удельного расхода ВВ как правило отличаются. Итоговое значение удельного расхода ВВ может быть получено как среднеарифметическое от значений полученных по расчетным методикам. При этом значения отличающиеся более чем на 30% выбраковываются, для повышения достоверности результата.

В соответствии с рекомендациями Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности удельный расход ВВ может быть принят по таблице 17 Приложения 4 в зависимости от физико-механических характеристик разрабатываемых пород и умножен на поправочный

коэффициент к применяемому типу ВВ (табл 15 Приложения 4).

Окончательно удельный расход ВВ по видам работ для конкретных условий уточняется по результатам опытных взрывов.

Расчет параметров скважинных зарядов

Диаметр скважины [13, 20]:

$$d_{\text{скв}} = \frac{C + H_y \cdot \text{ctg}\alpha}{50 \cdot K_n \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}}, \text{ м} \quad (5.15)$$

где C - расстояние от верхней бровки уступа до скважины, м;

H_y - высота уступа, м;

γ - плотность пород, т/м³;

α - угол откоса уступа, град;

Δ - плотность ВВ в заряде, т/м³;

K_n - коэффициент, учитывающий уменьшение плотности взрываемого массива за счет трещиноватости ($K_n = 1,0-1,2$). Для монолитных $K_n = 1,0$; для трещиноватых $K_n = 1,1$; для сильно трещиноватых $K_n = 1,2$;

Диаметр вертикальных скважин, обеспечивающий нормальную проработку подошвы уступа [17]:

$$d_{\text{скв}} = \frac{(C + H_y \cdot \text{ctg}\alpha) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)} \quad (5.16)$$

где γ - плотность пород, т/м³;

m - коэффициент сближения скважин ($m = 0,85-1$ - для трудновзрываемых пород; $m = 1,1$ для средневзрываемых пород; $m = 1,1-1,2$ для легковзрываемых пород).

Диаметр скважины при котором максимально используется ее объем [20]:

$$d_{\text{скв}} = 28H_y \cdot \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}} \quad (5.16)$$

Расчетный диаметр скважины округляется до ближайшего стандартного значения соответствующего принятому типу и модели бурового станка и бурового инструмента. Для бурения скважин в скальных вскрышных породах и рудных массивах могут быть приняты разные модели буровых станков. Технические характеристики некоторых моделей буровых станков Российского и импортного производства представлены в приложении 3.

Расчет величины линии сопротивления по подошве

При определении величины сопротивления по подошве уступа и использовании вертикальных скважин необходимо проверить, не превышает ли величина W_6 , найденная по условию минимально допустимого расстояния от скважины первого ряда до верхней бровки уступа), величину W , исключающую образование порогов в подошве уступа.

Линия наименьшего сопротивления по подошве (ЛСПП) определяется величиной удельного расхода ВВ и вместимости скважин:

$$W = \frac{\sqrt{0,25 \cdot P^2 + 4 \cdot P \cdot q \cdot H_y \cdot L_{\text{скв}} \cdot 0,5q}}{2 \cdot q \cdot H_y}, \text{ м}, \quad (5.17)$$

где p - вместимость 1 пог. м скважины в зависимости от диаметра скважины и плотности заряжения Δ :

$$P = \frac{\pi d_{\text{скв}}^2}{4} \Delta \quad (5.18)$$

q - расчетный удельный расход ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$) при коэффициенте работоспособности $K_{\text{ВВ}} \sim 1$;

H_y - высота уступа, м;

$L_{\text{СКВ}}$ - глубина скважины, м.

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определить предельную величину ЛСПП с учетом взаимодействия соседних зарядов по формуле:

$$W = \frac{\sqrt{0,56 \cdot P^2 + 4 \cdot m \cdot P \cdot q_p \cdot H_y \cdot L_{\text{СКВ}} - 0,75P}}{2m \cdot q \cdot H_y} \quad (5.19)$$

где m – коэффициент сближения зарядов ($0,85 \div 1,1$).

Расчетная величина ЛСПП (м) не должна превышать предельное значение, определяемое по формуле С.А.Давыдова:

$$W = 53K_T \cdot d_{\text{СКВ}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot K_{\text{ВВ}}}}, \text{ м}, \quad (5.20)$$

где K_T – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива (для сильнотрещиноватых пород I и II категорий $K_T=1,2$; для пород средней трещиноватости III категории $K_T=1,1$; для крупноблочных и монолитных пород IV и V категорий $K_T=1,0$);

Δ - плотность заряда ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

γ – плотность пород, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент эталонного ВВ к применяемому.

Расчитанная величина ЛСПП не должна превышать фактической величины по условиям безопасности:

$$W_0 = H_y \cdot \text{ctg} \alpha + C, \text{ м}, \quad (5.21)$$

где H_y - высота уступа, м;

α - угол откоса уступа, град;

$C \geq 2$ м - безопасное расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа, м.

Проверяется выполнения условия $W \geq W_0$ для скальной вскрыши и руды, при невыполнении условия следует пересмотреть принятую величину линии сопротивления по подошве, либо применять специальные мероприятия к которым, например, относятся:

- бурение парносближенных или строенных скважин на расстоянии $(4...6)d_{\text{СКВ}}$ одна от другой; при этом следует увеличить ЛСПП для парносближенных скважин - в 1,4 раза, для строенных - 1,7 раза;

- бурение по нижней бровке уступа вспомогательных (врубовых) скважин;

- бурением наклонных скважин.

Для наклонных скважин ЛСПП рекомендуется определять по формуле:

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{P}{q}} \cdot \frac{1}{\sin \beta}, \text{ м}, \quad (5.22)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, град.

Расстояние между скважинами в ряду определяется коэффициентом сближения скважин m .

Для зарядов нормального дробления коэффициент сближения принимается в зависимости от диаметра взрывных скважин d , [1]:

$$a = m \cdot W = \frac{0,5 \cdot W}{\sqrt[3]{d}} \text{ или } a = \sqrt{\frac{\pi \cdot r^2 \Delta \cdot l_{\text{зар}}}{q \cdot H_y}} \quad (5.23)$$

где W - линия сопротивления по подошве, м;

r - радиус заряда, м;

Δ - плотность заряжения $\text{т}/\text{м}^3$;

$l_{\text{зар}}$ - длина заряда, м;

q - расчетный удельный расход ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$) при коэффициенте работоспособности $K_{\text{ВВ}} = 1$ (табл. 15 Приложения 4).

При диаметре скважин 250 мм коэффициент сближения m следует принимать равным 0,8, при диаметре скважин 220 мм - 0,86.

Для парносближенных и строенных скважин расстояние между ними в ряду следует увеличивать соответственно в 1,4 раза и 1,5 раза.

Расстояние между рядами скважин рекомендуется принимать:

- при многорядном короткозамедленном взрывании $b=(0,85 \cdot n) \cdot a$;
- при шахматной сетке $b = 0,85 \cdot a$;
- при квадратной сетке $b = a$.

При этом коэффициент сближения скважин в последующих после первого рядах принимать равным 1.

Конструктивные параметры скважинных зарядов

Длина перебура скважины как правило составляет:

$$l_{\text{п}} = (10 - 15) \cdot d_{\text{СКВ}}, \text{ м} \quad (5.24)$$

Расчетным способом величина перебура определяется по формуле:

$$l_{\text{п}} = \frac{W^3 \cdot \sin^2 \alpha \cdot q \cdot f(n)}{500 \pi \cdot d_{\text{СКВ}}^2 \cdot \Delta} \quad (5.25)$$

где α – угол откоса уступа, град;

n – показатель действия взрыва, $f(n) = 0,2-0,8$;

W - линия сопротивления по подошве, м;

Δ - плотность заряжения $\text{кг}/\text{м}^3$;

$d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважинного заряда, м;

q - расчетный удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Глубина скважины:

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{H_y}{\sin \alpha_{\text{СКВ}}} + l_{\text{п}}, \text{ м} \quad (5.26)$$

где $\alpha_{\text{СКВ}}$ - угол наклона скважины к горизонту, град.

Устья заряженных скважин следует заполнять забойкой из бурового шлама, песчано-глинистой или другой инертной смеси. Длину забойки следует принимать равной $(20 \div 30) \cdot d_{\text{СКВ}}$.

Также высоту забойки можно определить по формуле:

$$l_{\text{заб}} = 24d_{\text{СКВ}} - 2,3K_p + 3, \text{ м}, \quad (5.27)$$

где $d_{\text{СКВ}}$ - диаметр скважины, м;

$K_p = 1,3 \div 1,5$ - коэффициент разрыхления.

Масса заряда в скважине первого ряда:

$$Q_3 = q \cdot W \cdot a \cdot H_y, \text{ кг} \quad (5.28)$$

Масса заряда в скважине второго и последующих рядов:

$$Q_3 = q \cdot b \cdot a \cdot H_y, \text{ кг} \quad (5.29)$$

Длина заряда в скважине:

$$l_{\text{зар}} = \frac{Q_3}{P}, \text{ м} \quad (5.30)$$

Полученная длина заряда проверяется по условию:

$$l_{\text{зар}} \leq (l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}) \quad (5.31)$$

Конструктивно скважинный заряд может быть сплошным или рассредоточенным. В последнем случае основной заряд размещается в нижней части скважины и составляет:

$$Q_{31} = (0,6 \div 0,7) \cdot Q_3. \quad (5.32)$$

Оставшееся ВВ может рассредотачиваться в зависимости от цели взрыва и крепости пород в

виде одного или двух зарядов общим весом:

$$Q_{3,2} = (0,3 \div 0,4) \cdot Q_3 . \quad (5.33)$$

Распределение скважинного заряда воздушными промежутками или промежутками, заполненными инертными материалами, позволяет увеличить зону регулируемого дробления пород.

Суммарная длина воздушных промежутков составляет:

$$h_{\text{вп}} = (0,17 - 0,35) \cdot \lambda_{\text{зар}} . \quad (5.34)$$

При взрывании пород ниже средней крепости следует ориентироваться на нижний предел $h_{\text{вп}}$, а при взрывании крепких и весьма крепких пород - на верхний предел $h_{\text{вп}}$.

Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов

Интервал замедления:

$$\tau_3 = \kappa_\tau \cdot W , \text{ мс} \quad (5.35)$$

где κ_τ - коэффициент, зависящий от взрывающей породы, принимается по табл. 18 Приложения 4.

Полученный интервал замедления округляют до ближайшего стандартного, согласно принятой системе инициирования зарядов.

Параметры развала взорванной горной массы

Ширина развала при многорядном короткозамедленном взрывании без подпорной стенки:

$$B_M \cong k_3 \cdot B_0 + (n - 1) \cdot b , \text{ м} \quad (5.36)$$

где n - число рядов скважин;

b -расстояние между рядами скважин;

k_3 -коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления.

Время замедления, мс	0	10	25	50	75 и более
Величина k_3	1	0,95	0,9	0,85	0,8

$$B_0 = k_b \cdot k_\beta \sqrt{q} \cdot H_y \quad (5.37)$$

где k_b - коэффициент, характеризующий взрываемость породы ($K_b=3; 2,5; 2$ - соответственно для легко-, средне- и трудновзрываемых пород.);

k_β - коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту.

$$k_\beta \cong 1 + 0,5 \sin 2 \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right) \quad (5.38)$$

При вертикальных скважинах $k_\beta = 1$

Ширина развала должна обеспечить оптимальной работой экскаватора, т.е. быть кратной ширине заходки экскаватора:

$$N = \frac{B_M}{(1,5-1,7) \cdot R_{\text{чы}}} , \text{ м} \quad (5.39)$$

где $R_{\text{чы}}$ - радиус черпания экскаватора на уровне установки, м;

N - число заходов экскаватора.

Кратность ширины развала количеству заходов экскаватора достигается путем подбора количества рядов скважин в формуле 5.36. При приближении расчетного числа заходов экскаватора по развалу к целому числу последняя заходка может приниматься узкой либо

широкой. При определении ширины развала для конкретных горнотехнических условий необходимо также учитывать фактическую ширину рабочей площадки горизонта для которого осуществляется расчет параметров буровзрывных работ (БВР).

Высота развала при многорядном взрывании:

$$H_p = 0,9 \cdot H_y, \text{ м} \quad (5.40)$$

Ширина взрываемого блока:

$$\text{Ш}_{\text{вб}} = [W + (n - 1) \cdot b], \text{ м} \quad (5.41)$$

Выход взорванной массы с 1м скважины:

$$V_{\text{гм}} = \frac{(W + (n_p - 1) \cdot b) \cdot a_{\text{ср}} \cdot H_y}{n_p \cdot l_{\text{ср}}}, \text{ м}^3/\text{м} \quad (5.42)$$

где W - сопротивление по подошве первого ряда, м;

n_p - количество рядов взрываемых скважин;

b - расстояние между рядами скважин, м;

$a_{\text{ср}}$ - среднее расстояние между скважинами в ряду, м;

H_y - высота уступа, м;

$l_{\text{ср}}$ - средняя глубина скважин, м.

Объем взрываемого блока:

$$V_{\text{вб}} = H_y \cdot \text{Ш}_{\text{вб}} \cdot L_{\text{вб}}, \text{ м}^3 \quad (5.43)$$

где H_y - высота уступа;

$\text{Ш}_{\text{вб}}$ - ширина взрываемого блока, м;

$L_{\text{вб}}$ - длина взрываемого блока, м.

Количество ВВ, необходимое для заряжания взрываемых блоков:

$$Q_{\text{вв}} = V_{\text{вб}} \cdot q, \text{ кг} \quad (5.44)$$

где q - удельный расход, кг/м³.

Потребный объем бурения на годовую производственную мощность карьера:

$$L_{\text{гк}} = \frac{Q_{\text{к}}}{V_{\text{гм}}} \quad (5.45)$$

где $Q_{\text{к}}$ - производительность карьера, м³/год (принимается по результатам практической работы №1);

$V_{\text{гм}}$ - выход взорванной горной массы с 1 п.м скважины, м³/год.

Годовая производительность бурового станка, м/год:

$$L_{\text{гст}} = Q_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N \cdot K_{\text{и}}, \quad (5.46)$$

где $Q_{\text{см}}$ - сменная производительность бурового станка, м/см (принимается по результатам практической работы №4)

$n_{\text{см}}$ - количество рабочих смен в сутки;

N - количество рабочих дней в году;

$K_{\text{и}}$ - коэффициент использования бурового станка.

Необходимое количество рабочих станков

$$N_{\text{ст}} = \frac{L_{\text{ГК}}}{L_{\text{ГСТ}}} \quad (5.47)$$

Инвентарный парк буровых станков должен на 15-20% превышать расчетное количество. Расчетное количество буровых станков округляется до целого числа в большую сторону.

Если месторождение представлено пожароопасными рудами, то необходимо разрабатывать мероприятия, обеспечивающие безопасность при ведении взрывных работ, соответствующие требованиям нормативных документов, определяющих требования безопасного ведения взрывных и открытых горных работ.

В соответствии с принятым в практической работе $t_{\text{зам}}$ выбираются средства короткозамедленного взрывания: с использованием детонирующего шнура и пиротехнических реле замедлителей, с использованием неэлектрических систем инициирования зарядов (НСИ) типа НОНЕЛЬ или ее отечественных аналогов СИНВ и ЭДИЛИН или с помощью электронных электродетонаторов.

Оформление графической части работы

В соответствии с установленными параметрами скважинных зарядов, параметрами их расположения на уступе и принятой схемой короткозамедленного взрывания приводится графическое представление параметров буровзрывных работ.

Для этого на отдельном листе формата А4 в масштабе от 1:200 до 1:500 (в зависимости от высоты уступа) вычерчивается схема взрываемого блока с нанесением численных значений всех установленных параметров (рис. 5.1). На схему наносится принятая конструкция зарядов (сплошной или рассредоточенный), параметры скважинных зарядов также наносятся на схему. Также студенты самостоятельно вычерчивают схемы монтажа взрывной сети (ВС) при применении НСИ и при применении ДШ. Схемы монтажа ВС также вычерчиваются в указанном выше масштабе.

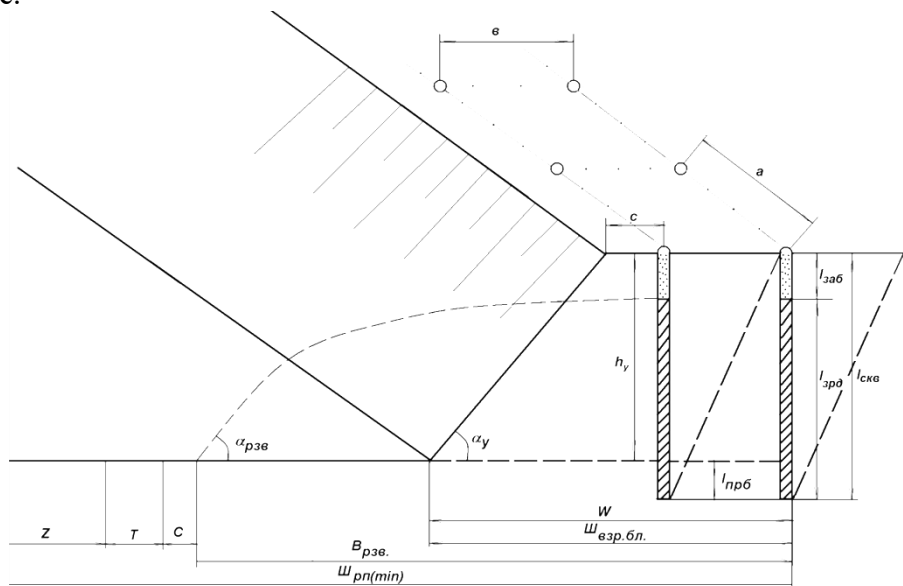


Рис. 5.1 Основные параметры взрывных скважин и блока

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ И ЗАХОДОК ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Общие положения и исходные данные

Целью данной работы является изучение подходов к определению основных параметров забоев и заходок карьерных экскаваторов в соответствии с технологическими свойствами пород и характеристиками экскаваторов, а также освоение методики расчета производительности экскаваторов.

Технологические параметры экскаватора

На рис. 6.1 показаны основные рабочие параметры карьерной механической лопаты.

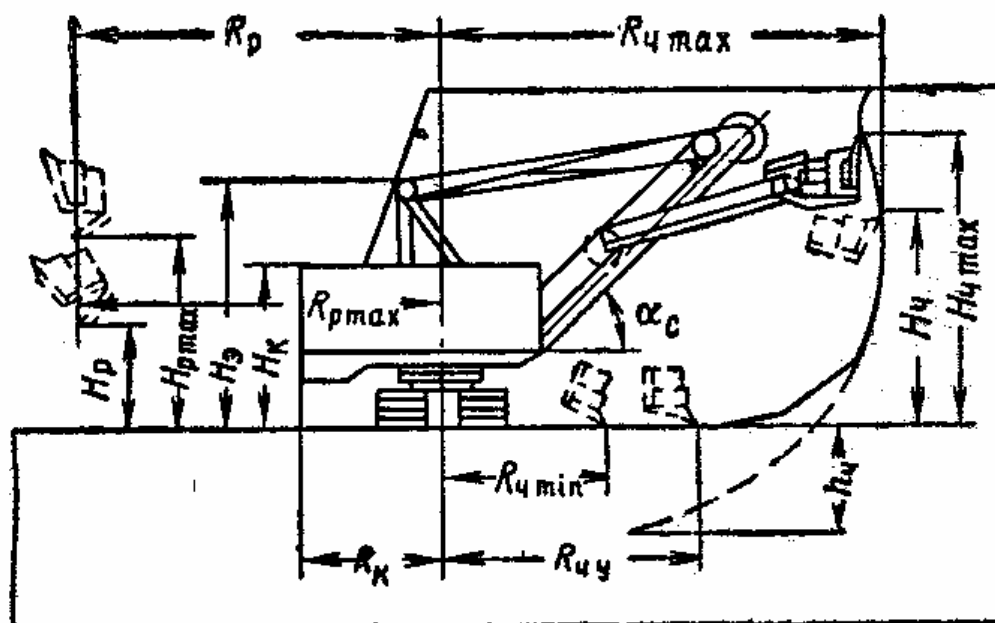


Рис. 6.1 Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов

$R_{ч}^{max}$ — максимальный радиус черпания, м; $R_{чy}$ радиус черпания на уровне стояния экскаватора, м; R_p^{max} максимальный радиус разгрузки, м; R_p — радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м; R_k — радиус вращения кузова, м; $H_{ч}^{max}$ — максимальная высота черпания, м; H_p^{max} максимальная высота разгрузки, м; H_p — высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м.

Расчеты производятся для модели экскаватора, принятой в практической работе №5.

Обычно при разгрузке экскаватора в железнодорожный транспорт применяют нормальные заходки для сокращения числа переукладок забойного пути.

Ширина нормальной заходки:

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{чy}, \text{ м} \quad (6.1)$$

где $R_{чy}$ - радиус черпания на уровне установки экскаватора, м.

Ширина торцевого забоя для экскаватора при разгрузке породы в автомобильный транспорт:

$$A = (0,5 \div 1,0) \cdot R_{чy}, \text{ м} \quad (6.2)$$

Максимальная высота забоя соответствует максимальной высоте черпания экскаватора.

Теоретическая производительность экскаватора – количество продукции (в тоннах или кубических метрах), которое может быть выработано в единицу времени (обычно за час) при

непрерывной его работе. Условия работы берутся предположительно одинаковыми для всех машин, коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы принимаются равными единице. У одноковшовых экскаваторов при расчете теоретической производительности принимаются: одинаковыми угол поворота на выгрузку (90°), высота черпания (до уровня напорного вала) и номинальными скорости рабочих движений и удельные сопротивления породы копанию.

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{ци}}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (6.3)$$

где E – емкость ковша экскаватора, м^3 ;

$t_{\text{ци}}$ – паспортная продолжительность цикла экскаватора, с.

Техническая производительность экскаваторов – является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горно-технических условиях, т.е. конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов.

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 \cdot E \cdot k_{\text{э}} \cdot k_{\text{ТВ}}}{t_{\text{ц}}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (6.4)$$

где $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскаватора, с. $t_{\text{ц}} \approx 1,3 \div 1,5 t_{\text{ци}}$;

$k_{\text{э}} = k_{\text{н}}/k_{\text{р}}$ – коэффициент экскавации;

$k_{\text{ТВ}}$ – коэффициент влияния технологии выемки.

Значения $k_{\text{н}}$, $k_{\text{р}}$, $k_{\text{ТВ}}$ следует принимать по данным прил. 7, 8, 9. При этом значение диаметра среднего куска взорванной породы ориентировочно можно принять в соответствии с принятым в работе № 5 коэффициентом, учитывающим требуемую степень дробления породы $k_{\text{д}}$ исходя из соотношения

$$d_{\text{ср}} = \frac{l_{\text{ср}}^{\text{тр}}}{k_{\text{д}}}, \text{ м},$$

где $l_{\text{ср}}^{\text{тр}}$ – среднее расстояние между трещинами в массиве (принимается из условий задания).

При выемке мягких пород коэффициент наполнения ковша можно принимать равным 1,0-4,1, а коэффициент разрыхления породы в ковше — 1,1-1,3.

Эксплуатационная производительность экскаваторов – это действительный объем горной массы, отработанный экскаватором за определенный период эксплуатации. Она рассчитывается с учетом неизбежных организационных и технологических простоев: потерь времени на приемку смены и осмотр машины, смазку, обмен подвижного состава. Эксплуатационная производительность численно меньше технической. Ее величина отражает совершенство организации работы экскаватора и всех обслуживающих его машин.

Эксплуатационная производительность экскаваторов может быть сменной, месячной и годовой (в последних случаях учитываются потери времени на ремонтные осмотры, текущие и капитальные ремонты). В наибольшей мере характеризует организацию работы на данном предприятии (не только по добыче полезного ископаемого, но и по обслуживанию экскаваторов, снабжению их запасными частями) годовая производительность экскаватора.

Эксплуатационная производительность экскаватора:

$$Q_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц}}} \cdot \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} \cdot K_{\text{и}} \cdot T_{\text{см}}, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (6.5)$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, с;

$\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} = K_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации;

$K_{\text{и}} = 0,75$ – коэффициент использования оборудования;

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

$$T_{ц} = t_{ч} + t_{пов} + t_{разгр}, \quad (6.6)$$

где $t_{ч} = \frac{П_{эл}}{П_{эп}} \cdot t_{чп} \cdot K_p$, с;

$П_{эл}$, $П_{эп}$ - показатели трудности экскавации фактический и паспортный. Соотношение $П_{эл}/П_{эп}$ для расчетов можно принять равным 1,4;

$t_{чп}$ - время черпания паспортное, с;

K_p - коэффициент разрыхления;

$$t_{пов} = \frac{\beta}{\beta_{п}} \cdot t_{пп}, \text{ с} \quad (6.7)$$

β , $\beta_{п}$ - фактический и паспортный углы поворота экскаватора в забое;

$t_{пп}$ - время поворота стрелы, с;

$t_{разгр}$ - время разгрузки, с;

E - емкость ковша экскаватора, м³.

Расчет количества экскаваторов

Годовая производительность экскаватора:

$$Q_3^{год} = Q_3^{см} \cdot N_{см} \cdot N_{дн}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (6.8)$$

где $Q_3^{см}$ - сменная производительность экскаватора, м³/смену;

$N_{см}$ - число рабочих смен в сутки;

$N_{дн}$ - число рабочих дней в году.

Число рабочих смен в году для экскаватора может приниматься по Приложению 10.

Эксплуатационное количество экскаваторов:

$$N_3 = \frac{Q_k}{Q_3^{год}} \quad (6.9)$$

Списочное количество экскаваторов:

$$N_c = (1,5 \div 1,2) \cdot N_3 \quad (6.10)$$

Скорость подвигания фронта забоя:

$$v_3 = \frac{Q_3}{A \cdot H_3}, \text{ м/смену} \quad (6.11)$$

Где Q_3 - сменная производительность экскаватора, м³/смену;

H_3 - высота забоя, м.

Количество экскаваторных заходов в развале:

$$N = \frac{B_p}{A} \quad (6.12)$$

где B_p - ширина развала, м

Время отработки развала:

$$T = t_1 + t_2 + \dots + t_n, \text{ смены} \quad (6.13)$$

где n - количество заходов

Время отработки одной заходки:

$$t = \frac{L_p}{v_3}, \text{ смены} \quad (6.14)$$

Пример паспорта забоя экскаватора представлен на рис. 6.2 и 6.3.

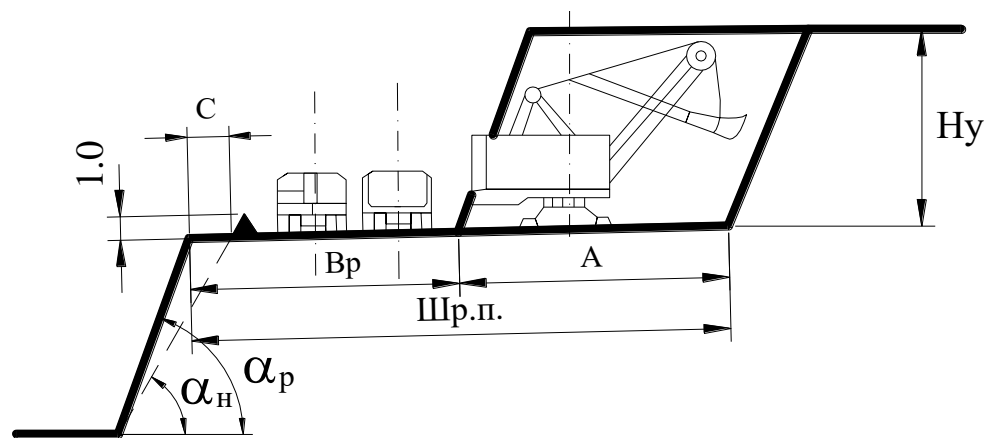
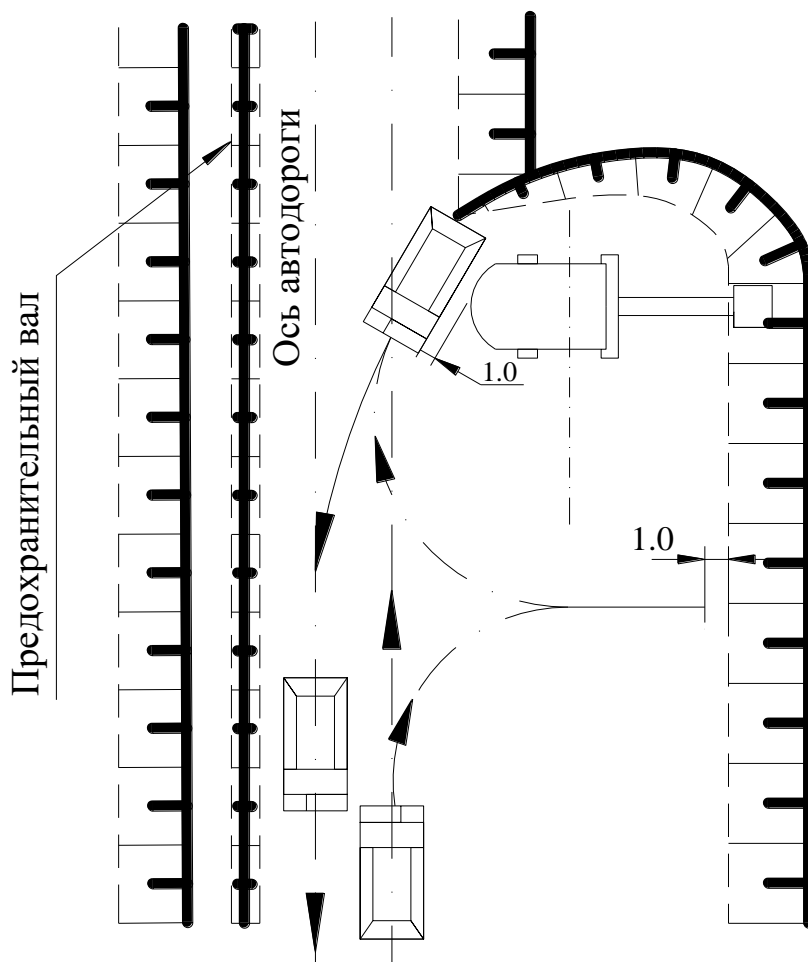


Рис. 6.2. Паспорт забоя экскаватора типа «прямая лопата» при выемке мягких пород из массива:
 H_y - высота уступа, м; α_p - угол откоса рабочего уступа, град; α_n - угол откоса нерабочего уступа, град; C - ширина призмы обрушения, м; B_p - ширина транспортной полосы, м; A - ширина экскаваторной заходки, м; $Ш_{р.п.}$ - ширина рабочей площадки, м.

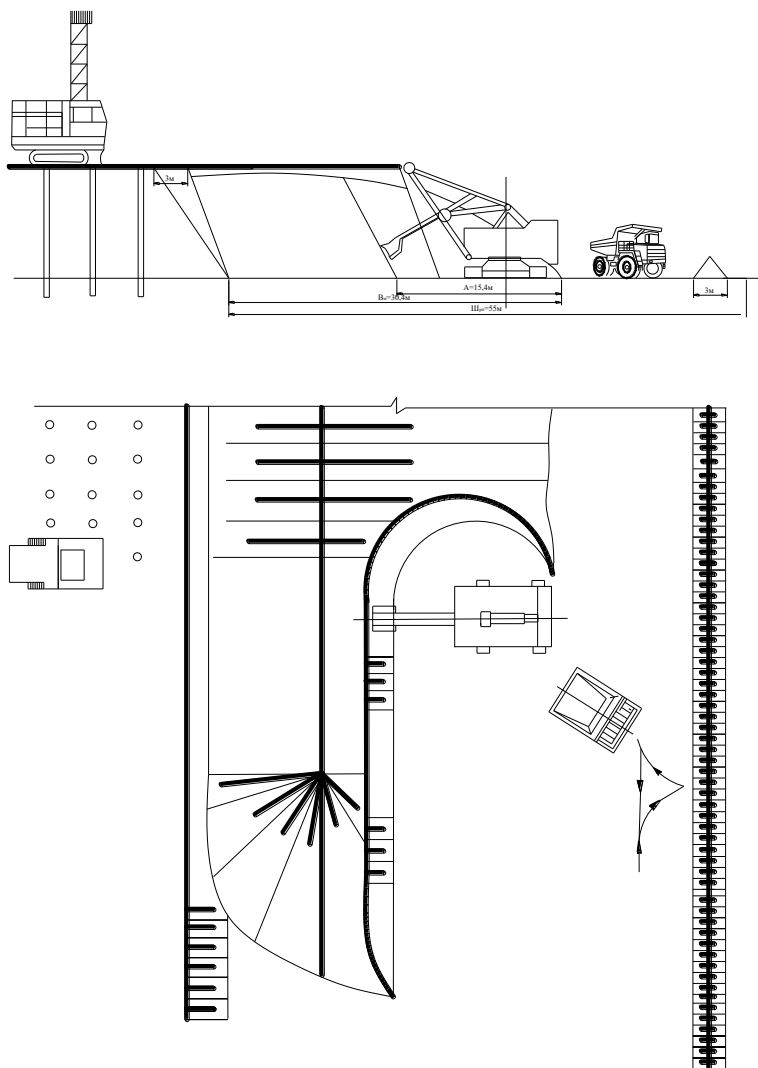


Рис. 6.3. Паспорт забоя экскаватора типа «прямая лопата» при выемке мягких пород из развала взорванной горной массы:

Длина взрываемого (экскаваторного) блока в метрах определяется по условиям обеспечения бесперебойной работы экскаватора в течение N_c суток (принимается 7-15 суток)

$$L_{вб} = \frac{N_c \cdot N_{см} \cdot Q_{э(см)}}{Ш_{вб} \cdot H_y}, \quad (6.15)$$

На основе установленных параметров забоев вычерчивается паспорт выемочно-погрузочных работ с указанием всех необходимых размеров.

Практическая работа №7

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД КОЛЕСНЫМИ ПОГРУЗЧИКАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Общие положения и исходные данные

В результате выполнения данной работы студент должен ознакомиться с условиями использования колесных погрузчиков, освоиться с его техническими характеристиками и технологическими параметрами, изучить технологию выполнения работ и научиться определять производительность машин.

В соответствии с исходными данными к заданию при использовании колесных погрузчиков необходимо:

- 1) привести техническую характеристику машин;
- 2) с учетом условий работы машин вычертить схемы выемки и перемещения породы;
- 3) рассчитать техническую, сменную и годовую (месячную) производительность погрузчика;
- 4) определить необходимый рабочий парк машин.

Содержание работы

В соответствии с указанной в условиях задания моделью погрузчика по Приложению 12 устанавливаются его основные технологические параметры и приводится техническая характеристика.

Необходимо определить производительность погрузчика при его использовании как выемочно-погрузочного и выемочно-транспортирующего оборудования.

Забой одноковшового погрузчика - торцевой, фронтальный или забой-площадка. В практике применяется ряд схем работы погрузчиков в забое (рис. 8.1). Наибольшая высота уступа 8-15 м.

Минимальная ширина заходки погрузчика, м:

$$A_{\min} = b_k + c, \quad (8.1)$$

где b_k - ширина ковша погрузчика, м;

c - наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой развала или уступа, м ($c = 0,4-0,6$ м).

Наиболее высокая производительность мощных погрузчиков достигается при ширине заходки 12-15 м, позволяющей применять рациональные схемы поворота погрузчика и автосамосвалов.

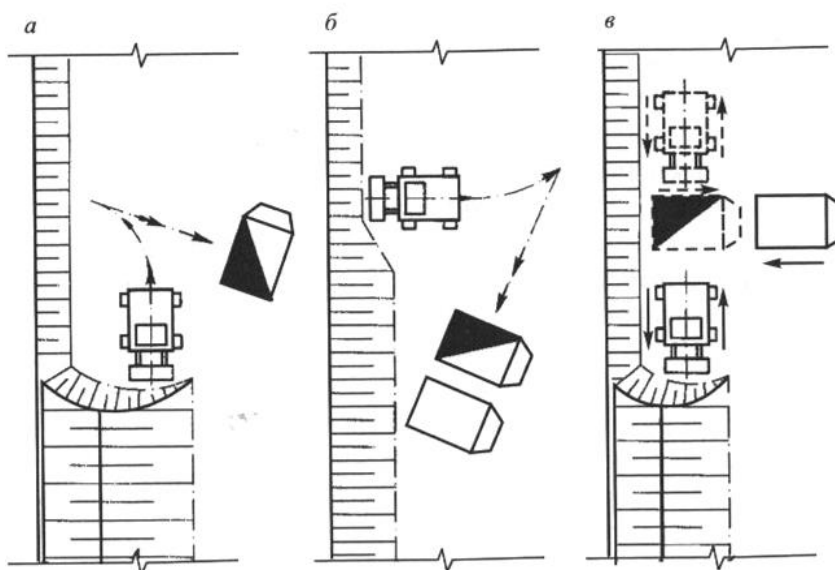


Рис. 8.1. Схемы маневрирования погрузчиков и автосамосвалов при выемочно-погрузочных работах

Определяется продолжительность рабочего цикла погрузчика

$$T_{ц} = t_{ч} \frac{2l}{V_{cp}} + t_p, c, \quad (8.2)$$

где $t_{ч}$ — время черпания, с (принимается по Приложению 13); l - расстояние транспортирования, м (из исходных данных); V_{cp} — средняя скорость движения погрузчика вперед и назад, м/с (принимается минимальная — рабочая скорость); t_p — время разгрузки, с ($t_p = 3 \div 4$ с).

Полученные значения $T_{ц}$ сопоставить с данными прил. 13.

Определяется техническая производительность погрузчика по выражению

$$Q_m = \frac{3600 E_p}{T_u}, \text{ м}^3 / \text{час}, \quad (8.3)$$

где E_p — расчетная вместимость ковша, м^3 .

Величина E_p при этом определяется по выражению

$$E_p = \frac{q_n k_{н.к}}{\gamma k_{рк}}, \text{ м}^3, \quad (8.4)$$

где q_n — номинальная грузоподъемность погрузчика, т; γ — плотность породы в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{н.к}$ и $k_{рк}$ — коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы в ковше.

Значения коэффициентов $k_{н.к}$ и $k_{рк}$ возможно принимать в соответствии с приведенной ниже таблицей

Свойства пород	Мягкие	Плотные	Скальные и полускальные		
			$d_{ср} < 0,3 \text{ м}$	$d_{ср} = 0,3 \div 0,4 \text{ м}$	$d_{ср} > 0,4 \text{ м}$
$K_{н.к}$	1,2÷1,25	1,1÷1,15	0,9÷1,0	0,7÷0,9	0,6÷0,7
$K_{рк}$	1,20÷1,25	1,25÷1,3	1,3÷1,4	1,4÷1,5	1,5÷1,7

Примечание. Более мощным погрузчикам соответствуют большие значения $k_{н.к}$ и меньшие значения $k_{рк}$

Определяются сменная и годовая производительность погрузчика

Сменная производительность

$$Q_{см} = Q_m T_{см} k_u, \text{ м}^3 / \text{см}, \quad (8.5)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч (принимать $T_{см} = 8$ ч); k_u — коэффициент использования рабочего времени погрузчика:

- при погрузке в автосамосвалы и думпкары $k_u = 0,75-0,8$;
- при разгрузке в рудоскаты и приемные бункеры дробилок $k_u = 0,85 \div 0,9$.

Годовая производительность

$$Q_{год} = Q_{см} n_{см} N_p, \text{ м}^3 / \text{год}, \quad (8.6)$$

где $n_{см}$ — количество рабочих смен в сутки ($n_{см} = 2 \div 3$); N_p — количество рабочих дней в году (при двухсменной работе с одним выходным днем при расчетах можно принимать $N_p = 250$).

Определяется рабочий парк погрузчиков по выражения

$$N = \frac{V_{год}}{Q_{год}}, \quad (8.7)$$

где $V_{год}$ — годовой объем горных работ, м^3 (принимается по расчетным данным практической работы №1).

По результатам расчетов вычерчивается паспорт выемочно-погрузочных работ с использованием погрузчика. Пример паспорта выемочно-погрузочных работ представлен на рис. 8.2.

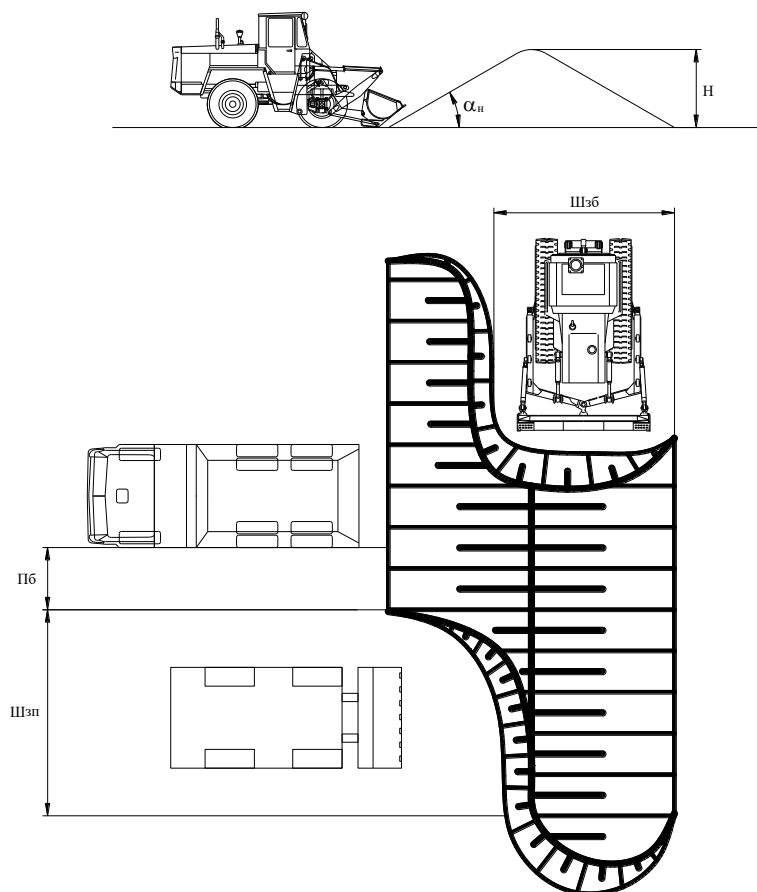


Рис.8.2. Паспорт погрузки горной массы погрузчиком и бульдозером:
 H - высота насыпи, м; α_n - угол откоса насыпи, град; P_6 - безопасное расстояние между погрузчиком и автосамосвалом, м; $Ш_{зп}$ - ширина забоя погрузчика, м;
 $Ш_{зб}$ - ширина забоя бульдозера, м.

Практическая работа №8

ВЫЕМКА ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Общие положения и исходные данные

В результате выполнения данной работы студент должен ознакомиться с условиями использования роторных экскаваторов на карьерах, с техническими характеристиками, технологическими параметрами и основными производителями данного оборудования, изучить технологию выполнения работ и научиться определять производительность машин, их количество для выполнения заданного объема работ, а также разрабатывать паспорт выполнения выемочных работ роторными экскаваторами.

В соответствии с исходными данными к заданию при использовании экскаваторов необходимо:

- привести техническую характеристику выбранного экскаватора;
- рассчитать техническую, сменную и годовую (месячную) производительность роторного экскаватора;
- определить необходимый рабочий парк машин;
- вычертить схемы выемки и погрузки породы.

Содержание работы

У роторных экскаваторов разделение функций выемки и транспортирования породы снижает по сравнению с цепными массу экскаватора на единицу производительности, позволяет увеличить

усилие черпания до 10 – 14 кгс/см² и уменьшить расход электроэнергии. Повышенные усилия копания и широкий диапазон регулирования толщины стружки позволяют экскавировать плотные и мерзлые породы ($\Pi \varepsilon < 12 \div 14$). Эффективно осуществляется роторными экскаваторами раздельная выемка. Процесс черпания сравнительно легко поддается автоматизации. Недостатки: сезонность работы при нормальных усилиях черпания, большие динамические колебания роторной стрелы у крупных моделей, затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган и конвейерные ленты экскавируемых влажных и вязких глин.

Технические характеристики роторных экскаваторов представлены в приложении 15.

Забой роторного экскаватора может быть продольным (фронтальным) или торцевым.

Фронтальный забой используется в редких случаях - при эксплуатации роторных экскаваторов на рельсовом ходу, а также при раздельной выемке.

Торцевой забой типичен для роторных экскаваторов на гусеничном и шагающем - рельсовом ходу. Отработка его производится с непрерывным поворотом роторной стрелы и горизонтальной плоскости и периодическим - в вертикальной плоскости (рис. 11.1, 11.2).

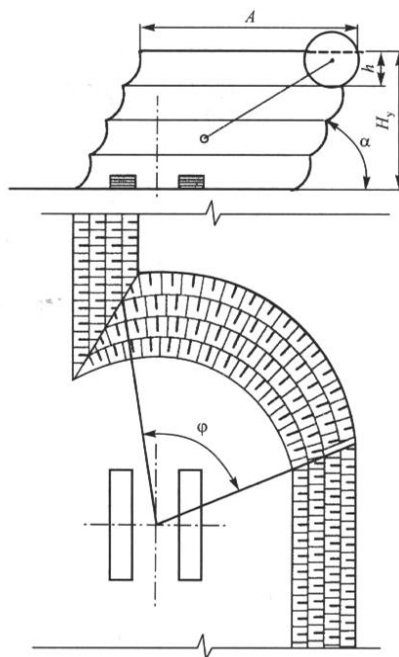


Рис. 11.1 Схема выемки породы роторным экскаватором при работе торцевым забоем

H_y – высота уступа; h – высота стружки; A - ширина заходки; α - угол откоса уступа; φ - рабочий угол поворота экскаватора

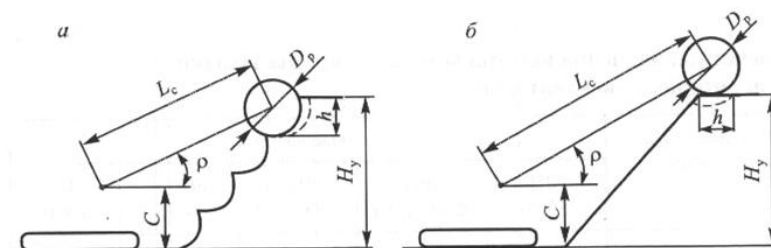


Рис. 11.2 Схемы к определению высоты уступа при выемке породы вертикальными (а) и горизонтальными (б) стружками

L_c – длина роторной стрелы; C – высота закрепления опорного шарнира стрелы; ρ – угол наклона роторной стрелы к горизонту; D_p – диаметр роторного колеса

При работе, экскаватора в торцевом забое, м:

$$A = 1,5 \cdot R_{\text{ч. max}} - h_y \text{ctg } \alpha, \quad (11.1)$$

где $R_{ч.маx}$ - максимальный радиус черпания, м;
При работе экскаватора во фронтальном забое, м:

$$A = 2 R_{ч.маx} \sin \frac{\varphi}{2}; \quad (11.2)$$

Определяем эксплуатационную производительность экскаватора по формуле, м³:

$$Q_{ч} = 60 \cdot E \cdot n_{ч} \cdot \frac{K_{н}}{K_{р}} \cdot K_{у}, \quad (11.3)$$

где E - емкость ковша экскаватора, м³;

$n_{ч}$ - число разгрузок в минуту; определяем в зависимости от плотности пород;

$K_{н}$ - коэффициент наполнения пород;

$K_{раз}$ - коэффициент разрыхления экскавируемых пород;

Число разгрузок ($n_{ч}$) определяется скоростью и шагом ковшовой цепи у цепных экскаваторов, скоростью вращения и количеством черпаков на роторном колесе у роторных экскаваторов. В легкоэкскавируемых породах число черпаний увеличивают, в трудноэкскавируемых — уменьшают.

Число разгрузок ковшей роторных экскаваторов в минуту определяют по формуле

$$n_{ч} = m \cdot N \quad (11.4)$$

где m — число ковшей на роторном колесе;

N — число оборотов роторного колеса в минуту.

$K_{н}$ - коэффициент использования экскаватора во времени $K_{н}=0,5 \div 0,9$.

Определяем суточную производительность экскаватора по формуле, м³:

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см} \cdot T_{см}, \text{ м}^3 \quad (11.5)$$

Определяем годовую производительность экскаватора по формуле, м³:

$$Q_{г} = Q_{сут} \cdot N, \text{ м}^3 \quad (11.6)$$

где N - число рабочих дней в году;

Необходимое число экскаваторов:

$$N_{э} = \frac{Q_{в}}{Q_{г}} \quad (11.7)$$

где $Q_{в}$ - объем пород, предназначенных для разработки роторными экскаваторами в течение года, м³.

При использовании в карьере роторных экскаваторов и на вскрышных и на добычных работах, расчеты выполняются отдельно для каждого вида работ.

Практическая работа №9

ВЫЕМКА ПОРОД РОТОРНЫМИ МНОГОКОВШОВЫМИ ЦЕПНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Общие положения и исходные данные

Цель работы состоит в том, чтобы научиться определять: производительность многоковшовых цепных экскаваторов, выбирать модели из существующего модельного ряда, потребное количество экскаваторов для производства работ на карьере.

В соответствии с исходными данными к заданию при использовании экскаваторов необходимо:

- привести техническую характеристику выбранного экскаватора;
- рассчитать техническую, сменную и годовую (месячную) производительность цепного экскаватора;
- определить необходимый рабочий парк машин;
- вычертить схемы выемки и погрузки породы.

Содержание работы

Цепные экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах при разработке только мягких пород с удельным сопротивлением копания, не превышающем $0,6 \div 0,7$ МПа. Они успешно работают на выемке песчано-глинистых пород и бурых углей невысокой прочности и лишь самые мощные цепные экскаваторы могут работать на выемке пород с удельным сопротивлением копания до $1,4 \div 1,5$ МПа.

Однако они не приспособлены для выемки промерзших пород даже при небольшой глубине промерзания. Поэтому в районах с отрицательными температурами цепные экскаваторы эксплуатируют в сезонном режиме, только в теплое время года. Зимние месяцы используются при этом для проведения ремонтов и выполнения других вспомогательных работ.

Цепные экскаваторы, по аналогии с роторными, используют как в качестве самостоятельных средств выемки и погрузки горной массы в транспортные средства, так и в комплексе с транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями. При высокой производительности экскаваторов, которая у наиболее крупных машин достигает $10,5 \div 14,5$ тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$ по рыхлой породе, их транспортное обслуживание обеспечивается только с помощью конвейеров или железнодорожного транспорта.

Технические характеристики роторных экскаваторов представлены в приложении 16.

Рабочим органом цепного экскаватора (рис. 12.1) является ковшовая рама 3, по направляющим которой с помощью приводной звездочки 5 перемещается бесконечная ковшовая цепь с закрепленными на ней ковшами. Форма ковшей аналогична ковшам роторных экскаваторов — они открыты спереди и сверху. Вместимость ковша у разных по мощности экскаваторов составляет от $0,25 \text{ м}^3$ (250 л) до $4,5 \text{ м}^3$ (4500 л). Режущая кромка ковшей изготавливается из износостойчивой марганцовистой стали.

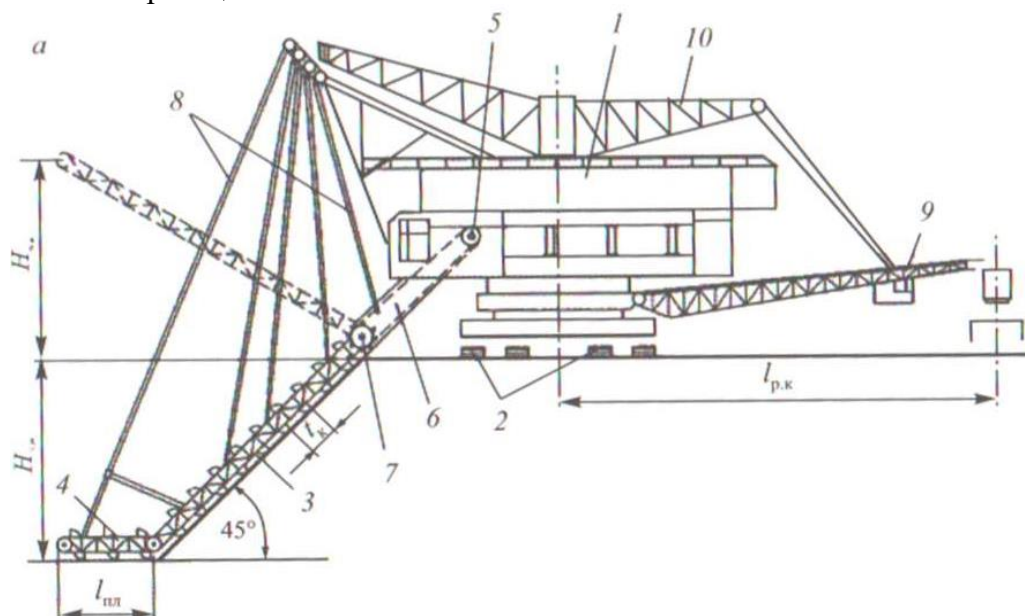


Рис. 12.1. Схема цепного экскаватора (нижнего черпания):

1 — верхнее строение с машинным отделением; 2 — ходовая часть; 3 — ковшовая рама с ковшовой цепью; 4 — планирующее звено; 5 — приводная звездочка; 6 — приемный желоб; 7 — роторное колесо для подборки породы; 8 — подвеска ковшовой рамы; 9 — разгрузочная консоль; 10 — стрела подвески разгрузочной консоли

Ковшовая рама представляет собой достаточно легкую металлическую конструкцию, которая одним концом шарнирно крепится к корпусу экскаватора и удерживается в нужном положении с помощью стрелы (укосины) и системы полиспастов и канатных тяг (рис. 12.1). Рама бывает *жесткой* или *многошарнирной*. Жесткая рама используется при валовой выемке. Многошарнирной раме с помощью канатных тяг можно придавать форму, соответствующую

структуре уступа при его селективной разработке. *Планирующее звено* 4 ковшовой рамы, длина которого составляет $2\div 7$ м, предназначено для уборки породных гребней и выравнивания площадок уступа. У экскаваторов с нижним черпанием планирующее звено находится внизу, в конце рамы, а у экскаваторов с верхним черпанием — в начале рамы. Планирующее звено связано с рамой шарнирно и может поворачиваться относительно рамы на нужный угол в вертикальной плоскости.

Звенья ковшовой цепи соединяются между собой шарнирами. Ковши крепятся к так называемым *рабочим* звеньям, между которыми находятся от четырех до восьми *холостых* звеньев. Расстояние между соседними ковшами или *шаг установки ковшей* t_k (рис. 1) определяется длиной звена цепи и количеством холостых звеньев, находящихся между соседними рабочими. Шаг установки ковшей должен увеличиваться с увеличением плотности породы. Общее количество ковшей на ковшовой цепи у разных экскаваторов составляет от 20 до 60 шт.

Выемка породы цепными экскаваторами происходит в результате движения ковшовой цепи по направляющим ковшовой рамы при одновременном перемещении рамы вместе с корпусом экскаватора в горизонтальной плоскости. При движении ковшовой цепи ковши, перемещаясь по забою, срезают породу в виде стружки и поднимают ее к находящемуся внутри корпуса экскаватора верхнему барабану (приводной звездочке). Огибая барабан, ковши опрокидываются, порода высыпается из них под действием собственного веса и попадает в бункер экскаватора, откуда поступает в вагоны либо на конвейер разгрузочной консоли.

По взаимному расположению экскаватора и забоя различают экскаваторы *нижнего черпания*, которые осуществляют выемку породы из уступов, находящихся ниже уровня установки экскаватора, и экскаваторы *верхнего черпания*, которые обрабатывают уступы, расположенные выше уровня установки экскаватора. Такие экскаваторы относятся к категории *неповоротных или неполноповоротных*.

Содержание работы

Паспортная производительность цепных экскаваторов по разрыхленной горной массе ($Q_{\Pi}^{\text{э}}$) определяется по формуле, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$Q_{\Pi}^{\text{э}} = E \cdot n_p, \quad (12.1)$$

где E - расчетная скорость движения ковшовой цепи, $\text{м}/\text{с}$; n_p - число разгрузок ковшей в час.

Расчетное число разгрузок в час определяется скоростью движения ковшовой цепи и шагом установки ковшей

$$n_p = 3600 \frac{v_{\text{ч}}}{t_k}, \quad (12.2)$$

где $v_{\text{ч}}$ - расчетная скорость движения ковшовой цепи, $\text{м}/\text{с}$; t_k - шаг установки ковшей, м (см. рис. 12.1).

Обычно число разгрузок ковшей цепных экскаваторов в минуту составляет при разработке рыхлых пород 30—38, суглинистых 22—26, тяжелых глин, мела и мергеля 18—22.

Шаг установки ковшей на ковшовой раме увеличивается с увеличением мощности экскаваторов. У наиболее мощных экскаваторов он достигает $3,2\div 3,6$ м (приложение 16).

Техническая производительность экскаваторов ($Q_{\text{Т}}^{\text{э}}$) определяется по формуле.

$$Q_{\text{Т}}^{\text{э}} = Q_{\Pi}^{\text{э}} \frac{K_{\text{н.к.}}}{K_{\text{р.к.}}} \cdot K_{\Pi} \cdot K_3 = 3600 E \frac{v_{\text{ч}}}{t_k} K_3 K_{\Pi} K_3, \quad \text{м}^3/\text{ч} \quad (12.3)$$

где K_3 - коэффициент экскавации; K_{Π} - коэффициент, учитывающий влияние свойств разрабатываемой породы; K_3 - коэффициент влияния типа забоя.

Коэффициент экскавации зависит от свойств породы, вместимости ковша (мощности экскаватора) и направления черпания (приложение 17).

При работе нижним черпанием коэффициент экскавации увеличивается по сравнению с верхним черпанием за счет увеличения коэффициента наполнения ковшей. Он увеличивается

также с ростом мощности экскаватора.

Коэффициент влияния породы (K_{Π}) может быть установлен по соотношению

$$K_{\Pi} = \frac{n_{\Pi}^{\Phi}}{n_{\Pi}^{\Pi}} \quad (12.4)$$

где n_{Π}^{Φ} - фактическое число разгрузок ковшей в единицу времени; n_{Π}^{Π} - фактическое число разгрузок ковшей в единицу времени.

При этом расчетное (паспортное) количество разгрузок ковшей определяется по выражению (12.1), а их фактическое количество может быть принято в соответствии с данными, приведенными в [15].

Коэффициент влияния забоя (K_3) при выемке фронтальным забоем параллельными однорядными и многорядными стружками можно принимать равным единице, а при веерных стружках — 0,97. При выемке торцовым забоем параллельными однорядными, параллельными многорядными и веерными стружками величина K_3 составляет, соответственно 0,8; 0,88 и 0,85.

Эксплуатационная (суточная) производительность ($Q_{\text{сут}}^3$) определяется по формуле:

$$Q_{\text{сут}}^3 = Q_T^3 \cdot T \cdot K_{\text{и}} \quad (12.5)$$

где $T_{\text{сут}}$ — число часов работы экскаватора в сутки; $K_{\text{и}}$ - коэффициент использования экскаватора (при работе с погрузкой в железнодорожный транспорт $K_{\text{и}}$ можно принимать равным 0,6÷0,7 и при использовании конвейерного транспорта 0,85÷0,9).

Схема выемки породы цепным экскаватором нижнего черпания торцовым забоем представлена на рис 12.2. Возможная схема раздельной выемки цепным экскаватором с многошарнирной выдвигной ковшовой рамой представлена на рис 12.3.

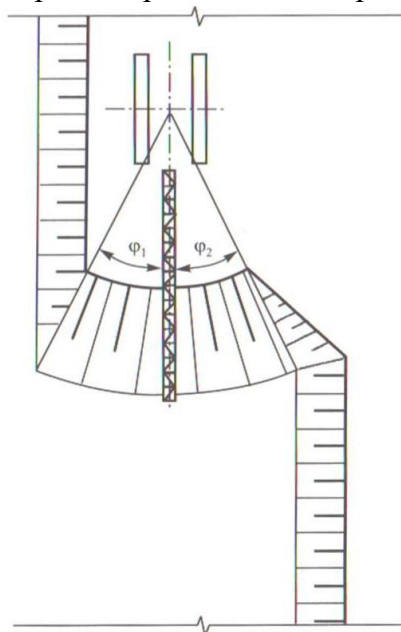


Рис. 12.2. Схема выемки породы цепным экскаватором нижнего черпания торцовым забоем

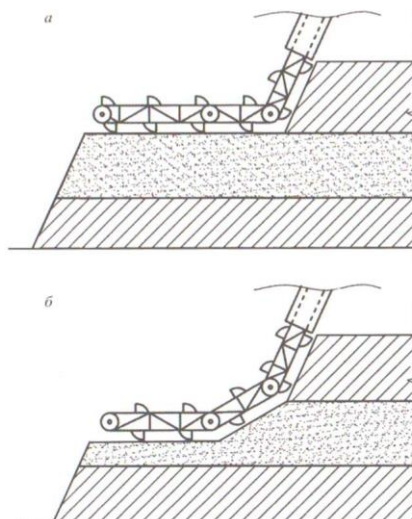


Рис. 12.3. Схема раздельной выемки цепным экскаватором с многошарнирной выдвигной ковшовой рамой

Годовая производительность экскаватора зависит от длительности сезона его работы. При добыче угля экскаваторы могут работать круглый год. При выемке мягких пород, склонных к промерзанию, длительность сезона зависит от климатических условий района расположения месторождения. В южных районах сезон может продолжаться с марта по декабрь, а его длительность составляет 4800÷5000 часов. В районах средней полосы сезон продолжается с апреля-мая по ноябрь при его длительности 4200÷4400, а в северных районах – с мая по октябрь при длительности 3700÷3900 ч.

С учетом режима работы экскаватора определяется необходимое количество машин для выполнения выемочно-погрузочных работ на карьере.

Практическая работа №10

ВЫЕМКА ПОРОД ФРЕЗЕРНЫМИ КОМБАЙНАМИ. РАСЧЕТ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Общие положения и исходные данные

Цель работы состоит в том, чтобы научиться определять: производительность фрезерных комбайнов для послойной разработке пород, выбирать модели из существующего модельного ряда, потребное количество комбайнов для производства работ на карьере.

В соответствии с исходными данными к заданию при использовании фрезерных комбайнов необходимо:

- привести техническую характеристику выбранного фрезерного комбайна;
- рассчитать техническую, сменную и годовую (месячную) производительность фрезерных комбайнов;
- определить необходимый рабочий парк машин;
- вычертить схемы выемки и погрузки породы.

Содержание работы

Наибольшее распространение на карьерах во всем мире получили фрезерные комбайны фирмы «Wirtgen GmbH» (Германия). В настоящее время фирмой «Wirtgen GmbH» разработаны и выпускаются три базовые модели горных комбайнов Wirtgen SM для открытой разработки месторождений (табл. 13.1).

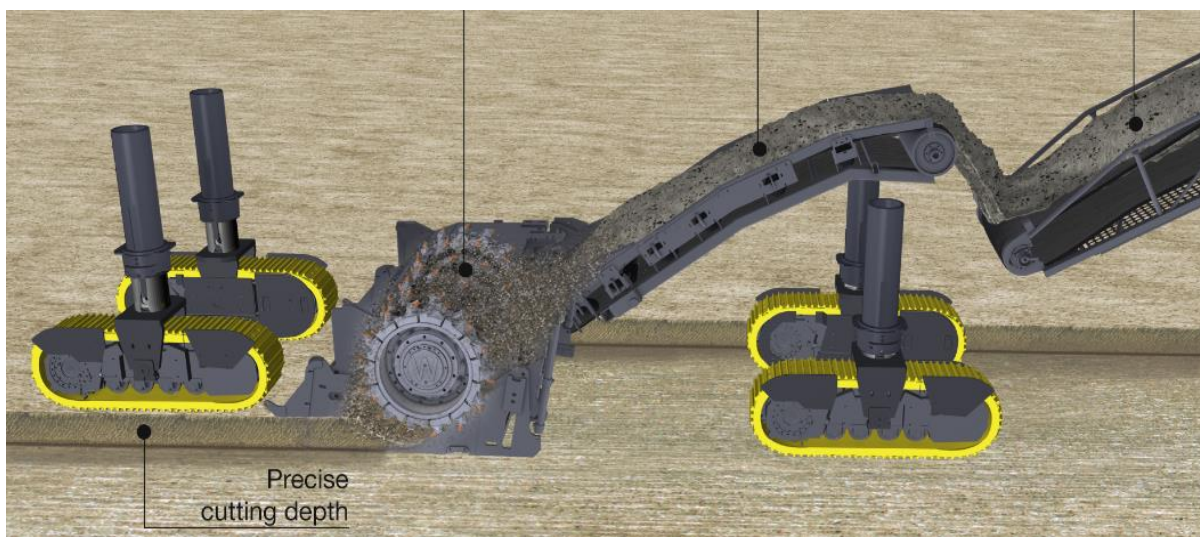


Рис. 13.1 Схема работы фрезерных комбайнов

Технические характеристики роторных экскаваторов представлены в приложении 17.

Выемочно-погрузочные работы при послойной разработке массива горных пород осуществляются в процессе поступательного непрерывного движения комбайна, причем в отличие от традиционной технологии (с применением ковшовых или роторных экскаваторов) забоем служит не откос уступа, а поверхность горизонтальной или наклонной площадки, на которой после прохода комбайна образуются вертикальные подступы высотой, равной высоте фрезеруемого слоя (рис.13.2).

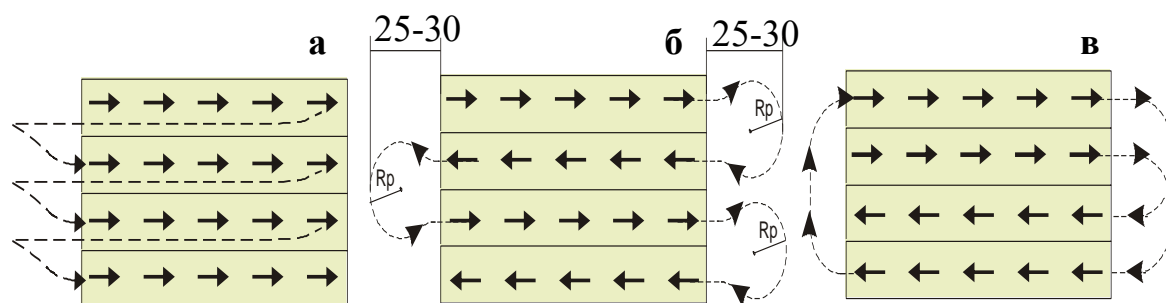


Рис. 13.2. Технологические схемы работы фрезерного комбайна: *а* – челночная; *б, в* – петлевые, соответственно с последовательной и переменной установкой фрезерного комбайна на новую заходку. Стрелками показано направление фрезерования, пунктирной линией – холостой пробег; R_p – радиус разворота фрезерного комбайна.

Благодаря мобильности комбайна и возможности селективной технологии разработки месторождения, обеспечивается высокий уровень поточности горного производства в сочетании с автоматизацией выемочно-погрузочных (послойно-полосная технология), транспортных и сортировочных операций (послойно-порционная технология). Погрузка добытых и дробленых пород осуществляется либо непосредственно в транспортные средства (самосвалы, конвейеры и др.) через погрузочный конвейер комбайна, либо отсыпается в штабель для последующей отгрузки погрузочно-доставочными машинами.

В наибольшей мере преимущества применения комбайнов SM реализуются при наличии значительного фронта работ, когда может быть обеспечена их непрерывная работа с минимальным числом вспомогательных операций и холостых проходов.

Скорость комбайна при фрезеровании в основном ограничивается сопротивлением пород массива: для крепких пород ($\sigma_{сж} > 80$ МПа) скорость составляет $v_p = 3 \div 5$ м/мин, для пород средней крепости ($\sigma_{сж} = 40 \div 80$ МПа) – $v_p = 5 \div 10$ м/мин, для мягких ($\sigma_{сж} < 80$ МПа) – $v_p = 10 \div 20$ м/мин.

Одновременно рабочая скорость комбайна может влиять на фракционный состав горной массы: чем выше скорость, тем больше выход крупных классов, и наоборот, чем меньше скорость, тем мельче фракции. [24, 25].

Расчет производительности фрезерных комбайнов осуществляем следующим образом.

- общая формула, применимая для всех схем работы

Часовая производительность:

$$Q_{\text{час}} = \frac{60}{T} \cdot b \cdot h \cdot L_{\text{бл}} \cdot K_{\text{и}}, \text{ м}^3 / \text{час} \quad (13.1)$$

где T – время цикла, мин;

h – глубина фрезерования, м;

b – ширина фрезерования (равна ширине барабана фрезерного комбайна), м;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна ($K_{\text{и}} = 0,8$);

$L_{\text{бл}}$ – длина рабочего блока (хода фрезерования), м.

Сменная производительность:

$$Q_{\text{см}} = (T_{\text{см}} - T_{\text{л.н.}}) \cdot Q_{\text{час}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \text{ м}^3 / \text{смену} \quad (13.2)$$

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

$T_{\text{л.н.}}$ – время на личные надобности, час (0,2 часа);

K_1 – коэффициент, учитывающий затраты времени на техническое обслуживание агрегатов машины ($K_1=0,8$);

При разработке вскрышных пород сменная производительность может быть увеличена при поточной технологии в 2 раза, а при цикличной в 1,6 раза, т.к. скорость фрезерования по вскрышным породам увеличивается.

K_2 – коэффициент, учитывающий потерю времени на замену резцов ($K_2=0,9$);

K_3 – коэффициент, учитывающий потери времени при замене и установке автосамосвалов под погрузку ($K_3=0,95$).

Поточная схема «передвигающаяся» петля:

- расчет времени фрезерования одной петли (время цикла):

$$T = t_0 + t_{\text{ф.п.}} + t_{\text{ф.р.}} + t_{\text{п}}, \text{ мин} \quad (13.3)$$

где t_0 , $t_{\text{п}}$ – время опускания и поднятия барабана на забой или от него до начала движения, соответственно 30 и 20 сек.;

$t_{\text{ф.п.}}$ – время фрезерования полосы:

$$t_{\text{ф.п.}} = \frac{L}{v_{\text{ф.п.}}}, \text{ мин} \quad (13.4)$$

где L – длина прямолинейного участка полосы, м

$v_{\text{ф.п.}}$ – скорость фрезерования согласно техническим характеристикам, м/мин;

$t_{\text{ф.р.}}$ – время фрезерования, за которое происходит разворот на противоположную полосу, м/мин;

$$t_{\text{ф.р.}} = \frac{L_0}{v_{\text{ф.п.}}}, \text{ мин} \quad (13.5)$$

где L_0 – длина части окружности, по которой происходит разворот фрезерного комбайна, м.

Цикличная «челноковая» схема:

- расчет времени цикла при цикличной схеме работы

$$T = t_0 + t_{\text{ф.п.}} + t_{\text{п}} + t_{\text{х.х.}}, \text{ мин} \quad (13.6)$$

где $t_{\text{х.х.}}$ – время холостого хода:

$$t_{\text{х.х.}} = \frac{L_{\text{х.х.}}}{v_{\text{х.х.}}}, \text{ мин} \quad (13.7)$$

где $L_{х.х.}$ – длина холостого хода, м:

$$L_{х.х.} = L + 2 \cdot B_p, \text{ м} \quad (13.8)$$

где B_p – ширина врубовых выработок (три прохода), м.

Циклическая технология при схеме с разворотом и фрезерованием в обратном направлении:

$$T = t_0 + t_{ф.п.} + t_{п.} + t_{раз.}, \text{ мин} \quad (13.9)$$

где $t_{раз.}$ – время, затрачиваемое на поворот комбайна для фрезерования в обратном направлении.

$$t_{раз.} = \frac{2\pi(6 \div 8)b}{v_{х.х.}}, \text{ мин} \quad (13.10)$$

где b – ширина барабана машины, м.

Паспорт производства выемочно-погрузочных работ с применением фрезерного комбайна и погрузкой породы в автосамосвалы показан на рис. 13.3.

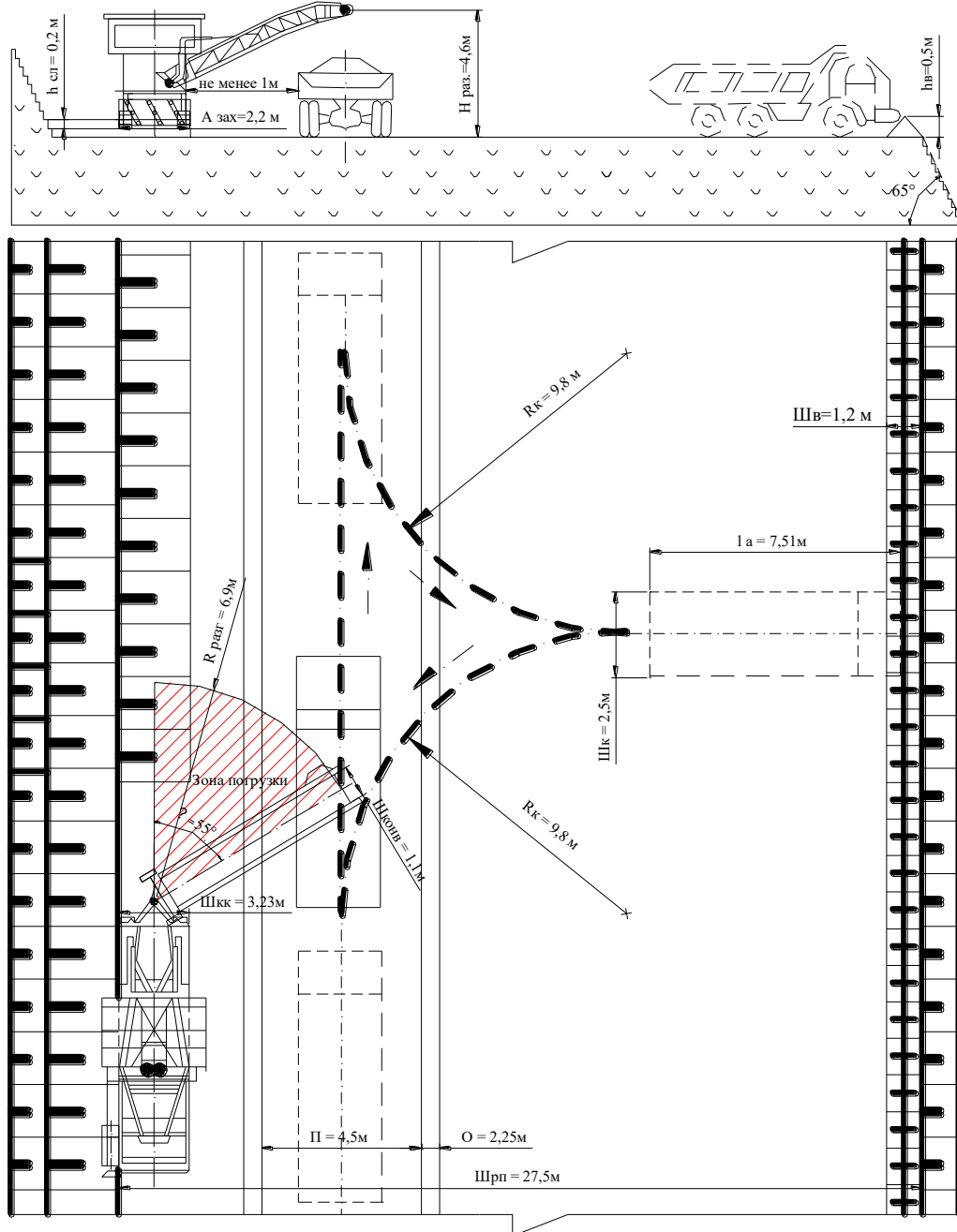


Рис. 13.3. Паспорт производства выемочно-погрузочных работ с применением фрезерного комбайна

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №11

ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ АВТОТРАНСПОРТОМ

Задание для расчетной работы: выбрать тип и рассчитать производительность карьерных автосамосвалов.

Исходные данные для выполнения работы представлены в приложении 2. Также используются результаты расчетов практической работы №3.

Карьерный транспорт предназначен для перемещения горной массы (вскрыши и полезного ископаемого) от забоев до пунктов разгрузки. Он является связующим звеном в технологическом процессе.

Тип карьерного автосамосвала выбирается из условия оптимального сочетания геометрических емкостей кузова (V_a) и ковша экскаватора (E). Наиболее целесообразным считается соотношение $V_a/E=4\div6$.

Число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно. Рабочий парк автосамосвалов устанавливается по условию обеспечения непрерывной работы рабочего парка экскаваторов.

Производительность автосамосвала, т/смен.

$$Q_{ac(смен)} = q_{ac(фкт)} \frac{T_{смен}}{t_{pc}} K_{и(ас)}, \quad (20)$$

где $q_{ac(фкт)} = q_{ac(тех)} K_{q(a)}$ - фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;

$q_{ac(тех)}$ - техническая грузоподъемность автосамосвала, т;

$K_{q(a)}$ - коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала. Принимается равным $0,85\div0,9$;

$T_{смен}$ - продолжительность смены;

t_{pc} - длительность одного рейса автосамосвала, ч;

$K_{и(ас)}$ - коэффициент использования автосамосвала во времени. Принимается равным $0,75$.

Продолжительность одного рейса автосамосвала, ч

$$t_{pc} = t_{пгр} + t_{дв} + t_{разг} + t_{мнв}, \quad (21)$$

где $t_{пгр}$ - время погрузки автосамосвала, ч;

$t_{дв}$ - время движения автосамосвала с грузом и без груза, ч;

$t_{разг}$ - время разгрузки автосамосвала. Принимается равным $0,02$ ч;

$t_{мнв}$ - время на выполнение манёвров при погрузке и разгрузке. Принимается равным $0,03$ ч.

Время погрузки автосамосвала, ч

$$t_{пгр} = \frac{V_a K_{шп} t_{ц}}{0,9 V_{квш} K_{э} 3600}, \quad (22)$$

где V_a - ёмкость кузова принятого типа автосамосвала, m^3 ;

$K_{шп}$ - коэффициент, учитывающий погрузку автосамосвала с верхом («шапкой»). Принимается равным $1,1\div1,15$;

$t_{ц}$ - время цикла экскаватора, с.;

$V_{квш}$ - ёмкость ковша экскаватора, m^3 ;

$K_{э}$ - коэффициент экскавации.

Время движения

$$t_{\text{дв}} = t_{\text{дв(гр)}} + t_{\text{дв(пр)}} = \frac{L_a}{V_{\text{гр}}} + \frac{L_a}{V_{\text{пр}}}, \quad (23)$$

где $t_{\text{дв(гр)}}$ - время движения груженого автосамосвала, ч;

$t_{\text{дв(пр)}}$ - время движения порожнего автосамосвала, ч;

L_a - расстояние перемещения грузов автосамосвалами;

$V_{\text{гр}}$ - скорость движения груженого автосамосвала. Принимается равным 14 км/ч;

$V_{\text{пр}}$ - то же порожнего автосамосвала. Принимается равным 25 км/ч.

Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор

$$n_{\text{ас}} = \frac{t_{\text{рс}}}{t_{\text{пгр}}}. \quad (24)$$

Необходимое количество работающих автосамосвалов

$$n'_{\text{ас}} = n_{\text{э(нбх)}} n_{\text{ас}}, \quad (25)$$

где $n_{\text{э(нбх)}}$ - необходимое количество рабочих экскаваторов.

Рабочий парк автосамосвалов на карьере

$$n_{\text{ас(р)}} = \frac{Q_{\text{к(смен)}}}{Q_{\text{а(смен)}}}, \quad (26)$$

где $Q_{\text{к(смен)}}$ - сменный грузооборот карьера, т/смен.

$$Q_{\text{к(смен)}} = \frac{Q_{\text{к(сут)}}}{n_{\text{смен}}}, \quad (27)$$

где $Q_{\text{к(сут)}}$ - суточный грузооборот карьера, т/сут;

$n_{\text{смен}}$ - количество рабочих смен в сутки.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №12

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРНЫХ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДОРОГ

Задание для расчетно-графической работы: определить параметры транспортных берм. По результатам расчета вычертить транспортную берму в разрезе. Чертеж выполнить в масштабе 1:100 или 1:200. На чертеже обозначить все рассчитанные параметры.

Исходные данные для выполнения работы представлены в приложении 2. Также используются результаты расчетов практических работ №3, 4.

Перемещение карьерных грузов автомобильным транспортом осуществляется по карьерным автодорогам, по поверхности и далее по отвалам либо складам полезного ископаемого. Параметры автомобильных дорог должны обеспечить перемещение необходимого количества грузов, а также безопасность движения автосамосвалов.

Грузонапряженность – это количество груза, перевозимое по участку дороги в единицу времени:

$$W_{\text{бр}} = Q_{\text{к(гм)}} + \frac{Q_{\text{к(гм)}} \cdot \phi}{q}, \text{ т/год} \quad (28)$$

где $Q_{\text{к(гм)}}$ - проектируемый объем перевозки горной массы, т/год;

ϕ - собственная масса автосамосвала, т;

q - грузоподъемность автосамосвала, т.

На рис.3 приведена схема к определению ширины транспортной бермы в карьере

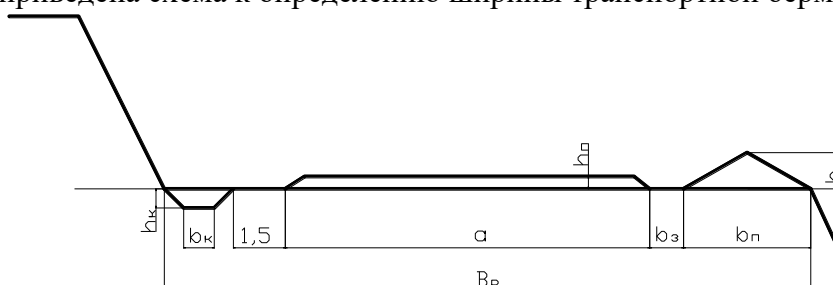


Рисунок 3 - Схема к определению ширины транспортной бермы при автомобильном транспорте

В соответствии с грузонапряженностью устанавливается техническая категория дороги (табл.1). Временные дороги относятся к третьей категории.

Таблица 1 – Техническая классификация карьерных постоянных автодорог

Категория дороги	I	II	III
Грузонапряженность, млн т брутто в год	>25	от 25 до 3	<3
Расчетная скорость движения на прямых участках, км/ч	50	40	30
То же на поворотах, серпантинах, перекрестках, км/ч	30	25	20

Для выбранного автосамосвала рассчитывается ширина транспортной бермы в рыхлых и скальных породах (рис.7.6):

$$B_p = a + 2h_b + 1,5h_n + 3h_k + b_k + b_s + b_n + 2,0, \text{ м} \quad (29)$$

где a - ширина проезжей части дороги, принимается на основании выбранного типа автосамосвала и грузонапряженности дороги. Значение ширины проезжей части в зависимости от категории автодороги, числа полос движения и принятого типа автосамосвала выбирается по таблице 2.

Таблица 2 – Ширина проезжей части

Грузоподъемность машины, т	Ширина машины, м	Ширина проезжей части, м			
		при двухполосном движении			При однополосном движении
		I	II	III	
27-30	<3,5	11	10,5	10	5,5
40-45	<4	12,5	12	11,5	6
65-80	<5	15,5	15	14,5	7
100-120	<5,5	17	16,5	16	8
150-180	<6,5	20	19,5	19	9

h_b - высота ограждающего вала. Вал сооружается из скальных пород. Высота вала зависит от грузоподъемности машины и составляет: при q до 20 т – 0,7 м;

$$q = 27 - 75 \text{ т} - 1,0 \text{ м};$$

$$q = 110 - 180 \tau - 1,2 \text{ м};$$

$h_{\text{п}}$ - толщина слоя дорожной одежды (в рыхлых породах - 0,8 м, в скальных породах - 0,25-0,3 м);

$h_{\text{к}}$ - глубина кювета (в полускальных и рыхлых породах – не менее 0,6 м, в скальных породах – не менее 0,3 м);

$b_{\text{к}}$ - ширина дна кювета, м ($\geq 0,4$ м);

$b_{\text{п}}$ - ширина предохранительного вала, м;

$b_{\text{з}} \geq 0,5$ м

Пропускная способность автодороги, маш/ч

$$N_{\text{ад}} = \frac{1000 V'_{\text{ас}} K_{\text{нрм}} n}{L_{\text{б}}}, \quad (30)$$

где $V'_{\text{ас}}$ - средняя скорость движения автосамосвала по карьерным дорогам;

$K_{\text{нрм}}$ - коэффициент неравномерности движения. Принимается равным 0,5÷0,8;

n - число полос движения;

$L_{\text{б}}$ - минимально допустимое безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами. Принимается не менее 50 м.

Провозная способность автодороги, т/ч

$$M_{\text{а}} = \frac{q_{\text{ас(фкт)}} N_{\text{ад}}}{f}, \quad (31)$$

где f - коэффициент резерва. Принимается равным 1,75÷2,0

Возможную провозную способность автодороги следует сравнить с необходимой по заданию производительностью карьера и сделать выводы по изменению параметров траншей и организации движения автосамосвалов на карьере.

Таблица 1 - Техническая характеристика отечественных рыхлителей.

Показатели	ДП-26СЛ	ДП-22С Л	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХ	ДП-141ХЛ	ДП-35УХ
Базовый трактор	Т-130	Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	Т-330	Т-500	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250	250	353	523
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	250	350	750
Число зубьев	1	1;3	1	1;3	1	1	1
Расстояние между осями зубьев, мм	-	795	-	700	-	-	-
Ширина наконечника зуба, мм	66	86	105	114	114	120-125	125-130
Глубина рыхления, мм	450	500	1200	700	700	1300	1780
Угол рыхления, градус	45	48	45	45	45-50	25-50	30-83
Масса рыхлительного оборудования, т	1,4	3,1	3,9	5,4	6,6	7	12,7

Таблица 2 - Техническая характеристика бульдозерно-рыхлительных агрегатов отечественного производства

Показатели	ДЗ-116А; ДЗ-116В	ДЗ-117; ДЗ-117А	ДЗ-35С; ДЗ-22С	ДЗ-126; ДЗ-126А	ДЗ-94С; ДЗ-95С	ДЗ-129ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ; ДП-35УХЛ	
Базовый трактор	Т-130.1 Г-1; Т-130.1 МГ-1;		Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	Т-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01	
Тяговый класс, кН	100		150	250			350	750	
Бульдозер	ДЗ-110А; ДЗ-110В	ДЗ-109; ДЗ-109Б	ДЗ-35С	ДЗ-118	ДЗ-59С; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ	
Рыхлитель	ДП-26С		ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-59ХЛ; ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ	
Габариты, мм:	длина	6400	6570	8350	9215	8740	9290	10305	11200
	ширина	3220	4120	3640	4310	4730	4730	4800	6050
	высота	3087	3087	2825	3240	3450	4230	4295	4785
Масса, т	17,8	17,9	27	42	52,8	50,5	59,5	90,1	

Приложение 2

Значения коэффициента $k_{тр}$, учитывающего трещиноватость горных пород в массиве при определении показателя трудности разрушения породы P_p

Категория пород по трещиноватости	Средний размер структурного породного блока, см	Породы и типичные горно-геологические условия	Значения $k_{тр}$
I. Чрезвычайно трещиноватые	< 10	Сильновыветрелые осадочные и метаморфические полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 70$ МПа) в зонах интенсивных тектонических нарушений; полускальные и скальные нарушенные породы (после взрывания) в верхней части нижележащего уступа высотой 2—6 м	0,005—0,1
II. Сильнотрещиноватые	10—20	Слоистые и сланцевые осадочные и метаморфические полускальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 70$ МПа) и наименее прочные скальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 100$ МПа) породы в геосинклинальных областях	0,2—0,3
	20—50	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 70$ МПа), магматические и метаморфические скальные породы средней прочности ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} = 100 \div 150$ МПа) в зонах сильных тектонических нарушений	0,4—0,5
III. Среднетрещиноватые	50—70	Слоистые и сланцевые осадочные и метаморфические полускальные и скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 100$ МПа) в зонах умеренной тектонической деятельности	0,6—0,7
III. Среднетрещиноватые	70—100	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} < 70$ МПа) в платформенных областях; магматические и метаморфические скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} = 100 \div 50$ МПа) в зонах умеренной тектоники	0,7—0,8
IV. Малотрещиноватые	100—120	Скальные осадочные, метаморфические и магматические породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} = 100 \div 150$ МПа) в платформенных областях	0,8—0,9
	120—150	Магматические, метаморфические и осадочные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} = 150 \div 200$ МПа) в платформенных областях; периферийные части эффузивов	0,9—0,95
V. Практически монолитные	> 150	Магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст} = 200 \div 250$ МПа) в платформенных областях; центральные части молодых эффузивов; исключительно крупноблочные песчаники и известняки	0,95—1,0

Техническая характеристика станков буровых шарошечных

Показатели	СБШ-160/200-40Д	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
Диаметр долота, мм	160; 171; 215,9	215,9	215,9 244,5
Глубина скважины, м, не более	40,5	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8,5; 9,2	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	235	300	300
Частота вращения долота, с ⁻¹	0—2,0	0,25—2,5	0,2—2,16
Подача компрессора, м ³ /с	0,416	0,417	0,417—0,53
Габариты, мм	11500x6000x13000	10200x5000x14300	10100x5300x18400
Масса станка, т	50	66	65

Показатели	СБШ-190/250-60 МНА-32 (СБШ250МН)	СБШ-250МНА-32	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм.	190; 215,9; 244,5	244,5; 269,9	320
Глубина скважины, м, не более	52	32	36
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30; 35; 45	0; 15; 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/Нет данных	8,2/8	17,5/17,5
Осевое усилие, кН, не более	300	300	600
Частота вращения долота, с ⁻¹	0—2,5	0,2—2,5	0—2,1
Подача компрессора, м ³ /с	0,53	0,417	0,834
Габариты, мм	11000x5450x15350	9200x5450x15350	12500x5450x25200
Масса станка, т	80	71	140

Приложение 3 (продолжение)

Техническая характеристика станков шарошечного бурения скважин фирмы Atlas Copco.

Модель Параметры	DM-30*	DM-45/50	DML*	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Скважина: диаметр, мм	130–171	127–171	152–270	251–270	251–311	200–270	270–410
глубина, м	15,2	55	55	53,3	48,8	60	55
Угол бурения к вертикали, градус	0–20	0–30	0–30	0–30	0–30	–	–
Усилие подачи, кН, не более	136	227	272	340	409	340	522
Скорость подачи на забой, м/мин	0–30	0–44	0–44	0–25	0–44	0–39	0–21
Частота вращения долота, мин ⁻¹	0–100	0–160 0–100	0–160 0–100	0–150	0–200	0–170	0–170
Крутящий момент, кН·м	7,3	7,3; 12,2	7,35; 12,2	11,8	13,8	6,44; 12	25,7; 14,2
Тип привода	Д	Д	Д	Д/Э	Д/Э	Д	Д/Э
Мощность дизеля, л.с.	425; 525	425; 600	525; 760	760	850; 950	760	1000– 1500
Масса станка, т	23,7	28,2	49	60,7	104,4	80	169

* возможно оснащение станков оборудованием для пневмоударного бурения скважин

Техническая характеристика станков вращательного шнекового бурения

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Диаметр скважины, мм	160	160	115;125	190; 215,9
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7; 2,2; 3,3	1,7; 2,2; 3,3	0—4,2	0,05—3,0
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196
Габариты, мм, в рабочем положении	7495x4900x12980	8100x4900x12980	5200x3250x7200	10300x4900x18200
Масса, т	25	35	12	48

Таблица 2

Техническая характеристика станков ударно-вращательного (пневмоударного) бурения типа СБУ

Показатели	ЗСБУ-100-32	СБУ-125А-32	СБУ-100ГА-50	СБУ-125У-52
Диаметр скважины, мм	85; 110	125	130	125—160
Глубина скважины, м, не менее	32	32	50	52
Направление бурения к вертикали, град.	Манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0—30
Пневмоударник	П-110К	П-125К	П-130-4	П-125
Тип долота	К - 110КА	К- 125	К- 130	К - 125К
Частота вращения бурового става, с ⁻¹	0,65—1,33	0,37; 0,75	0,77	0,22-0,45
Тип ходовой части	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный
Габариты станка в транспортном положении, мм	Нет данных	4250x3000x2400	4000x2210x2210	5600x3200x3200
Масса станка, т	8,5	8,5	5,0	13,5

Таблица 3

Техническая характеристика станков пневмоударного бурения фирмы «Атлас Копко»

Показатели	ROC - L6	DM 45HP*
Диаметр скважин, мм	95—152	114—203
Глубина бурения, м	36	54
Длина штанг, м	4	9—15
Направление бурения, градус	0—90	0—30 (через 5°)
Пневмоударник	СОР-44; СОР-54	Нет данных
Осевое усилие, кН	20	22,7
Частота вращения, с ⁻¹	0—1,3	0—2,66
Давление сжатого воздуха, МПа	2,5	2,4
Привод	Дизельный	Дизельный
Масса, т	18,4	39

* Скорость бурения (м/ч) в породах прочностью, МПа
 129 МПа — 41,9 м/ч; 152 МПа — 38,4 м/ч;
 167 МПа — 36,5 м/ч; 225 МПа — 31,5 м/ч;
 232 МПа — 31,3 м/ч.

Техническая характеристика станков пневмоударного бурения фирмы «Атлас Копко»

Тип	Диаметр скважины	Длина скважины	Угол наклона скважины	Масса станка	Удельное давление нагрузки	Наличие компрессора	Способ удаления мелочи	Производительность
DM45/D M50	127–203	54.8	0–30	40	-	+		25,5–30,3
DML	1)190–270 мм— вращательное бурение 2)152–225 мм— пневмоударное бурение	54,8	0–30	48-50	-	+	Сжатым воздухом	1) 34–54 2) 35,4–41
Pit Viper 275	250–270	60	-	80	-	+	Сжатым воздухом	53,8–74,6
CM 470	64 - 89	18	30	13	-	+	Сжатым воздухом	83
ECM 660	76-115	25	-	13	-	-	Сжатым воздухом	-
PV271	200-270	60	-	75-80	-	+	Сжатым воздухом	1)53.8-вращ. 2)41-ударно-вращат.
PV351	270 - 410	40	-	169	-	+	Сжатым воздухом	85–108 вращат.
DM-M3	251–311	48.8	0-30	104.4	-	+	Сжатым воздухом	54
DM30	130–171	27.4-45.7	0–20		-	+	Сжатым воздухом	25.5

Таблица 4

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости пород	Диаметр долот, мм
МЗ	Абразивные породы ниже средней и средней крепости	До 6	190; 214; 243
С	Алевролиты, мергели, углистые и глинистые сланцы, известняки и др. средней крепости	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6÷8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8÷10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8÷14	190; 214; 243
ТКЗ	Переменяющиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8÷14	190; 214
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	Свыше 12÷14	145; 190; 214; 269; 320

Таблица 5

Техническая характеристика режущих долот типов РК и РД

Показатели	РК-4М	8РД-160Ш	10РД-160Ш	3РД-215,9	1РД-244,5
Диаметр долота, мм	160	165	164	216	245
Число резцов	2	4	4	8	8
Способ очистки скважины	Шнековый			Продувка	
Коэффициент крепости пород	4	6	7	7	7
Стойкость корпуса, м	400	2000	2000	3000	2000
Масса, кг	3,2	4	4,5	15	29

Таблица 6

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-110-2,8	П-130-4	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, с ⁻¹	27	21	21
Ударная мощность, кВт	2,8	4,0	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без коронки, кг	22	30	56

Таблица 7

Долота для пневмоударного бурения

Показатели	К-110КА	К-125К	БК-155
Диаметр, мм	110	125	155
Материал: пластин корпуса	Твердый сплав ВК-15		
	Сталь 45ХН		30ХГСА
Масса, кг	4,8	5,9	9,2

Таблица 8

Удельные усилия подачи при шарошечном бурении
(на 1 см диаметра долота)

П ₆	Диаметр долота, мм	Удельное усилие подачи, кН/см	
		фактически создаваемое серийными станками	требуемое для оптимального режима бурения
8	214	7	9
10	243	9	11
12	243—269	11	13
14	269	13	18
16	295—320	18	22

Таблица 9

Рекомендуемые параметры режима бурения долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход сжатого воздуха,
		М, С, Т,	МЗ, ТЗ, К,	М, С, Т,	МЗ, ТЗ, К,	

	труб, мм	ТК	ОК	ТК	ОК	м ³ /с
<i>Долота на подшипниках качения</i>						
146	89-114	60-80	80-100	2,5-2	2-1	0,16-0,2
161	127	100-130	130-150	2,5-2	2-1	0,25
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,3	2-0,83	0,42
244,5	203	180-220	180-250	2,5-1,3	2-0,83	0,42-0,53
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,3	2-0,83	0,6-0,7
320	273	< 350	< 500	2,5-1,3	2-0,83	0,83-1,0
<i>Долота на подшипниках скольжения</i>						
146	89-114	< 80	< 120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15
161	127	120-140	130-150	2-1,0	1,7-1,0	0,25
215,9	180	160-200	180-220	2-1,0	1,7-0,83	0,42
244,5	203	200-250	220-270	2-1,0	1,7-0,83	0,42-0,53
269,9	219	220-270	250-320	2-1,0	1,7-0,83	0,6-0,7
320	< 273	< 400	500	2-1,0	1,7-0,83	0,8-1,0

Таблица 10

Поправочный коэффициент на диаметр скважин (по данным Гипроруды)

Категория пород по степени трещиноватости	Поправочный множитель $K_{дс}$ эталонному расчетному расходу ВВ при диаметре скважин, мм							
	100	125	160	200	243	320	350	400
I	0,9 2	0,9 3	0,9 5	0,9 8	1,0 0	1,0 5	1,0 7	1,1 0
II	1,0 1	1,0 3	1,0 5	1,0 7	1,1 3	1,1 5	1,1 7	1,2
III	1,0 6	1,0 8	1,1	1,1 3	1,1 6	1,2	1,2 3	1,2 5
IV	1,1 1	1,1 3	1,1 5	1,1 7	1,2	1,2 5	1,2 7	1,3
V	1,1 6	1,1 8	1,2	1,2 3	1,2 6	1,3	1,3 2	1,3

Таблица 11

Показатели эталонного удельного расхода ВВ и классификация пород по взрываемости

Категория (класс) пород по взрываемости	Породы	$k_1(\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \sigma_{сдв})$, Г/М ³	$k_2 \gamma g$, Г/М ³	$q_э$, Г/М ³
I	Легковзрываемые	1—12	3—8	4—20
II	Средней трудности взрывания	17—30	4—10	21—40
III	Трудновзрываемые	36—48	5—12	41—60
IV	Весьма трудновзрываемые	55—56	6—14	61—80
V	Исключительно трудновзрываемые	74—84	7—16	81—100

Таблица 12

Удельный расход эталонного ВВ, кг/м³ (по данным Гипроруды)

Категория горных пород	Коэффициент крепости по М.М. Протодяконову
------------------------	--------------------------------------------

по степени трещиноватости	2,0-6,0	6,0-10,0	10,0-14,0	Свыше 14
	удельный расход эталонного ВВ			
I	0.2	0.25	0.3	0.3
II	0.3	0.35	0.4	0.45
III	0.45	0.5	0.6	0.67
IV	0.67	0.75	0.8	0.9
V	0.9	1.0	1.100	1.200

Таблица 13

Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия применения	Категории пород по взрываемости		
	I и II	III	IV и V
Сухие скважины или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акватола Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулит УП	Акватола Ифзаниты Карбатол 15Т Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4 Игданит Гранулит УП	Акватола Карбатол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Граммониты 50/50 и 30/70 Ифзаниты Карбатол 15Т Порэммиты Сибириты	Акватола Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50 и 30/70 Порэммиты Сибириты	Акватола Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50 и 30/70 Гранулотол Алюмотол Порэммиты и сибириты металлизированные
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватола Граммонит 30/70 Гранулотол Порэммиты Сибириты	Акватола Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэммиты Сибириты	Акватола Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэммиты и сибириты металлизированные

Таблица 14

Коэффициент, учитывающие требуемую степень сосредоточение заряда ВВ

Категория по	К _{з.с.}
--------------	-------------------

взрываемости	d ₃ = 100 мм	d ₃ = 200 мм	d ₃ = 300 мм
Легковзрываемые	0,95-1,0	0,67-0,8	1,05-1,1
Средневзрываемые	0,85-0,9		1,2-1,25
трудновзрываемые	0,67-0,8		1,35-1,4

Таблица 15

Поправочный коэффициент ($k_{ВВ}$) для некоторых типов ВВ

ВВ	$K_{ВВ}$	ВВ	$K_{ВВ}$
Аммонал скальный №3	0,79	Гранулит М	1,11
Карботол ГЛ-10В	0,79	Ифзанил Т-60	1,13
Алюмотол	0,83	Граммонит 50/50	1,20
Гранулит АС-8	0,89	Гранулотол	1,20
Гранулит АС-4	0,98	Ифзанил Т-20	1,35
Гранулит АС-4В	0,98	ЭВВ АС-25П	1,25
Аммонит 6ЖВ	1,0	ЭВВ «Фортис»	1,20
Граммонит 79/21	1,0	Сибириты	1,20
Ифзанил Т-80	1,09	Граммонит 30/70	1,20

Таблица 16

Взрывчатые характеристики ВВ

Взрывчатое вещество	Теплота взрыва, кДж/кг	Скорость детонации, км/с	Плотность насыпная (состава), т/м ³	Условия применения
Аммонал скальный №3	5684	4,2-4,6	1,00-1,10	С и О
Карботол ГЛ-10В	5684	4,5-5,0	1,55-1,6	С и ОС
Алюмотол	5266	5,5-6,0	0,95	С и О
Гранулит АС-8В	5233	3,0-3,6	0,8-0,85	С и О
Гранулит АС-8	5191	3,0-3,6	0,87-0,95	С
Акванал А-10 (ипконит)	4520-4860	3,8-4,6	1,4-1,45	О
Гранулит АС-4	4522	2,6-3,5	0,85-0,9	С
Гранулит АС-4В	4522	3,0-3,5	0,8-0,85	С и О
Аммонит 6ЖВ	4305	3,6-4,8	1,0-1,2	С
Граммонит 79/21	4285	3,2-4,0	0,8-0,85	С
Порэмиты	3200-4350	4,4-5,2	1,2-1,35	С и О
Игданит	3973-4061	2,8-4,3	0,8-0,9	С
Ифзанил Т-80	3941	5,2-5,5	1,45-1,5	С и О
Гранулит С-2	3939	2,2-3,0	0,8-0,85	С
Гранулит М	3852	2,5-3,6	0,78-0,82	С
Тротил У	3641-4060	4,0-5,5		О
Ифзанил Т-60	3782	5,0-5,5	1,4-1,45	С и О
Гранипоры БП-1, БП-2	3348-3767	3,5-5,0		О
Дибазит	3348-3767	2,8-6,0		О
Граммонит 50/50	3578	3,6-4,2	0,85-0,9	С
Гранулотол	3642	5,5-6,5	0,9	С и О
Граммонит 30/70	3511	3,8-4,5	0,85-0,9	С
Карботол ГЛ-15Т	3427	4,5-4,8	1,4-1,6	С и ОС

Ифзанит Т-20	3176	4,0-4,5	1,25-1,3	С и О
«Фортис- Эдвантэдж»:				
Ф-Э-100	3,790	5,42	0,9-1,3	С и О
Ф-Э-95	3,780	5,45	0,97-1,25	С и О
Ф-Э-90	3,740	5,48	0,98-1,25	С и О
Ф-Э-85	3,700	5,5	1,02-1,25	С и О
Ф-Э-80	3,580	5,51	1,04-1,25	С и О
Ф-Э-75	3,450	5,54	1,7-1,25	С и О
Ф-Э-70	3,320	5,57	1,1-1,1,25	С и О
Ф-Э-65	3,260	5,65	1,12-1,25	С и О
Сибирит-1000	3,05	4,8-5.4	1,25	С и О
Сибирит-1200	2,58	4,9-5,2	1,25	С и О

С и О – сухие и обводненные скважины; С – сухие скважины;
О – обводненные; С и ОС – сухие и осушенные скважины

Таблица 17

Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества аммонит БЖВ

Породы	Группа (категория) грунтов и пород по СНИП	Коэфф. крепост и по шкале Протода яконова f	Средняя плотность породы γ , кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ q , кг/м ³	
				для зарядов рыхления, q_p	для зарядов выброса, q_b
Песок	I	-	1500	-	1,6-1,8
Песок влажный или плотный	I-II	-	1650	-	1,2-1,3
Суглинок тяжелый	II	-	1750	0,35-0,4	1,2-1,5
Глина ломовая	III	-	1950	0,35-0,45	1,0-1,4
Лесс	III-IV	-	1700	0,3-0,4	0,9-1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8-1,0	1850	0,25-0,3	0,9-1,2
Гипс	IV	1,0-1,5	2250	0,35-0,45	1,1-1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5-2,0	2100	0,35-0,6	1,4-1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0-1,5	1900	0,3-0,4	1,0-1,3
Туфы трещиноватые плотные, тяжелая пемза	V	1,5-2,0	1100	0,35-0,5	1,2-1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3-3,0	2200	0,35-0,45	1,1-1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец	VI-VII	3,0-6,0	2200	0,4-0,5	1,2-1,6

глинистый, сланцеватый, серицитовый мергель					
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII-VIII	5,0-6,0	2700	0,4-0,5	1,2-1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-XI	6,0-8,0	2800	0,45-0,7	1,2-2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6-12	2800	0,5-0,7	1,7-2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX-XI	6-18	3000	0,6-0,75	1,7-2,2
Кварцит	X	12-14	3000	0,5-0,6	1,6-1,9
Порфирит	X	16-20	2800	0,7-0,75	2,0-2,2

Таблица 18

Значения коэффициента k_t , зависящего от взрывающей породы

Взрываемые породы	k_t , мс/м
Особо крепкие породы: граниты, перидотиты, порфириты, диабазы	3
Крепкие породы: аркозовый песчаник, метаморфические крепкие сланцы, железистые кварциты и др.	4
Породы средней крепости: известняк, мрамор, магнезит, серпентинит и др.	5
Мягкие породы: мергель, мел, глинистые сланцы, каменный уголь, аргелиты и др.	6

Техническая характеристика карьерных механических лопат Российского производства

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-3,2	ЭКГ-2у	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус
Вместимость стандартного ковша, м ³	3,2	2,0	4,6	5,0	8,0	6,3
сменного, м ³	2,5 и 4,0	1,6 и 2,5	-	-	10,0	-
Угол наклона стрелы, град	47	54	45	45	47	50
Рабочие размеры, м: длина стрелы	10,3	16,5	10,5	10,5	13,35	16,5
длина рукояти	8,655	12,1	7,8	7,8	11,51	12,85
Радиус черпания на уровне стояния	8,8	11,0	9,3	9,04	12,2	13,5
Максимальный радиус черпания	13,5	18,0	14,4	14,5	18,4	19,8
Высота черпания при максимальном радиусе черпания	6,1	8,85	8,8	6,25	8,3	9,6
Максимальный радиус разгрузки	12,0	16,7	12,65	12,3	16,3	17,9
Максимальная высота черпания	9,8	16,9	10,0	10,3	13,5	17,1
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки	-	14,3	-	11,8	15,6	16,5
Радиус черпания при максимальной высоте черпания	12,6	14,7	-	-	16,0	17,4
Максимальная высота разгрузки	6,25	13,4	6,45	6,7	8,6	12,5

Индекс «у» - экскаваторы с удлиненным оборудованием для верхней погрузки горной массы.

Индекс «ус» - экскаваторы со средне-удлиненным оборудованием, предназначенные для выемки широкими заходками

Продолжение табл. П.5

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-3,2	ЭКГ-2у	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус
Габаритные размеры, м:						
- радиус вращения кузова	5,6	5,6	5,25	5,25	7,78	7,78
- ширина кузова	5,13	5,13	5,016	5,0	6,51	6,51
- высота экскаватора без стрелы	8,105	8,105	5,47	8,16	11,2	11,2
- высота крыши кузова	5,06	5,06	5,46	5,47	6,73	6,73
Просвет под поворотной платформой	1,96	1,96	1,68	1,85	2,765	2,765
Высота оси пяты стрелы	2,74	2,74	2,53	2,54	4,1	4,1
Расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора	1,9	1,9	2,25	2,25	2,4	2,4
Длина гусеничного хода	5,35-5,6	5,35-5,6	6	6,06	7,95-8,23	7,95-8,23
Ширина гусеничного хода	4,9	4,9	5,23	5,24	6,98	6,98
Ширина гусеничной цепи	0,9	0,9	0,9	0,9	1,1	1,1
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,6	0,55	0,55	0,42	0,42
Преодолеваемый уклон, град	12	12	12	12	12	12

Продолжение табл. П.5

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-10	ЭКГ-8ус	ЭКГ-5у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у	ЭКГ-15
Вместимость стандартного ковша, м ³	10	8	5	12,5	6,3	15
сменного, м ³	8 и 12,5	-	-	16	-	-
Угол наклона стрелы, град	45	50	50	45	50	45
Рабочие размеры, м: длина стрелы	13,85	-	-	18	31	18
длина рукояти	11,37	-	-	13,58	22,5	13,58
Радиус черпания на уровне стояния	12,6	13,5	14,5	14,8	21,4	15,6
Максимальный радиус черпания	18,4	14,8	23,7	22,5	35	22,6
Высота черпания при максимальном радиусе черпания	-	-	-	10,15	15,2	-
Максимальный радиус разгрузки	16,3	17,9	22,1	19,9	33	20
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки	5,7	7,7	9,4	7,6	13,1	7,8
Максимальная высота черпания	13,5	17,1	22,2	15,1	30	16,4
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки	15,4	16,5	18,6	19,5	26,5	19,5
Радиус черпания при максимальной высоте черпания	-	-	21,3	-	-	-
Максимальная высота разгрузки	8,6	12,5	17,5	10,0	25,0	10,0

Показатели	Модели экскаваторов					
	ЭКГ-10	ЭКГ-8yc	ЭКГ-5y	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3y	ЭКГ-15
Габаритные размеры, м:						
- радиус вращения кузова	7,78	7,78	7,78	10,0	10,0	10,0
- ширина кузова	6,51	6,51	6,51	8,01	8,01	8,04
- высота экскаватора без стрелы	14,6	14,6	14,6	15,6	15,6	15,6
- высота крыши кузова	11,55	11,55	11,55	8,4	8,4	8,4
Просвет под поворотной платформой	2,76	2,76	2,76	3,33	3,33	3,33
Высота оси пяты стрелы	4,1	4,1	4,1	4,85	4,85	4,85
Расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора	2,4	2,4	2,4	3,2	3,2	3,2
Длина гусеничного хода	7,95- 8,23	7,95- 8,23	7,95- 8,23	12,85- 13,08	12,85- 13,08	12,85- 13,08
Ширина гусеничного хода	6,98	6,98	6,98	9,5	6,98	9,5
Ширина гусеничной цепи	1,1	1,1	1,1	1,1	0,9	0,9
Скорость передвижения, км/ч	0,42	0,42	0,42	0,43	0,42	0,43
Преодолеваемый уклон, град	12	12	12	12	12	12

Приложение 6

Технологические параметры гидравлических экскаваторов отечественного производства

Параметры	Прямые лопаты				Обратные лопаты			
	ЭГ-110	ЭГ-150	ЭГ-350	ЭГ-550	ЭГО - 110	ЭГО - 150	ЭГО - 350	ЭГО - 550
Вместимость основного ковша, м ³	5,4	12	18	22	4	9	15	22
Высота черпания, м	11,3	13,5	16	21	14,5	14,2	16,7	18
Глубина черпания, м	1,5	1,8	2,0	2,0	9	9,3	12	14
Радиус черпания, м	9,9	13,6	16	21	15,1	16	21,8	25
Длина планируемого участка, м	4,5	5,6	7,0	8,4	—	—	—	—
Высота разгрузки, м	6,45	9,8	13	16	8,2	10,3	12,5	14
Усилие копания, кН	390	690	1280	1700	390	640	1080	1470
Продолжительность рабочего цикла, с	23	24	26	28	23	24	26	28
Рабочая масса, т	105	150	350	550	105	150	350	550

Приложение 6 (продолжение)

Техническая характеристика гидравлических экскаваторов зарубежного производства

Наименование	Емкость ковша	Высота черпания экс-ра Н, м	Глубина черпания экс-ра Н, м	Радиус черпания (max)	Радиус разгрузки (max)	Масса, т	Удельное давление на грунт
Hitachi ZX 800LD	4	10.9	5.1	10200	7.9	77.7	106
Hitachi EX 1200	6.5	12.3	5.2	11440	8740	111	136
Hitachi EX 1800-3	9.6	14.4	9.2	16070	9160	180	
Hitachi EX 2500	13.8	16.6	8.6	17050	10 350	236	174
Hitachi EX 3600	21	16.30	3.9	15 220	10 990	350	181
Hitachi EX 5500	29	20.6	9	16 600	13 100	515	230
Hitachi ZX 800	3.4	12.5	8.9	13 990	8 530	74	88
Liebherr R 9100	7	13.5	12	13000	865	111	
Liebherr R 9250	15		8.7	15500	11000	253	
Liebherr R 9350	18	15.4	9.5	13750	11200	310	
Liebherr R 9800	42	16.2	9	15900	13000	804	
Liebherr R 995	26.5	16.3	8.6	7800	10500	450	

Приложение 7

Средние значения коэффициента разрыхления пород в ковше при выемке разрушенных пород одноковшовыми экскаваторами

Вместимость ковша экс-ра, м	Значения $k_{рк}$ при диаметре среднего куска d_{cp}^* , см										
	10	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	1,35	1,4	1,53	1,65	1,82	—	—	—	—	—	—
6	1,34	1,38	1,48	1,6	1,75	1,86	-	—	-	—	—
8	1,33	1,36	1,43	1,53	1,65	1,78	1,9	—	—	—	—
10	1,32	1,35	1,42	1,5	1,6	1,72	1,83	1,91	—	—	—
12,5	1,31	1,34	1,4	1,46	1,55	1,66	1,77	1,86	1,95	—	—
15	1,31	1,33	1,39	1,44	1,52	1,63	1,74	1,82	1,92	1,99	—
20	1,3	1,32	1,37	1,42	1,49	1,58	1,68	1,78	1,86	1,93	1,99
25	1,3	1,32	1,35	1,4	1,46	1,54	1,64	1,74	1,82	1,89	1,95
35	1,3	1,31	1,33	1,39	1,43	1,5	1,58	1,66	1,74	1,81	1,87
40	1,3	1,31	1,33	1,38	1,42	1,48	1,55	1,62	1,71	1,78	1,84
50	1,3	1,31	1,33	1,37	1,41	1,46	1,52	1,58	1,66	1,74	1,79
80	1,3	1,31	1,32	1,34	1,38	1,41	1,45	1,5	1,56	1,62	1,69

* Диаметр среднего куска d_{cp} в табл. 16 и 17 соответствует линейному методу измерения кусковатости взорванной породы

Средние значения коэффициента наполнения ковша мехлопат и драглайнов при выемке разрушенных пород

Вместимость ковша экс-ра, м	Значения $k_{нк}$ при среднем размере куска $d_{ср}^*$, см									
	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	<u>1.15*</u> 1,11	<u>1.08</u> 1,04	<u>0.93</u> 0,86	<u>0.72</u> 0,63	—	—	—	—	—	—
6	<u>1.17</u> 1,15	<u>1.12</u> 1,1	<u>1</u> 0,96	<u>0.82</u> 0,77	<u>0.6</u> 0,5	—	—	—	—	—
8	<u>1.18</u> 1,15	<u>1.15</u> 1,13	<u>1.08</u> 1,03	<u>0.92</u> 0,88	<u>0.73</u> 0,65	<u>0.53</u> 0,42	—	—	—	—
10	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.15</u> 1,14	<u>1.08</u> 1,06	<u>0.98</u> 0,96	<u>0.63</u> 0,54	<u>0.47</u> 0,35	<u>0.32</u> 0,2	—	—	—
12,5	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.16</u> 1,14	<u>1.09</u> 1,07	<u>1</u> 0,97	<u>0.88</u> 0,84	<u>0.72</u> 0,63	<u>0.55</u> 0,43	<u>0.38</u> 0,27	—	—
15	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.16</u> 1,14	<u>1.08</u> 1,04	<u>1.03</u> 0,98	<u>0.95</u> 0,9	<u>0.8</u> 0,72	<u>0.68</u> 0,53	<u>0.52</u> 0,37	<u>0.36</u> 0,25	—
20	<u>1.19</u> 1,17	<u>1.17</u> 1,15	<u>1.11</u> 1,1	<u>1.06</u> 1,03	<u>1</u> 0,96	<u>0.9</u> 0,82	<u>0.8</u> 0,65	<u>0.65</u> 0,5	<u>0.52</u> 0,37	<u>0.4</u> 0,25
25	<u>1.19</u> 1,17	<u>1.17</u> 1,15	<u>1.12</u> 1,11	<u>1.09</u> 1,06	<u>1.04</u> 1,02	<u>0.97</u> 0,93	<u>0.87</u> 0,8	<u>0.76</u> 0,63	<u>0.65</u> 0,5	<u>0.53</u> 0,35
35	<u>1.2</u> 1,18	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.15</u> 1,13	<u>1.12</u> 1,09	<u>1.08</u> 1,05	<u>1.03</u> 1	<u>0.97</u> 0,91	<u>0.87</u> 0,79	<u>0.78</u> 0,65	<u>0.7</u> 0,54
40	<u>1.2</u> 1,18	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.16</u> 1,14	<u>1.14</u> 1,11	<u>1.1</u> 1,07	<u>1.05</u> 1,02	<u>1.01</u> 0,96	<u>0.93</u> 0,86	<u>0.84</u> 0,74	<u>0.76</u> 0,62
50	<u>1.2</u> 1,18	<u>1.18</u> 1,16	<u>1.17</u> 1,15	<u>1.15</u> 1,12	<u>1.12</u> 1,09	<u>1.08</u> 1,0	<u>1.03</u> 0,99	<u>0.97</u> 0,92	<u>0.88</u> 0,81	<u>0.8</u> 0,7
80	1,2	1,17	1,17	1,15	1,13	1,11	1,1	1,0	0,9	0,9

* В числителе приведены значения $k_{нк}$ при выемке пород мехлопатами, в знаменателе — драглайнами.

Расчетные значения коэффициента $k_{ТВ}$

Тип экскаватора	Число рядов скважин	Значения коэффициента $k_{ТВ}$ при среднем размере куска $d_{ср}$, см		
		менее 35	35—60	более 60
ЭКГ-5	1	0,9	0,7	0,6
	2—3	0,93	0,73	0,63
	4—5	0,95	0,75	0,65
	6—9	0,97	0,77	0,67
ЭКГ - 8И	2—3	0,93	0,78	0,68
	4—5	0,95	0,8	0,7
	6—9	0,97	0,82	0,72
ЭКГ - 12,5	2—3	0,93	0,83	0,73
	4—5	0,95	0,85	0,75
	6—9	0,97	0,87	0,77
ЭКГ-15 ЭКГ-20	2—3	0,93	0,85	0,75
	4—5	0,95	0,87	0,78
	6—9	0,97	0,89	0,82

Примерное число рабочих смен экскаваторов в году (по районам)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Непрерывная рабочая неделя при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в две смены		
	северный	средняя полоса	южный	северный	средняя полоса	южный
ЭКГ						
До 5	780	800	820	460	475	485
8	765	780	795	455	470	475
12	745	770	785	450	465	470
15—20	735	760	780	445	465	470
ЭШ						
До 10	720—765	750—800	770—820	440—460	460—475	465—485
15	705	730	735	520	540	545
25	655	680	785	505	520	525
Свыше 25	650	675	785	500	515	525

Основные технологические параметры драглайнов на гусеничном ходу

Параметры	эдг- 3,2.30	эдг- 3,2.30А *	эдг- 4.25	эдг- 3.25А*	эдг- 8.55
Вместимость ковша, м ³	3,2	3,2	4	4	8
Длина стрелы, м	30	30	25	25	55
Глубина черпания, м	15	15	15	15	27,5
Радиус черпания и разгрузки, м	28,9	28,9	24,5	24,5	51,6
Высота разгрузки, м	10,65	10,65	8,15	8,15	24,5
Продолжительность рабочего цикла (при повороте на 120°), с	42	42	42	42	50
Рабочая масса, т	186	196	186	196	630
Ширина гусеничной ленты, м	1,1	1,4	1,1	1,4	1,8
Среднее удельное давление на грунт, МПа	0,154	0,127	0,154	0,127	0,225
Теоретическая про- изводительность, м ³ /ч	270	270	340	340	520
* Модификация с пониженным удельным давлением на грунт.					

Приложение 11 (продолжение)

Основные технологические параметры драглайнов корпорации «ОМЗ»

Параметры	ЭШ 11.75	ЭШ 20.90	ЭШ 15 100	ЭШ 25.90	ЭШ 20.10 0	ЭШ 15.11 0	ЭШ 40.100	ЭШ 30.11 0	ЭШ 25.12 0	ЭШ 65.100	ЭШ 40.13 0	ЭШ 100.100	ЭШ 100.125
Вместимость ковша, м ³	14	20	15	25	20	15	40	30	25	65	40	100	100
Длина стрелы, м	75	90	100	90	100	110	100	110	120	100	130	100	125
Угол наклона стрелы, градус	32	32	32	32	34	34	32	32	32	32	32	32	35
Глубина черпания, м	38	42,5	46	47	46	50	47	53	57	46	60	47	52
Радиус черпания, м	71,4	83	91,5	85,4	91	99	94,8	103,3	117,7	47,6	123	97	118
Высота разгрузки, м	30.6	38.5	45	37,5	45	52	40	46,2	52,4	38,5	56	43	56
Продолжительность рабочего цикла, с	56	60	60	60	62	64	60	64	66	60	62	60	60
Рабочая масса, т	840	1690	1710	1900	1900	1900	3310	3420	3400	5460	5460	10300	10000
Диаметр опорной базы, м	10,8	14,5	14,5	15,3	15,3	15,3	18	18	18	23.5	23,5	27	27
Размеры башмака (длина и ширина), м	11,6x1,9	13x2,5	1x2,5	14x2,9	14x2,9	14x2,9	17,2 x3,96	17,2 x3,96	17,2x3,96	18x3,9	18x3,9	22,5x4,74	22.5X4,74
Удельное давление на грунт, МПА при работе при передвижении	0,087 0,145	0,105 0,24	0,105 0,24	0,103 0,187	0,103 0,187	0,103 0,187	0,137 0,2	0,137 0,2	0,137 0,2	0,125 0,2	0,125 0,2	0,18 0,265	0,18 0,265

Приложение 12

Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в Беларуси и России

Показатели	В-160	МоАЗ-40484	ТО-40	ПК-60.01	ПК-12.02К	БелАЗ-7822	ТО-21-1
Номинальная грузоподъемность, т	6,2	7,5	7,3	6	12	10	15
Вместимость основного ковша с «шапкой», м ³	3,4	3,7	4,2	3,5	6,7	6	7,5
Ширина ковша, мм	Нет данных				4060	3900	4400
Высота разгрузки, мм	3250	3300	3250	3070	4102	4150	4500
Скорость движения, км/ч: - максимальная - рабочая*	35 5,3—6	45 5,5—6,5	35 5,3—6	40 5,5—6,5	35 5,3—6	32 5—6	22 4,5—5,5
Масса эксплуатационная, т	20,1	29,5	27,3	22	48	53	73,2
* Даются ориентировочные значения скорости.							

Приложение 12 (продолжение)

Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в Японии и США

Показатели	«Комацу»		«Катерпиллер»		«Дарт»	
	WA-700-1	WA-800-2	988	988B	992C	Д600B
Номинальная грузоподъемность, т	13,8	17,1	8,2	9,6	13,6	20,4
Вместимость основного ковша с «шапкой», м ³	8,5	10,5	4,6	5,4—6,3	9,9—10,4	11,5
Сменные ковши, м ³	9,2	6,7	—	4,5—5,2	8,3—8,7	—
Ширина ковша, мм	Нет данных	5040	3270	3645	4750	4724
Высота разгрузки, мм	4380	5715	3250	4180	4170	4520
Скорость движения, км/ч - максимальная - рабочая	30 7—12	27,8 7,1—12,3	35,6 6,4—14,5	41,4 6,4—11,5	22,7 6,9—12,1	35,4 5,8—11,3
Наименьший радиус поворота, м	9,59	10,99	7,85	7,87	9,74	9,45
Масса эксплуатационная, т	65,9	89,6	30,8	42,4	88,4	81,8

Приложение 13

Показатели, характеризующие паспортную производительность одноковшовых

погрузчиков

Показатели	Емкость ковша погрузчика, м ³			
	2—3	4—6	7,5—12,5	15—20
Продолжительность черпания $t_{ч}$, с	10—12	10—12	10—12	10—12
Продолжительность движения погрузчика между забоем и пунктом разгрузки и обратно при минимальном расстоянии его перемещения $t_{дп}$, с	26—36	30—42	36—48	40—56
Продолжительность рабочего цикла $T_{ц}$, с	50—52	54—56	57—62	66—70
Паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{эп}$	4,9—5,1	5,2—5,4	5,5—5,7	5,8—6,0
Коэффициент влияния типоразмера погрузчика k_{mp}	1,1—1,05	1	0,95—0,9	0,9—0,85

Техническая характеристика скреперов

Показатели	ДЗ-11П	ДЗ-13Б	ДЗ-155	ДЗ-107-1	ДЗ-87-1	ДЗ-74	ДЗ-77	ДЗ-149,5	ДЗ-79
Вместимость ковша, м ³	8	15	20	25	4,5	8	9	9	15
Тип скрепера	Самоходный				Полуприцепной		Прицепной		
Грузоподъемность, т	15	27	27	50,4	9	16	16	18,5	27
Размеры резания, м: ширина глубина	2,72 0,3	3,12 0,2	3,42 0,24	3,82 0,4	2,4 . 0,15	2,7 0,2	2,65 0,2	2,83 0,15	3,01 0,3
Дорожный просвет, мм	450	600	500	850	400	500	510	500	560
Базовый трактор, тягач	МоАЗ-546П	БелАЗ-7422	БелАЗ-531Б	Опытный тягач	Т-150К	К-702	Т-130МГ-2	К-701	Т-330
Мощность двигателя, кВт	159	265	2x265	2x405	121,5	150	118	125	243
Максимальная скорость движения, км/ч	40	45	50	50	10,5	33	10,5	33	16,4
Габариты, мм: длина ширина высота	11010 3242 3250	12800 3600 3800	13000 3810 3950	16410 4450 4400	12730 2925 2840	13700 3178 3580	9150 3150 2600	9350 3150 2800	11600 3560 3600
Масса	20	37	40	66	23	24	25,2	23,3	53,3

Коэффициент наполнения ковша скрепера

Условия работы	Сухой рыхлый песок	Супесь и средний суглинок	Тяжелый суглинок и глина
Без толкача	0,5—0,7	0,8—0,95	0,65—0,75
С толкачем	0,8—1	1—1,2	0,9—1,2
Скреперным тандемом	0,85—1,05	0,95—1,15	0,85—1,2

Расчетные показатели работы колесных скреперов*

Показатели	Прицепные с гусеничными тракторами класса, кН			Самоходные с ковшами вместимостью, м ³	
	100	150	250	10-15	25
Продолжительность, с: загрузки разгрузки	80/104 20/22	98/127 23/26	116/150 32/35	82/106 44/49	89/115 50/56
Скорость движения, м/с: при загрузке при грузовом режиме** при холостом режиме	0,95/0,88 1,45 1,63	0,76/0,7 1,36 1,84	0,89/0,82 0,82 1,85	0,89/0,8 1,47 2,33	0,94/0,85 1,8 2,45

* Над чертой — для пород категории I; под чертой — для пород категории II.

** Для дальности транспортирования самоходными скреперами 300 м.

Толщина (м) стружки при загрузке скреперов

Вместимость	Мощность, кВт	Песок	Супесь	Суглинок	Глина
-------------	---------------	-------	--------	----------	-------

ковша, м ³	тягача	толкача				
6	75	60—65	0,2/0,3	0,15/—	0,12/0,2	0,09/0,14
10	100	75	—/0,3	0,2/—	0,18/0,25	0,14/0,18
15	175	75	—/0,35	0,25/—	0,21/0,3	0,16/0,22

Примечание. Над чертой — без толкача, под чертой — с толкачом.

Основные технологические параметры роторных экскаваторов

Параметры	ЭРГВ-630.9/0,5 (Ц)	ЭРП-1250.16/1 (Г)	ЭРП-2500.21.4/1	ЭРП-5250	ЭРШРД-5000.40/3	ЭРП-6500	SRs (K)-470	SRs-2400	KU-300	KU-800
Производительность по рыхлой массе, м ³ /ч	690	1250	2500	5250	5000	6500	1120	-	1200	5500
номинальная	1300	2500	3600	7100	6750	8000	1420	6000	1800	6600
максимальная										
Усилие копания, МНа	2,1	1,8	1,5	1,15	1,5	1,5	1,8	0,75	0,85	1,1
расчетное	1,0	0,9	-	-			1,35		0,3	1,9
минимальное										
Вместимость ковша, м ³	0,13	0,44	0,33	0,6	1,5	2,2	0,46	1,7	0,3	0,8
Диаметр ротора, м	3,2	6,5	8	11,5	13	13,5	6,7	12,5	7,1	11
Число ковшей на роторе	8	10	18	22	16	20	16	10	10	10
Частота вращения ротора, мин	34	8,5	4,5-7,2	5-6,5	3,5-5	4,5-5,7	5,1-7	4,6	5-7,6	6-7,3
Высота копания, м	9	16	21	28	40	40	17	35	19	32
Глубина копания, м	0,5	1,0	4,1	3,6	3	4	1,5	9	3,7	6,3
Вылет оси ротора (не более), м	16,8	24,5	32,7	48,1	65,9	65	23	58,6	36	48
Выдвижение стрелы, м	-	-	-	-	-	-	-	-	8,5	16,5
Радиус разгрузки, м	16,6	23,4	28,7	30,2	59	50	22	121	31,8	74
Тип ходового об-я	Гусеничное			Шагающе-рельсовое			Гусеничное			
Ширина ленты конвейера, м	1,0	1,2		1,4	2		2	2,8		Н. д.
Скорость движения ленты, м/с	4	4,77		4	4,15		4	5		Н. д.
Масса, т	730	1050	1870	4100	4160	5500	729	3250	1130	3350
Страна-изготовитель	Украина		Украина, Россия		Украина		Германия		Чехия	

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Наименование параметра	Значения параметров модели			
	ЭР-800Г	ЭР-1500	ЭР-3000	ЭР-3500М
Теоретическая производительность, м ³ /ч	800	1500	3000	3500
Высота копания, м	12-13	16-17	20	23
Глубина копания, м	0,5	1,7	2,0	1,8
Диаметр ротора, м	5	6,8	8,6	10,6
Число ковшей ротора, шт	20	12	16	16
Ширина транспортируемой ленты, м	1,2	1,2	1,6	1,8
Скорость движения ленты, м/с	3,3	4,3	3,5	4,0
Скорость передвижения машины, м/ч	450	480	540	480
Уклон рабочей площадки, град:				
- при работе	3	3	3	3
- транспортный	5-7	5	5	5
Давление на грунт, кг/см ²	1,3	1,2	1,2	1,25
Подводимое напряжение, кВ	6	6	6	6
Мощность привода ротора, кВт	320	320	800	800
Масса экскаватора, т	380	710	1140	1280

Наименование параметра	Значения параметров модели				
	ЭРШР-4500/21	ЭРШР-4500/25	ЭРШР-4500/30	ЭРШР-5250	ЭРШР-7000
Теоретическая производительность, м ³ /ч	4500	4500	4500	5250	7000
Высота копания, м	21	25	30	33	37
Глубина копания, м	2,0	3,0	3,0	2,6	3,0
Диаметр ротора, м	11	12,5	12,5	16,5	16,5
Число ковшей ротора, шт	16	16	16	16	16
Ширина транспортируемой ленты, м	1,8	1,8	1,8	2,0	2,0
Скорость движения ленты, м/с	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
Скорость передвижения машины, м/ч	120	120	120	120	120
Уклон рабочей площадки, град:					
- при работе	1:20	1:20	1:20	1:20	1:20
- транспортный	1:10	1:10	1:10	1:10	1:10
Давление на грунт, кг/см ²	1,08	1,09	1,12	1,4	1,5
Подводимое напряжение, кВт	6	6	6	6	6
Мощность привода ротора, кВт	1000	1000	1000	2×500	2×630
Масса экскаватора, т	1470	2020	2270	3760	4370

Основные технологические параметры цепных экскаваторов (Германия)




Параметры	Es-400.10/17.5	ERs-710.17.5/16	ERs-900	ERs-1120.20-24/17.5-22	ERs-1600	Es-2240	ERs-3150	Es-3150	Es-4500
Теоретическая производительность, м ³ /ч	900	1400	1700	2200	3700	5500	6600	12000	14500
Расчетное удельное усилие копания, кН/м	45	40	—	140	—	—	—	—	—
Вместимость ковша, м ³	0,4	0,7	—	1,12	—	—	—	—	—
Число ковшей на цепи	47	34	—	36	—	—	—	—	—
Скорость движения ковшовой цепи, м/с	М	1,1	1,1	1,56	1,22	1,22	1,37	1,25	1,25
Шаг установки ковшей, м	1,6	1,6	—	2,8	3,2	3,2	3,2	3,2	3,6
Скорость передвижения, м/мин	3-8	4,8	2	2-6	2	До 9	6	До 9	До 9
Высота копания, м	20	17,5	25	20-24	26-29	32	27	23-27	27-31
Глубина копания, м	17,5	16	25	17,5-22	26-29	32	27	24-30	28-34
Длина планирующего звена, м	4	4	5	—	5	5	6,5	6,5	7
Длина разгрузочной консоли, м	41	40	40	—	55/65	—	125	—	—
Число ходовых колес	80	—	—	—	—	224	—	270	340
Средняя нагрузка на колесо, кН	100	—	—	—	—	170	—	170	170
Давление на грунт, МПа		1,2	1,2	1,22	1,3-1,1	—	1,3-1,1	—	—
Тип ходового устройства	Рельсовый	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Рельсовый	Гусеничный	Рельсовый	Рельсовый
Масса, т	800	1000	1250	2300	2300	3800	4600	4600	5800
<i>Примечание.</i> Прочерк (—) означает: нет данных.									

Значения K_z при выемке пород цепными экскаваторами

Вместимость ковша, м ³	Породы						
	песок	супесь	суглинок	глина	уголь		аргиллит, алевролит, песчаник
					бурый	каменный	
0,4÷0,5	$\frac{1,06}{1,16}$	$\frac{1,15}{1,38}$	$\frac{1,0}{1,24}$ ÷ $\frac{1,1}{1,34}$	-	$\frac{1}{1,24}$	-	-
1,0÷1,5	$\frac{1,06}{1,16}$	$\frac{1,15}{1,38}$	$\frac{1,0}{1,24}$ ÷ $\frac{1,1}{1,34}$	$\frac{0,9}{0,92}$	$\frac{1,0}{1,24}$	$\frac{0,8}{0,82}$	$\frac{0,8}{0,82}$
>1,5	$\frac{1,15}{1,2}$	$\frac{1,28}{1,45}$	$\frac{1,18}{1,34}$ ÷ $\frac{1,22}{1,4}$	$\frac{1,14}{1,32}$	$\frac{1,18}{1,34}$	$\frac{0,9}{0,92}$	$\frac{0,9}{0,92}$

Примечание. В числителе приведено значение K_z , при верхнем, в знаменателе — при нижнем черпании.

Основные технические характеристики фрезерных комбайнов «Wirtgen SM»

	Модельный ряд		
	2200SM	2500SM	4200SM
			
Теоретическая производительность, м ³ /ч	668	1100	3500
Диаметр рабочего органа, м	1,10	1,40	1,86
Ширина барабана фрезерования, м	2,2/3,8	2,5	4,2
Наибольшая глубина фрезерования, м	0,30	0,60	0,83
Мощность двигателя, л.с.	900	1050	1600
Масса комбайна, т	51	103	208

Исходные данные для выполнения практической работы №1

Номер варианта	Высота первого уступа $H_{y.1}$, м	Высота второго уступа $H_{y.2}$, м	Углы откосов уступов		Ширина площадки между уступами $Ш_{п}$, м	Длина карьера по верху, м
			первого (вскрышного)	второго (добычного)		
1	12	15	35	45	35	150
2	10	12	37	50	40	200
3	15	15	40	55	50	250
4	12	15	42	60	55	200
5	8	10	45	65	60	170
6	10	12	47	70	35	220
7	12	15	50	75	40	190
8	15	10	55	80	45	250
9	8	12	60	65	50	200
10	10	15	65	70	55	160
11	12	10	70	75	60	180
12	15	12	35	80	65	210
13	8	15	40	45	50	200
14	10	10	45	50	35	220
15	12	12	50	55	40	240
16	15	15	55	60	45	190
17	8	10	60	65	50	250
18	10	12	70	70	55	200
19	12	15	35	75	60	170
20	15	10	40	80	35	210
21	10	12	45	50	60	250
22	15	15	55	60	45	150
23	12	15	50	65	55	200
24	10	12	60	70	60	250
25	15	15	65	75	45	200
26	12	15	70	80	35	200
27	10	12	35	50	50	250
28	15	15	40	55	55	250
29	8	10	37	60	35	220
30	10	12	40	70	40	190

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ.

СОДЕРЖАНИЕ

1. Выбор типа крепи и определение её прочных размеров
 - 1.1 Общие положения
 - 1.2 Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горных выработок
 2. Организация горнопроходческих работ
 - 2.1. Общие положения
 - 2.2. Определение объёмов работ
 - 2.3. Проектирование циклической организации работ
- Приложение 1: Нормы времени основных технологических процессов
Исходные данные

1. ВЫБОР ТИПА КРЕПИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЁ ПРОЧНЫХ РАЗМЕРОВ

1.1. Общие положения

Крепь горных выработок является несущей конструкцией, возводимой для предотвращения обрушения окружающих выработку пород и сохранения проектных размеров выработки на период её эксплуатации.

Тип, размеры и материал крепи должны соответствовать горно-геологическим условиям и сроку службы выработки. Стоимость сооружения и ремонта крепи за весь период её службы должны быть минимальными.

Деревянную крепь рационально применять при установившемся умеренном горном давлении в выработках со сроком службы 2-3 года, а при пропитке крепи антисептиками – до 5-6 лет. Несущая способность деревянной крепи составляет 0,03 – 0,05 МПа.

Металлическая крепь широко используется для крепления капитальных и подготовительных горных выработок вследствие её высокой несущей способности, долговечности, огнестойкости и возможности повторного использования. Она применяется при сроке службы выработки от 3 до 25 лет. Выработки обычно крепят арочной податливой трёхзвенной (КПМ-А3) или пятизвенной (КПМ-А5) крепями из спецпрофиля СВП.

Монолитную бетонную (железобетонную) крепь применяют при проведении капитальных горных выработок с большим сроком службы, находящихся вне зоны активного опорного давления в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 1 \div 9$. В основном, монолитную бетонную крепь применяют для крепления выработок околоствольных дворов, квершлаггов, штреков, капитальных бремсбергов и уклонов, проводимых по слабым породам.

Анкерная крепь – это пространственная система стержней (анкеров), закреплённых в породном массиве, вмещающем выработку. Обеспечивает возможность использования несущей способности породного массива, снижения материалоемкости применяемых в сочетании с ней крепей и может использоваться:

- в качестве самостоятельной в квершлагах, полевых штреках, бремсбергах, уклонах и ходках, в выёмочных штреках, вентиляционных сбойках и разного рода нарезных выработках;
- в комбинации с набрызгбетоном в подготовительных выработках, пройденных в трещиноватых породах;
- в качестве временной в сопряжениях горных выработок, камерах и нишах, с последующим креплением их подпорной крепью;
- как средство борьбы с пучением почвы – в необводненных породах капитальных и подготовительных выработок, находящихся вне зоны влияния очистных работ.

К породам, в которых целесообразно использовать анкерные крепи, относятся глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты, песчаники, известняки и другие скальные породы, коэффициент крепости которых по шкале проф. М. М. Протодяконова не ниже 4.

Набрызгбетон применяется для крепления горных выработок, проведённых в крепких устойчивых породах с $f \geq 9$, в сочетании с анкерной крепью - может применяться для пород с $f = 6 \div 9$.

Крепь из железобетонных тюбингов применяют в капитальных горных выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ, при нагрузке на крепь до 150 – 200 кПа. Основное преимущество данного вида крепи – высокая степень надёжности. Крепь способна воспринимать нагрузку сразу после её установки.

1.2. Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горных выработок

Выбор формы поперечного сечения горных выработок производится в зависимости от материала, конструкции крепи, величины и направления горного давления, физико-механических свойств горных пород, пересекаемых выработкой, назначения и срока службы выработки.

Основные формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок приведены на рис. 1.1.

Трапецевидная (а) – при рамной крепи (деревянной, металлической, железобетонной) и при небольшом боковом давлении.

Арочная (б, в) – при креплении выработок арочной металлической или железобетонной крепью для большого давления со стороны свода и небольшого бокового.

Сводчатая (вертикальные стены и коробовый свод) (г) – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, набрызгбетонной, анкерной, комбинированной (анкерная и набрызгбетон; анкерная, металлическая сетка и набрызгбетон) для восприятия большого давления со стороны кровли или без крепления в устойчивых крепких породах.

Подковообразная (д) – при креплении выработок монолитной бетонной, железобетонной, каменной, металлической крепью для восприятия значительного давления со стороны кровли и боков.

Шатровая (е) – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, анкерной крепью, комбинированной (анкерная крепь и набрызгбетон; анкерная крепь, металлическая сетка и набрызгбетон), при проведении выработок в удароопасных породах.

Круглая (ж) – при замкнутой кольцевой крепи для восприятия всестороннего давления в слабых и неустойчивых породах.

Эллипсовидная (з) – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, каменной, металлической, анкерной и набрызгбетонной в условиях, когда горизонтальные напряжения в 1,5–2,0 раза превышают вертикальные, а также при проведении выработок в удароопасных породах.

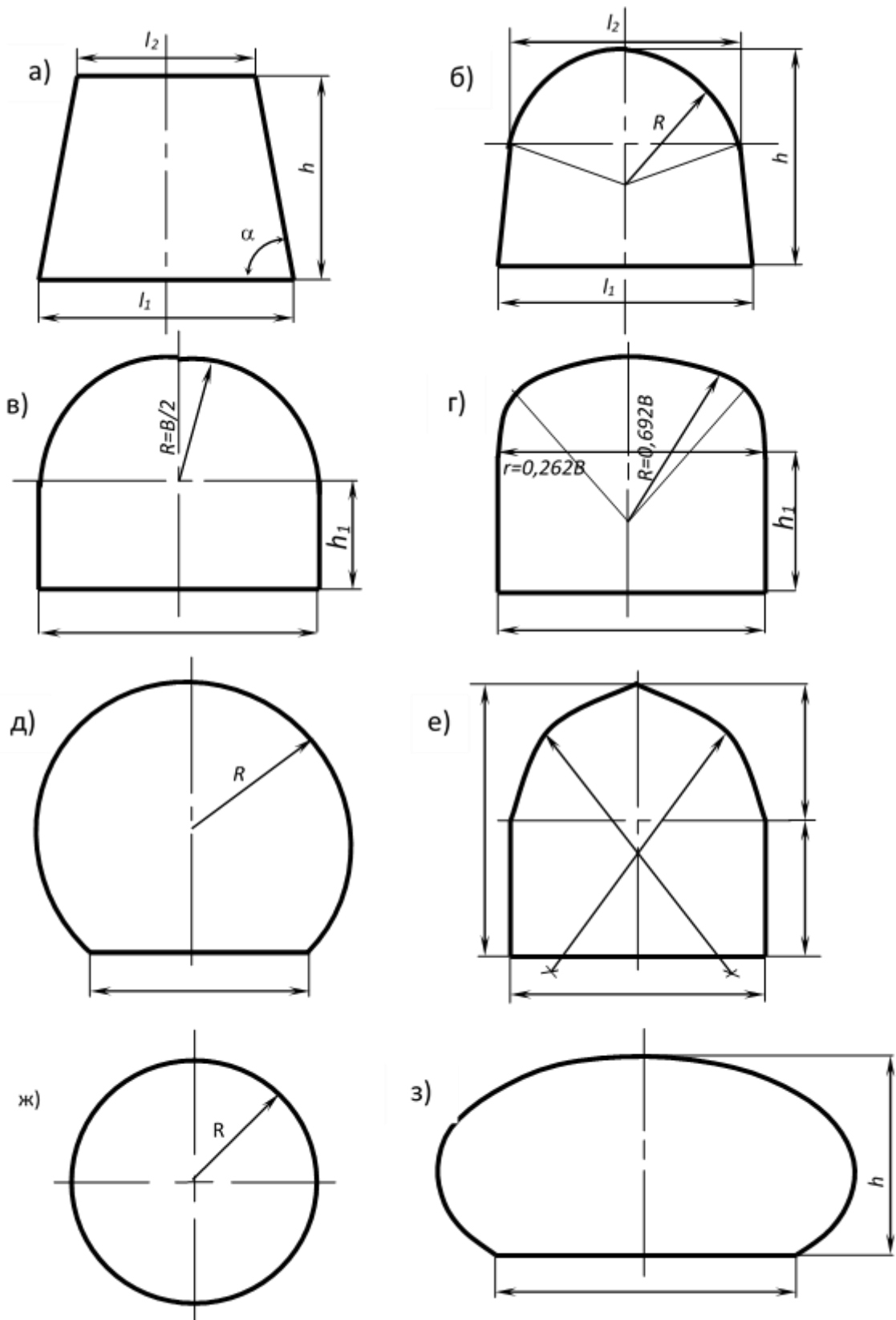


Рис. 1.1. Формы поперечного сечения выработок:

а – трапециевидная; б, в – арочная; г – сводчатая; д – подковообразная;

е – шатровая; жс – круглая; з – эллипсоидная

Размеры поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок зависят от назначения выработки, габаритных размеров транспортных средств, количества рельсовых путей, безопасных зазоров, назначаемых по требованиям Правил безопасности, и количества воздуха, проходящего по данной выработке.

Размеры поперечного сечения выработки в свету определяются графическим путем. При определении размеров поперечного сечения горных выработок необходимо, в первую очередь, иметь данные о размерах вагонеток, скипов (для наклонных выработок), электровозов (табл. 1.1) и самоходного оборудования, а также выполнять требования Правил безопасности.

Все выработки, по которым производится транспортирование грузов, должны иметь зазоры между крепью или размещёнными в выработках оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава, не менее 700 мм со стороны прохода людей, а с другой стороны – не менее 250 мм при рамных конструкциях крепи, и 200 мм при сплошных видах крепи. Указанная ширина прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки – не менее 1800 мм от подошвы или тротуара (трапа).

Зазор между встречными электровозами (вагонетками) в двухпутных выработках по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) должен быть не менее 200 мм.

Во всех выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода должна быть с одной стороны от конвейера – не менее 700 мм, а с другой – не менее 400 мм. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 500 мм.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, а также в горизонтальных и наклонных выработках, оборудованных конвейерным и монорельсовым транспортом, зазор между конвейером и крепью должен быть не менее 400 мм, между конвейером и подвижным составом – не менее 400 мм, между подвижным составом и крепью – не менее 700 мм.

При применении самоходного оборудования зазоры между габаритом подвижного состава и крепью выработки со стороны свободного прохода для людей должно быть не менее 1,2 м, а со стороны противоположной свободному проходу – 0,5 м. При устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м зазор со стороны свободного прохода для людей может быть уменьшен до 1,0 м. Ниши должны устраиваться высотой 1,8 м, шириной 1,2 м, глубиной 0,7 м. Параметры (габаритные размеры) самоходного погрузочно-доставочного оборудования приведены в табл. 1.1.

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, зазоры между крепью и конвейером, в зависимости от вида крепи, должны быть 700 мм; между конвейером и подвижным составом – 400 мм; и между подвижным составом и крепью – 200-250 мм. Указанные выше боковые зазоры и проходы должны соблюдаться на высоте не менее 1800 мм.

Таблица 1.1

Габаритные размеры подвижного состава

Параметры	Шахтные вагонетки											
	ВГ-0,7	ВГ-1,2	ВГ-1,6	ВГ-2,0	ВГ-2,2	ВГ-2,5	ВГ-3,3	ВГ-4,5А	ВГ-5,6	ВГ-9А	ВГ-10А	УВГ-1,3
Вместимость кузова, м ³	0,7	1,2	1,6	2,0	2,2	2,5	3,3	4,5	5,6	9	10	1,3
Основные параметры, мм												
Длина	1250	1850	2700	3070	2950	2760	3450	4100	4200	8000	7300	1500
Ширина	850	1000	850	1250	1200	1240	1240	1350	1350	1350	1800	850
Высота	1220	1300	1200	1200	1300	1300	1300	1550	1550	1550	1600	1300
Колея, мм	600	600,750	600	750,900	600,750	900	900	750,900	900	750,900	750,900	600,750
Аккумуляторные электровозы												
Тип электровоза	4,5АРП-2М	5АРВ-2М	АРИ-7	АРВ-7	АМ8Д	2АМ8Д	АРИ-10	АРИ-14	АРП-28			
Длина по буферам, мм	3300	3480	4200	4200	4550	9470	5500	5865	10870			
Ширина (мм) при размере колеи 600 мм	1000	1000	1050	1050	1045	1045	1060	-	-			
Ширина (мм) при размере колеи 900 мм	1300	1300	1350	1350	1315	1345	-	1350	1350			
Высота, мм	1310	1450	1500	1500	1415	1415	1650	1650	1650			
Исполнение электрооборудования	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ			
Контактные электровозы												
Тип электровоза	ЗКР-600	4КР-1	К-10	К-14	КТ-14	КТ-28						
Длина по буферам, мм	2900	3120	5200	5440	5440	12300						

Ширина (мм) по выступающим частям при колее: 600 мм	960	1000	1350	1350	1350	1350						
Ширина (мм) по выступающим частям при колее: 750 и 900 мм	-	1300	1650	1650	1650	1650						
Высота, мм	1400	1515	1650	1650	1650	1650						

Шахтные конвейеры с шириной ленты 800 мм												
Тип конвейера	КЛ 150Д; КЛ 150У	1Л80	1ЛТ80	2П80	2ЛБ80	1ПБ80						
Максимальная ширина, мм	1080	1108	1108	1108	1108	1108						
Подземные автосамосвалы												
	МТ2010	МТ431В	МТ436В	МТ436LP	МТ42	МТ5020	МТ6020					
Габариты выработки ширина, высота	4,0 x 5,0	5,0 x 4,5	5,0 x 4,5	5,0 x 3,0	5,0 x 4,5	5,0 x 5,0	5,0 x 5,0					
Грузоподъёмность, кг	20000	28000	33000	33000	42000	50000	60000					
Ёмкость кузова, м ³	6,7 - 11	11,5 – 17,5	13,5 – 18,5	13,5 – 18,5	17,5 - 21	21 – 28	25 – 33,5					
Рабочая масса, кг	21000	28000	31000	31000	35000	43000	45000					
Ширина по кузову, мм	2400	2800	3050	3355	3050	3200	3440					
Высота по кабине, мм	2530	2650	2700	2300	2700	2830	2830					
Радиус поворота, макс., мм	7250	8540	7540	8540	8890	9320	9330					

Высота выработки складывается из высоты верхнего строения пути, высоты подвески контактного провода и зазора между контактным проводом и крепью. Рельсовый путь состоит из нижнего и верхнего строения. Нижнее строение - подошва выработки. Высота верхнего строения пути складывается из высоты рельсов, толщины шпал и балластного слоя под ними. Тип рельса зависит от сцепного веса электровоза. Во вспомогательных выработках применяют рельсы типов Р18 и Р24, на главных откаточных выработках – Р33 и Р38. Техническая характеристика рудничных рельсов приведена в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Техническая характеристика рудничных рельсов

Тип рельса	Основные размеры рельсов, мм				Теоретическая масса 1 м, кг	Площадь поперечного сечения, см ²	Момент инерции, см ²
	высота	ширина		толщина шейки			
		подошвы	головки				
Р18	90	80	40	10,0	18,8	23,07	240
Р24	107	92	51	10,5	24,14	32,70	468
Р33	128	110	60	12,0	33,48	42,76	967,98
Р38	135	114	68	13,0	38,40	49,06	1222,54

Шпалы применяют деревянные и железобетонные. Их укладывают на расстоянии 700 мм друг от друга на балласте из гравия или щебня. Толщина балласта составляет 200 мм при рельсах типа Р33 и 190 мм - при Р24; шпалы укладывают в балласт на 2/3 высоты. В выработках с углом наклона более 10° шпалы укладываются в поперечные канавки на 2/3 высоты.

На 1 км одноколейного пути требуется около 350-400 м³ балласта.

При ширине колеи 600 мм укладывают шпалы длиной 1200-1300 мм, при ширине колеи 900 мм – длиной 1500-1700 мм. Толщина деревянных шпал составляет 120-140 мм, железобетонных – 130 мм; ширина верхней постели - 100-140 мм, нижней – 190-230 мм.

Высота верхнего строения пути увеличивается от 320 мм при рельсах Р18 до 400 мм при рельсах Р38.

Высота подвески контактного провода должна быть не ниже 2 м от головок рельсов, а при механической доставке людей по выработке или при наличии отдельных выработок, либо отделения для передвижения людей – на высоте не менее 1,8 м. В местах подвески расстояние контактного провода от верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

Установленные Правилами безопасности зазоры должны выдерживаться в течение всего срока службы выработки. В связи с этим выработки, подверженные влиянию очистных работ и закрепляемые податливыми крепями, должны иметь первоначальные размеры на 10-20 % больше, чем это требуется в соответствии с вышеприведенными условиями.

Размеры поперечного сечения выработки в свету в зависимости от ее формы могут быть определены по формулам, приведенным в табл.1.3.

Таблица 1.3

Формулы к определению поперечного сечения выработки

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения в свету	Периметр выработки в свету
Трапецевидная (см. рис.1.1, а)	$[(l_1+l_2)/2]h$	$l_1+l_2+(2h/\cos\alpha)$
Арочная (см. рис.1.1, б)	$[(l_1+l_2)/2]h+1,23R^2$	$l_2+2,03h+2,79R$
Арочная (см. рис.1.1, в)	$B(h_1+0,39B)$	$2h_1+2,57B$
Сводчатая с коробовым сводом (см. рис.1.1, г)	$B(h_1+0,26B)$	$2h_1+2,33B$
Шатровая (см. рис.1.1, е)	$BH_{ст}+0,35B^2$	$2H_{ст}+1,45B$

Примечание: h - высота от уровня балласта до верхняка (кровли выработки);

$l_1, l_2, \alpha, R, h_1, B, H_{ст}$ (см. рис.1.1).

Полученную площадь поперечного сечения выработки в свету проверяют на скорость движения вентиляционной струи

$$V_{\max} = \frac{Q}{S_{св}} \geq V_{\min}, \quad (1.1)$$

где V_{\max} – максимально допустимая скорость движения воздушной струи, для откаточных квершлаггов и штреков, бремсбергов, уклонов – 8 м/с; 6 м/с – для остальных выработок;
 Q – количество воздуха, проходящего по данной выработке, м³/с;
 $S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;
 V_{\min} – минимальная скорость движения воздуха – 0,25 м/с.

2. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

2.1. Общие положения

Цикличная организация горнопроходческих работ предусматривает выполнение рабочих процессов, входящих в проходческий цикл, в определенной технологической последовательности, на установленную величину подвигания забоя и в заданные сроки.

При проведении горных выработок все рабочие процессы делятся на основные и вспомогательные. К основным рабочим процессам относятся те, в результате которых получается готовая выработка.

К вспомогательным относятся процессы, обеспечивающие нормальное выполнение основных процессов.

Характер и число основных процессов зависит от принятого способа проходки, который определяется физико-механическими свойствами пересекаемых пород. При проведении выработки по крепким породам к основным проходческим процессам относят: бурение и взрывание шпуров, погрузку породы, возведение крепи. К вспомогательным относят: транспортирование породы, доставку и разгрузку крепёжных материалов, удлинение труб вентиляции, сжатого воздуха и воды, наращивание кабелей, настилку рельсового пути, переноску маневровых транспортных приспособлений и т.д.

В зависимости от принятой организации работ основные проходческие процессы выполняются последовательно или частично параллельно.

Совокупность основных и вспомогательных процессов, необходимых для подвигания забоя на определённую величину, составляет проходческий цикл.

Время, в течение которого выполняются все необходимые процессы, называется продолжительностью цикла.

Проектирование цикличной организации работ при проходке горных выработок с возведением временной крепи включает три стадии:

- 1) проектирование цикличной организации работ по выемке породы в забое выработки и возведению временной крепи;
- 2) проектирование цикличной организации работ по возведению постоянной крепи;
- 3) увязка между собой организации работ по выемке породы и возведению постоянной крепи, разработка совмещённых суточных и месячных графиков, а также графика проходки выработки на полную ее длину.

Расчёту и составлению графика цикличной организации работ предшествует выбор целесообразного способа проведения выработки и средств механизации, установление сечения выработки, паспорта буровзрывных работ и паспорта крепления.

2.2. Определение объёмов работ

Определяют объём работ на один цикл по каждому рабочему процессу.

Объём уборки породы вычисляется по формуле:

$$V_{уб} = l_{yx} \cdot S_{чр} \cdot k_p, \text{ м}^3 \quad (2.1)$$

$$l_{yx} = l_{ш} \cdot \eta, \text{ м} \quad (2.2)$$

где $S_{чр}$ – площадь сечения выработки вчерне;

k_p – коэффициент разрыхления породы.

l_{yx} – уходка забоя за цикл, м

$l_{ш}$ – длина шпуров.

η – коэффициент использования шпуров К.И.Ш. (при $f = 2 \div 6$ К.И.Ш. = 0,95; при $f = 6 \div 12$ К.И.Ш. = 0,9; при $f = 12 \div 20$ К.И.Ш. = 0,85);

Объём бурения шпуров вычисляется по формуле:

$$V_{бур} = n \cdot l_{ш}, \text{ м}^3 \quad (2.3)$$

где n – количество шпуров;

Объём крепления определяется по формулам:

– для набрызгбетонной крепи:

$$V_{н/б} = (P - B) \cdot l_{yx}, \quad \text{м}^2 \quad (2.4)$$

где P – периметр выработки;

B – ширина выработки;

– для анкерной крепи:

$$V_{анк} = n_p \cdot (l_{yx} / l_{ш}), \quad (2.5)$$

где n_p – количество рядов анкеров, принимается по построению с учётом шага;

– для монолитной бетонной крепи:

$$V_{бет} = (P - B) \cdot l_{yx} \cdot t, \quad (2.6)$$

где t – толщина монолитной бетонной крепи.

– для металлической рамной крепи:

$$V_{рам} = l_{yx} / l_{ш}, \quad (2.7)$$

Соотношение $l_{yx} / l_{ш}$ округляется в большую сторону.

2.3. Проектирование цикличной организации работ

Расчёт организации проходческого цикла ведется следующим образом. Исходя из скорости проходки, определяют максимально допустимую продолжительность цикла:

$$T_{ц} = t_c \cdot a \cdot n_c \cdot l_{yx} / V_{мес}, \quad (2.8)$$

где $T_{ц}$ – максимально допустимая продолжительность цикла;

t_c – продолжительность рабочей смены;
 a – количество рабочих дней в данном месяце;
 n_c – число рабочих смен в сутки;
 l_{yx} – подвигание забоя на один цикл, м.

$V_{мес}$ – заданная месячная скорость проходки, м (не менее нормативной – СНиП 3.02.03-84, табл. 2.1).

Таблица 2.1

Технические скорости проходки горных выработок (СНиП 3.02.03.84)

Вид горных выработок и работ	Скорость выполнения работ, м/мес
Стволы: наклонные	50
Околоствольные двory и камеры (на один забой) и сопряжения выработок (на одно сопряжение) *	400*
Квершлаг и штреки полевые	70
Штреки по полезному ископаемому и с подрывкой породы	110
Наклонные выработки, проводимые снизу вверх по полезному ископаемому с подрывкой породы	95
То же полевые	70
Наклонные выработки, проводимые сверху вниз по полезному ископаемому с подрывкой породы	80
То же полевые	60
Капитальные рудоспуски и восстающие	45
* - м ³ / мес	

Примечания: 1. При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок проходческими комбайнами нормативную скорость следует увеличивать на 50%, а в случае проходки выработок буровзрывным способом без возведения крепи - на 30%.

2. В зависимости от горно-геологических условий, места и назначения, форм и размеров выработок, типа крепи допускается уменьшение нормативной скорости:

- при проведении участков выработок, где прогнозируется суффлярное выделение метана (водорода), горные удары, выбросы породы, угля и газа, прорывы воды и пливунов - на 30%;

- при проведении выработок с обратным сводом, а также выработок с действующего горизонта - на 20%;

- при сильном капеже непрерывными струями в горизонтальных и наклонных выработках - на 15%;

- при возведении монолитной бетонной и железобетонной крепи в горизонтальных и наклонных выработках - на 10%.

3. В условиях, когда может быть принято несколько понижающих коэффициентов, принимается только один из них, наиболее соответствующий конкретным условиям.

Определив максимально допустимую продолжительность цикла, необходимо принять длительность цикла в проектируемом графике, равную или меньшую максимально допустимой и кратную продолжительности одной или нескольких смен.

По выбранной продолжительности цикла t_1 определяют количество циклов в сутки n_c .

По каждому рабочему процессу (бурение шпуров, уборка породы, возведение постоянной крепи), входящему в цикл, определяют трудоёмкость путем умножения объёма работ на принятую норму времени:

$$q = V \cdot N_{вр} , \quad (2.9)$$

где $N_{вр}$ – норма времени на каждый рабочий процесс, принимается по действующему сборнику Единых норм и расценок (Приложение 1).

V – объём работ по каждому рабочему процессу.

Определяют суммарную трудоёмкость на один цикл, равную сумме трудоёмкостей по отдельным рабочим процессам:

$$\sum_{i=1}^n q_i = q_1 + q_2 + \dots + q_n . \quad (2.10)$$

Исходя из суммарной трудоёмкости на один цикл и продолжительности цикла (в сменах), определяют число рабочих в смену делением суммарной трудоёмкости на продолжительность цикла в сменах (делают округление в меньшую сторону) по формуле:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n q_i}{t_1} , \quad (2.11)$$

где n – число рабочих в смену;

$\sum_{i=1}^n q_i$ – суммарная трудоёмкость на один цикл, чел. час.;

t_1 – продолжительность цикла, час.

Определяют процент выполнения нормы выработки или нормы времени делением суммарной трудоёмкости на принятое количество рабочих на один цикл:

$$K = \left(\frac{\sum_{i=1}^n q_i}{n_1} \right) \cdot 100\% , \quad (2.12)$$

где K – процент выполнения нормы ($100 < K < 125\%$).

Если $K < 100\%$, необходимо несколько увеличить принятую ранее глубину шпуров, тогда увеличится и объём бурения и объёмы уборки породы и крепления, а значит, и

суммарная трудоёмкость $\sum_{i=1}^n q_i$.

Принятое число рабочих на цикл:

$$n_1 = n \cdot t_1 \quad (2.13)$$

Определяют продолжительность выполнения отдельных рабочих процессов по формуле:

$$t = q / (n_2 \cdot K_1), \quad (2.14)$$

где t – продолжительность выполнения данного рабочего процесса, ч.;

q – трудоёмкость данного рабочего процесса, чел. час.;

n_2 – количество рабочих, занятых выполнением данного рабочего процесса. При последовательном выполнении рабочих процессов $n_2 = n$;

K_1 – коэффициент выполнения нормы, $K_1 = 0,01K$.

Таким способом определяют продолжительность отдельных рабочих процессов в том случае, когда они выполняются последовательно.

При параллельном выполнении рабочих процессов расчёт ведут следующим образом. Определяют время выполнения каждого рабочего процесса, причем возможны два случая: а) когда время одного и другого параллельно выполняемых процессов полностью совпадает; б) когда время выполнения отдельных процессов различно. В последнем случае рабочий или группа рабочих, закончив выполнение одного процесса, приступают к выполнению другого, который еще не начинался в данном цикле, или присоединяются к рабочим, продолжающим выполнять процесс, параллельный с законченным.

Для определения продолжительности параллельно выполняемого процесса расчёт ведут следующим образом.

Выражают трудоёмкость процесса q_1 , имеющего большую продолжительность в человеко-часах. Если продолжительность другого параллельно выполняемого процесса обозначить t_2 , количество рабочих, занятых выполнением данного процесса – n_3 и количество рабочих, выполняющих более продолжительный процесс – n_4 , то за время, затраченное на выполнение рабочего процесса, имеющего продолжительность t_2 ч., количество рабочих n_4 выполняют работу по параллельному процессу по трудоёмкости равную:

$$q_2 = t_2 \cdot n_4 \cdot K_1, \quad (2.15)$$

где K_1 – коэффициент выполнения нормы.

Следовательно, после того, как n_3 рабочих заканчивают процесс, имеющий меньшую продолжительность t_2 и присоединяются к n_4 рабочим, выполняющим более продолжительный процесс, им еще предстоит выполнить работу по более продолжительному процессу, по трудоёмкости равную q_3 чел.- час.

$$q_3 = q_1 - q_2. \quad (2.16)$$

Эту работу все рабочие, т.е. $(n_3 + n_4)$, выполняют за время

$$t_3 = q_3 / ((n_3 + n_4) \cdot K_1). \quad (2.17)$$

Определяют фактическую продолжительность цикла

$$T'_1 = t_1 + t_2 + \dots + t_n, \quad (2.18)$$

где t_1, t_2, t_n – продолжительность выполнения отдельных рабочих процессов.

Определяют время вспомогательных процессов (зарядание, проветривание):

$$T_B = t_3 + t_n, \quad (2.19)$$

где t_3 – время зарядания шпуров;

t_n – время проветривания забоя выработки (не более 30 мин)

Время на зарядание может быть определено по формуле:

$$t_3 = (N \cdot t_{ш}) / n_{зр}, \quad (2.20)$$

где N – количество шпуров в забое, шт;

$t_{ш}$ – время на зарядание одного шпура, ч. (обычно принимается от 2,5 до 5 мин.);

$n_{зр}$ – число рабочих, занятых на зарядании шпуров.

Так как время вспомогательных процессов учтено в нормах выработки или времени, удельный вес основных рабочих процессов определяют по формуле:

$$K_2 = [(T'_1 - T_B) / T'_1] \cdot 100\%, \quad (2.21)$$

где K_2 – удельный вес основных рабочих процессов, %;
 T_v – продолжительность вспомогательных процессов, ч.;
 T'_1 – фактическая продолжительность цикла, ч.

Определяют чистое время выполнения отдельных рабочих процессов из выражения:

$$t' = (t \cdot K_2) / 100. \quad (2.22)$$

Проверяют продолжительность цикла:

$$T''_1 = t_1 + t_2 + \dots + t_n + t_3. \quad (2.23)$$

$$T''_1 = T'_1. \quad (2.24)$$

По полученным данным строят график цикличной организации работ.

В процессе проектирования цикличной организации работ достигнутая месячная скорость строительства горной выработки может превысить нормативную.

Приложение 1 Нормы времени основных технологических процессов

Нормы времени на бурение шпуров

Тип устано вки	Диаметр патронов ВВ, мм	Категория пород					
		внекатегор ная	I	II	III	IV	V
Механизированное бурение (на 10 м шпура)							
БУ-1	32–36	2,3	1,9	1,6	1,3	1,1	0,88
СБУ-2 БУР-2	32–36	2,1	1,7	1,4	1,1	1	0,78
КБМ-3	32–36	-	-	1,2	1	0,88	0,69
БУЭ-1	32–36	1,2	1	0,83	0,67	0,55	0,5
Ручное бурение (на 1 м шпура)							
ПР- 54В	45	-	0,29	0,2	0,16	0,14	-
ППЗ6В	32–36	-	0,42	0,28	0,23	0,2	0,17
	45	-	0,58	0,4	0,29	0,25	0,23
ПП63В	32–36	0,73	0,45	0,3	0,25	0,22	0,18
	45	0,98	0,63	0,43	0,31	0,26	0,24

Нормы времени и расценки на уборку 1 м³ породы

Тип машины	Категория пород		
	внекатегорная и I	II-III	IV-VI
1 ППН-5	0,72	0,66	0,59
2 ПНБ-2	0,48	0,43	0,39
1 ПНБ-2	0,51	0,47	0,42
ПНБ-3К	0,29	0,26	0,24
При конвейерной погрузке			
2ПНБ-2	0,32	0,27	0,23
1ПНБ-2	0,36	0,31	0,25

Возведение набрызгбетонной крепи

Наименование работ	Толщина слоя, мм	Поверхности горной выработки	
		Стена	Кровля
Торкретирование поверхностей горных выработок цемент-пушкой типа Ц-630А	20	0,076	0,09
	25	0,09	0,12
	30	0,12	0,14

Возведение анкерной крепи

Крепь	Способ бурения шпуров	Установка штанги				
		В кровлю			В почву	
		Категория пород			Категория пород	
		II	III	IV	III	IV
Стальная штанговая	Перфораторами ПР-30Л, ПР-30К	-	0,59	0,5	0,2	0,18
	Телескопными перфораторами	0,66	0,49	0,38	-	-
Железобетонная штанговая	То же	0,82	0,63	0,48	-	-

Возведение монолитной бетонной крепи

Наименование работ	Толщина крепи, мм					
	До 200		200–300		Свыше 300	
	без подмостей	с подмостей	без подмостей	с подмостей	без подмостей	с подмостей
Ручная укладка бетонной смеси за опалубку						
Укладка бетонной смеси:	2,6	2,9	2,3	2,4	2	2,1
–в стены						
–в своды	-	4,9	-	3,8	-	-
Механизированная укладка (в стены)						
Укладка бетонной смеси за опалубку	1,6		1,4		1,2	

Возведение рамной крепи

Сечение выработок в проходке, м ²	Деревянные затяжки			Железобетонные затяжки		
	Категория пород					
	внекатегорн ая, I и II	III-IV	V-VII (кроме пльвуна)	внекатегорн ая, I и II	III-IV	V-VII (кроме пльвуна)
до 6,5	2,4	2	1,7	2,6	2,3	1,9
6,51-8	2,7	2,4	1,9	3,1	2,6	2,2
8,01-10	3,1	2,7	2,2	3,6	3,1	2,5
10,01-12	3,7	3,3	2,8	4,2	3,6	3,1
12,01-14	4,7	4	3,6	5,2	4,4	3,9
14,01-16	6,7	5,1	4,3	6,4	5,8	4,6
Св. 16	8,9	6,7	5,6	10	7,6	6,7

Приложение 2 Варианты заданий для выполнения практических и контрольных работ

№ варианта	Наименование пород	Коэфф. крепости пород, мощность пласта, м	Категория удароопасности	Кол-во воздуха, м ³ /с	Оборудование, размер колеи	Кол-во шпуров за цикл, длина шпура	Кресть	
							Вид	Параметры
1	Граниты	14-16	+	75	2 пути ВГ-1,6, 600	65 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м Т=6 см
2	Листвениты	12-14	+	40	1 путь ВГ-2,5, 900	53 2,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,5 м Т=5 см
3	Известняки	2-5	-	35	1 путь ВГ-10А, 750	30 2,0	Бетонная	Т=250 мм
4	Аргиллиты	4-6	-	40	2 пути УВГ-1,3, 600	32 2,5	Рамная	СВП 33 Шаг 1 м
5	Суглинки	1-3	-	50	1 путь ВГ-5,6, 900	25 2,0	Бетонная	Т=400 мм

6	Скарны	12-14	+	40	1 путь ВГ-9А, 750	71 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,7 м Т=7 см
7	Листвениты	14-16	+	50	1 путь ВГ-2,5, 900	70 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,6 м Т=6 см
8	Известняки	4-6	-	45	2 пути ВГ-4,5А, 750	26 3,0	Рамная	СВП 27 Шаг 0,8 м
9	Граниты	12-14	+	35	2 пути ВГ-3,3, 900	62 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,7 м Т=5 см
10	Доломиты	5-7	-	20	1 путь ВГ-5,6, 900	40 3,0	Бетонная	Т=300 мм
11	Порфириты	7-9	+	50	2 пути ВГ-4,5А, 900	45 3,5	Бетонная	Т=250 мм
12	Песчаники	6-8	-	40	2 пути ВГ-2,5, 750	47 2,5	Рамная	СВП 22 Шаг 1,2 м

13	Известняки	4-6	+	20	1 путь ВГ-0,7, 600	30 2,0	Бетонная	Т=350 мм
14	Листвениты	12-14	-	20	1 путь ВГ-1,2, 750	64 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,7 м Т=5 см
15	Известняки	4-6	-	25	1 путь ВГ-1,2, 600	29 2,5	Бетонная	Т=400 мм
16	Диабазы	17-18	+	30	1 путь ВГ-2,0, 900	75 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,5 м; Шаг 0,8 м Т=7 см
17	Граниты	14-16	+	40	2 пути ВГ-1,2, 750	69 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,5 м Т=6 см
18	Аргиллиты	4-6	+	50	2 пути ВГ-2,5, 900	34 2,0	Рамная	СВП 27 Шаг 1 м
19	Известняки	2-5	-	45	2 пути ВГ-4,5А, 750	30 2,5	Бетонная	Т=400 мм
20	Суглинки	1-3	+	30	1 путь ВГ-2,0, 900	22 2,5	Бетонная	Т=450 мм

21	Скарны	12-14	-	35	1 путь ВГ-2,2, 600	45 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м T=5 см
22	Листвениты	14-16	+	20	1 путь ВГ-0,7, 600	55 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,6 м T=6 см
23	Граниты	12-14	-	45	2 пути ВГ-9А, 750	63 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,5 м T=7 см
24	Песчаники	6-8	+	60	2 пути ВГ-10А, 900	36 2,5	Рамная	СВП 33 Шаг 0,7 м
25	Порфириты	7-9	-	30	1 путь ВГ-3,3, 900	42 2,0	Рамная	СВП 22 Шаг 1 м
26	Доломиты	5-7	+	60	2 пути ВГ-2,2, 750	32 3,0	Бетонная	T=250 мм
27	Известняки	4-6	+	50	2 путь УВГ-1,3, 750	27 2,5	Бетонная	T=300 мм
28	Диабазы	17-18	+	25	1 путь ВГ-1,2, 600	79 4,0	Анкерная	L=3,2 м; Шаг 0,5 м

							Набрызгбетонная	T=6 см
29	Известняки	4-6	-	40	2 пути ВГ-1,6, 600	23 2,0	Бетонная	T=250 мм
30	Граниты	14-16	-	45	1 путь ВГ-5,6, 900	64 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м T=7 см
31	Листвениты	12-14	+	35	2 пути ВГ-1,6, 600	55 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,6 м T=6 см
32	Скарны	12-14	+	50	2 пути ВГ-2,5, 900	53 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,6 м; Шаг 0,5 м T=5 см
33	Суглинки	1-3	-	25	1 путь ВГ-2,0, 750	20 2,5	Бетонная	T=450 мм
34	Аргиллиты	4-6	+	50	2 пути ВГ-10А, 900	27 2,0	Бетонная	T=300 мм
35	Известняки	2-5	-	60	2 пути ВГ-9А, 750	25 2,0	Бетонная	T=350 мм

Примечания: L – длина анкера; T – толщина набрызгбетонной или бетонной крепи; Шаг – расстояние между рамами или анкерами.

