

**МИНИСТЕРСТВО ОБЩЕГО И ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**МОСКОВСКАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНАЯ
АКАДЕМИЯ ИМЕНИ СЕРГО ОРДЖОНИКИДЗЕ**

А.К.Порцевский, Ю.И.Анистратов

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Учебное пособие по курсу лекций для студентов
специальности 0902

“Подземная разработка месторождений полезных ископаемых”

и специальности 0905

“Открытая разработка месторождений полезных ископаемых”

Москва - 1999 г.

Основные понятия

Открытый способ разработки месторождений заключается в выемке горных пород нисходящими горизонтальными слоями непосредственно с земной поверхности. Карьер (разрез) - это совокупность выработок, образованных при открытой разработке месторождения. Карьерное поле - это месторождение (или его часть), разрабатываемое одним карьером. Карьерное поле входит в состав земельного отвода карьера, в пределах которого размещаются отвалы пустых пород, некондиционных руд, промплощадка и другие производственные сооружения. Вскрышные работы - горные работы по удалению покрывающих руду пустых пород. Добычные работы - горные работы по извлечению (добыче) руды. Уступ - горизонтальный слой горных пород, вынимаемых одним комплектом горных машин (например, бурильная установка-экскаватор-самосвал). Подуступы - часть уступа по высоте, разрабатываемые отдельными машинами бурения и экскаваторами, но обслуживаемые одним транспортом. Элементы уступа: две площадки (верхняя и нижняя), откос, две бровки (верхняя и нижняя), забой. Ширина разрабатываемого уступа - это заходка, а торец заходки - забой. Борт карьера - это совокупность площадок и откосов всех уступов. После окончания вскрышных и добычных работ ширину площадок уменьшают до $B > 0.3 \cdot H_{\text{уступ}}$ (по ЕПБ) - ширины предохранительной бермы, а кроме того увеличивают углы откоса борта карьера.

При переходе в расчётах от линейной к трёхмерной геомеханике для определения сейсмобезопасности размещаемых на бермах карьеров стационарных и полустационарных сооружений установлено, что они должны располагаться, во избежании критических деформаций, от кромки бермы не ближе 0,4 ширины бермы и 1,6 высоты уступа.

Угол откоса рабочего уступа и нерабочего борта карьера

Таблица 1

Группа пород	Характеристика пород	Угол рабочего откоса, β_{max} , град.	Угол нерабочего откоса, γ_{max} , град.
1. Крепкие скальные породы $f > 8$	Крепкие слаботрециноватые Крепкие трещиноватые	70-80 65-70	55 40-50
2. Породы средней прочности $1 < f < 8$	Выветрелые Сильно трещиноватые	60-65 50-55	40-50 30-35
3. Слабые несвязные породы	Сильно выветрелые, пески	40-50	20-25

Зарезка нового горизонтального слоя на дне карьера производится разрезной (временной) траншеей, а транспортировка вскрышных пород и руды из карьера осуществляется по капитальной (постоянной) траншее.

Преимущества открытой разработки месторождения перед подземной:

- выше безопасность труда, ниже риск обрушений, обвалов;
- выше производительность труда в 4-7 раз;
- ниже себестоимость добычи (без транспортировки на поверхность) в 2-4 раза;

- ниже сроки строительства карьера и капитальные затраты - в 2-2.5 раза;
- более благоприятные условия для полной механизации горных работ и селективной выемке руды...

Недостатки:

- экологический ущерб окружающей среде за счет отчуждения земель (навсегда), загрязнения воды и атмосферы;
- необходимость рекультивации земель после окончания всех работ;
- зависимость работ в карьере от погоды и климата.

Пример 1. В Норильске при жесткости погоды

$$Ж = |t^0| + 2 * V_{\text{ветра}} > 50 \quad - \text{ все работы прекращаются.}$$

$|t^0|$ – абсолютное значение температуры воздуха, град. Цельсия; $V_{\text{ветра}}$ - скорость ветра, м/с.

Пример 2. (из АИФ № 3, 1999).

Температура воздуха -5^0 , ветер 8 м/с. Для города коэффициент пересчета силы ветра 0.7 (для работы в карьере коэффициент – 1). Итак, $0.7 * 8 = 5.6$ м/с, округляем до 6 м/с.

Смотрим таблицу: графа - ветер и столбец - полуясно. Будет -16^0 , складываем -16 и $-5 = -21^0$. Так оно и будет по внутреннему ощущению человека.

Таблица

Ветер, м/с	Пасмурно	Полуясно	Ясно
Штиль	0	9	17
1	-3	0	7
2	-12	-6	0
4	-15	-8	-6
6	-19	-16	-12
8	-23	-20	-19
10	-26	-25	-23

Открытые горные работы к 1990 году в СССР составляли от 45% всего объема добычи угля, до 70% объема добычи руд цветных металлов, до 85% объема добычи железной руды и практически 100% объема добычи строительных материалов.

Этапы открытой разработки:

1 период - строительство карьера:

- подготовка земной поверхности (вырубка леса, отвод рек, снос зданий, перенос дорог и линий электропередач...);
- горно-капитальные работы (проведение капитальных, разрезных траншей, удаление некоторого строительного объема вскрышных пород для пуска карьера в эксплуатацию...);

2 период - эксплуатация карьера:

- горно-подготовительные работы по вскрытию очередного рабочего горизонта-уступа);
- вскрышные и добычные работы.

Технологические процессы на карьере:

- подготовка пород к выемке (бурение, зарядание, взрывание);
- выемочно-погрузочные работы (экскавация);
- перемещение горной породы (транспорт пустых вскрышных пород и полезного ископаемого самосвалами, железнодорожным транспортом...);
- отвалообразование, складирование и рудосортировка на складах.

Различают непрерывную (поточную), цикличную и комбинированную технологию ведения открытых работ - в зависимости от типа используемых машин: непрерывного (роторные экскаваторы, конвейер...) или цикличного действия (одноковшовые экскаваторы, самосвалы...).

Основные параметры карьера

1. Коэффициент вскрыши - это отношение количества пустых пород к количеству полезного ископаемого ($\text{м}^3/\text{м}^3$, т/т, $\text{м}^3/\text{т}$).

Граничный (предельный) коэффициент вскрыши - это максимально допустимый коэффициент вскрыши на данном месторождении по условию экономической целесообразности добычи руды именно открытыми горными работами:

$$K_{\text{гр}} = (C_{\text{д}} - C_{\text{о}}) / C_{\text{в}}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3 \quad \text{или} \quad \text{м}^3/\text{т} \quad \text{или} \quad \text{т}/\text{т}$$

где $C_{\text{д}}$ - допустимая величина себестоимости полезного ископаемого в руб/т или руб/ м^3 , может определяться так:

$$C_{\text{д}} = \begin{cases} \text{Ц} - \text{П} \\ C_{\text{п}} \\ C_{\text{а}} \end{cases}$$

Ц - цена 1 т или м^3 полезного ископаемого; П - планируемая прибыль горного предприятия с 1 т или м^3 полезного ископаемого; $C_{\text{п}}$ - себестоимость добычи здесь же полезного ископаемого подземным способом, руб/т или руб/ м^3 ; $C_{\text{а}}$ - себестоимость получения альтернативного сырья (например, газ вместо угля или пластмасса вместо стали), руб/т или руб/ м^3 ; $C_{\text{о}}$ - себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом, руб/т или руб/ м^3 ; $C_{\text{в}}$ - себестоимость вскрышных работ на данном карьере, руб/т или руб/ м^3 .

По данным практики $K_{\text{гр}}$ по отраслям составляет:

- угольная 15-20 $\text{м}^3/\text{т}$;
- железорудная 10-15 $\text{м}^3/\text{м}^3$;
- цветных металлов 15-18 $\text{м}^3/\text{м}^3$;
- горная химия 12-15 $\text{м}^3/\text{м}^3$;
- стройматериалы 2-5 $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Текущий коэффициент вскрыши - отношение объема пустых пород к объему полезного ископаемого, добытого за определенный период эксплуатации.

Средний коэффициент вскрыши - отношение объема пустых пород к объему полезного ископаемого в конечном контуре карьера:

$$K_{cp} = V_b / V_n$$

Контурный коэффициент вскрыши - отношение приращения объема пустых пород к приращению объема полезного ископаемого при расширении контура карьера в плане или в глубину (он больше текущего коэффициента вскрыши).

2. Конечная (максимальная) глубина карьера - определяется при проектировании карьера на основании экономических расчетов. Для предварительных расчетов при проектировании используется графический или аналитический методы.

А) Графический метод (определяется непосредственно на геологических разрезах и планах) – рис. 1.

Сначала отрезок, величиной $M_{max} = M_r * K_{гр}$ (где M_r – горизонтальная мощность полезного ископаемого), откладывается в любую сторону от произвольной точки «А» на земной поверхности месторождения, из концов отрезка навстречу друг другу проводят линии нерабочих бортов карьера под углами погашения « γ_{max} » (см. табл. 1).

Затем точку пересечения линий бортов карьера «Б» переносят по горизонтали в середину рудной залежи. Расстояние от этой точки до земной поверхности и есть максимальная глубина карьера.

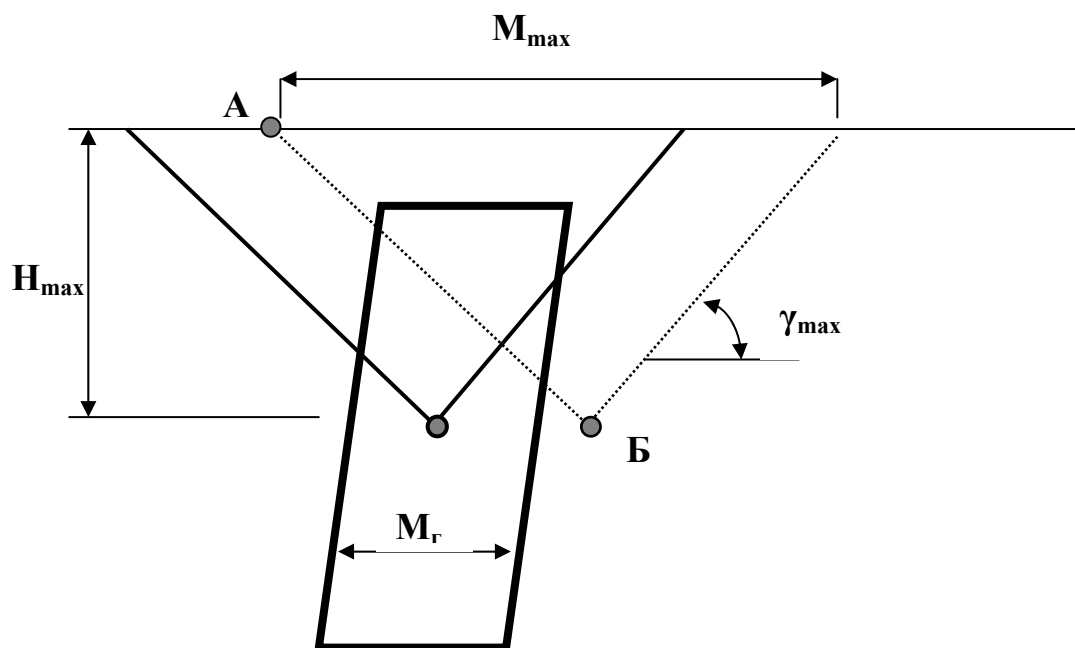


Рис. 1

Б) Аналитический метод

- для пластообразных наклонных и крутых, вытянутых по простиранию, залежей и для ограниченных в плане залежей неправильной формы:

$$H_{max} = 0.5 * M_{max} * tg \gamma_{max} \quad , \quad м$$

$$M_{\max} = M_r * K_{гр} , \text{ м}$$

$$M_r = \frac{M_n}{\sin \alpha} , \text{ м}$$

где M_{\max} – максимальный разнос бортов карьера по земной поверхности, м; M_r - горизонтальная мощность залежи, м; α – угол падения залежи, град.

- для округлых в плане, жильных и штокообразных залежей (рис. 2):

$$H_{\max} = 0.5 * M_k * \operatorname{tg} \gamma_{\max} , \text{ м}$$

$$M_k = m_k * K_{гр} , \text{ м}$$

$$M_d = m_d * K_{гр} , \text{ м}$$

где M_k и M_d – максимальный разнос бортов карьера по земной поверхности в направлении короткой и длинной осей карьера (m_k и m_d), м; $\beta_{\text{раб}}$ - угол откоса рабочего борта карьера (18-27°).

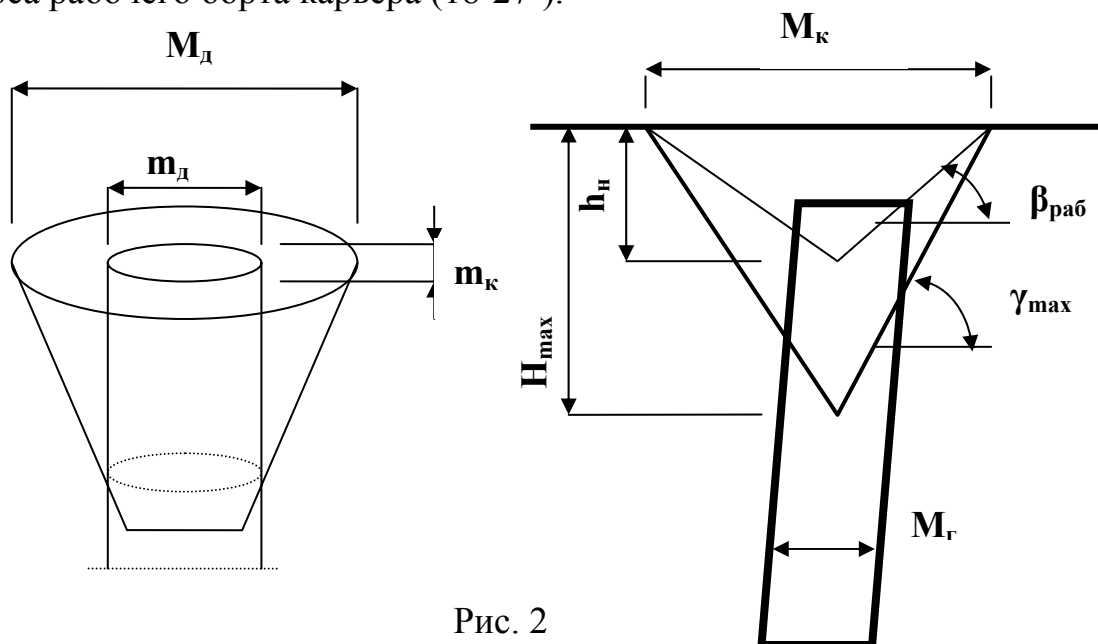


Рис. 2

Однако максимальная глубина карьера ограничена технической возможностью транспортировки горной массы (произведение скорости углубления горных работ на ресурс транспортных средств), т.е. для автомобильного транспорта:

$$H_{\max} = 15 \text{ м/год} * (10-12) \text{ лет} = 150-200 \text{ м} .$$

Таким образом, для карьеров глубиной до 300-350 м рекомендуется комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт, а при глубине более 350 м рациональнее выдача горной массы из карьера по шахтному стволу.

3. Объем горной массы в найденных контурах карьера (рис. 3):

- для пластообразных наклонных и крутых, вытянутых по простиранию, залежей:

$$V = 0.25 * M^2 * \operatorname{tg} \gamma_{\max} * (\pi * \frac{M}{6} + \Pi) , \text{ м}^3$$

для ограниченных в плане залежей неправильной формы ($m_d / m_k > 2$):

$$V = \frac{1}{24} * \pi * M_k^3 * \operatorname{tg} \gamma_{\max} + \frac{1}{4} * M_k^2 * (M_d - M_k) * \operatorname{tg} \gamma_{\max} \quad , \quad \text{м}^3$$

- для округлых в плане, жильных и штокообразных залежей ($m_d / m_k < 2$):

$$V = \frac{1}{24} * \pi * M_k^2 * M_d * \operatorname{tg} \gamma_{\max} \quad , \quad \text{м}^3$$

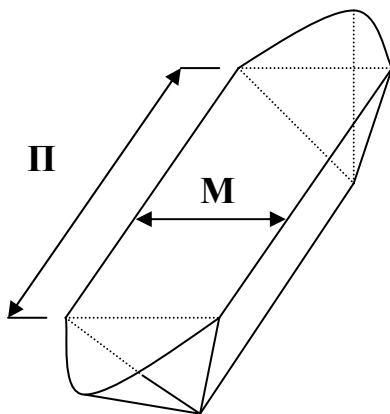


Рис. 3

4. Объем полезного ископаемого в найденных контурах карьера :

- для пластообразных наклонных и крутых, вытянутых по простиранию, залежей:

$$V_{\text{п.и.}} = M_r * \Pi * (H_{\max} - h_n) - 0.25 * M_r^2 * \Pi * \operatorname{tg} \gamma_{\max} \quad , \quad \text{м}^3$$

- для ограниченных в плане залежей неправильной формы ($m_d / m_k > 2$):

$$V_{\text{п.и.}} = (M_k * M_d - M_k^2 + 0.25 * \pi * M_k^2) * (H_{\max} - h_n - 0.5 * M_k * \operatorname{tg} \gamma_{\max}) + 0.25 * M_k^2 * \operatorname{tg} \gamma_{\max} * (M_d - M_k) + \frac{\pi * M_k^3 * \operatorname{tg} \gamma_{\max}}{24} \quad , \quad \text{м}^3$$

- для округлых в плане, жильных и штокообразных залежей ($m_d / m_k < 2$):

$$V_{\text{п.и.}} = 0.25 * \pi * M_k * M_d * (H_{\max} - h_n - 0.5 * M_k * \operatorname{tg} \gamma_{\max}) + \frac{\pi * M_k^2 * M_d * \operatorname{tg} \gamma_{\max}}{24} \quad , \quad \text{м}^3$$

при этом промышленные запасы полезного ископаемого равны:

$$Z_{\text{п.и.}} = V_{\text{п.и.}} * \gamma * \eta \quad , \quad \text{т}$$

где h_n – мощность наносов, м; γ - плотность руды, т/м³; η - коэффициент извлечения руды из недр (0.95-0.98).

5. Производительность карьера по руде в конкретных горно-геологических условиях:

$$A_{\max} = v_r * S_p * \eta * (1 + r) \quad , \quad \text{м}^3 / \text{год}$$

$$A_{\max} = v_r * S_p * \eta * (1 + r) * \gamma \quad , \quad \text{т} / \text{год}$$

где v_r – скорость углубления горных работ на карьере, м/год (при автомобильном транспорте 15 м/год; при железнодорожном транспорте 10 м/год); r - коэффициент разубоживания (0.1-0.2); S_p - площадь полезного ископаемого в плане, м² :

- для пластообразных $S_p = M_r * \Pi$;

- для ограниченных в плане $S_p = M_k * (M_d - M_k) + 0.25 * \pi * M_k^2$;

- для округлых в плане $S_p = 0.25 * \pi * M_k * M_d$.

Технически максимально-возможная скорость углубления горных работ на карьере равна скорости проведения разрезной траншеи:

$$v_r = \frac{L_{бл} * h * (h * \text{ctg } \xi + b)}{Q_{экск}} , \text{ м/год}$$

где $L_{бл}$ – длина экскаваторного блока при проведении разрезной траншеи, м; h - высота уступа (она же – глубина разрезной траншеи), м; ξ - угол откосов бортов разрезной траншеи, град.; b - ширина дна разрезной траншеи, м; $Q_{экск}$ - годовая производительность экскаватора при проведении разрезной траншеи, м³/год.

Расчетная производительность карьера по полезному ископаемому должна быть:

$$T = \frac{З_{п.и.}}{A} \geq T_{\min} , \text{ годы}$$

где $З_{п.и.}$ – запасы полезного ископаемого в контуре карьера, т; T_{\min} - минимальный (нормативный) срок эксплуатации карьера при производительности карьера по руде, например, при добыче цветных металлов:

A , млн.т/год	< 1	1-2	2-5	5-10	10-20	20-30
T_{\min} , год	10	10-15	15-20	20-25	25-40	40-50

6. Глубина карьера на произвольный момент времени t_n :

$$h_n = t_n * v_r , \text{ м} .$$

7. Разнос бортов карьера по земной поверхности на произвольный момент времени t_n :

$$M_{\text{попер}} = 2 * t_n * v_r * \text{ctg } \beta_{\text{раб}} , \text{ м} ;$$

$$M_{\text{прод}} = (M_d - M_k) + 2 * t_n * v_r * \text{ctg } \beta_{\text{раб}} , \text{ м} ,$$

где $\beta_{\text{раб}}$ - угол откоса рабочего борта карьера (18-27⁰).

8. Производительность по вскрыше для месторождений с наклонным и крутым падением залежи изменяется постоянно по мере углубления карьера: сначала возрастает до момента достижения максимального разноса бортов по поверхности, а затем уменьшается до момента полного затухания работ по вскрыше на карьере:

- для пластообразных залежей на произвольный момент времени t_n

$$V_t = 2 * h_n * v_r * (M_d - M_k) - A + \\ + \pi * h_n^2 * v_r * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} * (\cos\beta_{\text{раб}} + 1) , \text{ м}^3 / \text{год}$$

- для ограниченных и округлых в плане залежей

$$V_t = 4 * h_n^2 * v_r * \left(\frac{M_d}{M_k} - 1 \right) * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} - A + \\ + \pi * h_n^2 * v_r * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} * (\cos\beta_{\text{раб}} + 1) , \text{ м}^3 / \text{год}$$

9. Глубина карьера при достижении максимального разноса бортов по поверхности (см. рис. 2):

- для пластообразных залежей

$$h_n = 0.5 * M_{\text{max}} * \operatorname{tg}\beta_{\text{раб}} , \text{ м}$$

- для ограниченных и округлых залежей

$$h_n = 0.5 * M_k * \operatorname{tg}\beta_{\text{раб}} , \text{ м}$$

10. Время работы карьера до достижения этой глубины:

$$t_n = h_n / v_r , \text{ годы}$$

11. Максимальная производительность карьера по вскрыше (V_{max}) к моменту достижения максимального разноса бортов карьера по поверхности:

- для пластообразных залежей ($K_{\text{тек}} = K_{\text{гр}}$)

$$V_{\text{max}} = 2 * h_n * v_r * (M_d - M_k) - A + \\ + \pi * h_n^2 * v_r * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} * (\cos\beta_{\text{раб}} + 1) , \text{ м}^3 / \text{год}$$

- для ограниченных и округлых в плане залежей

$$V_{\text{max}} = 4 * h_n^2 * v_r * \left(\frac{M_d}{M_k} - 1 \right) * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} - A + \\ + \pi * h_n^2 * v_r * \operatorname{ctg}\beta_{\text{раб}} * (\cos\beta_{\text{раб}} + 1) , \text{ м}^3 / \text{год}$$

12. Запасы полезного ископаемого бывают вскрытыми (к которым после уборки налегающих вскрышных пород обеспечен транспортный доступ по капитальным и разрезным траншеям), подготовленными (для выемки которых осталось выполнить лишь зачистку и уборку лишнего с верхней поверхности залежи) и готовые к выемке запасы (где сразу можно производить добычные работы - бурение, взрывание, погрузку, даже при остановке добычных и вскрышных работ на верхних уступах).

Обеспеченность карьера вскрытыми запасами должна быть не менее 3 месяцев при круглогодичной добыче и 6 месяцев при сезонной работе.

Требования ЕПБ¹ к высоте, углам, берме уступа:

1. Высота уступа не должна превышать (1-1.5) высоты черпания одноковшовым экскаватором.

¹ Единые правила безопасности при разработке месторождений открытым способом.

2. Углы откосов рабочих уступов допускаются:

- при работе ковшовых и роторных экскаваторов и драглайнов - не более 80 град.;
- при работе цепных экскаваторов - не более угла естественного откоса пород.

3. Безопасное расстояние от верхней бровки до оси транспортного средства - 2.5-3 м.

4. При погашении уступов оставляются предохранительные бермы шириной не менее 1/3 высоты уступа.

Подготовка горных работ к выемке (т.е. к отгрузке и транспортировке пород)

Способы подготовки:

- механическое рыхление мягких пород;
- разрушение массива взрывами;
- гидравлическое разрушение напором воды;
- термическое и электромагнитное разрушение массива;
- химическое разрушение;
- комбинирование разных способов.

Затраты на подготовку пород к выемке составляют от 5 до 40% всех затрат на горные работы.

БУРО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ (БВР)

Безопасность БВР на карьерах определяется правилами:

- единые правила безопасности (ЕПБ) при взрывных работах;
- единые правила безопасности (ЕПБ) при разработке месторождений открытым способом.

Требования к БВР на карьере:

- безопасность, экономичность;
- достаточное дробление для высокопроизводительной работы выемочно-погрузочного оборудования;
- необходимый развал взорванных пород;
- бесперебойная работа выемочно-погрузочного оборудования...

Показатели экономичности БВР:

- выход взорванной горной массы с 1 м пробуренной скважины, м³/м;
- удельный расход ВВ на 1 м³ горного массива, кг/ м³;
- качество рыхления горной породы (коэффициент разрыхления и размер кондиционного куска);
- производительность труда и себестоимость подготовки 1 м³ горного массива к экскавации...

Степень дробления для конкретного комплекса оборудования определяется, исходя из необходимости обеспечить высокопроизводительную работу машин по всей технологической цепочке. При этом степень дробления следует принимать минимальной. Степень дробления определяется крупностью отбитых кусков руды и породы. Коэффициент разрыхления горной массы в развале желателен получить минимальным (для уменьшения расхода ВВ), но и не чересчур малым (для высокопроизводительной работы погрузочного оборудования), обычно коэффициент разрыхления $K_p = 1.1-1.4$.

Размер кондиционного размера куска (d_{max}) определяется:

А) при экскавации

- шириной B и высотой H ковша экскаватора или погрузчика

$$d_{max} \leq \begin{cases} B/3 \\ H/3 \end{cases}, \text{ м}$$

- вместимостью ковша (V)

$$d_{max} = (0.7 \div 0.8) * \sqrt[3]{V}, \text{ м}$$

Б) при перемещении

- грузоподъемностью (G) транспортного сосуда (ковша, кузова...)

$$d_{max} \leq \sqrt{\frac{6 * G}{\gamma * \pi}}, \text{ м}$$

- шириной конвейерной ленты (B)

$$d_{max} \leq 0.5 * B - 0.1, \text{ м}$$

В) при бункеризации - минимальным размером выпускного отверстия бункера (B_{min})

$$d_{max} \leq B_{min} / 3, \text{ м}$$

Г) при дроблении - размером приемной щели дробилки ($B_{др}$)

$$d_{max} < B_{др}, \text{ м}.$$

В целом же, максимальная производительность и минимальные затраты всей технологической цепочки достигаются при $d_{cp} \sim 0,25 * d_{max}$.

Ширина развала взорванной горной массы

По одному критерию ширина развала должна быть кратной ширине экскаваторной заходки (особенно это важно при использовании железнодорожного и конвейерного транспорта, т.е. с передвижкой транспортных коммуникаций) и не больше технических возможностей экскаватора:

$$B_{max} = 0.8 * (R_{черп} + R_{разгр}) - c, \text{ обычно } B_{max} < 1.7 * R_{черп}, \text{ м}$$

где $R_{черп}$ и $R_{разгр}$ - радиусы черпания и разгрузки экскаватора (по таблицам), м;

c - безопасное расстояние от кромки развала до оси транспортного средства, $c = (2.5-3)$ м.

По другому критерию ширина развала (рис. 4) равна:

- при однорядном взрывании скважин

$$R = \frac{2 * (c + h * \text{ctg}\alpha) * (K_p * h - h_p)}{h_p}, \text{ м}$$

- при многорядном взрывании скважин

$$R = \frac{2 * [b * (n - 1) + c + h * \text{ctg}\alpha] * (K_p * h - h_p)}{h_p}, \text{ м}$$

где c - безопасное расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин, $c \geq 3$ м; h - высота уступа, м; α - угол откоса уступа, град.; K_p - коэффициент разрыхления пород в развале; h_p - высота развала, м; n - число рядов скважин; b - расстояние между рядами скважин, м.

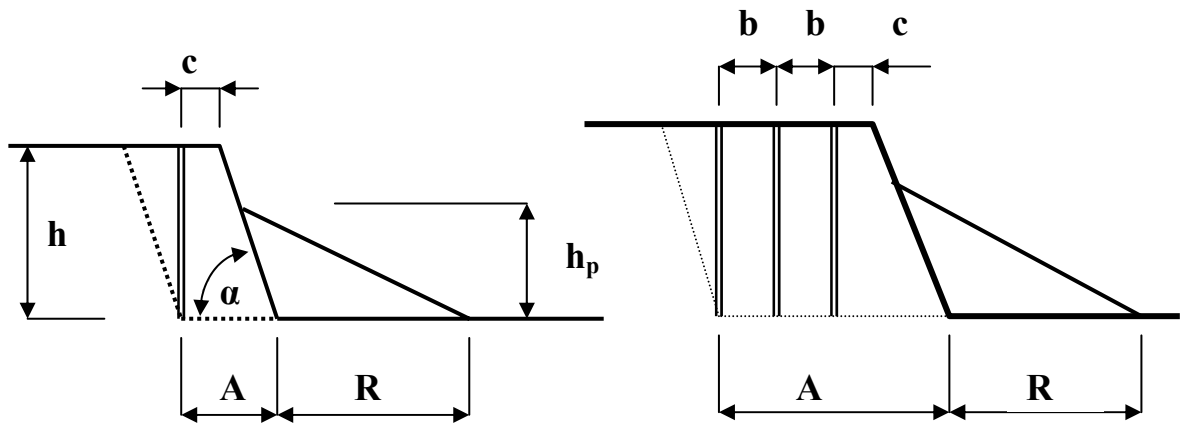


Рис. 4

Высота развала взорванной горной массы

По правилам безопасности эта высота должна быть не более высоты черпания экскаватора ($h_p \leq H_{\text{черп}}$), но при очень высокой степени разрыхления, исключающей козырьки и внезапное обрушение большого объема горной массы, допускается увеличить высоту развала $h_p < 1.5 * H_{\text{черп}}$.

Размер взрываемого блока

С увеличением длины взрываемого блока (объема пород) растет производительность труда по блоку за счет уменьшения времени на подготовку взрывов, но возникает опасность слёживания, самовозгорания летом и смерзания зимой горной массы.

Длина взрываемого блока:

$$L_{\text{бл}} = N_{\text{max}} * N_{\text{см}} * Q_{\text{экс}} / (B * H_y), \text{ м}$$

где N_{max} - максимально-допустимый по технологическим соображениям срок уборки горной массы из блока ($N_{\text{max}}=15$ суток), сутки; $N_{\text{см}}$ - число рабочих

смен в сутках; $Q_{\text{экск}}$ - сменная эксплуатационная производительность экскаваторов в блоке, м³/см; B и H_y - ширина и высота взрываемого блока, м.

Количество “одновременно” взрываемых скважин в блоке:

$$N_{\text{скв}} = N_{\text{max}} * N_{\text{см}} * Q_{\text{экск}} / (b * L_{\text{ср}}) , \text{ шт.}$$

где b - выход взорванной горной массы с 1 пм скважины, м³/м; $L_{\text{ср}}$ - средняя длина скважин с перебуром, м.

С увеличением количества скважин на один и тот же взрываемый объем или с увеличением расхода ВВ на 1 м³ - улучшается кусковатость, увеличивается производительность экскаватора, но повышается себестоимость добычи. Для каждого экскаватора существует область оптимальных значений размеров куска и расхода ВВ.

Механизация бурения скважин на карьерах

Буровые станки с механическим воздействием бурового инструмента на забой скважины:

- СБШ - станки вращательного бурения шарошечными долотами (СБШ-160, 200, -320, БАШ-320) - глубина бурения до 40 м, диаметр 150-320 мм, шлам удаляется воздушно-водяной смесью;
- СБР - станки вращательного бурения коронками режущего типа
- (СБР-125,-160), используются в мягких и плотных породах - уголь, глина..., станки отличаются высокой производительностью (до 150 м/смену), буровой шлам удаляется по шнековым штангам;
- СБУ - станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками (СБУ-100, -125, -160, -200), глубина бурения до 36 м.

Буровые станки с физическим воздействием на горные породы:

- СБТ - станки термического бурения (СБТ-250), разрушение струей газа с температурой 2500-3000⁰;
- установки гидравлического, электрогидравлического и ультразвукового бурения.

Методы ведения взрывных работ:

- скважинными зарядами;
- котловыми зарядами для специальных взрывов;
- камерными зарядами, расположенными в отдельных камерах, для проведения специальных взрывов.

Котловые и камерные заряды разрушают массив крайне неравномерно, поэтому они не используются в технологии добычи руды.

Характеристика карьерных буровых станков

Таблица

Показатели	СБР-125	СБР-160	СБУ-125	СБУ-160	СБУ-200	2СБШ-200Н	СБШ-250 МН	СБШ-320	СБШ-320 /380
Диаметр бурового инструмента, мм	125	160	125	160	200	190;214;243	243	320	269;320;380;400
Глубина бурения, м	25	32	18	32	32	40	32	40	60
Усилие подачи, кН	4.9	17.6	4.9	4.9	4.9	169.7	294.3	686.7	588.6
Установленная мощность, кВт	2	10	3	20	25	50	55	98	120
Масса станка, т	2	10	5	16	35	53.7	55	130	130

Типы применяемых ВВ:

- гранулированные (алюмотол, гранулотол, граммонал, гранулит, граммонит, игданит...) - самый распространенный тип, заряжается пневмозарядчиком;
- водонаполненные (акватол, ифзанит) - добавка воды и загустителя облегчает механизацию зарядки, обеспечивает очень высокую плотность заряжения, а также позволяет заряжать обводненные скважины;
- порошкообразные (аммонит, аммонал, детонит...) - обычно используются для вторичного дробления негабаритов;
- пластичные (парамит).

Типы средств взрывания:

- электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного типа (интервал замедления 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 175, 200 мс);
- капсули-детонаторы (при огневом взрывании);
- пиротехнические реле КЗДШ.

В самой скважине по длине заряда прокладывается детонирующий шнур. Обычно применяется многорядное короткозамедленное.

Для дробления негабаритов используются накладные или шпуровые заряды ВВ или гидравлические бутобои.

Для доставки и заряжения зарядов используются зарядные машины МЗ-4, МЗС-1, СЗ-3... Их производительность 15-20 т/смену.

Для забойки скважин песком, буровым шламом, глиной используются забойные машины ЗС-2 и ЗС-1Б с производительностью 150-200 скв/смену.

Методы расчета параметров паспорта БВР

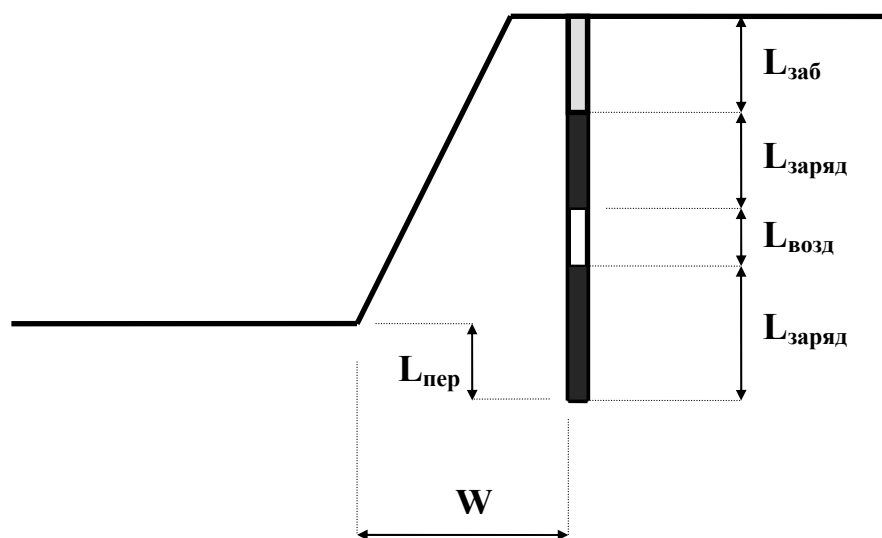


Рис. 5

I. По “Союзвзрывпрому”

Вертикальные скважины:

- диаметр

$$d = 28 * h * \sqrt{\frac{q}{\Delta}} \quad , \quad \text{мм}$$

- линия наименьшего сопротивления по подошве уступа

$$W = \begin{cases} 0.9 * \sqrt{\frac{e}{q}} \\ 24 * d * \sqrt{\frac{\Delta}{q}} \end{cases} \quad , \quad \text{м}$$

$$W_{\min} = h * \text{ctg}\alpha + c \quad , \quad \text{м}$$

$$W_{\max} = 0.8 * h \quad , \quad \text{м}$$

- глубина перебура

$$L_{\text{пер}} = 0.5 * q * W \quad , \quad \text{м}$$

- длина забойки

$$L_{\text{заб}} = \begin{cases} (0.6 \div 0.8) * W \\ L_{\text{зар}} / 3 \end{cases} \quad , \quad \text{м}$$

- длина сплошного заряда (если длина сплошного заряда $L_{\text{зар}} > 1.2 * W$, то применяют рассредоточенные заряды)

$$L_{\text{зар}} = (L - L_{\text{заб}}) < 1.2 * W \quad , \quad \text{м}$$

- длина основного (нижнего) заряда при его рассредоточении

$$L_{\text{осн.зар.}} = 1.2 * W \quad , \quad \text{м}$$

- суммарная длина воздушных промежутков (меньшее значение относится к крепким породам)

$$\Sigma L_{\text{возд.}} = (0.17 \div 0.35) * L \quad , \quad \text{м}$$

- масса заряда

$$P = \begin{cases} e * L_{\text{зар}} \\ q * W * a * h \end{cases} \quad , \quad \text{кг}$$

- вместимость скважины

$$e = \frac{\pi * d^2}{4} * \Delta * K_{\text{зап}} \quad , \quad \text{кг/м}$$

- расстояние между скважинами в ряду

$$a = m * W \quad , \quad \text{м}$$

- расстояние между рядами скважин

- a) при шахматном расположении скважин и мгновенном взрывании

$$b = 0.85 * W \quad , \quad \text{м}$$

б) при короткозамедленном взрывании

$$b = (0.9 \div 1) * W, \text{ м}$$

где c - безопасное расстояние оси бурового станка от верхней бровки уступа, м; q - удельный расход ВВ, обычно 0.5-0.8 кг/м³; Δ - плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³; - $K_{\text{зап}}$ - коэффициент заполнения скважины ВВ; m - коэффициент сближения скважин, 0.8-1.4.

Наклонные скважины:

- линия наименьшего сопротивления по подошве уступа

$$W = \frac{1}{\sin \alpha} * \sqrt{\frac{e}{q}}, \text{ м}$$

- длина скважины

$$L = \frac{h}{\sin \alpha} + L_{\text{пер}}, \text{ м}$$

где α - угол наклона скважин к горизонту, град.

Остальные параметры БВР рассчитываются как и для вертикальных скважин.

Камерные заряды:

- линия наименьшего сопротивления

$$W = (0.75-0.95) * h, \text{ м}$$

где h - высота отбиваемого уступа, м.

- величина (вес) заряда в отдельной камере

$$Q = q * W^3, \text{ кг}$$

где q - расчетный удельный расход ВВ, принимается обычно по таблицам в зависимости от типа пород и взрывчатки.

- расстояние между зарядами

$$a = m * W, \text{ м}$$

где $m = 1-1.4$ - относительное расстояние между зарядами в ряду (нижний предел - для I категории пород по взрываемости).

- объем зарядной камеры

$$V_k = K_v * Q / \Delta, \text{ м}^2$$

где $K_v = 1.1-1.8$ - коэффициент, зависящий от способа крепления камеры, $K_v = 1.1$ - без крепи, $K_v = 1.8$ - сплошное крепление; Δ - плотность заряжения, определяется типом зарядной машины, кг/м³.

Котловые заряды:

- линия наименьшего сопротивления

$$W = (0.6-0.9) * h, \text{ м}$$

- величина (вес) заряда в отдельном котле

$$Q = q * W^3, \text{ кг}$$

- расстояние между центрами зарядов в ряду

$$a = (1-1.5) * W , \text{ м}$$

- расстояние между рядами

$$b = (0.85-1) * W , \text{ м}$$

Шнуровые заряды:

- диаметр шнура

$$d = 28 * h * \sqrt{\frac{q}{\Delta}} , \text{ мм}$$

- линия наименьшего сопротивления

$$W = 0.9 * \sqrt{\frac{e}{q}} , \text{ м}$$

если $W < 0.8 * h$, то следует принимать $W = (0.6-0.8) * h$.

- величина перебура $L_{\text{перебур}} = 0.5 * q * W , \text{ м}$
- длина шнура $L = h + L_{\text{перебур}} , \text{ м}$
- длина забойки $L_{\text{забойка}} = L / 3 , \text{ м}$
- расстояние между шнурами $a = (0.8-1.5) * W , \text{ м}$
- расстояние между рядами $b = (0.85-1) * W , \text{ м}$
- величина (вес) заряда $Q = q * W * a * h , \text{ кг}$.

II. По энергетической теории проф. Анистратова Ю.И.

Таблица 1

Исходные данные для расчета	Условные обозначения, размерность
1. Свойства массива	
Наименование горной породы	
Плотность	$\gamma, \text{ кг/м}^3$
Предел прочности на одноосное сжатие	$\sigma_{\text{сж}}, \text{ Па}$
Модуль упругости	$E, \text{ Па}$
Блочность массива	$d_{\text{бл}}, \text{ м}$
Коэффициент динамичности	K_d
2. Оборудование	
Экскаватор	
Вместимость ковша	$V, \text{ м}^3$
Ширина ковша мехлопаты	$B, \text{ м}$
Радиус черпания на уровне стоянки	$R_{\text{черп}}, \text{ м}$
Высота черпания	$H_{\text{черп}}, \text{ м}$
Производительность экскаватора	$Q_{\text{сут}}, \text{ м}^3/\text{сутки}$

Буровой станок	
Диаметр скважины	$d_{\text{СКВ}}$, м
Производительность станка	$\Pi_{\text{сут}}$, м/сутки
3. Взрывчатое вещество	
Тип ВВ	
Полная идеальная работа взрыва	$F_{\text{ВВ}}$, Дж/кг
Плотность заряжения	Δ , кг/м ³
Начальная скорость движения горной массы при взрыве	v_0 , м/с
4. Технологические параметры	
Высота уступа	h , м
Угол откоса уступа	α , град.
Безопасное расстояние от верхней бровки	c , м
Коэффициент разрыхления горной массы в развале	K_p
Взрывание (многорядное, короткозамедленное)	
Порядок взрывания	
Расстояние от места проведения массового взрыва до охраняемого объекта	$L_{\text{охр}}$, м

Алгоритм расчета параметров БВР представлен в таблице 2.

Таблица 2

Параметр	Формула
1. Средний размер кусков для экскаватора	$d_{\text{ср}} = B/6.5$, м
2. Необходимая степень дробления массива	$n = d_{\text{бл}}/d_{\text{ср}}$, м
3. Удельная энергия дробления	$F_{\text{др}} = \frac{0.12 * \sigma_{\text{сж}}^2 * K_{\text{д}}^2 * \text{Lg } n}{2 * E}$, Дж/м ³
4. Удельная энергия формирования развала	$F_{\text{р}} = \left(\frac{v_0^2 \gamma}{2} \right) \left[\text{Lg } K_p + \frac{(c + h \text{ctg } \alpha)(K_p h - h_p)}{2 * h_p} \right]$, Дж/м ³
5. Удельный расход ВВ	$q = \frac{F_{\text{др}} + F_{\text{р}}}{F_{\text{ВВ}} * \eta}$, кг/м ³
6. Л.н.с. по подошве	$W = c + h * \text{ctg } \alpha$, м

7. Расстояние между скважинами	$a = W$, м
8. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании	$b = W$, м
9. Длина перебура	$L_{\text{пер}} = 0.5 * q * W$, м
10. Длина скважины	$L_{\text{скв}} = h + L_{\text{пер}}$, м
11. Минимальная длина забойки	$L_{\text{заб}} = L_{\text{пер}}$, м
12. Масса заряда в скважине	$Q = a * W * h * q$, кг
13. Необходимый диаметр сплошного заряда	$d_{\text{зар}} = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi * L_{\text{зар}} * \Delta}}$, м
14. Длина всего заряда	$L_{\text{зар}} = Q / e$, м
15. Длина нижнего заряда	$L_{\text{осн}} = 1.2 * W$, м
16. Длина воздушного промежутка	$L_{\text{возд}} = L_{\text{заб}} - \frac{4 * Q}{\pi * d^2 * \Delta}$, м
17. Объем взрывающегося блока	$V_{\text{бл}} = 15 * Q_{\text{сут}}$, м ³
18. Величина развала	$R = \frac{2 * [c + b * (N - 1) + h * \text{ctg } \alpha] * (h * K_p - h_p)}{h_p}$, м
19. Ширина взрывающегося блока	$A = W + b * (n - 1)$, м
20. Длина взрывающегося блока	$L_{\text{бл}} = V_{\text{бл}} / h * A$, м
21. Максимальное число рядов скважин	$n = \frac{0.5 * H_{\text{черп}} * b}{h * (K_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2$
22. Количество скважин в блоке	$n_{\text{скв}} = \frac{A * L_{\text{бл}}}{a * b}$
23. Общая длина буровых скважин в блоке	$\Sigma L_{\text{скв}} = L_{\text{скв}} * n_{\text{скв}}$, м
24. Время бурения	$t_{\text{бур}} = L_{\text{скв}} / \Pi_{\text{сут}}$, сут.
25. Количество ВВ на взрывающийся блок	$Q_{\text{ВВ}} = q * V_{\text{бл}}$, кг
26. Максимальное число серий в массовом взрыве	$N = \frac{24.4 * 10^3 * Q_{\text{ВВ}}}{L_{\text{охр}}^3}$

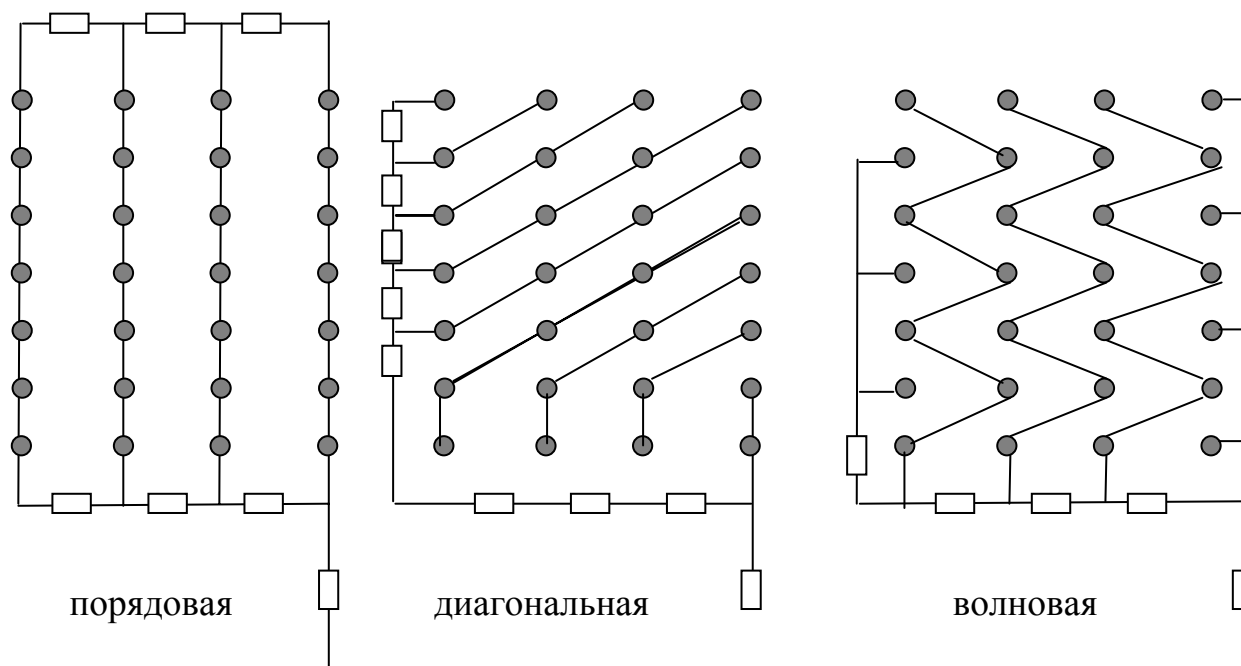


Рис. 6. Схемы взрывания зарядов

Ведение взрывных работ на сложноструктурных месторождениях
(селективная выемка)

Селективная выемка осуществляется:

- при массовом взрывании, но отдельной погрузкой;
- при отдельном взрывании и отдельной погрузке.

Отдельное взрывание:

- последовательное (сначала, например, порода, а затем руда);
- выборочное взрывание участков с рудой и с породой;
- разделение пород взрывом (если интервал замедления соседних рядов скважин меньше 50 мс).

Методы повышения эффективности использования энергии взрыва:

- многорядное короткозамедленное взрывание в зажатой среде на стенку из необрушенных пород или под слоем необрушенных пород;
- взрывание высоких (для экскаватора) уступов;
- взрывание с внутрискважинным замедлением (при замедлении “сверху”
- интервал 15-40 мс, при замедлении “снизу” - интервал 5-20 мс);
- контурное взрывание (создание на контакте руда-порода экранирующей щели), за счет рассредоточенности зарядов или зарядов малого диаметра - используется для повышения устойчивости бортов карьера и траншей, а также при селективной выемке особо ценных руд.

При взрывании в зажатой среде осуществляется лучшее дробление пород, уменьшается удельный расход ВВ, увеличивается выход взорванной массы с 1 пм скважины, снижается выход негабаритов. Но уменьшается коэффициент разрыхления пород, поэтому уменьшается производительность экскаватора.

ВЫЕМКА И ПОГРУЗКА ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ

На карьерах для выемки и погрузки взорванных горных пород обычно применяют машины циклического действия - одноковшовые экскаваторы или, реже, фронтальные погрузчики.

Для выемки мягких вскрышных пород (без взрывов) используются машины непрерывного действия - многочерпаковые цепные и роторные экскаваторы.

Землеройно-транспортные машины, бульдозеры, самоходные скреперы..., используют на вспомогательных работах (строительство дорог, планировка рабочих и отвальных площадок).

Выемка и погрузка заключается в черпании разрыхленной горной массы и перемещении её в транспортное средство или же в отвал.

Экскаваторные забои могут быть:

- торцовыми, используются для одноковшовых и роторных экскаваторов;
- фронтальными, для многочерпаковых цепных экскаваторов на рельсовом ходу и для фронтальных погрузчиков;
- тупиковыми, для проходки траншей, разработки россыпей.

По взаиморасположению экскаватора и транспортного средства выемка бывает:

- верхним черпанием и верхней погрузкой;
- нижним черпанием и нижней погрузкой;
- смешанным черпанием и погрузкой.

По характеру движения транспортных средств под погрузку различают:

- тупиковую схему движения;
- сквозную схему.

Выемка и погрузка пород механическими лопатами

Одноковшовые электрические экскаваторы бывают двух типов:

- прямая механическая лопата (ЭКГ-2.5, -3.2, -5, -8, -12.5, -20 м³);
- обратная механическая лопата.

Характеристика карьерных экскаваторов “прямая лопата”

Таблица 3

Показатели	ЭКГ-3.2	ЭКГ-5	ЭКГ-8	ЭКГ-12.5	ЭКГ-20	ЭГ-8	ЭГ-12А	ЭГО-8	ЭГ-20	ЭГС-12
Вместимость ковша, м ³	2.5; 3.2; 4	4; 5; 6.3	6.3; 8; 10	10; 12.5; 16	20	8	12.5	8	20	12
Максимальный радиус черпания, м	13.5	15.5	18.2	22.5	24	13	15.5	15.5	18	30
Максимальная высота черпания, м	9.8	11	12.5	15.6	18	14	14.5	10.5	18	20
Максимальный радиус разгрузки, м	12	13.6	16.3	19.9	22	13.4	13.4	13.4	16	20.7
Масса экскаватора, т	140	250	370	653	1060	160	260	270	500	500
Продолжительность рабочего цикла (в скальных породах), с	23.3	25	28	32	32	28	30	36	30	32

Характеристика карьерных шагающих драглайнов
(марка экскаватора шагающего - объем ковша / длина стрелы)

Таблица 4

Показатели	ЭШ-5/45М	ЭШ-10/60	ЭШ-10/70	ЭШ-13/60	ЭШ-15/90А	ЭШ-20/75	ЭШ-25 / 100А	ЭШ-80 / 100	ЭШ-125/ 125
Вместимость ковша, м ³	5	10	10	13	15	20	25; 30	80; 100	125; 160
Длина стрелы, м	45	60	70	60	90	75	100	100	125
Максимальная глубина черпания, м	22	35	35	21	41	34	47	47	63
Максимальный радиус черпания, м	42.5	57	66.5	46	81	70.5	95	97	120
Максимальная высота разгрузки, м	19.5	20	27.5	30	42	42	46	43	52
Максимальный радиус разгрузки, м	48.5	57	66.5	45	83	70.5	95	97	120
Масса экскаватора, т	295	540	650	590	1400	1675	2500	10300	16000
Продолжительность рабочего цикла, с	42	54	55	60	60	69	65	65	65

На карьерах обычно применяются прямые мехлопаты верхнего черпания с нижней разгрузкой трех видов:

- строительные (универсальные) с емкостью ковша 0.5-2 м³;
- карьерные с емкостью ковша 2.5-20 м³ (ЭКГ-...);
- вскрышные с емкостью ковша 4-100 м³ (ЭВГ-...).

Максимальная производительность мехлопат достигается при торцевом забое, т.к. тогда угол поворота стрелы на погрузку не более 90⁰ и может быть использована сквозная схема движения транспорта.

В тупиковых забоях производительность экскаватора уменьшается на 25-30% за счет большого угла поворота стрелы, простоях вследствие разминовки автосамосвалов.

В фронтальном забое угол поворота стрелы достигает 120-140⁰ и экскаватор часто передвигается из-за малой ширины забоя.

Характеристикой работы мехлопат является коэффициент экскавации - отношение коэффициента наполнения ковша экскаватора к коэффициенту разрыхления породы, т.е. это степень использования емкости ковша по отношению к объему породы в массиве.

Схемы работы механических лопат:

а) в торцовом или продольном забое:

- с боковой разгрузкой в отвал;
- с боковой разгрузкой в транспортное средство, расположенное на одном горизонте с экскаватором;
- с боковой разгрузкой в транспортное средство, расположенное выше экскаватора;

б) в тупиком забое:

- с разгрузкой в транспортное средство, расположенное на одном горизонте с экскаватором;
- с боковой разгрузкой в транспортное средство, расположенное выше экскаватора;
- с размещением породы на бортах траншеи.

При верхней погрузке максимальная высота уступа равна:

$$H_y = H_p - (h_{тр} + h_{min}) \text{ , м}$$

где H_p - высота разгрузки экскаватора (по таблице 3), м;

$h_{тр}$ - высота борта транспортного средства, м;

h_{min} - минимальное безопасное расстояние между ковшом и бортом транспортного средства, 0.5 м.

Минимальная высота экскаваторного забоя принимается из условия наполнения ковша за одно черпание:

$$\begin{aligned} \text{при } V_{\text{ковш}} &= 5 \text{ м}^3 & H_{\text{min}} &= 2.5 \text{ м} \\ \text{при } V_{\text{ковш}} &= 8 \text{ м}^3 & H_{\text{min}} &= 3.5 \text{ м} \end{aligned}$$

Ширина забоя определяется радиусом черпания экскаватора:

при тупиком забое $B < 2 \cdot R_{\text{черп}}$;

при торцевом забое $B = 1.5 \cdot R_{\text{черп}}$.

Особенности работы экскаваторов в забоях сложного строения (селективная экскаваторная выемка)

Методы селективной экскаваторной выемки:

а) простые

- раздельная выемка отдельными заходками руды и породы;
- выборочная погрузка участков в плане;
- раздельная выемка руды и породы в каждом подступе;

б) сложные, сортировка черпанием то руды то породы по высоте забоя

Применение драглайнов

Они используются при разработке мягких вскрышных пород на рудных месторождениях, а также в обводненных забоях при проведении траншей и возведения насыпей.

Объем ковша драглайна ЭШ-6, -10, -13, -15, -25, -100 м³.

Забой драглайна обычно торцевой с нижним черпанием.

При верхнем черпании высота забоя должна быть не более $0.8 \cdot H_p$ (высота разгрузки драглайна), верхнее черпание эффективно лишь для ЭШ-15, ... - 100 (с объемом ковша более 15 м³).

Применение одноковшовых погрузчиков

Погрузчики применяются, для погрузки взорванной горной массы и для планировки поверхностей (как и бульдозеры).

Грузоподъемность ковша от 2 до 36 т.

Погрузчики бывают гусеничные и колесные:

- неповоротные (фронтальные);
- полуповоротные;
- полноповоротные.

На карьерах обычно используются фронтальные (они более мощные) погрузчики на пневмоколесном ходу.

Тип забоя - торцевой или продольный со сквозной или тупиковой схемой движения погрузчика.

Обычная высота забоя до 5-7 м, ширина забоя равна ширине ковша погрузчика.

Недостатки погрузчиков:

- низкая высота забоя (взрываемого уступа);
- низкое напорное усилие при внедрении ковша в горную массу;
- относительно небольшой кондиционный размер куска.

Выемка роторными экскаваторами

Роторные экскаваторы непрерывного действия - самые производительные из экскаваторов.

Черпаки расположены на роторном колесе диаметром 2.5-18 м, общий объем ковшей 40-4000 м³, скорость вращения колеса 1-5 м/с, теоретическая производительность экскаваторов 625-12500 м³/час.

Черпание может быть нижним или верхним, разгрузка ковшей производится на конвейер разгрузочной консоли, а дальше порода обычно транспортируется по специальному мосту - конвейеру.

Роторные экскаваторы используются на вскрышных работах мягких пород, на угольных разрезах, карьерах марганца, стройматериалов...

Используется торцевой или продольный забой, выемка пород в забое производится вертикальными или горизонтальными стружками толщиной 0.3-0.5 м.

Ширина заходки определяется радиусом черпания и углом поворота роторной стрелы (80-90⁰), высота уступа определяется углом наклона роторной стрелы (16-27⁰) и длиной роторной стрелы.

Выемка многочерпаковыми цепными экскаваторами

Они применяются там же, где и роторные экскаваторы, имеют металлическую раму - ферму и две бесконечные цепи, на которых висят черпаки.

Толщина стружки 0.05-0.15 м. Общий объем черпаков 560-4500 л. Теоретическая производительность - 1000-8300 м³/час.

Выпускаются в Чехии и в Германии, в России их не производят.

Выемка горных пород скреперами

Используется при дорожном строительстве, для срезания верхнего плодородного слоя земли (с последующей рекультивацией) и для выемки мягких пород с транспортировкой их на расстояние до 6 км.

Скреперы бывают самоходные или прицепные, с емкостью кузова 6-15 м³, толщина стружки - до 0.35 м, ширина срезания 2.7-3.2 м.

Выемка бульдозерами

Используется для удаления верхнего плодородного слоя земли, планировки поверхностей, ремонта дорог...

Ширина отвала 3-5 м, высота отвала 0.9-1.5 м, толщина стружки 0.3-0.5 м.

ПЕРЕМЕЩЕНИЕ

КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

Назначение карьерного транспорта - перемещение вскрышных пород (от экскаваторных забоев до отвалов) и руды (от забоев до обогатительной фабрики или до склада готовой продукции).

Грузооборотом карьера называют количество груза в тоннах, перевозимого карьерным транспортом в единицу времени.

Карьерный транспорт имеет следующие особенности:

- быстрая оборачиваемость и высокая интенсивность движения;
- значительный уклон дорог;
- большая ударная нагрузка при погрузке пород экскаваторами...

Различают транспорт:

- цикличный (железнодорожный, автомобильный, скиповой);
- непрерывный (конвейерный, гидравлический);
- комбинированный.

Применение железнодорожного транспорта

Он используется лишь на неглубоких и очень больших в плане угольных разрезах и пластообразных рудных залежах с производительностью более 25 млн.т/год и расстоянием транспортировки грузов - более 3 км.

Достоинства:

- возможность использования различных видов энергии и типов локомотива (на электричестве, солярке, угле, дровах);
- длительные сроки службы подвижного состава (до 20-25 лет);
- надежность работы в любом климате;
- высокая производительность...

Недостатки:

- большие затраты на строительство, ремонт путей;
- ограниченный уклон путей (до 35-40 ‰, единицы измерения – промили - высота подъема на расстояние по горизонтали 1 км, м / 1000 м);
- большой радиус закругления путей (120-150 м)...

Средства железнодорожного транспорта включают подвижной состав и рельсовый путь. Подвижной состав состоит из локомотива и вагонов.

Локомотивы:

- электровозы сцепным весом 100-360 т;
- тепловозы сцепным весом 120-130 т.

Обычно используются электровозы - они экономичнее тепловозов, имеют выше к.п.д. (до 14-16%), способны преодолевать подъем до 40 ‰.

Основной тип электровозов - это контактный электровоз постоянного тока.

Карьерные вагоны:

- думпкар $Q_{\text{ваг}} = 60-180$ т (платформа с низкими бортами, разгружается наклоном её в одну сторону), обычно используется на вскрышных работах;
- хоппер грузоподъемностью $Q_{\text{ваг}} = 50-70$ т (вагон без крыши, разгрузка происходит через люки в нижней части боковых стенок);
- гондола $Q_{\text{ваг}} = 60-100$ т (вагон без крыши, разгружается через люки в днище).

Основные показатели железнодорожного транспорта:

- 1) время обмена поездов (минимальное потребное время на возвращение поезда, проходящего по одно- или двухпутному перегону);
- 2) пропускная способность рельсовых путей (максимальное количество пар поездов, проходящих по одно- или двухпутному перегону за сутки);
- 3) провозная способность рельсовых путей (максимальное количество груза, провозимого поездами за сутки);
- 4) производительность локомотиво-составов (упрощенно):

$$P = 60 * T_{\text{см}} * N_{\text{ваг}} * Q_{\text{ваг}} / t_{\text{рейс}}, \text{ т/час}$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность рабочей смены, час/смену; $N_{\text{ваг}}$ - число вагонов в поезде, шт.; $Q_{\text{ваг}}$ - грузоподъемность одного вагона, т; $t_{\text{рейс}}$ - полное время рейса поезда, мин.

Применение автомобильного транспорта

Используется на рудных карьерах, ограниченных в плане, средней глубины (примерно до 200 м) и при селективной выемке: БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т, БелАЗ-548 $Q=40$ т, БелАЗ-549 $Q=75$ т, БелАЗ-7519 $Q=110$ т...

Ширина проезжей части в автомобильной траншее (двухполосной / однополосной)

Таблица 5

Грузоподъемность автосамосвала, т	Уклон дороги 0-20 ‰	Уклон дороги 20-40 ‰	Уклон дороги 40-70 ‰
12-15	9.5 / 4.5	9 / 4.5	8.5 / 4
27-30	12 / 5	11.5 / 5	11 / 4.5
40-45	13 / 5.5	12.5 / 5.5	12 / 5
75-80	17 / 7	16 / 7	15 / 6.5
110-120	19 / 8.5	18 / 8	17 / 7.5
180-200	22 / 11	21 / 10.5	19.5 / 10

Достоинства:

а) допускает крутой подъем (до 80°); б) имеет малый радиус поворота (20-24 м).

Недостатки:

а) необходимость иметь большую гаражную службу на предприятии; б) большой штат водителей и механиков; в) высокий износ машин; г) значительная стоимость машин.

Эффективность использования самосвалов зависит от схемы подачи их под погрузку:

- с петлевым разворотом внутри заходки;
- с петлевым разворотом на рабочей площадке;
- с тупиковым разворотом.

Параметры автомобильного транспорта:

- 1) пропускная способность карьерных дорог (максимальное количество самосвалов, проходящих в одном направлении за час с дистанцией друг от друга 40-60 м);
- 2) провозная способность (максимальное количество груза, провозимого самосвалами за час);
- 3) производительность автомобильного транспорта (упрощенно):

$$P = Q * T_{cm} * K_{исп.t} * K_{исп.Q} / t_{рейс} , \text{ т/смену}$$

где $K_{исп.t}$ - коэффициент использования автосамосвалов во времени; $K_{исп.Q}$ - коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов.

Применение конвейерного транспорта

Конвейерный транспорт наиболее целесообразен на карьерах, где используются экскаваторы непрерывного действия, или на глубоких карьерах (более 200 м) с расстоянием транспортировки грузов более 3 км.

Конвейер по своему назначению может быть: забойным, подъемным, магистральным, отвальным.

Допустимый угол подъема конвейера - 18° для скальных пород. Длина става конвейера с одним приводом - от 400 до 1500 м, ширина ленты: 900, 1000, 1200, 1600, 1800, 2000 мм.

Производительность конвейеров от 500 до 5000 м³/час.

Недостатки:

- ограничения по абразивности и крупности пород, однородности груза;
- невысокий угол подъема;
- быстрый износ транспортерной ленты.

Комбинированный карьерный транспорт

Используется:

- при глубине карьера более 150 м;
- при большом расстоянии транспортирования;
- при сложном залегании полезного ископаемого...

Комбинирование транспортом:

- автомобильно-железнодорожный транспорт (при большом расстоянии транспортировки);
- автомобильный со скиповым или конвейерным подъемом (при большой глубине - более 150 м);
- автомобильный с канатной подвесной дорогой;
- автомобильный с гравитационным транспортом (по рудоспускам, рудоскатам).

Пункты разгрузки горной массы из одного вида транспорта в другой могут располагаться как на поверхности, так и на одном из горизонтов (концентрационном).

ТЕХНОЛОГИЯ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ

Отвалообразование - это комплекс работ по приему и размещению вскрышных пород на специальном участке горного отвала, расходы на отвалообразование достигают 12-15% расходов на вскрышные работы.

Отвальное хозяйство - это технические сооружения и средства механизации отвальных работ.

Отвалы различают:

а) по месту расположения:

- внутренние (внутри карьерного поля);
- внешние;
- комбинированные;

б) по количеству действующих отвальных уступов;

в) по средствам механизации отвальных работ...

Площадь, необходимая для размещения всего объема извлеченных вскрышных пород:

$$S = \Sigma V * K_p / (h_1 + N_{уст} * \eta_{пл} * h_{уст}) \quad , \quad m^2$$

где ΣV - общий объем вскрышных пород, m^3 ; K_p - коэффициент разрыхления вскрышных пород; h_1 и $h_{уст}$ - высота первого (нижнего) и остальных уступов отвала, м; $N_{уст}$ - количество уступов (кроме нижнего) в отвале; $\eta_{пл}$ - коэффициент использования площади уступов (кроме первого), равен 0.4-0.8.

К средствам механизации отвальных работ относятся:

отвальные плуги, одноковшовые экскаваторы, бульдозеры, отвальные многочерпаковые экскаваторы (абзерцеры), консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты, средства гидравлического отвалообразования...

Схемы формирования отвалов:

- на склоне горы, холма;
- в искусственных или естественных выемках - оврагах;
- на ровной площадке.

Плужное отвалообразование

Отвалообразование скальных и полускальных пород железнодорожными плугами обычно применяют в сочетании с думпками при высоте отвала не более 15 м.

Отвал профилируется лемехом отвального плуга, установленный на локомотиве. Среднее время разгрузки думпкара 40-60 с, шаг передвижки железнодорожных путей 4-5 м.

Достоинства:

- небольшая стоимость отвального оборудования;
- простота устройства и процессами отвалообразования...

Недостатки:

- небольшая высота отвала;
- ограниченная приемная способность отвала;
- малый шаг передвижки рельсового пути;
- трудоемкость вообще всех путевых работ;
- невозможность применения складирования рыхлых и глинистых пород...

Приемная способность отвального тупика (упрощенно):

$$V = N * V_{\text{думп}} * K_{\text{нер}} * T_{\text{сут}} * K_{\text{проф}} / (t_{\text{раз}} + t_{\text{обм}}) , \text{ м}^3 / \text{сутки}$$

где N - количество думпкаров в составе, шт.; $V_{\text{думп}}$ - вместимость кузова одного думпкара, м^3 ; $K_{\text{нер}}$ - коэффициент неравномерности работы транспорта, 0.85-0.95; $T_{\text{сут}}$ - время работы отвального тупика в сутках, час.; $K_{\text{проф}}$ - коэффициент, учитывающий профилирование отвала, 0.6-0.8; $t_{\text{раз}}$ - время на разгрузку одного думпкара, час.; $t_{\text{обм}}$ - время на обмен одного состава, час.

Экскаваторное отвалообразование

На крупных карьерах с железнодорожным карьерным транспортом используются одноковшовые экскаваторы и драглайны. Высота отвалов достигает 25-30 м.

Тип экскаватора, необходимого в отвальном тупике, определяется по необходимой вместимости ковша, приемной способности отвального тупика (упрощенно):

$$V = \frac{K_{\text{нер}} * V_{\text{думп}} * N}{60 * N_{\text{ц}} * K_{\text{экс}} * K_{\text{исп.т}} * (t_{\text{раз}} + t_{\text{обм}})}, \text{ м}^3$$

где $N_{\text{ц}}$ - число рабочих циклов экскаватора в минуту; $K_{\text{экс}}$ - коэффициент экскавации.

Достоинства:

- большая приемная способность отвального тупика;
- уменьшение трудоемкости путевых работ;
- применение более тяжелого (в сравнении с плужным) подвижного состава...

Недостатки:

- большая стоимость отвального оборудования;
- небольшой фронт разгрузки вагонов;
- двукратная экскавация пород в забое карьера и на отвале...

Бульдозерное отвалообразование

Применяется при доставке породы автосамосвалами. Самосвалы разгружаются по периметру отвальной площадки на расстоянии 3-5 м от бровки, за границей обрушения. Бульдозерами порода перемещается к самой бровке, а также профилируются автодороги.

Оптимальная длина отвального участка 45-50 м, высота бульдозерного отвала составляет:

- ✓ 25-30 м - для скальных пород;
- ✓ 15-20 м - для песчаных;
- ✓ 10-15 м - для суглинков и глин.

Бульдозерное отвалообразование отличается простотой, дешевизной и высокой производительностью.

Число отвальных участков, где попеременно разгружаются самосвалы и порода перемещается бульдозерами, рассчитывается по мощности грузопотока (упрощенно):

$$N = W / (N_{\text{бульд}} * Q_{\text{см}}), \text{ шт.}$$

где W - объем вскрыши, доставляемой на отвал за смену, м^3 ; $N_{\text{бульд}}$ - число бульдозеров, работающих на отвале, шт.; $Q_{\text{см}}$ - производительность бульдозера, $\text{м}^3/\text{смену}$.

Применение отвального оборудования непрерывного действия

Используются при разработке мягких вскрышных пород.

Разновидности:

- многочерпаковые отвальные экскаваторы (абзерзеры);
- консольные отвалообразователи;
- транспортно-отвальные мосты.

От места разгрузки думпкаров многочерпаковым экскаватором порода по конвейерному транспортеру перемещается на отвальную площадку.

Консольные отвалообразователи применяют для доставки породы конвейерным транспортом от экскаваторного забоя в карьере до отвала.

Консольные отвалообразователи выпускаются на шагающем и гусеничном ходу. Длина отвальной консоли - до 225 м, угол наклона - $17-18^{\circ}$, длина приемной консоли - до 60 м, производительность 300-12500 м³/час.

Транспортно-отвальные мосты применяют для доставки породы конвейерным транспортом от экскаваторного забоя в карьере до отвала, изготавливаются индивидуально, они не передвижные.

Мост состоит из забойной и отвальной металлической фермы с ленточным конвейером. Длина моста достигает 500 м, скорость движения ленты до 10 м/с.

Достоинства: дешевизна, простота.

Недостаток: ограниченная область использования - горизонтальные залежи с мягкими вскрышными породами.

РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ

В “Основах законодательства РФ о недрах” сказано, что после окончания добычных работ горные предприятия обязаны не позднее чем через год провести рекультивацию (восстановление) нарушенных земель.

Рекультивация включает проведение горных, мелиоративных, сельскохозяйственных и гидротехнических работ.

Этапы выполнения рекультивации земель:

- 1) выбор способа рекультивации в зависимости от целевого использования земель, выбор методов осуществления, составление технико-экономического обоснования и рабочего проекта;
- 2) гидротехническая рекультивация - формирование отвалов, выемка и складирование плодородной почвы, придание откосам устойчивой формы, покрытие отвалов почвой, проведение мелиоративных работ;
- 3) агротехнические мероприятия по восстановлению плодородия нарушенных земель, их озеленение, высаживание леса, оформление водоемов...

Рекультивация может проводиться после завершения добычных работ, а может производиться и одновременно с добычными работами (это возможно при разработке пологих пластов с внутренним отвалообразованием).

Обычно в период строительства карьера плодородных слой земли срезается и складировается отдельно, а потом этой землей покрывают отвалы горных пород.

Токсичные породы из карьера после рекультивации должны располагаться не ближе 1.5-3 м к поверхности. Иногда выработанное пространство карьера используют для размещения вскрышных пород из соседних карьеров или для хвосто- и шламохранилища.

На горизонтальных и пологих месторождениях с внутренним отвалообразованием рекультивация поверхности отвалов входит в технологических цикл горных работ.

На крутопадающих месторождениях восстановление экологической среды осуществляется после завершения добычных работ.

За рубежом стоимость рекультивации 1 га земли колеблется в пределах 1.25-10 тыс. долларов США.

КЛАССИФИКАЦИИ ТЕХНОЛОГИЙ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. Проф. Шешко Е.Ф. - по направлению перемещения вскрыши в плане:

Группа А - с поперечным перемещением вскрыши в отвал без транспортных средств

а) с непосредственной перевалкой вскрыши; б) с краткой переэкскавацией вскрыши; в) с перемещением вскрыши отвалообразователями; г) с незначительным объемом вскрышных работ.

Группа Б - с продольным перемещением вскрыши транспортом

а) с перемещением вскрыши во внутренний отвал на короткое расстояние; б) с перемещением во внешний отвал; в) с частичным перемещением вскрыши во внутренний и частично - во внешний отвал.

Группа В - с комбинированным перемещением вскрыши в отвал

а) с частичным перемещением вскрыши в отвалы транспортом; б) с частичным бестранспортным перемещением вскрыши во внутренний отвал.

2. Акад. Мельникова Н.В. - по способу производства вскрышных работ:

а) бестранспортная система - с перевалкой породы во внутренний отвал экскаваторами;

б) транспортно-отвальная система - с перемещением породы во внутренний отвал отвалообразователями;

- в) специальные системы - с применением шагающих экскаваторов, колесных скреперов или средств гидромеханизации;
- г) транспортные системы - с перемещением породы в отвал транспортом;
- д) комбинированные.

3. Акад. Ржевского В.В.

а) по степени зависимости вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ друг от друга во времени и в пространстве:

- жестко-зависимые;
- полузависимые;
- независимые;

б) по направлению выемки руды и образования породных отвалов:

- сплошные, в основном с внутренними отвалами, применяются на пологих залежах (наиболее простые и экономичные системы):
- продольная одно- и двухбортовая;
- поперечная одно- и двухбортовая;
- веерная центральная и рассосредоточенная;
- кольцевая центральная и периферийная;
- углубочные, только с внешними отвалами, применяются на наклонных и крутых залежах:
- продольная одно- и двухбортовая;
- поперечная одно- и двухбортовая;
- веерная рассосредоточенная;
- кольцевая центральная;
- смешанные, углубочно-сплошные.

I. Технология разработки пологих месторождений

На пологих месторождениях самые большие затраты приходятся на разработку и уборку вскрышных пород, поэтому здесь системы разработки различают по применяемому оборудованию на вскрышных работах.

Чаще всего используются сплошные системы разработки:

- с перевалкой (одноразовой) породы экскаваторами во внутренний отвал;
- с кратной перевалкой породы экскаваторами во внутренний отвал;
- с перемещением породы во внутренний отвал отвалообразователями;
- с перевозкой породы транспортом во внутренний отвал;
- с перевозкой породы транспортом во внешний отвал;
- с частичной перевозкой транспортом породы во внешний отвал и с частичной перевалкой - во внутренние отвалы;

- комбинированные системы.

1. Технология перевалки вскрыши в выработанное пространство вскрышной мехлопатой

Вскрышной экскаватор устанавливают на кровле пласта руды и извлекают всю толщу вскрышных пород одним уступом. Вслед за подвиганием этого забоя ведется добыча руды.

Расчет этой технологической схемы заключается в выборе необходимых рабочих параметров вскрышных экскаваторов в зависимости от мощности пласта пустых пород и из условия равенства объемов породы в экскаваторной заходке (V_1) и в отвале (V_2).

$$V_1 = B * H * K_p, \text{ м}^3$$

$$V_2 = B * H_0 - 0.25 * B^2 * \text{tg}\beta, \text{ м}^3$$

где B - ширина заходки, м; H - мощность пласта вскрыши, м; K_p - коэффициент разрыхления; H_0 - высота отвала, м; β - угол откоса отвала, град.

Т.к. $V_1 = V_2$, то предельная мощность пласта вскрышных пород равна:

$$H_{\max} = (H_0 - 0.25 * B * \text{tg}\beta) / K_p, \text{ м}$$

Радиус разгрузки экскаватора:

$$R_p = c + d + h * \text{ctg}\alpha + H_0 * \text{ctg}\alpha, \text{ м}$$

где c - расстояние от оси экскаватора до верхней бровки рудного уступа, м; d - ширина свободного выработанного пространства, м; h - мощность рудного пласта, м; α - угол откоса рудного уступа, град.

Отсюда максимальная высота отвала:

$$H_0 = (R_p - c - d - h * \text{ctg}\alpha) * \text{tg}\beta, \text{ м}$$

и максимальная мощность извлекаемого пласта пустых пород:

$$H_{\max} = \frac{R_p - (c - d - h * \text{ctg}\alpha + 0.25 * B)}{K_p * \text{ctg}\alpha}, \text{ м}$$

2. Технология перевалки вскрыши с применением драглайнов

Драглайны располагают на кровле вскрышного пласта или на кровле пласта руды или на промежуточном отвале.

Радиус разгрузки драглайна:

$$R_p = a + c + d + H * \text{ctg}\gamma + h * \text{ctg}\alpha + H_0 * \text{ctg}\beta, \text{ м}$$

где a - ширина предохранительной бермы, м; c - расстояние от оси драглайна до верхней бровки вскрышного уступа, м; d - ширина свободного выработанного пространства, м; γ - угол откоса вскрышного уступа, град.

Максимальная высота отвала:

$$H_0 = \frac{R_p - (c + a + d + H * ctg\gamma + h * ctg\alpha)}{ctg\beta}, \text{ м}$$

Максимальная высота вскрышного уступа:

$$H_{\max} = \frac{R_p - (c + a + d + h * ctg\alpha + 0.25 * B)}{K_p * ctg\beta + ctg\gamma}, \text{ м}$$

3. Технология разработки с кратной перевалкой породы на отвал

Суть: переэкскавация вскрышных вторым экскаватором, например, в отвале - из первого яруса во второй ярус.

Расстояние между экскаваторами должно быть не менее суммы их максимальных радиусов черпания и разгрузки, например, $R > 2 * R_p$.

Радиус черпания второго экскаватора:

$$R_{\text{ч}} = b_1 + c_1 + d + H_0^1 * ctg\beta, \text{ м}$$

Радиус разгрузки второго экскаватора:

$$R_p = b_1 + c_1^1 + H_0^{11} * ctg\beta, \text{ м}$$

Глубина черпания: $H_{\text{ч}} > H_0^1$

Высота разгрузки: $H_p > H_0^{11}$

Производительность второго драглайна зависит от фактической производительности первого экскаватора и коэффициента переэкскавации:

$$Q_2 = Q_1 * K_{\text{пер}}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $K_{\text{пер}}$ - коэффициент переэкскавации:

$$K_{\text{пер}} = V_{\text{пер}} / V;$$

$V_{\text{пер}}$ - переэкскавируемый объем вскрыши:

$$V_{\text{пер}} = L_1 * (H_0 - 0.25 * L_1 * tg\beta), \text{ м}^3$$

V - объем вскрыши с 1 пм длины экскаваторной заходки:

$$V = A * H * K_p, \text{ м}^3$$

L_1 - ширина экскаваторной заходки по руде

$$L_1 = d + h * (ctg\alpha + ctg\beta), \text{ м}.$$

4. Технология разработки с перемещением вскрыши отвалообразователями

Самоходные консольные отвалообразователи применяют на карьерах с роторными или цепными многочерпаковыми экскаваторами, где порода складывается во внутренние отвалы. Параметры системы разработки зависят от типоразмера отвалообразователя - высоты подъема и радиуса его разгрузки. Транспортно-отвальные мосты применяют на пологих залежах с мощностью

пластов до 20-25 м. Технология разработки аналогична технологии с консольными отвалообразователями. Дальность перемещения породы может достигать 500 м с одним приводом транспортера.

5. Технология разработки с перевозкой транспортом вскрыши во внутренний отвал

Перевозка породы во внутренний отвал осуществляется на глубоких карьерах с выемкой пологого пласта руды сразу на всю мощность. В этом случае используются многочерпаковые или роторные экскаваторы на вскрыше, а порода перевозится во внутренний отвал железнодорожным или конвейерным транспортом. В первоначальный период, когда нет в карьере выработанного пространства (не извлечена на какой-то площади руда), пустые породы вывозят на внешний отвал.

6. Технология разработки с перевозкой породы транспортом на внешние отвалы

Эту технологию применяют тогда, когда невозможно разместить породные отвалы в выработанном пространстве карьера, т.е. при большой мощности рудного пласта или при крутом и наклонном падении залежи. Также эта система применяется на пологих залежах строительных материалов с небольшой мощностью покрывающих пород (после рекультивации этот карьер заполняется водой и служит зоной отдыха местных жителей).

7. Технология разработки с перевозкой породы транспортом частично во внешние, частично во внутренние отвалы

Технология используется при разработке глубоких, с мощной толщей руды, и протяженных карьеров, когда всю вскрышу физически невозможно разместить во внутренние отвалы. Или когда залежь представлена двумя пластами, тогда породу внешней вскрыши вывозят на внешние отвалы, а породу из пропласта - на внутренние.

8. Технология разработки с перевалкой и перевозкой породы во внутренние отвалы

Эта комбинированная технология используется на карьерах со значительной мощностью покрывающих пород. Тогда одна часть объема вскрыши перемещается на первый ярус внутреннего отвала бестранспортным способом (с помощью отвалообразователей, конвейеров), а другая часть объема вскрыши с первого яруса переэкскавируется на второй ярус внутреннего отвала.

9. Технология разработки с перевалкой породы во внутренние отвалы и частичной перевозкой во внешние отвалы

Эта комбинация технологий применяется при большой мощности налегающих пород и значительной мощности пласта руды, тогда вскрыша транспортируется на внешние отвалы, а когда освободится площадь в карьере после

извлечения руды - остальная вскрыша переваливается во внутренний отвал. Система часто используется на крупных угольных разрезах.

II. Технология разработки наклонных и крутых залежей

Такие залежи отрабатываются в двух направлениях: по горизонтали и по вертикали. Горно-подготовительные работы не прекращаются к началу добычных работ, а продолжаются весь срок службы карьера.

Пустые породы не удается разместить во внутренние отвалы до полной выемки руды, здесь используются углубочные и смешанные технологии с вывозкой породы на внешние отвалы.

Именно так отрабатывают более 50% угольных разрезов страны, около 85% железорудных карьеров и почти 100% карьеров руд цветных металлов.

Т.к. затраты на перевозку руды на таких карьерах достигают 60-70% всех затрат, то технологические схемы различают между собой по виду используемого транспорта.

1. Технология разработки с перевозкой руды железнодорожным транспортом

Используется на больших протяженных карьерах со значительным объемом перевозок. Технология отличается большим количеством транспортных коммуникаций на рабочих площадках и бортах карьера. Отсюда - большая ширина рабочих площадок и большая ширина развала взорванной горной массы. Скорость углубки карьера при этой системе минимальна - 5-15 м/год.

2. Технология разработки с перевозкой руды автосамосвалами

Применяется на месторождениях сложной конфигурации с ограниченными размерами в плане. Высота уступа здесь выбирается по применяемому экскаваторному оборудованию, а ширина рабочей площадки зависит от схемы движения самосвала под погрузку. Скорость углубки карьера достигает 25-30 м/год.

3. Технология разработки с применением конвейерного транспорта

Используется на карьерах с мягкими вскрышными породами или на карьерах с БВР, погрузкой горной массы экскаваторами и наличием на бортах пунктов грохочения на концентрационных горизонтах. Технология характеризуется максимально-возможной высотой уступа нерабочего борта карьера, а скорость углубки достигает 12-15 м/год.

4. Технология разработки с применением комбинированного транспорта

Применяется на очень глубоких карьерах и на карьерах, расположенных на косогоре. В период строительства карьера используется, например, автомобильный транспорт, а с ростом объемов добычи и увеличением расстояния транспортирования переходят на другие виды транспорта. Технология отличается наличием в карьере перегрузочных пунктов.

ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Основными элементами систем разработки являются: высота уступа, ширина рабочей площадки, длина экскаваторного блока, длина фронта горных работ, скорость подвигания фронта горных работ, скорость углубки карьера.

Высота уступа устанавливается с учетом геологии месторождения, применяемого оборудования, устойчивости борта, производственной мощности карьера, необходимости ведения селективной выемки.

Ширина рабочей площадки уступа зависит от высоты уступа, устойчивости борта и применяемого оборудования:

- при автомобильном транспорте 45-60 м;
- при железнодорожном транспорте 60-100 м.

Длина экскаваторного блока при работе на уступе нескольких экскаваторов зависит от размеров карьерного поля, применяемого оборудования и необходимой производственной мощности карьера, для мехлопат минимальная длина блока:

- при автомобильном транспорте 200-250 м;
- при железнодорожном транспорте 400-500 м.

Длина фронта горных работ на карьере зависит от количества и длины рабочих (вскрышных и добычных) уступов.

Скорость подвигания фронта горных работ в горизонтальном направлении пропорциональна производительности выемочного оборудования:

$$v_r = Q_{\text{экс}} / (L_{\text{бл}} * H_y) \quad , \quad \text{м/год}$$

Скорость углубки карьера зависит от времени, необходимого для подготовки очередного уступа к разработке. Технически максимально-возможная скорость углубления горных работ на карьере равна скорости проведения разрезной траншеи:

$$v_r = \frac{L_{\text{бл}} * h^2 * (h * \text{ctg}\xi + b)}{Q_{\text{экс}}} \quad , \quad \text{м/год}$$

где $L_{\text{бл}}$ – длина экскаваторного блока при проведении разрезной траншеи, м; h - высота уступа (она же – глубина разрезной траншеи), м; ξ - угол откосов бортов разрезной траншеи, град.; b - ширина дна разрезной траншеи, м; $Q_{\text{экс}}$ - годовая производительность экскаватора при проведении разрезной траншеи, м³/год.

Обычно скорость углубления горных работ на карьере с автотранспортом принимается 15 м/год, при железнодорожном транспорте – 10 м/год.

Соотношение скоростей в вертикальном и горизонтальном направлении, обеспечивающее нормальное развитие рабочей зоны карьера и необходимую производительность по добыче руды, таково:

$$v_b < v_r / (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \beta) \text{ , м/год}$$

Скорость подвигания фронта горных работ в горизонтальном направлении и скорость углубки карьера, вместе - характеризуют интенсивность разработки месторождения.

ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Под вскрытием карьерного поля понимают проведение капитальных горных выработок, создающих доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей.

Вскрывающими выработки карьера являются капитальные и разрезные траншеи, а также в горной местности - штольни и шахтные стволы.

Капитальными наклонными траншеями осуществляется вскрытие карьерных полей по глубине месторождения и они служат для транспортного сообщения рабочих горизонтов с земной поверхностью.

Разрезными горизонтальными траншеями осуществляется необходимый фронт добычных работ на каждом рабочем горизонте и они служат для формирования рабочих уступов (внизу - экскаватор и автосамосвал, вверху - буровая установка).

На выбор варианта вскрытия оказывают влияние рельеф поверхности, геологические, гидрогеологические условия, система разработки, производительность карьера по полезному ископаемому и по вскрыше, тип технологического потока (таблица 6). Эти факторы определяют места заложения капитальных траншей, форма трассы траншей, количество и тип траншей, размещение отвалов пустых пород, некондиционных руд, обогатительной фабрики и транспортных коммуникаций между ними. Виды вскрывающих выработок приведены в таблице 7. Связь системы разработки и схемы вскрытия отражена в таблице 8.

Таблица 6

Технологический поток	Вид грузопотока	Средства вскрытия
Отдельный	Горная масса от одного забоя направляется на отдельный пункт приема	Отдельная наклонная траншея, наклонная берма, рудоспуск, рудоскат, штольня
Объединенный	Горная масса от нескольких забоев объединяется в один грузопоток и направляется на отдельный пункт приема	Групповая или общая наклонная траншея, наклонная берма или ствол
Разветвленный	Горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов приема	Общая наклонная траншея, наклонная берма, ствол
Комбинированный	Горная масса от нескольких забоев	То же

ванный	объединяется в один грузопоток и направляется в несколько пунктов приема	
--------	--	--

Капитальные траншеи могут быть:

а) внешними - располагаемые за пределами бортов карьера; б) внутренними - на бортах карьера; в) комбинированными - например, верхние горизонты вскрыты внешней траншеей, а глубже - внутренней.

Вид и местоположение вскрывающих выработок выбирается технико-экономическим сравнением вариантов.

Таблица 7

Горные выработки ²	Назначение
Наклонная траншея (внешняя)	Обеспечение связи горизонтов с поверхностью или нижележащим горизонтом
Горизонтальная траншея (разрезная)	Создание фронта горных работ на горизонте
Наклонная транспортная берма (внутренняя траншея, съезд, насыпь)	Обеспечение связи между горизонтами внутри карьера
Горизонтальная транспортная берма	Связь в пределах горизонта, размещение пунктов примыкания к наклонной трассе, петлевых соединений траншей
Крутая траншея	Связь концентрационного горизонта с поверхностью
Ствол	Связь нижних горизонтов глубоких карьеров с поверхностью
Штольня	Связь горизонтов нагорных карьеров с поверхностью или со стволом
Рудоспуск	Гравитационная доставка руды на транспортный горизонт по закрытой горной выработке
Рудоскат	Гравитационная доставка руды на транспортный горизонт по открытой горной выработке или по желобу

Параметры траншей:

а) уклон: наклонные траншеи имеют уклон до 40 ‰ при железнодорожном и до 80 ‰ при автомобильном транспорте; крутые траншеи с уклоном свыше 80 ‰ (конвейерный, канатно-скиповой транспорт);

² В скобках даны альтернативные названия, встречающиеся в технической литературе.

б) длина;

в) размеры поперечного сечения (зависят от необходимой ширины дна, глубины и углов откосов).

Ширина дна капитальной траншеи определена в “Правилах технической эксплуатации” в зависимости от типа транспорта (см. например, табл. 5). Углы откоса зависят от устойчивости пород и наличия других коммуникаций.

Размеры разрезной траншеи зависят от способа проведения и высоты подготавливаемого уступа, углы откоса обычно равны углам откоса рабочих уступов (60-80°).

Объемы горно-капитальных работ (проведение траншей и уборка налегающих вскрышных пород) могут достигать 35-40% всех объемов вскрышных работ в карьере.

Таблица 8

Система разработки	Схема вскрытия
Бестранспортная, транспортно-отвальная	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков руды
Экскаватор-карьер	Вскрывающие выработки не требуются
Транспортная:	
- с перевозкой вскрыши в выработанное пространство	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков руды, горизонтальные бермы и насыпи – для грузопотоков вскрыши
- с перевозкой вскрыши на внешние отвалы	Наклонные траншеи и наклонные бермы для грузопотоков руды и вскрыши
Комбинированная	Наклонные траншеи, горизонтальные и наклонные бермы для грузопотоков руды и вскрыши

Классификации способов проведения траншей

- По наличию или отсутствию транспортных средств в карьере:
 - бестранспортные способы, обычно с использованием драглайна (с размещением породы на борту траншеи);
 - транспортные (с вывозом породы на отвал);
 - комбинированный (с частичным использованием транспорта).
- По расположению забоя при проходке траншеи:
 - с торцовым забоем;

- с продольным забоем.
3. По схемам проведения:
- одним забоем сразу на всю глубину;
 - послойно (обычно при большой глубине карьера), высота слоя 3-5 м.
4. По применяемым средствам:
- мехлопатами и драглайнами;
 - колесными скреперами;
 - средствами гидромеханизации;
 - с помощью массовых взрывов на выброс.

Скорость проведения капитальной траншеи от 100 до 400 пм/мес в зависимости от поперечного сечения, свойств пород и применяемого оборудования.

Вскрытие внешними капитальными траншеями

Применение: для вскрытия пологих месторождений, залегающих на небольшой глубине.

Число траншей и их расположение в контуре карьера определяется местоположением пунктов приема руды и отвалов пустых пород, а также необходимостью рассредоточения грузопотоков, достижения минимальных объемов горно-капитальных работ.

Вскрытие внутренними капитальными траншеями

Применение: для вскрытия наклонных и крутых месторождений на глубоких карьерах.

Объем горно-капитальных работ при проведении внутренних траншей меньше, чем при проведении внешних, т.к. большая часть этих объемов извлекается как объем пород вскрыши в конечном контуре карьера.

Вскрытие карьера подземными горными выработками

Для вскрытия нагорных месторождений используются штольни и тоннели. Вскрытие шахтными стволами глубоких обычно производится при комбинированном открыто-подземном способе добычи руды или когда выгоднее скипы (конвейер) разместить в наклонном шахтном стволе, а не на борту карьера.

Комбинированное вскрытие

Оно включает две группы способов: сочетание траншейных способов с бестраншейными и комбинацию траншейных способов со вскрытием подземными горными выработками.

Например, бестраншейным способом (например, драглайном или цепным экскаватором с нижним черпанием) извлекается пласт пород непосредственно с земной поверхности, а ниже порода и руда разрабатывается с использованием траншей.

Сочетание для вскрытия траншейных способов и шахтных стволов обычно применяется при разработке крутых залежей с переходом от открытого способа добычи к подземному способу.

Параметры капитальных траншей

При выборе способа вскрытия устанавливают место расположения траншей и производят их трассирование (определение направления и положения оси траншеи в плане и в профиле карьера, с нанесением изолиний высот).

Параметры трассы:

а) величина руководящего подъема-уклона, зависит от вида транспорта (максимальный уклон для ж/д локомотивного транспорта составляет 40 ‰, для автомобильного транспорта 80 ‰), в общем виде, для железнодорожного транспорта уклон равен:

$$i = [F_{\text{сц}} - \omega_0 * (P + Q_{\text{гр}})] / (P + Q_{\text{гр}}) , \text{‰}$$

где $F_{\text{сц}}$ - сцепной вес локомотива, Н; ω_0 - основное удельное сопротивление движению, 4-8 Н/кН; P - полный вес локомотива, кН; $Q_{\text{гр}}$ - суммарный вес состава (исключая локомотив), кН;

б) действительная длина трассы

$$L_{\text{т}} = 1000 * H * K_{\text{удл}} / i , \text{ м}$$

где H - глубина заложения траншеи, м; $K_{\text{удл}}$ - коэффициент удлинения фактической трассы, 1.2-1.5 .

Форма трассы в плане считается простой, если трасса имеет одно направление по всей длине. Форма трассы сложная, если она имеет резкие повороты.

РЕКОНСТРУКЦИЯ КАРЬЕРОВ

Реконструкция - это комплекс горнотехнических мероприятий для повышения технического уровня горного производства, повышения производительности карьера, продления срока службы предприятия, она включает в себя:

- замену устаревшего оборудования;
- переход на новые виды карьерного транспорта;
- изменение способа вскрытия;
- расширение границ карьера;
- механизацию вспомогательных процессов;
- осушение карьерного поля;
- пылеподавление...

Наиболее распространенным видом работ в период реконструкции карьера является возобновление горных работ на временном нерабочем или ранее погашенном борту карьера, с целью создания новых рабочих площадок.

ЭКОНОМИЧЕСКИЙ УЩЕРБ ОТ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

НА КАРЬЕРАХ (по Ломоносову Г.Г.)

Ущерб от потерь руды состоит из недополученной прибыли, лишних расходов на разведку, из снижения эффективности (полноты) использования месторождения, из увеличения себестоимости добычи, необходимости компенсации потерянных запасов дополнительной добычей руды:

$$Y_{\Pi} = \Pi * V * \gamma * \left\{ \begin{aligned} & \Sigma \left(\frac{\alpha_p}{\alpha_k} * \beta * \varepsilon * \Pi \right) - \Sigma (C_d + C_{\Pi}) + (C_p + K_0 * E_{\Pi}) + \\ & + \frac{(K_{\text{вскр}} + 1)}{\gamma * (1 - \Pi)} * C_v + K_{\text{уд}} * \frac{1}{(1 + E_{\Pi})^{T-\tau}} \end{aligned} \right\}, \text{ руб.}$$

где Π - потери, отн.ед.; V - объем балансовых запасов, м^3 ; γ - объемный вес руды, $\text{т}/\text{м}^3$; α_p и α_k - содержание i -ого металла в руде и в концентрате, отн.ед.; β - выход i -ого металла из руды при добыче, $\beta = (1 - \Pi)/(1 - P)$, отн.ед.; P - разубоживание, отн.ед.; ε - извлечение i -ого металла из руды в концентрат, отн.ед.; Π - рыночная цена i -ого металла, руб/т; C_d и C_{Π} - затраты на добычу и переработку 1 т руды, руб/т; C_p - затраты на разведку 1 т балансовых затрат руды, руб/т; K_0 - удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи, руб/т; E_{Π} - (нормативный) коэффициент экономической эффективности производства, отн.ед.; $K_{\text{вскр}}$ - средний коэффициент вскрыши, отн.ед.; C_v - затраты на вскрышные работы, руб/т; $K_{\text{уд}}$ - удельные капитальные затраты на новую разведку, изыскание, проектирование, строительство нового карьера, руб/т; T - срок службы карьера, годы; τ - продолжительность разведки, вскрытия, подготовки..., т.е. пока не начнутся добычные работы, годы.

Ущерб от разубоживания руды заключается в затратах на дополнительную добычу, транспортировку и переработку пустых пород, отсюда ущерб состоит в удорожании себестоимости добычи собственно металла:

$$Y_p = \frac{Z_{\text{из}} * V * P + V * (K_{\text{вскр}} - 1) * C_v * P}{(\delta_{\Pi} + P * \delta_p)} + V * P * \gamma * (C_{\Pi} + \Delta C_{\text{тр}}), \text{ руб.}$$

где $Z_{\text{из}}$ - извлекаемая ценность руды:

$$Z_{\text{из}} = \Sigma \frac{\alpha_p * \varepsilon * \Pi * \beta}{\alpha_k}, \text{ руб/т}$$

δ_{Π} и δ_p - величины, обратные объемному весу породы и руды:

$$\delta = 1 / \gamma, \text{ м}^3/\text{т}$$

$\Delta C_{\text{тр}}$ - разница в затратах на транспортировку пустой породы до обогатительной фабрики и до отвала (где и место породы), руб/т.

УСТОЙЧИВОСТЬ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Факторы, влияющие на устойчивость уступов и бортов:

- 1) геологические: состав, строение (трещиноватость), прочность пород...;
- 2) гидрогеологические: водонасыщенность пород и трещин...;
- 3) технологические: способ вскрытия, система разработки, способ отбойки руды...

При выборе способа вскрытия и системы разработки необходимо учитывать следующее.

1. Неудачно выбранное направление ведения горных работ и места заложения капитальных траншей - как в плане, так и по вертикали - может привести к развитию в массиве деформаций путем подрезки контактов слоев и геологических разломов.

2. Степень интенсивности горных работ определяет устойчивость рабочих уступов. При коротком фронте работ и высокой скорости его подвигания в массиве не успевают развиваться деформационные и реологические процессы, что позволяет придавать рабочим уступам более крутые углы наклона.

3. Размещение отвалов в выработанном пространстве карьера у его бортов увеличивает сопротивление сдвигу пород борта и повышает его устойчивость.

4. Форма бортов в плане может быть вогнутой, выпуклой, прямолинейной и комбинированной (сочетающей криволинейные участки). Установлено, что при прочих равных условиях откосы, имеющие в плане вогнутую форму, обладают большим запасом устойчивости, чем любые другие.

5. Влияние БВР проявляется в образовании в массиве зон пониженной прочности, сейсмическом эффекте, образовании неустойчивых участков. Для снижения вредного воздействия взрывов при оформлении уступов в конечном положении необходимо:

- изменять параметры БВР;
- применять короткозамедленное, мелкошпуровое и контурное взрывание;
- использовать заряды с инертным сердечником (“камуфлет”);
- располагать ряды скважин под углом 60-90° к контуру борта;
- применять экранирующие врубы;
- использовать искусственное укрепление уступов.

Виды деформаций карьерных откосов:

- осыпи отдельных кусков пород;
- оползни пород по поверхностям контактов трещин;
- оплывины (плывуны) - характерны для водонасыщенных мягких пород;

- просадки, вертикальное опускание горизонтальной поверхности над карстовыми пустотами, над подземными горными выработками;
- обрушения, отличающиеся от оползней более высокой скоростью развития деформаций.

Расчеты устойчивости уступов, бортов карьера основаны на определении сдвигающих и удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверхности скольжения. В зависимости от срока службы откоса уступа, борта карьера, различают краткосрочную и долгосрочную устойчивость откоса:

- для рабочих уступов коэффициент запаса краткосрочной устойчивости должен быть более 1.2 ;
- для нерабочих бортов коэффициент запаса долгосрочной устойчивости должен быть более 1.5-2 .

Таблица 9

Углы откосов карьера, отвала:

Породы	Рабочий борт	Нерабочий борт
Крепкие монолитные $\sigma > 80$ МПа	70-75 ⁰	60-65 ⁰
Средней крепости с глиной трения	60-70	45-50
Мягкие связные породы	45-50	35-40
Плотные глины	50-60	40-50

Ширина призмы возможного обрушения

от нижней бровки (Z) рабочего уступа высотой (H_y):

- при падении поверхностей ослабления в сторону массива

$$Z = (0.1-0.2) * H_y ;$$

- при крутом и наклонном падении поверхностей в сторону выработанного пространства

$$Z = (0.25-0.3) * H_y ;$$

- при горизонтальном залегании или пологом падении трещин

$$Z = (0.3-0.4) * H_y .$$

Предельная высота вертикального откоса:

- 1) при учете только сцепления пород в массиве (Фисенко Г.Л.)

$$H = \frac{2 * C}{\gamma} * \operatorname{tg} \frac{90 + \varphi}{2} * \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_p}{C}} * \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2} \right) , \text{ м}$$

где C - сцепление пород, согласно закону Кулона и кругу Мора:

$$C = \tau_{\text{сц}} = 0.5 * \sigma_{\text{сж}} * \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2}, \text{ МПа}$$

$\sigma_{\text{сж}}$ - предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа; $\sigma_{\text{р}}$ - предел прочности пород на растяжение, МПа; φ - угол внутреннего трения пород, град.;

2) при учете углов падения трещин и откоса (Газиев Э.Г.)

$$H = \frac{C}{\gamma * \cos^2 \alpha * (\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \gamma)} * \frac{\operatorname{ctg} \beta + \sqrt{\operatorname{ctg} \beta * \operatorname{ctg} \alpha}}{\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м}$$

где β - угол падения трещин (от горизонтальной поверхности), град; α - угол падения откоса, град.

Таблица 10

Углы трения и сцепления по поверхностям ослабления:

Характер поверхности, заполнитель	Сцепление, МПа	Угол трения, град.
1. Поверхность:		
- ровная и гладкая	—	18-25
- неровная и шероховатая	0.05-0.1	23-30
2. Заполнитель:		
- глина, хлорит при естественной влажности	0.1-0.2	11-15
- глина, хлорит при водонасыщении	0.005	10
- кальцит, флюорит	0.2-0.3	16-23
3. Естественная трещиноватость без заполнителя, в зависимости от размера отдельных трещин:		
< 0.05 м	0.05-0.08	< 11
0.05-0.15 м	0.08-0.15	11-16
0.15-0.4 м	0.15-0.2	16-22
0.4-1.0 м	0.2-0.25	22-26
> 1 м	0.25-0.3	> 26

УКРЕПЛЕНИЕ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Классификация способов искусственного укрепления

Группа способов	Средства укрепления	Условия применения
-----------------	---------------------	--------------------

1.Механическое укрепление	Железобетонные сваи	Массивы со слабо развитой трещиноватостью с падением 20-50 град. в сторону выработанного пространства
	Штанги и гибкие тросовые тяжи	Крупноблочные маловыветрелые массивы с падением 40-60 град в сторону выработанного пространства
	Защитные стенки	Сильнотрещиноватые легко выветривающиеся скальные и полускальные породы
	Железобетонные подпорные стенки и контрфорсы	Нарушенные массивы с переслаиванием пород и трещин
2.Упрочнение пород	Цементация, инъекции полимерными смолами	Трещиноватые скальные породы без глинки заполнителя трещин
3.Изолирующие и защитные покрытия	Набрызгбетон по металлической сетке, смолизация, битумизация	Сильнотрещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию, выщелачиванию
4.Комбинированное укрепление пород	Сочетание механического укрепления с упрочнением или изоляцией поверхностей пород	Сложные горно-геологические условия

Методика специального воздействия на карьерные откосы включает:

- обоснование области технического применения различных способов укрепления и их вариантов;
- выявление участков и зон карьера, требующих искусственного укрепления, на основе инженерно-геологического районирования карьерного поля и на основе изучения устойчивости откосов и величины давления горных пород на поддерживающие конструкции и сооружения;
- расчет необходимых объемов мероприятий по укреплению откосов на основе законов механики сплошной среды, строительной механики, сопротивления материалов.

ОСУШЕНИЕ КАРЬЕРОВ

Способы осушения месторождения определяются расположением подземных водоносных горизонтов, интенсивностью водоотдачи горных пород, рельефом и климатом данной местности (ожидаемое количество атмосферных осадков).

Бывает: поверхностный (два варианта), шахтный и комбинированный способ осушения.

Поверхностный способ (1 вариант) применяют при расположении водоносных горизонтов вблизи земной поверхности и в породах с высокой водоотдачей (пески, супеси...). В этом случае, при глубине горизонта подземных вод до 5-10 м, карьерное поле оконтуривают по периметру специальными дренажными канавами. Так же ограждают карьер от атмосферных осадков, стекающих с косогора.

Поверхностный способ (2 вариант) применяют при расположении горизонта подземных вод до глубины 100 м, тогда осушение карьерного поля производят водопонижающими скважинами. Их располагают в один или несколько рядов по периметру карьера. Расстояние между скважинами и между рядами рассчитывается с учетом водопритока, водоотдачи и т.п. Скважины укрепляются обсадными трубами и оборудуются фильтрами и глубинными насосами. Диаметр скважин 250-450 мм, расстояние между ними - от нескольких метров до десятков и сотен метров.

При глубоком расположении водоносных горизонтов используется шахтный способ осушения карьеров - из подземных выработок. Подробности - см. в конспектах курса “Особенности подземной разработки редких и радиоактивных руд”.

Комбинированный способ осушения представляет собой сочетание водо-понижающих скважин и поверхностных канав с системой подземных дренажных выработок.

При глубоком залегании водоносных горизонтов, но малом водопритоке, обычно ограничиваются поверхностным водоотливом в самом карьере. Он включает в себя: систему дренажных канав и водосборник-зумпф с погружным насосом.

ПРОВЕТРИВАНИЕ КАРЬЕРА

Естественное проветривание карьера осуществляется за счет ветра, разности температур и давления воздуха на дне карьера и на поверхности земли (диффузия газов).

Искусственное проветривание производится авиационными двигателями, установленными на бортах карьера.

Эффективность этих мероприятий очень низка, поэтому к ним обычно добавляют комплекс технологических мероприятий:

- взрывание в выходные дни;
- пылеподавление при бурении и экскавации;
- поливают водой автодороги;
- покрывают автодороги бетоном, мазутом (для связывания пыли)...

ПОВТОРНАЯ И КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

I. ПОВТОРНАЯ РАЗРАБОТКА

Под повторной разработкой месторождений понимается выемка на действующих или действовавших ранее рудниках, запасов руд, считавшихся ранее некондиционными, потерянными или оставленными в недрах из-за отсутствия технических средств для их извлечения.

В процессе эксплуатации месторождений в пределах горного отвода накапливаются объемы потерянных руд, качество и количество которых зависят от горнотехнических, горно-геологических и экономических условий разработки.

Повторная разработка вызвана или снижением минимума промышленного содержания на сырьё или целесообразностью добычи на этом месторождении другого металла, который ранее здесь не добывался, или вызвана возросшей эффективностью технологии добычи, переработки руды.

Целесообразность повторной разработки определяется из выражения:

$$Ц_{п.д.} > C_d + C_n$$

где $Ц_{п.д.}$ - ценность полезного компонента, извлекаемого из 1 т руды при повторной разработке (оптовая цена за 1 т руды), руб/т; C_d и C_n - себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб/т.

Повторная разработка, как и первичная, может осуществляться открытым, подземным, геотехнологическим или комбинированным способом.

Повторная разработка во времени может совмещаться с доработкой месторождения (совместная разработка) или может производиться после полной отработки месторождения (самостоятельная разработка).

Запасы руд для повторной разработки

Оценка запасов производится на основе геолого-маркшейдерской документации первичной разработки или на основе доразведки месторождения. Запасы утверждаются Государственным комитетом по запасам (ГКЗ) и для них устанавливаются кондиции - C_{min} и $C_{борг}$:

$$C_{min} = \frac{З}{Ц_{мет} * \epsilon_0 * \epsilon_n} * 100\% \quad , \quad м$$

где $З$ - полные затраты на получение 1 т металла, руб; $Ц_{мет}$ - оптовая цена металла, руб; ϵ_0 и ϵ_n - коэффициенты извлечения металла из руды при обогащении в концентрат и при металлургическом переделе.

Допустимая себестоимость добычи металла по условию рентабельности:

$$C_d = K_{рент} * [Ц_{мет} - (C_0 + C_b)] * \frac{\epsilon_0 * \epsilon_n * C_{мет}}{100\%} - [(C_r + C_n) + e^1 * (C_{r1} + C_{n1})] \quad , \quad руб / т$$

где $K_{рент}$ - коэффициент рентабельности, не менее 1.15; C_0 и C_b - общезаводские и внепроизводственные расходы на 1 т металла, руб/т; $C_{мет}$ - содержание металла в добытой руде, %; C_r и C_n - стоимость транспортировки и перера-

ботки 1 т руды, руб/т; e^1 - выход концентрата по весу из 1 т руды, т/т; $C_{т1}$ и $C_{п1}$ - стоимость транспортировки и переработки концентрата, руб/т.

При оценке запасов руд для повторной разработки должны быть учтены следующие факторы:

- объемы запасов, определяют масштаб добычи;
- горно-геологические условия залегания руд;
- возможность использования горных выработок, пройденных при первичной разработке;
- наличие разработанных технологических схем переработки добываемых сортов руды;
- влияние повторной разработки на деформации объектов горной охраны;
- безопасность ведения работ в подработанном массиве...

Горнотехнические условия повторной разработки месторождений обычно сложнее, чем при первичной разработке, поэтому выбор правильных технических решений должен быть основан на детальном изучении состояния горного массива и анализе опыта повторной разработки в аналогичных условиях.

Классификация запасов руд для повторной разработки

Класс	Группа
А. Запасы в разрыхленном состоянии	1. Зоны сдвижения и обрушения 2. Металлоносная сухая закладка 3. Отвалы бедных руд 4. Хвосты обогатительных фабрик
Б. Запасы в неразрушенном состоянии	1. Рудные тела и межрудные зоны 2. Отдельные неотработанные блоки, апофизы 3. Висячий и лежащий бока отработанных блоков 4. Охраные, барьерные, панельные, внутриблоковые целики и потолочины
В. Комбинация запасов классов А и Б	

Технология повторной разработки подземным способом

Главная особенность повторной разработки - горные работы ведутся в пределах горного отвода, уже нарушенного первичной разработкой. Поэтому при вскрытии, подготовке и очистной выемке используются старые горные выработки и тогда эти выработки приходится реконструировать.

Целесообразность использования ранее пройденных выработок устанавливается путем технико-экономического сравнения затрат на реконструкцию или восстановление старых выработок с затратами на проведение новых выработок.

Использование старых откаточных выработок повышает эффективность повторной разработки. Однако реконструкция и восстановление этих выработок может оказаться технически невозможной или экономически неоправданной из-за их сильной нарушенности и удаленности от разрабатываемых запасов. В таком случае старые выработки можно использовать, например, для вентиляции, а не для откатки.

Вскрытие при повторной разработке месторождений

Вскрытие может производиться:

- специальными выработками (независимое вскрытие);
- существующими выработками;
- комбинированно.

Вскрытие специальными выработками применяют при больших запасах руды, в этом случае производительность повторной разработки не зависит от производительности рудника (пропускной способности рудовыдачных стволов) при первичной разработке.

Общая производительность рудника при одновременной выемке первичных и вторичных запасов руды:

$$A_r = \frac{B_1 * K_1}{T_1} + \frac{B_2 * K_2}{T_2} , \text{ т/год}$$

где B_1 и B_2 - балансовые запасы для первичной и повторной (вторичной) разработке, т; K_1 и K_2 - коэффициенты извлечения запасов при первичной и повторной разработке; T_1 и T_2 - сроки отработки первичных и вторичных запасов, годы.

Недостаток этого способа вскрытия в дополнительных капитальных вложениях на проведение вскрывающих выработок и строительство комплекса подземных и поверхностных сооружений и в дополнительном времени на проведение и строительство этих выработок и сооружений.

Вскрытие существующими выработками не требует капитальных затрат, но и не обеспечивает значительного роста производительности рудника по сравнению с первичной разработкой. Этот способ характерен для повторной разработки месторождений средней и малой мощности с ограниченными запасами.

Комбинированное вскрытие - наиболее часто применяемый способ, предполагает использование существующих и проведение небольшого количества новых выработок.

Системы повторной разработки месторождений

При выборе системы разработки и определении технико-экономических показателей повторной разработки надо учитывать следующие специфические факторы:

- извлекаются руды с содержанием металла в них значительно ниже, чем при первичной разработке;
- выработки проводятся в нарушенных, часто в обрушенных массивах, что повышает затраты на их проведение и требует повышенных мер безопасности;
- поддержание выработок в обрушенном массиве требует значительные материальных и трудовых расходов.

Выбранные системы разработки должны обеспечить высокую интенсивность выемки, высокую производительность труда, ведь выработки в нарушенном массиве долго не могут находиться в устойчивом состоянии. При этом искусственное поддержание очистного пространства и вмещающего массива может быть не только экономически нецелесообразно, но и практически невозможно.

Поэтому при повторной разработке широко используются системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород (VI класс по М.И.Агошкову и II класс по В.Р.Именитову). Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства при повторной разработке запасов в зонах сдвига и обрушения почти не используются, а применяются лишь тогда, когда системы с массовой отбойкой нецелесообразны (малая мощность залежи, высокая ценность руды, чрезмерного разубоживания...)

Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства могут применяться лишь при выемке запасов отдельных удаленных рудных тел в неразрушенном вмещающем массиве.

Для каждого конкретного рудного тела должен при повторной разработке составляться локальный проект, учитывающий своеобразие морфологии, зоны нарушенности горного массива, устойчивость руд и пород.

Особые требования техники безопасности

Проведение выработок в нарушенном горном массиве характеризуется интенсивным проявлением горного давления: заколообразованием, вывалами из кровли и боков, пучением почвы, деформацией и разрушением крепи.

В старых, непогашенных закладкой камерах и других выработках возможно внезапное обрушение, а также в этих выработках возможно скопление воды и вредного газа, что создает опасность внезапных прорывов, выбросов.

Эти факторы требуют соблюдения особых мер безопасности при повторной разработке.

1) При приближении новых выработок к старым подземным пустотам необходимо:

- бурение опережающих скважин и шпуров с целью установления действительных контуров старых выработок и для обнаружения и ликвидации скоплений воды и газа;
 - усиленное проветривание и контроль за состоянием рудничной атмосферы;
 - принудительное обрушение пород в старые пустоты, чтобы избежать неуправляемого обрушения в них и воздушного удара.
- 2) При пересечении старых выработок необходимо:
- тщательное изучение состояния имеющихся старых выработок;
 - погашение закладкой или подрывкой пород этих старых выработок;
 - в обрушенном массиве опережающее крепление кровли забивной крепью;
 - усиленное (сплошное) крепление выработок;
 - минимальное отставание постоянной крепи от проходческого забоя.
- 3) При выпуске и доставке рудной массы необходимо:
- усиленное (бетонное или металлическое) крепление выпускных дучек, ниш и их сопряжений;
 - усиленное проветривание и пылеподавление.

Кроме того, для ликвидации утечек свежего воздуха, необходимо изолировать все ходки, ведущие в старые выработки.

Примеры повторной разработки

1. В разрыхленном состоянии

Ранее многие месторождения с богатой рудой отрабатывались с погашением выработанного пространства забалансовой в тот момент рудой или хвостами обогатительной фабрики.

Повторная разработка разрыхленных таким образом запасов наиболее экономична, т.к. затраты на их извлечение состоят, как правило, лишь из затрат на реконструкцию подсечки камер, вторичное дробление руды и ликвидацию завесаний кусков руды при выпуске. Но выпуск этих запасов не всегда можно произвести из старых, реконструированных подсечных выработок, обычно эти выработки безнадежно испорчены первичной разработкой, поэтому новый горизонт выпуска располагают ниже старого горизонта выпуска.

В зависимости от положения выработок горизонта выпуска по отношению к рудному телу подготовка может быть рудной или полевой с расположением штреков в лежащем или висячем боку залежи.

Выбор схем и вариантов подготовки блоков должен производиться с учетом факторов безопасности работ и обеспечения полноты выемки при минимальном разубоживании руды.

2. В неразрыхленном состоянии

При повторной разработке неразрыхленных руд могут приниматься почти все системы, что использовались при первичной разработке. Наивысшую

сложность вызывают лишь запасы руды, примыкающие к подземным пустотам, оставшимся от первичной разработки. Для разработки таких запасов можно использовать либо принудительное заполнение старых выработок обрушенными породами либо создавать предохранительные целики из оставляемой руды, твердеющей закладки.

Использование старых выработок при очистной выемке может быть следующим:

- минная отбойка руды из старых выработок;
- отбойка руды на компенсационное пространство - старые очистные камеры, отрезные щели, восстающие, горизонтальные выработки;
- более редкая сетка взрывных скважин с учетом существующей нарушенности рудного массива первичной разработкой.

II. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Открытые и подземные горные работы на месторождении могут совмещаться во времени и в пространстве. При независимой комбинированной разработке совмещение открытых и подземных работ в пространстве отсутствует, такая комбинация возможна при значительной удаленности рудных тел, обрабатываемых различными способами.

Частичное совмещение открытых и подземных работ в пространстве бывает при разработке месторождения нескольких сближенных рудных тел разными способами.

При независимой и частично совмещенной комбинированной разработке необходимо решить проблему возможного использования подземных выработок для вентиляции, проветривания, вскрытия и транспортировки руды на нижних уступах карьера.

Наивысшую сложность при производстве горных работ вызывает полное совмещение в пространстве открытых и подземных работ. При этом в зависимости от периода (времени) совмещения комбинированная разработка может быть одновременной или последовательной.

1. Последовательная разработка месторождения карьером с последующим переходом на подземные работы

Такая последовательность часто встречается, в этом случае не требуется каких-либо особых, специальных инженерных решений для ведения горных работ, но потребуется строгая увязка выполнения открытых и подземных работ во времени и в пространстве, а также потребуется четкое выполнение графика восполнения выбывающих мощностей карьера наращиваемыми мощностями подземных горных работ.

Переход с открытой разработки на подземную осуществляется за длительный период времени, когда себестоимость добычи руды карьером становится равной себестоимости добычи руды подземным способом (граничный ко-

эффицент вскрыши определяет глубину карьера, а площадь этого рабочего горизонта отрабатывается достаточно длительное время).

Во время совмещения работ необходимо строго соблюдать требования безопасности и последовательность ввода мощностей рудника по мере затухания работ в карьере.

2. Одновременная разработка месторождения карьером и подземными работами

Одновременная разработка ведется на многих горнорудных предприятиях, добывающих руды цветных металлов - медь, цинк, свинец, полиметаллы...

Одновременная разработка позволяет:

- максимально повысить скорость разработки месторождения;
- обеспечить более полное извлечение запасов руды, дополнительно вовлечь в отработку значительное количество бедных руд;
- намного повысить эффективность капитальных вложений.

Условия, при которых целесообразна одновременная разработка карьером и подземным рудником:

- необходимость быстрее вовлечения запасов месторождения в отработку;
- гористый рельеф местности;
- ограниченные размеры месторождения в плане при большом его простирании в глубину;
- наличие на нижних этажах рудника более богатых и ценных руд.

При одновременной разработке вскрытие шахтного и карьерного поля осуществляется независимо друг от друга. Чтобы обеспечить безопасность работ в карьере на руднике (особенно на верхних горизонтах) применяются системы разработки с закладкой.

При разработке пологих и наклонных рудных тел на подземных работах могут применяться системы разработки с обрушением и с открытым очистным пространством, но при условии, что руда из зоны обрушения уже извлечена карьером.

3. Разработка подземным способом с последующим переходом на открытые горные работы

Такая последовательность бывает при следующих условиях:

- быстрое снижение кондиций на содержание руды, т.е. промышленного минимума на большинство полезных ископаемых, это может быть вызвано либо исчерпанием запасов богатых руд либо непрерывным ростом объемов добычи (до 6-8% в год);
- опережающее развитие техники открытых горных работ, мощности карьера;
- вовлечение в отработку новых, ранее не извлекавшихся полезных ископаемых;

- повышенная опасность и сложность разработки месторождения подземным способом (например, серноколчеданового, серного месторождения).

Эти причины способствуют расширению границы открытых горных работ. При этом из-за снижения бортового содержания могут значительно возрасти балансовые запасы на верхних горизонтах подземного рудника и уменьшится граничный коэффициент вскрыши, с другой стороны, опережающее развитие техники открытых горных работ, наоборот, увеличивает граничных коэффициент вскрыши.

Способы обнаружения подземных пустот, границ полостей в плане:

- а) по результатам анализа существующей маркшейдерской документации с учетом распространения зон обрушения;
- б) разведочными скважинами по специальной или обычной сетке (6х6 м на глубину до 70 м);
- в) геофизическими методами: звуко- и радиолокацией, магнито- и гравиметрическими методами.

Если при подземной разработке месторождения применялись системы с открытым очистным пространством и закладка камер не производилась, то открытые работы над камерами возможны лишь после создания такой толщины предохранительной потолочины, которая гарантирует полную безопасность работ для людей и оборудования в карьере. Локализация же подземных пустот может производиться либо закладкой либо обрушением налегающих пород, но между дном карьера и обрушенным слоем пород должна остаться необрушаемая потолочина.

Расчет безопасной толщины потолочины

- 1) по максимальной высоте свода обрушения М.М.Протоdjeяконова

$$H_{\text{пот}} = K_{\text{зап}} * h_{\text{св}} = K_{\text{зап}} * 0.5 * B * \text{tg } \alpha, \text{ м}$$

где **B** - ширина подземной полости, м; **α** - угол между горизонталью и отрезком, соединяющим пяту свода с его замком;

- 2) по изгибаемому моменту в толстой жесткозашемленной плите

$$h_x = \sqrt{\frac{147 * q * (a^2 + \mu * b^2) * a^2 * b^2}{16 * (7 * a^4 + 4 * a^2 * b^2 + 7 * b^4) * [\sigma_p]}} , \text{ м}$$

$$h_y = \sqrt{\frac{147 * q * (b^2 + \mu * a^2) * a^2 * b^2}{16 * (7 * a^4 + 4 * a^2 * b^2 + 7 * b^4) * [\sigma_p]}} , \text{ м}$$

где **q** - нагрузка на потолочину, включая ее собственный вес, 1 МН/м²=1 МПа; **b** и **a** - короткая и длинная сторона потолочины, м; **μ** - коэффициент Пуассона; **[σ_p]** - прочность пород потолочины на растяжение, МПа;

3) по максимальной массе заряда ВВ, сейсмобезопасного для сохранения цели-ка между открытыми и подземными работами

$$Q_{\max} = H^3 * \left| \frac{C_s * \left(\frac{E_d}{E^2} * \frac{[\sigma_p]}{\Delta * K_0} - \frac{10 * \gamma * H}{E} \right)^{1.25}}{\alpha * K} \right|, \text{ кг}$$

где H - толщина потолочины, м; C_s - скорость распространения в целике поперечной волны напряжения, мс; E_d и E - динамический и статический модуль упругости массива целика, кгс/см²; $[\sigma_p]$ - прочность пород потолочины на растяжение, кгс/см²; Δ - коэффициент, учитывающий повторность действия динамического, сейсмического нагружения, $\Delta = 1.1$; K_0 - коэффициент ослабления массива по сравнению с образцами пород, $K_0 > 1.3$; γ - плотность пород массива, г/см²; K - эмпирический коэффициент, учитывающий свойства горных пород и условия взрывания, равен 420 отн.ед.; α - коэффициент затухания волн напряжения с глубиной (H):

$$\alpha = \frac{1}{1 + 0.25 * H}, \text{ отн.ед.}$$

4) Особенности расчета толщины потолочины с учетом сдвижения и обрушения пород при подземной выемке системами с обрушением руды.

Работа в карьере будет осуществляться без проблем, если процесс обрушения и интенсивного сдвижения пород уже закончился до начала открытых горных работ. Если же сдвижения продолжаются, то горные работы в карьере должны включать профилактические и контрольные мероприятия.

В пределах контура карьера выделяются три зоны:

- зона плавных оседаний;
- зона трещинообразования;
- зона обрушений.

В зоне оседаний деформации незначительны и не оказывают заметного влияния на устойчивость уступов и на технологию добычных работ. В зоне трещинообразования нарушена сплошность массива и на уступах могут образовываться крупные заколы и осыпи, представляющие опасность для людей и механизмов. В зоне обрушения может образоваться воронка провала, тогда опасная зона оконтуривается на маркшейдерских планах и в самом карьере, здесь запрещается производить какие-либо горные работы.

Высота зоны обрушения:

$$H_0 = 1.5 * \frac{V_{\text{закл}} * (1 - B_{\text{закл}}) + V_{\text{изол}} - B * h^2 * \text{ctg}(45 + 0.5 * \varphi)}{S * K_p * (1 - B_{\text{пор}})}, \text{ м}$$

где $V_{\text{закл}}$ - объем поданной в выработанное пространство закладки, м³; $V_{\text{изол}}$ - объем изолируемого выработанного пространства, м³; $B_{\text{закл}}$ и $B_{\text{пор}}$ - коэффициенты компрессии закладки и породы, отн. ед.:

$$B = \begin{cases} \frac{\xi * q}{\sigma_{сж}} \\ \frac{\gamma * H}{E} * \left[1 - \frac{2 * \mu^2}{1 - \mu} \right] \end{cases}$$

ξ - коэффициент сжимаемости материала, отн.ед.; $\xi = \Delta / H$

- для породной закладки $\xi = 0.2-0.3$;
- для закладки ПГС $\xi = 0.08-0.12$;
- для гидрозакладки $\xi = 0.07-0.10$;
- для твердеющей закладки $\xi = 0.03-0.05$;

q - удельное давление на этот материал, МПа; $\sigma_{сж}$ - прочность материала на сжатие, МПа; B и H - ширина и высота подземной полости, м; φ - угол внутреннего трения вмещающих пород, град.; S - горизонтальная площадь полости, м²; K_p - коэффициент разрыхления пород.

Таким же образом можно получить необходимую высоту погашения полости закладкой, зная расстояние по восстанью от кровли полости до объекта охраны (поверхности карьера):

$$h_1 = \frac{h - K_p * (1 - B_{пор}) * \left\{ \frac{2}{3} * H^1 + \frac{h^2}{A} * \text{ctg} (45 + 0.5 * \varphi) \right\}}{B_{закл}}, \text{ м}$$

и высоту изолируемого объема полости:

$$h_2 = \frac{K_p * (1 - B_{пор}) * \left\{ \frac{2}{3} * H^1 + \frac{h^2}{A} * \text{ctg} (45 + 0.5 * \varphi) \right\} - h * (1 - B_{закл})}{B_{закл}}, \text{ м}$$

где H^1 - расстояние по восстанью от кровли полости до объекта охраны, м;
 A - длина подземной полости, м.

Все эти расчеты достаточно условны, более точно влияние подземных полостей, тектонических разломов и объемов погашения пустот закладкой можно выполнить только численными методами на ЭВМ, например, по программе "Савена" (она есть на кафедре РМЦРиРМ).

Опыт комбинированной разработки месторождений

А. Последовательная разработка

Никелевое месторождение Каула расположено на склоне горного хребта, имеет линзообразную форму с углом падения 30-40°.

Часть месторождения до 1953 г. разрабатывали подземным способом. Вскрытие было произведено штольной, одним вертикальным и двумя наклонными стволами. Система разработки - восходящая слоевая выемка с сухой за-

кладкой выработанного пространства породами из проходческих забоев. Камеры разделены рудными целиками шириной 7 м, а этажи - целиками толщиной 8-10 м.

Теперь оставленные целики извлекают открытым способом. Проектная глубина карьера 153 м, угол погашения борта 45° , угол откоса рабочего уступа 65° , граничный коэффициент вскрыши $7.8 \text{ м}^3/\text{т}$, высота рабочего уступа 10-12 м.

Закладку из погашенных при первичной разработке камер удаляют вскрышными экскаваторами, а руду добывают буровзрывными работами, скальными экскаваторами и автосамосвалами. Карьером собираются извлечь почти 45% всех запасов месторождения.

Норильское медно-никелевое месторождение представлено пластообразной залежью с углом падения $6-20^\circ$.

Богатые руды залегают в жилах мощностью от 8 см до 10 м на глубине более 200 м, а наносы имеют мощность 100-120 м. Мощность вкрапленных руд, расположенных над рудоносными жилами, от 6 до 90 м.

Т.к. разница в содержании металлов в жильных и вкрапленных рудах довольно значительно, поэтому было принято решение об отработке жил подземным способом, а вкрапленных руд - открытым.

Вначале жилы обрабатывали камерами шириной 11-15 м с целиками между ними 4-5 м, высота камер 1.5-10 м. Отработанные камеры одно время погашали сухой закладкой, но затем от такой закладки отказались и стали производить принудительную посадку кровли.

Отработка запасов принята в две стадии. Сначала обрабатываются первичные (компенсационные) камеры длиной 40-50 м и шириной 15 м, а на второй стадии обрушаются межкамерные и барьерные целики. На месторождении значительное горное давление при сильно трещиноватых породах. Но самообрушение налегающих габбро-диабазов не происходит, а выработки для принудительного обрушения кровли ранее не проходили вовсе или проходили с большой задержкой во времени. В результате горным давлением систематически разрушались целики и выработки горизонта выпуска.

Теперь при принудительном разрушении целиков породы кровли обрушаются ($K_p=1.15$) и спустя один год на земной поверхности появляются трещины и поверхность оседает без разрыва сплошности. В зону сдвижения попадают уступы карьера, поэтому состояние пустот и зон сдвижения контролируется из карьера (до глубины 60 м) скважинными реперами.

Лениногорское полиметаллическое месторождение приурочено к тектоническим разломам. Рудные тела представлены пологопадающими линзами в крепких вмещающих породах.

Верхняя часть месторождения обрабатывается карьером предельной глубиной 280 м, углы откоса бортов: в наносах 28° , в скальных породах - 42° ; уг-

лы откоса рабочих уступов - соответственно 60° и 35° ; высота рабочих уступов 10 м.

В нижней части месторождения добыча ведется системой подэтажного обрушения. Над отрабатываемым рудником участком шахтного поля, в зоне обрушения пород, работы в карьере не производятся 1-2 года после полной отработки запасов. За это время обрушения выходят на поверхность, в карьере появляются воронки обрушения, воронки засыпаются с самосвалов пустыми породами и добычные работы в этой зоне становятся относительно безопасными.

Б. Одновременная разработка

Гайское месторождение медно-никелевых руд представлено пятью рудными залежами общей длиной 3 км. Рудные тела пологопадающие, расположены на глубине от 75 до 545 м, мощность тел - от 2 до 180 м. Проектная глубина карьера 380 м. Подземные горные работы ведутся на глубине 170-260 м системой разработки с подэтажной отбойкой. Ширина камер и целиков между ними - по 15 м, высота - от 20 до 60 м. Отработанные камеры погашаются закладкой: сначала использовали в качестве закладки гранулированные доменные шлаки, а когда на руднике решили извлекать запасы из межкамерных целиков, тогда стали погашать пустоты твердеющей закладкой, подаваемой по скважинам прямо со дна карьера.

Работы под дном карьера будут прекращены, когда мощность целика под карьером уменьшится до 30-40 м. Этот целик будет отработан открытым способом.

Апатитово-нефелиновое месторождение Расвумчорр представлено пластообразной залежью мощностью от 10 до 120 м с углом падения 30° и длиной по простиранию - около 2 км. Крепость руд $f=6-10$, пород $f=8-12$. Залежь расположена в горе и вскрыта штольнями, по которым производится откатка руды и из рудника и из карьера, из карьера руда в штольню поступает по капитальным рудоспускам высотой до 160 м.

На руднике используется система этажного обрушения, высота этажа 70 м, длина блока 60-70 м. Работы на руднике ведутся в восходящем порядке. Когда мощность целика под дном карьера сократилась до 30 м, тогда разбурили весь этот целик из карьера и взорвали, погрузку взорванной руды производили экскаваторами, при этом расстояние в плане между взрываемым блоком и блоком, где идет экскавации, было не менее 25 м. За счет высокой скорости отработки запасов этого целика деформации в потолочине не успевали перейти в стадию обрушения.

Вишневогорское месторождение представлено несколькими жилами мощностью 2.5-8 м со средним углом падения $15-45^\circ$. Крепость руд и пород $f=12-14$, породы кровли трещиноватые. На руднике используется камерно-столбовая система разработка (длина камер 80 м, ширина 10-15 м, высота 5-15 м) со столбчатыми целиками (диаметром 4-6 м). Между дном карьера и камера оставляется целик мощностью 10-15 м, который затем подрывают из карьера,

а пустоты заполняют вскрышными породами. В плане расстояние между работами в карьере и на руднике составляет не менее 100 м, при этом массовые взрывы в карьере производятся взрывчаткой общим весом около 2 т. Контроль за сдвижением в целике производится по поверхностным реперам на дне карьера.

Практикум по открытым горным работам [13, 14]

Задача 1. Определить допустимый максимальный размер кусков горной массы d_{\max} для следующих условий:

а) руду грузят экскаваторами ЭКГ-8И (емкость ковша $E = 8 \text{ м}^3$) в автосамосвалы БелАЗ-548 (кузов $V = 21.7 \text{ м}^3$) и доставляют к дробилке ШДП-15х21 (ширина приемного отверстия $B = 1.5 \text{ м}$);

б) породу грузят экскаватором ЭКГ-4.6 (емкость ковша $E = 4.6 \text{ м}^3$) на ленточный конвейер (ширина ленты $B = 1.2 \text{ м}$).

Решение.

Допустимый размер куска:

- исходя из вместимости ковша экскаватора

$$d < 0.75 * \sqrt[3]{E} = 0.75 * \sqrt[3]{(8-4.6)} = 1.5 - 1.22 \text{ м}$$

- исходя из емкости кузова автосамосвала

$$d < 0.5 * \sqrt[3]{V} = 0.5 * \sqrt[3]{21.7} = 1.4 \text{ м}$$

- исходя из размера приемного отверстия дробилки

$$d < (0.75-0.85) * B = 0.8 * 1.5 = 1.2 \text{ м}$$

- исходя из ширины конвейерной ленты

$$d < 0.5 * B + 0.1 = 0.5 * 1.2 + 0.1 = 0.7 \text{ м}$$

Ответ :

а) $d_{\max} = \{1.5; 1.4; 1.2\} = 1.2 \text{ м}$

б) $d_{\max} = \{1.22; 0.7\} = 0.7 \text{ м}$.

Задача 2. Определить рациональные по условию организации работ объем $V_{\text{бл}}$ и длину $L_{\text{бл}}$ взрываемого блока.

Погрузку горной массы осуществляют экскаватором ЭКГ-5 (производительность $Q_3 = 1500 \text{ м}^3/\text{смену}$), ширина взрываемого блока $A = 13 \text{ м}$, высота уступа $h = 15 \text{ м}$, оптимальное время выемки блока при 3-х сменной работе $t = 14$ суток ($N = 42$ смены), число нерабочих смен (ремонтных и выходных) за время отработки блока $n = 9$.

Решение.

Объем блока

$$V_{\text{бл}} = Q_3 * (N - n) = 1500 * (42-9) = 49500 \text{ м}^3$$

Длина блока

$$L_{\text{бл}} = V_{\text{бл}} / (A * h) = 49500 / (13 * 15) = 254 \text{ м.}$$

Задача 3. Рассчитать паспорт БВР по энергетической теории проф. Ю.И.Анистратова для технологического потока с экскаватором ЭКГ-8.

Решение.

Таблица 1

Исходные данные для расчета	Условные обозначения, размерность
1. Свойства массива	
Наименование горной породы	известняк
Плотность	$\gamma = 2420 \text{ кг/м}^3$
Предел прочности на одноосное сжатие	$\sigma_{\text{сж}} = 450 * 10^{10} \text{ Па}$
Модуль упругости	$E = 2.17 * 10^{10} \text{ Па}$
Блочность массива	$d_{\text{бл}} = 1.5 \text{ м}$
Коэффициент динамичности	$K_d = 2.5$
2. Оборудование	
Экскаватор	ЭКГ-8
Вместимость ковша	$V = 8 \text{ м}^3$
Ширина ковша мехлопаты	$B = 2.4 \text{ м}$
Радиус черпания на уровне стоянки	$R_{\text{черп}} = 11.9 \text{ м}$
Высота черпания	$H_{\text{черп}} = 12.5 \text{ м}$
Производительность экскаватора	$Q_{\text{сут}} = 12000 \text{ м}^3/\text{сутки}$
3. Взрывчатое вещество	
Тип ВВ	Гранулит АС-8
Полная идеальная работа взрыва	$F_{\text{ВВ}} = 4011000 \text{ ж/кг}$
Плотность заряжения	$\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$
Начальная скорость движения горной массы при взрыве	$v_0 = 10 \text{ м/с}$
4. Технологические параметры	
Высота уступа	$h = 20 \text{ м}$
Угол откоса уступа	$\alpha = 80 \text{ град.}$
Безопасное расстояние от верхней бровки	$c = 5 \text{ м}$
Коэффициент разрыхления горной массы в развале	$K_p = 1.3$
Высота развала	$h_p = (1 \dots 1.5) * H_{\text{черп}} =$

	= 18 м
Порядок взрывания	Взрывание многорядное, короткозамедленное, два раза в месяц,
Расстояние от места проведения массового взрыва до охраняемого объекта	$L_{\text{оxp}} = 400$ м

Алгоритм расчета параметров БВР

Таблица 2

Параметр	Формула
1. Средний размер кусков для экскаватора	$d_{\text{cp}} = \frac{B}{6.5}$, $m = 0.4$
2. Необходимая степень дробления массива	$n = d_{\text{бл}} / d_{\text{cp}} = 3.8$ м
3. Удельная энергия дробления	$F_{\text{др}} = \frac{0.12 * \sigma_{\text{сж}}^2 * K_{\text{д}}^2}{2 * E} * \text{Lg } n$, Дж/м ³ = 20996.5
4. Удельная энергия формирования развала	$F_{\text{p}} = \left(\frac{v_0^2 \gamma}{2} \right) \left[\frac{\text{Lg } K_{\text{p}} + (c + h \text{ctg} \alpha)(K_{\text{p}} h - h_{\text{p}})}{2 * h_{\text{p}}} \right]$, Дж/м ³ = 31460
5. Удельный расход ВВ	$q = \frac{F_{\text{др}} + F_{\text{p}}}{F_{\text{вв}} * \eta}$, кг/м ³ = 0.32
6. Л.н.с. по подошве	$W = c + h * \text{ctg } \alpha = 8.2$ м
7. Расстояние между скважинами	$a = W = 8.2$ м
8. Расстояние между рядами при короткозамедленном взрывании	$b = W = 8.2$ м
9. Длина перебура	$L_{\text{пер}} = 0.5 * q * W = 1.0$ м
10. Длина скважины	$L_{\text{скв}} = h + L_{\text{пер}} = 21.0$ м
11. Минимальная длина забойки	$L_{\text{заб}} = L_{\text{пер}} = 1.0$ м
12. Масса заряда в скважине	$Q = a * W * h * q = 430$ кг
13. Необходимый диаметр сплошного заряда	$d_{\text{зар}} = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi * L_{\text{зар}} * \Delta}}$, $m = 0.18$
14. Длина всего заряда	$L_{\text{зар}} = Q / e = m$

15. Длина нижнего заряда	$L_{\text{осн}} = 1.2 * W = 9.8 \text{ м}$
16. Длина воздушного промежутка	$L_{\text{возд}} = L_{\text{заб}} - \frac{4 * Q}{\pi * d^2 * \Delta} , \text{ м} = 4.8$
17. Объем взрываемого блока	$V_{\text{бл}} = 15 * Q_{\text{сут}} = 180\,000 \text{ м}^3$
18. Величина развала	$R = \frac{2 * [c + b * (N - 1) + h * \text{ctg } \alpha] * (h * K_p - h_p)}{h_p} , \text{ м} = 7.8$
19. Ширина взрываемого блока (n = 5)	$A = W + b * (n - 1) = 41 \text{ м}$
20. Длина взрываемого блока	$L_{\text{бл}} = V_{\text{бл}} / h * A = 220 \text{ м}$
21. Максимальное число рядов скважин	$n = \frac{0.5 * H_{\text{чери}} * b}{h * (K_p - 1)} - \frac{b^2}{b + W} - 2 = 10$
22. Количество скважин в блоке	$n_{\text{скв}} = \frac{A * L_{\text{бл}}}{a * b} = 134$
23. Общая длина буровых скважин в блоке	$\Sigma L_{\text{скв}} = L_{\text{скв}} * n_{\text{скв}} = 2854.2 \text{ м}$
24. Время бурения	$t_{\text{бур}} = L_{\text{скв}} / \Pi_{\text{сут}} = 13 \text{ сут.}$
25. Количество ВВ на взрываемый блок	$Q_{\text{ВВ}} = q * V_{\text{бл}} = 57\,600 \text{ кг}$
26. Максимальное число серий в массовом взрыве	$N = \frac{24.4 * 10^3 * Q_{\text{ВВ}}}{L_{\text{охр}}^3} = 22$

Задача 4. Определить расчетный удельный расход ВВ q_p по методике акад. В.В.Ржевского. Взрываема порода - известняк с коэффициентом крепости $f = 5$, категория трещиноватости III (т.е. среднее расстояние между трещинами $L_T = 0.7 \text{ м}$). Предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 121 \text{ МПа}$, при сдвиге $\sigma_{\text{сдв}} = 20.5 \text{ МПа}$, при растяжении $\sigma_{\text{раст}} = 10.2 \text{ МПа}$. Плотность $\gamma = 2600 \text{ кг/м}^3$. Применяемое ВВ - игданит. Предельный размер кондиционного куска $d_{\text{max}} = 1.2 \text{ м}$. Средний размер куска взрываемой породы $d_{\text{ср}} = 0.3 \text{ м}$. Диаметр взрывных скважин $d = 200 \text{ мм}$. Высота уступа $h = 17 \text{ м}$.

Решение.

По методике акад. В.В.Ржевского расчетный удельный расход ВВ равен:

$$q_p = q_0 * K_{\text{ВВ}} * K_d * K_T * K_{\text{сз}} * K_v * K_{\text{сп}} , \text{ г/м}^3$$

где

$q_0 = 0.2 * (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{раст}}) + 0.002 * \gamma = 35.54 \text{ г/м}^3$ - эталонный удельный расход ВВ;

$K_d = 0.5 / d_{cp} = 0.5 / 0.3 = 1.6$ - коэффициент степени дробления;

$K_T = 1.2 * L_T + 0.2 = 1.2 * 0.7 + 0.2 = 1.04$ - коэффициент влияния трещиноватости;

K_{cz} - коэффициент степени влияния сосредоточенных зарядов:

- для $d=200$ мм $K_{cz} = 1$

- для $d=100$ мм $K_{cz} = 0.95-1$ - легкообрушаемые породы;

$K_{cz} = 0.85-0.9$ - среднеобрушаемые породы;

$K_{cz} = 0.67-0.8$ - труднообрушаемые породы;

- для $d=300$ мм $K_{cz} = 1.05-1.1$ - легкообрушаемые породы;

$K_{cz} = 1.2-1.25$ - среднеобрушаемые породы;

$K_{cz} = 1.35-1.4$ - труднообрушаемые породы;

K_v - коэффициент влияния объема :

- при высоте уступа до 15-18 м $K_v = \sqrt[3]{1.5 / h}$

- при высоте уступа более 18 м $K_v = \sqrt[3]{h / 15}$

$K_{сн}$ - коэффициент влияния числа свободных поверхностей при взрыве:

- при одной свободной поверхности $K_{сн} = 10$;

- при двух свободных поверхностях $K_{сн} = 8$;

- при трех свободных поверхностях $K_{сн} = 6$.

Отсюда ответ:

$$q_p = 35.54 * 1.13 * 1.6 * 1.04 * 1 * 1.05 * 8 = 560 \text{ г/м}^3 .$$

Задача 5. Рассчитать параметры скважинных зарядов на уступе. высота уступа $h = 15$ м, угол откоса $\alpha = 75^\circ$, взрываема порода - трещиноватые доломиты плотностью $\gamma = 2700 \text{ кг/м}^3$ с коэффициентом крепости $f = 10$. ВВ - граммонит 79/21, плотность заряжения $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$, расчетный удельный расход ВВ $q_p = 0.65 \text{ кг/м}^3$. Диаметр скважин $d = 0.25$ м.

Решение.

Величина преодолеваемого сопротивления по подошве

$$W_1 = 0.9 * \sqrt{P / q_p} / \sin \beta = 0.9 * \sqrt{44 / 0.65} / \sin 90^\circ = 7.4 \text{ м} ,$$

где β - угол наклона скважины к горизонту ($\beta=90^\circ$ - вертикальные);

P - количество ВВ на 1 пм скважины:

$$P = 0.785 * d^2 * \Delta = 0.785 * 0.25^2 * 900 = 44 \text{ кг/м} .$$

Сопротивление по подошве из условия безопасного расстояния бурового станка:

$$W_2 = h * \text{ctg} \alpha + b_{п} = 15 * \text{ctg} 75^\circ + 4 = 8 \text{ м}$$

где $b_{п}$ - минимально-допустимое расстояние от бровки уступа до оси скважины (гусеницы должны отстоять от бровки на расстоянии не менее 3 м), поэтому $b_{п} = 4 - 5$ м.

Поскольку $W_1 < W_2$, то скважины надо бурить наклонными.

$$\begin{aligned} \text{Длина перебура} & \quad L_{\text{пер}} = 0.5 * q_p * W = 0.5 * 0.65 * 7.4 = 2.4 \text{ м} \\ \text{Длина забойки} & \quad L_{\text{заб}} = (0.6-1) * W = 0.7 * 7.4 = 5.2 \text{ м} \end{aligned}$$

От длины забойки зависит разлет кусков и ширина развала, которые уменьшаются при увеличении длины забойки.

Расстояние между рядами скважин:

- при короткозамедленном взрывании

$$b = (0.9-1) * W = 1.0 * 7.4 = 7.4 \text{ м} ;$$

- при мгновенном взрывании

$$b = 0.85 * W = 0.85 * 7.4 = 6.3 \text{ м} .$$

Расстояние между зарядами в ряду:

$$a = m * W = 0.9 * 7.4 = 6.8 \text{ м} ,$$

где m - коэффициент сближения зарядов ($m=0.8...1.2$).

$$\text{Длина заряда} \quad L = Q / P = 490 / 44 = 11.1 \text{ м} ,$$

где Q - масса заряда в скважине:

$$Q = q_p * W * h * a = 0.65 * 7.4 * 15 * 6.8 = 490 \text{ кг}$$

Возможная длина воздушных или породных промежутков при рассредоточенном заряде:

$$L = h + L_{\text{пер}} - L_{\text{зар}} - L = 15 + 2.4 - 5.2 - 11.1 = 1.1 \text{ м} .$$

Методические указания по составлению курсовой работы "Разработка месторождений открытым способом"

1. Объем курсовой работы

Курсовая работа состоит из пояснительной записки с включением чертежей, эскизов. На чертежах студент показывает: а) схематический план карьера на расчетный год эксплуатации с разбивкой площади на блоки, с капитальными траншеями; б) поперечный разрез по карьере с указанием предельной глубины карьера, мощности наносов; в) рабочую площадку основного погрузочного оборудования с указанием схемы движения транспортных средств (в плане и в разрезе); г) схему бурения и взрывания рудного массива. Пояснительная записка с графикой имеет 15-25 страниц формата А4.

2. Содержание курсовой работы

1) Горно-геологическая характеристика месторождения:

описание района залегания рудного тела (его климатических особенностей, особенностей рельефа, возможностей обогащения руды, транспортировки концентрата), описание морфологии рудного тела, характеристика руды, пород.

2) Определение границ карьера и общая организация работ:

установление предельной и максимальной глубины карьера, определение годовой производительности карьера по горным возможностям, разбиение

площади карьера на экскаваторные заходки и блоки, выбор комплекта оборудования в блоке (отдельно для руды, отдельно для вскрыши), определение трассы капитальных траншей.

3) Система разработки:

определение основных параметров системы разработки в блоке - высоты уступа, угла откоса, ширины заходки, рабочей площадки, длины блока.

4) Основные производственные процессы:

выбор параметров БВР (способа бурения скважин, производительности, количества буровых станков, диаметр и сетка скважин, размер взрываемого блока, количество ВВ...), выбор выемочно-погрузочного оборудования (вид, количество и производительность экскаваторов...), выбор карьерного транспорта (вида, схемы движения под погрузку, количества единиц транспорта...), схема отвалообразования.

Материалы к курсовому проектированию открытых горных работ

Фронт работы (длина блока) на один экскаватор при железнодорожном транспорте от 400 до 600 м, при автотранспорте и ленточном конвейере 50-200 м. Ширина рабочих площадок обычно равна 40-60 м, при многорядном взрывании может достигать 80-100 м. Высота уступа при экскаваторной погрузке 10-15 м - по породам и 8-12 м - по руде. Углы откосов рабочих уступов: для скальных изверженных пород 70- 80°, для скальных трещиноватых пород 50-60°, для полускальных и сухих песчаных пород 40-50°, для глинистых пород 35-45°. Ширина экскаваторной заходки от 15 м и больше в зависимости от радиуса черпания.

На одном уступе при железнодорожном транспорте работает не более 3 экскаваторов (т.е. 3 блока), а при автотранспорте число экскаваторов на уступе может быть намного больше трех.

Коэффициенты вскрыши имеют следующую зависимость друг от друга:

$$K_{\text{конт}} < K_{\text{гр}} < K_{\text{ср}}$$

Производительность карьера по горным возможностям

$$A_{\text{г.масса}} = A_{\text{руда}} * (1 + K_{\text{экспл}}) = A_{\text{руда}} + A_{\text{вскрыша}}$$

1) для крутопадающих рудных тел

$$A_{\text{руда}} = v * S_{\text{гор}} * K_{\text{извл}} * (1 + K_{\text{разуб}}) , \text{ т/год}$$

где v - среднегодовое понижение (углубление) добычных работ в карьере, $v=11-16$ м/год; $S_{\text{гор}}$ - средняя площадь полезного ископаемого в пределах карьера, м^2

2) для пологих тел

$$A_{\text{руда}} = w * S_{\text{верт}} * N_{\text{бл}} * K_{\text{извл}} * (1 + K_{\text{разуб}}) , \text{ т/год}$$

где W - максимальная скорость продвижения фронта работ в экскаваторном блоке

$$w = Q_{\text{экск}} / H_y * B_{\text{бл}} = 100-300 \text{ м/год}$$

$Q_{\text{экск}}$ - объем работ, выполняемый одним экскаватором за год, годовая производительность экскаватора, м³/год; H_y - высота рабочего уступа, м; $B_{\text{бл}}$ - ширина заходки, блока, м; $N_{\text{бл}}$ - число блоков в одновременной работе; $S_{\text{верт}}$ - среднее сечение блока, м²

$$S_{\text{верт}} = H_y * B_{\text{бл}}$$

Конструкции зарядов

Примечание: патрон-боевик располагается обычно на уровне подошвы уступа.

Сплошные заряды $L_{\text{заряд}} = 2 * L_{\text{скв}} / 3$

Рассредоточенные воздушными промежутками, пенопластом, песком, шламом...

Длина нижнего (основного) заряда $L_{\text{осн}} = 1.2 * W$, м

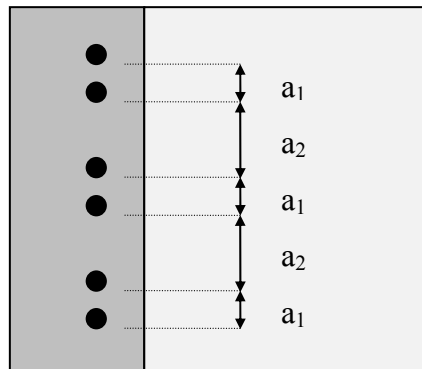
величина (вес) этого заряда $Q_{\text{осн}} = (0.6-0.8) * \Sigma Q$, кг

Длина воздушных промежутков:

- в крепких породах $L_{\text{возд}} = 0.17 * L_{\text{скв}}$;

- в породах средней крепости $L_{\text{возд}} = 0.35 * L_{\text{скв}}$

Рассредоточение инертной забойкой применяется при взрывании разнопрочных по глубине скважины пород. Тогда ВВ располагают в более крепких породах, а забойку - в более слабых.



Парносближенные заряды используются при значительной Л.Н.С. по подошве уступа, когда невозможно достичь необходимого дробления уменьшением коэффициента сближения скважин “ m ” до 0.6 и затруднительно применить наклонные скважины, котловые заряды или увеличить диаметр скважины.

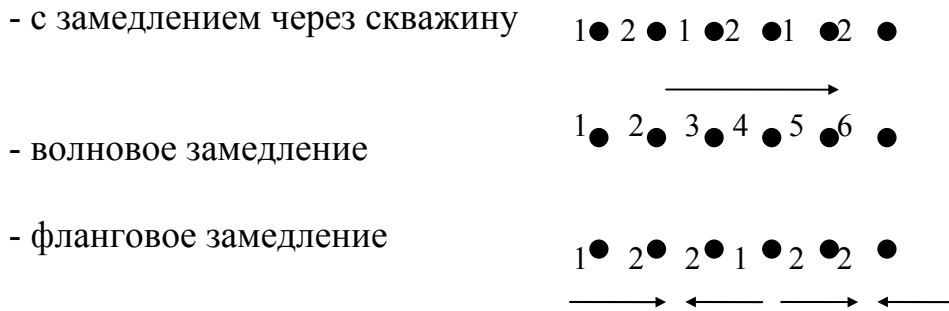
В ряду скважины располагаются на расстоянии

$$a_1 = (3-10) * d \quad \text{в каждой паре,}$$

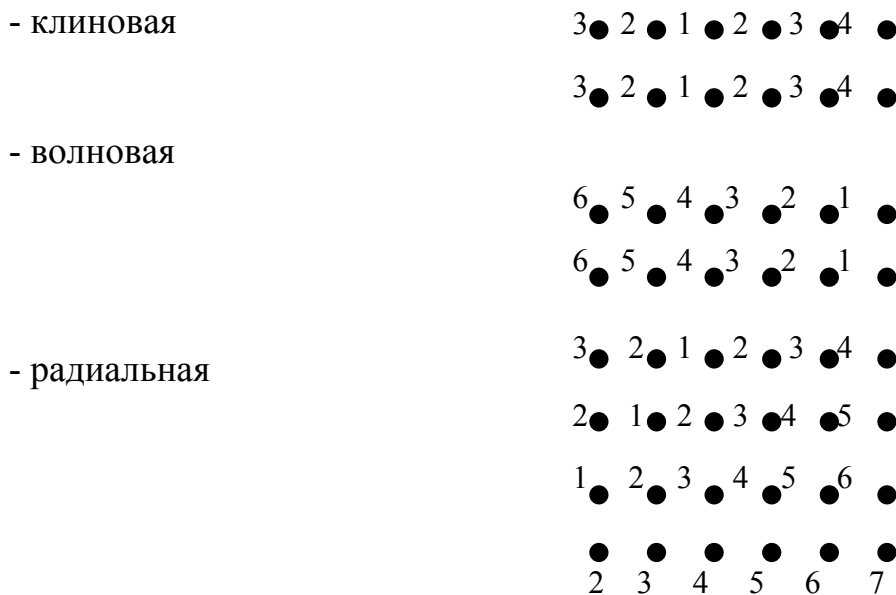
а расстояние между парами в ряду больше обычного:

$$a_2 = (1.8-2.2) * m * W$$

При однорядном расположении зарядов применяют три схемы взрывания:



При многорядном расположении зарядов используются следующие схемы:



Во врубовых схемах **скважины вруба** имеют увеличенную длину перебура $L_{\text{перебур}} = (0.5-0.6) * W$ и уменьшенное на 30-40% расстояние между скважинами, а также увеличенный на 15-20% удельный расход ВВ.

Время замедления:

$$\tau = \left\{ W * \left[3.5 * \frac{P}{f^{2/3}} * \sqrt{2 * (1 - \mu) / (1 - 2 * \mu)} \right] \right\} \cdot \frac{\sqrt{(a - 4 * W^2)} / v}{}, \text{ мс}$$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. - М., Недра, 1995, 350 с.

2. Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. - М., Недра, 1995, 215 с.
3. Брюховецкий О.С., Бунин Ж.В., Ковалев И.А. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых. - М., Недра, 1989, 300 с.
4. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. - М., Недра, 1978, 574 с.
5. Бунин Ж.В. Технология и механизация открытых разработок (1 часть). - М., изд. МГРИ, 1987.
6. Бунин Ж.В. Технология открытых горных работ (2 часть). - М., изд. МГРИ, 1989.
7. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. - М., Недра, 1987.
8. Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. - М., Недра, 1965.
9. Казикаев Д.М. Совместная разработка рудных месторождений. - М., Недра, 1967.
10. Шашурин С.Л. Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов. - М., Госгортехиздат, 1962.
11. Юматов Б.П. Технология открытых горных работ и основные расчеты при комбинированной разработке рудных месторождений. - М., Недра, 1966.
12. Абрамов В.Ф., Толстых С.А. Повторная и комбинированная разработка рудных месторождений. Учебное пособие. - М., изд. МГИ, 1990.
13. Демин А.М., Зуев В.И., Пахомов Е.М. Сборник задач по открытой разработке месторождений полезных ископаемых. - М., Недра, 1985, 192 с.
14. Анистратов Ю.И. Проектирование карьеров. Учебное пособие. - М., МГРИ, 1988.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Основные понятия	2
Основные параметры карьера	4
Буро-взрывные работы (БВР)	10
Методы расчета параметров паспорта БВР	15

Выемка и погрузка взорванной породы	21
Перемещение карьерных грузов	27
Технология отвальных работ	30
Рекультивация земель	33
Классификация технологий открытой разработки месторождений	34
I. Технология разработки пологих залежей	35
II. Технология разработки наклонных и крутых залежей	39
Элементы систем разработки	40
Вскрытие карьерных полей	41
Классификация способов проведения траншей	43
Реконструкция карьеров	45
Экономический ущерб от потерь и разубоживания руды на карьерах	46
Устойчивость уступов и бортов карьеров	47
Укрепление уступов и бортов карьеров	50
Осушение карьеров	50
Проветривание карьеров	51
Повторная и комбинированная разработка месторождений	51
I. Повторная разработка	51
II. Комбинированная разработка месторождений	57
Расчет безопасной толщины потолочины	59
Опыт комбинированной разработки месторождений	61
Практикум по открытым горным работам	64
Методические указания по составлению курсовой работы «Разработка месторождений открытым способом»	69
Материалы к курсовому проектированию открытых горных работ	70
Список литературы	73