

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
(кафедра)
Системы подземной разработки МПИ

Системы с креплением, процессы очистной выемки

Лекция № 13
1 академический час

Юсупов Халидилла Абенович
(ФИО преподавателя)

yusupov_kh@mail.ru
(Электронная почта преподавателя)

Система разработки с распорной крепью

Системы с креплением характеризуются регулярным возведением крепи. Часто они являются основанием рабочей площадки.

Условия применения: при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных месторождений (до 3м), и с ценной рудой и неустойчивыми вмещающими породами.

Подготовка включает проведение откаточного и вентиляционного штреков и восстающих. Нарезка блока начинается в проходке подсечного штрека, выпускных выработок, отрезного восстающего.

Параметры: высота этажа 30-50 м, длина 40-60 м., высота уступа 1,8-2,0 м с длиной от 4 до 15 м.

Выемку начинают в одну или две стороны от восстающего, шпурами глубиной 2,5-3,0 м сплошным или потолкоуступным забоем. Отбитая руда доставляется силой собственного веса. Для укладки полкой и передвижения рабочих используют распорную крепь. Расстояние между распорками 1-2 м на 1,8-2,5 м, диаметр распорок – 150-250 мм. Распорку в лежачем боку заводят в лунку 3-5 см и до 15-20 см в некрепкой породе. В висячем боку упирают в обрезку доски.

Потери руды до 5-5%, разубоживание – 5-7%, производительность труда рабочего 8-12т/см, объем ПНР на 1000 т руды – 4-5 м, расход леса до 0,2 куб на 1 куб руды.

Достоинства: гибкость системы на изменения геологии, относительно небольшие потери и разубоживания руды.

Недостатки: пожароопасность, расход леса.

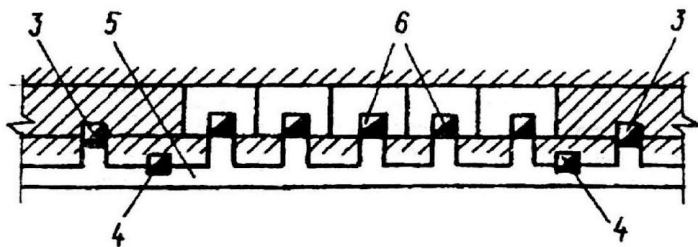
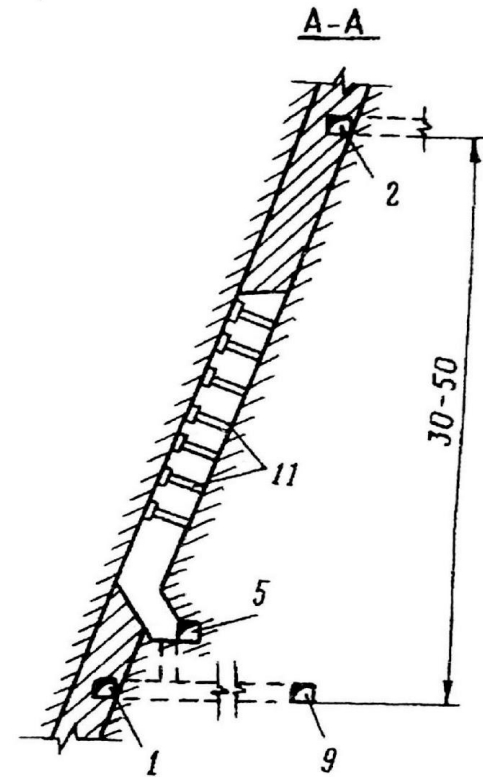
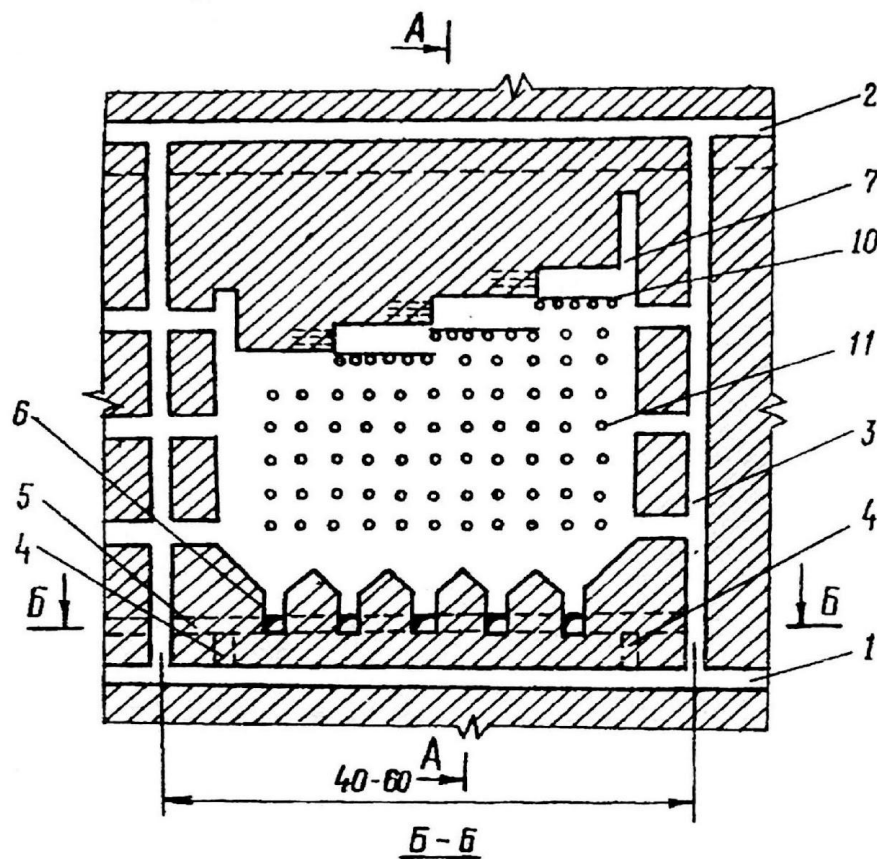


Рис.3.18 Система разработки с распорной крепью: 1 - откаточный штрек; 2 - вентиляционный штрек; 3 - материально-холодовые восстающие; 4 - рудоспуски; 5 - скреперный штрек; 6 - выпускные выработки днища (лучки; разворонки лучек); 7 - отрезные восстающие; 8 - потолкоуступный забой; 9 - полевой штрек; 10 - рабочие полки; 11 - распорная крепь.

Процессы ОВ. Отбойка руды

Под отбойкой понимается отделение части руды от массива с одновременным дроблением ее на куски.

Требования к отбойке: безопасность работ; возможно более полная отбойка в проектных контурах выемки; минимальное законтурное разрушение массива; нормальное дробление руды, в частности отсутствие или минимальный выход слишком крупных кусков, требующих вторичного дробления; достаточная интенсивность, диктуемая требуемой производительностью блока; минимальные затраты. Последнее требование может, однако, противоречить другим, поэтому решение должно быть компромиссным.

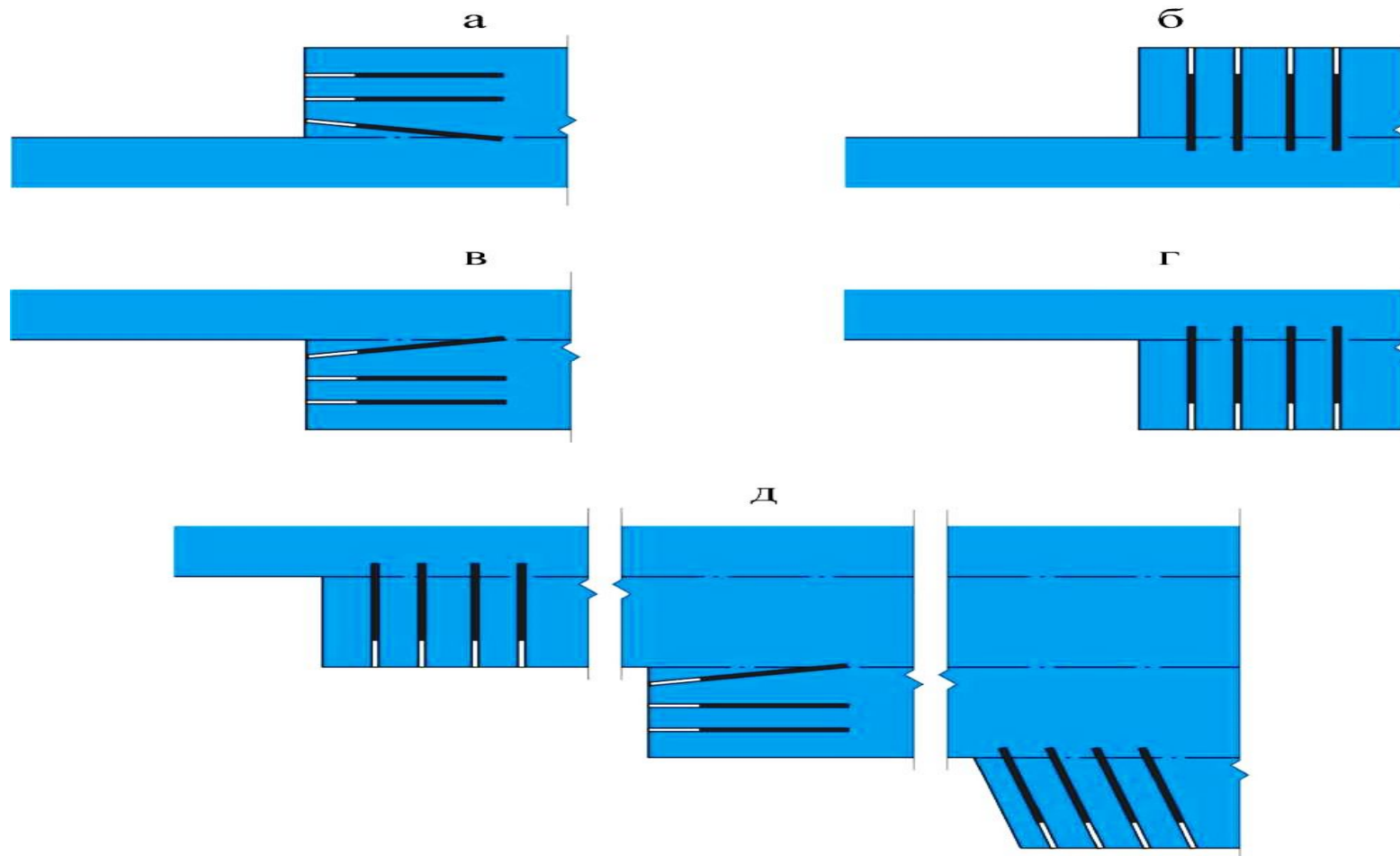
Главная особенность отбойки связана с преобладанием крепких руд. Так, на подземных рудниках цветной металлургии удельный объем крепких руд составляет около 65%, в том числе очень крепких более 25%; да и в сравнительно мягких рудах часто встречаются крепкие пропластки.

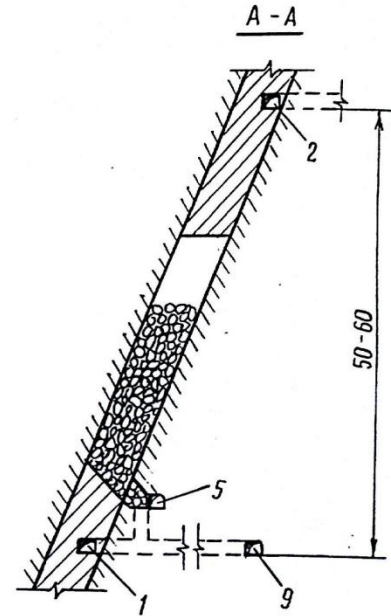
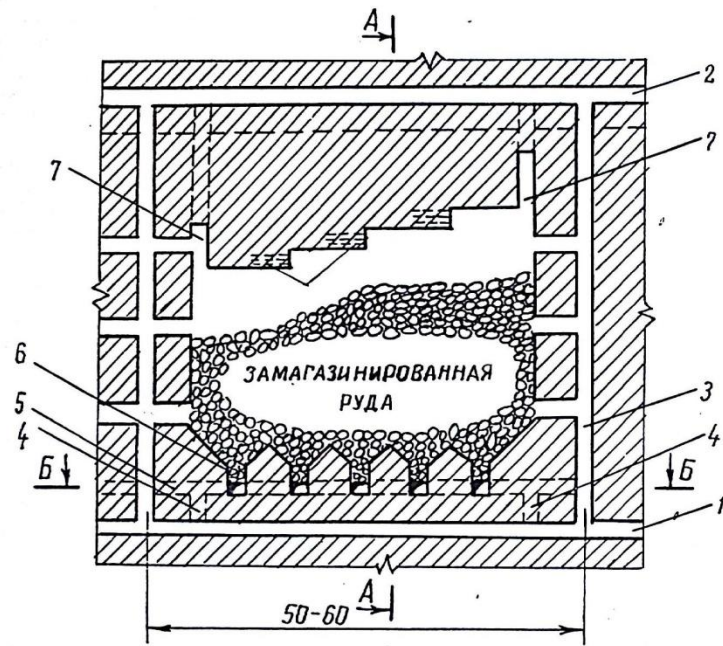
Способы отбойки горных пород

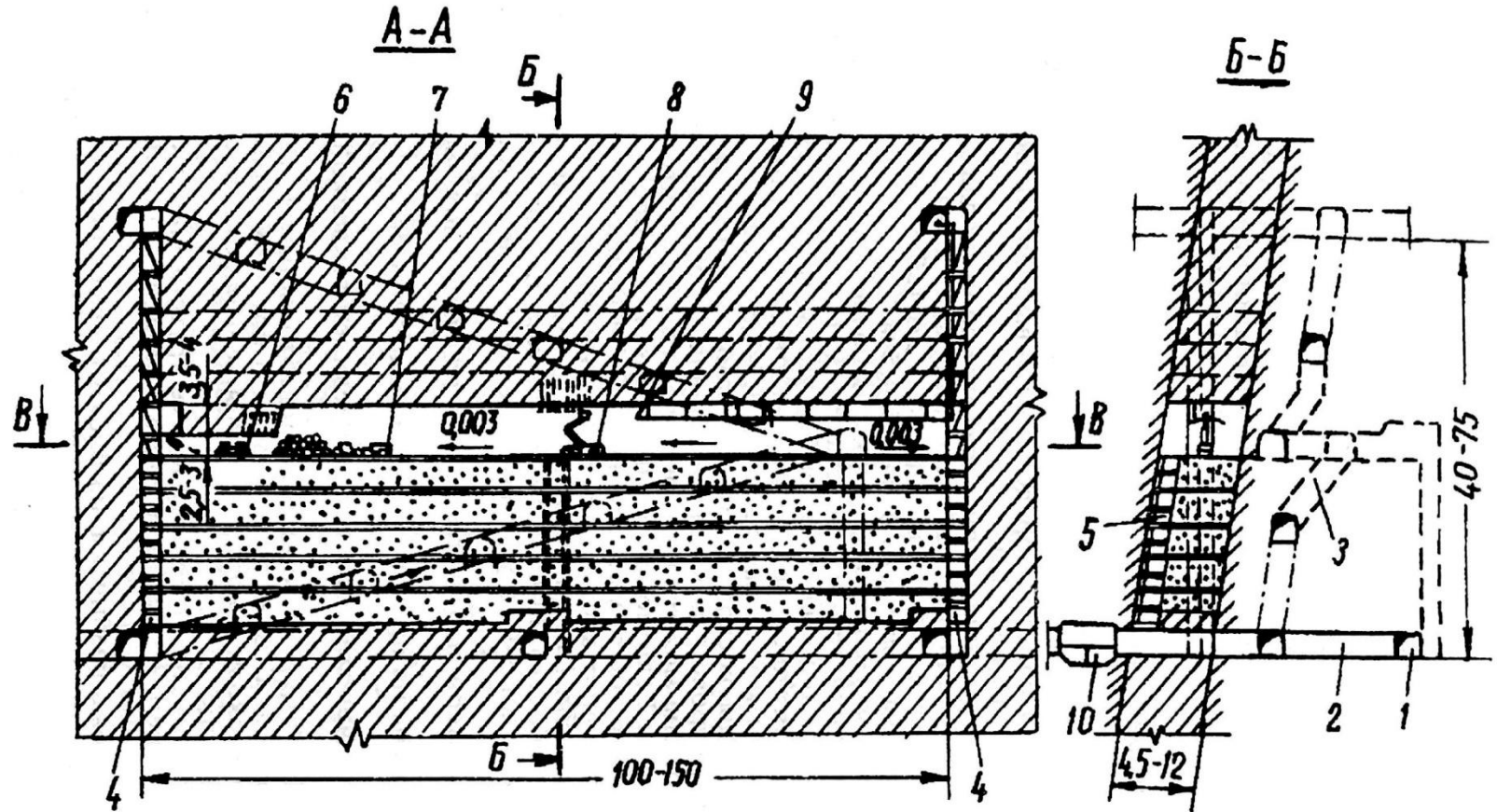
- 1. Взрывная отбойка руды 1) шпуровая отбойка 2) скважинная отбойка 3) минная отбойка (Взрыванием зарядов ВВ, помещенных в образованные в массиве полости Шпуры имеют глубину до 5 м ' Скважины имеют глубину от 5 м до 30—60 м и более Сосредоточенные заряды размещают в подготовительно-нарезных выработках)
- II. Механическая отбойка руды 1) отбойными молотками 2) машинная механическая отбойка (Механическим инструментом с помощью комбайнов, врубовых машин, камнерезных машин и т. п.)
- III. Самообрушение руды (Подсеченный массив разрушается под действием собственного веса и давления вышележащих пород)
- IV. Другие способы отбойки руды 1) гидравлическая отбойка (высоконапорной струей воды)
- 2) электрофизические способы отбойки

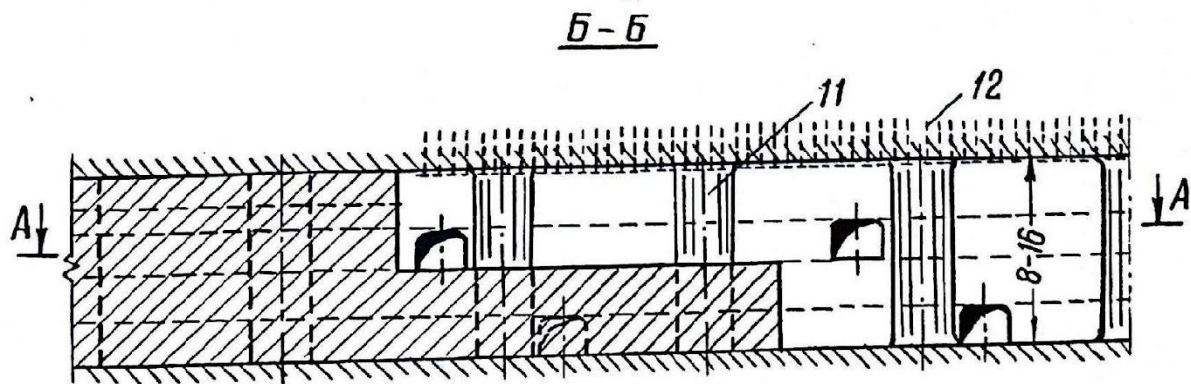
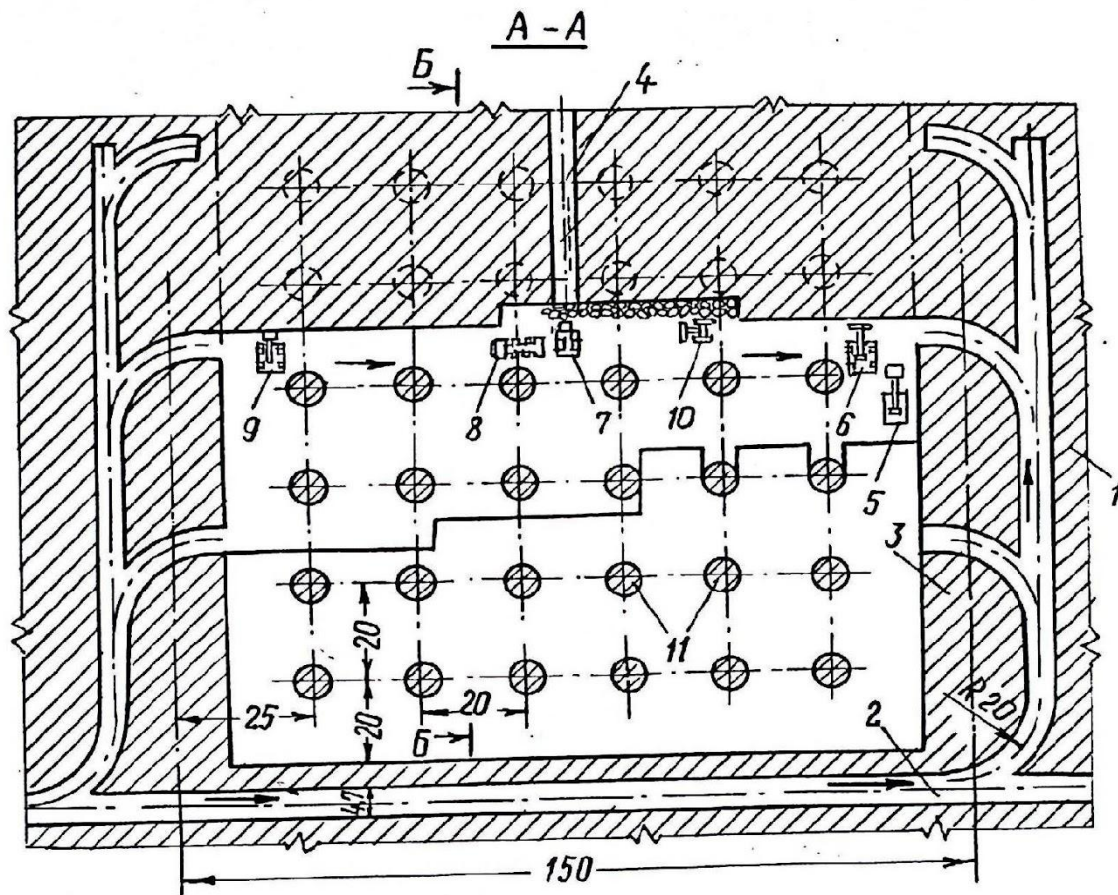
- Взрывное разрушение массива происходит в основном в результате преодоления сопротивления породы на растяжение.
- Взрывная отбойка с помощью химических ВВ сперва появилась шпуровая, затем в мощных залежах крепких руд минная и лишь много позднее скважинная. Последняя в шестидесятых годах почти полностью вытеснила минную отбойку и в значительной мере заменила шпуровую. Взрывной способ при крепкой руде гораздо менее энергоемок, чем другие способы отбойки. Он остается основным (более чем на 90%) на неопределенно долгий срок.

Схемы отбойки руды шпурами: а - нисходящая слоевая обработка с отбойкой горизонтальными шпурами; б - нисходящая слоевая обработка с отбойкой вертикальными шпурами; в - восходящая слоевая обработка с отбойкой горизонтальными шпурами; г - восходящая слоевая обработка с отбойкой вертикальными шпурами; д - потолкоуступная обработка









Основными параметрами отбойки являются линия наименьшего сопротивления (л.н.с.) и расстояние между шпурами. Глубина шпуров ограничивается

техническими возможностями буровых машин или горно-техническими условиями разработки. При отбойке л.н.с., м, определяют по формуле:

$$W = d \sqrt{\frac{0.785 * \Delta * k_3}{m * q}}$$

где d - диаметр шпура, м; Δ - плотность заряжания, кг/м³; k_3 - коэффициент заполнения шпура, по ЕПБ $k_3 = 0.6-0.72$; m - коэффициент сближения зарядов, при электрическом взрывании $m=1-1.5$; q - удельный расход ВВ, кг/м³.

По данным Б.Н.Кутузова и др. для забоев с двумя или одной обнаженной плоскостью:

$$q = q_0 * k_1 * k_4 * k_5 * k_6, \text{ кг/м}^3$$

где q_0 - теоретический удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³, ; k_4 - коэффициент, учитывающий расположение шпуров [равен 1 и 1.4-1.6 при шпурах, направленных соответственно, параллельно и перпендикулярно (одна обнаженная плоскость) плоскости забоя]; k_5 - коэффициент, учитывающий способ заряжания (равен 1 при ручном и 0.8-0.85 при механизированном заряжании); $k_6 = (d/0.042)^n$; $n = 1-0.5$ (большие значения в монолитных породах, меньшие - в трещиноватых).

q_0

Расстояние между шпурами в ряду определяем по формуле:

$$a = 0.886 * a \sqrt{\frac{\Delta * k_{10}}{\sigma}}$$

где Δ - плотность ВВ, кг/м³; $k_{10} = 0.8-0.95$ - коэффициент, учитывающий забойку в шпуре.

Теоретический удельный расход ВВ при различных коэффициентах крепости руды

f_0	4	6	8	10	12	14	16	20
,кг/м ³	0,4	0,49	0,61	0,74	0,9	1,09	1,31	1,61

Упрощенно расстояние между шпурами равно:

$$a = m * W$$

где m - коэффициент сближения зарядов.

Значения коэффициентов относительной работоспособности для ВВ, рекомендуемых для применения на подземных рудниках, приведены ниже:

Аммонал водостойчивый	0.9	Гранулит АС-4	0.98
Аммонал скальный.....	0.8	Гранулит М.....	1.13
Аммонит N 6ЖВ.....	1	Детонит М.....	0.82
Аммонит скальный N 1.....	0.8	Динафталит.....	1.08
Гранулит АС-8.....	0.89	Игданит.....	1.13

Упрощенно расстояние между шпурами равно:

$$a = m * W$$

где m - коэффициент сближения зарядов.

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 0.2-0.3 м от контактов залежи или проектного контура забоя. ³.

Общая длина шпуров на забой, м:

$$L = n_{ш} * l_{ш},$$

где $l_{ш}$ - длина одного шпура, м.

Количество руды, отбиваемой за один цикл, т:

$$V_{ц} = S_{з} * l_{ш} * \gamma * КИШ,$$

где $КИШ$ - коэффициент использования шпура.

Вес заряда ВВ на цикл (отбойку 1 слоя), кг:

$$Q_{вв} = \Pi d^2 / 4 \times \Delta \times L \times k_3,$$

Фактический удельный расход ВВ, кг/м³

$$q = Q_{вв} / V_{ц},$$

Выход руды с 1 м шпура, т/м:

$$d = \gamma V_{ц} / L,$$

При бурении шпуров перфоратором его производительность, м/смену, определяем по формуле:

$$Q_{\text{б}} = 60(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}}) / [(t_{\text{o}} + t_{\text{в}})(1 + k_{\text{ом}})],$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч; $T_{\text{пз}}$ и $T_{\text{об}}$ - соответственно, время на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, ч; $t_{\text{o}}, t_{\text{в}}$ - соответственно, основное (чистое) и вспомогательное время бурения 1м шпура, мин; определяется по данным практики или по справочным данным; $k_{\text{ом}}$ - коэффициент, учитывающий нормированное время на отдых в течение смены (равен 0.1; 0.08 и 0.06 при бурении соответственно ручными, телескопными и колонковыми перфораторами). Значения времени на подготовительно-заключительные операции и обслуживание рабочего места в зависимости от типа бурового оборудования приведены ниже:

	$T_{\text{пз}}$	$T_{\text{об}}$
Ручные перфораторы.....	0.355,	0.045
Телескопные перфораторы.....	0.411,	0.045
Бурильные установки	0.773,	0.23

Производительность бурильных установок:

$$Q_{\text{б}} = 60 * k_o * n_{\text{б}} * (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}}) / [(t_o + t_{\text{е}}) (1 + k_{\text{ом}})],$$

где k_o - коэффициент одновременности работы бурильных машин (равен 0.95-0.85 и 0.8-0.9 соответственно для установок с 2-3 и 4 манипуляторами); $n_{\text{б}}$ - число бурильных машин установки; $k_{\text{ом}} = 0.07$ - коэффициент учитывающий нормированное время отдыха в течении смены; $T_{\text{см}}$ - продолжительность смен, ч; t_o и $t_{\text{е}}$ - основное и вспомогательное время бурения шпуров, мин/м.

Показатели работы бурильных установок в зависимости от коэффициента крепости пород приведены ниже:

Крепость руды	8-10	10-12	12-14	14-16
Средняя скорость бурения, м/мин.....	1.16	0.86	0.543	0.348
Средняя стойкость коронки, м.....	12-14	8-10	3-5	3-4

Л.Н.С. определяется по формуле

$$W = d \sqrt{\frac{0.785 * \Delta * k_3}{m * q}}$$

где d - диаметр скважины, м; Δ - плотность ВВ, кг/м³; k_3 - коэффициент заполнения скважин; для параллельных скважин $k_3 = 0.7-0.95$, для веерных $k_3 = 0.6-0.7$; m - коэффициент сближения зарядов; рекомендуется принимать $m = 0.5-0.8$ при ориентировке трещин в направлении, перпендикулярном к плоскости забоя; $m = 1-1.2$ - в направлении, параллельном плоскости забоя; $m = 1$ - для монолитных руд; q - удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³.

$$q = q_0 * k_1 * k_2 * k_4 * k_5 * k_6 * k_7,$$

где k_1 - коэффициент относительной работоспособности ВВ; k_2 - коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробления;

$$k_2 = \left(\frac{l_{mp}}{a_k} \right)^{n_1}$$

l_{mp} - среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве; a_k - размер кондиционного куска; $n_1 = 0.5-0.6$;

k_4 - коэффициент, учитывающий условия отбойки (равен 1 и 0.7-0.9 при отбойке соответственно на одну и две обнаженные плоскости и 1.2-1.3 - при отбойке в зажиме); k_5 - коэффициент, учитывающий способ заряжения; k_6 - коэффициент, учитывающий диаметр заряда

$$k_5 = \left(\frac{d}{0.105} \right)^{1.5}$$

$n_2 = 0.5-1.0$ (большие значения - в монолитных рудах);

k_7 - коэффициент, учитывающий схему расположения скважин (равен 1; 1.1-1.2; 1.3-1.5 соответственно при параллельном, веерном и пучковом расположении скважин).

При отбойке параллельными скважинами расстояние между ними определяем по формуле:

$$a = m \cdot W,$$

Число скважин в отбиваемом слое:

$$N = \left[\frac{(B_c - 2a_{кр})}{a_{кр}} \right] + 1,$$

где B_c - ширина слоя, м; $a_{кр}$ - расстояние от краевых скважин до контура забоя, принимается $(3 \div 5)d$.

Для найденного N уточняется a . Общая длина скважин в слое, м,:

$$L_c = N * l_c ,$$

где l_c - длина скважины, м.

Объем отбойки в слое, м³,:

$$V = B_c * W * H_c ,$$

где H_c - высота отбиваемого слоя, м.

Выход руды при отбойке, м³/м,:

$$v = V / L_c$$

Общий расход ВВ на отбойку, кг,:

$$Q_{вв} = N * q_c * l_c * k_3 ,$$

где q_c - масса заряда ВВ, приходящаяся на 1 м скважины, кг

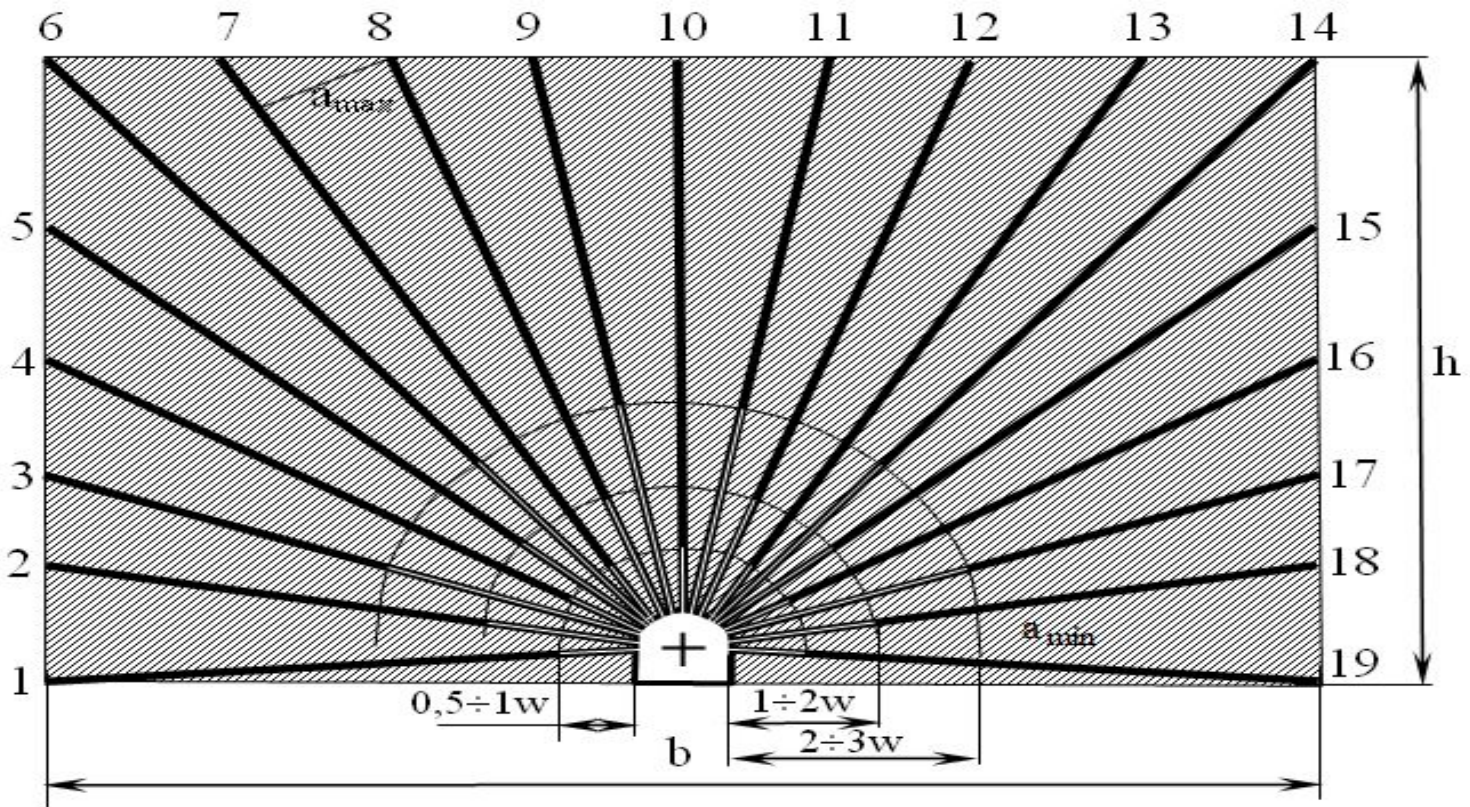
Уточненный удельный расход ВВ, кг/м³,:

$$q = Q_{вв} / V_c = N_c * q_c * l_c * k_3 / (B_c * W * H_c)$$

При отбойке веерными скважинами их взаимное расположение определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин a_{max} и минимальным a_{min} - между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки:

$$a_{max} = (1.5 \div 1.7) W$$

$$a_{min} = (0.5 \div 0.7) W$$



Литература и ссылки на интернет ресурсы:

1. Агошков М.И., Борисов С.С. «Разработка рудных и нерудных месторождений. М., 1983
2. Именитов В.Р. «Системы подземной разработки рудных месторождений» М., 1972
3. Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. Алматы, 1997