УДК 622.272

Н.В.ПЕРЕТЯТЬКО
Криворожский технический университет, Украина

ПРИМЕНЕНИЕ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРЕПКИХ РУД

Представлены результаты исследований по выбору конструкций днищ этажно-камерных систем разработки при отработке крепких руд с применением самоходного оборудования.

The paper presents research results on selection of bottom configurations in horizon heading-and-stall method of mining hard ores with application of self-propelled equipment.

В настоящее время на ряде шахт Криворожского бассейна вовлекают в отработку крепкие руды, которые представлены магнетитовыми кварцитами. Отработка ведется на ранее эксплуатируемых горизонтах. Коммуникации электровозной откатки демонтированы. Поэтому целесообразным является применение самоходного погрузочно-доставочного оборудования. Соответственно для таких горно-геологических условий отработки крепких руд применяют этажно-камерные варианты систем разработок.

Отличительной особенностью таких систем разработки с применением самоходного погрузочно-доставочного оборудования является торцевой выпуск руды в погрузочных заездах. При этом необходимо обеспечить устойчивость транспортных и доставочных выработок сечением 10-14 м^2 в днищах блока.

Для отбойки применяют веера глубоких скважин и пучков параллельно сближенных скважин диаметром 0,105-0,130 м. Это создает условия для небезопасных динамических ударов по поверхности выпускных выработок. При этом происходит постепенное разрушение основания блока в целом.

Для обеспечения условий устойчивости рекомендуется применять конструкцию днища, представленную на рис.1. Сущность предлагаемого решения заключается в оставлении над погрузочной выработкой целика на высоту воронки выпуска. Выпуск рудной массы ведут с двух противоположных сторон погрузочного заезда, с последующей доставкой руды к перегрузочным пунктам.

Если в процессе выпуска рудной массы с одной из сторон погрузочного заезда образуется свод зависшей руды, работы в этой зоне прекращают и производят выпуск рудной массы с противоположной стороны до момента ликвидации возникшего зависания.

Однако в данной технологии требуется установить динамическую нагрузку на по-

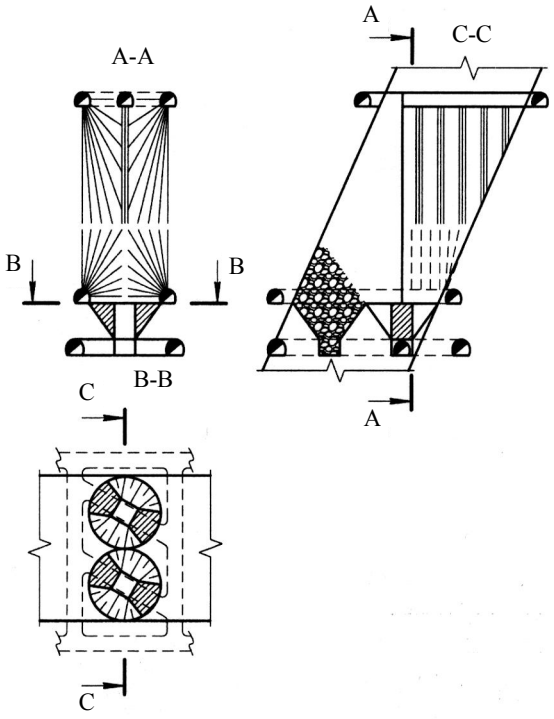


Рис.1. Конструкция днища блока

Технические показатели массового взрыва глубоких скважин в осях 88-90 гор. –(370-300) м

Показатель	Последовательность буровзрывных работ											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Объем отбиваемой массы, тыс.т	11,0	30,0	30,0	24,0	25,5	26,0	24,0	35,0	10,0	85,0	37,0	60,0
Диаметр скважин, мм	105	105	105	105	105	105	105	105	105	243	243	105
Глубина скважин, м	24	4-24	33-45	4-45	33-48	4-46	4-32	4-36	5-29	18-52	9-37	4-37
Общая длина скважин, м	1200	1951	3544	2085	26085	1882	1964	3502	766	899	376	3893
Подлежит заряжанию скважин, м	1056	1549	2552	1800	2000	1626	1595	2367	502	831	328	3211
Вместимость 1 м скважины, кг	8	8	8	7,5	8	8	8	7	8	42	42	7,8
Количество сосредоточенных зарядов	6	8	10	5	7	5	6	14	4	21	16	14
Количество ВМ, кг	8760	13039	19336	13810	16360	13398	13054	17041	4081	35517	13964	23497
Расчетный удельный расход ВВ, кг/т	0,795	0,434	0,644	0,580	0,654	0,515	0,544	0,486	0,408	0,418	0,377	0,392
Выход руды с 1 м скважины, т	9,2	15,4	8,5	11,5	9,5	13,8	12,2	10	13	95	98	15,4

верхность сопряжения воронки выпуска с погрузочным заездом на уровне горизонта разворота воронок. Для этого в лабораторных условиях был изготовлен ударный гравитационный копер и тормозное устройство.

В процессе лабораторных исследований регистрировали параметры ударного процесса, затем была построена корреляционная зависимость, связывающая коэффициент перегрузки $K_{\text{п}}$ со скоростью соприкосновения куска о неподвижную преграду в виде

$$K_{\text{ï}} = 1{,}49\left(\frac{1}{P}\left(4{,}35v^2\right)^{1{,}63}\right)^{0{,}65},$$



Рис.2. Ударная нагрузка, действующая на поверхность днищ в процессе очистных работ

где P – масса падающего тела, кг; v – скорость тела в момент соударения куска с преградой, м/с.

Соответственно ударная нагрузка окончательно определится как

$$P_{\text{äèí}} = K_{\text{ï}} P.$$

Принимая во внимание среднестатистические параметры буровзрывных работ которые были характерны для отработки магнетитовых кварцитов в поле рудоуправления им.Дзержинского (см. таблицу) и учитывая ранее полученные зависимости, была построена диаграмма изменения ударной нагрузки, действующей на поверхность днищ на различных стадиях развития очистных работ (рис.2).

При определении ударной нагрузки было сделано допущение, что отбитая рудная масса падает на поверхность днища непрерывно. В этом случае напряжение, действующее на поверхность днища, будет определяться контактным усилием падающего тела и площадью соприкосновения, которая изменяется в широком диапазоне. Поэтому предполагалось, что выделенный элементарный объем рудной массы в виде цилиндра совершает падение на поверхность днища, ограниченную площадью $S_{\text{ñò}} = \pi d_{\text{ñò}}^2 / 4$, где $d_{\text{ср}}$ – средний диаметр куска рудной массы, м.

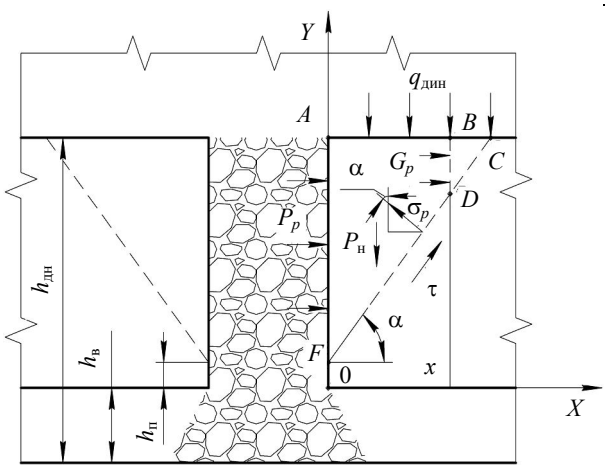


Рис.3. Схема к расчету предельного значения ударной нагрузки

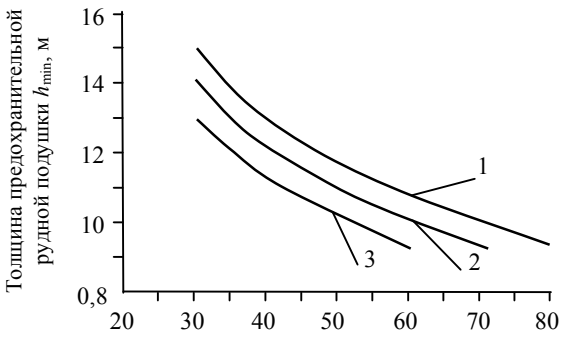


Рис.4. Зависимость изменения необходимой толщины предохранительной рудной подушки от действующих нагрузок

1 – $q_{дин}$ = 8 МПа; 2 – $q_{дин}$ = 7 МПа; 3 – $q_{дин}$ = 6 МПа

Анализируя полученные значения ударных нагрузок, действующих на основание блока, а также учитывая степень неоднородности крепких руд и их структурное ослабление, легко заметить, что возникающие касательные напряжения при определенных условиях способны вызвать разрушения сопряжения погрузочной выработки с воронкой выпуска. Схема действия сил на поверхность целика представлена на рис.3.

Снизить ударную нагрузку, действующую на поверхность днища $q_{дин}$ до значения не вызывающего существенного воздействия на устойчивость днища, можно за счет оставления (недовыпуска) рудной массы над поверхностью, воспринимающей ударную нагрузку. Этот технологический прием называется «формирование рудной подушки». Толщину h рудной «подушки», снижающей ударную нагрузку до безопасного значения q_{min}, можно определить из выражения

$$h \approx \sqrt{0{,}85\frac{q_{äèí}}{q_{min}}}.$$

Принимая во внимание физико-механические свойства горных пород, в которых пройдены выработки, днища и массу одновременно обрушаемой буровзрывным способом руды, был построен график зависимости изменения необходимой толщины предохранительной рудной «подушки» от величин $q_{дин}$ и q_{min} (рис.4).

В результате исследований установлено, что для обеспечения устойчивости предлагаемых сопряжений воронкообразных днищ с погрузочными заездами необходимо над горизонтом разворота воронок формировать рудную «подушку», составляющую ориентировочно 0,1-0,2 от высоты днища.

Научный руководитель проф. *Е.И.Логачев*