

УДК: 622.235

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ВО ВЗРЫВО-БУЛЬДОЗЕРНО-ПОДВАЛОЧНОМ КОМПЛЕКСЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАГОРНЫХ КАРЬЕРОВ

Мислибаев Илхом Туйчибаевич —д.т.н., проф.

Навоийский государственный горно-технологический университет.

Email: mislibaev65@mail.ru.

Самадова Гули Миржановна – к.т.н., доц.

Таджикистанский государственный горный институт.

guli1964@list.ru.

АННОТАЦИЯ

В работе проанализированы технологические и организационные аспекты ведения горных работ по отдельным звеньям комплекса. Буровзрывное звено, число бурстанков, необходимое для обуривания блока, следовательно, производительность буровзрывного звена в диапазоне диаметров скважин 150-200 мм, время обуривания взрываемого блока. Подвалочное звено, коэффициент подвалки на уступе при использовании плоских зарядов, коэффициент подвалки на одном уступе при использовании плоских зарядов, возможная производительность забойной группы комплекса.

Ключевые слова: буровзрывной, подвалочный (бульдозерный), откос уступа, объем горной массы, время обуривания, коэффициент подвалки, бульдозер, берма.

ABSTRACT

The paper analyzes the technological and organizational aspects of mining operations for individual parts of the complex. Drilling and blasting link, the number of drills required for drilling a block, therefore, the productivity of a drilling and blasting link in the range of borehole diameters of 150-200 mm, drilling time for a block being blasted. Backing link, backing factor on the ledge when using flat charges, backing factor on one ledge when using flat charges, possible performance of the downhole group of the complex.

Key words: drilling and blasting, basement (bulldozer), ledge slope, volume of rock mass, drilling time, basement ratio, bulldozer, berm.

ВВЕДЕНИЕ

Взрыво-бульдозерно-подвалочный комплекс можно разделить на три основных: звена: буровзрывной, подвалочный (бульдозерный) и перегрузочный. Первые два звена образуют забойную группу комплекса.

В пределах забойной группы горные работы включают бурение скважин, взрыв на сброс и подвалку оставшейся на рабочей площадке — породы под откос уступа. Очевидно, что все эти работы должны быть синхронизированы во времени и по производительности занятого в них оборудования с учетом того, что взрывные работы не лимитируют, как правило, общую производительность комплекса. Главным здесь является увязка в работе бурового и подвального (бульдозерного) оборудования.

ОБСУЖДЕНИЕ И РЕЗУЛЬТАТЫ

Она осуществляется по условию равенства времени очистки рабочей площадки от оставшейся после взрыва горной массы ($T_{падв}$) и времени обуривания следующего блока ($T_{бур}$) при соблюдении заданного интервала в сутках между сменными взрывами ($J_{взр}$), т.е.

$$T_{падв} = T_{бур}, \text{ смен при } J_{взр} = const \quad (1)$$

Проанализируем технологические и организационные аспекты ведения горных работ по отдельным звеньям комплекса.

Буровзрывное звено

Обозначим объем горной массы, отбиваемой одним взрывом (за один цикл взрывных работ), через $V_{взр}$, м³. Тогда при известном значении показателя - выход взорванной горной массы с одной скважины ($V_{скв} = H_y \cdot \alpha \cdot W$, м³) необходимое количество скважин во взрываемом блоке составит

$$n_{скв} = \frac{V_{взр}}{V_{скв}}; \text{ шт.} \quad (2)$$

Число бурстанков, необходимое для обуривания блока, будет равно

$$N_б = \frac{V_{взр} \cdot K_{рез}}{Q_б \cdot n_{см.б} \cdot J_{взр} \cdot \alpha \cdot W \cdot K_L}, \text{ шт.} \quad (3)$$

где $Q_б$ - сменная производительность бурстанка, пог.м/см;

$n_{см.б}$ - число рабочих (буровых) смен в сутки; $J_{взр}$ - интервал между взрывами, сут; $K_{рез}$ - коэффициент резерва бурстанков; K_L - коэффициент использования длины скважины ($K_L = 0,85 - 0,3$).

С использованием формул (2) и (3) можно определить длину бурового блока:

$$L_{бур.бл} = \frac{n_{скв} \cdot \alpha}{n_p} = \frac{Q_б \cdot n_{см.б} \cdot J_{взр} \cdot N_б \cdot K_L \cdot \alpha}{H_y \cdot K_{рез} \cdot n_p}, \text{ м} \quad (4)$$

Величину $Q_{б.зв} = Q_б \cdot N_б \cdot \alpha \cdot W \cdot K_L$, м³/см . назовем производительностью буровзрывного звена. Сопоставление данного показателя с производительностью экскаваторов, которые могут быть привлечены для перегрузки подвальной горной массы (рис. 1), показывает, что уже при диаметре скважин $d_{скв.} > 150$ мм производительность звена, состоящего даже из

одного бурстанка, превышает производительность экскаватора ЭКГ-4,6 (1000 м³/см). Это превышение становится еще более очевидным при использовании двух бурстанков на блоке.

Следовательно, производительность буровзрывного звена в диапазоне диаметров скважин 150-200 мм, позволяет иметь производительность комплекса не менее 1000 м³/см или 300-600 тыс.м³/год (соответственно при I-2-сменной работе карьера).

Задавшись величиной $Q_{б.зв}$, определяем время обуривания взрываемого блока $T_{бур}$ и, следовательно, интервал времени между взрывами $J_{взр}$:

$$T_{бур} = \frac{V_{взр}}{Q_{б.зв}}, \text{ смена} \quad (5) \quad J_{взр} = \frac{T_{бур}}{n_{см.б}}, \text{ сут.} \quad (6)$$

Можно решить и обратную задачу: при заданном интервале $J_{взр}$ и известной производительности карьера определить необходимую производительность буровзрывного звена (производительность бурстанка).

Подвалочное звено

Ввиду узости рабочей площадки уступа на подвалке взорванной горной массы может использоваться только один бульдозер. Подвалке подлечит не весь объем отбитой за один цикл взрывания породы, а только та ее часть, которая остается на рабочей площадке, плюс объем породы, оставшейся на берме при подвалке с вышележащих горизонтов и подлежащей уборке перед взрыванием.

Выражая эти величины через их удельные значения (на I м фронта) можем определить коэффициент подвалки на данном уступе при использовании плоских зарядов:

$$K_{подв} = \frac{V_{ост.п.з.} + V_{берм}}{V_{вз}} \cdot 100, \% \quad (7)$$

По формуле (7) с использованием графических построений ка рис. 2 была определена величина $K_{подв}$ в сопоставлении со значением этого показателя при традиционной технологии взрывания (табл. 1). Результаты расчетов еще раз подтвердили преимущества использования плоских зарядов и на отдельном уступе коэффициент подвалки стал вдвое меньше, чем раньше.

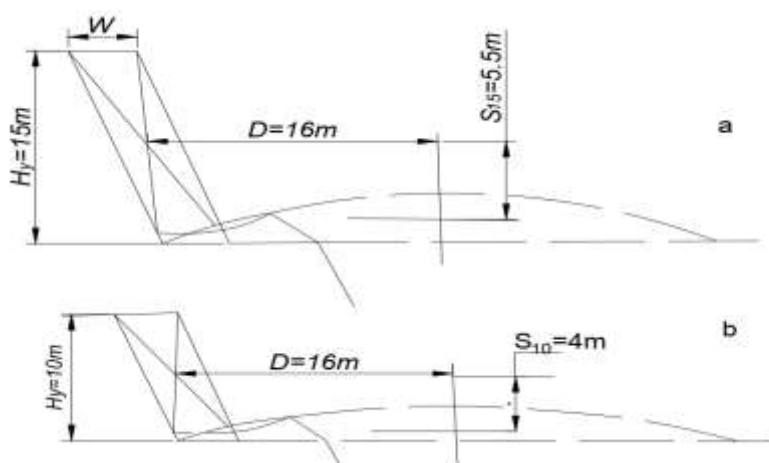


Рис. 2. Схема к определению коэффициента подвалки при использовании плоских зарядов ($\alpha - H_y = 15$ м; $\beta - H_y = 10$ м;)

Таблица 1

Значение коэффициента подвалки на одном уступе при использовании плоских зарядов и при традиционной технологии взрывания ($b_y = 5$ м, $W=4$ м) %.

H_y , м	n_p	$V_{вз}$, м ³ /м	$V_{ост}$, м ³ /м	$V_{берм}$, м ³ /м	$K_{подв}$, %
При использовании плоских зарядов					
10	1	40	7.2	11.8	47.6
	2	80	22.4	11.8	42.7
15	1	60	9.3	11.8	35.2
	2	120	28.7	11.8	33.7
При традиционной технологии взрывания					
10	1	40	32.4	11.8	110.8
	2	80	60.2	11.8	89.7

После очистки рабочей площадки от оставшейся на ней породы на всю длину взорванного блока $L_{вз.бл}$ бульдозер зачищает берму вдоль бурового блока на его длину $L_{бур.бл}$. Так как $L_{вз.бл} = L_{бур.бл}$, то показатель $K_{подв}$ выражается и через абсолютные объемные величины:

$$K_{подв} = \frac{(V_{ост.пз} + V_{берм}) \cdot L_{бур.бл}}{V_{взр}} \cdot 100, \% \quad (8)$$

где $V_{взр} = V_{вз} \cdot L_{бур.бл}$ м³

Зная производительность бульдозера $Q_{бд}$ (м³/см), можно определить время, требующееся для подвалки всей породы за цикл взрывания:

$$T_{подв} = \frac{(V_{ост.пз} + V_{берм}) \cdot L_{бур.бл}}{Q_{бд}}, \text{ смен} \quad (9)$$

или

$$T_{\text{подв}} = \frac{V_{\text{взр}} \cdot K_{\text{подв}}}{Q_{\text{бд}} \cdot 100}, \quad \text{смен} \quad (10)$$

Производительность подвального звена на данном уступе $Q_{\text{подв.зв}}$ будет характеризовать производительность бульдозера на очистке рабочей площадки и бермы. С учетом разных условий выполнения этих работ рассчитана производительность бульдозеров $Q_{\text{бд}}$ различных марок (табл. 2).

Исходя из сущности взрыво-механизированной подвалки, ведущим звеном в рассматриваемом комплексе является буровзрывное, а подвальное звено, выполняя вспомогательную роль, должно обеспечить заданную производительность буровзрывного звена и, следовательно, всей забойной группы комплекса.

Увязка в работе обоих звеньев, как указывалось, осуществляется по условию $T_{\text{подв}} = T_{\text{бур}}$. Приравнявая аналитические выражения этих величин из формул (5) и (10), имеем:

$$\frac{V_{\text{взр}}}{Q_{\text{б.зв}}} = \frac{V_{\text{взр}} \cdot K_{\text{подв}}}{Q_{\text{бд}} \cdot 100}$$

или

$$Q_{\text{подв.зв}} = Q_{\text{бд}} = \frac{Q_{\text{б.зв}} \cdot K_{\text{подв}}}{100}, \quad \text{м}^3/\text{см} \quad (11)$$

$$Q_{\text{заб.гр}} = Q_{\text{б.зв}} = \frac{Q_{\text{бд}} \cdot 100}{K_{\text{подв}}}, \quad \text{м}^3/\text{см} \quad (12)$$

где- производительность забойной группы комплекса, $Q_{\text{заб.гр}}$ м³/см.

По формуле (12) рассчитана возможная производительность забойной группы комплекса при использовании бульдозеров различных марок. Из рис. В рамках традиционной технологии взрывания такой уровень производительности достигнут быть не может даже при использовании самых мощных бульдозеров.

Заметим, что приведенные рассуждения относятся к отработке тех уступов данного крутого слоя, где бермы заполнены подваленной ранее породой. Но в начале очередного цикла работ ситуация иная. Отработка нового крутого слоя становится возможной только после окончания работ в предыдущем слое во избежание перекрытия доступа к забоям. Перед взрыванием первого, самого верхнего уступа бермы нижележащих уступов, являясь полностью очищенными, будут задерживать основную массу подваливаемых сверху пород. Это будет продолжаться до тех пор, пока бермы не будут полностью перекрыты породой.

Так как число берм и, следовательно, их задерживающая способность с понижением горных работ уменьшается, а суммарный объем подваливаемых

пород, наоборот, возрастает, то перекрытие берм наступает уже после отработки 2-3 уступов.

REFERENCES

1. Пермяков Р.С. Особенности разработки нагорных месторождений Заполярья. Л.: Наука, 1969, 234 с.
2. Мислибаев И.Т., Самадова Г.М. Разработка графоаналитической модели поперечного профиля месторождения на косогоре.// Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – №4. – С. 39-43.
3. Мислибаев И., Самадова Г.М., Туйчибаев З.И. Особенности открытой разработки нагорных месторождений. Материалы III-международной конференции “Комплексное инновационное развитие зарафшанского региона: достижения, проблемы и перспективы”. г. Навои, Узбекистан 27-28 октября 2022 г. Том.1. –С. 162-173
4. Бурштейн М.Ф. Исследование направленного сброса зарядами глубинного заложения в применении к производству капитальных вскрышных работ на нагорных месторождениях. Канд. дисс., Т.: 1970. -189 с.
5. Вологев Б.М., Максимов В.К., Бакшеев А.И. Особенности формирования нагорной части карьеров на крутых склонах. Горный журнал. М.: -1983. -№ 9. С. 61-65.
6. Мислибаев, И. Т., & Самадова, Г. М. (2022). ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФОРМИРОВАНИЯ И РАЗНОСА СТУПЕНЧАТОГО БОРТА КАРЬЕРА ПРИ ПОЭТАПНОЙ РАЗРАБОТКЕ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ. *International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences*, 3(3), 4-9.
7. Самадова, Г. М., & Туйчиева, Д. И. (2022). ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ КАСКАДНОЙ РАЗРАБОТКИ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ. *International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences*, 3(3), 10-15.