

ВЫБОР ПОРЯДКА РАЗРАБОТКИ НАГОРНЫХ КАРЬЕРОВ

Илхом Туйчибаевич Мислибаев

д.т.н., проф. Навоийский государственный горно-технологический университет

Гули Миржановна Самадова

к.т.н., доц. Таджикистанский государственный горный институт

АННОТАЦИЯ

В работе рассмотрены вопросы развития режима работы горных работ месторождения на косогоре. Определено отработки месторождения выраженным в форме рабочего борта карьера. Исследовано пути моделирования поперечного профиля месторождения.

Ключевые слова: карьер, коэффициент вскрыши, угол наклона косогора, угол падения рудного тела, геометрия и динамика развития борта карьера, уступ, плоские заряды, вскрыша, линейные элементы.

ВВЕДЕНИЕ

Выполненные экспериментальные исследования доказали возможность сокращения объема перепускаемых бульдозерами пород в комплексе за счет усиления метательного эффекта взрыва на сброс. Необходимо теперь изучить и обосновать технологию разработки месторождения в целом. В первую очередь это касается порядка его разработки.

АНАЛИЗ ЛИТЕРАТУРЫ И МЕТОДОЛОГИЯ

Как известно, отработку месторождения крутыми слоями в большинстве случаев, когда уголь откоса косогор меньше чем уголь откоса залежи можно начинать снизу вверх по склону. При этом происходит наращивание высоты борта карьера с нарезкой новых уступов вплоть до достижения бортом вершины горы (рис. 1). В дальнейшем высота борта будет длительное время постоянной (при отработке горного хребта или платообразной горы), либо начнет сокращаться (при отработке куполообразной возвышенности).

В процессе разработки месторождения возможны два варианта очередности (последовательности) взрывания породных массивов смежных по высоте заходов: сверху вниз по борту или, наоборот, снизу вверх. Наиболее распространен в практике первый вариант (рис. 2).

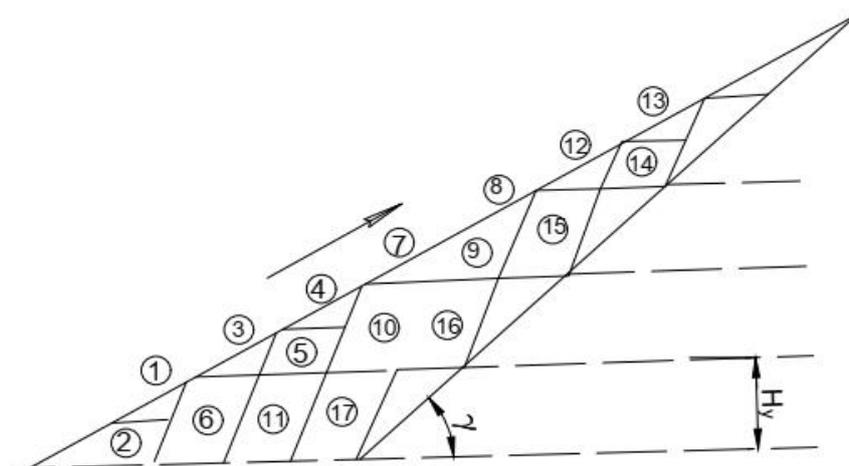


Рис. 1. Последовательность наращивания высоты борта карьера в начале отработки месторождения

1-17 - последовательно обрабатываемые заходки.

Геометрия и динамика развития борта карьера в этом случае состоят в следующем. В работе, как правило, находится один уступ. Все работы на нем (бурение, взрывание, уборка породы с подошвы) выполняются последовательно. После очистки рабочей площадки первого по высоте уступа и обнажения тем самым кровли следующего начинается цикл работ уже на нем. Горные работы таким образом постепенно опускаются вниз до подошвы горы к перегрузочной площадке.

После взрыва с использованием плоских зарядов на рабочей площадке остается навал объемом $V_{\text{ост.п.з}}$. Величина его не превышает $(0,18 - 0,36) \cdot V_{\text{зах}}$, где $V_{\text{зах}}$ - объем заходки в целике; при однорядном взрывании $V_{\text{зах}} = H_y \cdot W$, $\text{м}^3/\text{м}$; тогда

$$V_{\text{ост.п.з}} = 0,18 \cdot H_y \cdot W, \text{ м}^3/\text{м}.$$

Часть породы, сброшенной с рабочей площадки взрывом и бульдозерами, задерживается на бермах между уступами вплоть до полного их перекрытия. Перед взрыванием очередного уступа соответствующую берму необходимо очистить во избежание отрицательного эффекта взрыва на подпорную стенку, по этой причине ширина бермы не должна быть менее 4 м.

Кроме геомеханических функций (для придания борту необходимого угла устойчивости β), бермы между уступами несут и защитную функцию, они задерживают случайно оторвавшиеся от откоса и падающие одиночные куски с временно нерабочих уступов, расположенных выше рабочего. В этом случае ширину предохранительной бермы можно рассчитать по методу Н.М. Ройнишвили. Кусок, падая с вы-

соты H_y (рис. 3), скатывается по откосу уступа из точки A в точку B и, двигаясь по инерции, останавливается в точке C . Длина отрезка BC , называемого расстоянием длинного скатывания, составляет:

$$AC = H_y \cdot x_3 + 0.5, \text{ м, (1)}$$

где x_3 - коэффициент, учитывающий расстояние длинного скатывания, по рекомендации Н.М. Ройнишвили при угле откоса уступа $\alpha = 70 - 75^\circ$, с крепостью $f = 6 - 10$ (по шкале проф. М.М. Протодьяконова), $x_3 = 0.42$

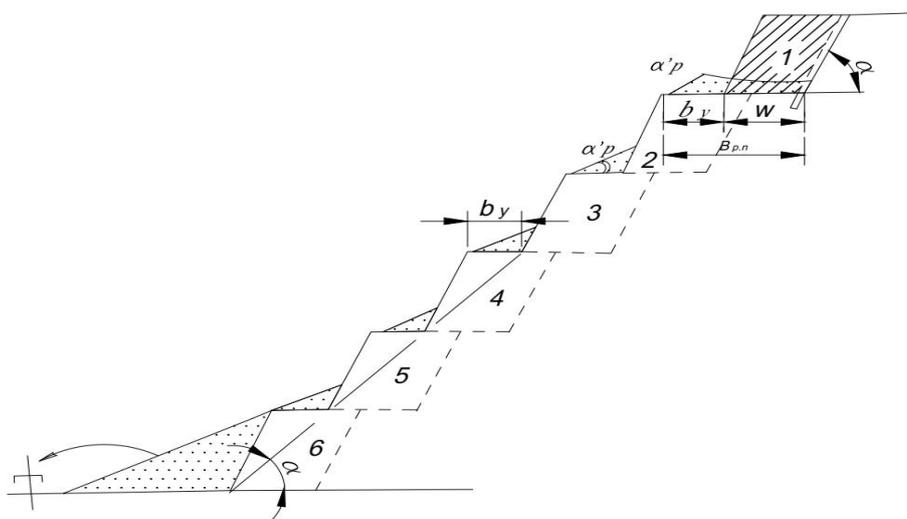


Рис. 2. Взрывание породного массива заходок сверху вниз

1-6 - последовательно взрывающиеся заходки остальные обозначения - в тексте.

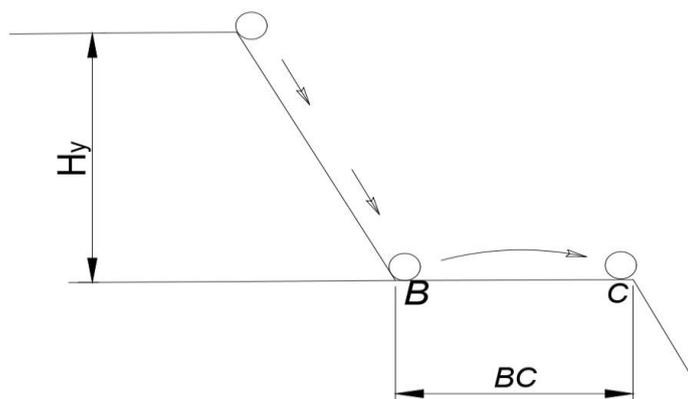


Рис. 3. Схема к расчету расстояния длинного скатывания (по Н.М. Ройнишвили).

Следовательно, при $H_y = 10$ м величина v_y будет равна 4,7 м. Окончательно принимается $v_y = 5$ м.

За полный цикл отработки всех заходов крутого слоя механизированной уборке подлежит порода в объеме $V_{мех}$:

$$V_{мех} = V_{берм.} \cdot (n_y - 2) + V_{ост.п.з.} \cdot (n_y - 1) \quad \text{м}^3/\text{м}, \quad (2)$$

где n_y - число уступов в крутом слое; $V_{ост.п.з.}$ - объем породы, остающейся на рабочей площадке каждого уступа после взрыва плоских зарядов, $\text{м}^3/\text{м}$; $V_{берм.}$ - объем породы, подлежащей уборке с берм между уступами перед их взрыванием, $\text{м}^3/\text{м}$;

$$V_{берм.} = \frac{b_y^2}{2K_p \cdot (ctg\alpha'_p - ctg\alpha)}, \quad \text{м}^3/\text{м}, \quad (3)$$

$$\text{Тогда коэффициент подвалки} \quad K_{подв} = \frac{V_{мех}}{V_{вз}} * 100, \% \quad (4)$$

где $V_{вз}$ - объем взорванной горной массы на всех уступах одного крутого слоя, $\text{м}^3/\text{м}$;

$$V_{вз} = H_y \cdot W \cdot n_p \cdot n_y, \quad \text{м}^3/\text{м}; \quad (5)$$

n_p - число рядов скважин в заходке (при $v=W$).

При $v_y = 5$ м и $n_y = 5$ коэффициент $K_{подв}$ определяется высотой уступа H_y , числом рядов скважин n_p и величиной сопротивления по подошве W (табл. 1). В аналогичных условиях расчета показатель $K_{подв}$ при традиционной технологии взрывания (без плоских зарядов) значительно выше: механизированной подвалке подлежит не менее 57 % взорванной горной массы (табл. 2). Функция $K_{подв} = f(H_y)$ носит степенной характер (рис. 4).

Таблица 1.

Значение коэффициента подвалки $K_{подв}$ в зависимости от величины H_y , n_p и W при отработке месторождения сверху вниз и использовании плоских зарядов, %

Число рядов скважин, n_p	Сопротивление по подошве W , м								
	2,6			4,0			6,0		
	Высота уступа H_y , м								
	10	15	20	10	15	20	10	15	20
1	43,6	30,2	21,8	32,0	21,4	16,0	26,0	17,4	13,0
2	36,0	24,0	18,0	31,2	20,8	15,6	31,2	20,8	15,6
3	39,0	26,0	19,5	39,0	26,0	19,5	45,0	30,0	22,5

Таблица 2

Значение коэффициента подвалки $K_{\text{подв}}$ в зависимости от величины H_y , n_p и W при отработке месторождения сверху вниз и использовании традиционной технологии взрывания, %

H_y	n_p	$W, \text{ м}$		
		2,6	4,0	6,0
10	1	94,97	82,40	76,35
15		71,33	61,30	57,30
20		-	-	-
10	2	77,87	74,95	76,15
15		58,15	57,12	60,21
20		-	-	-
10	3	74,99	76,15	79,40
15		57,04	60,21	66,16
20		-	-	-

Порядок отработки месторождения со взрыванием смежных заходок снизу вверх рассмотрен в работе [1]. В этом случае предохранительные бермы на борту не создаются, а на всех уступах сохраняются рабочие площадки (рис. 5), Исходное положение при отработке каждого крутого слоя - полностью очищенные рабочие площадки на всех уступах. Взрывные работы начинаются с самого нижнего уступа и перемещаются к вершине горы. До окончания взрывных работ рабочие площадки не очищаются и полностью заваливаются сброшенной взрывом породой с вышерасположенных уступов. Очистка их осуществляется уже сверху вниз с помощью бульдозеров. Вслед за подвалкой ведется обуривание очищенных участков уступов следующего крутого слоя. При правильной организации возможно завершить обуривание уступов к концу перепуска горной массы и осуществить каскадное взрывание всех уступов крутого слоя.

Так как при данном порядке отработки месторождения подвалка может вестись на нескольких уступах (с опережением в вертикальных плоскостях), то здесь может быть достигнута более высокая производительность карьера. Исключаются работы по очистке предохранительных берм перед взрывом - что присуще предыдущей технологии. Объем работ по механизированной подвалке взорванной горной массы составляет:

$$V_{\text{мех}} = V_{\text{р.п.}} * (n - 2) + V_{\text{ост.п.з.}}, \text{ м}^3/\text{м} \quad (6)$$

где $V_{\text{р.п.}}$ - объем породы, остающейся на рабочей площадке после ее завала, $\text{м}^3/\text{м}$;

$$V_{p.n.} = \frac{B_{p.n.}^2}{2K_p \cdot (ctg\alpha'_p - ctg\alpha)}, \quad m^3 m \quad (7)$$

С учетом формул (5) и (6) по формуле (7) можно подсчитать коэффициент подвалки $K_{подв}$.

Если принять ширину рабочей площадки $B_{p.n.}$ такой же, как и в предыдущем случае ($B_{p.n.} = 9$ м), то при $W = 4$ м, однорядном взрывании и $n_y = 5$ коэффициент $K_{подв}$ будет изменяться в следующих пределах (табл. 3).

Таблица 3.

Значение коэффициента подвалки $K_{подв}$ в зависимости от величины H_y , W при взрывании заходки снизу вверх и использовании плоских зарядов, %

Высота уступа H_y	Сопративление по подошве W		
	2,6	4,0	6,0
10	66,97	60,93	60,65
15	44,64	40,62	40,43
20	33,48	30,46	30,32

Из сопоставления данных табл. 1 и 3 следует, что взрывание заходок снизу вверх приводит к увеличению объема переэкскавации породы в 1,3-2,3 раза. Кроме того, для реализации данного порядка отработки месторождения необходимо соблюдать жесткое соотношение между шириной рабочей площадки и высотой уступа с тем, чтобы, с одной стороны, избежать недопустимого выполаживания рабочего борта (когда вся взорванная и подавленная горная масса полностью остается на рабочих площадках уступов), а с другой выдержать технологические требования к предельным значениям этих параметров. Как показали расчеты, взрывание заходок снизу вверх возможно только при высоте уступов более 20 м и ширине рабочих площадок 5-11 м.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Первое условие не всегда достижимо по соображениям безопасности, так: как буровые станки и бульдозеры работают непосредственно под откосом борта. Работа бульдозеров на площадках указанной ширины возможна, но здесь она осложняется из-за необходимости обрабатывать навал перепущенной сверху породы высотой более 7-10 м.

В итоге на основе сопоставления достоинств и недостатков того и другого порядка отработки



месторождения рекомендуется отрабатывать его по технологии со взрыванием заходок сверху вниз.

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. Березин А.И. Обоснование параметров первого этапа открытой разработки крутопадающей залежи нагорного типа. Известия Сев.-Кав. научн. центра высшей школы. Серия техника и науки -1974. –№ 3. –С. 52-53.
6. 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.