

## ОСОБЕННОСТИ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫМИ ПРОЦЕССАМИ НА КАРЬЕРАХ

**Казакова Е.И., д.т.н., доцент, Ткаченко А.Е., студентка,  
Лобкова Е. Н., студентка**  
(Донецкий национальный технический университет,  
г. Донецк, Украина)

Удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) является одним из основных параметров буровзрывных работ, на величину которого влияют такие факторы как: крепость взрывае­мых горных пород ( $f$ ); трещиноватость (блочность) горных пород в массиве, подлежащих взрыванию ( $z$ ), объемный вес взрывае­мой породы ( $\gamma$ ); угол падения напластований пород в массиве ( $\alpha$ ); оптимальный средневзвешенный диаметр смеси кусков раздробленной горной массы ( $d$ ); работоспособность применяемого взрывчатого вещества ( $G$ ); величина сопротивления по подошве ( $W$ ); диаметр скважинного заряда ( $d_{зар}$ ); число свободных поверхностей, ограничивающих объем массива горных пород, взрывае­мых определяемым зарядом взрывчатых веществ ( $n$ ); направление отбойки массива горных пород относительно плоскости основной системы вертикальных трещин ( $N$ ), т.е:

$$q = \varphi(f, z, \gamma, \alpha, d, G, W, d_{зар}, n, N)$$

Удельный расход ВВ представим в аналитической форме, охватывая всю шкалу крепости и трещиноватости пород.

$$q_0 = \alpha_1 f^{\alpha_2}$$

Анализ зависимостей  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  от удельной трещиноватости позволил установить следующие закономерности:

$$\alpha_1 = 0.22 + \frac{0.34}{z}$$

$$\alpha_2 = 0.256 + 0.005z$$

Таким образом, эталонный расход ВВ в зависимости от крепости и трещиноватости пород определяется как:

$$q_0 = \left(0.22 + \frac{0.34}{z}\right) f^{(0.256+0.005z)}$$

Коэффициент, учитывающий влияние объемного веса:

$$k_\gamma = \frac{\gamma}{2.6}$$

где  $\gamma$  – объемный вес взрывающей породы.

Угол падения напластований пород массива влияет на величину удельного расхода ВВ. При падении пород в массив касательная составляющая веса отдельных прижимает их к массиву и ударная взрывная волна лучше дробит отдельные, слагающие уступ. Для достижения заданной степени дробления пород расход ВВ увеличивается на 10-12% по сравнению с этой же величиной при горизонтальном залегании и достигает максимума при угле падения, равном  $135^\circ$ .

Величина касательной составляющей силы веса отдельных, слагающих уступ, изменяется по синусоидальному закону. Так как объемный вес взрывающих пород пропорционально влияет на удельный расход ВВ, то влияние угла падения на пластование пород также происходит по синусоидальному закону:

$$k_\alpha = 1 - 0.1 \sin 2\alpha$$

где  $\alpha$  – угол падения напластований, измеряемый между горизонтальной плоскостью и плоскостью напластований.

При определении величины удельного ВВ рекомендуется сначала определить величину расчетного эталонного расхода ВВ при стандартном наборе кусков +500мм.

Закономерность между удельным расходом ВВ и степенью дробления сохраняется. Показатель степени уточняется в зависимости от свойств горных пород и параметров буровзрывных работ. При определении величины удельного расхода ВВ учитывается поправка на его работоспособность:

$$k_{BB} = \frac{1000}{G}$$

где 1000 – удельная теплота взрыва эталонного ВВ, ккал/кг;

G – удельная теплота взрыва применяемого ВВ ккал/кг.

Установлена зависимость определения коэффициента влияния линии сопротивления по подошве:

$$k_W = 0.89 \exp\left(\frac{1.1}{15 - W}\right)$$

где  $W$  – линия сопротивления по подошве, м.

Изменение удельного расхода ВВ при одной и той же степени дробления горных пород в зависимости от величины линии сопротивления по подошве было исследовано моделированием методом ЭГДА. Результаты моделирования подтвердили характер установленной зависимости.

Наличие свободных поверхностей массива горных пород, подлежащих взрыву, позволяют производить дробление при меньшем удельном расходе ВВ. Последний зависит от числа свободных поверхностей. Формула для определения поправочного коэффициента на их количество:

$$k_n = 0.665^{n-1}$$

где  $n$  – число свободных поверхностей.

Степень дробления горной массы, выраженная через диаметр среднего куска, изменяется от угла ориентировки фронта отбойки, относительно основной системы вертикальных трещин:

$$d = 0.005\alpha_1^2 - 0.45\alpha_1 + 42.2, \text{ см}$$

где  $\alpha_1$  – угол между системой вертикальных трещин и направлением отбойки, град

Ориентирование фронта отбойки относительно основной системы трещин под углом  $45^\circ$  позволяет снизить выход негабарита и уменьшить в 1,5 – 2 раза размер  $d$  по сравнению с направлением отбойки под углом  $0^\circ$  и  $90^\circ$ .

На основании изложенного можно записать:

$$q = q_0 k_\gamma k_\alpha k_d k_{BB} k_W k_n$$

или

$$q = \left( 0.22 + \frac{0.34}{z} \right) f^{0.256+0.005z} \frac{\gamma}{26} (1 - 0.1 \sin 2\alpha) \frac{1000}{G} \left( \frac{50}{d_{cp}} \right)^{0.4} * \\ * 0.89 \exp\left( \frac{1.1}{15 - W} \right) 0.655^{n-1}; \text{ кг} / \text{ м}^3$$

Полученная формула используется при расчетах паспортов буровзрывных работ в автоматизированной системе управления производственными процессами на карьерах.