

УДК 622. 81, 622.635

Б.Р. РАКИШЕВ, *акад. НАН РК, д-р техн. наук, проф., заведующий кафедрой открытых горных работ Казахского национального технического университета им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан*

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ВЗРЫВНОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Устойчивое развитие и энергопотребление являются главными критериями современного природопользования. Определены затраты энергии взрыва на дробление, перемещение взорванной породы, проведен анализ их изменения в зависимости от удельного расхода ВВ. Дана методика расчета параметров буровзрывных работ, обеспечивающих наименьший выброс пылегазового облака.

Ключевые слова: критическая скорость разрушения, критический удельный расход ВВ, пылегазовое облако, параметры расположения зарядов ВВ.

Введение

Устойчивое развитие предполагает тотальное снижение ресурсо- и энергоемкости производства. Показана возможность решения этой проблемы на примере взрывного разрушения горных пород. При взрыве заряда ВВ в массиве горных пород осуществляются следующие виды работы:

- дробление, выброс части массива и образование развала взорванной породы;
- образование и распространение в массиве упругих (сейсмических) волн;
- образование и распределение воздушных ударных волн, образование и выброс пылегазового облака.

Разрушение горных пород действием взрыва заряда взрывчатого вещества (ВВ) зависит от конкретного сочетания многочисленных влияющих факторов. Для определения основных результатов этого процесса рассмотрим физическую модель взрывного разрушения массива крепких горных пород, предложенную Г.И. Покровским [1] и усовершенствованную нами [2].

В соответствии с этой моделью на первом этапе после практически одновременной детонации сферического (цилиндрического) заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, сопри-

касающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте продукты взрыва – среда. Камуфлетная полость взрыва достигает предельного объема.

С удалением от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический (цилиндрический) слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда.

На втором этапе вследствие влияния свободной поверхности нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты детонации (ПД) сообщают разрушенной части массива ускоренное движение в сторону свободной поверхности.

Третий этап – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы.

Основные положения

Проведенными ранее исследованиями установлено, что основной физической характеристикой первого этапа является

предельный радиус взрывной полости. Последняя осесимметрично будет расширяться до тех пор, пока давление ПД в ней не упадет до значения P_c , равного прочностному сопротивлению среды в условиях взрывного на-

гружения [2, 3]. За все это время продолжается процесс разрушения массива. Пока волна сжатия не достигнет свободной поверхности, картина движения среды и развитие разрушений происходят так же, как при камуфлетном взрыве.

Таким образом, для определения максимальных размеров газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями достаточно ограничиться рассмотрением камуфлетной стадии взрыва. Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД – среда. На основе теоретических исследований для относительного предельного радиуса полости получено выражение:

$$\bar{r}_{\text{пр}} = (P_{\text{н}} / P_{\text{с}})^{1/4}. \quad (1)$$

Начальное давление ПД определяется по известной формуле:

$$P_{\text{н}} = 1/8\rho_{\text{вв}} D^2, \quad (2)$$

где $\rho_{\text{вв}}$ – плотность ВВ; D – скорость детонации ВВ.

Прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения $P_{\text{с}}$ определяется из зависимости:

$$P_{\text{с}} = \sigma_{\text{сж}} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{\text{сж}}} \right)^{1/4}, \quad (3)$$

где, ρ_0 – плотность породы; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности породы на сжатие; c – скорость звука в породе.

Основной физической характеристикой второго этапа взрыва является скорость центра масс отбиваемой части уступа. На основе теоретических выкладок для нее получено выражение:

$$v_{\text{с}} = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{\text{пр}}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma - 1)}}, \quad (4)$$

где r_0 – радиус заряда; $r_{\text{пр}}$ – предельный радиус полости; m – масса заряда в скважине; M – масса отбиваемой части уступа; γ – показатель изэнтропы на втором участке расширения ПД, $\gamma = 1,25-1,5$.

Выразив массу заряда и отбиваемой части массива через удельный расход ВВ и плотность породы, уравнению (4) можно придать более удобный вид:

$$v_{\text{с}} = \frac{D}{2\bar{r}_{\text{пр}}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma - 1)}}, \quad (5)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ; ρ_0 – плотность породы, кг/м^3 .

Найденные физические характеристики этапов развития взрыва могут быть положены в основу расчета распределения энергозатрат при взрывном разрушении горных пород.

По мнению большинства ученых, коэффициент полезного использования энергии взрыва лежит в пределах 0,01-0,15. Отсутствуют методы оценки затрат энергии взрыва на полезные виды работ [3].

Для решения этой задачи затраты энергии на полезные формы работ необходимо представить в таком виде, чтобы входящие параметры можно было легко измерить. Поэтому поиск нужно направить на отыскание интегральной характеристики разрушения массива пород. В таком качестве, в частности, может выступить критическая скорость разрушения твердого тела. О.Е. Власов предложил удельную потенциальную энергию деформации заменить равной ей по величине кинетической энергией, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление разрушения [4].

По аналогии кинетическая энергия отбиваемой части массива будет представлять его энергию разрушения. При этом раздробленные куски пород будут получать некоторое перемещение в сторону свободных поверхностей за счет скоростей, приобретенных ими в первой стадии взрыва. Согласно общим теоремам динамики, кинетическая энергия такой системы будет вычисляться по величине скорости, с которой начнет движение центр ее масс. Эта кинематическая характеристика будет представлять собой общую скорость отбиваемой части массива пород. А критическая скорость разрушения массива пород – минимальное значение скорости центра масс отбиваемой части массива, при достижении которого в преобладающем объеме обеспечивается преодоление сил сцепления между естественными отдельностями массива. Такому условию отвечает значение скорости центра масс отбиваемой части уступа при критическом удельном расходе ВВ и при $\gamma=1,5$.

Значения скоростей центров масс и критических скоростей разрушения, вычисленные по уравнению (5) для пород Коунрадского месторождения при принятых параметрах расположения зарядов приведены в таблице 1. Здесь H – высота уступа; W – линия сопротивления по подошве уступа; a – расстояние между скважинами; a_p – расстояние между рядами скважин; l_1^I – длина забойки для первого ряда скважин; l_2^II – длина забойки для второго и последующих рядов; q_I – удельный расход ВВ для первого ряда; q_{II} – то же для последующих рядов; v_c^I – скорость центра масс первого отбиваемого слоя; v_c^{II} – то же последующих слоев; $q_{кр}^I$, $q_{кр}^{II}$, $v_{кр}^I$, $v_{кр}^{II}$ – характеристики соответственно при критическом разрушении массива пород.

Как видно, критические скорости разрушения массива в легко-, средне- и трудно-взрываемых породах для первого отбиваемого слоя составляют 3,6-3,8; 4,3-4,8 и 5,0-5,5 м/с, а для второго и последующих слоев – 4,0-4,6; 5,0-6,0 и 6,4-7,6 м/с. Масштаб взрыва при однорядном взрывании (или для первого ряда) практически не оказывает влияния на критерий разрушения. При многорядном КЗВ с увеличением высоты уступа наблюдается некоторый рост критической скорости разрушения для второго и последующих слоев. Для разных пород эта характеристика существенно различна.

По величине скорости центра масс трудно установить затраты энергии взрыва на дробление и перемещение разрушенной породы. При скорости центра масс, превышающей ее критическое значение, энергия взрыва ВВ расходуется как на дробление, так и на сообщение разрушенной массе кинетической энергии. Общая энергия движения разрушенного массива пород будет представлять полезную часть работы взрыва [3, 4]. Таким образом:

$$E_{пол} = E_{др} + E_{пер}, \quad (6)$$

где $E_{пол}$ – полезно используемая энергия взрыва; $E_{др}$ – энергия, затрачиваемая на дробление; $E_{пер}$ – энергия, затрачиваемая на перемещение.

Полезно используемая энергия взрыва может быть вычислена по величине скорости центра масс, отбиваемой части массива при $\gamma = 1,25$ по формуле:

$$E_{пол} = \frac{1}{2} M v_c^2. \quad (7)$$

Скорость центра масс состоит из суммы критической и некоторой «добавочной» скоростей, т.е.:

$$v_c = v_{кр} + v_{доб}. \quad (8)$$

С учетом (8) для полезной работы взрыва ВВ можно написать:

$$E_{пол} = \frac{1}{2} M v_{кр}^2 + M v_{кр} v_{доб} + \frac{1}{2} M v_{доб}^2. \quad (9)$$

Из (9) следует, что при $v_{доб} = 0$, что соответствует «чистому» разрушению $E_{пол} = E_{кр}$. При $v_{кр} = v_{доб}$ второй член уравнения в одинаковой мере представляет энергию дробления и энергию перемещения. Если бы массив был выброшен без разрушения ($v_{кр} = 0$), то имело бы место $E_{пол} = E_{пер}$. Рассмотренные предельные случаи показывают, что разбиение второго члена правой части уравнения (9) на две составляющие может быть произведено пропорционально модулям скоростей, характеризующих соответствующие формы полезной работы. Таким образом:

$$E_{др} = \frac{1}{2} M v_{кр}^2 \frac{v_{кр} + 3v_{доб}}{v_{кр} + v_{доб}}, \quad (10)$$

$$E_{пер} = \frac{1}{2} M v_{доб}^2 \frac{3v_{кр} + v_{доб}}{v_{кр} + v_{доб}}. \quad (11)$$

С увеличением разности между общей и критической скоростями степень дробления улучшается с одновременным ростом работы по разбросу взорванной породы. При этом увеличение потенциальной энергии взрыва, следовательно общей скорости движения, приводит к хорошим результатам дробления до определенного предела. При превышении этого предела увеличивается часть энергии, затрачиваемая лишь на перемещение. Для выявления этого предела уравнения (10), (11) преобразуем к виду:

Таблиця 1 – Характеристики разрушения пород при нормальном и уменьшенном удельном расходах ВВ

H, м	W, м	a, м	a _р , м	l ₁ ^I , м	l ₂ ^I , м	При обычном взрывании			При критическом разрушении				
						Q _I , кг/м ³	Q _{II} , кг/м ³	U _с ^I , м/с	U _с ^{II} , м/с	Q _{кр} ^I , кг/м ³	Q _{кр} ^{II} , кг/м ³	U _{кр} ^I , м/с	U _{кр} ^{II} , м/с
<i>Легковзрываемые породы</i>													
10	10,0	9,0	8,0	5,0	6,5	0,245	0,333	6,05	7,05	0,18	0,22	3,6	4,0
12	11,0	9,5	8,5	6,0	7,5	0,207	0,268	5,80	6,6	0,16	0,20	3,7	4,1
15	12,5	10,0	9,0	8,0	8,5	0,192	0,266	5,80	6,82	0,14	0,19	3,8	4,4
17	13,5	10,5	9,5	9,5	9,5	0,172	0,247	5,80	6,95	0,13	0,18	3,6	4,2
20	15,0	11,0	10,0	12,0	10,0	0,158	0,236	5,65	6,90	0,12	0,18	3,8	4,6
<i>Средневзрываемые породы</i>													
10	9,0	7,0	6,5	5,5	6,5	0,381	0,515	8,5	9,9	0,25	0,34	4,3	5,0
12	10,0	7,5	7,0	6,5	7,5	0,310	0,445	7,9	9,45	0,22	0,31	4,5	5,3
15	11,5	8,0	7,5	8,5	8,5	0,268	0,410	7,8	9,65	0,19	0,29	4,8	5,9
17	12,5	8,5	8,0	9,5	9,0	0,638	0,372	7,8	9,75	0,18	0,27	4,8	5,9
20	14,0	9,0	8,5	12,5	9,5	0,215	0,354	7,3	9,35	0,16	0,25	4,8	6,0
<i>Трудновзрываемые породы</i>													
10	8,5	5,0	5,0	6,0	6,0	0,542	0,920	10,8	14,0	0,35	0,58	5,3	6,8
12	8,5	5,5	5,0	6,5	7,0	0,415	0,787	9,9	13,6	0,32	0,52	5,0	6,4
15	10,7	6,0	5,5	9,0	8,0	0,374	0,737	9,5	13,3	0,27	0,48	5,3	7,0
17	11,7	6,5	6,0	10,5	8,5	0,340	0,665	9,2	12,9	0,25	0,44	5,4	7,2
20	13,0	7,5	6,5	12,0	9,0	0,287	0,574	9,2	13,0	0,21	0,40	5,5	7,6

$$\begin{aligned}
 E_{\text{пол}} &= \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 (1 + \xi)^2, \\
 E_{\text{др}} &= \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \frac{1 + 3\xi}{1 + \xi}, \\
 E_{\text{пер}} &= \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \xi^2 \frac{3 + \xi}{1 + \xi}.
 \end{aligned}
 \tag{12}$$

Введено обозначение $v_{\text{доб}}/v_{\text{кр}} = \xi$.

При фиксированных условиях взрыва M и $v_{\text{кр}}$ – величины постоянные. Критическая энергия разрушения массива равна:

$$E_{\text{кр}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2.$$

Значения безразмерной энергии ВВ, расходуемой на полезную работу, на дробление и перемещение, полученные путем деления выражений (12) на величину критической энергии разрушения, графически представлены на рисунке 1а. Здесь также приведено распределение энергии по видам внутри общей полезной работы ВВ, характеризуемое числами:

$$\eta(\xi)_{\text{др}} = \frac{1 + 3\xi}{(1 + \xi)^3};$$

$$\eta(\xi)_{\text{пер}} = \xi^2 \frac{3 + \xi}{(1 + \xi)^3}.$$

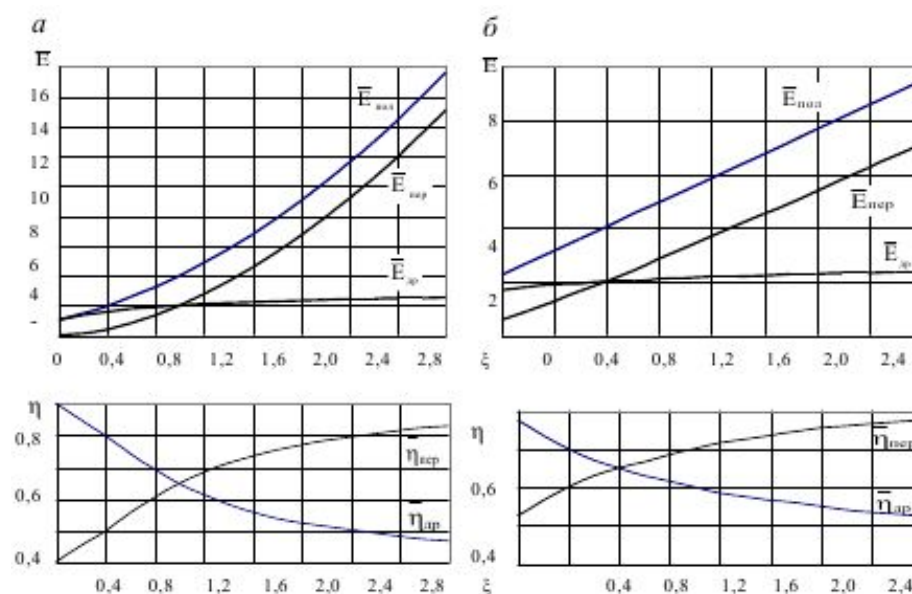


Рисунок 1 – Изменение использования безразмерной энергии ВВ на дробление и перемещение в зависимости от ξ (а) и ζ (б)

Из рисунка 1а видно, что на одних и тех же породах при постоянстве прочих параметров взрыва увеличение скорости движения центра масс отбиваемого слоя приводит к росту как энергии дробления, так и энергии перемещения. Однако прирост затрат энергии на движение более интенсивный, чем на дробление. Равенство между полезными формами энергии достигается при $\xi=1$, т. е. при удвоенной величине критической скорости разрушения. При общей скорости движения, равной утроенной критической ($\xi=2$), доля энергии, расходуемой на дробление, в 2,8 раза меньше таковой, идущей на перемещение.

Распределение энергий внутри полезной части работы (нижний график) показывает, что с увеличением числа ξ относительная

энергия дробления приближается к своему минимальному, а относительная энергия перемещения – к максимальному значению. Для улучшения качества дробления взрываемых массивов пород увеличение скорости центра масс оправдано до $2,2v_{\text{кр}}$ ($\xi=1,2$), так как дальнейший прирост энергии на разрушение будет незначительным.

Проанализируем теперь характер изменения затрат энергии в зависимости от удельного расхода ВВ. Согласно уравнению (5), общая скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна корню квадратному из фактического удельного расхода ВВ, т.е.:

$$v_{\text{кр}}(1 + \xi) = C_1 \sqrt{q_{\text{кр}}(1 + \zeta)}, \tag{14}$$

или

$$v_{кр} = C_2 \sqrt{q_{кр}},$$

где C_1, C_2 – некоторые постоянная для заданных конкретных условий, т.е. множитель при удельном расходе q в уравнении (5).

По аналогии со скоростью центра масс уступа общий удельный расход ВВ может быть выражен зависимостью:

$$q = q_{кр} + q_{доб} = q_{кр} (1 + \zeta). \quad (15)$$

Здесь $q_{кр}$ – критический удельный расход ВВ, при котором взрываеваемый массив обладает критической скоростью разрушения; $q_{доб}$ – добавочный расход, равный разности между общим и критическим удельными расходами ВВ; отношение $q_{доб}/q_{кр}$ обозначено через ζ .

После соответствующих преобразований для относительных энергий и их полезного использования получены:

$$\bar{E}(\zeta)_{пол} = C_3^2 (1 + \zeta),$$

$$\bar{E}(\zeta)_{др} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}},$$

$$\bar{E}(\zeta)_{пер} = \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}}. \quad (16)$$

$$\eta(\zeta)_{др} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}},$$

$$\eta(\zeta)_{пер} = \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}}, \quad (17)$$

где $C_3 = C_1/C_2 = 1,5$.

Результаты расчетов по формулам (16), (17) графически представлены на рисунке 1б.

Анализ результатов исследований

Анализ проведенных исследований показывает, что с увеличением общего удельного расхода ВВ, характеризуемого величиной ζ растут значения всех видов энергии (рисунке 1б). Равенство между видами энергии обеспечивается при $\zeta = 0,8$ т.е. удельном расходе, составляющем 1,8 критического значения. При увеличении удельного расхода ВВ до двукратного критического значения энергия взрыва, затрачиваемая на дробление, в два раза меньше полезной энергии. Увеличение удельного расхода ВВ выше этого предела не допустимо.

С использованием уравнений (7), (10)-(13), (16), (17) и данных таблицы 1 были рассчитаны затраты энергии ВВ на дробление и перемещение, а также коэффициенты полезного использования энергии взрыва для рассмотренных пород. Расчеты выполнялись для первого и последующих отбиваемых слоев отдельно.

Результаты вычислений приведены в таблице 2.

Данные таблицы 2 показывают, что если использование энергии взрыва на дробление улучшается с увеличением высоты уступа, то КПД взрыва на перемещение пород или остается без изменения, или даже уменьшается. Общий КПД взрыва растет с увеличением сопротивляемости пород разрушению. Этот показатель практически не зависит от способа взрывания. При многорядном КЗВ удельные затраты энергии на дробление 1 м^3

породы в 1,5-1,7 раза больше, чем при однорядном взрывании. Небезынтересно заметить, что в таком же соотношении повышается удельный расход ВВ при сопоставляемых способах взрывания.

Обращает на себя внимание и следующий факт: затраты энергии на дробление в легко-взрываеваемых породах в 2-3 раза больше ее затрат на перемещение. На средне- и трудно-взрываеваемых породах это соотношение уменьшается до единицы, так как в трудно-взрываеваемых породах в целях достижения более качественного дробления часто увеличивают удельный расход ВВ.

С увеличением удельного расхода ВВ, следовательно ζ , резко возрастает и интенсивность образования пылегазового облака (ПГО). В настоящее время на большинстве карьеров в целях улучшения качества дробления пород применяют завышенный расход ВВ. Это приводит к большому объему ПГО. Например, на карьере Мурунтау высота подъема ПГО составляет 400-600 м, а дальность его распространения – 14-17 км [5]. На карьерах Кривбасса высота подъема ПГО лежит в пределах 100-800 м, а – дальность распространения по ветру 15 км. Объем ПГО при взрыве 200-300 т ВВ достигает 15-19,5 млн м^3 [6]. Аналогичная картина имеет место и на карьерах Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината.

Таблица 2. Энергетические характеристики разрушения и перемещения раздробленной породы

H, м	U_c , м/с	ξ	ζ	$E_{кр}$, МДж	$E_{пол}$, МДж	$E_{др}$, МДж	$E_{пер}$, МДж	$\eta_{пол}$, %	$\eta_{др}$, %	$\eta_{пер}$, %
<i>Легковзрываемые породы</i>										
10	<u>6,05</u>	<u>0,68</u>	<u>0,35</u>	<u>14,06</u>	<u>43,7</u>	<u>28,0</u>	<u>15,7</u>	<u>4,5</u>	<u>2,9</u>	<u>1,6</u>
	7,05	0,76	0,51	15,2	47,0	28,3	18,7	4,5	2,9	1,6
12	<u>5,80</u>	<u>0,57</u>	<u>0,29</u>	<u>22,7</u>	<u>55,7</u>	<u>39,1</u>	<u>16,6</u>	<u>4,9</u>	<u>3,4</u>	<u>1,5</u>
	6,60	0,61	0,34	21,7	56,2	38,2	18,0	4,9	3,4	1,5
15	<u>5,80</u>	<u>0,53</u>	<u>0,37</u>	<u>35,8</u>	<u>87,0</u>	<u>62,5</u>	<u>24,5</u>	<u>5,5</u>	<u>3,9</u>	<u>1,6</u>
	6,82	0,51	0,40	34,8	83,2	59,5	23,7	5,3	3,8	1,5
17	<u>5,80</u>	<u>0,61</u>	<u>0,32</u>	<u>42,3</u>	<u>109</u>	<u>74,5</u>	<u>35,0</u>	<u>5,9</u>	<u>4,0</u>	<u>1,9</u>
	6,95	0,66	0,36	39,6	108	71,2	37,3	5,9	3,9	2,0
20	<u>5,65</u>	<u>0,49</u>	<u>0,32</u>	<u>63,0</u>	<u>140</u>	<u>104</u>	<u>35,5</u>	<u>6,1</u>	<u>4,6</u>	<u>1,5</u>
	6,90	0,50	0,31	61,5	138	103	35,0	6,1	4,5	1,6
<i>Средневзрываемые породы</i>										
10	<u>8,50</u>	<u>0,98</u>	<u>0,53</u>	<u>16,3</u>	<u>63,4</u>	<u>32,4</u>	<u>31,0</u>	<u>6,0</u>	<u>3,0</u>	<u>3,0</u>
	9,90	0,98	0,51	15,8	62,0	31,3	30,7	6,0	3,0	3,0
12	<u>7,90</u>	<u>0,76</u>	<u>0,41</u>	<u>25,5</u>	<u>78,7</u>	<u>47,5</u>	<u>31,2</u>	<u>6,4</u>	<u>3,8</u>	<u>2,6</u>
	9,45	0,78	0,43	24,6	78,5	46,0	32,5	6,4	3,8	2,6
15	<u>7,80</u>	<u>0,63</u>	<u>0,41</u>	<u>44,4</u>	<u>118</u>	<u>78,5</u>	<u>39,2</u>	<u>7,2</u>	<u>4,8</u>	<u>2,4</u>
	9,65	0,64	0,42	44,0	117	78,4	38,6	7,2	4,8	2,4
17	<u>7,80</u>	<u>0,63</u>	<u>0,32</u>	<u>58,0</u>	<u>154</u>	<u>102</u>	<u>51,5</u>	<u>8,2</u>	<u>5,4</u>	<u>2,8</u>
	9,75	0,65	0,38	56,5	154	101	53,0	8,2	5,4	2,8
20	<u>7,30</u>	<u>0,52</u>	<u>0,34</u>	<u>81,0</u>	<u>187</u>	<u>136</u>	<u>51,0</u>	<u>7,9</u>	<u>5,7</u>	<u>2,2</u>
	9,35	0,56	0,42	77,0	187	132	54,5	7,9	5,6	2,3
<i>Трудновзрываемые породы</i>										
10	<u>10,8</u>	<u>1,04</u>	<u>0,55</u>	<u>16,8</u>	<u>70,0</u>	<u>31,1</u>	<u>35,9</u>	<u>7,0</u>	<u>3,4</u>	<u>3,6</u>
	14,0	1,06	0,53	16,3	69,5	33,0	36,5	6,9	3,3	3,6
12	<u>9,9</u>	<u>0,98</u>	<u>0,30</u>	<u>22,1</u>	<u>87,0</u>	<u>44,0</u>	<u>43,0</u>	<u>7,6</u>	<u>3,8</u>	<u>3,8</u>
	13,6	1,12	0,51	18,6	84,0	38,3	45,7	7,4	3,4	4,0
15	<u>9,5</u>	<u>0,80</u>	<u>0,38</u>	<u>38,3</u>	<u>123</u>	<u>72,3</u>	<u>51,2</u>	<u>7,8</u>	<u>4,6</u>	<u>3,2</u>
	13,3	0,90	0,53	34,3	123	68,8	56,7	7,8	4,3	3,5
17	<u>9,2</u>	<u>0,71</u>	<u>0,36</u>	<u>53,5</u>	<u>155</u>	<u>98,0</u>	<u>57,0</u>	<u>8,1</u>	<u>5,1</u>	<u>3,0</u>
	12,9	0,79	0,51	48,7	155	91,5	64,5	8,1	4,8	3,3
20	<u>9,2</u>	<u>0,68</u>	<u>0,37</u>	<u>83,5</u>	<u>234</u>	<u>151</u>	<u>83,0</u>	<u>9,5</u>	<u>6,1</u>	<u>3,4</u>
	13,0	0,71	0,44	79,5	234	145	89,0	9,5	5,9	3,6

Примечание. В числителе приведены данные для первого, а в знаменателе – для второго и последующих рядов.

На Коунрадском карьере при приведенных в таблице 1 параметрах массовых взрывов высота подъема ПГО не превышает 30 м, дальность его распространения – 0,5 км. Такие результаты достигнуты за счет рационального расположения зарядов ВВ в уступе, в том числе длины забойки, лежащей в пределах 5-12 м. Это предотвращает вылет взрывных газов из скважин, следовательно, ограничивает высоту подъема ПГО.

Ослабление требований к ведению массовых взрывов привело к тому, что на ряде карьеров Казахстана они производятся без

забойки. В таких случаях высота подъема ПГО достигает более 400 м.

Наши наблюдения показывают, что наименьший объем и выброс ПГО обеспечиваются при параметрах расположения зарядов в уступе, устанавливаемых исходя из условия наибольшего охвата активным дроблением взрываемого массива пород. Они рассчитываются по формулам.

Линия сопротивления по подошве уступа по формуле:

$$W = \left(\frac{H}{r_1} \right)^{1/3} \frac{\pi r_1}{2} \quad (18)$$

Расстояние между скважинами в ряду по выражению:

$$a = \left(\frac{H}{2r_1} \right)^{1/4} 2r_1. \quad (19)$$

Длина незаряженной части скважины (забойки) по зависимости:

$$l_2 = \left(\frac{H}{2r_1} \right)^{1/4} (r_1 + 1,5r_2). \quad (20)$$

Радиусы зон мелкого дробления (раздавливания) (r_2) и радиальных трещин (r_1) определяются из соотношений:

$$r_2 = r_{пр} \left(\frac{\rho_o c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/2}, \quad (21)$$

$$r_1 = r_2 \frac{v}{1+v} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (22)$$

Что касается роли забойки, то она предотвращает потери энергии в процессе детонации заряда ВВ, обеспечив как полноту детонации ВВ, так и высвобождение максимальной доли его потенциальной энергии. Забойка предотвращает вылет газов и пыли из скважин, разброс кусков пород на большие расстояния. Поэтому применение плотной забойки, способствующей обеспечению замкнутости зарядной полости в течение первой стадии взрыва, является обязательным звеном технологии взрывных работ.

Длина перебура и длина заряда в скважине должны удовлетворять условиям:

$$l_n = r_1 - r_2, \quad (23)$$

$$l_1 = l_c - l_2. \quad (24)$$

В целях наибольшего использования вместимости скважины масса заряда в скважине должна составлять:

$$Q = p(l_c - h_{в.п.} - l), \quad (25)$$

где p – вместимость единицы длины скважины, l_c – глубина скважины.

Для сохранения непрерывности дробления по высоте уступа длину воздушного промежутка между соседними частями заряда следует принимать равной или несколько меньше радиуса зоны раздавливания, т.е.:

$$h_{в.п.} \leq r_2. \quad (26)$$

Расстояние между рядами скважин принимается равным расстоянию между ними в ряду.

Интервал замедления между одновременно взрывающимися рядами обуславливается временем отрыва предыдущего слоя от массива и определяется по зависимости:

$$\tau = r_1 / u = a / 2u, \quad (27)$$

где u – средняя скорость перемещения границы раздела порода – ПД.

Для применяемого ВВ

$$u = u_{ст} \sqrt{D / D_{ст}}. \quad (28)$$

где $u_{ст} = 0,035D_{ст}$, $D_{ст} = 4000$ м/с.

Выводы

Основными физическими характеристиками первых двух этапов разрушения горных пород взрывом соответственно являются относительный предельный радиус полости и скорость центра масс отбиваемой части уступа. На их основе определяются полезная энергия взрыва, энергия, затрачиваемая на дробление и перемещение взорванной породы, коэффициенты полезного действия взрыва.

В качестве критерия разрушения массива пород может быть принята критическая скорость его разрушения или соответствующий ее критический удельный расход ВВ. Они позволяют расшифровать полезные виды энергии взрыва.

С увеличением реального удельного расхода ВВ резко возрастают затраты энергии взрыва на перемещение взорванной породы и интенсивность образования ПГО. Наихудшие результаты наступают при четырехкратном превышении критического значения удельного расхода ВВ.

Разработана методика расчета параметров расположения зарядов ВВ в уступе, взаимоувязывающая физико-механические свойства пород и характеристики ВВ. На ее основе рекомендованы параметры БВР, обеспечивающие наилучшее дробление взрываемого массива и наименьший выброс пылегазового облака.

Перечень ссылок

1. Покровский Г.И. Действие удара и взрыва в деформируемых средах / Г.И. Покровский, И.С. Федоров - М., 1957. – 276 с.
2. Rakishev B., Rakisheva Z.B. Basic Characteristics of the Stages of Rock Massif Destruction by Explosive Crushing. Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Beijing, China. - 2011. – P. 65-69.
3. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород / Ракишев Б.Р. - Алматы: «Баспагер», 1998. – 210 с.
4. Власов О.Е. Основы расчета дробления горных пород взрывом / О.Е. Власов, С.А. Смирнов - М., 1962. – 104 с.
5. Основные способы снижения выбросов пыли и газов при выполнении массовых взрывов в карьере Мурунтау / О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, С.К.Рубцов [и др.] // Горная промышленность. – 2002. - №4. – С. 24-28
6. Юрченко А.А. Физические процессы выброса пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах / А.А. Юрченко // Научный вестник НГУ. - 2010. - №2. – С.85-88.

*Стаття надійшла до редколегії 04.04.2013 р. російською мовою
Стаття рекомендована членом редколегії чл-кор. НАН України А.Г. Шапарем*

Б.Р. РАКИШЕВ

*Казахський національний технічний університет ім. К.І. Сатпаєва,
м. Алмати, Казахстан*

РОЗПОДІЛ ЕНЕРГОВИТРАТ ПРИ ВИБУХОВОМУ РУЙНУВАННІ ГІРНИЧИХ ПОРІД ТА ЙОГО ВПЛИВ НА ДОВКІЛЛЯ

Сталий розвиток і енергоспоживання є головними критеріями сучасного природокористування. Визначені витрати енергії вибуху на дроблення, переміщення підірваної породи, проведений аналіз їх зміни залежно від питомої витрати ВР. Дана методика розрахунку параметрів буропідричних робіт, що забезпечують найменший викид пилогазової хмари.

Ключові слова: критична швидкість руйнування, критична питома витрата ВР, пилогазова хмара, параметри розташування зарядів ВР.

B.R. RAKISHEV

Academy of Sciences of Kazakhstan after K.I. Satpayev, Almaty, Kazakhstan

DISTRIBUTION OF ENERGY CONSUMPTION BY EXPLOSIVE DESTRUCTION OF ROCKS AND ITS INFLUENCE ON ENVIRONMENT

Steady development and energy consumption are main criteria of modern nature management. Explosion's energy consumption is determined for crushing and for displacement of blasted rocks. The analysis of their change depending on the specific consumption of explosives is carried out. The method is given for calculating the parameters of drilling and blasting works, providing the smallest emission of dust-and-gas cloud.

Keywords: the critical rate of destruction, the critical specific consumption of explosives, dust-and-gas cloud, parameters of explosive charge location.