

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ФИЗИКА, МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ MATHEMATICAL PHYSICS. MATHEMATICAL MODELING

УДК 622.235

DOI 10.18413/2075-4639-2019-51-1-121-134

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЭНЕРГИИ ПРИ МЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ РАЗРУШЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

THE DISTRIBUTION OF ENERGY IN MECHANICAL PROCESSES OF FRACTURED DESTRUCTION OF ROCKS BY EXPLOSION

**В.Н. Тюпин, Т.И. Рубашкина
V. N. Tyupin, T.I. Rubashkina**

Белгородский государственный национальный исследовательский университет,
Россия, 308015, г. Белгород, ул.Победы, 85

Belgorod National Research University
85 Pobeda street, Belgorod, 308015, Russia

E-mail: tyupinvn@mail.ru

Аннотация

Опыт работы горных предприятий показывает, что удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) на подземных горных работах в 2-4 раза превышает расход на открытых горных работах. Для установления причин такого различия проведено математическое моделирование процесса разрушения и выброса трещиноватого массива взрывом, и составлено уравнение по распределению затрат энергии взрыва на механические формы работы (упруго-пластические деформации, выброс и трение) при отбойке трещиноватого массива группой зарядов ВВ на открытую поверхность. Теоретическими исследованиями и численными расчетами установлено, что более 50 % энергии взрыва расходуется на преодоление сил трения при перемещении горного массива. Достоверность полученных зависимостей подтверждена численными расчетами и сравнением теоретического удельного расхода ВВ с данными практики. Намечены направления работ по снижению сил трения при взрывной отбойке в условиях подземных и открытых разработок.

Abstract

The experience of mining enterprises shows that the specific consumption of explosives in underground mining is 2-4 times higher than the consumption of open mining. To establish the reasons for this difference, mathematical modeling of the process of destruction and release of a fractured array by an explosion was carried out, and an equation by distribution of the explosion energy costs for mechanical forms of work (elastic-plastic deformations, emission and friction) during blasting the fractured array by a group of explosive charges on an open surface was compiled. By theoretical studies and numerical calculations, it has been established that more than 50% of the explosion energy is expended on overcoming the friction forces when the rock array is moved. The reliability of the obtained dependences is confirmed by numerical calculations and a comparison of the theoretical specific consumption of explosives with practice data. Outlined directions of work to reduce friction during explosive blasting in underground and open-cast mining.



Ключевые слова: энергия взрыва, механический процесс разрушения, трещиноватый массив, упруго-пластические деформации, выброс, эффект трения, формулы расчета.

Keywords: explosion energy, mechanical process of destruction, fractured array, elastic-plastic deformation, emission, friction effect, calculation formulas.

Введение

В настоящее время взрывные работы применяются при открытых и подземных горных разработках, в основном, с целью отбойки горной массы от массива. При этом на качество взорванной горной массы накладываются определенные требования. Кроме того, каждое горное предприятие стремится уменьшить удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) и объемы бурения, соблюдая заданное качество дробления. Для определения рациональных параметров буровзрывных работ учитываются физико-механические свойства пород, параметры трещиноватости, детонационные характеристики ВВ и геометрические параметры скважинных зарядов и их расположения. Все эти параметры учитывались в работах российских и зарубежных ученых и использовались в производстве [Дугарцыренов, 2015; Игнатенко, 2015; Кутузов, 2017, 2014; Мосинец, 1982; Овсянников, 2015; Снитка, 2016; Суханов, 1983; Фокин, 2015; Akande, 2013; Furtney, 2013; Ghiasi, 2016; Туурин, 2013; Xia, 2014; Yang, 2018; Zheng, 2011]. При этом недостаточное внимание уделялось процессам, происходящим при деформировании и разрушении трещиноватого горного массива взрывом. В работах Мосинца [1975, 1982], Суханова, [1983] указано, что при взрыве энергия расходуется, в основном, на следующие механические формы работы: дробление массива, его перемещение и сейсмическое действие взрыва. Однако в трещиноватом горном массиве, который состоит из отдельностей, присутствует еще и эффект трения на гранях отдельностей при их перемещении [Тюпин, 2017, Шемякин, 1965]. Причем эффект трения и сейсмический эффект являются бесполезными формами работы с той разницей, что сейсмическое действие взрыва формируется за пределами зоны дробления отдельностей массива, а эффект трения создается внутри зоны дробления в процессе перемещения горного массива и, вероятно, поглощает значительное количество энергии.

Опыт работы горных предприятий показывает, что при взрывании одинаковых по физическим свойствам и трещиноватости массивов горных пород удельный расход ВВ на открытых разработках (ОГР) составляет 0,3–2,0 кг/м³, на подземных горных работах (ПГР) – 1–4 кг/м³. При отбойке в подземных условиях, как правило, взрывчатое вещество (ВВ) размещается в массиве более равномерно, что должно снижать затраты энергии взрыва и удельный расход ВВ на ПГР. Кроме того, при условии, что размер отдельностей не превышает кондиционного размера куска, ожидаемые затраты на отбойку при ОГР и ПГР должны быть минимальны и примерно одинаковы, однако при ПГР удельный расход ВВ значительно выше. В работе Мосинца [1982] увеличение удельного расхода ВВ в подземных условиях объясняется изменением требуемого среднего линейного размера куска раздробленной массы, который при ОГР составляет 0,2–0,4 м, при ПГР – 0,15–0,20 м, а также изменением логарифмического показателя степени дробления, значение которого, в конечном итоге, выражает увеличение вновь образованной поверхности. Оценим затраты энергии взрыва на образование свободной поверхности при дроблении 1 м³ горной породы. Экспериментально установлено [Мисник, 1967; Ржевский, 1978], что на образование единицы поверхности затрачивается энергия, равная 150–250 Дж/м².

При дроблении 1 м³ горной породы до среднего размера 0,4 м и 0,2 м образуется поверхность (S_B), равная 9 и 24 м² соответственно ($S_B = \frac{6V_0}{d_i} - S_0$, где V_0, d_i, S_0 – объем дробленной породы, средний размер куска после дробления, начальная свободная

поверхность). Удельная работа, необходимая для образования данной величины поверхности, будет равна $200 \cdot 9 = 1800 \text{ Дж/м}^3$ на ОГР и 4800 Дж/м^3 на ПГР. То есть, увеличение затрат энергии взрыва при ПГР примерно в 2,5 раза очевидно. Однако энергия взрыва, расходуемая на механические формы работы при отбойке 1 м^3 горной породы с удельным расходом например ВВ $0,5 \text{ кг/м}^3$ (для штатных ВВ), выраженная через полную идеальную работу взрыва приблизительно равна $2 \cdot 10^6 \text{ Дж/м}^3$, то есть коэффициент полезного действия взрыва на равномерное дробление 1 м^3 горной породы равен $\frac{1,8 \cdot 10^3}{0,5 \cdot 4 \cdot 10^6} \cdot 100 = 0,09\%$. Низкий КПД взрыва на дробление с заданной степенью

указывает на то, что изменение степени дробления является косвенным показателем, характеризующим затраты энергии взрыва. Основная часть энергии взрыва (более 99 %) расходуется на следующие формы механической работы, которые условно можно считать бесполезными – переизмельчение, упругое деформирование отдельных частей, деформации на гранях естественных отдельных частей, выброс породы, преодоление сил трения и зацепления в процессе перемещения отбиваемого массива, сейсмическое действие взрыва.

В связи с изложенным возникла необходимость проанализировать характер распределения энергии при взрывании, например, группы скважинных зарядов, расположенных в плоскости, параллельной открытой поверхности, и установить причины завышения затрат энергии взрыва в подземных условиях, численно проанализировав распределение энергии взрыва на различные механические формы работы. Это является целью настоящих исследований.

Объект и методы исследований

Объектом исследований является трещиноватый массив горных пород, в котором производится взрывание группы цилиндрических зарядов ВВ. Это приводит к деформированию, разрушению массива, выбросу его части и сопровождается трением на гранях отдельных частей при их перемещении. Для исследований используется метод математического моделирования, основанный на законе сохранения энергии, с анализом полученных формул и численными расчетами.

Результаты исследований

Рассмотрим действие группы удлиненных цилиндрических зарядов ВВ, находящихся в трещиноватом массиве (рис. 1).

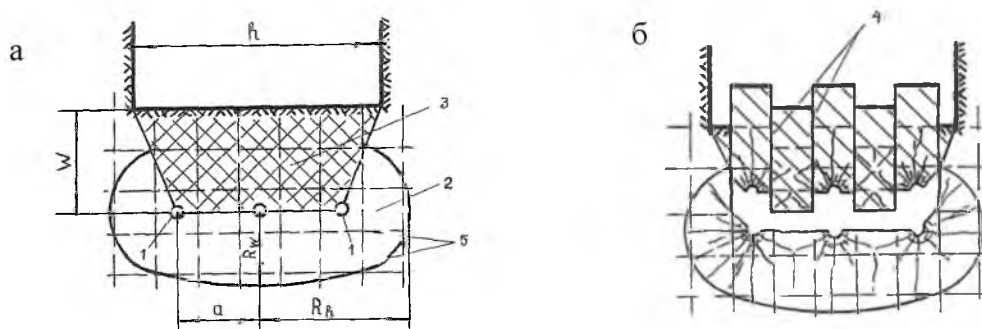


Рис. 1. Схема к расчету затрат энергии взрыва: а – до взрыва, б – после взрыва. 1 – заряды ВВ, 2 – зона деформирования, 3 – зона выброса, 4 – плоскости трения, 5 – естественная трещиноватость.

Fig. 1. Scheme for calculating the energy costs of the explosion, a – before the explosion, b – after the explosion. 1 – explosive charges; 2 – deformation zone; 3 – emission zone; 4 – frictions plane; 5 – natural fracture.



На расстоянии W от зарядов находится открытая поверхность ограниченной ширины h , параллельная группе зарядов. Пусть одна из главенствующих систем трещин перпендикулярна открытой поверхности. Такое расположение систем трещин характерно для месторождений гидротермального происхождения, где полезное ископаемое приурочено к тектоническим швам и разломам.

В дальнейшем будем основываться на энергетическом механизме деформирования и разрушения трещиноватого массива [Тюпин, 2017], согласно которому волны напряжений дробят отдельности, пронизанные зарядами ВВ. Расширение продуктов детонации (ПД) приводит к перемещению отдельностей, что сопровождается деформированием массива на гранях отдельностей, а также упругим деформированием и разрушением отдельностей в массиве за счет разности скоростей ближайших и более удаленных от заряда отдельностей. Иными словами, в массиве распространяется волна деформаций, представляющая собой перемещение раздробленных и не раздробленных отдельностей от заряда ВВ.

При взрыве группы зарядов, находящихся на расстоянии друг от друга, волны деформаций вначале распространяются по ломанной окружности (в соответствии с геометрией естественной трещиноватости) от каждого заряда. За счет взаимодействия волн деформаций зона деформирования приобретает ломанную эллиптическую форму. При дальнейшем распространении эллиптическая форма области деформирования трансформируется в ломанную окружность.

Наличие открытой поверхности вблизи зарядов ВВ приводит к интенсивному перемещению отдельностей в сторону поверхности, что обеспечивает выброс части массива.

Взрывание группы зарядов ВВ, расположенных на расстоянии друг от друга, обеспечивает неравномерность нагрузки относительно плоскости открытой поверхности. Максимальная нагрузка и скорость перемещения отдельностей при данной системе расположения трещин будет напротив зарядов ВВ (см. рис. 1). Меньшей скоростью, очевидно, будут обладать отдельности, расположенные между зарядами ВВ. Наличие разности скоростей между соседними слоями перемещающихся пород создает трение по граням естественных отдельностей и часть энергии расходуется на его преодоление.

Энергетическое уравнение в общем виде можно записать так:

$$E_M = A_{ид} \cdot Q = E_{yn} + E_B + E_{mp}, \quad (1)$$

где E_M – энергия взрыва, расходуемая на механические формы работы, E_{yn} – энергия, расходуемая на упругие деформации между гранями естественных отдельностей, E_B – кинетическая энергия выброса, E_{mp} – энергия, расходуемая на трение между отдельностями, $A_{ид}$ – полная идеальная работа взрыва, Q – масса заряда ВВ.

Энергию упруго-пластических деформаций трещиноватого массива можно определить, зная среднюю величину напряжения в деформируемом объеме и объем деформирования (при этом часть этой энергии за границей зоны интенсивного деформирования трансформируется в сейсмическую волну):

$$E_{yn} = \frac{\bar{\sigma}^2(r)}{2E} \Phi V_o, \quad (2)$$

где $\bar{\sigma}(r)$ – средняя величина сжимающего напряжения в пределах зоны дробления, E – модуль упругости, Φ – показатель трещиноватости, V_o – объем деформирования.



Средняя величина сжимающего напряжения $\bar{\sigma}(r)$ определяется согласно теореме о среднем значении функции с учетом математического выражения при взрывании группы зарядов в подземных условиях [Тюпин, 2017]:

$$\bar{\sigma}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{16} \frac{D\rho_B d_3 c(n+1)}{\Phi(W-0,5d_3)} \int_{0,5d_3}^W \frac{dW}{W} = \sigma(W) \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right), \quad (3)$$

где D – скорость детонации, ρ_B – плотность заряжания, d_3 – диаметр заряда ВВ, W – ЛНС, n – количество зарядов ВВ; c – скорость продольной волны в отдельности.

При определении величины деформируемого объема массива будем считать, что основная энергия взрыва группы зарядов ВВ распределяется в пределах эллиптической зоны деформирования, которая на основании исследований равна

$$V_o = \pi R_h R_w l_3 = \frac{\pi^2}{256} \left(\frac{D\rho_B d_3 c}{\sigma(W)\Phi}\right)^2 (n+1)^2 \left[1 - \frac{h+a(n-1)}{2\pi W}\right] l_3, \quad (4)$$

где R_h, R_w – полуоси эллипса деформирования (см. рис. 1а), a, l_3 – расстояние между зарядами и длина заряда.

Подставляя (3) и (4) в (2), получим

$$E_{yn} = \frac{\pi^2}{512} \frac{(D\rho_B d_3 c)^2}{E\Phi} (n+1)^2 \left[1 - \frac{h+a(n-1)}{2\pi W}\right] \ln^2\left(\frac{2W}{d_3}\right) l_3. \quad (5)$$

Кинетическая энергия выбрасываемого объема равна $E_B = 0,5m\bar{v}^2(W)$ при массе выбрасываемого объема, равной (см. рис. 1)

$$m = \rho V_o = 0,5\rho[h+a(n-1)]Wl_3, \quad (6)$$

и средней скорости перемещения отдельностей на участке $0,5d_3-W$

$$\bar{v} = \frac{\sqrt{\pi}}{16} \frac{D\rho_B d_3 c(n+1)}{\rho\Phi(W-0,5d_3)} \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right), \quad (7)$$

где ρ – объемная масса трещиноватого массива.

Тогда

$$E_B = \frac{\pi}{1024} \frac{(D\rho_B d_3 c)^2}{E\Phi} \frac{[h+a(n-1)]}{W} \ln^2\left(\frac{2W}{d_3}\right) (n+1)^2 l_3. \quad (8)$$

Если сложить (5) и (8), то после преобразований получается закономерность – суммарная энергия на деформирование и выброс горной породы при наличии открытой поверхности будет равна энергии деформирования при взрыве в безграничном массиве. При наличии открытой поверхности с увеличением ЛНС все большее количество энергии расходуется на упруго-пластические деформации и меньшее – на выброс части массива горных пород.

В процессе выброса части трещиноватого массива группой зарядов ВВ, расположенных на расстоянии друг от друга, трещиноватые слои горных пород напротив зарядов движутся в сторону открытой поверхности с большей скоростью, чем слои, расположенные в промежутках между зарядами. Разность скоростей соседних слоев обеспечивает трение между ними, для преодоления которого нужна дополнительная



энергия. Трение происходит за счет бокового распора деформируемой горной породы под действием сжимающих напряжений от зарядов ВВ.

Механическую модель твердого тела с внутренним трением впервые предложил Е.И. Шемякин [1965]. Им доказано, что в упругой среде затухание напряжения на фронте волны происходит обратно пропорционально расстоянию. В модели с внутренним трением – обратно пропорционально $R^{2-\nu}$ (ν – коэффициент Пуассона), то есть происходит более интенсивное поглощение энергии с расстоянием за счет эффекта трения. Е.И. Шемякиным задача решена для безграничного массива.

В настоящей работе проведены исследования по определению энергетических затрат на трение при перемещении горной массы в узком очистном пространстве, то есть при наличии открытой поверхности.

Затраты энергии на трение определяются так:

$$E_{mp} = \mu \int_0^{\Delta} F_{mp} d\Delta = \mu \overline{F_{mp}} \Delta, \quad (9)$$

где μ – коэффициент трения, $F_{mp}, \overline{F_{mp}}$ – сила трения и ее средняя величина, возникающие между слоями горных пород, Δ – величина перемещения слоев горных пород друг относительно друга, достаточная для разделения массива на куски.

Среднюю величину силы трения в каждой точке от $0,5d_3$ до W можно определить через среднюю величину нормального к плоскости трения напряжения $\sigma_p(W)$ и суммарную площадь плоскостей трения S , то есть $\overline{F_{mp}} = \overline{\sigma_p(W)} S$. Среднее нормальное напряжение определяется как тангенциальное напряжение от средней величины сжимающего, определяемого по (3):

$$\overline{\sigma_p(W)} = \frac{\sqrt{\pi}}{16} \frac{D\rho_B d_3 c(n+1)\nu}{\Phi W(1-\nu)} \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right). \quad (10)$$

Суммарная площадь плоскостей трения при их количестве N равна

$$S = NWl_3 = \frac{a(n-1) + d_e}{d_e} Wl_3 \approx \frac{h}{d_e} Wl_3. \quad (11)$$

Величину перемещения слоев трещиноватого массива друг относительно друга (Δ), достаточную для разделения выбрасываемого объекта на естественные отдельные, можно принять равной половине размера естественной отдельности, то есть $\Delta = 0,5d_e$. Учитывая, что $\overline{\sigma_p(W)}$ и S можно считать не зависящими от Δ , получим:

$$E_{mp} = \frac{\sqrt{\pi}}{32} \mu \frac{D\rho_B d_3 c\nu}{\Phi(1-\nu)} (n+1) [a(n-1) + d_e] l_3 \ln^2\left(\frac{2W}{d_3}\right). \quad (12)$$

Анализ (12) показывает, что затраты энергии взрыва на преодоление трения наиболее существенно регулируется числом одновременно взрываемых скважин и диаметром заряда.

Существенное влияние на величину E_{mp} оказывает показатель трещиноватости [Тюпин, 2017] $\Phi = 1 + \frac{5}{8} \frac{\delta k}{d_e \xi}$, где δ, d_e, ξ, k – величина раскрытия трещин, размер отдельности, безразмерная площадь скальных контактов ($\xi = 3 \cdot 10^{-4}$), количество систем трещин. На ОГР при ведении взрывных работ в районе 1-2 рядов скважин из-за



нарушенности массива $\Phi=10-30$, на ПГР – $\Phi=3-12$. То есть энергетические затраты на трение при открытых и подземных горных работах могут отличаться в несколько раз.

Кроме того, влияние на величину $E_{тр}$ оказывает коэффициент трения μ , который можно определить через угол внутреннего трения $\mu = tg\varphi$. В работе Фисенко [1965] приводятся углы трения при различной поверхности берегов трещин отдельностей массива (табл. 1). В таблицу внесены значения μ , а также ориентировочные значения коэффициента крепости горных пород.

Таблица 1
Table 1

Значения коэффициента трения в зависимости от характера поверхности трещин и коэффициента крепости
The values of the friction coefficient depending on the type of surface cracks and the coefficient of strength

Наименование пород	f	Угол трения (φ) и коэффициент трения (μ) при характере поверхности трещин			
		неровной, шероховатой		равной, гладкой	
		φ	μ	φ	μ
Порфириты, роговики, джеспилиты, крепкие песчаники	16-20	28-31	0,53-0,6	20-26	0,35-0,49
Вторичные кварциты, гранодиориты, кварцевые порфиры, скарнированные породы, сиениты, диориты	12-18	25-28	0,47-0,53	17-20	0,3-0,36
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	8-12	24-27	0,4-0,51	16-19	0,29-0,34
Глинистые сланцы, аргиллиты	6-8	23-26	0,42-0,49	15-18	0,27-0,32
Филлиты, талько-хлоритовые и серицитовые сланцы	4-8	23-25	0,42-0,47	9-12	0,16-0,21
Любые породы с трещинами, заполненными рыхлым или глинистым материалом, зеркала скольжения	–	10-12	0,17-0,21	10-12	0,17-0,21

Подставляя (5), (8) и (12) в (1), получим выражение для определения затрат энергии взрыва на механической формы работы при взрывании группы зарядов ВВ, параллельных открытой поверхности ограниченной ширины:

$$E_m = \frac{(D\rho_B d_3 c)^2}{E\Phi} (n+1)^2 l_3 \left[\frac{\pi^2}{512} \ln^2 \left(\frac{2W}{d_3} \right) + \frac{\sqrt{\pi} [a(n-1) + d_e] \ln \left(\frac{2W}{d_3} \right)}{32 D\rho_B d_3 (n+1)} \frac{\mu E \nu}{c(1-\nu)} \right] \quad (13)$$

или

$$E_m = \frac{\pi\Phi\bar{\sigma}^2(W)}{2E} W^2 l_3 + \frac{\mu\nu\bar{\sigma}(W)}{2(1-\nu)} hW l_3, \quad (14)$$

где $\bar{\sigma}(W)$ – средняя величина сжимающего напряжения на участке расстояния $0,5d_3 - W$,



$$\bar{\sigma}(W) = \frac{\sqrt{\pi}}{16} \frac{D\rho_B d_3 c}{\Phi W} (n+1) \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right). \quad (15)$$

Первый член правой части (13) и (14) представляет собой энергию, необходимую для деформирования, разрушения и выброса горной породы. Второй – энергию, необходимую для преодоления сил трения, возникающих между слоями, движущимися с различной скоростью.

Величину $\frac{\pi[D\rho_B d_3 c(n+1)]^2}{256\Phi^2}$ в первом члене (13) можно представить через $[\sigma(W)W]^2$ и $\sigma(W) = \frac{\sigma_p(1-\nu)}{\nu}$, так как на границе зоны дробления соблюдается условие – величина сжимающих напряжений $\bar{\sigma}(W)$, обеспечивающих дробление отдельностей, определяется пределом прочности отдельности на разрыв (σ_p) и соотношением коэффициента Пуассона (ν). Тогда

$$E_{\text{м}} = \frac{\pi\sigma_p^2}{2E} \left(\frac{1-\nu}{\nu}\right)^2 \Phi \left(W \ln \frac{2W}{d_3}\right)^2 l_3 + \frac{\mu\sigma_p h W}{2\Phi} l_3 \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right). \quad (16)$$

Проанализируем численно распределение затрат энергии взрыва на деформирование, выброс и трение при отбойке трещиноватого массива в условиях поэтажно-камерной отбойки. Анализ будем проводить по формулам (5), (8), (12) в зависимости от расстояния между зарядами и открытой поверхностью при $D=3,3\cdot 10^3$ м/с; $\rho_B=10^3$ кг/м³; $d_3=5,7\cdot 10^{-2}$ м; $\rho=2,5\cdot 10^3$ кг/м³; $\Phi=10$; $n=3$; $h=2,5$; $a=1$ м; $l_3=10$ м; $\mu=0,2$; $c=4\cdot 10^3$ м/с; $\nu=0,3$; $d_e=0,2$ м. Данные вычисления приведены на рис. 2.

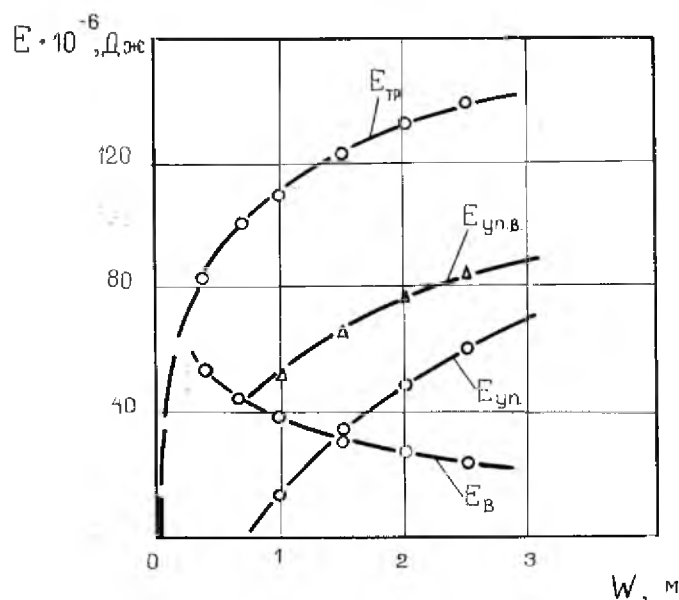


Рис. 2. Зависимость затрат энергии взрыва (E) от величины ЛНС (W).

E_B , $E_{ун}$, $E_{мп}$ – энергия, расходуемая на выброс, упруго-пластические деформации и трение соответственно. $E_{ун} + E_B = E_{ун.в}$

Fig. 2. The dependence of the energy costs of the explosion (E) on the value of (W).

E_B , $E_{ун}$, $E_{мп}$ - energy spent on the release of elastic-plastic deformation and friction, respectively.

$$E_{ун} + E_B = E_{ун.в}$$



Анализ рисунка показывает, что энергия, расходуемая на упруго-пластические деформации и разрушение (E_{yn}) массива увеличивается при увеличении W . Напротив, энергия на выброс горной породы максимальна при малой ЛНС и снижается с увеличением W . Вероятно, оптимальная величина получается при одинаковых затратах энергии взрыва на упруго-пластические деформации и выброс. При указанных параметрах взрывания и свойствах массива применяемая ЛНС на рудниках ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» равна 1,5-1,6 м, что соответствует точке пересечения E_{yn} и E_B на рис. 2. Затраты энергии, необходимые для преодоления сил трения (E_{mp}) при перемещении массива, примерно в 2 раза превышают затраты на деформирование и выброс отбываемого объема массива. E_{mp} при $W=0,5 d_3$ равна нулю, что очевидно из общих физических соображений и подтверждает правомерность приведенной зависимости. Анализ рис. 2 показывает, что суммарная энергия на деформирование и выброс ($E_{yn.B}$), а также на трение, увеличивается при изменении W от 0,7 до 2,5, при этом кривые $E_{yn.B}$ и E_{mp} параллельны. Возможно это завуалировало фактор трения и предшествующие прикладные теоретические и экспериментальные исследования не позволили выделить затраты энергии на преодоление сил трения. Удельный расход ВВ определяется путем деления правой части (13), (14), (16) на $A_{uo}V_0 = A_{uo}Whl_3$, где V_0 – объем отбываемой горной породы, A_{uo} – полная идеальная работа взрыва.

Теоретический удельный расход ВВ, необходимый для деформирования и перемещения массива, а также для преодоления сил трения, равен

$$q = \frac{(D\rho_B)^2(n+1)^2 d_3^2}{A_{uo}Wh\rho\Phi} \left\{ 2 \cdot 10^{-2} \ln^2 \left(\frac{2W}{d_3} \right) + 5 \cdot 10^{-2} \frac{[a(n-1)+d_e]\mu\rho c v}{D\rho_B(n+1)(1-\nu)} \ln \left(\frac{2W}{d_3} \right) \right\}, \quad (17)$$

$$q = \frac{\pi\sigma_p^2\Phi}{2EA_{uo}} \left(\left(\frac{1-\nu}{\nu} \right)^2 \right) \frac{W}{h} \ln^2 \left(\frac{2W}{d_3} \right) + \frac{\mu\sigma_p}{2\Phi A_{uo}} \ln \left(\frac{2W}{d_3} \right), \quad (18)$$

$$q = \frac{\pi\Phi\bar{\sigma}^2(W)}{2EhA_{uo}} W + \frac{\mu\nu\bar{\sigma}(W)}{2\Phi A_{uo}(1-\nu)}. \quad (19)$$

Важно знать, какое количество энергии поглощается на деформирование и перемещение ($q_{yn.e}$), а также на преодоление сил трения (q_{mp}), при ведении взрывных работ на открытых и подземных работах. Свойства массивов пород на ОГР и ПГР характеризуются показателем трещиноватости Φ , который является, в основном, функцией величины раскрытия естественных трещин в массиве при постоянстве размера отдельности. Сильная нарушенность массива предшествующими взрывами на ОГР обеспечивает величину раскрытия трещин от 2 до 10 мм и Φ , равный 10-30, на ПГР – раскрытие 0,1-2,0 мм и $\Phi=3-10$. Зависимости $q_{yn.e}$ и q_{mp} от Φ приведены на рис. 3.

В соответствии с формулой (18) расчеты на ОГР проводились с учетом того, что соседние скважины не взаимодействуют, и значит $h=a=W=3$ м, а число скважин равно 1. На ПГР примем $h=3$ м, $n=2$, $a(n-1)+d_e=h$, $W=2,5$ м. Диаметр заряда в том и другом случае равен 0,105 м, $A_{uo}=4 \cdot 10^6$ Дж/кг, $\sigma_p=0,8 \cdot 10^7$ Па. Остальные параметры, в том числе и показатель трещиноватости, приведены выше. Анализ зависимостей (см. рис. 3) показывает, что удельный расход ВВ на ПГР превышает расход на ОГР в 1,2-3 раза. Это связано с тем, что затраты на преодоление сил трения в условиях ПГР существенно превышают таковые на ОГР. Минимальные удельные расходы ВВ на ОГР и ПГР равны при показателе трещиноватости 5-10 и 15-20 соответственно. То есть на ОГР и ПГР существует оптимальная величина показателя трещиноватости, обеспечивающая минимум затрат на все механические формы работы.

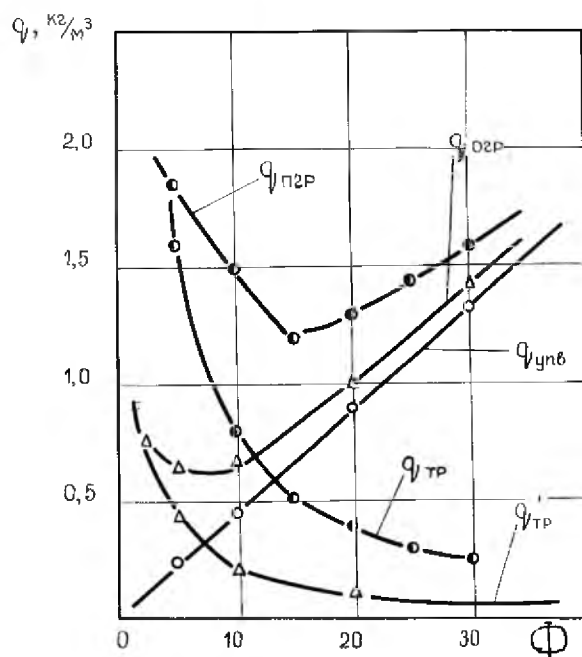


Рис. 3. Зависимость удельного расхода ВВ от показателя трещиноватости (Φ) на подземных ($q_{\text{пгп}}$) и открытых ($q_{\text{огр}}$) горных работах: $q_{\text{тр}}$ и $q_{\text{тр}}^!$ – удельный расход ВВ на трение при ПГР и ОГР соответственно, $q_{\text{упв}}$ – удельный расход на деформирование и выброс на ОГР и ПГР

Fig. 3. The dependence of the specific consumption of explosives on the rate of fracture in underground and open cast mining: $q_{\text{тр}}$ and $q_{\text{тр}}^!$ – are the specific consumption of explosives for friction with the PGR and the OGR respectively, $q_{\text{упв}}$ – the specific consumption of deformation and emission on the OGR and PRT

Для доказательства правильности принятой схемы расчета и достоверности полученных зависимостей по определению удельного расхода ВВ проведем численную проверку формулы (17) в зависимости от d_3 и h при остальных параметрах, приведенных выше. Результаты расчетов и их сравнение с данными, проверенными практикой на ПГР [Мосинец, 1975; Проектирование..., 1974], приведены на рис. 4. Анализ рисунков показывает на достаточную сходимость результатов исследований и данных, проверенных практикой.

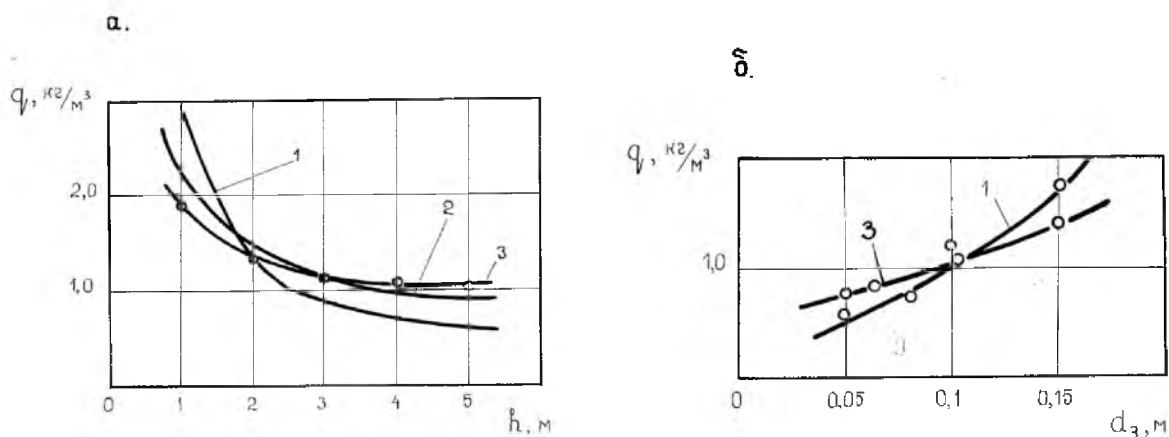


Рис. 4. Зависимость удельного расхода ВВ (q): а) от ширины очистного пространства (h); б) от диаметра заряда ВВ (d_3) [Мосинец, 1975; Проектирование..., 1974], 3 – теоретическая

Fig. 4. The overhang of specific consumption of explosives (q): а) of the width of the cleaning space (h); б) on the diameter of the explosive charge (d_3). 1 – according to [6], 2 – according to [9], 3 – theoretical



На основании полученных зависимостей по определению удельного расхода ВВ на отбойку массива были определены элементы затрат энергии взрыва на различные формы механического действия и рассчитаны параметры БВР при подэтажно-камерной отбойке маломощных рудных тел в различных по трещиноватости массивах. Параметры a и W рассчитывались для достижения требуемой степени дробления на основе энергетической модели деформирования и разрушения трещиноватого массива взрывом [Тюпин, 2017] и приведены в табл. 2. Значения $q_{ув}$, $q_{тр}$, $q_{теор}$ определялись по формуле (18). Проектный удельный расход ВВ ($q_{п}$) определен в соответствии с геометрией расположения скважин по формуле [Тюпин, 2017]:

$$q_{п} = 0,6 \frac{d_3^2 n}{Wh} \rho_B. \tag{20}$$

Таблица 2
Table 2

Расчет элементов удельного расхода ВВ в трещиноватых массивах на различные механические формы при подэтажно-камерной отбойке ($d_3=0,057$ м, $h=2$ м)
Calculation of elements of specific consumption of explosives in fractured arrays for various mechanical forms with sublevel chamber breaking ($d_3= 0.057$ m, $h = 2$ m)

Размер отдельности, d_e , м	a , м	n	W , м	Удельный расход ВВ, кг/м ³			
				теоретический			проектный
				$q_{ув}$	$q_{тр}$	$q_{теор}$	
<0,05	2,3	2	1,4	0,27	0,4	0,67	0,79
0,05-0,15	1,7	2	1,1	0,34	1,0	1,34	1,76
0,15-0,40	1,3	3	1,1	0,74	1,52	2,26	2,64
0,40-1,0	1,1	3	0,94	1,0	2,2	3,20	3,4
>1,0	0,9	3	0,8	1,26	2,6	3,86	3,82

Проектный удельный расход ВВ должен быть не менее теоретического для надежной отбойки породы от массива, то есть без образования непроработанной части массива.

Анализ численных значений табл. 2 показывает, что затраты энергии на преодоление сил трения значительны и превышают затраты на деформирование, разрушение и выброс горной породы от 1,5 для легко взрываемых до 2,5 раза для трудно взрываемых горных пород.

Заключение

Анализ практических данных горных предприятий показывает, что удельный расход ВВ на подземных горных работах в 2–4 раза превышает расход на открытых горных работах. Для установления причин такого различия проведено математическое моделирование процесса разрушения и выброса трещиноватого массива взрывом, и составлено уравнение по распределению затрат энергии взрыва на механические формы работы (упругопластические деформации, выброс и трение). Теоретическими исследованиями и численными расчетами установлено, что более 50 % энергии взрыва расходуется на преодоление сил трения при перемещении горного массива. Для снижения удельного расхода ВВ при ведении взрывных работ в подземных условиях (отбойка руды и проходка выработок) в трещиноватых массивах можно наметить направления работ, снижающих эффект трения, то есть затраты на бесполезные формы механической работы:

1. Подготовка в подземных условиях трещиноватого массива (с размером отдельности меньше размера кондиционного куска) путем предварительной инъекции



через шпуров или скважины в естественные трещины специальных жидкостей, снижающих трение между отдельностями.

2. В трещиноватых массивах с размером отдельности, не превышающим размер кондиционного куска, необходимо выбирать рациональный по детонационным характеристикам тип ВВ с минимальным значением $\frac{(D\rho_B)^2}{A_{уд}}$.

3. Применять параллельно сближенные скважинные заряды ВВ, поскольку при взрыве происходит их сбойка и массив между ними сдвигается без смещения отдельностей относительно друг друга. При этом площадь плоскостей трения и затраты энергии уменьшаются в разы.

4. Поскольку вода в естественных трещинах является элементом смазки, то необходимо провести исследования по изучению влияния обводненности массива на качество его дробления взрывом на открытых и подземных горных разработках.

5. Необходимо провести исследования по влиянию воды в трещинах массива на степень нарушенности законтурной части массива и определить размер зоны заколов.

Список литературы References

1. Дугарцыренов А.В., Ким С.И., Бельченко Е.Л., Николаев С.П. 2015. Требования к выбору параметров БВР для дробления сложноструктурных массивов горных пород комбинированными и дополнительными зарядами. Взрывное дело, 113(70): 142–148.

Dugartsyrenov A.V., Kim S.I., Belchenko E.L., Nikolaev S.P. Trebovaniya k vyboru parametrov BVR dlya drobleniya slozhnostrukturnykh massivov gomnykh porod kombinirovannymi i dopolnitelnymi zaryadami [Requirements for the selection of BVR parameters for crushing complex-structural rock masses with combined and additional charges]. Vzryvnoe delo, 113(70): 42–148 (in Russian).

2. Игнатенко И.М., Коновалов А.В., Овсянников А.Н. 2015. Компьютерная технология расчета параметров буровзрывных работ на карьерах. Черная металлургия, 10(1390): 35–37.

Ignatenko I.M., Konovalov A.V., Ovsyannikov A.N. Computernaya tehnologiya rascheta parametrov burovzryvnykh работ na kar'erah [Computer technology for calculating the parameters of drilling and blasting operations in quarries]. Chernaya metallurgiya, 10(1390): 35–37 (in Russian).

3. Кутузов Б. Н., Тюпин В. Н. 2017. Метод расчета параметров буровзрывных работ на карьерах с целью обеспечения заданного качества дробления горных пород. Горный журнал, 8: 66–69.

Kutuzov B.N., Tyupin V.N. 2017. Metod rascheta parametrov burovzryvnykh работ na kar'erah s celyu obespecheniya zadannogo kachestva drobleniya gomnykh пород [Method of calculating the parameters of drilling and blasting operations in quarries in order to ensure the specified quality of crushing of rocks], Gornyi zhurnal, 8: 66–69 (in Russian).

4. Кутузов Б.Н. 2014. Справочник взрывника: в 2 ч. Сер.: Библиотека горного инженера. М., Горное дело ООО «Коммерческий центр», Т. 10. Взрывное дело. Кн. 1. Ч. II. Техника, технология и безопасность взрывных работ: 304 с.

B. Kutuzov. 2014. Spravochnik vzryvnika: v 2 ch. Ser.: Biblioteka gomnogo inzhenera. [Blaster's Handbook: Ser. Library of a mining engineer] M., Gornoe delo ООО Kommercheskyi Center, T. 10. Vzryvnoe del. Kn. 1. Ch. II. Tehnika, tehnologiya i bezopasnost vzryvnykh работ: 304 p. (in Russian).

5. Мисник Ю.М., Долгов К.А. 1967. Удельная поверхностная энергия – новый показатель дробимости горной породы и его применение в расчетах параметров взрывных пород. ФТПРПИ. Новосибирск, 2: 104-106.

Misnik Yu.M., Dolgov K.A. 1967. Udelnaya poverhnostnaya energiya – novyi pokazatel drobimosti gomnoi породы I ego primeneniye v raschetakh vzryvnykh пород. [Specific surface energy - a new indicator of the crushability of a rock and its use in calculating parameters of explosive rocks]. FTPI. Novosibirsk, 2: 104-106. (in Russian).

6. Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. 1975. Разрушение горных пород. М., Недра: 216 с.

Mosinets V.N., Pashkov A.D., Latyshev V.A. 1975. Razrushenie gornyh porod. [Destruction of rocks]. M., Nedra: 216 p. (in Russian).

7. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. 1982. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М., Недра: 247 с.

Mosinets V.N., Abramov A.V. 1982. Razrushenie treshinovatykh i narushennykh gornyh porod. [Destruction of fractured and disturbed rocks]. M., Nedra: 247 p. (in Russian).

8. Овсянников А.Н., Игнатенко И.М., Дунаев В.А. 2015. Районирование карьерного поля по взрываемости горных пород (на примере рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК»). Научные ведомости Белгородского государственного университета. Сер. Естественные науки, 15(212): 172–177.

Ovsyannikov A.N., Ignatenko I.M., Dunaev V.A. 2015. Raionirovanie karemnogo polya po vzryvaemosti gornyh porod (na primere rudnika Zheleznyy OAO Kovdorsky GOK). [The zoning of the quarry field by rock explosiveness]. Nauchnye vedomosti Belgorodskogo gosudarstvennogo universiteta. Ser.: Estestvennye nauki, 15 (212): 172-177. (in Russian).

9. Проектирование взрывных работ в промышленности. 1974. Под ред. Б.Н. Кутузова. М., Недра: 328 с.

Proektirovanie vzryvnykh rabot v promyshlennosti. [Designing blasting in industry]. Ed. B.N. Kutuzov. 1974. M., Nedra: 328 p.

10. Ржевский В.В., Новик Г.Я. 1978. Основы физики горных пород. М., Недра: 390 с.

Rzhevsky V.V., Novik G.Ya. 1978. Osnovy phiziki gornyh porod. [Fundamentals of physics of rocks]. M., Nedra: 390 p. (in Russian).

11. Снитка Н.П., Мислибоев И.Т. 2016. Экспериментальное обоснование параметров сетки скважин на карьерах в зоне взрывного ослабления породного массива. Горный журнал, 2: 13–15.

Snitka N.P., Misliboev I.T. 2016. Experimentalnoe obosnovanie parametrov setki skvazhin na karerakh v zone vzryvnogo oslableniya porodnogo massiva. [Experimental substantiation of the parameters of the grid of wells in open pits in the zone of explosive weakening of the rock mass]. Gornyy zhurnal, 2: 13–15. (in Russian).

12. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. 1983. Разрушение горных пород взрывом. М., Недра: 344 с.

Sukhanov A.F., Kutuzov B.N. 1983. Razrushenie gornyh porod vzryvom/ [Destruction of rocks by an explosion]. M., Nedra: 344 p. (in Russian).

13. Тюпин В.Н. 2017. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. Белгород, ИД «Белгород» НИУ «БелГУ»: 192 с.

Tyupin V.N. 2017. Vzryvnyye i geomechanicheskiye processy v treshinovatykh napryazhennykh gornyh massivakh. [Explosive and geomechanical processes in fractured strained mountain ranges]. Belgorod, ID Belgorod NIU BelGUP: 192 s. (in Russian).

14. Фисенко Г.Л. 1965. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра: 270 с.

Fisenko G.L. 1965. Ustoychivost bortov karerov i otvalov. [Stability of pit walls and dumps]. M., Nedra: 270 p. (in Russian).

15. Фокин В. А., Тогунов М. Б., Сёмкин С. В., Шитов Ю. А. 2015. Методика расчета параметров буровзрывного дробления массива горных пород при малой высоте уступов в карьере. Горный журнал, 2: 51–54.

Fokin V.A., Togunov M.B., Syomkin S.V., Shitov Yu.A. 2015. Metodika rascheta parametrov burovzryvnogo drobleniya massiva gornyh porod pri maloy vysote ustupov v karere. [Method of calculating the parameters of drilling and blasting crushing of an array of rocks with a small height of ledges in a quarry]. Gornyy zhurnal, 2: 51–54.

16. Шемякин Е.И. 1965. О волнах напряжений, возникающих при взрыве в прочных горных породах. Л., Труды ВНИМИ, Изд. ВНИМИ: 5-15.

Shemyakin E.I. 1965. O volnah napryazheniy, vznikayushih pri vzryve v prochnykh gornyh porodah. [On the stress waves arising from the explosion in strong rocks]. L., Trudy VNIMI, Izd. VNIMI: 5-15. (in Russian).

17. Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. 2013. Simple models for the complex process of rock blasting. Rock Fragmentation by Blasting: Proceedings of the 10th International Symposium. Boca Raton, CRC Press: 275–282.



18. Zheng Bingxu, Li Zhanjun, Liu Yi. 2011. Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting. Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China: 188–194.
19. Akande J. M., Lawal A. I. 2013. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria. *Geomaterials*, Vol. 3, 1: 28–37.
20. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. 2016. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks. *International Journal of Mining Science and Technology*. Vol. 26, 2: 183–186.
21. Yang L.Y., Ding C.X. 2018. Fracture mechanism due to blast-imposed loading under high static stress conditions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Vol. 107: 150–158.
22. Xia X., Li H., Niu J., Li J., Liu Y. 2014. Experimental study on amplitude change of blast vibrations through steps and ditches. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Vol. 71: 77–82.
23. Tyupin V.N. 2013. Raising the efficiency of blasting in quarries. Proceedings of the 1 International scientific conference on economic management in mineral activities. Hanoi, Vietnam: 586-590.