

А.М. Масюкевич, канд. физ.-мат. наук (ГУ «НННППБОТ»),
В.Д. Воробьёв, д-р техн. наук, О.Я. Твёрдая (НТУУ «КПИ»)

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОПРЕДЕЛЕНИЮ БЕЗОПАСНОГО И ЭФФЕКТИВНОГО РАДИУСА РАЗРУШЕНИЯ ПРИ ВЗРЫВЕ В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ

Постановка проблемы в общем виде. Общеизвестно, что взрывные работы (далее – ВР) при добыче полезных ископаемых являются начальным технологическим процессом, определяющим эффективность и безопасность последующих: экскавацию горной массы, её транспортирование и механическое дробление на камнедробильных заводах. При этом достижение положительных результатов работы предприятия обеспечивается за счёт получения горной массы требуемого качества без содержания некондиционных (негабаритных и переизмельчённых) фракций. Данное требование обуславливает и высокие технико-экономические показатели как относительно технологических процессов, так и предприятия в целом.

За последние десятилетия исследовано, разработано и внедрено в практику горнодобывающих предприятий значительное количество методов и средств по управлению энергией взрыва в скальных породах. В большинстве случаев они обеспечивают положительные результаты, хотя постоянно изменяющиеся горно-геологические и горнотехнологические условия разрабатываемых месторождений вносят свои коррективы, связанные с необходимостью корректировочной оптимизации параметров, заложенных в проекте на ВР [1]. При этом необходимо отметить, что оптимизация параметров взрывных работ представляет сложную многофакторную задачу, учитывающую взаимосвязь природных факторов и технологических параметров. В основе научных разработок по данному направлению лежит принцип увеличения продолжительности действия импульса взрыва на разрушаемую среду и снижения максимальных пиковых давлений в процессе детонации зарядов взрывчатых веществ (далее – ВВ) [2]. На этом принципе основывается эффективность короткозамедленного взрывания (КЗВ), рациональные конструкции зарядов, типы применяемых ВВ с расширенной зоной химической реакции, геометрические параметры расположения зарядов и проч. [1]. Таким образом, обеспечение оптимизированной взаимосвязи факторов и параметров, влияющих на эффект взрывного разрушения горных пород на стадии проектирования, – процесс, требующий высокой точности, оперативности в расчётах и при подготовке необходимой документации

[3]. Только при таком условии должны разрабатываться проекты буровзрывных работ (далее – БВР) для конкретных условий карьеров. В связи с этим обоснование рациональной величины каждого параметра в системе «массовый взрыв», обеспечивающего в комплексе с другими параметрами дифференцированное распределение энергии взрыва на дробление пород, является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций по рассматриваемой задаче. Классическая методика определения параметров БВР базируется на выполнении прямых расчётов, которые используются в проекте массового взрыва [4]. Однако, как отмечается в работе [5], проекты на производство БВР составляются на основании недостаточного количества данных с привлечением эмпирических коэффициентов, объективно не отражающих реальных условий. Параметры ВР рассчитываются приближенно по традиционным формулам с последующей экспериментальной проверкой. Одним из существенных недостатков в этом случае является отсутствие объективного научного обоснования геометрических параметров расположения зарядов на взрываемом блоке пород. Это относится, в первую очередь, к определению размеров сетки скважинных зарядов от правильного выбора которой зависят объём и качество дробления пород.

Отступая от традиционного подхода к выбору расстояний между зарядами по сетке их расположения на уступе карьера, в последнее время выполнены исследования, свидетельствующие о правомерности и эффективности учёта при определении расстояний радиуса дробления $r_{др}$ породы одиночным зарядом. Анализ таких исследований достаточно полно изложен в работах [6–8]. К основному недостатку результатов этих исследований следует отнести необходимость одновременного учёта радиуса дробления породы $r_{др}$ и радиуса трещинообразования $\Delta r_{тр}$, исходя из затрат энергии взрыва на дробление разрушаемой твёрдой среды.

Цель исследования – обоснование энергетического подхода к определению безопасного и эффективного радиуса ослабления при взрыве в скальных породах при обработке уступов на карьерах.

Изложение материала и результаты исследований. Воздействие взрыва зарядов ВВ на массив горных пород не ограничивается зоной дробления, но приводит к изменению физико-механических свойств массива за её пределами, т.е. к его ослаблению или трещинообразованию. В этой зоне прочность массива пород, по сравнению с первоначальной, снижается до критического значения [9]. Это обусловлено многократным импульсным воздействием взрывных нагрузок серии групповых зарядов. Согласно [9], размеры зоны ослабления зависят от физико-механических свойств пород, типа и массы ВВ, диаметра заряда и могут достигать 7 м (рис. 1). С

увеличением крепости пород величина r_o уменьшается в 3...4 раза. На рис. 1 приведены обобщенные данные экспериментов для трудно взрывааемых пород (граносиениты среднезернистые и граниты) прочностью 150...160 МПа и средневзрывааемых (нарушенные трещинами сланцы) прочностью 85...95 МПа.

Следует иметь в виду, что при взрыве зарядов ВВ за зоной дробления (воронка выброса породы) образуется зона ослабления за счёт действия волнового импульса продуктов детонации (ПД). Радиус действия ПД (радиус ослабления) r_o при взрыве в горном массиве складывается из радиуса дробления породы $r_{др}$ и радиуса трещинообразования $\Delta r_{тр}$ (рис. 2).

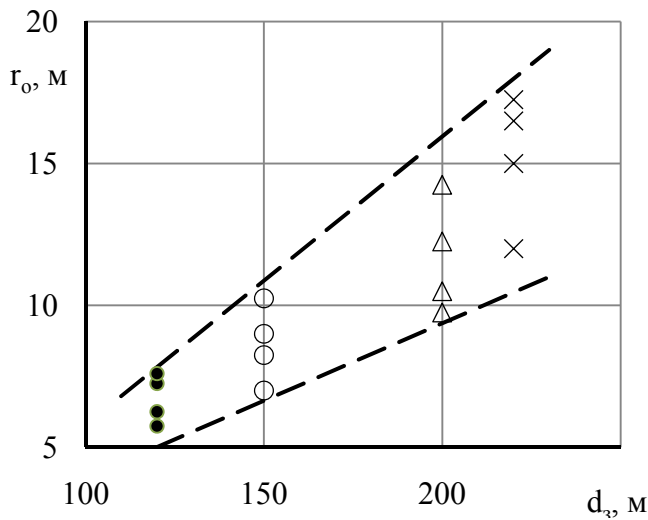
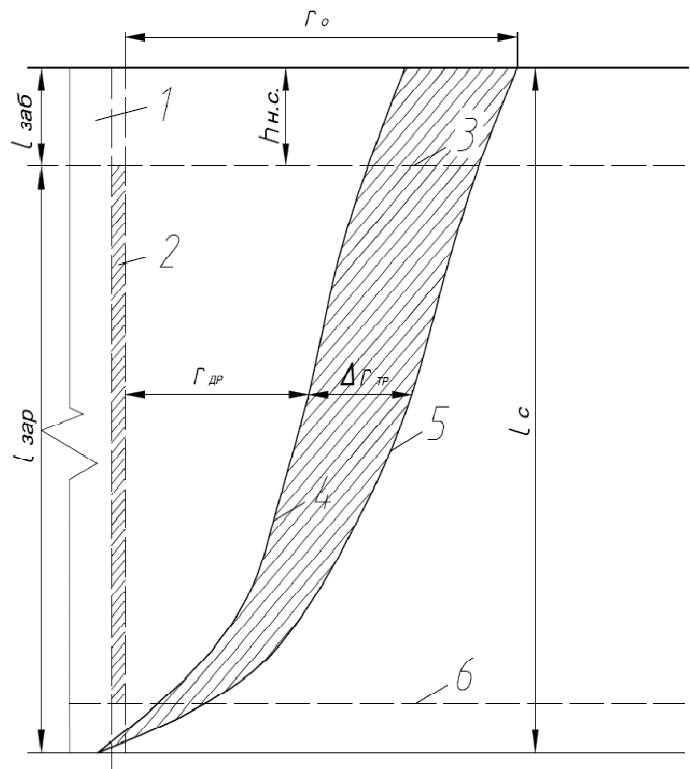


Рис. 1. Зависимость изменения радиуса зоны ослабления r_o от диаметра заряда d_3 [9]:
 • – $d_3 = 125$ мм; ○ – $d_3 = 150$ мм;
 Δ – $d_3 = 200$ мм; × – $d_3 = 214$ мм

Рис. 2. Схема к пояснению идентичности контуров воронки дробления [6] и зоны ослабления [9] при взрыве зарядов ВВ:
 1 – забойка; 2 – заряд ВВ;
 3 – граница раздела зоны нарушенности; 4, 5 – образующие контуры воронки дробления и зона ослабления по длине заряда ВВ соответственно;
 6 – проектная отметка по подошве уступа



При использовании энергетического подхода к определению радиуса действия ПД на породу работоспособность ВВ принята в приближённом виде из-за невозможности учёта всех факторов диссипации энергии. Тогда расход потенциальной энергии $E_{ПЭ}$ в процессе изменения внутренней энергии $E_{ВЭ}$, затраченной на образование поверхностной энергии разрушаемых кусков породы и поверхностной энергии вновь образованных трещин $E_{ПТ}$, примет вид:

$$E_{ПЭ} = E_{ВЭ} + E_{ПТ} . \quad (1)$$

Потенциальная энергия продуктов взрыва (ПВ) или полная энергия заряда $E_{ПЭ}$ определяется формулой:

$$E_{ПЭ} = M_0 \cdot Q = M_0 \cdot D^2 / 16 \quad (2)$$

где M_0 – масса заряда, кг; Q – теплотворная способность ВВ, кДж/кг; D – скорость детонации ВВ, м/с.

Как принято, перед фронтом ударной волны (УВ) и за ним состояние среды изменяется изоэнтропически ($dS = 0$, где S – энтропия ПВ). Внутренняя энергия ПВ в цилиндрической системе координат определяется формулой:

$$E_{ВЭ} = P \pi r_c^2 l_i / (k - 1), \quad (3)$$

где r_c – радиус скважины, м; l_i – текущая «высота» заряда, который сдетонировал, м (отсчёт от дна скважины); k – показатель степени изоэнтропы (чаще всего $k = 1,25$); P – среднее давление ПВ в скважине по высоте l_i , Па, ($P = P_1 \Delta^a$, где P_1 – химическое давление, Па; Δ – плотность заряжения, кг/м³; a – постоянная, равная приблизительно 2,5).

Понятие поверхностной энергии в физике твёрдого тела определено как энергетическое состояние атомного слоя вещества, выходящего на свободную поверхность тела. Некоторая часть атомных связей у атомов на поверхности тела является свободной и эта часть энергии представляет собой свободную энергию поверхности, а её поверхностная плотность – поверхностная энергия.

Это понятие использовал А. Гриффитс, положив σ_n (удельная поверхностная энергия, приходящаяся на единицу длины, Дж/(м²·м)) как меру энергетических затрат при разрушении тел. Предложенная им модель основана на концепции энергетического баланса в теле, имеющим трещину длиной l_{mp} в поле растягивающих напряжений σ_p . При наличии в теле трещины длиной l_{mp} его потенциальная энергия

уменьшается на величину $\Delta E_{ПЭ}$ по сравнению с таким же телом без трещины:

$$\Delta E_{ПЭ} = -(\sigma_{кр}^2 / 4E)\pi l_{тр}^2, \quad (4)$$

где $\sigma_{кр}$ – критическое растягивающее напряжение, кг/см²; E – модуль Юнга, Па.

С другой стороны, тело с трещиной обладает дополнительной энергией поверхностного натяжения $E_{нов}$ на двух свободных поверхностях трещины:

$$E_{нов} = 2 \cdot \sigma_n \cdot l_{тр}. \quad (5)$$

Образование кусков породы при взрыве скважинного заряда означает образование поверхностей, т.е. дробление можно представить как раскрытие естественных трещин и вновь образованных. Кроме того, как отмечено выше, от действия этого взрыва в породе образуются новые плотно сомкнутые трещины.

Общее изменение энергии породы со вновь образованными m трещинами равно:

$$E_{общ} = m(-(\sigma_{кр}^2 / 4E)\pi l_{тр}^2 + 2\sigma_n l_{тр}). \quad (6)$$

Подставляя формулы (2), (3) и (6) в уравнение (1), получим формулу:

$$M_0 Q = P \pi r_c^2 l_i / (k-1) + m(-(\sigma_{кр}^2 / 4E)\pi l_{тр}^2 + 2\sigma_n l_{тр}). \quad (7)$$

Число трещин m определяется действием УВ на породу. Это давление $P_{рез}$ в каждой точке породы (слоя j) по длине детонировавшего заряда, полученное в работе [6], определяется формулой:

$$P_{рез} = P_{t,j} \sin(\arctg(l_i / r_{нд,i})) + P_{r,j} \cos(\arctg(l_i / r_{нд,i})), \quad (8)$$

где $r_{нд,i}$ – радиус действия ПД на породу, соответствующий длине заряда l_i , м; P_t – тангенциальная составляющая силы, параллельная боковой поверхности скважины, равная величине P_d , отнесенной к единице длины окружности ее дна, Па; P_r – радиальная составляющая силы,

нормальная к боковой поверхности скважины, равная величине P_B , отнесенной к единице длины заряда l_i , Па, определяются формулами:

$$P_{t,j} = P_{Д,j} / 2\pi r_c; \quad P_{r,j} = P_{B,j} / l_i. \quad (9)$$

Величины давлений $P_{B,j}$ и $P_{Д,j}$, как давления ПВ на боковую и на донную части поверхности скважины, определены в работе [10] формулами:

$$P_{B,j} = P_{ji} \rho_{nj} c_{nj} / (\rho_{nj} c_{nj} - \rho_{BB} D); \quad P_{Д,j} = 2P_{ji} \rho_{nj} c_{nj} / (\rho_{nj} c_{nj} + \rho_{BB} D), \quad (10)$$

где P_{ji} – среднее давление в скважине на уровне j слоя породы и соответственно ему для величины заряда l_i , ед;

ρ_{nj} – плотность j слоя породы, кг/м³;

c_{nj} – скорость звука в j слое породы, м/с;

ρ_{BB} – плотность ВВ, кг/м³.

Давление $P_{рез}$, действуя на породу, приведет к её дроблению и появлению новых трещин, т. е. новых поверхностей, что определяется условием Гриффитса [11], согласно которому рост трещины должен быть энергетически выгодным процессом с преобразованием энергии – образования и раскрытия трещин по формуле:

$$P_{рез} = m(2E\sigma_n / \pi(1 - \mu^2)l'_{mp})^{\frac{1}{2}}, \quad (11)$$

где μ – коэффициент Пуассона; l'_{mp} – полудлина трещины, м.

Решая систему уравнений относительно числа трещин m , получим уравнение для определения радиуса действия ПД на породу $r_{нд,i}$:

$$M_0 Q = P\pi_c^2 l_i / (k-1) + P_{рез} (-(\sigma_{кр}^2 / 4E)\pi_{mp}^2 + 2\sigma_n l_{mp}) / (2E\sigma_n / \pi(1 - \mu^2)l'_{mp})^{\frac{1}{2}}, \quad (12)$$

в котором радиус действия ПД на породу $r_{нд,i}$ входит в $P_{рез}$, которое преобразовывается к формуле:

$$P_{t,j} \sin(\arctg(l_i / r_{нд,i})) + P_{r,j} \cos(\arctg(l_i / r_{нд,i})) = \\ = (M_0 Q - P\pi_c^2 l_i / (k-1)) \cdot (2E\sigma_n / \pi(1 - \mu^2)l'_{mp})^{\frac{1}{2}} / (-(\sigma_{кр}^2 / 4E)\pi_{mp}^2 + 2\sigma_n l_{mp}). \quad (13)$$

Для решения уравнения (13) относительно радиуса действия ПД на породу $r_{нд,i}$ введём следующие обозначения:

$$y_i = \arctg(l_i / r_{nd,i});$$

$$A_i = (M_0 Q - P \pi_c^2 l_i / (k-1)) \cdot (2E\sigma_n / \pi(1-\mu^2) l_{mp}')^{\frac{1}{2}} / (-(\sigma_{кр}^2 / 4E) \pi l_{mp}^2 + 2\sigma_n l_{mp}) \quad (14)$$

Уравнение (13) примет вид

$$P_{t,j} \sin(y_i) + P_{r,j} \cos(y_i) = A_i. \quad (15)$$

Используя известное соотношение [12]

$$\frac{l_i}{r_{ndi}} = \frac{P_t P_r \pm A \sqrt{P_t^2 + P_r^2 - A^2}}{A^2 - P_t^2}, \quad (16)$$

получим формулу для радиуса действия ПД:

$$r_{ndi} = \frac{l_i (A^2 - P_t^2)}{P_t P_r \pm A \sqrt{P_t^2 + P_r^2 - A^2}}. \quad (17)$$

Выводы и направление дальнейших исследований. На основании энергетического подхода аналитически обоснована величина радиуса действия ПД при взрыве заряда ВВ в скальных породах. Показано влияние свойств горного массива и параметров скважинного заряда на изменение радиуса зоны ослабления.

Полученные результаты могут быть использованы при определении геометрических параметров расположения скважинных зарядов на уступах карьеров и входить отдельным положением в общую структуру типового проекта на производство ВР. Для реализации данного условия необходима разработка методики расчета этих параметров на основе соответствующего алгоритма и общего алгоритма программного обеспечения процесса оперативного проектирования параметров массового взрыва.

Список литературы

1. Ефремов Э.И. Выбор средств и методов повышения эффективности взрывных работ на карьерах / Э.И. Ефремов,

А.Я. Бережецкий // Развитие методов добычи руд черных металлов и пути их дальнейшего совершенствования. Матер. Междунар. научно-техн. конф., посвящ. 70-летию ГНИГРИ. – Кривой Рог: ГНИГРИ. – 2003. – С. 148–153.

2. Ефремов Э.И. Разрушение горных пород энергией взрыва [Ефремов Э.И., Кравцов В.С., Мячина Н.И. и др.]. – К.: Наукова думка, 1987. – 264 с.

3. Балычѳв А.М. Современное состояние буровзрывных работ и пути их совершенствования / А.М. Балычѳв, Ю.А. Филатов // Горный журнал. – 2007. – № 7. – С. 22–25.

4. Попов С.О. Автоматизированная система определения оптимальных параметров буровзрывных работ при проектировании схем обработки добычных блоков / Попов С.О., Фаустов Г.Т., Погорѳцкий П.А. // Разраб. рудн. месторождений. – 2004. – Вып. 85. – С. 158–161.

5. Твѳрдая О.Я. Управление параметрами массовых взрывов на открытых горных работах / О.Я. Твѳрдая, В.Д. Воробѳев, А.И. Крючков // Зб. наук. праць НГУ. – 2012. – № 37. – С. 56–63.

6. Воробѳев В.Д. О радиусе воронки дробления в скальных породах при взрыве удлиненного заряда взрывчатого вещества / В.Д. Воробѳев, А.М. Масюкевич, И.В. Косьмин // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». Зб. наук. праць. – 2002. – Вип. 7. – С. 44–54.

7. Воробѳев В.Д. Проектирование исходных параметров взрывных работ / В.Д. Воробѳев, А.А. Фролов // Уголь Украины. – 1999. – № 11–12. – С. 34–36.

8. Азаркович А.Е. Взрывные работы вблизи охраняемых объектов / Азаркович А.Е., Шуйфер М.И., Тихомиров А.П. – М.: Недра, 1984. – 213 с.

9. Норов Ю.Д. Исследование зон ослабления горного массива при взрыве скважинных зарядов ВВ / Норов Ю.Д. // Научные основы управления состоянием горного массива. – 1985. – Вып. 235. – С. 96–104.

10. Болховитинов Л.Г. О работоспособности ВВ // Взрывное дело. – М. Недра. – 1974. – № 74/31. – С. 92–96.

11. Морозов Ю.М., Партон В.З. Механика упругопластического разрушения. – М.: Наука, 1974. – С. 416.

12. Бронштейн И.Н. и Семендяев К.А. Справочник по математике для инженеров и учащихся ВТУЗов. М.: Изд-во физ.-мат. литературы. – 1962. – С. 608.

Дата надходження статті до збірника – 21.09.2012