УДК 622.235

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ФОРМАХ ЗАЖАТОЙ СРЕДЫ



Ш.Ш. ЗАИРОВ, зам. декана горного факультета, д-р техн. наук, infn@ndki 117 Навоийский государственный горный институт, Навои, Узбекистан



Д. Р. МАХМУДОВ, зав. кафедрой геотехнологии *чгольных и пластовых* месторождений, Ташкентский государственный



технический университет, Ташкент, Узбекистан

Ш. Р. УРИНОВ, начальник отдела по международным связям, доцент, канд. техн. наук, Навоийский государственный горный институт, Навои, Узбекистан

Введение

На сегодняшний день во всем мире для повышения эффективности и обеспечения равномерности дробления горных пород решаются проблемы по управлению энергией взрыва [1-12]. Возникает необходимость в выполнении научных исследований по снижению прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при взрывных нагрузках и физико-техническому обоснованию способов дробления массива взрывом с регулируемыми параметрами. Одним из решений данной проблемы является управление взрывом в зажатой среде, при котором повышается безопасность, сохраняется геологическая структура массива за счет уменьшения бокового смещения в период разрушения, увеличивается производительность выемочно-погрузочного оборудования, снижается объем подготовительно-восстановительных работ на уступе, улучшается степень дробления пород и увеличивается продолжительность действия взрыва на массив.

В настоящее время известны три варианта взрывания с использованием зажатой среды, которые различаются числом открытых поверхностей и их расположением, видом подпорной стенки и последовательностью взрывания отдельных зарядов: взрыв на неубранную горную массу; подпор горной массой, разрушенной первой небольшой группой зарядов; взрывание с подпорной стен-

© Заиров Ш. Ш., Махмудов Д. Р., Уринов Ш. Р., 2018

Аналитически исследованы и подтверждены в результате опытных взрывов рекомендуемые параметры подпорной стенки трапециевидной формы.

Ключевые слова: буровзрывные работы, подпорная стенка, зажатая среда, трапециевидная форма, управление формированием развала, фактическая линия наименьшего сопротивления, объем развала горных пород, рациональная высота подпорной стенки.

DOI: 10.17580/azh.2018.09.05

кой [13–16]. Вместе с тем существуют нерешенные проблемы, обусловленные отсутствием исследований по определению рациональных параметров подпорной стенки при различных формах зажатой среды и по снижению прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при многократных взрывных нагрузках.

Расчет действия взрыва и параметров подпорной стенки различной формы

В результате изучения физической картины взрывного разрушения массива горных пород по классической схеме действия взрыва исследованы зоны взрывного разрушения массива горных пород и определены рациональные параметры подпорной стенки при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды.

Установлено, что величина зоны раздавливания горных пород при взрыве зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород:

$$r_{\rm pa3} = \frac{r \sqrt[4]{\gamma_{\rm BB} Q/\Delta}}{0.476 \sqrt{v_{\rm kn}}}, \, \rm M,$$
(1)

где r – радиус заряда BB, м; $\gamma_{_{BB}}$ – объемная масса BB, кг/м³; Q – энергия единицы веса, кГм/кг; Δ – объемная масса породы в естественном состоянии, кг/м³; v_{ко} – критическая скорость частиц горных пород, м/с.

Также установлено изменение радиуса зон радиальных трещин в зависимости от среднего диаметра отдельностей в массиве по степени блочности и высоты взрываемого уступа, коэффициента, учитывающего использование энергии ВВ на дробление горных пород при конкретных схемах взрывания, а также высоты заряда ВВ в скважине и коэффициента сближения скважин:

$$r_{p.\tau} = \sqrt{\frac{pl_{sap}}{mH_y \frac{1}{\alpha d_0} \ln \frac{d_0}{d_i}}},$$
 (2)

где *p* – вместимость 1 п. м скважины, м³; *I*_{зар} – длина заряда в скважине, м; *m* – коэффициент сближения скважин; *H*_y – высота уступа, м; *α* – коэффициент, учитывающий использование энергии ВВ на дробление пород при конкретных схемах взрывания, м²/кг; *d*₀ – средний диаметр отдельностей массива по степени блочности (трещиноватости), мм; *d*_i – средний диаметр взорванного куска горных пород, мм.

Радиус зоны трещинообразования прямо пропорционально зависит от радиуса заряда BB, скорости распространения продольных волн напряжений, предела прочности горных пород на сжатие и обратно пропорционально — от скорости распространения поперечных волн напряжений и предела прочности горных пород на растяжение:

$$r_{\rm Tp} = \frac{r_{\rm c}C_p}{\sigma_{\rm p}} \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{3C_p^2 - 4C_s^2} \sqrt{\frac{\gamma\sigma_{\rm c,k}}{5}}, \, {\rm M},$$
(3)

где $r_{\rm c}$ – радиус скважинного заряда ВВ, м; $\mathcal{C}_{\rm p}, \, \mathcal{C}_{\rm s}$ – скорость распространения, соответственно, продольных и поперечных волн, м/с; γ – показатель изоэнтропы; $\sigma_{\rm cж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа; $\sigma_{\rm p}$ – предел прочности пород на растяжение, МПа.

Аналитически исследованы геометрические параметры трапециевидной, треугольной и сегментной форм зажатой среды и определены рациональные параметры подпорной стенки (**рис. 1**).

Фактическая линия наименьшего сопротивления (ЛНС) определяется по формулам:

• при трапециевидной и треугольной формах

$$W_f = \left(x + \frac{3aH + 2(k+1)\text{ctg}\phi}{3}H\right) \sin\phi, \text{ M};$$
(4)

• при сегментной форме

$$W_{f} = R - \sqrt{(\sqrt{R^{2} - (R\cos\varphi + H)^{2}} - aH)^{2} + (R\cos\varphi + \frac{1 - 2k}{3}H)^{2}}, \text{ M}, (5)$$

где *x* — ширина подпорной стенки поверху, м; *aH* — безопасное расстояние от верхней бровки уступа до центра скважины, м; φ — угол откоса подпорной стенки, град.; *k* — коэффициент, учитывающий перебур скважин; *R* — радиус сегмента, м; *H* — высота уступа, м.

Единичный объем подпорной стенки определяется по формулам:

• при трапециевидной форме

$$V = \frac{2x + H(\text{ctg}\phi - \text{ctg}\gamma)}{2} H, \text{ M}^3;$$
(6)

• при треугольной форме

$$V = \frac{H^2(\text{ctg}\phi - \text{ctg}\gamma)}{2}, \text{ M}^3; \tag{7}$$

• при сегментной форме

$$V = \frac{1}{2} [R \sin \varphi - H \operatorname{ctg}_{\gamma} - \sqrt{R^2 - (R \cos \varphi + H)^2} + R^2 (\alpha - \sin \alpha)]H, \, \mathrm{M}^3,$$
(8)

где Н – высота уступа, м; ү – угол откоса уступа, град.

Проанализировано изменение единичного объема подпорной стенки при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды в зависимости от высоты уступа, угла откоса зажатой среды, угла откоса уступа, ширины подпорной стенки поверху и фактической ЛНС. Установлено, что в этом плане наиболее эффективной формой зажатой среды является трапециевидная.

В результате проведенных исследований разработан способ взрывания в зажатой среде с использованием короткозамедленного взрывания, который может применяться в различных по крепости и трещиноватости горных породах. Согласно данному способу бурят не менее четырех рядов взрываемых скважин согласно паспорту БВР на карьере. Из ранее взорванных горных пород выемочно-погрузочным оборудованием формируется подпорная стенка трапециевидной формы. При сильнотрещиноватых горных породах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова $f = 8 \div 14$ рекомендуется применять порядную схему с использованием продольных и поперечных врубов, для крепких среднеблочных пород – диагональная и радиальная схемы. Интервалы замедления между сериями зарядов принимаются 35–75 мс.





Рис. 2. Результаты взрывного рыхления породного массива при использовании подпорной стенки традиционной формы



Рис. 3. Результаты промышленного взрыва массива горных пород при использовании подпорной стенки трапециевидной формы

Рациональная высота подпорной стенки трапециевидной формы определяется по формуле

$$h_{n.c} > \frac{\sqrt{\left[W \operatorname{tg} \frac{\Phi}{2}\right]^2 + 4\left[\frac{1}{\sin \phi} + \operatorname{tg} \frac{\Phi}{2}\right]V} - \left[W \operatorname{tg} \frac{\Phi}{2}\right]}{\frac{1}{\sin \phi} + \operatorname{tg} \frac{\Phi}{2}}, \text{ M}, \qquad (9)$$

где *W* — линия наименьшего сопротивления, м; ϕ — угол откоса подпорной стенки трапециевидной формы, град.; *V* — единичный объем подпорной стенки, м³.

Ширина подпорной стенки трапециевидной формы составляет

$$L_{\rm c} = x + H({\rm ctg}\varphi - {\rm ctg}\alpha), \, {\rm M}, \tag{10}$$

где *х* – ширина подпорной стенки трапециевидной формы поверху, м; *H* – высота уступа, м.; α – угол откоса уступа, град.

Угол откоса подпорной стенки трапециевидной формы можно определить из выражения

sin
$$\varphi = \frac{W_f}{x + \frac{3a + 2\text{ctg}\varphi}{3}H}$$
, град., (11)

где W_f — фактическая линия наименьшего сопротивления, м; *а* — расстояние от центра крайнего ряда скважин до верхней бровки уступа, м.

Зкспериментальная проверка рекомендуемой формы подпорной стенки

На карьере «Мурунтау» Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината, в соответствии с «Методикой дробления горных пород с регулируемыми параметрами зажатой среды», проведено опытно-промышленное сравнение подпорных стенок традиционной и трапециевидной форм.

Породный массив на опытном участке сложен из кварцевослюдистых сланцев и алевролитов с коэффициентом крепости f=8÷10. Физико-механические свойства пород экспериментального блока приведены ниже.

Плотность, т/м ³	2,65–2,70
Прочность на сжатие, МПа	90—110
Прочность на растяжение, МПа	6,8–7,8
Прочность на сдвиг, МПа	12,3–13,2
Коэффициент крепости f	8–10
Скорость продольных волн, км/с	3,7–5,4
Скорость поперечных волн, км/с	2,2–3,1
Коэффициент Пуассона μ	0,24
Модуль Юнга, Е·10 ⁴ , МПа	3,2
Трещиноватость, блочность	Сильнотрещиноватые
	(среднеблочные)
Категория пород по взрываемости	II. Средневзрываемые

Опытный участок объемом 212 тыс. м³ был разделен на два равных блока, в первом из которых подпорная стенка имела традиционную форму, образованную в результате предыдущего взрыва, а во втором она была сформирована трапециевидной формы. Параметры обоих взрывных блоков были приняты следующими: при высоте уступа 15 м глубина скважин составляла 17 м, сетка скважин – 7×7 м. В первом блоке высота подпорной стенки составляла 9 м, ширина понизу – 31 м. Во втором блоке высота подпорной стенки была вровень с уступом 15 м, ширина 24 м. Схема взрывания в обоих блоках диагональная, интервал замедления взрывания между рядами 35 мс, удельный расход ВВ (нобелан-2080) – 0,63 кг/м³. Параметры подпорной стенки трапециевидной формы рассчитывались по приведенным выше формулам. Наблюдения показали, что во втором блоке с трапециевидной формой подпорной стенки уменьшилась скорость перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, возросла продолжительность действия взрыва на среду, повысился коэффициент полезного использования энергии взрыва и улучшилось качество дробления массива за счет увеличения выхода кондиционных фракций, снижения выхода негабарита и уменьшения среднего диаметра куска горных пород.

В первом блоке с традиционной формой подпорной стенки взорванный массив был представлен крупнокусковым материалом, средний размер куска породы составил 320 мм (**рис. 2**).

Во втором блоке с подпорной стенкой трапециевидной формы достигнуто более равномерное дробление породного массива, средний размер куска породы снизился до 180 мм (**рис. 3**).

Анализ гранулометрического состава обоих блоков показал, что при взрыве на подпорную стенку с трапециевидной формой по сравнению с таковой традиционной формы средний размер куска уменьшился на 29 %, а число негабаритных кусков – на 22 %. Увеличение степени дробления позволяет увеличить производительность экскаваторов на 5 % и снизить затраты на дробление негабаритов на 22 %.

За счет увеличения производительности экскаваторов и снижения затрат на вторичное дробление на дробильном оборудовании расчетный экономический эффект определен в 459,34 сум на 1 м³ горной массы.

Заключение

Расчетным и экспериментальным путем доказано преимущество взрывания породного массива на подпорную стенку трапециевидной формы, состоящее в более равномерном дроблении пород. Благодаря этому значительно снижаются эксплуатационные затраты на погрузку горной массы и дополнительное ее дробление на обогатительном переделе.

Библиографический список

- Мальгин О. Н., Рубцов С. К., Шеметов П. А., Шлыков А. Г. Совершенствование технологии процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. – Ташкент : Фан, 2003. – 199 с.
- Норов Ю. Д., Шеметов П. А., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом. – Бухара : Изд-во «Бухоро», 2011. – 200 с.
- Бибик И. П., Мислибоев И. Т., Жумаева Х. Ю., Бекназаров Ж. Н. Разработка параметров взрывных работ с использованием зон ослабления массива горных пород // Горный вестник Узбекистана. 2013. № 2(53). С. 57–59.
- Норов Ю. Д., Назаров З. С., Мислибоев И. Т., Фурсов А. И. Исследование размеров ослабления прочности горного массива в зависимости от конструкции скважинных зарядов взрывчатого веществ // Горный журнал Казахстана. 2013. № 1-2. С. 45–48.
- Снитка Н. П., Мислибоев И. Т. Экспериментальное обоснование параметров сетки скважин на карьерах в зоне взрывного ослабления породного массива // Горный журнал. 2016. № 2. С. 13–15. DOI: 10.17580/gzh.2016.02.02

- Zheng Bingxu, Li Zhanjun, liu Yi. Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting // Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – China, 2011. P. 188–194.
- Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting // Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. – Boca Raton : CRC Press, 2013. P. 275–282.
- Hagan T. N. Rock breakage by explosives // Acta Astronautica. 1979. Vol. 6. Iss. 3-4. P. 329– 340.
- Spahn F., Vieira N. E., Guimarães A. H. F., Gorban A. N., Brilliantov N. V. A statistical model of aggregate fragmentation // New Journal of Physics. 2014. Vol. 16, Iss. 1. P. 013031.
- Singh P. K., Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – China, 2014. P. 137–151.
- Haibao Yi, Haitao Yang, Li Ming, Han Bin, Zheng Lujing. Study on Open-Pit Precision Control Blasting of Easily Weathered Rock and its Application // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – China, 2014. P. 157–160.

- Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Satting Out of Blastholes and Measurement while Drilling // Proceedings of the 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 11). – Sydney, 2015. P. 593–598.
- Шеметов П. А., Очилов Ш. А. Совершенствование и развитие взрывных работ в Узбекистане // Горный вестник Узбекистана. 2013. № 4(55). С. 14–18.
- 14. Кутузов Б. Н. Справочник взрывника : в 2 ч. Сер. : Библиотека горного инженера. М. :

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 9, pp. 46–50 DOI: 10.17580/gzh.2018.09.05

Theoretical and experimental research of explosive rupture of rocks with muck piles of different geometry

Information about authors

- Sh. Sh. Zairov¹, Deputy Dean of Training, Associate Professor, Doctor of Engineering Sciences, info@ndki.uz
- D. R. Makhmudov², Head of Chair of Geotechnologies for Coal and Stratified Deposits
- Sh. R. Urinov¹, Head of International Links Department, Associate Professor, Candidate of Engineering Sciences
- ¹ Navoi State Mining University, Navoi, Uzbekistan
- ² Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

For better rock fragmentation in deep open pit mines, it is recommended to use the method of blasting toward a previously blasted muck pile as lateral movement of rocks under explosive rupture is reduced in this case by available obstacles, which extends duration of the effect of explosion on rocks. The implemented research was aimed at improvement of the efficiency of blasting technologies such that to ensure the wanted quality of fragmentation, controllability of shape and parameters of muck piles, preservation of geological structure of rock mass and reduction in volumes of preliminary works and recovery. This article describes the research findings on determination of rational parameters for a trapezoidal retaining wall (muck pile). The integrated research methods included theoretical generalizations and experimental full-scale explosions.

The full-scale experiment was implemented in Muruntau open pit mine. Two test blocks were blasted toward a muck pile (conventional method) and toward a specially made trapezoidal retaining wall. The comparison of the two approaches showed that in the second case rock fragmentation by blasting was more uniform, which would promote an increase in loading capacity of shovels and a reduction of cost connected with additional milling at ore processing stage.

Keywords: drilling-and-blasting, retaining wall, pre-blasted muck pile, trapezoid, muck pile formation control, factual burden, muck pile volume, rational height of retaining wall.

References

1. Malgin O. N., Rubtsov S. K., Shemetov P. A., Shlykov A. G. Improvement of Drilling-and-Blasting Technology in Open Pit Mining. Tashkent : Fan, 2003. 199 p. Горное дело 000 «Киммерийский центр», 2014. Т. 10. Взрывное дело. Кн. 1. Ч. II. Техника, технология и безопасность взрывных работ. — 304 с.

- Ракишев Б. Р. Автоматизированное проектирование и производство массовых взрывов на карьерах. – Алматы : Гылым, 2016. – 337 с.
- Шеметов П. А., Норов Ю. Д. Новые технологии и безопасность при ведении взрывных работ : учебник. – Бухара : Изд-во «Бухоро», 2011. – 204 с.
- 2. Norov Yu. D., Shemetov P. A., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. Improvement of Control of Rock Fragmentation by Blasting. Bukhara : Bokhoro, 2011. 200 p.
- Bibik I. P., Misliboev I. T., Zhumaeva Kh. Yu., Beknazarov Zh. N. Development of blasting designs using weakening zones in rock mass. *Garnyi vestnik Uzbekistana*. 2013. No. 2(53). pp. 57–59.
- Norov Yu. D., Nazarov Z. S., Misliboev I. T., Fursov A. I. Dimensions of rock weakening zones depending on structure of borehole cexplosive charges. *Gornyi zhurnal Kazakhstana*. 2013. No. 1-2. pp. 45–48.
- Snitka N. P., Misliboev I. T. Experimental proof of blasthole pattern in pre-blasting weakening zones in open pit mines. *Gornyi Zhurnal*. 2016. No. 2. pp. 13–15. DOI: 10.17580/gzh.2016.02.02
- Zheng Bingxu, Li Zhanjun, liu Yi. Theory and Practice of the Fragmentation Control of Rock Blasting. Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China, 2011. pp. 188–194.
- Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting. Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10): Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Boca Raton : CRC Press, 2013. pp. 275–282.
- 8. Hagan T. N. Rock breakage by explosives. Acta Astronautica. 1979. Vol. 6, Iss. 3-4. pp. 329-340.
- Spahn F., Vieira N. E., Guimarães A. H. F., Gorban A. N., Brilliantov N. V. A statistical model of aggregate fragmentation. *New Journal of Physics*. 2014. Vol. 16, Iss. 1. P. 013031.
- Singh P. K., Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India. *Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. China, 2014. pp. 137–151.
- Haibao Yi, Haitao Yang, Li Ming, Han Bin, Zheng Lujing. Study on Open-Pit Precision Control Blasting of Easily Weathered Rock and its Application. Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China, 2014. pp. 157–160.
- Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Satting Out of Blastholes and Measurement while Drilling. *Proceedings of the 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 11).* Sydney, 2015. pp. 593–598.
- Shemetov P. A., Ochilov Sh. A. Improvement and development of blasting in Uzbekistan. Gornyi vestnik Uzbekistana. 2013. No. 4(55). pp. 14–18.
- Kutuzov B. N. Shot-Firer's Manual. In two volumes. Series: Mining engineer's library. Moscow : Gornoe delo LLC «Kimmeriyskiy tsentr», 2014. Vol. 10. Blasting. Book. 1. Iss. II. Technique, Technology and Safety of Blasting. 304 p.
- 15. Rakishev B. R. Automated Design and Implementation of Large-Scale Blasts in Open Pit Mines. Almaty : Gylym, 2016. 337 p.
- Shemetov P. A., Norov Yu. D. New Technologies and Safety in Blasting: Textbook. Bukhara : Bukhoro, 2011. 204 p.



