

Е.В. Михайленко, вед. инж.
(ОАО «Транспромтехника»)
А.В. Пазынич, инж. I кат.,
В.И. Косенко, ст. научн. сотр.
(ИГТМ НАН Украины)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЛИЧИНЫ РАЗЛЕТА КУСКОВ ГОРНОЙ ПОРОДЫ И ФОРМИРОВАНИЕ РАЗВАЛА ПРИ ОТБОЙКЕ АСИММЕТРИЧНЫМИ ЗАРЯДАМИ

Наведено результати досліджень асиметричного вибухового імпульсу. Показано вплив асиметричного імпульсу на вихід негабариту.

ROCK FLYING VALUE INVESTIGATION AND ROCK BREAKAGE FORMATION WITH ASYMMETRIC CHARGES

The results of investigation of asymmetric blast impulse are presented. The influence of asymmetric impulse on the lump rock yield is demonstrated.

Основными проблемами при взрывном разрушении крепких горных пород скважинными зарядами в глубоких карьерах являются: недостаточная эффективность дробления верхней части уступа в зоне нерегулируемого дробления, неудовлетворительная проработка нижней подошвенной части уступа и большой разлёт осколков горной массы. Практика ведения взрывных работ на карьерах показывает, что традиционными методами взрывной отбойки эти проблемы решить невозможно. Тем более что в последние годы применение мощных эмульсионных ВВ создало условия для повышенного разлёта осколков горной породы при отбойке уступов в глубоких карьерах, что снижает уровень безопасности при ведении взрывных работ.

Одной из главных причин некондиционного дробления горной массы является использование конструкций зарядов с симметричной формой генерации взрывного импульса в зарядной полости [1-3]

чтобы в горном массиве формировалось неравномерное динамическое поле напряжений.

Техническая задача решается таким образом: запирающий удлиненный заряд в забойке выполняют с геометрической формой поперечного сечения, ограниченной отрезками радиусов сектора скважины и частью дуги, описанной радиусом скважины, а также внутренней части дуги, имеющей радиус, равный разности между размером диаметра скважины и величиной критического диаметра используемого ВВ (1):

$$R_{\text{вн}} = D_{\text{скв}} - D_{\text{кр.ВВ}}, \text{ мм}, \quad (1)$$

где $D_{\text{скв}}$ – диаметр скважины; $R_{\text{вн}}$ – расчётный внутренний радиус запирающе-

го удлинённого кумулятивного заряда в забойке, который определяется условиями критического диаметра используемых ВВ.

Существенным признаком конструкции скважинного заряда есть наличие новой геометрической формы поперечного сечения запирающего смещённого и сплошного кумулятивного заряда в забойке.

Такая величина радиуса закругления создаёт концентрацию и фокусирует взрывную и распирающую нагрузку непосредственно на противоположной стенке. Это обеспечивает более плотное запираение и торможение продуктов детонации скважинного заряда, что создаёт условия для продолжительного действия взрыва на разрушаемый горный массив, а также создаёт предпосылки для активного управления процессом взрывного разрушения и направленного перемещения горной массы [4-6]. Особенно заметно улучшение эффективности дробления при использовании активной забойки в скважинных зарядах асимметричного действия [7,8].

Технологические операции по заряданию скважин с применением зарядных приспособлений, монтажу взрывных сетей различных схем соединения и последующему взрыванию выполнялось в соответствии с требованиями "Единых правил безопасности при взрывных работах".

Расчет безопасных расстояний по фактору разлета кусков взрывае­мых пород был выполнен по методике Института горного дела, утвержденной 20 февраля 1987 года.

Максимальный радиус разлета кусков горной породы при массовых взрывах скважинных зарядов на карьерах составляет(2):

$$R = AM - B, \text{ м}, \quad (2)$$

где A – эмпирический коэффициент, определяемый по формуле $A = 100 \frac{C}{\sigma_p}$

или экспериментально; B – эмпирический коэффициент, определяемый по формуле $B = 8\sigma_p$ или экспериментально; C – сцепление горной породы, (для гранитов $C = 12,0 - 19,0$ МПа); σ_p – предел прочности породы на разрыв (для гранитов $\sigma_p = 13,0 - 21,0$ МПа); M – условный удельный расход взрывчатых веществ

$$M = \frac{Q}{a \cdot b \cdot h} = \frac{q \cdot H}{h}, \text{ кг/м}^3,$$

где Q – масса заряда в скважине, кг; a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами скважин, м; h – длина неактивной части скважины, м; q – удельный расход взрывчатых веществ, кг/м³; H – высота уступа, м.

Рассмотрим пример расчета радиуса разлета кусков горной породы. Исходные данные, необходимые для расчета:

1. Высота уступа $H = 13$ м;
2. Величина неактивной части скважины $h = 3$ м;
3. Удельный расход взрывчатых веществ $q = 0,8$ кг/м³;
4. Условный удельный расход ВВ $M = 3,47$ кг/м³;
5. Предел прочности гранита на разрыв $\sigma_p = 16$ МПа;
6. Сцепление гранита $C = 10$ МПа.

Максимальный радиус разлета кусков гранита для конкретных условий взрывания составляет $R_{\max} \approx 100$ м.

При производстве опытно-промышленных и промышленных массовых взрывов на гранитных карьерах производились непосредственные замеры величин разлета кусков породы от линии расположения одновременно инициирующихся врубовых скважинных зарядов до их места падения. Измерения величин разлета выполнялось как со стороны переднего фронта взрываемого блока, так и с его тыльной стороны. В качестве вспомогательного способа использовалась киносъемка процесса формирования развала взорванной горной массы. Визуальные наблюдения процесса разлета кусков горной породы производились с расстояния 350-400 метров из надежных укрытий (передвижных металлических блиндажей).

С целью повышения точности измерения расстояний, на бортах Рыбальского карьера было заложено 16 реперов, привязка к которым осуществлялась конкретной маркшейдерской съемкой взрываемого блока [9-11].

Особое внимание уделялось технике скоростной киносъемки при фиксации разлета кусков горной породы, вылетающих перпендикулярно линии расположения двух врубовых скважин, инициировавшихся первыми. Оптическая ось кинокамеры в этом случае размещалась перпендикулярно траектории полета кусков горной породы.

Были исследованы главные факторы, влияющие на величину максимального разлета: линия наименьшего сопротивления скважинных зарядов, удельный расход ВВ, длина забойки, схемы коммутации сети зарядов и порядок их инициирования.

С целью уменьшения величины разлета кусков и улучшения качества дробления верхней части уступа при отбойке парно-сближенными скважинными зарядами, предложена новая схема размещения запирающих зарядов в забойке, обеспечивающая более равномерное нагружение энергией взрыва всего взрываемого массива. Отличительной особенностью этой схемы является расположение запирающих зарядов в забойке не по линии наименьшего сопротивления, а под углом 45° к ней с разворотом на внешние стороны, что увеличивает линию наименьшего сопротивления запирающего заряда в 1,4-1,5 раза, и следовательно, создает предпосылки для реального сокращения величины разлета кусков, что показано на рис. 1.

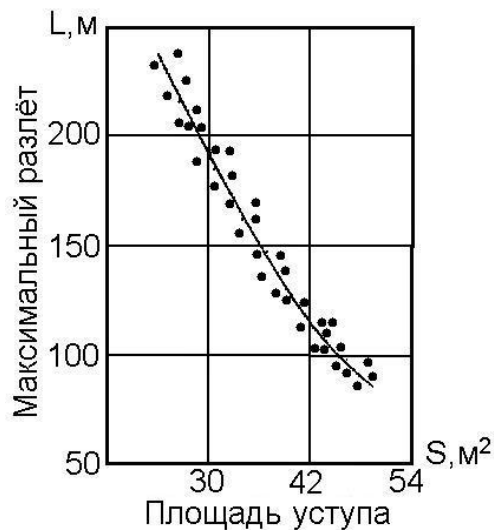


Рис. 1 – Изменение максимального разлета кусков гранита в зависимости от размеров площади уступа, приходящейся на одну скважину

Любая схема коммутации скважинных зарядов имеет ограниченный диапазон регулирования параметров развала взорванной горной массы, также из-за симметричности приложения взрывной нагрузки к горному массиву.

В связи с этим необходимо применять диагональные схемы взрывания, обеспечивающие продольные перемещения горной массы вдоль уступа. Основным направлением при размещении запирающих зарядов в виде части кольца, в забоечной части скважины должно быть продольное под углом 10-45 градусов к бровке взрываемого уступа. В этом случае развал взорванной горной массы формируется более компактно и равномерно без завышенных гребней.

Представляет интерес конструкция из эмульсионного ВВ, например украинита и игданита, как в качестве верхней части колонки, так и в виде запирающего асимметричного заряда.

В табл. 1 показаны рекомендуемые параметры асимметричных зарядов, а в табл. 2 – результаты применения зарядов на гранитном карьере.

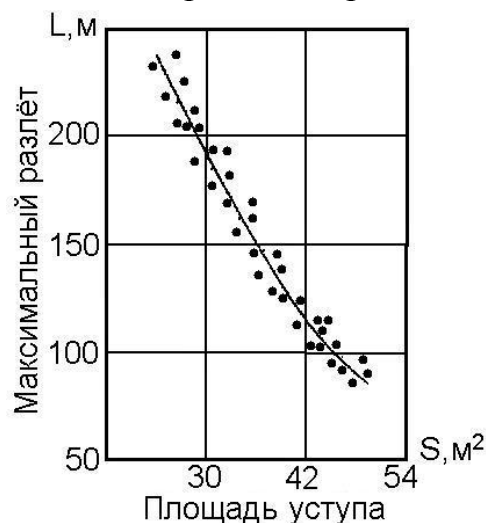


Рис. 1 – Изменение максимального разлета кусков гранита в зависимости от размеров площади уступа, приходящейся на одну скважину

Любая схема коммутации скважинных зарядов имеет ограниченный диапазон регулирования параметров развала взорванной горной массы, также из-за симметричности приложения взрывной нагрузки к горному массиву.

В связи с этим необходимо применять диагональные схемы взрывания, обеспечивающие продольные перемещения горной массы вдоль уступа. Основным направлением при размещении запирающих зарядов в виде части кольца, в забоечной части скважины должно быть продольное под углом 10-45 градусов к бровке взрываемого уступа. В этом случае развал взорванной горной массы формируется более компактно и равномерно без завышенных гребней.

Представляет интерес конструкция из эмульсионного ВВ, например украинита и игданита, как в качестве верхней части колонки, так и в виде запирающего асимметричного заряда.

В табл. 1 показаны рекомендуемые параметры асимметричных зарядов, а в табл. 2 – результаты применения зарядов на гранитном карьере.

На основании проведенных исследований были получены следующие результаты:

1. Анализ результатов опытно-промышленных массовых взрывов на Токковском, Рыбальском, Чаплинском и Любимовском гранитных карьерах показал высокую эффективность применения новых конструкций скважинных зарядов асимметричного действия при использовании различных типов ВВ по формированию рациональных геометрических параметров развала взорванной горной массы.

2. Выход негабаритных фракций горной массы по результатам массовых взрывов был уменьшен в 2-4 раза.

3. Сетка расположения скважинных зарядов была расширена на 17%.

4. Экономия средств на производство промышленных массовых взрывов составила 87 тыс. грн. в год.

Табл. 1, 2

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ассонов В.А. Взрывные работы на металлических рудниках /Ассонов В.А., Давыдов С.А., Романов В.С./ М.: Metallurgizdat, 1950.-с. 50-80
2. Белаенко Ф.А., Друкованный М.Ф., Кучерявый Ф.И. Исследование полей напряжений в процессе образования трещин при отбойке пород на карьерах. – Проблемы дробления горных пород взрывом. – М.: Углетехиздат, 1959, с. 24-29
3. Лаврентьев М.А. Кумулятивный заряд и принципы его работы. – журн. «Успехи математических наук». – 1957. – том 12, вып. 4(76), с. 41-56
4. Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П., Челышев В.П., Шехтер Б.Н. – Физика взрыва. – М.: Наука, 1975. – с. 41-45
5. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. – М.: Недра, 1980 – с. 320-325
6. Clark G.W., Lewis R.S. Application the shaped charge in Mining. Bulletin University of Utah, 1953, №1
7. А.с. №1099689 СССР. Сквжинный заряд. МКИ E21C 37/00. Косенко В.И. – Оpubл. 23.06.84. – БИ №23. – ДСП
8. А.с. №73672. Кумулятивный заряд. МКИ E21C 37/00. Каменка Б.И. – Оpubл. БИ №12 1948
9. Демидюк Г.П., Ведутин В.Ф. Эффективность взрыва при проведении выработок. – М.: Недра, 1973. – с. 55-79
10. Пат. 83045С2. Свердловинний асиметричний заряд. МПК E21C 37/00 F42D 3/04. Заявка №2005 12142 від 23.09.05. Оpubл. 10.06.2008. – Бюл. №11
11. Пазынич А.В. Асиметричные поля напряжений во взрывной полости для повышения эффективности дробления /Пазынич А.В., Косенко В.И., Ларионов Г.И./ – Геотехническая механика. – Межведомственный сборник научных трудов. Вып. 77, 2008, с. 141-146

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.О. Яланським 14.08.09