

В.Д. СИДОРЕНКО, д-р техн. наук, Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд. техн. наук,  
М.В. МАРТЫНЮК, аспирант, Криворожский технический университет  
С.В. ТИЩЕНКО, д-р техн. наук, Киевский национальных институт

## **РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ВВ С РАДИАЛЬНЫМ ЗАЗОРОМ С ЦЕЛЬЮ УЛУЧШЕНИЯ КАЧЕСТВА ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ ПУТЕМ СНИЖЕНИЯ ПИКОВОГО ДАВЛЕНИЯ В ЗАРЯДЕ ВВ**

Рассмотрен процесс разрушения горных пород взрывом при применении скважинного заряда ВВ с радиальным зазором и изменением соотношения его параметров, результаты его внедрения.

Розглянуто процес руйнування гірських порід вибухом при застосуванні скважинного заряду ВВ із радіальним зазором і зміною співвідношення його параметрів, результати його впровадження.

**Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.** Основными факторами, оказывающими влияние на эффективность разрушения горных пород, являются количество энергии взрыва заряда взрывчатого вещества (ВВ), конструкция зарядов, длительность приложения взрывного импульса к разрушаемой среде, а также условия, в которых происходит работа взрыва.

**Постановка задачи.** Волны, возникающие в горном массиве при взрыве заряда ВВ, имеют очень высокое давление на первоначальном фронте волны и быстро затухают по мере распространения их в глубь массива. При этом, энергия взрыва расходуется на пластические деформации и на переизмельчение среды в ближней зоне заряда, что приводит к снижению энергии, затрачиваемой на полезную работу. В настоящее время развитие методов управления энергией взрыва происходит по двум направлениям: первое из них основано на изменении концентрации энергии в заряде ВВ и второе связано с повышением коэффициента использования энергии взрыва взрывчатого вещества за счет изменения его детонационных характеристик. Методы управления энергией взрыва двух указанных направлений не противоречат друг другу, а служат источником дальнейшего совершенствования технологии взрывных работ. Повышение коэффициента использования энергии взрыва возможно при рациональном режиме взрывного нагружения разрушаемого горного массива, осуществляемого благодаря конструктивным особенностям скважинного заряда взрывчатого вещества.

**Изложение материала и результаты.** При заполнении скважины взрывчатым веществом всплошную взаимодействие детонационной волны с взрываемым массивом зависит от угла падения последней на границу раздела «ВВ – среда». Давление у границы раздела согласно [1, 2], в зависимости от угла падения детонационной волны может быть определено зависимостью

$$P = \begin{cases} P(\varphi) = 2,4P_n, \text{ если } \varphi = 0 \\ 1,2\left(2 - \frac{\varphi}{\pi}\right)P_n, \text{ если } 0 < \varphi < \frac{\pi}{3} \\ P(\varphi) = \frac{P_n}{1 - \cos \varphi}, \text{ если } \frac{\pi}{3} \leq \varphi \leq \frac{\pi}{2} \end{cases}, \quad (1)$$

где  $P_n$  – начальное давление в детонационной волне;  $\varphi$  – угол падения в детонационной волне на границу раздела «ВВ – среда».

Однако, учитывая не идеальность детонации промышленных взрывчатых веществ и, следовательно, постепенность нарастания давления определяется в скважине по формуле

$$P_{скв} = \frac{\rho D^2}{8} \Delta^\alpha \quad (2)$$

где  $\rho$  – плотность заряжания;  $D$  – скорость детонации взрывчатого вещества;  $\Delta$  – отношение объема взрывчатого вещества к объему заряжаемой части скважины;  $\alpha \approx 2,5$ .

При исследовании процесса детонации простейших взрывчатых веществ типа АС+ДТ в промышленных условиях формула (2) давала результаты, которые хорошо согласовывались с экспериментальными данными.

Формула (2) в отличие от (1) может быть использована при наличии кольцевого зазора между зазором и стенками скважины. При этом необходимо отметить, что наличие кольцевого зазора между границей «ВВ – среда» изначально изменит характер взрывной нагрузки.

Учитывая линейные размеры части скважинного заряда ВВ с использованием кольцевого зазора, определим величину  $\Delta$ . Так как по определению:

$$\Delta = V_{ВВ} / V_{скв},$$

то для верхней части заряда, учитывая, что  $V_{ВВ} = \pi \frac{d_1^2}{4} h$ , а  $V_{скв} = \pi \frac{d_2^2}{4} h$ , имеем

$$\Delta_1 = (d_1 / d_2)^2, \quad (3)$$

где  $d_2 = d$

$d_2$  – диаметр скважины;

$d_1$  – диаметр верхней части заряда ВВ, определенный из соотношения:

$$d_{кр} \leq d_1 \leq d_{кр} + 10^{-3} f$$

где  $d_{кр}$  – критический диаметр ВВ;

$f$  – коэффициент крепости по шкале проф. Н.Н. Протодьяконова.

Для нижней части заряда, где формируется сплошная колонка заряда,  $\Delta_2 = 1$ .

Исходя из полученных результатов значений  $\Delta_1$  и  $\Delta_2$  и формулы (2),

можно записать аналитические выражения, определяющие давление в верхней и нижней части скважины:

$$P_1 = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2 \cdot \Delta^{2,5}, \quad (4)$$

$$P_2 = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2, \quad (5)$$

так как  $0 < \Delta_1 < 1$ , очевидно, что

$$P_1 < P_2 \quad (6)$$

Максимальная величина давления в скважине в зависимости от величины  $\Delta$ , согласно [3] определяется выражением:

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho \cdot D^2 \cdot \Delta^\alpha \cdot (1 + R), \quad (7)$$

где:  $R$  – отношение импедантов ВВ и породы, то есть  $R = (\rho \cdot V)_{ВВ} / (\rho \cdot V)_{пор}$ .

Учитывая, тот факт, верхней части заряда  $\Delta_1$  определяется формулой (3), а для нижней части, согласно определению  $\Delta_2=1$ , то для рассмотрения конструкции заряда максимальное давление определяется формулой

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho \cdot D^2 (1 + R) \cdot \left[ 1 + \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^{2\alpha} \right] \quad (8)$$

Условия, удовлетворяющие уравнению (8) редко реализуются при использовании промышленных ВВ, поскольку их детонация является далеко не идеальной. Поэтому верхний предел давления у стенок скважины при  $R < 1$  составляет:

$$P_{\max} (R < 1) \approx \frac{1}{4} \rho D^2 \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^\alpha \quad (9)$$

для случая, когда  $R > 1$ :

$$P_{\max} (R > 1) \approx \frac{1}{8} \rho D^2 \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^\alpha \quad (10)$$

Очевидно, что для случая  $\Delta=1$  в зависимости величины  $R$  максимальное давление в зарядной скважине, согласно формуле (2), будет находиться в пределах:

$$P_{ск} \leq P_{\max} \leq 2P_{ск} \quad (11)$$

Для нахождения величины импульса давления, определяемого из общепринятой зависимости:

$$I = \int_0^t P(t) dt, \quad (12)$$

воспользуемся определением формулы  $P(t)$ , согласно [4]:

$$P(t) = P_{\max} \cdot e^{-\frac{t}{\tau}} \quad (13)$$

где  $P_{max}$  – максимальное давление на границе «ВВ – порода»;  $t$  – время необходимое для достижения ударной волной фиксированной точки;  $\tau$  – время релаксации.

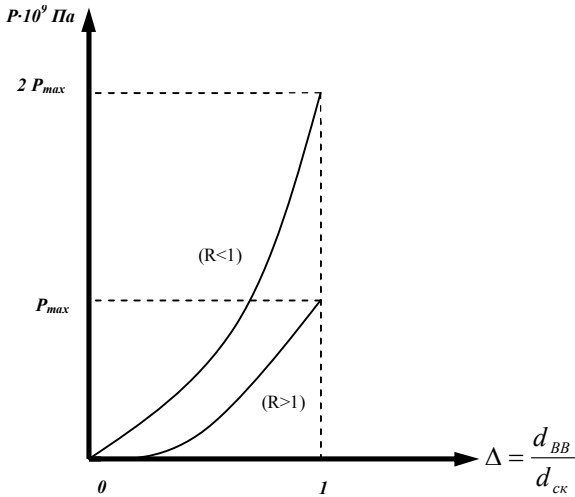


Рис. 1. Зависимость давления в зарядной камере от величины  $\Delta$  и  $R$ .

Для рассматриваемой конструкции заряда ВВ в зависимости от величины  $R$  и  $\Delta$  максимальное давление на границе «ВВ – порода» определяется по формулам (9) – (11).

Следовательно, для рассматриваемого случая, если  $0 < \Delta < 1$  то для:

( $R < 1$ )

$$I_1 = \frac{\rho D^2}{4K} \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^2 e^{kt} \quad (14)$$

( $R > 1$ )

$$I_2 = \frac{I_1}{2} \quad (15)$$

Если  $\Delta = 1$ , то в зависимости от величины  $R$  будем иметь:

$$\frac{\rho D^2}{8K} e^{Kt} \leq I \leq \frac{\rho D^2}{4K} e^{Kt} \quad (16)$$

где  $K = -\frac{1}{\tau}$ .

Полученное соотношение (14) – (16) определяет величину импульса давления в фиксированной произвольной точке разрушаемого горного массива в зависимости от величины  $d_1 / d_2$ .

Промышленные эксперименты выполнялись при производстве массовых взрывов в карьере ОАО «ЮГОК». Целью экспериментов было снижение рас-

ходов взрывчатого вещества при сохранении достигнутых качественных характеристик. Общая высота колонки экспериментальных зарядов были равны сплошной колонке заряда.

Для проведения экспериментов и получения достоверных результатов, взрываемый блок разделяли на контрольный и экспериментальный участки.

Результаты экспериментов показали, что качество дробления горных пород на контрольном и экспериментальном участках было одинаковое, при снижении удельного расхода ВВ.

При взрывании горных пород на экспериментальном блоке увеличение зоны регулируемого дробления получено некоторое увеличение выхода фракции 0 + 400 мм и более низкие показатели крупных фракций.

При проведении хронометражу экскаваторов, было установлено, что время погрузки думпкаров экскаватором ЭКГ-8И на контрольных и экспериментальных участках блока составило 90-95 мин.

По данным маркшейдерской службы отклонений от уровня проектных отметок подошвы уступа не установлено.

В процессе погрузки взорванной горной массы выполняется, наблюдения и фотографирования на поверхности массива на контрольных и экспериментальных участках блоков. Для получения дополнительной информации, а также для оценки нарушения массиву, был проведен обзор шести других блоков после взрывов, в аналогичных геологических условиях.

В качестве критерия оценки проведения взрыва, был использован метод оценки гранулометрического состава, и отдельных фракций (%). В процессе обработки фоторезультатов получено распределение гранулометрического состава по фракциям в виде диаграммы.

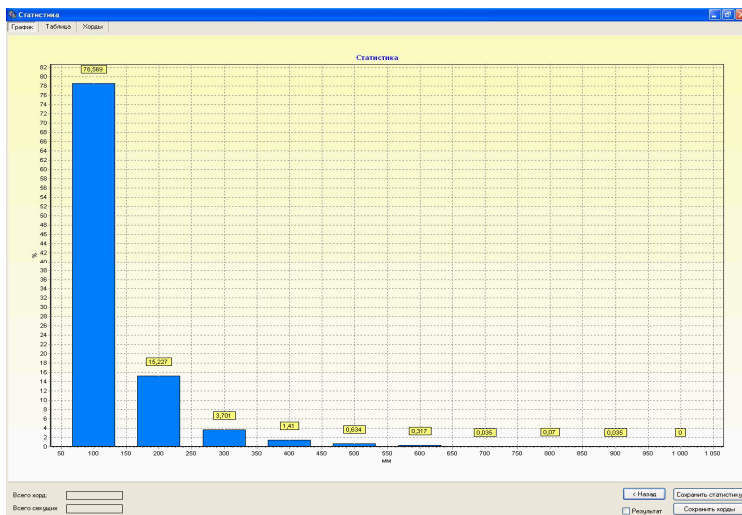


Рис. 2. Диаграмма гранулометрического состава взорванной горной массы

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Следовательно, изменяя размеры радиального зазора между ВВ и породой, происходит изменения величины импульсной нагрузки по высоте разрушаемого уступа горных пород в зависимости от конкретных условий ведения БВР. Для этого достаточно иметь указанные соотношения диаметров зарядов ВВ в верхней и нижней части скважины и линейные размеры высоты столба ВВ с разными значениями  $\Delta$ .

Данная конструкция скважинного заряда с радиальным зазором позволяет улучшить качество взорванной горной массы с увеличением выхода фракции  $0 + 400$  мм на 2,5 %.

#### *Список литературы*

1. **Власов О.Е.** Основа теории действия взрыва. –М.: ВИА, 1957. –407 с.
2. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука, 1977. –259 с.

УДК 622.271

В.К. СЛОБОДЯНИЮК, канд. техн. наук, доц., Ю.В. ПЕРЕГУДОВ, магистрант, Криворожский технический университет

### **УЧЕТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ И РАЗНОСЕ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИХ БОРТОВ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА**

Исследовано влияние горно-геологических особенностей прибортового массива на безопасность открытой разработки при формировании и разносе временно нерабочих бортов карьеров

Досліджено вплив гірничо-геологічних особливостей прибортового масиву на безпечність відкритої розробки при формуванні та розносі тимчасово неробочих бортов кар'єру.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Поэтапная открытая разработка крутопадающих месторождений сопровождается работами по формированию и разносу временно нерабочих бортов. Высота участка временно нерабочего борта между смежными по высоте рабочими зонами карьера достигает 60-100 м, угол откоса временно нерабочих бортов равен углу откоса нерабочего борта и существенно превышает угол откоса рабочего борта. При этой системе разработки особую роль играют вопросы учета особенностей залегания рыхлых и плотных пород в прибортовом массиве, которые оказывают существенное влияние на устойчивость борта карьера и на обеспечение безопасных условий производства горных работ. В отечественной практике проектирования не принято выделять в проекте карьера промежуточные этапные контура, и соответственно, влиянию локальных особенностей залегания горных пород на устойчивость борта карьера не уделяется достаточного внимания. Это лишает горных инженеров проектного