

Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд.техн.наук,доц., М.В. МАРТЫНЮК, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

РАЗРАБОТКА И ПРИМЕНЕНИЕ КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ С РАДИАЛЬНЫМ ЗАЗОРОМ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД В КАРЬЕРЕ

Разработаны и внедрены конструкции скважинных зарядов ВВ с радиальным зазором и рассмотрен процесс разрушения горных пород этими зарядами.

Основными направлениями технического прогресса в области производства взрывных работ следует признать активные методы управления взрывом скважинного заряда, к которым в первую очередь относятся изменения конструкции зарядов взрывчатого вещества и способов их взрывания. Эти методы позволяют существенно изменить механизм действия взрыва скважинного заряда, повысить его полезную работу за счет более полного использования выделяющейся энергии при взрыве.

К таким конструкциям зарядов ВВ относят заряды с воздушными и инертными промежутками с боковыми и осевыми воздушными промежутками, заряды комбинированные с различной мощностью и чувствительностью. Широкое практическое применение зарядов с воздушными промежутками на карьере ЮГОКа в последнее время в основном сдерживалось из-за отсутствия надежных и эффективных способов и устройств по созданию промежутков в заряде ВВ.

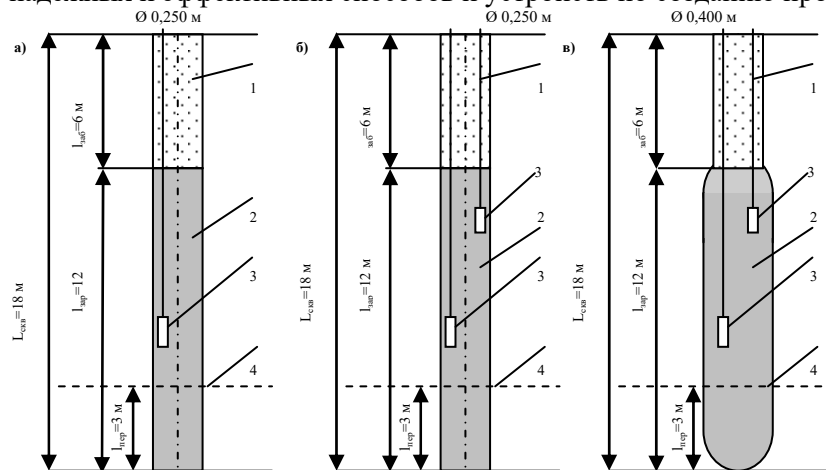


Рис. 1. Конструкция скважинных зарядов ВВ: а – сплошной заряд ВВ; б – сплошной заряд с двухсторонним инициированием ВВ; в – котловой заряд ВВ; 1 - забойка; 2 - заряд ВВ; 3 - промежуточный детонатор; 4 - уровень подошвы уступа

Отличительной особенностью детонации сплошного заряда (рис.1а) при инициировании его промежуточным детонатором явля-

ется то, что фронт детонационной волны составляет приблизительно угол 90° с осью заряда. Волны напряжений в среде при этом образуют на участке цилиндрического заряда, где протекает активный процесс детонации, конический либо сферический фронт в зависимости от соотношения скорости детонации ВВ и скорости звука в среде [1].

Изменить направление детонации возможно также путем изменения расположения точки инициирования. Влияние расположения промежуточного детонатора исследовалось многими авторами как теоретически, так и в производственных условиях. В работе [2] приведена зависимость волнового поля напряжений от направления детонации при различных соотношениях скоростей звука в среде и детонации. В работе показано, что в точке сопряжения откоса уступа с подошвой величина напряжений, вызывающая деформацию сдвига по плоскости подошвы, в 2 раза больше при инициировании снизу, чем при инициировании сверху.

Одной из разновидностей методов, использующих направление детонации, является двустороннее инициирование скважинного заряда [3]. При этом методе взрывания можно обеспечить встречу детонационных волн в любом заранее выбранном месте скважины и благодаря многократному увеличению давления при взаимодействии двух детонационных волн осуществить интенсивное дробление горной массы (рис.1в).

При добыче известняков вопросу качества взрывного дробления уделяют особое внимание - снижение переизмельченной фракции при равномерном дроблении пород. В связи с этим, нашли применение скважинные заряды малого диаметра. Использование скважинных зарядов малого диаметра 146-149 мм обеспечило качественное дробление пород, при выходе негабарит-

та не более 1,5-3,0 % [4]. При сохранении удельного расхода, необходимо производить увеличение длины колонки заряда ВВ, что приводит также к увеличению площади контакта ВВ со стенками скважины.

Для повышения эффективности взрывного дробления, с целью снижения выхода переизмельченной фракции в ближней зоне заряда, достигается за счет формирования в скважинах постоянного диаметра участков зарядов переменного диаметра.

Исследование эффективности действия взрыва зарядов переменного сечения по длине зарядной полости были проведены полигонные испытания на гранитных моделях кубической формы с ребром в 200 мм [5].

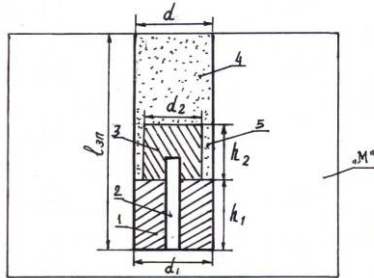


Рис. 2. Схема заряда ступенчатой формы: «М» - гранитная модель; 1 - нижний заряд ВВ; 2 - электродетонатор; 3 - верхний заряд ВВ; 4 - забойка; 5 - зазор между ВВ и стенкой зарядной полости

В скважинах диаметром 16 мм формировались заряды ступенчатой формы общей массой 6,5 г, состоящие из двух частей: нижней, диаметр которого d_1 во всех экспериментах был принят равным диаметру скважине d , и верхней диаметр которого d_2 . (рис. 2).

В ходе проведенных экспериментов установлено, что при применении данной конструкции выход мелких (от 0 до 4 мм) снижается с 7,1% при диаметре верхнего заряда 12,0 мм до 4,1 % при диаметре верхнего заряда 9,0 мм, а выход крупных фракций при этом возрастает.

Для определения эффективности взрывания с использованием конструкции скважинных зарядов с изменяющейся по высоте уступа площадью контакта ВВ со стенками зарядной полости авторами работы [6] был проведен промышленный эксперимент в условиях Крюковского гранитного карьера при отбойке пород крепостью $f = 11-12$ по шкале проф. М.М. Протоджяконова (рис. 3).

Промышленные эксперименты на гранитном карьере показали, что применение конструкций скважинных зарядов с изменяющейся по высоте уступа площадью контакта ВВ со стенками зарядной полости позволяет снизить удельный расход ВВ при снижении выхода мелких фракций на 4,5 %.

Волны напряжений, возникающие в горном массиве при взрыве заряда ВВ, имеют очень высокое давление на первоначальном фронте волны и быстро затухают по мере распространения их вглубь массива, а энергия взрыва расходуется на пластические деформации и на переизмельчение среды в ближней зоне заряда, что приводит к снижению энергии, затрачиваемой на полезную работу.

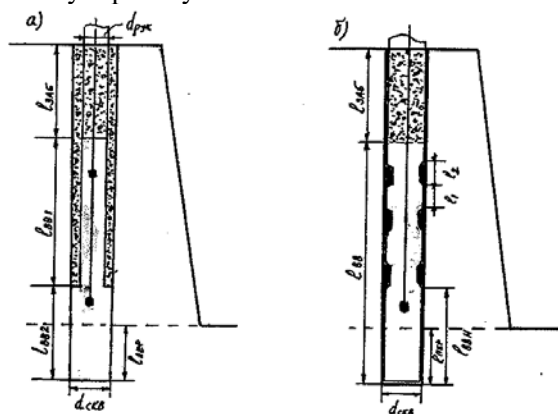


Рис. 3. Скважинные заряды переменного диаметра: а - ступенчатой формы $d_{скв}$ - диаметр скважины; $d_{рук}$ - диаметр зауженной части полипропиленового рукава; $l_{вв1}$ и $l_{вв2}$, соответственно длина верхнего и нижнего зарядов); б - переменного сечения по длине заряда $l_{вв1}$ - длина нижней части заряда; l_1 и l_2 - участки заряда полного и зауженного сечения

Для этого усовершенствована конструкция скважинного заряда ВВ с радиальным зазором для железорудных карьеров, с целью повышения коэффициента использования энергии взрыва возможно при рациональном режиме взрывного нагружения разрушаемого горного массива,

осуществляемого благодаря конструктивным особенностям скважинного заряда взрывчатого вещества (рис. 4).

Способ формирования осуществляется, таким образом [7].

Производится бурение скважины 1, в нижней части скважины размещают заряд взрывчатого вещества 2 в рукав из полимерного материала с переменным сечением 4 и промежуточный детонатор 3, высота которого определяется по формуле, м

$$h_{с.з.} = h_n + f \cdot 10^{-1},$$

где $h_{п}$ - высота перебура в скважине, м; f - коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, после формирования нижней части заряда рукав заполняется взрывчатим веществом 5, при этом высота заряда в верхней части рукава определяют по формуле, м

$$h_{з.р.} = h_{ск} - (h_{п} + f^{0,1}) - h_{заб},$$

где $h_{ск}$ - длина скважины; $h_{заб}$ - высота забойки, м.

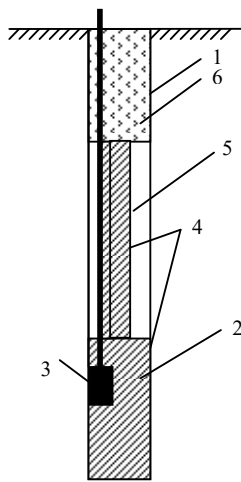


Рис. 4. Конструкция скважинного заряда ВВ с радиальным зазором: 1 - скважина; 2 - взрывчатое вещество, размещенное в нижней части заряда; 3 - промежуточный детонатор (ДПУ 830-Тл); 4 - рукав с полимерного материала для формирования заряда; 5 - взрывчатое вещество, размещенное в верхней части заряда; 6 - забойка

Внутренний диаметр рукава в зависимости от условий заполнения зазора между зарядом и стенками скважины (вода или воздух) определяется по формуле, мм

вода:

$$d_p = 0,63 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1}, \text{ мм};$$

где d_p - диаметр верхней части рукава, мм; $d_{ск}$ - диаметр скважины, мм; воздух, мм

$$d_p = 0,6 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1},$$

для скважины с диаметром 200 мм:

$$d_p = 0,7 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1},$$

После окончания заряжания, изолируют верхнюю часть полимерного рукава, и заполняют скважину забойкой 6.

При высоте уступа 15 м, высота перебура 3 м, коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 20, диаметр скважины 0,253 м, зазор между зарядом и стенками скважины заполняют водой, определено:

высота нижнего заряда $h_{с.з.} = 5$ м;

высота верхнего заряда $h_{з.р.} = 7$ м;

внутренний диаметр рукава $d_p = 0,212$ мм.

Инициирование промежуточным детонатором 3 осуществляется в нижней части заряда 2, за счет сплошного рукава 4 детонационная волна передается к верхней части заряда ВВ 5.

Развитие методов управления энергией взрыва происходит по двум направлениям: первое из них основано на изменении концентрации энергии в заряде ВВ, второе связано с повышением коэффициента использования энергии взрыва ВВ 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.

При взрывании сплошной конструкции скважинного заряда взаимодействие детонационной волны с массивом зависит от угла падения последней на границу раздела «ВВ – среда». Давление у границы раздела согласно [8;9], в зависимости от угла падения детонационной волны может быть определено зависимостью

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

где P_n - начальное давление в детонационной волне; φ - угол падения в детонационной волне на границу раздела «ВВ-среда».

Давления в скважине определяется по формуле

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

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

Формула (2) может быть использована при взрывании заряда ВВ с кольцевым зазором между зарядом и стенками скважины. При этом необходимо отметить, что наличие кольцевого зазора между границей «ВВ - среда» изменит характер взрывной нагрузки на массив горных пород.

Учитывая линейные размеры части скважинного заряда ВВ с использованием кольцевого зазора, определим величину Δ . 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. Протоdjeяконова.

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

Исходя из полученных результатов значений Δ_1 и Δ_2 и формулы (2), можно записать аналитические выражения определяющие давление в верхней и нижней части скважины

$$P_1 = \frac{1}{8} \rho D^2 \Delta^{2.5}, \quad (4)$$

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

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

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

Максимальная величина давления в скважине в зависимости от величины Δ , определяется выражением

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

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

Учитывая, тот факт, верхней части заряда Δ_1 определяется формулой (3), а для нижней части, согласно определению $\Delta_2 = 1$, то для рассмотрения конструкции заряда максимальное давление определяется формулой

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

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

$$P_{ск} \leq P_{\max} \leq 2P_{ск} \quad (9)$$

Для нахождения величины импульса давления, определяемого из общепринятой зависимости

$$I = \int_0^t P(t) dt, \quad (10)$$

воспользуемся определением формулы $P(t)$

$$P(t) = P_{\max} e^{-\frac{t}{\tau}} \quad (11)$$

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

Для конструкции заряда ВВ с радиальным зазором в зависимости от величины R и Δ максимальное давление на границе «ВВ-порода» определяется по формуле (11).

Для случая, если $0 < \Delta < 1$, то для

($R < 1$)

$$I_1 = \frac{\rho D^2}{4K} \left(\frac{d_1}{d_2}\right)^2 e^{kt} \quad (12)$$

($R > 1$)

$$I_2 = I_1 / 2. \quad (13)$$

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

$$\frac{\rho D^2}{8K} e^{kt} \leq I \leq \frac{\rho D^2}{4K} e^{kt}, \quad (14)$$

где $K = -(1/\tau)$.

Полученное соотношение (12)-(14) определяет величину импульса давления в фиксированной произвольной точке разрушаемого горного массива в зависимости от величины d_1/d_2 .

Перед проведением исследовательских работ в промышленных условиях, закономерности взрывного разрушения горных пород целесообразно изучать на моделях.

Поэтому лабораторные исследования выполняли на рудоцементных моделях. Перед взрыванием определяли основные физико-механические свойства и упругие компоненты материала образца. Материал модели по своим свойствам соответствовал маргитовым рудам. Оценивали результаты взрыва по следующим показателям: диаметр среднего куска и выход измельченного материала. Размер блоков составлял 435×390 мм в плане и по высоте - 290 мм.

Скважины в модели выполняли с помощью стальных стержней диаметром 5 мм и длиной 220 мм, которые вставляли в модель с помощью специального шаблона, чтобы обеспечить соосность зарядов во всех изготовленных образцах.

В качестве ВВ для заряжения скважин в блоках использовали промышленные взрывчатые вещества, которые допущены к использованию. Для образования в заряде радиального зазора с центрированием в скважине устанавливали керамические стержни с внутренними диаметрами от 9,0 до 11,5 мм и разной высотой верхней части заряда от 73 до 109 мм.

Лабораторными исследованиями установлено, что радиальный зазор в заряде обуславливает эффективное использование энергии ВВ на полезные формы работы, повышает интенсивность процесса трещинообразования. При исследовании применяемых зарядов ВВ с радиальным зазором, в рудоцементных моделях установлено, что удельный расход ВВ на отбойку уменьшается на 15-18 % по сравнению со взрыванием сплошных колонковых зарядов. Одновременно зарегистрировано улучшение качества дробления.

В полигонных условиях проводили испытания, во время которых предлагаемые заряды с радиальным зазором сравнивали со сплошными и колонковыми зарядами. Для всех зарядов в грунте, коэффициент которого приравнивается к $f = 0,6-0,8$ по шкале проф. М.М. Протоdjяконова, на полигоне пробуривали скважины глубиной 1 м и диаметром 140 мм.

В качестве оценки эффективности применения данных конструкций был выбран метод воронкообразования.

При соотношении диаметров верхнего заряда и скважины $\Delta < 0,5$ происходит незначительное увеличение объема воронки взрыва. При $\Delta > 0,5$ объем воронки взрыва заряда с радиальным зазором значительно отличается от примененных зарядов со сплошной колонкой. При последующем увеличении отношения диаметров к $\Delta = 0,85$ общая эффективность взрыва (объем воронки) резко снижается.

В зарядах с радиальным зазором в полигонных условиях, где моделировались легковзрываемые массивы разница в объемах зависит от соотношения диаметров верхнего заряда и скважины ($\Delta = 0,57-0,72 d_{скв}$). При $\Delta > 0,5$ действие взрыва увеличивается и достигает максимальных значений, при $\Delta = 0,72$ - объемы воронок взрыва различались в 1,5-1,8 раза.

Рациональный размер высоты верхней части заряда ВР, при котором достигается максимальный объем разрушений, подтверждает аналитически установленное соотношение $h_{з,р} = h_{скв} - (h_n + f \cdot 0,1) - h_{заб}$ и равняется 493 мм для условий полигонных исследований.

Экспериментальные заряды с радиальным зазором характеризуются высокой работоспособностью. В условиях полигонных испытаний объемы воронок взрыва зарядов с радиальным зазором были на 20-40 % выше, чем при сплошной колонке ВВ.

Промышленная проверка взрывания скважинных зарядов с радиальным зазором осуществлялась при производстве массовых взрывов в карьере ОАО «ЮГОК». Цель экспериментов - проверка в производственных условиях эффективности взрывания зарядов ВВ с радиальным зазором по сравнению со сплошными зарядами так как в данном случае значительно снижается расход ВВ. Высота колонки экспериментальных зарядов были равна сплошной колонке заряда. Для проведения промышленных взрывов и получения достоверных результатов опытный блок с аналогичными горно-геологическими условиями разбивался на два участка - экспериментальный и контрольный. На экспериментальном участке взрывались скважинные заряды с радиальным зарядом, на опытном - конструкции со сплошным скважинным зарядом ВВ.

Расположение скважинных зарядов с радиальным зазором выполнялись в соответствии с разработанной технологией размещения скважин на взрываемом блоке. В данной технологии учитывались физико-механические свойства горных пород карьера и параметры буровзрывных работ.

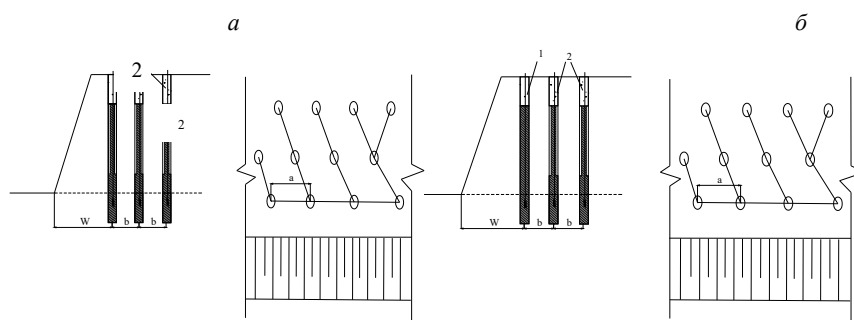


Рис. 5. Схема расположения скважинных зарядов на экспериментальном и контрольном участках опытного блока: *a* – с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f=16$ при ЛСПП ($W<10,5$ м); *б* – с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f=16$ и выше при ЛСПП ($W>10,5$ м); 1 – сплошной заряд ВВ; 2 – заряды ВВ с радиальным зазором; *a* – расстояние между скважинами в ряду, *b* – расстояния между рядами скважин, м

Если взрывааемые породы имеют коэффициент крепости $f=16$ и ниже по шкале проф. М.М. Протодьяконова, а линия сопротивления по подошве уступа меньше 10,5 м, то применяются скважинные заряды с радиальным зазором во всех рядах взрывааемого блока.

Если взрывааемые породы имеют коэффициент крепости $f=17-20$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова, а с увеличенной линией сопротивления по подошве уступа ($>10,5$ м), то в первом ряду скважин применяли заряд ВВ со сплошной колонкой, а в следующих рядах скважины с зарядами ВВ с радиальным зазором.

Анализ качества дробления показал, что при взрывании горных пород на экспериментальном блоке увеличена зона регулируемого дробления, получено уменьшение выхода фракции 0 + 400 мм и отмечено понижение показателей крупных фракций.

При проведении хронометража 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 фотографирование на поверхности массива на контрольных и экспериментальных участках блоков.

В качестве критерия оценки проведения взрыва, а именно гранулометрического состава, был использован фотопланиметрический метод. В процессе обработки фоторезультатов получено распределение гранулометрического состава по экспериментальному и контрольному блокам приведен в табл. 1.

Таблица 1

Класс фракции	Экспериментальный блок		Контрольный блок	
	выход фракции, %	количество кусков, шт	выход фракции, %	количество кусков, шт
50,0-150,0 мм	78,5689	2228	77,4955	2135
150,0-250,0 мм	15,2274	432	15,0635	415
250,0-350,0 мм	3,7011	105	3,5572	98
350,0-450,0 мм	1,4099	40	1,5245	42
450,0-550,0 мм	0,6345	18	0,9074	25
550,0-650,0 мм	0,3172	9	0,7986	22
650,0-750,0 мм	0,0352	0	0,2904	8
750,0-850,0 мм	0,0705	1	0,1452	4
850,0-950,0 мм	0,0352	0	0,1815	5
950,0-1050,0 мм	0,0000	0	0,0363	1

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. С целью повышения эффективности использования энергии взрыва заряда ВВ разработаны конструкции скважинных зарядов ВВ с радиальным зазором, отличительной особенностью которых является перераспределение энергии взрыва по высоте колонки заряда.

2. Изменяя размеры радиального зазора между ВВ и породой, изменяется величина импульсной нагрузки по высоте разрушаемого уступа горных пород в зависимости от конкретных

условий ведення БВР. Для цього достатньо мати указані співвідношення діаметрів зарядів ВВ в верхній і нижній частині скважини і лінійні розміри висоти столба ВВ з різними значеннями співвідношень діаметрів заряду і скважини.

3. Промислові випробування конструкцій скважинного заряду з радіальним зазором показали покращення якості дроблення горної маси з збільшенням виходу фракції 0 + 400 мм на 2,5%.

Список литературы

1. **Кучерявий Ф.И., Куриленко А.В.** Влияния направления детонаций удлиненного заряда на характер взрывного разрушения горной породы. – "Изв.вузов. Горный журнал", 1970, №6, с.69-71.
1. **Петрашин Л.Ф., Мячина Н.И.** О зависимости поля напряжений и процесса разрушения от конструкции заряда и направления детонации. Взрывное дело, №62/19, М.: Недра, 1967, с. 150-156.
3. **Шекун С.Г., Бызов В.Ф., Волюнец М.А.** Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда. Взрывное дело, №62/19, М.: Недра, 1967, с. 193-198.
4. **Наумец И.В.** Оптимизация буровзрывных работ при добыче скальных строительных материалов / **И.В. Наумец, С.В. Дыняк, И.В. Махоня, А.С. Сторчак** // Информ. бюл. УСИВ. – 2010. №3. – С. 11-12.
5. А.с. 1126058 СССР, МКІ³ F42В 3/00. Скважинный заряд для уступной отбойки горных пород // **С.С. Яценко, Э.И. Ефремов, Б.Н. Кутузов, С.А. Олейник, В.В. Галкин, Ю.С. Яценко, И.Н. Усик** (СССР). - №3554886; заявл. 21.02.83; опубл. 23.07.1984.
6. **Чебенко Ю.Н., Ромашко А.М.** Экспериментальные исследования способов повышения эффективности дробления пород на нерудных карьерах // Информ. бюл. УСИВ. – 2011. №3. – С. 5-8.
7. Пат. На корисну модель №52290 Україна. МПК F42D 1/08 E21C 41/26. Спосіб формування свердловинного заряду / **В. Д. Сидоренко, Г. І. Єременко, С. В. Шевченко, М. В. Мартинюк**; заявник і патентоутримувач Криворізький технічний університет. – №00629; заявл. 22.01.2010; опубл. 25.08.2010. Бюл. №16.
8. **Власов О.Е.** Основа теории действия взрыва. – М.: ВИА, 1957.– 407с.
9. **Кузнецов В.М.** Математические модели взрывного дела. - Новосибирск: Наука, 1977. - 259 с.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 622.023:622.271.33

Г.Д. ПЧЕЛКИН, В.В. КУСТОВ, А.В. КУСТОВ, Национальный горный университет

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ СВОЙСТВ РЫХЛЫХ ПОРОД НА ХАРАКТЕРИСТИКУ ОТКОСА НАСЫПНОГО ТЕХНОГЕННОГО ФОРМИРОВАНИЯ

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых процессы отвалообразования и складирования горной массы являются, как правило, завершающими в технологической цепи горного производства. Несмотря на многообразие применяемых технологий формирования отвалов и складов готовой продукции, на разницу их функционального назначения, общим для подобных объектов является то, что они представляют собой техногенные формирования насыпного характера. При проектировании, строительстве и эксплуатации отвалов (складов) особое значение приобретает вопрос устойчивости откосов [1]. В этой связи существует проблема прогнозирования предельного угла откоса сыпучих горных пород равного углу внутреннего трения (углу естественного откоса). Указанная проблема приобретает свою актуальность как при внешнем отвалообразовании с предельно допустимыми высотами ярусов, для минимизации экологических издержек, так и при отвалообразовании в выработанное пространство карьеров.

В то же время, в практике горного производства существует проблема прогнозирования распределения кусков горной массы по высоте отвала (склада) в зависимости от всей совокупности факторов [2], определяющих условия отсыпки: физико-механических свойств и гранулометрического состава горной породы; формы ее отдельных кусков; геометрических параметров поверхности отвального откоса; параметров отвалообразования. Известно, что в процессе спонтанного разделения горной массы по крупности (эффект сегрегации) на отвалах и перегрузочных площадках создаются предпосылки [3] для последующей селективной разработки техногенных месторождений с учетом гранулометрического состава горной массы, накопленной в слоях формирования.