

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ ШПУРОВЫХ И СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ ИСКЛЮЧИТЬ ПЕРЕБУР И МИНИМИЗИРОВАТЬ ВЫХОД НЕГАБАРИТА

Андриевский А.П.¹, Зуев А.Е.¹

¹ Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт химии и химической технологии» Сибирского отделения Российской академии наук (ИХХТ СО РАН), Красноярск, Россия (660036, г. Красноярск, Академгородок, 50, стр. 24), e-mail: chem@icct.ru

В статье приводятся методические положения по определению параметров взрывания для условий очистной добычи и при строительстве подземных горных выработок с использованием клиновых врубов, для различных горно-геологических и горнотехнических условий. В основе определения параметров взрывания заложен тот факт, что при взрыве колонкового заряда в массиве формируется зона регулируемого дробления в виде сложной фигуры. При этом сформироваться эта зона может в том случае, если времени действия взрывной нагрузки достаточно, в противном случае эта зона будет ограничена фронтом продольной волны, пройденным за период действия взрывной нагрузки. Таким образом, появляется возможность определить необходимый перебур для скважинной отбойки, либо полностью его исключить. Учитывая взаимовлияние одновременно взрывааемых зарядов, предлагается методика определения количества этих зарядов для фиксированных линий наименьшего сопротивления скважинной отбойки (первого ряда скважин на уступе) и количества клиновых врубовых шпуров при строительстве горных выработок.

Ключевые слова: длина заряда, недозаряд, взрывная нагрузка, клиновой вруб.

THE METHOD OF DETERMINATION OF BLAST AND DEEP-HOLE CHARGES BLASTING PARAMETERS ALLOWING TO EXCLUDE SUPERFLUOUS DRILLING AND MINIMIZE THE OVERSIZE YIELD

Andriyevskiy A.P.¹, Zuyev A.E.¹

¹ Federal State Budget Institution of Science "Institute of Chemistry and Chemical Technology", Russian Academy of Sciences, Siberian Branch (ICCT SB RAS), Krasnoyarsk, Russia, (660036, Krasnoyarsk, 50, Akademgorodok, Building 24), e-mail: chem@icct.ru

The article describes the methodological position on determination of blasting parameters for stope excavation and construction of underground mine workings with wedge cuts for the various geological, mining and technical conditions. At the explosion of core charge the zone of controlled rocks crushing is formed as a complex figure in the rock massif, with determination of blasting parameters being based on the fact. The zone can be formed in case the blasting load time is sufficient; otherwise, the zone is limited by the longitudinal wave front, passed over the period of the blast load. Thus it is possible to determine the superfluous drilling for borehole fractures or completely eliminate it. The method is proposed to determine the amount of these charges for fixed lines of the least resistance of borehole breaking (the first row of holes on a ledge) and the number of wedge cut holes in the construction of mines, that takes into account the mutual influence of both simultaneously blasted charges.

Key words: charge length, undercharge, blasting load, wedge cut.

На сегодняшний день установлено, что при взрыве удлиненного заряда образуется зона трещин (зона регулируемого дробления) в виде сложной фигуры, состоящей из цилиндра (вдоль заряда) и примыкающей к ней со стороны недозаряда половины тора с радиусом, равным половине радиуса зоны трещин (рис. 1а) [1]. Радиус зоны трещин [3; 4] определяется из следующей зависимости:

$$R_T = 0.2102 \cdot d \cdot \rho^{0.75} \cdot D^{1.5} \cdot \sigma_{сж}^{-0.25} \cdot \tau_{ср}^{-0.5} \cdot K_c^{-0.5} \quad (1)$$

где d – диаметр скважины (шпура), м; ρ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации, м/с;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, Па; $\tau_{ср}$ - предел прочности пород на срез, Па;

K_c - коэффициент структурного ослабления взрываемого трещиноватого массива, д.ед.

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_p}{l_T}} \quad (2)$$

где R_p - радиус зоны трещинообразования в монолитном массиве; l_T - расстояние между трещинами, м.

Таким образом, для исключения формирования негабаритной фракции весь разрушаемый массив должен быть охвачен зоной регулируемого дробления (рис. 1б) (т.е. недозаряд должен быть равен половине радиуса регулируемого дробления).

Установлено также, что формируется эта зона в том случае, если продолжительность действия взрывной нагрузки достаточна для её формирования, в противном случае эта зона не успевает сформироваться и будет ограничена радиусом продольной волной за период действия взрывной нагрузки [2]. С другой стороны, продолжительность действия взрывной нагрузки зависит от длины заряда, места его инициирования, скорости детонации применяемого ВВ и определяется [5]:

$$t_n = \frac{l_3}{D} \quad (3)$$

$$t_o = 2 \cdot \frac{l_3}{D} \quad (4)$$

где t_n, t_o - время действия взрывного импульса при прямом и обратном инициировании соответственно, с;

l_3 - длина заряда, м.

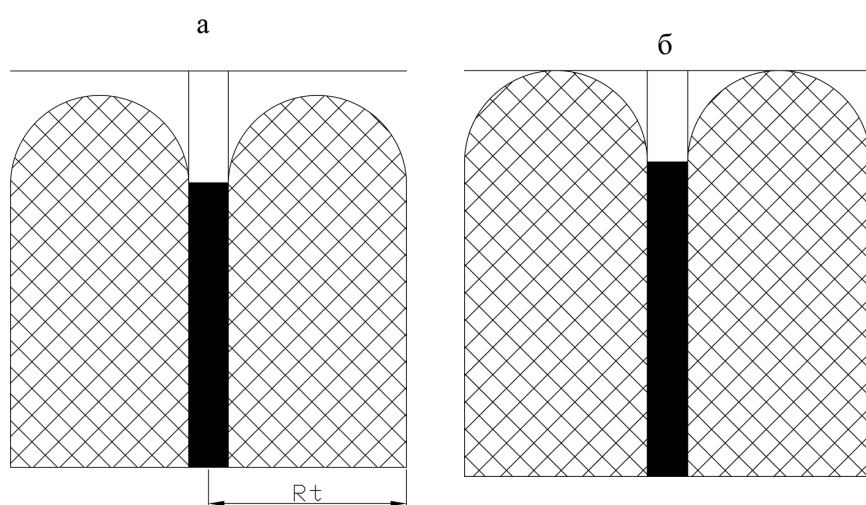


Рис. 1 Формирование зоны регулируемого дробления.

Таким образом, для текущей точки инициирования заряда продолжительность действия взрывной нагрузки определяется из следующего выражения:

$$t_i = \begin{cases} l_{32} \times D^{-1} & \text{если } l_{31} < \frac{1}{3} \times l_3 \\ 2 \times l_{31} \times D^{-1} & \text{если } l_{31} > \frac{1}{3} \times l_3 \\ \frac{2}{3} \times l_{31} \times D^{-1} & \text{если } l_{31} = \frac{1}{3} \times l_3 \end{cases} \quad (5)$$

а радиус распространения продольной волны (за период действия взрывной нагрузки) – границы перехода массива в напряженное состояние определяется из соотношения:

$$r_i = \begin{cases} l_{32} \times C_n \times D^{-1} & \text{если } l_{31} < \frac{1}{3} \times l_3 \\ 2 \times l_{31} \times C_n \times D^{-1} & \text{если } l_{31} > \frac{1}{3} \times l_3 \\ \frac{2}{3} \times l_{31} \times C_n \times D^{-1} & \text{если } l_{31} = \frac{1}{3} \times l_3 \end{cases} \quad (6)$$

где l_{31} - длина заряда в верхней части от точки инициирования всей длины колонкового заряда (обратное инициирование верхней части заряда) (рис. 2); l_{32} - длина заряда нижней части от точки инициирования всей колонки заряда (рис. 2).

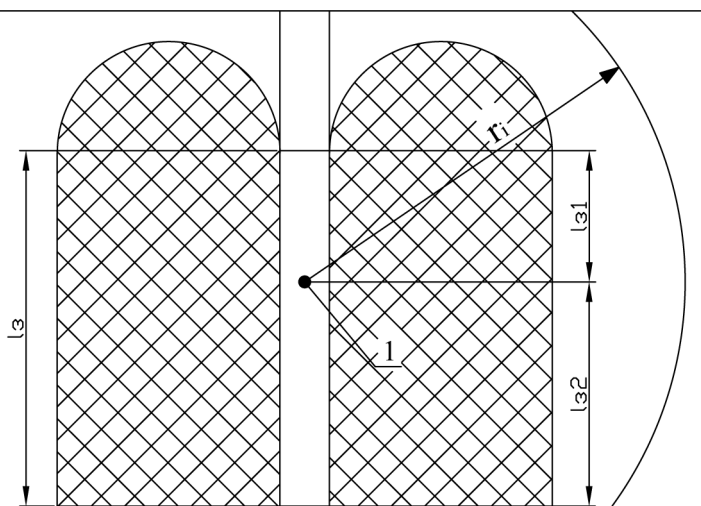


Рис. 2 Схема разрушения горного массива в зависимости от места инициирования заряда.

1 – точка инициирования заряда.

Таким образом, учитывая все вышеизложенное, можно определить оптимальную длину заряда, при которой сформируется регулируемая зона дробления для различных горно-геологических и горнотехнических условий:

$$l_{3n} = \sqrt{\frac{R^2 \cdot D^2}{C_n^2 - D^2}} \quad (7)$$

$$l_{3y} = \frac{C_n \cdot R \cdot D}{C_n^2 - 0.25 \cdot D^2} \quad (8)$$

$$l_{3o} = \frac{2 \cdot R \cdot C_n \cdot D}{4 \cdot C_n^2 - D^2} \quad (9)$$

Дальнейшее увеличение длины заряда не приведет к улучшению качества дробления, а будет иметь отрицательный результат – разлет горной массы.

Из (7) видно, что при $C_n = D$ решения нет, т.е. требуется перебур, величина которого (из геометрических соображений) определяется:

$$l_n = l_3 - (l_y - 0.5 \times R_t) \quad (10)$$

где l_n - длина перебура, м; l_y - величина ухода за цикл (высота уступа), м.

При иницировании заряда в текущей точке можно определить место иницирования, исключая перебур (из геометрических построений):

$$\sqrt{l_{31} + (0.5R_t)^2} + 0.5R_t = \sqrt{l_{32} + R_t^2} = r_i \quad (11)$$

При строительстве подземных горных выработок буровзрывным способом для образования врубовой полости чаще всего используют клиновой вруб. Однако до сегодняшнего дня надежных параметров клинового вруба не существует. Из логических соображений очевидно, что основным ограничением при образовании клинового вруба является ограничение по продолжительности действия взрывной нагрузки, т.к. размер радиуса зоны трещинообразования можно регулировать количеством и расстоянием между параллельно сближенными шпурами, а также местом иницирования заряда.

Действительно, для разрушения массива продолжительность взрывной нагрузки должна быть достаточной для охвата зоны, равной радиусу зоны трещинообразования:

$$r_i = R_m = \frac{2 \cdot l_3 \cdot C_n}{D} \quad (12)$$

где r_i - радиус распространения волны напряжения за период действия взрывной нагрузки при обратном иницировании, м; R_m - радиус зоны трещинообразования, образованной от n шпуров.

Радиус зоны трещинообразования для параллельно сближенных шпуров определяется:

$$R_{t2} = R_t \cdot \sqrt{2 \cdot \cos \gamma_1} \quad (13)$$

$$R_{t3} = R_t \cdot \sqrt{2 \cdot \cos \gamma_2 + 1} \quad (14)$$

где $\gamma_1 = \arcsin 0.5 \cdot \alpha \cdot R_t^{-1}$; $\gamma_2 = \arcsin \alpha \cdot R_t^{-1}$; α – расстояние между параллельно сближенными шпурами; R_{t2}, R_{t3} - соответственно радиусы зон трещинообразования при двух и трех параллельно сближенных шпурах, м;

При $\alpha = d_{cm}$:

$$R_{t2} = R_t \cdot \sqrt{2} \quad (15)$$

$$R_{t3} = R_t \cdot \sqrt{3} \quad (16)$$

и т.д.,

где d_{cm} - диаметр зоны смятия, м.

Тогда, зная продолжительность действия взрывной нагрузки, исходя из (12-16), можно определить количество необходимых параллельно сближенных шпуров для условий, когда параллельные шпуры располагаются на расстоянии, равном диаметру зоны смятия.

$$n = \left(\frac{r_i}{R_t} \right)^2 \quad (17)$$

где n – количество параллельно сближенных шпуров (принимают ближайшее большее целое число).

Глубина отрыва будет зависеть от угла наклона шпуров к плоскости забоя, определить которую можно из геометрических соображений:

$$h = r_i \cdot \cos \alpha \cdot \cos 30^\circ \quad (18)$$

где h – глубина ухода от одной ступени; α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Зная глубину отрыва одной ступени в клиновом врубе, можно определить необходимое количество ступеней исходя из заданного ухода за цикл. При расположении вспомогательных и оконтуривающих шпуров по плоскости забоя на расстояние между ними, равном радиусу зоны трещинообразования, можно определить линию наименьшего сопротивления, на которой они располагаются, исходя из зависимости:

$$W_2 = W_1 \cdot \sqrt{2 \cdot \cos 30^\circ} = 1.3 \cdot W_1 \quad (19)$$

где W_1 - линия наименьшего сопротивления от действия одиночного шпура (скважины), м;

W_2 - линия наименьшего сопротивления от действия двух параллельных шпуров, расположенных на расстоянии (α), равном радиусу зоны трещинообразования от одиночного шпура, м.

Тогда минимальная длина заряда для вспомогательных и оконтуривающих шпуров определяется:

$$l_{30} = \frac{2 \cdot R_{r2} \cdot C_n \cdot D}{4 \cdot C_n^2 - D^2} \quad (20)$$

где R_{r2} - радиус зоны трещинообразования от действия двух параллельно сближенных шпуров определяется из выражения:

$$R_{r2} = R_r \cdot 1.3 \quad (21)$$

Таким образом, в статье предлагаются теоретические основы для определения параметров БВР при скважинной и шпуровой отбойке, позволяющие исключить необходимость перебура на уступах и минимизировать процент выхода негабаритной фракции, учитывающие конкретные горно-геологические и горнотехнические условия производства взрывных работ.

Установлено, что при определении параметров БВР необходимо учитывать: длину заряда, величину недозаряда, место инициирования заряда, диаметр заряда, скорость детонации применяемого ВВ, скорость распространения продольной волны в массиве, взаимовлияние зарядов, трещиноватость массива и его прочностные характеристики (предел прочности на сжатие и срез).

Список литературы

1. Андриевский А.П. [и др.] Влияние конструкции удлиненного заряда ВВ на параметры взрывной воронки // Изв. вузов. Горный журнал. - 2005. - № 4. – С. 112-117.
2. Андриевский А.П. [и др.] Влияние продолжительности действия взрывного импульса удлиненного заряда на радиус образующейся взрывной воронки // Изв. вузов. Горный журнал. – 2004. - № 2. - С. 92-96.
3. Андриевский А.П., Кутузов Б.Н. Закономерность формирования зон смятия и трещинообразования при воздействии на скальный массив энергией взрыва удлиненного заряда : открытие. Диплом № 70 от 27.02.1998 г. Регистрационный номер 81/82.
4. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ. – Новосибирск : Наука, 2002. – 96 с.
5. Миндели Э.О. Разрушение горных пород. - М. : Недра, 1974. – 600 с.

Рецензенты:

Косолапов Александр Иннокентьевич, д.т.н., профессор, заведующий кафедрой ОГР, Сибирский федеральный университет Институт горного дела, геологии и геотехнологий, г. Красноярск.

Анушенков Александр Николаевич, д.т.н., профессор, заведующий кафедрой ПРМ, Сибирский федеральный университет Институт горного дела, геологии и геотехнологий, г. Красноярск.