

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.233:622.235

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Вохмин¹ С.А., Курчин¹ Г.С., Кирсанов¹ А.К., Дерягин² П.А.

¹ Институт горного дела, геологии и геотехнологий, ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия. E-mail: KurchinGS@mail.ru

² Норильский филиал ООО «Институт Гипроникель», «Норильскпроект», Россия

Аннотация. Предложена методика расчета параметров буровзрывных работ при проведении подземных горных выработок, отличающаяся от существующих тем, что в ней расчет базируется не на определении удельного расхода ВВ, а на установлении радиуса зоны трещинообразования.

Ключевые слова: взрывчатое вещество, буровзрывные работы, шпур, заряд, взрыв.

Введение

Одной из основополагающих проблем горного производства является разрушение горного массива. Буровзрывные работы являются первой ступенью в схеме технологических процессов как строительства горных выработок, так и добычи полезного ископаемого. Качество взрывной подготовки отбитой горной массы к погрузке оказывает существенное влияние на все последующие технологические процессы, связанные с добычей и переработкой минерального сырья. В зависимости от того, насколько корректно рассчитаны параметры БВР могут существенно изменяться технико-экономические показатели проходки горной выработки.

Основная часть

Как известно, при проведении горизонтальных горных выработок к буровзрывным работам предъявляют повышенные требования в части обеспечения требуемого развала породы после взрыва и качественного её дробления, высокой устойчивости выработок и оконтуривание их в соответствии с проектом.

В настоящее время большинство существующих методик расчета параметров БВР базируются на первоочередном определении удельного расхода ВВ. Недостатком этого подхода является использование в формулах расчета удельного расхода ВВ коэффициентов, имеющих весьма широкий диапазон изменения, и принимаемые их значения в большей мере зависят от уровня

подготовки и интуиции специалиста. В результате параметры БВР устанавливаются по усредненным значениям, что отрицательно сказывается на эффективности взрывных работ.

Всё это вызвало необходимость иного подхода к расчёту параметров БВР и разработки соответствующей методики. В её основу было положено определение радиусов зоны смятия и трещинообразования согласно «новой теории разрушения горных пород удлинёнными зарядами ВВ», предложенной Б.Н. Кутузовым [1].

В настоящее время установлено, что при взрыве заряда ВВ в массиве образуется две зоны: зона смятия и зона трещин [2] (рис. 1).

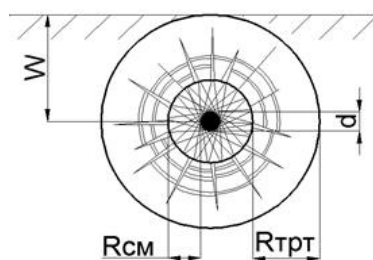


Рис. 1. Схема формирования радиуса зоны смятия и радиуса зоны трещинообразования: d – диаметр заряжаемого шпура (скважины); $R_{см}$ – радиус зоны смятия; $R_{тр}$ – радиус зоны трещинообразования; W – линия наименьшего сопротивления

Предлагаемая методика определения параметров БВР основана на достоверном определении радиусов этих двух зон и предполагает выполнение расчётов в следующей последовательности:

1. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий определяются показатели:

– величина радиуса зоны смятия определяется по формуле [1], м

$$R_{см} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}}, \quad (1)$$

где d – диаметр заряжаемого шпура (скважины), м; ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³; D – скорость детонации применяемого ВВ, м/с; f – коэффициент крепости по шкале М.М. Протождяконова; – радиус зоны трещинообразования [1], м

$$R_{трг} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5} \cdot K_c^{-0,5}, \quad (2)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па; $\tau_{ср}$ – предел прочности пород на срез, Па; K_c – коэффициент структурного ослабления;

– коэффициент структурного ослабления согласно исследованиям [3] можно определить по формуле

$$K_c = \frac{1}{1 + (1/H_x)^{m_1} \cdot m_2 [\sin(2\alpha - p) - C/R] \cdot R^n \ln(1/H_x)^{-1}}, \quad (3)$$

где l – размер элементарного блока, образованного между плоскостями ослабления; H_x – максимальный размер трещиноватой модели; m_1, m_2, n – коэффициенты, численные значения которых следующие:

$$m_1 = -0,447; m_2 = 2,34 \cdot 10^{-7} \text{ и } n = 2,73;$$

ρ – угол внутреннего трения пород; C – сцепление на контактных поверхностях отдельностей, МПа; R – прочность на сжатие элементарного блока, МПа;

– линия наименьшего сопротивления [1], м

$$W = R_{трг} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \quad (4)$$

где α – минимальный угол образующейся взрывной воронки, $\alpha = 60^\circ$.

Однако в этих формулах скорость детонации принимается по усредненным значениям, что отрицательно влияет на весь процесс БВР.

Ранее проведенными исследованиями [4–6] детонационной способности промышленных ВВ было установлено, что их детонационные характеристики напрямую связаны с диаметром заряжаемого шпура и плотностью ВВ. На рис. 2 приведены зависимости, определенные зарубежны-

ми исследователями применительно к аммиачно-селитренным ВВ.

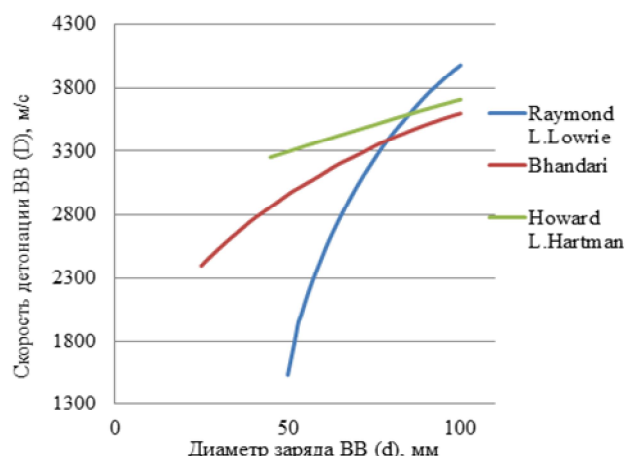


Рис. 2. Влияние диаметра заряда (d) на скорость детонации (D)

Исследованиями С.А. Калякина и К.Н. Лабинского [7] установлено, что на скорость детонации аммиачно-селитренных ВВ оказывают влияние не только диаметр заряда, но и плотность заряжения. На рис. 3 приведены зависимости, полученные с учётом данных, приведенных в работе [7].

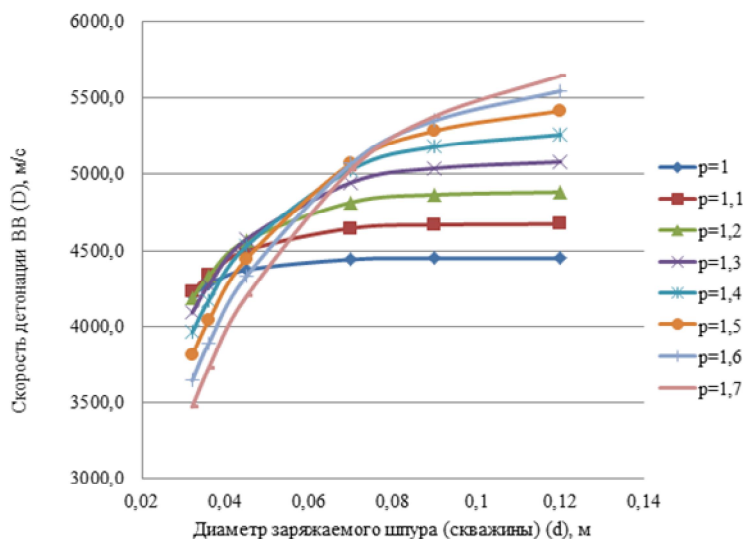


Рис. 3. Влияние диаметра заряда на скорость детонации с учетом плотности заряжения

Расчёт скорости детонации аммиачно-селитренных ВВ с учётом влияния диаметра заряда и плотности ВВ производится по формуле, м/с

$$D = (11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot p - 0,46}. \quad (8)$$

Подставив формулу (8) определения скорости детонации для аммиачно-селитренных ВВ в выражения (1) и (2), получим формулы для

определения радиусов зон смятия и трещинообразования:

$$R_{см} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}}; \quad (9)$$

$$R_{трт} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^{1,5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5} \cdot K_c^{-0,5}. \quad (10)$$

2. Графическое построение фронтальной проекции паспорта БВР начинают с построения линии расположения оконтуривающих шпуров. Для этого на расстоянии $R_{см}$ от контура выработки определяют точку нахождения первого шпура (рис. 4).

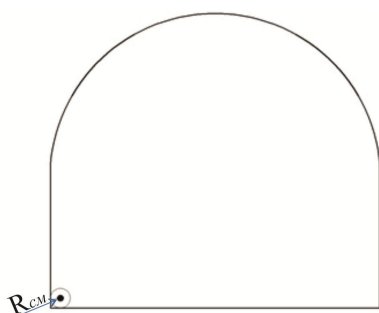


Рис. 4. Схема расположения первого шпура

После этого на расстоянии $R_{см}$ от проектного контура по всему периметру выработки располагают остальные оконтуривающие шпуры (рис. 5, а). Если число шпуров при расстановке их по линии оказывается не целым, то его округляют до ближайшего целого числа шпуров, а расстояние между шпурами пересчитывают так, чтобы расстояния между оконтуривающими шпурами, работающими в одинаковых условиях, были равными. Изменения расстояния от расчётного параметра допустимо не более чем на $\pm 10\%$.

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется величиной зоны трещинообразования $R_{трт}$. При этом в случае, если забой заряжается разными ВВ, зона $R_{трт}$ определяется для каждого типа заряда ВВ отдельно (рис. 5, б).

Расстояние между оконтуривающими и первым рядом вспомогательных шпуров определяется величиной ЛНС (рис. 6, а).

Расстояние между вспомогательными шпурами по горизонтали равно величине зоны трещинообразования (рис. 6, б). Если число шпуров при расстановке их по линии оказывается не целым, то его округляют до ближайшего целого числа шпуров, а расстояние между шпурами пересчитывают так, чтобы они были равными. Изменение расстояния от расчётного параметра допустимо в пределах $\pm 10\%$.

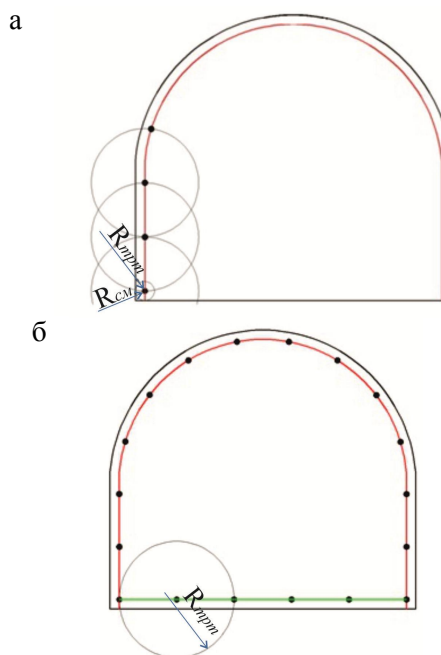


Рис. 5. Схема расположения оконтуривающих шпуров

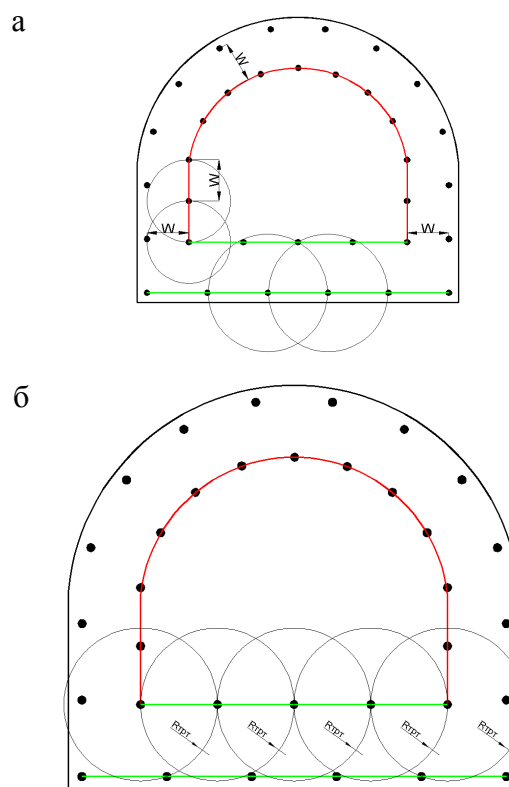


Рис. 6. Схема расположения первого ряда вспомогательных шпуров

С учетом этих параметров определяют расположение оконтуривающих и вспомогательных шпуров по сечению выработки.

3. В забоях с одной открытой поверхностью,

чтобы получить высокий коэффициент использования шпура (КИШ) при буровзрывной технологии проведения выработок, необходимо создать вторую открытую поверхность. Эту функцию выполняют врубовые шпуры.

Наиболее эффективными врубами, позволяющими обеспечить высокий КИШ, являются прямые врубы в сочетании с компенсационными скважинами. Как показала практика ведения взрывных работ на российских и зарубежных рудниках и шахтах, с увеличением диаметра компенсационной (незаряжаемой) скважины эффективность взрывных работ возрастает.

Количество компенсационных скважин и врубовых шпуров зависит от горно-геологических условий и площади поперечного сечения горных выработок. Наиболее распространенные диаметры компенсационных скважин: 76 и 102 мм, при этом их число изменяется от 1 до 4 шт. В отдельных случаях применяют компенсационные шпуры в количестве от 3 до 6 шт., диаметр их, как правило, такой же, как и заряжаемых шпуров.

Предлагаемый метод расчета конструкции прямого вруба состоит из нескольких операций, выполняемых в следующей последовательности:

В зависимости от условий отбойки вруб располагают по центру или смещают от оси выработки (вправо или влево). Затем производят расчёт параметров взрывного вруба и его построение (рис. 7):

– определяют число компенсационных (холостых) шпуров (скважин) во врубе, шт.

$$N_0 = \frac{0,5 \cdot l_0 - 0,2 \cdot d_0 \cdot l_0^2 + 1,3}{d_0 \cdot 0,08}, \quad (11)$$

где l_0 – длина холостого шпура (скважины), м; d_0 – диаметр холостого шпура (скважины), м;

– рассчитывают расстояние между холостыми шпурами (скважинами) вруба, м

$$h = d_0 + d - \frac{\pi \cdot d^2}{12 \cdot d_0}; \quad (12)$$

– расстояние между холостым и заряжаемым шпурами вруба составляет $(2 \div 3)d_0$;

– число заряжаемых врубовых шпуров, шт.

$$N_{вр} = \frac{0,04 \cdot S \cdot k_v}{\pi R_{см}^2}, \quad (13)$$

где S – площадь поперечного сечения, м²; k_v – коэффициент, учитывающий вязкость пород.

Глубина врубовых шпуров определяется возможностями технологического оборудования и, как правило, равна длине штанги. Глубина оконтуривающих и вспомогательных шпуров меньше врубовых примерно на 5–15%.

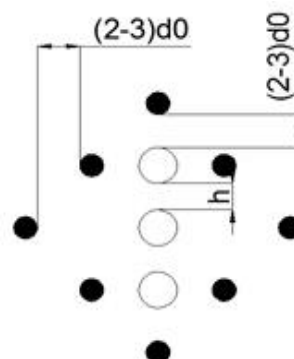


Рис. 7. Схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба

В случае, если одного ряда вспомогательных шпуров недостаточно и имеются участки, которые могут быть непроработаны, на расстоянии $R_{прт}$ располагают второй ряд вспомогательных шпуров (рис. 8).

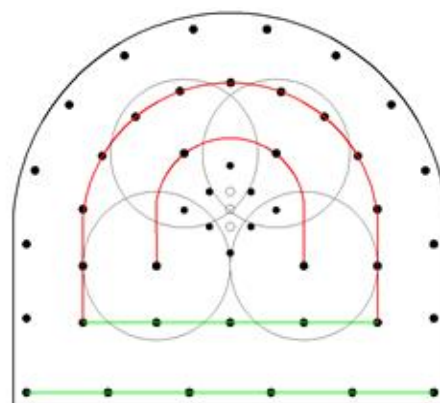


Рис. 8. Схема расположения врубовых шпуров и второго ряда оконтуривающих шпуров

И наоборот, в случае малого сечения выработки вспомогательные шпуры могут полностью отсутствовать.

4. Расчет конструкции шпуровых зарядов:

– длину заряда в шпуре определяют по формуле, м

$$L_3 = l_{ш} - 0,5W - l_{заб} - l_6, \quad (14)$$

где $l_{ш}$ – глубина шпура, м; $l_{заб}$ – длина забойки, м; l_6 – длина патрона-боевика м;

– строят конструкции зарядов для каждого варианта и типа ВВ (рис. 9);

– массу заряда в одном шпуре определяют по формуле, кг

$$Q_3 = \frac{L_3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho}{4} \quad (15)$$

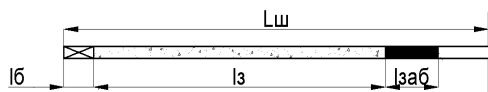


Рис. 9. Схема построения конструкции заряда

Заключение

Предлагаемая методика определения параметров БВР при проходке горных выработок прошла апробацию на 8 рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель», где результаты проведенных взрывов показали эффективность предлагаемой методики, что подтверждается сокращением как объемов бурения, так и расхода ВВ.

Список литературы:

1. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ. Новосибирск: Наука, 2002.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения горных работ. Ч.1. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов. М.: Горная книга, 2007. 471 с.: ил. (Взрывное дело).
3. Рекомендации по определению механических свойств трещиноватого массива [web-сайт] // ООО «Международный Центр Качества». Режим доступа: <http://files.stroyinf.ru/Data1/53/53846/> (дата обращения: 10.04.2014).
4. Sushil Bhandari. 1997. Engineering rock blasting operations. Rotterdam, 375 p.
5. Raymond L.Lowrie. 2002. Mining Reference Handbook. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 448 p.
6. Howard L.Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook. 2nd Edition, vol. 1, 2268 p.
7. Калякин С.А., Лабинский К.Н. Исследование неидеальных режимов детонации промышленных ВВ // Вестник КДПУ имени Михаила Остроградского. Вып. 6/2009 (59). Ч. 1. С. 159–163.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

CALCULATION OF PARAMETERS OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS FOR HORIZONTAL AND INCLINE WORKING

Vokhmin Sergey Antonovich – Ph.D. (Eng.), Professor, Head of the Mine and Underground Construction Department, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

Kurchin Georgy Sergeevich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

Kirsanov Alexander Konstantinovich – Student, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia. E-mail: aka_sancho@mail.ru.

Deryagin Pavel Aleksandrovich – Chief Engineer of the Project, Norilsk Branch of GiproNickel Institute LLC, Institute Norilskproekt, Russia.

Abstract. The authors suggest a method for calculation of parameters of drilling and blasting operations for underground mine working which differs from existing ones in the fact that parameters are calculated not on a specific consumption of explosives, but on a radius of a fracture zone.

Keywords: explosive, drilling and blasting operations, blasthole, charge, explosion.

References

1. Kutuzov B.N., Andrievsky A.P. New theory and new technologies of rock destruction by linear charges of explosives. Novosibirsk: Nauka, 2002.
2. Kutuzov B.N. Mining techniques. P.1. Rock destruction by explosion: university textbook. Moscow: Mining Book Publishing House, 2007. 471 p.: ill. (Blasting).
3. Recommendations on determination of mechanical properties of rock mass fissuring [website]. LLC International Centre of the Quality. – Access mode: <http://files.stroyinf.ru/Data1/53/53846/> (accessed on 10 April 2014).
4. Sushil Bhandari. 1997. Engineering rock blasting operations. Rotterdam, 375 p.
5. Raymond L.Lowrie. 2002. Mining Reference Handbook. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 448 p.
6. Howard L.Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook. 2nd Edition, vol. 1. 2268 p.
7. Kalyakin S.A., Labinsky K.N. Study of non-ideal modes of industrial explosives detonation. Vestnik of Ostrogradsky Kremenchug State Polytechnical University, 2009, no. 6 (59), part 1, pp. 159–163.