

method of operative assessment of heat release efficiency under blasting with commercial explosive of local production. The studies show that blasting of industrial explosives manufactured on-site produces actual heat release lower by 20–40 % than the theoretically calculated value. A procedure has been developed for processing experimental data for calculating completeness of heat release under blasting.

Keywords: emulsion, polystyrene foam, explosives, safety explosives, heat shrinkage, heat of explosion, charging.

References

1. Trubetskoy K. N., Viktorov S. D., Zakalinsky V. M., New concept of drilling-and-blasting improvement in underground mines. *Gornyi Zhurnal*. 2002. No. 9. pp. 9–12.
2. Kutuzov B. N. Shot-Firer's Manual. In two volumes. Series: Mining engineer's library. Moscow : Gornoe delo LLC «Kimmeriyskiy tsentr», 2014. Vol. 10. Blasting. Book. 1. Iss. II. Technique, Technology and Safety of Blasting. 304 p.
3. Eremenko A. A. Improvement of technology of drilling and blasting operations at iron ore deposits of Western Siberia. Novosibirsk : Nauka, 2013. 192 p.
4. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation. *Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium*. Boca Raton : CRC Press, 2013. pp. 181–187.
5. Sivenkov V. I., Ilyakhin S. V., Maslov I. Yu. Emulsion explosives and non-electric initiation systems. Moscow : Shchit-M, 2013. 320 p.
6. Mosinets V. N., Abramov A. V. Destruction of fissured and disturbed rocks. Moscow : Nedra, 1982. 248 p.
7. Castedo R., Natale M., López L. M., Sanchidrián J. A., Santos A. P. et al. Estimation of Jones-Wilkins-Lee parameters of emulsion explosives using cylinder tests and their numerical validation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 112. pp. 290–301.
8. Afanasenkov A. N., Kotova L. I., Kukib B. N. Strength of commercial explosives. *Combustion, Explosion, and Shock Waves*. 2001. Vol. 37, No. 3. C. 349–358.
9. Dugartsyrenov A. V., Kim S. I., Belchenko E. L., Nikolaev S. P. Design standards for drilling-and-blasting with combination and boosting charges in complex-structure rock masses. *Vzryvnoe delo*. 2015. No. 113/70. pp. 142–148.
10. Minchinton A. On the Influence of Fundamental Detonics on Blasting Practice. *Rock Fragmentation by Blasting : Proceedings of the 11th International Symposium*. Sydney, 2015. pp. 41–53.
11. Roy D., Williams T., Preston C. Underground Stope and Blast Design Optimisation Program. *Fragmentation by Blasting (Fragblast 11): Proceedings of the 11th International Symposium*. Sydney, 2015.
12. Zhuchenko E. I., Ioffe V. B., Kukib B. N., Sundukov I. Yu., Overchenko M. N. Application of gas bubble-sensitized emulsion explosives in deep holes. *Bezopasnost truda v promyshlennosti*. 2002. No. 11. pp. 30–32.
13. Blasters' Handbook. 18th ed. Cleveland : International Society of Explosives Engineers, 2016. 1030 p.
14. Industrial Safety Federal Code: Safety Regulations for Blasting. Moscow : NTS PB, 2015. Series 13. Documents on Safety, Supervision and Permission in Blasting and Explosive Production. Iss. 14. 329 p.
15. Kudzilo S., Kokhlichek P., Trzhchinsky V. A., Zeeman S. Emulsion explosive specifications. *Combustion, Explosion, and Shock Waves*. 2002. Vol. 38, No. 4. pp. 95–102.
16. Nyberg U., Arvantidis I., Olsson M., Ouchterlony F. Large size cylinder expansion tests on ANFO and gassed bulk explosives. *Explosives and Blasting Technique: Proceedings of EFEE Second World Conference of Explosives and Blasting Technique*. Lisse : A.A. Balkema Publishers, 2003. pp. 181–192.
17. Viktorov S. D., Starshinov V. A., Zhamyan Zh. Experimental estimation and comparison of efficiency achieved with explosive mixture of different compositions. *Vzryvnoe delo*. 2011. No. 105/62. pp. 142–150.
18. Starshinov A. V., Litovka O. B., Kolpakov V. I., Grigoriev G. S., Determination of commercial explosive efficiency by the compression of lead column with air gap. *Vzryvnoe delo*. 2010. No. 103/60. pp. 178–189.
19. Avakyan G. L. Calculation of Energy and Blasting Characteristics of Explosives (Method of Dzerzhinsky Military Engineering Academy): Educational Aid. Moscow : VIA, 1964. 106 p.
20. Maslov I. Yu., Pupkov V. V., Kampel F. P., Slavsky B. V., Togunov M. B. et al. Method of continuous measurement of commercial explosive detonation velocity. *Vzryvnoe delo*. 2006. No. 96/53. pp. 101–113.
21. Baum F. A., Stanyukovich K. P., Shekhter B. I. Physics of Explosion. Moscow : Fizmatlit, 1959. 800 p.
22. Orlenko L. P. Physics of Shock and Explosion : Educational Aid. Moscow : Fizmatlit, 2006. 304 p.
23. Belomestnykh V. N. The Gruneisen parameter of solids. *Pisma v zhurnal tekhnicheskoy fiziki*. 2004. Vol. 30, No. 3. pp. 14–19.
24. Kutuzov B. N., Gorinov S. A. Calculation of detonation parameters for ammonium nitrate-based explosives. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2010. No. 6. pp. 40–49.
25. Cook M. A. The Science of Industrial Explosives. Translated from English. Moscow : Nedra, 1980. 453 p.

УДК 622.235

ВЛИЯНИЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫБОР ВЕЛИЧИНЫ ПЕРЕБУРА СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА

В. М. БОРЫЧЕВ, старший научный сотрудник, канд. техн. наук
С. В. ИЛЯХИН, проф., д-р техн. наук, isv11@mail.ru
О. С. БРЮХОВЕЦКИЙ, проф., д-р техн. наук

Российский государственный геологоразведочный университет
 им. Серго Орджоникидзе, Москва, Россия

Введение

Эффективность взрывной отбойки горных пород на карьерах и подземных рудниках непосредственно связана с выбором рациональных параметров буровзрывных работ (БВР) [1–12]. Существующие методики расчета данных параметров, как правило, основываются на практическом опыте работы той или иной специализированной организации. При использовании этих методик при проектировании параметров БВР и в инженерных расчетах наблюдается существенный субъективизм в принятии исходных коэффициентов в расчетных формулах, а сами формулы не учитывают в полной мере влияние основных горнотехнических факторов на конечный результат расчета.

Приведены существующие зависимости для определения величины перебура скважинного заряда. На основе многофакторного анализа выведена новая формула для расчета этой величины.

Ключевые слова: горнотехнические факторы, методика расчета, параметры буровзрывных работ, перебур, заряд взрывчатого вещества, многофакторный анализ.

DOI: 10.17580/gzh.2018.11.16

Анализ имеющихся рекомендаций по выбору величины перебура

По принятым в проектно-деловом методикам определяются следующие основные параметры БВР: линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) – W , расстояние между скважинами в ряду – a и между рядами – b , величина перебура – $L_{пер}$, длина забойки – $L_{заб}$, длина заряда – $L_{зар}$, длина скважины – $L_{скв}$, масса заряда скважины – $Q_{скв}$, выход горной породы с 1 м скважины, проектный удельный расход взрывчатого вещества (ВВ) – q_n .

В качестве основных горнотехнических факторов, учитываемых при расчете параметров БВР, в соответствии с Нормативным справочником [5], приняты: группа (по СНиП) взрывааемых горных пород – F , высота уступа – H , содержание в массиве негабаритных фракций – $V_{н.м}$, диаметр скважины – d . По индексу группы пород в расчет вводится показатель q_n .

В ходе подготовки методики расчета рациональных параметров БВР, с учетом базы данных [6], при скважинном методе ведения буровзрывных работ, встал вопрос о выборе зависимости для определения величины перебура скважины, роль которого при взрыве (по проработке подошвы уступа) весьма значительна. Достаточно лишь отметить, что при неудачно выбранной длине перебура скважины и массы заряда в нем оказываются неудовлетворительными в целом результаты массового взрыва.

Величина перебура обычно составляет 10–20 % общей длины скважины, а количество взрывчатого вещества размещаемого в нем может достигать 50 % массы заряда скважины. Следовательно, значительные части скважины и заряда находятся вне полезного объема уступа. Выбор оптимальной величины перебура скважины позволит сократить объем бурения, рационально разместить заряд по высоте уступа и избежать образования порогов по подошве уступа и чрезмерного разрушения верхней части нижележащего уступа.

В настоящее время существуют следующие рекомендации по выбору величины перебура:

- по [1] $L_{пер} = 0,5 kW$;
- по [2] $L_{пер} = (10 \div 15)d$;
- по [3] $L_{пер} = (H^2 + W^2)^{1/2} - H$;
- по [4] $L_{пер} = (0,1 \div 0,22)H$;
- по [5] $L_{пер} = L_b \{ [1 + (W/L_b)^2]^{1/3} - 1 \}$,

где: $L_b = H - L_{заб}$ – длина заряда над подошвой уступа;

- по работе американских исследователей [6] $L_{пер} = 0,33 W$.

Представленные выше зависимости напрямую не поддаются сравнению из-за различия взглядов на факторы, влияющие на выбор величины перебура, основными из которых принято считать W , H , d . В то же время параметром W косвенно учитывается диаметр используемых скважин и сопротивляемость горных пород разрушению по известной зависимости [1]:

$$W = (P/k)^{1/2} \text{ или } W = 28d(j/k)^{1/2},$$

где P – вместимость ВВ в 1 м скважины, кг; j – плотность заряжения, т/м³; k – расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Выполнив подстановку функциональной зависимости $W(d)$ в формулы для $L_{пер}$ (1–6) получим нижепредставленные зависимости в следующем виде: (1) – $L_{пер} = 14d(kj)^{1/2} = 9,4d$; (при $k = 0,5$ кг/м³ и $j = 0,9$ т/м³); (2) – $L_{пер} = (10 \div 15)d$; (3) – $L_{пер} = 28d(j/k)^{1/2} = 37,5d$; (6) – $L_{пер} = 12,4d$.

Сравнительный анализ формул показывает, что расхождение в результатах расчета могут достигать 64 %. Расчеты по формуле [5] также дают существенные погрешности и использовать ее в алгоритме расчетов, как показал опыт, не целесообразно.

Таким образом, представленные выше зависимости не учитывают основные горнотехнические факторы, а результаты расчетов по ним в большинстве случаев носят рекомендательный характер. Поэтому необходимо было найти зависимость, учитывающую все

основные исходные параметры при расчете $L_{пер}$ и соответствующую исходным положениям методику расчета параметров БВР. При этом авторы статьи используют два подхода к решению этой задачи.

Подход из теории взрыва

Для оценки влияния параметров расположения скважинного заряда на уступе и горнотехнических факторов на выбор величины перебура рассмотрим теоретические основы действия взрыва.

В работе [13] отмечается: «Анализ характера разрушения горных пород при взрыве одиночных скважинных зарядов и прежде всего формы зон разрушения свидетельствует о том, что торцевые части удлиненного заряда по действию на породу адекватны некоторым эквивалентным сосредоточенным зарядам». Следовательно, задача состоит в том, чтобы определить этот эквивалентный заряд.

В соответствии с законом геометрического подобия, при перемещении заряда массой Q из одной точки в любую другую точку вдоль направления линии наименьшего сопротивления (ЛНС) W при условии $Q = \text{const}$ произведение W^3 заряда на соответствующий коэффициент относительной массы заряда является постоянной величиной:

$$W_1^3 N_{q1} = W_2^3 N_{q2} = W_3^3 N_{q3} = \dots = W_i^3 N_{qi} = \text{const}, \quad (1)$$

где N_{qi} – коэффициент относительной массы заряда, равный отношению массы данного заряда Q_i к массе заряда нормального действия Q_n при одной и той же величине ЛНС.

Согласно данным работ [14, 15] коэффициент относительной массы заряда N_q составляет: для взрывов уменьшенного рыхления $0,2 < N_q < 0,35$; для взрывов нормального рыхления $N_q = 0,35$; для взрывов усиленного рыхления $0,35 < N_q < 1$. Следовательно, эквивалентная масса заряда Q_3 может быть представлена в виде

$$Q_3 = q_b W_3^3 N_{q3}, \quad (2)$$

где q_b – расчетный удельный расход ВВ заряда выброса, кг/м³; N_{q3} – коэффициент относительной массы эквивалентного заряда; W_3 – линия наименьшего сопротивления для эквивалентного заряда, м.

Тогда

$$Q_3/q_b W_3^3 = N_{q3}. \quad (3)$$

Между расчетными удельными расходами зарядов выброса q_b и рыхления q_p существует ориентировочная зависимость [1]:

$$q_b = 3q_p. \quad (4)$$

Примем за Q_3 такую часть скважинного заряда, энергия которого эквивалентна сосредоточенному заряду и идет на рыхление породы в области подошвы уступа. Принятое рядом исследователей [13, 16, 17] положение, что эквивалентный сосредоточенный заряд находится на уровне подошвы уступа, не верно, так как в этом случае действие заряда будет направлено не по линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП), а по кратчайшему расстоянию к поверхности откоса уступа, т. е. по ЛНС – W_c (рис. 1).

Для того, чтобы действие заряда было направлено в точку А, центр его тяжести должен находиться ниже подошвы на величину $W_{сгн} \text{tg}\beta$.

Через параметры скважины заряд массой Q_3 выражается следующим уравнением:

$$Q_3 = (\pi d^2/4) L_j, \quad (5)$$

где L_3 – эффективная длина заряда, м; $L_3 = 2(L_{пер} - W_{снп} \operatorname{tg} \beta)$; β – угол смещения центра тяжести эквивалентной массы сосредоточенного заряда, равный $(90^\circ - \alpha)$; α – угол откоса уступа, град.

Подставив уравнения (4) и (5) в (3), получим значение длины перебура:

$$L_{пер} = N_{q_3} (6q_p W_{снп}^3 / \pi j d^2 \cos^3 \beta) + W_{снп} \operatorname{tg} \beta. \quad (6)$$

Проанализируем зависимость (6), рассматривая влияние на $L_{пер}$ одного из параметров при постоянстве других:

- с увеличением крепости пород, интегральной характеристикой которой является удельный расход ВВ (q_p), величина перебура растет прямо пропорционально;
- при увеличении ЛСПП (по ряду технологических причин) на 10–20 % глубина перебура должна быть увеличена, соответственно, в 1,33–1,73 раза;
- при увеличении диаметра скважины в 1,5 раза (например, со 105 до 150 мм) величина перебура может быть уменьшена в 2 раза;
- использование взрывчатых веществ с высокой плотностью заряжания приводит к сокращению глубины перебура.

Зависимость (6) связана с неопределенностью значения коэффициента относительной массы эквивалентного заряда N_{q_3} . В то же время для обеспечения качественной проработки по подошве уступа необходимо, чтобы эквивалентный заряд был рассчитан на усиленное рыхление, т. е. когда N_{q_3} больше 0,35.

Оценим параметр и влияние условий размещения заряда в уступе на его значение. Для этого запишем (6) в виде

$$N_{q_3} = 0,666 (\pi d^2 L_{пер} / 4W^3 q_p) (1 - W_{снп} \operatorname{tg} \beta / L_{пер}), \quad (7)$$

где: $\pi d^2 L_{пер} / 4W^3$ – удельный расход ВВ (q^*), который соответствует расчетному значению, т.е. $q^* = q_p$.

Тогда получим следующее выражение для коэффициента относительной массы эквивалентного заряда:

$$N_{q_3} = 0,666 (1 - W_{снп} \operatorname{tg} \beta / L_{пер}). \quad (8)$$

На **рис. 2** представлен график изменения коэффициента относительной массы заряда N_q с увеличением глубины перебура и угла β .

Кривые 1, 2, и 3 соответствуют зависимости (8) при угле β , равном 5, 10 и 20°. Уменьшение коэффициента N_q с увеличением угла β объясняется тем, что центр тяжести эквивалентного заряда опускается, а следовательно, при одной и той же $W_{снп}$ увеличивается ЛСПП для эквивалентного заряда W_3 .

С увеличением приведенной глубины перебура $L_{пер}^V$ с 0,1 до 0,5 наблюдается существенный рост коэффициента относительной массы заряда N_q . Дальнейшее увеличение $L_{пер}^V$ (более 0,5–0,6) приводит к тому, что кривые выполаживаются и прибавка массы заряда ВВ не дает столь существенного усиления действия взрыва в области подошвы уступа. Естественно ожидать, что наиболее оптимальные значения приведенной глубины перебура $L_{пер}^V$ находятся в диапазоне от 0,2 до 0,5. Согласно теоретическим исследованиям А. В. Фадеева [13], достаточная глубина перебура находится в пределах (0,3–0,4)W.

При угле β , равном 0° (вертикальный откос уступа), W_3 равно $W_{снп}$, а коэффициент относительной массы заряда N_{q_3} при вертикальном уступе равен 0,666. В то же время, в соответствии с равенством (1), можно записать

$$N_{q_3} = W_{снп}^3 N_{q_0} / W_3^3 = N_{q_0} \cos^3 \beta = 0,666 \cos^3 \beta. \quad (9)$$

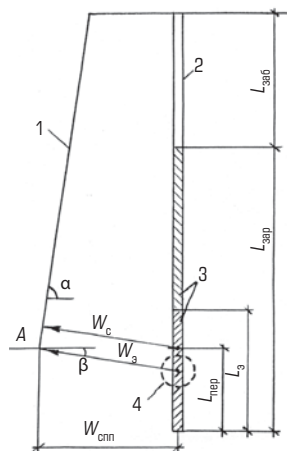


Рис. 1. Схема расположения скважинного заряда в уступе к определению эквивалентной массы заряда по преодолению ЛСПП и величины перебура скважины:

1 – контур уступа; 2 – скважина; 3 – заряд ВВ; 4 – эквивалентный сосредоточенный заряд

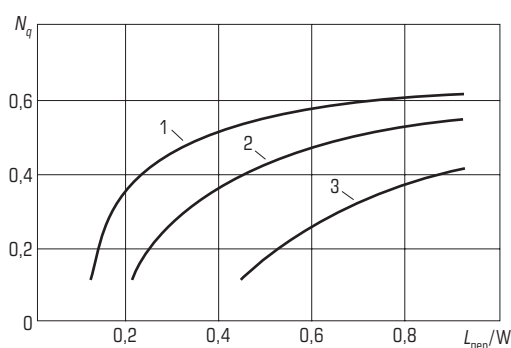


Рис. 2. Изменение коэффициента относительной массы заряда N_q в зависимости от приведенной глубины перебура $L_{пер}/W$ и угла β :

1 – 5°; 2 – 10°; 3 – 20°

В результате зависимость (6) примет окончательный вид

$$L_{пер} = 1,27 q_p W_{снп}^3 / d^2 j + W_{снп} \operatorname{tg} \beta. \quad (10)$$

Зависимость (10) устанавливает закономерность влияния горнотехнических условий и параметров взрывных работ на $L_{пер}$.

В связи с тем, что удельный расход ВВ является интегральным показателем, отражающим и горнотехнические условия производства взрывных работ, при расчете по формуле (10) целесообразно q_p принимать по табл. 26 [5], так как в ней удельный расход представлен в зависимости от группы пород F , высоты уступа H , диаметра скважины d , т. е. q_p является функцией $f(F, H, d)$.

Подход из анализа промышленных наблюдений

Другой подход по выявлению зависимости $L_{пер}$ от различных горнотехнических факторов основан на анализе промышленных наблюдений. Для этого был собран фактический материал по 63 производственным объектам с самыми разнообразными горнотехническими условиями ведения работ: группа пород F изменялась от 4 до 11; диаметр скважин составлял 105, 115, 150, 165, 220, 250 мм; высота уступа изменялась от 2 до 25 м; фактическая линия сопротивления изменялась от 2 до 9,3 м.

Анализ данных промышленных наблюдений выполняли в несколько этапов.

На первом этапе рассматривалась зависимость приведенной глубины перебура $L_{пер}^{\wedge} = L_{пер} / W$ в функциональной зависимости от

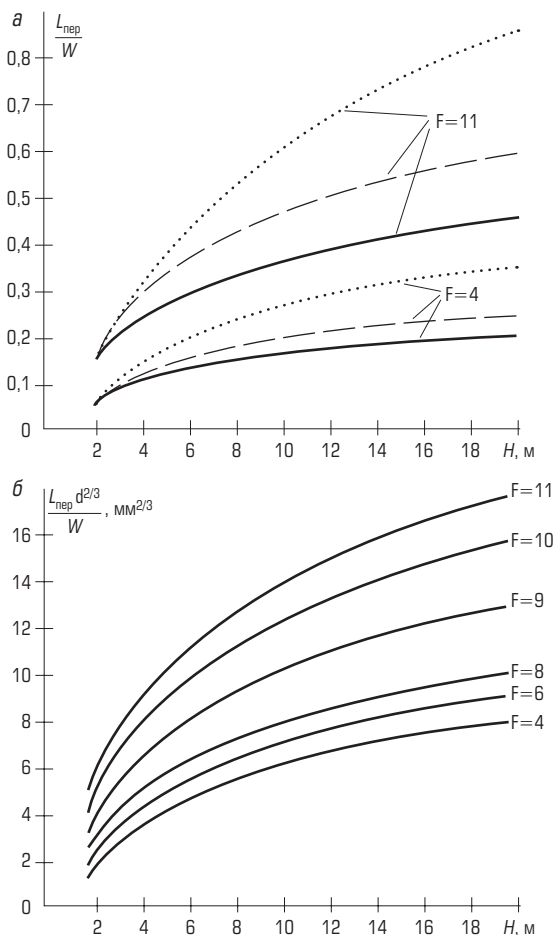


Рис. 3. Зависимость глубины перебура, приведенной к W (а) и к $W/d^{2/3}$ (б), от высоты уступа H для горных пород с F от 4 до 11 группы по СНиП

H для каждого значения F и d . При этом число рассматриваемых групп пород составило 8, диаметры скважин были представлены тремя группами: 110 мм (105–115 мм); 150 мм (145–165 мм) и 220 мм (до 250 мм). Графическое представление (рис. 3, а) выявило логарифмический характер влияния высоты уступа на глубину перебура, и поэтому зависимости представлены в виде:

$$L_{\text{пер}}/W = a + b \lg H. \quad (11)$$

Общее число зависимостей вида (10) составило 24. Существенным недостатком предложенных зависимостей является большое их число и дискретный характер влияния диаметра скважины и группы пород.

На втором этапе изучалось влияние диаметра скважины на величину перебура. Принимая во внимание, что $L_{\text{пер}}$ пропорциональна W^3/d^2 [из формулы (10)], было решено зависимость (11) представить в следующем виде

$$(L_{\text{пер}}/W)d^{2/3} = a + b \lg H. \quad (12)$$

Это позволило сократить число зависимостей до 8 (для $F = 4-11$), а коэффициент корреляции для них составил 0,95–0,97 (см. рис. 3, б).

На следующем (третьем) этапе исследовали влияние группы пород F на $(L_{\text{пер}}/W)d^{2/3}$ при фиксированных значениях H в виде

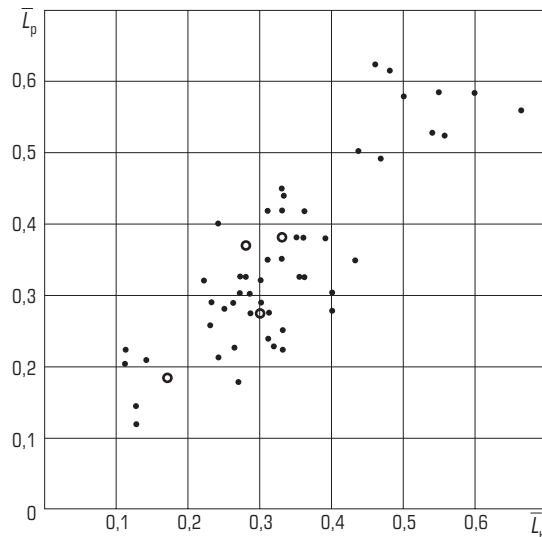


Рис. 4. Гистограмма частот различных величин относительных отклонений расчетной приведенной глубины перебура от наблюдаемой

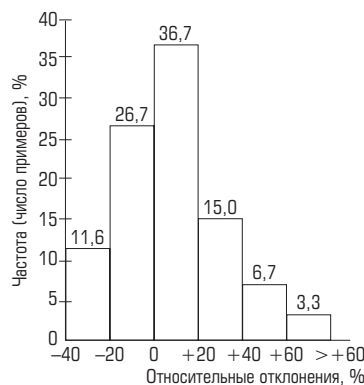


Рис. 5. Сопоставление значений $L_{\text{пер.н}}$ и $L_{\text{пер.р}}$ по методу биссектрисы координатного угла

$$(L_{\text{пер}}/W)d^{2/3} = (aF^2 + bF + c). \quad (13)$$

Далее была установлена закономерность изменения функциональных зависимостей вида (13) от H : $G(H) = 0,16 + 1,36 \lg H$.

В результате выполненного анализа окончательно была установлена зависимость для величины перебура:

$$L_{\text{пер}} = (W/d^{2/3}) (0,12F^2 - F + 6,5)(0,16 + 1,36 \lg H). \quad (14)$$

Относительные отклонения расчетных значений приведенной величины перебура по формуле (14) $L_{\text{пер.р}}$ от наблюдаемых (фактических) $L_{\text{пер.н}}$ находились в диапазоне от –33,3 до +67,5 %. Гистограмма частот (в %) различных величин относительных отклонений приведена на рис. 4. Из анализа гистограммы следует, что для 63,4 % случаев относительные отклонения не вышли из диапазона от –20 до +20 %.

Сопоставление значений $L_{\text{пер.н}}$ и $L_{\text{пер.р}}$ по методу биссектрисы координатного угла показано на рис. 5. Как следует из анализа данных, представленных на рис. 5, точки расположились по обе стороны от прямой довольно равномерно. Это свидетельствует об известной сходимости значений $L_{\text{пер}}$. Коэффициент вариации наблюдаемых значений относительно расчетных составил 21 % [17, 18].

Заключение

Приведенные в работе данные полностью подтверждают правомерность и перспективность (для проектных расчетов) описанного способа определения величины перебура и дают основания рас-

сматривать применение многофакторного анализа как эффективного пути повышения точности, достоверности и надежности этого, весьма важного для горной практики и науки критерия оценки горнотехнических условий при ведении буровзрывных работ.

Библиографический список

1. ВС 281–71/ММСС СССР. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1972. – 238 с.
2. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. – М.: Энергия, 1972. – 208 с.
3. Афонин В. Г., Гейман Л. М., Комир В. М. Справочное пособие по взрывным работам в строительстве. – 2-е изд., перераб. и доп. – Киев: Будівельник, 1982. – 176 с.
4. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. – 4-е изд. – М.: Недра, 1982. – 413 с.
5. Авдеев Ф. А., Барон В. Л., Гуров Н. В., Кантор В. Х. Нормативный справочник по буровзрывным работам. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 511 с.
6. Барон В. Л., Кантор В. Х. Техника и технология взрывных работ в США. – М.: Недра, 1989. – 376 с.
7. Трубецкой К. Н., Викторов С. Д., Закалинский В. М., Осокин А. А. Крупномасштабное взрывное разрушение массивов горных пород: состояние и перспективы применения // Горный журнал. 2016. № 10. С. 64–69. DOI: 10.17580/gzh.2016.10.13
8. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation // Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium. – Boca Raton : CRC Press, 2013. P. 181–187.
9. Akande J. M., Lawal A. I. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria // Geomaterials. 2013. Vol. 3 No. 1. P. 28–37.
10. Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting // Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium. – Boca Raton : CRC Press, 2013. P. 275–282.
11. Singh P. K., Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – China, 2014. P. 137–151.
12. Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Setting Out of Blastholes and Measurement while Drilling // Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 11) : Proceedings of the 11th International Symposium. – Sydney, 2015. P. 593–598.
13. Фадеев А. Б. Действие взрыва удлиненных зарядов по подошве уступа // Взрывное дело. 1964. № 54/11.
14. Правила безопасности при взрывных работах. Сер.: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. – Новосибирск : Норматика, 2016. – 172 с.
15. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ : учеб. – 3-е изд. – М.: Горная книга, 2018. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. – 476 с.
16. Шепелина П. В. Условия эффективности взрывных работ в твердых и скальных породах : учеб. пособие. – М.: Альтаир-МГАВТ, 2016. – 80 с.
17. Угольников Н. В. Управление качеством взрывных работ : учеб. пособие. – Магнитогорск : Изд-во МГТУ им. Г. И. Носова, 2016. – 156 с.
18. Брюховецкий О. С., Иляхин С. В., Карпиков А. П., Яшин В. П. Основы горного дела : учеб. пособие. – СПб.: Лань, 2017. – 352 с. **PK**

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 11, pp. 87–91
DOI: 10.17580/gzh.2018.11.16

Effect of mine-technical factors on the choice of overdrill value in blasting

Information about authors

V. M. Borychev¹, Senior Researcher, Candidate of Engineering Sciences
S. V. Ilyakhin¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences, isv11@mail.ru
O. S. Bryukhovetsky¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences

¹Sergo Ordzhonikidze Russian State Geological Prospecting University, Moscow, Russia

Abstract

One of the main parameters of drilling and blasting is the value of overdrill. This value is usually 10–20 % of the total blast hole length, while the volume of the explosive in the overdrill can reach 50 % of the whole charge. Therefore, significant parts of the hole and charge are beyond the effective blasting zone in a bench. The choice of the optimal overdrill value will allow reduction in volume of drilling, rational placement of charge along the bench height and elimination of excessive destruction of the lower lying bench top.

The analysis of the overdrill formulas known from literature shows that it impossible to compare these formulas due to different views of some influencing factors. For this reason, the formulas produce approximate results mostly, and the scatter of calculated data may reach 64 %. Thus, it is necessary to find a relation that takes into account the whole set of all basic influencing factors.

As a result of theoretical processing of the existing formulas for determining the value of overdrill, the main dependence between the mine-technical conditions, drilling-and-blasting design and overdrill size has been obtained. The scope of the analysis embraces the effect of bench height hole diameter, rock hardness, charge placement conditions in hole and other factors. For this purpose, factual data were collected from 63 mines with various geotechnical conditions. There were 8 groups of rock hardness, and blast holes were group with respect to diameter: 105–115 mm; 145–165 mm and 250 mm.

As a result of the performed analysis, the overdrill value formula has been finalized. The variation factor for the actual and calculated values is 21 %.

Keywords: mining-technical factors, method of calculation, parameters of blasting, brute force, explosive charge, multivariate analysis.

References

1. USSR Code VSN 281–71/ММСС. Technical Regulations for Blasting on Ground Surface. 5th enlarged and revised edition. Moscow : Nedra, 1972. 238 p.
2. Technical Regulations for Blasting in Construction in Energy Engineering. Moscow : Energiya, 1972. 208 p.
3. Afonin V. G., Geiman L. M., Komir V. M. Reference Book on Blasting in Construction. 2nd enlarged and revised edition. Kiev : Budivelnik, 1982. 176 p.
4. Melnikov N. V. Brief Reference Book on Blasting. 4th edition. Moscow : Nedra, 1982. 413 p.
5. Avdeev F. A., Baron V. L., Gurov N. V., Kantor V. Kh. Reference Book on Standards in Drilling-and-Blasting. 5th enlarged and revised edition. Moscow : Nedra, 1986. 511 p.
6. Baron V. L., Kantor V. Kh. Blasting Technology and Equipment in USA. Moscow : Nedra, 1989. 376 p.
7. Trubetskoy K. N., Victorov S. D., Zakalinsky V. M., Osokin A. A. Large-scale explosive destruction of rock masses: Current state and potential applications. *Gornyi Zhurnal*. 2016. No. 10. pp. 64–69. DOI: 10.17580/gzh.2016.10.13
8. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation. *Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium*. Boca Raton : CRC Press, 2013. pp. 181–187.
9. Akande J. M., Lawal A. I. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria. *Geomaterials*. 2013. Vol. 3, No. 1. pp. 28–37.
10. Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting. *Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 10) : Proceedings of the 10th International Symposium*. Boca Raton : CRC Press, 2013. pp. 275–282.
11. Singh P. K., Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India. *Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. China, 2014. pp. 137–151.
12. Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Setting Out of Blastholes and Measurement while Drilling. *Rock Fragmentation by Blasting (Fragblast 11) : Proceedings of the 11th International Symposium*. Sydney, 2015. pp. 593–598.
13. Fadeev A. B. Blast effect of elongated charges along bench toe. *Vzryvnoe delo*. 1964. No. 54/11.
14. Safety Regulations for Blasting. Series: Federal Norms and Rules in Industrial Safety. Novosibirsk : Normatika, 2016. 172 p.
15. Kutuzov B. N. Methods of Blasting : Textbook. 3rd edition. Moscow : Gornaya kniga, 2018. Part I: Rock Blasting. 476 p.
16. Shepelina P. V. Efficient Blasting Conditions in Hard Rocks : Tutorial. Moscow : Altair-MGAVT, 2016. 80 p.
17. Ugolnikov N. V. Blasting Quality Control : Educational Aid. Magnitogorsk : Novos MGTU, 2016. 156 p.
18. Bryukhovetsky O. S., Ilyakhin S. V., Karpikov A. P., Yashin V. P. Principles of Mining : Educational Aid. Saint-Petersburg : Lan, 2017. 352 p.