

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЭНЕРГОЕМКОСТИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВОГО ВЗРЫВА

Шевкун Е.Б., Шишкин Е.А.

Тихоокеанский государственный университет, Хабаровск

Ключевые слова: горная порода, массовый взрыв, коэффициент интенсивности предразрушения, удельная энергоёмкость бурения, прогнозирование.

Аннотация. Известно, что в процессе развития взрыва интенсивность ослабления массива в районе каждой взрывающейся скважины зависит от величин скважинных зарядов, а также расстояния от эпицентра взрыва до рассматриваемой точки массива. Исследования показали, что энергоёмкость бурения нарушенного массива зависит от величины предразрушения горных пород массива, накопленной в результате взрывного дробления. Причем величина этого предразрушения может превышать предельную величину деформации, что ведёт к переизмельчению материала и перерасходу взрывчатых веществ. Задачей исследования является установление интенсивности ослабления окрестностей рассматриваемой скважины в результате развития массового взрыва. Для достижения поставленной цели предложена методика прогнозирования изменения энергоёмкости проектируемых скважин в результате воздействия взрывных волн. Разработанная методика позволит использовать ослабление пород в районе каждой взрывающейся скважины в процессе развития массового взрыва в реальном массиве горных пород на основе учёта размеров зон предразрушения и количественных изменений свойств горных пород в окрестностях конкретных скважин. С учетом предразрушений можно добиться значительной экономии взрывчатых веществ без снижения качества измельчения горной массы.

FORECASTING THE ENERGY INTENSITY OF DRILLING WELLS IN A ROCK MASS DURING THE PRODUCTION OF A MASS EXPLOSION

Shevkun E.B., Shishkin E.A.

Pacific National University, Khabarovsk

Keywords: rock formation, mass explosion, pre-collapse intensity coefficient, specific energy intensity of drilling, forecasting.

Abstract. It is known that during the development of an explosion, the intensity of attenuation of the array in the area of each exploding well depends on the values of the borehole charges, as well as the distance from the epicenter of the explosion to the considered point of the array. Studies have shown that the energy intensity of drilling a disturbed massif depends on the amount of pre-destruction of rocks of the massif accumulated as a result of explosive crushing. Moreover, the magnitude of this pre-destruction may exceed the maximum value of deformation, which leads to over-grinding of the material and overspending of explosives. The objective of the study is to establish the intensity of weakening of the vicinity of the well in question as a result of the development of a mass explosion. To achieve this goal, a method for predicting changes in the energy intensity of projected wells as a result of the impact of blast waves is proposed. The developed technique will make it possible to use the weakening of rocks in the area of each exploding well during the development of a mass explosion in a real rock mass based on taking into account the size of the pre-collapse zones and quantitative changes in the properties of rocks in the vicinity of specific wells. Taking into account pre-destructions, it is possible to achieve significant savings in explosives without reducing the quality of crushing rock mass.

Введение

Взрывное рыхление горной породы производится в условиях недостаточной информации о свойствах горного массива. Это обстоятельство приводит к перерасходу материальных и энергетических ресурсов [1]. В процессе разрушения породы взрывом происходит отрыв вследствие напряжений растяжения, возникающих при распространении взрывной волны в фазе разрежения [2, 3]. В результате этого процесса в массиве горных пород образуется сеть трещин [4].

На экспериментальных блоках угольного разреза Ургальского каменноугольного месторождения с помощью графоаналитического методом [5] установлено, что суммарная

предварительная деформация окрестностей скважин по всему блоку перед взрыванием практически каждой скважины превышает предельную величину деформации, что ведёт к переизмельчению материала и перерасходу взрывчатых веществ [6, 7]. Это обстоятельство указывает на актуальность исследования влияния предразрушения горных пород на снижение энергоёмкости взрывного дробления [8, 9].

Задачей исследования является установление интенсивности ослабления окрестностей рассматриваемой скважины в результате развития массового взрыва.

Изменение энергоёмкости бурения массива в результате его предварительного разрушения волной напряжения взрываваемой скважины

В ходе бурения массива взрывных скважин на экспериментальных блоках были получены значения энергоёмкости бурения на различных глубинах. Для проведения исследований были приняты несколько пар смежных блоков экспериментального горного массива.

В качестве примера здесь приводится исследование интенсивности предварительного разрушения скважин блока 1810-12 ближайших к скважинам блока 1809-03, который был взорван первым. Схема расположения скважин рассматриваемых смежных блоков приведена на рисунке 1.

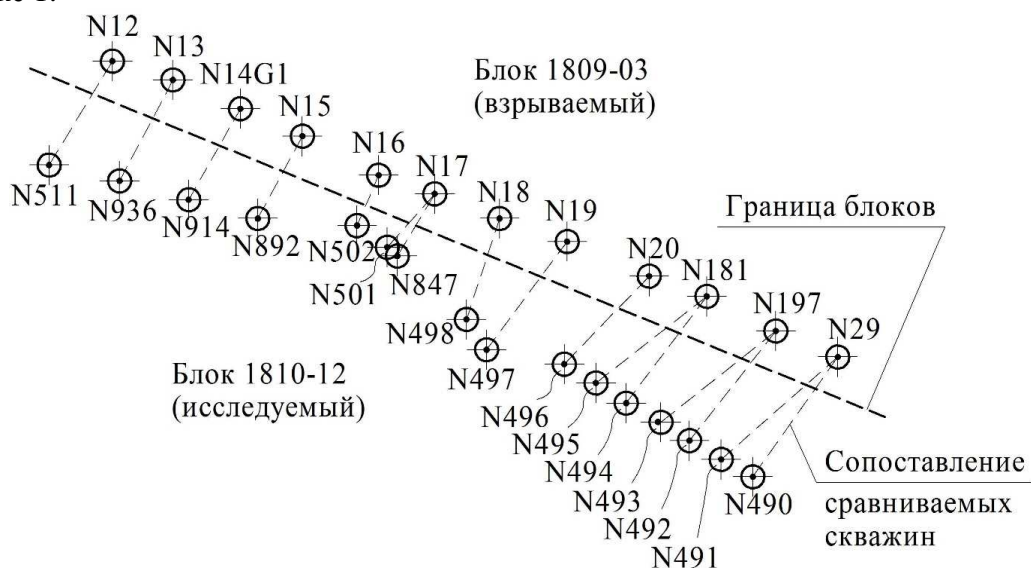


Рис. 1. Схема расположения исследуемых и взрываемых скважин смежных блоков

Расстояние между скважинами смежных блоков варьируется в диапазоне 5-10 м, поэтому можно предположить, что залегающие пласты угля и вмещающей породы не изменяют своего высотного положения на таком расстоянии.

Так как фактическая сеть скважин несколько отличается от плановой, то проведено сопоставление скважин соседних блоков, которое обозначено штриховыми линиями на рисунке 1. Некоторым взрываемым скважинам противопоставляется пара исследуемых скважин, так как отклонение их центров от линии вертикальных рядов незначительно.

Энергоёмкость бурения породы в текущей области массива рассчитывалась с помощью системы сбора и анализа данных на основе показаний датчиков GPS, вращения и осевого давления, установленных на буровом станке.

Данные о распределении энергоёмкости бурения по глубине некоторых пар сопоставляемых скважин представлены на рисунке 2.

Предварительный визуальный анализ диаграмм, приведенных на рисунке 2, показывает, что после взрывания одного из смежных блоков на соседнем наблюдается снижение энергоёмкости бурения практически на всех глубинах, и анализ ослабления горного массива взрывом является актуальным. Для выполнения данного анализа в программном комплексе [10] было произведено имитационное моделирование взрыва. Принятая схема инициирования скважинных зарядов показана на рисунке 3.

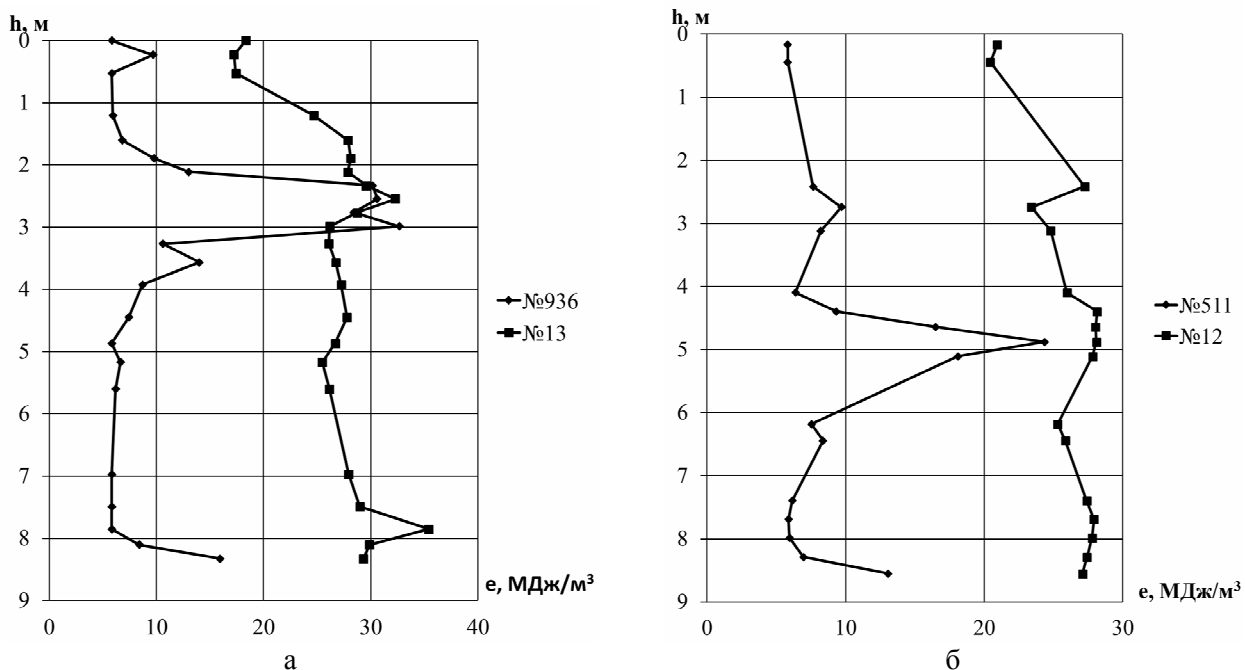


Рис. 2. Диаграмма распределения энергоёмкости бурения по глубине:
 а – для скважин №936, №13 соответственно блоков 1810-12 и 1809-03;
 б – для скважин №511, №12 соответственно блоков 1810-12 и 1809-03

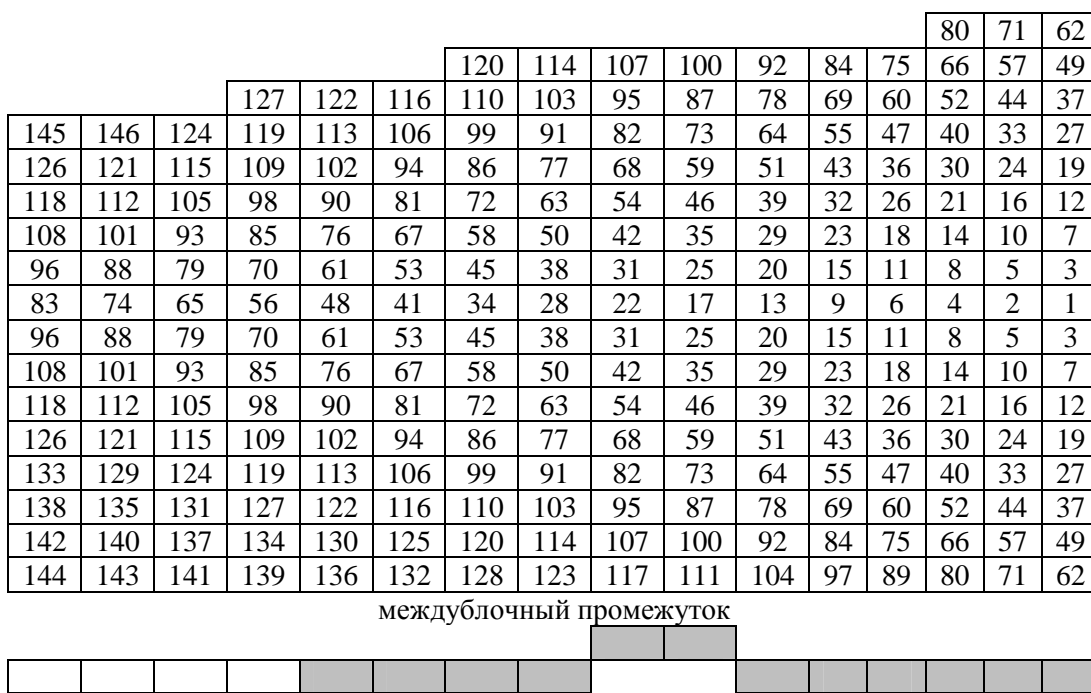


Рис. 3. Схема последовательности взрывания скважин блока

На схеме показан порядок взрывания скважин блока 1809-03, а также первый горизонтальный ряд скважин блока 1810-12. Серым цветом выделены области под скважины смежного блока, которые оценивались на предразрушение от действия волн напряжений распространяющихся от блока 1809-03. Влияние волн напряжений, распространяющихся в массиве от взрывааемых скважин, оценивается коэффициентом интенсивности предразрушения, определяемого по формуле [11]

$$K_u = (r/L)^2, \quad (1)$$

где L – расстояние между центрами исследуемой и взрывааемой скважин, м; $r = 5$ м – радиус зоны разрушения [12].

В результате для каждой исследуемой скважины были получены коэффициенты интенсивности предразрушения от волн напряжений взрывааемых скважин смежного блока с учетом перекрытия этих волн уже разрушенными скважинами. Значения коэффициентов интенсивности для каждой исследуемой скважины были просуммированы

$$K_{u.сум} = \sum_{i=1}^n K_{ui}, \quad (2)$$

где K_{ui} – коэффициент интенсивности предразрушения от волны напряжения i -й взрывааемой скважины.

Далее было произведено сравнение энергоемкостей бурения сопоставляемых скважин крайних рядов смежных блоков на равной глубине с вычислением разностей этих энергоемкостей по формуле

$$\Delta e = e_{взр} - e_{иссл}, \quad (3)$$

где $e_{взр}$ – энергоемкость бурения взрывааемой скважины; $e_{иссл}$ – энергоемкость бурения исследуемой скважины.

Исходя из этого, мы можем определить единичный вклад коэффициента интенсивности в изменение энергоемкости бурения породы по формуле

$$\Delta e_{ед} = \frac{\Delta e}{K_{u.сум}}. \quad (4)$$

Умножив единичный вклад $\Delta e_{ед}$ на коэффициент интенсивности волны предразрушений от i -й взрывааемой скважины получим

$$\Delta e_L = \Delta e_{ед} K_{ui}. \quad (5)$$

Величина Δe_L имеет размерность $МДж/м^3$ и показывает, какой вклад вносит волна напряжений от i -й взрывааемой скважины в изменение энергоемкости бурения исследуемой скважины, находящейся на расстоянии L от взрывааемой.

Методика прогнозирования изменения энергоемкости проектируемых скважин в результате воздействия взрывных волн

В качестве примера взяты значения разностей энергоемкостей Δe некоторых сопоставляемых скважин на глубине $h = 2,1 м$. С учетом рассуждений выше, получаем диаграмму вкладов в изменение энергоемкости бурения исследуемой скважины на глубине h в зависимости от расстояния между взрывааемой и исследуемой скважинами (рис. 4).

Вне зависимости от местоположения скважины характер зависимости остается показательным, о чем свидетельствуют результаты аппроксимации, приведенные на рисунке 4.

Таким образом, можно получить значение вклада для произвольной точки в области расположения исследуемых скважин. Для этого введем систему отсчета. За начало отсчета примем координаты центра скважины №490 (рис. 1), от которого будем измерять расстояние D до произвольной исследуемой точки горного массива. С помощью метода наименьших квадратов, используя массив данных, изображенный на рисунке 4, была получена модель изменения энергоемкости бурения исследуемой скважины, находящейся на расстоянии D от начала отсчета, вследствие влияния волны, пришедшей от взрывааемой скважины, находящейся на расстоянии L от исследуемой,

$$\Delta e_L = 14,53745 - 0,15565 \cdot D + 0,00076 \cdot D^2 - 1,01505 \cdot L + 0,01885 \cdot L^2 + 0,00403 \cdot D \cdot L, \quad (6)$$

где D – расстояние от начала отсчета до исследуемой скважины, м; L – расстояние между исследуемой и взрывааемой скважинами, м.

Коэффициент множественной корреляции полученной модели составляет $R^2 = 0,95$, p -значения коэффициентов модели не превышают величины 0,05. Следовательно, можно считать сходимость полученных экспериментальных данных удовлетворительной, а модель – адекватной.

Визуальное представление полученной модели показано на рисунке 5.

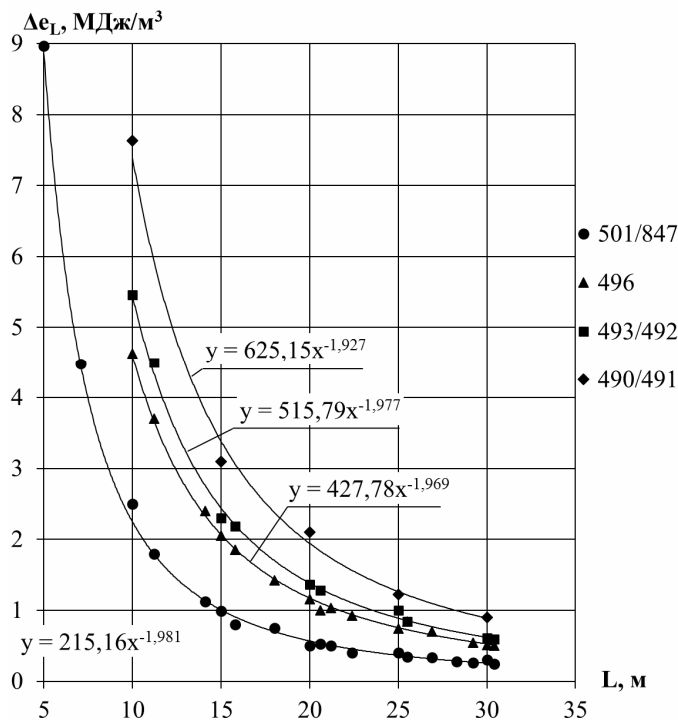


Рис. 4. Зависимость вклада в изменение энергоемкости бурения от расстояния между взрываваемой и исследуемой скважинами

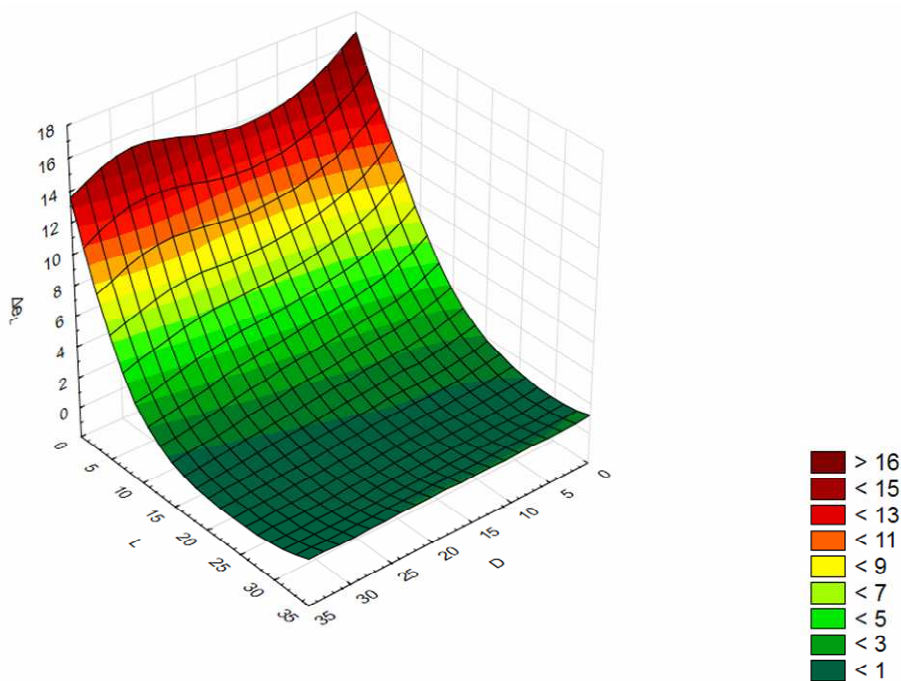


Рис. 5. Поверхность значений Δe_L при разных положениях исследуемой точки и центра распространения взрывной волны

Анализ рисунка 2 показывает, что на определенной глубине снижение энергоемкости незначительно или вообще отсутствует. Можно предположить, что это вызвано наличием препятствия на данной глубине на пути распространения взрывных волн. Чтобы повысить достоверность экспериментальных данных, необходимы дополнительные геологические изыскания в районе расположения блоков. Также возможно использование альтернативной схемы бурения, изображенной на рисунке 6.

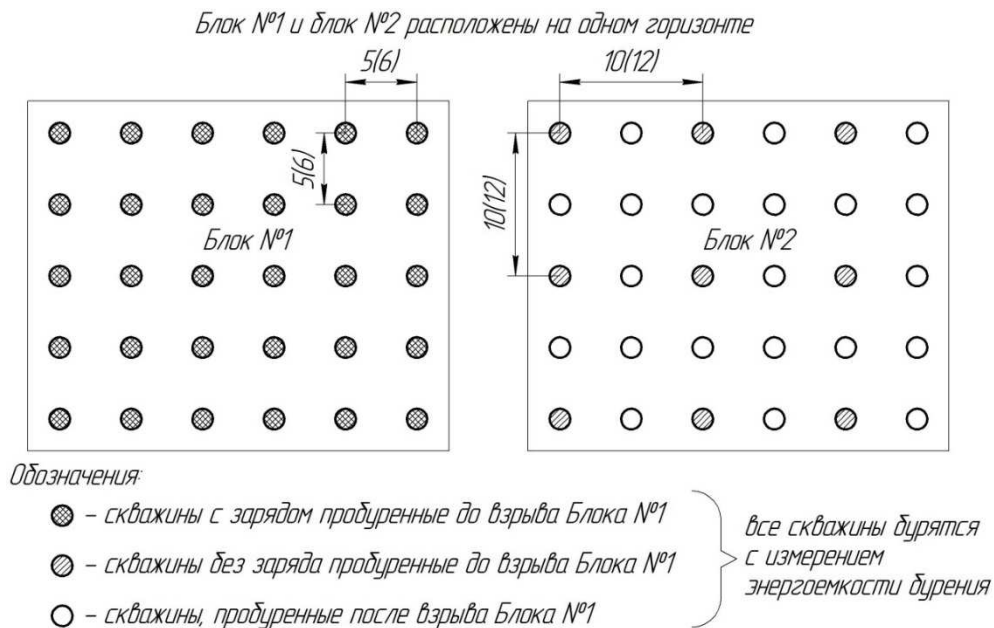


Рис. 6. Экспериментальная схема бурения скважин смежных блоков

Данная схема предполагает бурение части скважин второго блока, до начала взрывания первого блока, что позволяет судить о распределении энергоёмкости по глубине скважины без каких-либо внешних воздействий на породу.

Результаты

Величину коэффициента крепости породы f по шкале М.М. Протоdjяконова рекомендуется определять по формуле [13]

$$f = 0,57 \sqrt[3]{(0,1e)^2}, \quad (7)$$

где e – удельные затраты энергии на выбуривание 1 м^3 горной породы, $\text{МДж}/\text{м}^3$.

Используя данную зависимость, а также классификацию горных пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова [14], получены категории пород, залегающих на глубине $h = 2,1 \text{ м}$ по крайнему ряду скважин блока 1809-03 (рис. 1).

Табл. 1. Распределение пород блока 1809-03 разреза «Буреинский-2» по категориям буримости

Номер скважины (рис. 1)	Энергоёмкость бурения e , $\text{МДж}/\text{м}^3$	Коэффициент крепости f	Категория крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова
29	5,2	0,4	IX
197	24,2	1	VII
181	14,4	0,7	VIIa
20	22,6	1	VII
19	36,1	1,3	VIa
18	42,3	1,5	VIa
17	39,2	1,4	VIa
16	39,3	1,4	VIa
15	29,9	1,2	VIa
14G1	25,5	1,1	VII
13	28,8	1,2	VIa
12	22,5	1	VII

Из таблицы 1 следует, что в среднем категория крепости горной породы, залегающей на глубине $h = 2,1$ м, равна VII. Это соответствует мягким породам, таким как отвердевшая плотная глина, мягкий каменный уголь, глинистый грунт и т.д.

Анализ всех скважин блоков 1809-03 и 1810-12 показывает, что энергоёмкость бурения на любой глубине не превышает 50 МДж/м^3 . То есть исследуемый объём горной породы принадлежит к мягкому классу, что вполне совпадает с геологической характеристикой экспериментального участка угольного разреза: чередование угольных пачек и прослоев аргиллита и углистого аргиллита. Таким образом, экспериментальные данные энергоёмкости бурения можно считать адекватными физико-механическим характеристикам горной породы в пределах исследуемых блоков.

Выводы

Определение оптимальных параметров взрывного разрушения горных пород с учётом зоны предразрушения позволит использовать ослабление пород в районе каждой взрываваемой скважины в процессе развития массового взрыва в реальном массиве горных пород на основе учёта размеров зон предразрушения и количественных изменений свойств горных пород в окрестностях конкретных скважин. С учетом предразрушений можно добиться значительной экономии взрывчатых веществ без снижения качества измельчения горной массы.

Направлением дальнейших исследований является создание программного комплекса расчета количества взрывчатых веществ при зарядке взрывных скважин с учетом предразрушений.

Список литературы

1. Коваленко В.А., Тангаев И.А. Энергетический принцип контроля и оптимизации технологических процессов на карьерах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №2-1. – С. 293-301.
2. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б., Лысак Ю.А. Влияние направления инициирования зарядов взрывчатых веществ на предразрушение массива скальных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №2. – С. 50-57.
3. Li X., Zhu Z., Wang M., Xiao D., Shu Y., Deng S. Fracture mechanism of rock around a tunnel-shaped cavity with interconnected cracks under blasting stress waves // International Journal of Impact Engineering. 2021, vol. 157, p. 103999. doi.org/10.1016/j.ijimpeng.2021.103999.
4. Кочанов А.Н. Микротрещины в твердом теле на примере горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №7. – С. 221-224.
5. Шевкун Е.Б., Лещинский А.В., Шишкин Е.А., Лысак Ю.А. Графоаналитический метод определения интенсивности предварительного разрушения окрестностей взрывных скважин // Взрывное дело. – 2018. – № 121-78. – С. 33-47.
6. Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород. – М.: Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2004. – 221 с.
7. Викторов С.Д., Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Предразрушение горных пород как стадия процесса разрушения при квазистатическом и динамическом нагружении // Записки Горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 153-157.
8. Xu P., Yang R-S, Guo Y, Chen C., Kang Y. Investigation of the effect of the blast waves on the opposite propagating crack // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2021, vol. 144, p. 104818. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104818.
9. Волченко Г.Н., Фрянов В.Н., Серяков В.М. Исследование влияния предразрушения горных пород на снижение энергоёмкости взрывного дробления // Вестник научного центра. – 2011. – №1. – С. 19-31.
10. Свидетельство на программу для ЭВМ №2017617987 РФ. Определение предразрушений окрестностей скважин при массовых взрывах в карьерах / Е.А. Шишкин, А.В. Лещинский, Е.Б. Шевкун. – Заявка №2017614639 от 22.05.2017; зарег. 19.07.2017.
11. Штукарин Н.Г. Физика взрыва в прикладных задачах. – Красноярск: Ситалл, 2010. – 309 с.
12. Юровских А.В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – Санкт-Петербург: С.-Петерб. гос. гор. ин-т им. Г. В. Плеханова, 2003. – 20 с.
13. Барон Л.И. Коэффициенты крепости горных пород. – М.: Наука, 1972. – 176 с.
14. Лукьянов В.Г. Панкратов А.В., Шмурыгин В.А. Технология проведения горно-разведочных выработок. – М.: Изд-во Юрайт, 2016. – 549 с.

References

1. Kovalenko V.A., Tangaev I.A. Energy principle of control and optimization of technological processes at quarries // Mining information and analytical bulletin. 2008, vol. 2-1, pp. 293-301.
2. Leshchinsky A.V., Shevkun E.B., Lysak Yu.A. Influence of the direction of initiation of explosive charges on the pre-destruction of rock mass // Mining information and analytical bulletin. 2019, vol. 2, pp. 50-57.
3. Li X., Zhu Z., Wang M., Xiao D., Shu Y., Deng S. Fracture mechanism of rock around a tunnel-shaped cavity with interconnected cracks under blasting stress waves // International Journal of Impact Engineering. 2021, vol. 157, p. 103999. doi.org/10.1016/j.ijimpeng.2021.103999.
4. Kochanov A.N. Microcracks in a solid on the example of rocks // Mining information and analytical bulletin. 2015, vol. 7, pp. 221-224.
5. Shevkun E.B., Leshchinsky A.V., Shishkin E.A., Lysak Yu.A. Graphoanalytic method for determining the intensity of preliminary destruction of the vicinity of blast wells // Explosive business. 2018, vol. 121-78, pp. 33-47.
6. Karkashadze G.G. Mechanical destruction – M.: Publ. house of the Moscow State Mining University, 2004. – 221 p.
7. Viktorov S.D., Kochanov A.N., Odintsovo V.N. Pre-destruction of rocks as a stage of the destruction process under quasi-static and dynamic loading // Journal of Mining Institute. 2007, vol. 171, pp. 153-157.
8. Xu P., Yang R-S, Guo Y, Chen C., Kang Y. Investigation of the effect of the blast waves on the opposite propagating crack // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2021, vol. 144, p. 104818. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104818.
9. Volchenko G.N., Fryanov V.N., Seryakov V.M. Investigation of the effect of pre-destruction of rocks on reducing the energy intensity of explosive crushing // Bulletin of the Scientific center. 2011, vol. 1, pp. 19-31.
10. Certificate on the program No. 2017617987 RU. Determination of pre-destruction of the vicinity of wells during mass explosions in quarries / E.A. Shishkin, A.V. Leshchinsky, E.B. Shevkun. – Appl. No. 2017614639 from 22.05.2017; reg. 19.07.2017.
11. Shtukarin N.G. Physics of explosion in applied problems. – Krasnoyarsk: Sitall, 2010. – 309 p.
12. Yurovskikh A.V. Development of a model of rock destruction at the quasi-static stage of the explosion action: Abstract of the diss. ... cand. of tech. sc. – St. Petersburg: St. Petersburg State Mining Institute named after G.V. Plekhanov, 2003. – 20 p.
13. Baron L.I. Coefficients of rock strength. – M.: Science, 1972. – 176 p.
14. Lukyanov V.G. Pankratov A.V., Shmurygin V.A. Technology of mining and exploration workings. – M.: Yurayt Publ. house, 2016. – 549 p.

Сведения об авторах:

Information about authors:

Шевкун Евгений Борисович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры транспортно-технологических систем в строительстве и горном деле	Shevkun Evgeniy Borisovich – doctor of technical sciences, professor, professor of the Department of transport and technological systems in construction and mining
Шишкин Евгений Алексеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры транспортно-технологических систем в строительстве и горном деле	Shishkin Evgeniy Alekseevich – candidate of technical sciences, associate professor of the Department of transport and technological systems in construction and mining
004655@pnu.edu.ru	

Получена 09.05.2023