

РАЗРАБОТКА МЕТОДА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ В ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

В.Н. Тюпин

Белгородский государственный национальный исследовательский университет,
Белгород, Россия, e-mail: tyupinvn@mail.ru

Аннотация: Анализ литературных источников показал, что при расчетах параметров контурного взрывания учитываются не все факторы, определяющие его эффективность. Цель статьи – разработка метода контурного взрывания трещиноватых горных массивов на открытых разработках в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Разработаны новые зависимости для определения расстояния между контурными скважинами a_k и безопасной массы заряда взрывчатого вещества ВВ на 1 м скважины p , включающие детонационные характеристики ВВ, диаметр скважин, физико-механические свойства пород в условиях горного давления и параметры трещиноватости массива. Проведен численный анализ формул для определения a_k и p в зависимости от физико-механических свойств пород, диаметра скважины и параметров трещиноватости массива. Численные значения a_k и p , полученные при расчетах, соответствуют практическим данным при проведении контурного взрывания на карьерах и в массивах гранитогнейсов «Сухого дока». Дальнейшие исследования предполагается направить на разработку формул расчета параметров контурного взрывания, в которых физико-механические свойства заменены на коэффициент крепости горных пород.

Ключевые слова: контурное взрывание, расстояние между скважинами, безопасная масса ВВ на 1 м, трещиноватый массив, физико-механические свойства пород, детонационные параметры ВВ.

Благодарность: Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Государственного задания №FZWG-2023-0011.

Для цитирования: Тюпин В. Н. Разработка метода расчета параметров контурного взрывания в трещиноватых массивах горных пород на карьерах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 9. – С. 78–87. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_9_0_78.

Design method for perimeter control blasting in jointed rock mass at open pit mines

V.N. Tyupin

Belgorod State National Research University, Belgorod, Russia, e-mail: tyupinvn@mail.ru

Abstract: The literature analysis shows that designs of perimeter control blasting neglect some parameters which govern efficiency of the process. The aim of this study is to develop a method of perimeter control blasting in jointed rock mass in open pit mining in different geological and

geotechnical conditions. New relations are developed to determine the spacing a_p between the perimeter control blastholes and the safe weight p of explosive per 1 m of blasthole, including detonation characteristics of explosives, diameter of blastholes, physical and mechanical properties of rocks under rock pressure and rock mass jointing parameters. The calculation of a_p and p is carried out as subjects of physical and mechanical parameters of rocks, blasthole diameter and rock mass jointing parameters. The calculated values of a_p and p conform with the actual data obtained in perimeter control blasting in open pit mines and in Sukhoi Dok Massif of granite–gneiss. The further research is to be aimed at development of the perimeter control blasting design formulas with the rock hardness factor instead of the physical and mechanical properties of rocks.

Key words: perimeter control blasting, spacing of blastholes, safe explosive weight per 1 m, jointed rock mass, physical and mechanical properties of rocks, detonation characteristics of explosives.

Acknowledgements: The study was supported by the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation, State Contract No. FZWG-2023-0011.

For citation: Tyupin V. N. Design method for perimeter control blasting in jointed rock mass at open pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(9):78-87. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_9_0_78.

Введение

В настоящее время помимо строительства новых карьеров в РФ происходит процесс дальнейшего углубления существующих. Глубина некоторых карьеров достигает 500 м и более. В связи с этим весьма актуальным остается вопрос обеспечения устойчивости бортов карьеров. Одним из элементов обеспечения устойчивости бортов является предварительное контурное взрывание, «заоткоска» уступов.

Наличие качественной контурной щели, с одной стороны, обеспечивает частичное поглощение и отражение волн напряжений и сейсмозрывных волн от взрыва зарядов рыхления, имеющих скорость распространения 3000–5000 м/с в среднем [1–7]. С другой стороны – контурная щель является препятствием на пути распространения волн деформации при взрывной отбойке пород приконтурной зоны карьера. Волны деформации от взрыва зарядов ВВ представляют собой смещение отдельностей массива

под действием квазистатического давления продуктов детонации со скоростью 10–20 м/с в среднем [8]. В трещиноватом массиве без контурной щели это приведет к образованию зоны заколов на расстоянии до 50 диаметров зарядов и зоны остаточных напряжений на расстоянии 50–150 диаметров зарядов [6, 8, 9].

Таким образом, действие волн напряжений, сейсмозрывных волн и волн деформаций от массовых взрывов приводят к снижению степени устойчивости откосов уступов и бортов карьеров [1–9].

Вопросами разработки технологии и параметров БВР с использованием контурного взрывания при открытой и подземной геотехнологии занимались отечественные [10–18] и зарубежные [19–24] ученые. В исследованиях в основном использовались аналитические методы с корректировкой их на практике [10–12, 19–21], а также практические методы [13–17].

Наиболее эффективный метод контурного взрывания изложен в [11]. В данном научно-практическом руководстве дается формула для определения массы заряда на 1 м скважины, которая зависит от диаметра скважины и коэффициента, определяемого в зависимости от класса грунта по сопротивляемости трещинообразованию и категории трещиноватости массива. Расстояние между контурными зарядами определяют по формуле, зависящей от расположения главенствующей системы трещин в массиве, диаметра скважин, категории трещиноватости массива и сопротивляемости трещинообразованию. Предложенный метод [11] применяется при диаметре скважин 0,11 м, в прочных, крупноблочных породах, допускается увеличение диаметра скважин до 0,15 м.

Все приведенные выше источники информации [1 – 5, 10 – 24] внесли весьма значительный вклад в эффективное формирование контурных щелей для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров. Однако следует отметить, что процессы разрушения и деформирования трещиноватых горных массивов определяются детонационными характеристиками ВВ, геометрическими параметрами расположения скважин, физико-механическими свойствами горных пород и параметрами трещиноватости массивов.

Цель статьи: разработка метода контурного взрывания трещиноватых горных массивов на открытых разработках в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Методология

Анализ литературных источников на предмет существующей технологии и параметров контурного взрывания, разработка теоретических зависимостей для определения массы заряда ВВ на 1 м скважины и расстояния между скважи-

нами. Численные расчеты по приведенным формулам и сравнение с данными практики.

Обоснование теоретической формулы расчета расстояния между контурными скважинами

Расстояние между осями скважин в трещиноватом горном массиве при предварительном оконтуривании можно определить из выражения

$$a_k = 2R_{тр} + d_c, \quad (1)$$

где $R_{тр}$ – радиус зоны радиального трещинообразования от одной взорванной скважины; d_c – диаметр контурных скважин.

Величина $R_{тр}$ определяется в соответствии с [9] при условии: растягивающее напряжение, создаваемое взрывом одного заряда ВВ в массиве $\sigma_p(r)$ на карьере, равно пределу прочности отдельности массива на разрыв $\sigma_{пр}$ (с учетом горного давления). То есть

$$\sigma_p(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_c c v}{R_{тр} \Phi^{0,5} (1-v)} = \sigma_{пр}, \quad (2)$$

где D – скорость детонации ВВ; ρ_B – плотность заряжения; c – скорость продольной волны в горной породе; v – коэффициент Пуассона горной породы; $\sigma_{пр}$ – предел прочности на разрыв горной породы в условиях горного давления; Φ – показатель трещиноватости массива; $\pi = 3,14$.

Решая (2) относительно $R_{тр}$ и подставляя полученное в (1), имеем формулу для определения расстояния между осями контурных скважин:

$$a_k = \frac{\sqrt{\pi}}{4} \frac{D\rho_B d_c c v}{\sigma_{пр} \Phi^{0,5} (1-v)} + d_c. \quad (3)$$

Плотность заряжения ρ_B можно определить по формуле

$$\rho_B = \frac{V_{ВВ}}{V_c} \rho_{ВВ}, \quad (4)$$

где $V_{\text{ВВ}}$ – объем заряда ВВ в 1 м скважины; V_c – объем 1 м скважины; $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ.

Очевидно, что

$$V_{\text{ВВ}} = \rho \rho_{\text{ВВ}}^{-1}; V_c = 0,25\pi d_c^2, \quad (5)$$

где ρ – масса заряда ВВ в 1 м скважины.

Подставляя (5) в (4), а полученное в (3), после преобразований имеем

$$\rho_{\text{в}} = \frac{4\rho}{\pi d_c^2}. \quad (6)$$

Подставив (6) в (3), получим более удобную для расчетов формулу определения расстояния между контурными скважинами:

$$a_k = \frac{D\rho c v}{\sqrt{\pi\sigma_{\text{pr}}}\Phi^{0,5}d_c(1-v)} + d_c. \quad (7)$$

Следует отметить, что предел прочности на разрыв породы σ_{pr} существенно зависит от величины горного давления. Поскольку контурные скважины бурят вблизи борта карьера, то величину σ_{pr} можно определить по формуле

$$\sigma_{\text{pr}} = \sigma_p + 2\rho g H \frac{v}{1-v}, \quad (8)$$

где σ_p – предел прочности горной породы на разрыв; ρ – объемная масса горного массива; g – ускорение свободного падения; H – глубина карьера в месте расположения контурных скважин.

Коэффициент 2 в (8) введен в связи с тем, что вблизи контурных скважин возникает концентрация напряжений, увеличивающая горное давление примерно в 2 раза.

Весьма важно численное значение показателя трещиноватости массива Φ , который зависит от размера отдельности, величины раскрытия трещин, количества систем трещин и их расположения относительно плоскости контурных скважин. Специальные исследования, проведенные автором данной статьи по

[25, 26, 9], дают аналитическую зависимость в виде

$$\Phi = 1 + 5e^{-2d_e} \sum_{i=1}^k (1 - \cos^4 \theta_i), \quad (9)$$

где d_e – размер отдельностей в массиве; k – номер i -й системы трещин; θ_i – угол наклона i -й системы трещин к плоскости расположения контурных скважин.

Обоснование зависимости для определения массы ВВ на 1 м скважины

Важной характеристикой в формуле (7) является масса заряда в одном метре скважины. Для того, чтобы откос уступа, образованный контурными зарядами, был устойчив и с его поверхности



Рис. 1. Фотография откоса уступа, образованного контурным взрыванием в массиве гранитогнейсов с минимальным нарушением горного массива

Fig. 1. Photo of the slope of the ledge formed by contour blasting in the granite gneiss massif with minimal disturbance of the mountain massif

не происходили вывалы породы, необходимо выбирать безопасную массу заряда на 1 м скважины p .

Вероятно, это зависит от прочностных свойств горных пород и детонационных характеристик ВВ. При взрывании обычных зарядов рыхления вблизи взорванной скважины образуется зона раздавливания с мелкодисперсным дроблением породы на расстоянии до $5d_c$ от образующей скважины, далее расположена зона радиальных трещин с радиусом до $15d_c$ от образующей скважины [9].

Очевидно, необходимо определить такую массу ВВ на 1 м скважины p , при которой порода за образующей контурной скважины не будет нарушена (рис. 1).

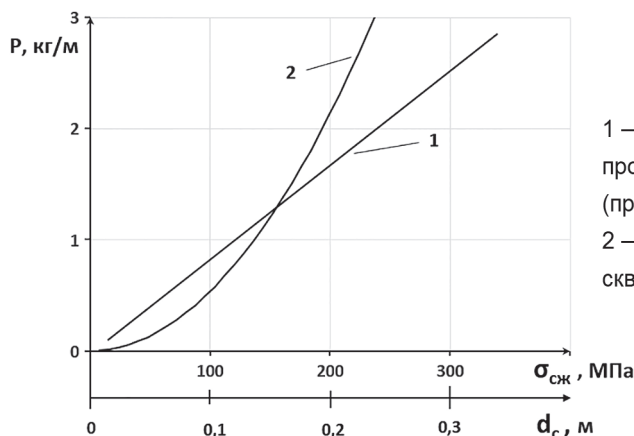
Условия минимального воздействия контурного заряда ВВ на массив можно записать в виде

$$P_{\text{ВВ}} \leq \sigma_{\text{сж}}, \quad (10)$$

где $P_{\text{ВВ}}$ — давление газов взрыва в скважине; $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности породы на сжатие.

Среднее давление продуктов детонации в скважине определяют по известной формуле

$$P_{\text{ВВ}} = 0,125\rho_{\text{в}} D^2. \quad (11)$$



- 1 – зависимость p от предела прочности породы на сжатие $\sigma_{\text{сж}}$ (при $d_c = 0,15$ м);
- 2 – зависимость p от диаметра скважины d_c (при $\sigma_{\text{сж}} = 150$ МПа)

Рис. 2. Зависимость массы заряда ВВ на 1 м скважины p от предела прочности породы на сжатие $\sigma_{\text{сж}}$ (при $d_c = 0,15$ м) и от диаметра скважины d_c (при $\sigma_{\text{сж}} = 150$ МПа)

Fig. 2. Dependence of the mass of the explosive charge per 1 m of the well p on the compressive strength of the rock $\sigma_{\text{сж}}$ (at $d_c = 0.15$ m); on the diameter of the well d_c (at $\sigma_{\text{сж}} = 150$ MPa)

Плотность заряжения $\rho_{\text{в}}$ определяется по формуле (6). Подставляя значение $\rho_{\text{в}}$ в (11), полученное из (10), и решая уравнение относительно p , имеем формулу для определения безопасной массы заряда ВВ на 1 м скважины:

$$P \leq 2\pi\sigma_{\text{сж}} \left(\frac{d_c}{D} \right)^2. \quad (12)$$

Поскольку прочность на сжатие для любой горной породы изменяется в определенных пределах, при расчетах по (12) следует брать минимальное значение $\sigma_{\text{сж}}$ или правую часть поделить на коэффициент запаса 1,5.

Численные расчеты

Расчеты по формулам (7) и (12) проведены при стандартных параметрах на карьерах: $D = 4,2 \cdot 10^3$ м/с; $c = 4 \cdot 10^3$ м/с; $\nu = 0,25$; $H = 200$ м; $\sigma_{\text{пр}} = 1,3 \cdot 10^7$ Па; $d_e = 1$ м; $\Phi = 2,4$; $d_c = 0,15$ м; $\sigma_{\text{сж}} = 1,5 \cdot 10^8$ Па, и дают $p = 1,2$ кг/м; $a_k = 1,4$ м. Данные расчета значения и соответствуют применяемым на практике [11 – 15].

Важно знать изменения величины безопасной массы ВВ на 1 м скважины p с увеличением $\sigma_{\text{сж}}$ и d_c . Кроме того, необходимо проанализировать, как изме-

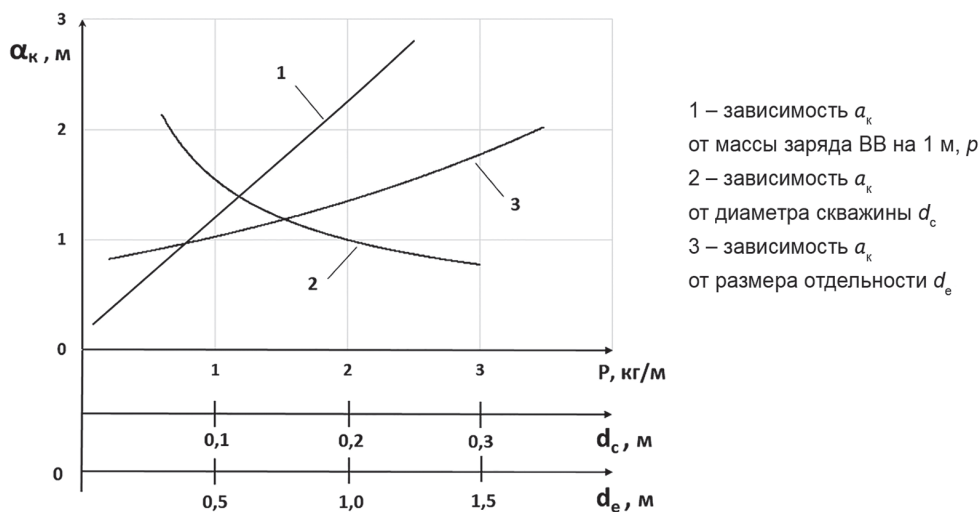


Рис. 3. Зависимость расстояния между контурными скважинами a_k от массы заряда ВВ на 1 м p ; от диаметра скважины d_c ; от размера отдельности d_e , при контурном взрывании с использованием стандартных параметров

Fig. 3. Dependence of the distance between contour wells a_k on the mass of the explosive charge per 1 m p ; on the diameter of the well d_c ; on the size of the individual d_e , with contour blasting using standard parameters

няется расстояние между скважинами в зависимости от блочности массива и массы заряда на 1 м скважины. Расчетные значения зависимости массы ВВ на 1 м скважины от d_c и $\sigma_{сж}$ приведены на рис. 2.

Анализ рис. 2 указывает на то, что с увеличением диаметра скважины d_c массу заряда ВВ на 1 м необходимо увеличивать, что также утверждается в работах [11, 13], так как существенно увеличивается объем скважины, а давление продуктов детонации снижается. В породах с низкой прочностью необходимо применять ВВ с минимальной массой ВВ на 1 м, увеличивая ее с увеличением $\sigma_{сж}$.

Расчетные значения зависимости расстояния между контурными скважинами a_k от p , d_c и d_e отражены на рис. 3.

Согласно рис. 3, расстояние между контурными скважинами a_k можно увеличивать при увеличении p и с увеличением размера отдельности d_e , что вполне логично. При этом необходимо уменьшать с увеличением d_c .

Комплексный анализ формул (7), (9), (12) и рис. 2, 3 указывает на то, что при расчете параметров контурного взрывания необходимо учитывать детонационные параметры ВВ, диаметр скважин, физико-механические свойства пород с учетом горного давления и параметры трещиноватости горного массива. В сильно трещиноватых массивах необходимо уменьшать массу заряда на 1 м скважины, диаметр и расстояние между скважинами.

Расчеты параметров контурного взрывания в стандартных условиях, приведенные ранее и изображенные на рис. 2 и 3, указывают на правомерность полученных формул (7) и (12), так как соответствует данным практики, приведенной в работах [11 – 17].

Практическое использование

При строительстве «Сухого дока» необходимо провести уступную заоткоску склона массива, сложенного гранито-гнейсами. Для этого использован способ с предварительным оконтуриванием

массива. С целью определения расстояния между контурными скважинами в лаборатории ОАО «ВИОГЕМ» были определены параметры: $\sigma_{\text{сж}} = 13 \cdot 10^6$ Па, $\sigma_{\text{сж}} = 184 \cdot 10^6$ Па; $c = 4,4 \cdot 10^3$ м/с, $v = 0,25$ [27, 28].

По откосам уступов установлен размер отдельностей $d_e = 0,5 - 1,5$ м (1,0 м в среднем), $\Phi = 2,4$ [27, 28]. Применяемое ВВ — аммонит 6ЖВ диа метром 32 мм с $D = 4,2 \cdot 10^3$ м/с. Скважи ны бурят диа метром $d_c = 0,11$ м. Расчеты по формуле (12) дают $p = 0,8$ кг/м. Расчет по формуле (7) определено значение расстояния между контурными скважинами $a_k = 1,25$ м.

Бурение контурных скважин на расстоянии 1,2 м, зарядание и взрывание при заоткоске уступов показало эффективность полученных значений a_k и p . Откосы уступов в массивах с размером отдельности 0,5 — 1,5 м, на которых имеются участки от поверхности взорванных контурных скважин, в течение 5 лет находятся в устойчивом состоянии (см. рис. 1).

Преимуществом представленного способа является возможность его применения при контурном взрывании массивов с различными параметрами трещиноватости, физико-механическими свойствами, использования ВВ с различными детонационными характеристиками и массой в скважинах различного диаметра.

Заключение и направление дальнейших исследований

Анализ литературных источников показал, что при расчете параметров контурного взрывания учитываются не все

факторы, определяющие его эффективность, что указывает на необходимость дальнейших исследований. В результате проведенных исследований установлено следующее.

1. Разработана новая зависимость для определения расстояния между контурными скважинами, включающая детонационные характеристики ВВ, диаметр скважин, физико-механические свойства пород в условиях горного давления и параметры трещиноватости массива.

2. Разработана новая зависимость для определения безопасной массы заряда ВВ на 1 м скважины, что обеспечивает минимальное разрушающее воздействие взрыва на окружающий горный массив.

3. Проведен численный анализ формул для определения a_k и p в зависимости от физико-механических свойств пород, диаметра скважины и параметров трещиноватости массива.

4. Численные значения a_k и p , полученные при расчетах, соответствуют практическим данным по параметрам контурного взрывания в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

5. Дальнейшее исследование предлагается направить на разработку формул расчета параметров контурного взрывания, в которых физико-механические свойства заменены на коэффициент крепости горных пород, поскольку велика вариация параметров c , v , $\sigma_{\text{сж}}$ при их определении. Кроме того, необходимо установить влияние количества систем трещин на эффективные параметры контурного взрывания и провести промышленные экспериментальные исследования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976. — 270 с.

2. Адушкин В. В., Спивак А. А. Подземные взрывы. — М.: Наука, 2007. — 579 с.
3. Аленичев И. А., Рахманов Р. А., Шубин И. Л. Оценка действия взрыва скважинного заряда в ближнем поле с целью оптимизации параметров буровзрывных пород в приконтурной зоне карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 4. — С. 85–95. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-0-85-95.
4. Жариков С. Н., Кутуев В. А. Выбор параметров взрывной отбойки в приконтурной зоне карьера // ФТПРПИ. — 2022. — № 6. — С. 80–88. DOI: 10.15372/FTPRPI20220609.
5. Жариков С. Н., Кутуев В. А. О контурном взрывании на карьерах и сопутствующих вопросах // Горный журнал. — 2022. — № 9. — С. 52–56. DOI: 10.17580/gzh.2022.09.09.
6. Тюпин В. Н., Хаустов В. В. Зависимость геомеханического состояния трещиноватого массива от интервала замедления в зоне сейсмического действия массовых взрывов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 2. — С. 45–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.
7. Аленичев И. А. Реакция массива горных пород в карьерном пространстве на динамические воздействия при производстве взрывных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2018. — № 7. — С. 189–195. DOI: 10.25018/0236-1493-20187-0-189-195.
8. Тюпин В. Н. Динамика распространения волн деформаций в трещиноватых массивах при взрыве зарядов ВВ // Взрывное дело. — 2023. — № 138/95. — С. 114–130.
9. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: Монография. — Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. — 192 с.
10. Барон Л. И., Турчанинов И. А., Ключников А. В. Нарушения пород при контурном взрывании. — Л.: Наука, Ленинградское отд., 1975. — 339 с.
11. Эткин М. Б., Азаркович А. Е. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: Изд-во МГГУ, 2004. — 317 с.
12. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ. — Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности. — М.: Изд-во «Горная книга», «Мир горной книги», Изд-во МГГУ, 2008. — 512 с.
13. Афонин В. Г., Гейман Л. М., Комир В. М. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве. — Киев: Будивельник, 1974. — 382 с.
14. Зотеев В. Г., Морозов В. Н., Ялунин В. В., Сазонов В. А., Кампель Ф. Б. Опыт заоткоски скальных уступов на предельном контуре карьера Ковдорского ГОКа // Черная металлургия. — 1988. — № 7. — С. 39–42.
15. Жариков С. Н., Тимофеев И. Н., Гуленков Э. В., Бушков В. К. Совершенствование буровзрывных работ на предельном контуре карьера // Горный журнал. — 2018. — № 1. — С. 48–55.
16. Антоненко Л. К., Зотеев В. Г. Опыт применения специальной технологии заоткоски скальных уступов в СССР и за рубежом: обзорная информация. — М., 1986. — 27 с.
17. Антоненко Л. К., Зотеев В. Г., Деев Е. А., Смирнов В. А. Опыт внедрения специальной технологии заоткоски скальных уступов на Оленегорском ГОКе // Горный журнал. — 1985. — № 3. — С. 25–28.
18. Zharikov S., Kutuev V. About order of comprehensive solving the seismic and presplitting issues for drill-and-blastin open-pits / Trigger Effects in Geosystems: The 5th International Conference, Sadovsky Institute of Geospheres Dynamics of Russian Academy of Sciences. Springer, 2019, pp. 437–445. DOI: 10.1007/978-3-030-31970-0_46
19. Бротанек И., Вода Й. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1983. — 144 с.
20. Jiang H., Li J., Wang M. Development of a test system for dynamic characteristics of blocky rock mass and its application, Zhendong yu Chongji // Journal of Vibration and Shock. 2018, vol. 37, no. 21, pp. 29–34.
21. Liyun Yang, Aiyun Yang, Chen Siyu, Fang Shizheng, Chen Huang, Huanzhen Xie Model experimental study on the effects of in situ stresses on pre-splitting blasting damage and strain development // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2021, vol. 138, article 104587. DOI: 10.1016/j.ijrmmms.2020.104587.
22. Nguyen Dinh An, Pham Thai Hop, Le Cong Dien, Tran Quang Hieu, Tran Dinh Bao Design of pre-blasting (pre-splitting) in Tan Cang Quarry No. 1 in Vietnam // Inżynieria Mineralna. 2020, vol. 1, no. 2, pp. 155–162.

23. Silva J., Worsley T., Lusk B. Practical assessment of rock damage due to blasting // International Journal of Mining Science and Technology. 2019, vol. 29, no. 3, pp. 379–385. DOI: 10.1016/j.ijmst.2018.11.003.

24. Барон Л. И., Кантор В. Х. Техника и технология взрывных работ в США. — М.: Недра, 1989. — 376 с.

25. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. — М.: Недра, 1975. — 220 с.

26. Ржевский В. В., Кутузов Б. Н., Якобашвили О. П., Рубцов В. К., Цыкин А. И. Методика сейсмического определения трещиноватости массивов горных пород на карьерах с целью оценки их взрываемости. — М.: ИФЗ АН СССР, МГИ, 1970. — 42 с.

27. Tyupin V. N., Yanitsky E. B., Polyakh A. E., Ignatenko I. M. Seismically safe parameters of confined blasting in levelling dry dock bottom // Eurasian Mining. 2022, no. 2, pp. 16–19. DOI: 10.17580/em.2022.02.04.

28. Тюпин В. Н. Сейсмобезопасные интервалы замедления при взрывной отбойке пород сухого дока в стесненных условиях // Взрывное дело. — 2023. — № 141/98. — С. 151–167. **ПЛАБ**

REFERENCES

1. Mosinets V. N. *Drobyashchee i seismicheskoe deystvie vzryva v gornykh porodakh* [Crushing and seismic effect of explosion in rocks], Moscow, Nedra, 1976, 270 p.

2. Adushkin V. V., Spivak A. A. *Podzemnye vzryvy* [Underground explosions], Moscow, Nauka, 2007, 579 p.

3. Alenichev I. A., Rakhmanov R. A., Shubin I. L. Assessment of near-field blast effect toward optimized drilling-and-blasting in pit wall rock mass. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 4, pp. 85–95. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-0-85-95.

4. Zharikov S. N., Kutuev V. A. Selection of parameters of explosive rebound in the contour zone of the quarry. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh.* 2022, no. 6, pp. 80–88. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20220609.

5. Zharikov S. N., Kutuev V. A. On contour blasting at quarries and related issues. *Gornyi Zhurnal.* 2022, no. 9, pp. 52–56. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2022.09.09.

6. Tyupin V. N., Khaustov V. V. Geomechanical behavior of jointed rock mass versus delay interval in seismic load zone of large-scale blasts. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 2, pp. 45–54. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.

7. Alenichev I. A. Rock mass response to dynamic effect of blasting in the area of open pit mine. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. 7, pp. 189–195. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-20187-0-189-195.

8. Tyupin V. N. Dynamics of propagation of deformation waves in fractured arrays during explosive charges explosion. *Explosion technology.* 2023, no. 138/95, pp. 114–130. [In Russ].

9. Tyupin V. N. *Vzryvnye i geomekhanicheskie protsessy v treshchinovatykh napryazhennykh gornykh massivakh: Monografiya* [Explosive and geomechanical processes in fractured stressed mountain massifs. Monograph], Belgorod, ID «Belgorod» NIU «BelGU», 2017, 192 p.

10. Baron L. I., Turchaninov I. A., Klyuchnikov A. V. *Narusheniya porod pri konturnom vzryvanii* [Violations of rocks during contour blasting], Leningrad, Nauka, 1975, 339 p.

11. Etkin M. B., Azarkovich A. E. *Vzryvnye raboty v energeticheskoy i promyshlennom stroitel'stve* [Explosive works in energy and industrial construction], Moscow, Izd-vo MGGU, 2004, 317 p.

12. Kutuzov B. N. *Metody vedeniya vzryvnykh rabot. Ch. 2. Vzryvnye raboty v gornom dele i promyshlennosti* [Methods of conducting blasting operations. Part 2. Blasting operations in mining and industry], Moscow, Izd-vo «Gornaya kniga», «Mir gornoy knigi», Izd-vo MGGU, 2008, 512 p.

13. Afonin V. G., Geyman L. M., Komir V. M. *Spravochnoe rukovodstvo po vzryvnym rabotam v stroitel'stve* [Reference guide to blasting in construction], Kiev, Buidel'nik, 1974, 382 p.

14. Zoteev V. G., Morozov V. N., Yalunin V. V., Sazonov V. A., Kampel F. B. The experience of cutting rock ledges on the limiting contour of the Kovdorsky GOK quarry. *Chernaya metallurgiya.* 1988, no. 7, pp. 39–42. [In Russ].

15. Zharikov S. N., Timofeev I. N., Gulenkov E. V., Bushkov V. K. Improvement of drilling and blasting operations on the limiting contour of a quarry. *Gornyi Zhurnal.* 2018, no. 1, pp. 48–55. [In Russ].

16. Antonenko L. K., Zoteev V. G. Opyt primeneniya spetsial'noy tekhnologii zaotkoski skal'nykh ustupov v SSSR i za rubezhom: obzornaya informatsiya [The experience of using special technology for cutting rock ledges in the USSR and abroad: overview], Moscow, 1986, 27 p.

17. Antonenko L. K., Zoteev V. G., Deev E. A., Smirnov V. A. The experience of introducing a special technology for cutting rock ledges at the Olenegorsky GOK. *Gornyi Zhurnal*. 1985, no. 3, pp. 25–28. [In Russ].

18. Zharikov S., Kutuev V. About order of comprehensive solving the seismic and presplitting issues for drill-and-blastin open-pits. *Trigger Effects in Geosystems: The 5th International Conference*, Sadovskiy Institute of Geospheres Dynamics of Russian Academy of Sciences. Springer, 2019, pp. 437–445. DOI: 10.1007/978-3-030-31970-0_46

19. Brotanek I., Voda Y. *Konturnoe vzryvaniye v gornom dele i stroitel'stve* [Contour blasting in mining and construction], Moscow, Nedra, 1983, 144 p.

20. Jiang H., Li J., Wang M. Development of a test system for dynamic characteristics of blocky rock mass and its application, Zhendong yu Chongji. *Journal of Vibration and Shock*. 2018, vol. 37, no. 21, pp. 29–34.

21. Liyun Yang, Aiyun Yang, Chen Siyu, Fang Shizheng, Chen Huang, Huanzhen Xie Model experimental study on the effects of in situ stresses on pre-splitting blasting damage and strain development. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2021, vol. 138, article 104587. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2020.104587.

22. Nguyen Dinh An, Pham Thai Hop, Le Cong Dien, Tran Quang Hieu, Tran Dinh Bao Design of pre-blasting (pre-splitting) in Tan Cang Quarry No. 1 in Vietnam. *Inzynieria Mineralna*. 2020, vol. 1, no. 2, pp. 155–162.

23. Silva J., Worsey T., Lusk B. Practical assessment of rock damage due to blasting. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019, vol. 29, no. 3, pp. 379–385. DOI: 10.1016/j.ijmst.2018.11.003.

24. Baron L. I., Kantor V. Kh. *Tekhnika i tekhnologiya vzryvnykh rabot v SShA* [Technique and technology of blasting in the USA], Moscow, Nedra, 1989, 376 p.

25. Ruppeneyt K. V. *Deformiruemost' massivov treshchinovatykh gornykh porod* [Deformability of fractured rock arrays], Moscow, Nedra, 1975, 220 p.

26. Rzhhevskiy V. V., Kutuzov B. N., Yakobashvili O. P., Rubtsov V. K., Tsykin A. I. *Metodika seymicheskogo opredeleniya treshchinovatosti massivov gornykh porod na kar'erakh s tsel'yu otsenki ikh vzryvaemosti* [Methods of seismic determination of fracturing of rock massifs in quarries in order to assess their explosiveness], Moscow, 1970, 42 p.

27. Tyupin V. N., Yanitsky E. B., Polyakh A. E., Ignatenko I. M. Seismically safe parameters of confined blasting in levelling dry dock bottom. *Eurasian Mining*. 2022, no. 2, pp. 16–19. DOI: 10.17580/em.2022.02.04.

28. Tyupin V. N. Seismically safe deceleration intervals during explosive breaking of dry dock rocks in cramped conditions. *Explosion technology*. 2023, no. 141/98, pp. 151–167. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРЕ

Тюпин Владимир Николаевич — д-р техн. наук, профессор, Белгородский государственный национальный исследовательский университет, e-mail: tyupinvn@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-3709-0957.

INFORMATION ABOUT THE AUTHOR

V.N. Tyupin, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Belgorod State National Research University, 308015, Belgorod, Russia, e-mail: tyupinvn@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-3709-0957.

Получена редакцией 26.09.2023; получена после рецензии 04.04.2024; принята к печати 10.08.2024.
Received by the editors 26.09.2023; received after the review 04.04.2024; accepted for printing 10.08.2024.