

Энергетический принцип анализа и управления параметрами короткозамедленного взрывания на карьерах

С. А. Шемякин¹, А. Ю. Чебан², Е. А. Шишкин^{1✉}, В. Ю. Воронин³

¹Высшая школа промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

²Институт горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

³Компания «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

✉ 004655@togudv.ru

Резюме. Короткозамедленное взрывание способствует снижению затрат на взрывчатые вещества, уменьшению сейсмического воздействия на объекты, минимальному разрушению вглубь массива, а также формированию развала горной массы. Разработана методика определения энергии взрыва на основе интегрирования динамической прочности породы на разрыв по глубине скважины. Сформирована расчетная схема определения энергозатрат на разрушение без замедления и предразрушения, а также с предразрушением и замедлением для прямоугольной сетки, состоящей из четырех скважин. Выявлены причины неполного дробления породы при прямоугольной сетке и массовом взрыве, указаны основные положения для устранения этого недостатка за счет предразрушения при замедлении. Определены размеры экономии взрывчатых веществ за счет предразрушения при короткозамедленном взрывании. Разработанная методика позволяет более обоснованно подходить к назначению удельного расхода взрывчатого вещества. В методике учитывается влияние площади разрыва куска породы на энергозатраты взрывных работ. Методика прошла положительную апробацию на золоторудном месторождении Кекура в Чукотском автономном округе.

Ключевые слова: взрыв, скважина, сетка, напряжение, разрыв, энергозатраты

Для цитирования: Шемякин С.А., Чебан А.Ю., Шишкин Е.А., Воронин В. Ю. Энергетический принцип анализа и управления параметрами короткозамедленного взрывания на карьерах. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):26-30. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-26-30>.

The energy principle of analyzing and controlling the parameters of short-range blasting in quarries

S. A. Shemyakin¹, A. Yu. Cheban², E. A. Shishkin^{1✉}, V. Yu. Voronin³

¹Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

²Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

³Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

✉ 004655@togudv.ru

Rezume. It is known that short-delay detonation should help reduce the cost of explosives, reduce the seismic impact on objects, minimize destruction deep into the massif, as well as the formation of rock mass collapse. The purpose of the article is to develop a methodology for determining the explosion energy based on integrating the dynamic tensile strength of the rock over the depth of the well. To achieve this goal, a calculation scheme has been developed for determining the energy consumption for destruction without deceleration and pre-destruction, as well as with pre-destruction and deceleration for a rectangular grid consisting of four wells. The causes of incomplete crushing of the rock during a rectangular grid and a massive explosion are revealed, and the main provisions for eliminating this disadvantage due to pre-destruction during deceleration are indicated. The size of the savings of explosives due to pre-destruction during short-range detonation has been determined. The developed technique allows a more reasonable approach to the purpose of the specific consumption of explosives. The methodology takes into account the effect of the fracture area of a piece of rock on the energy consumption of blasting operations. The technique has been positively tested at the Kekura gold deposit in the Chukotka Autonomous Region.

Keywords: explosion, borehole, grid, voltage, rupture, energy consumption

For citation: Shemyakin S.A., Cheban A.Yu., Shishkin E.A., Voronin V.Yu. The energy principle of analyzing and controlling the parameters of short-range blasting in quarries. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):26-30. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-26-30>.

Введение

В связи с увеличением числа и масштаба массовых взрывов за последние 20 лет на открытых горных работах получили широкое распространение рациональные схемы многорядного короткозамедленного взрывания, которые должны способствовать [1–3]:

- высокой интенсивности дробления при снижении затрат на взрывчатые вещества;
- получению минимального сейсмического эффекта воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты;
- минимальному разрушению вглубь массива;
- формированию развала горной массы желаемых геометрических параметров.

Процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется одним видом разрушения – отрывом под действием растягивающих напряжений от волны сжатия в фазе разряжения [4, 5]. Этот фактор приводит к образованию систем трещин, способствующих рассечению массива горных пород.

Цель исследования: разработка методики определения энергии взрыва на основе интегрирования динамической прочности породы на разрыв по глубине скважины.

Методы исследования

Определение фактического времени замедления в производственных условиях сопряжено со значительными трудностями из-за чрезвычайно большого разброса значений интервалов срабатывания замедлителей [6, 7]. В связи с этим развитие взрыва в массиве приобретает вероятностный характер. Это обстоятельство приводит к необходимости рассчитывать интервалы замедления в лучшем случае аналитически или в худшем случае принимать по данным моделирования, что приводит к определенным погрешностям.

Существуют определенные рекомендации по принятию удельных замедлений между скважинами в ряду от 29 мс/м, а между рядами скважин – от 33 мс/м [8–10]. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного ряда другим рекомендуется принимать не менее $(28–30) \cdot d_c$, где d_c – диаметр скважины. И, наконец, интервал замедления между взрывами зависит от физико-механических свойств горных пород и определяется экспериментально в пределах 20–50 мс.

При достижении рациональных результатов взрыва, а именно сочетания конкретных показателей свойств массива, параметров зарядов и последовательности их инициирования во времени и пространстве, считают оптимальными параметрами взрывного разрушения для массивов с аналогичными показателями свойств и накапливают их в банке данных. Рабочие блоки разделяют на участки с одинаковыми показателями свойств массива и выбирают для каждого из них оптимальные параметры взрывного разрушения из накопленного банка данных. Существенным недостатком этого способа является необходимость сбора большого объема статистического материала.

Последовательность же работы конкретной системы «массив горных пород – заряд взрывчатого вещества» не-

известна вследствие вероятностного характера развития взрыва группы зарядов во времени и пространстве из-за отклонения от номинала времени срабатывания замедлителей.

Таким образом, возникает задача определения интенсивности ослабления массива в районе каждой взрывающейся скважины на предполагаемом блоке массового взрыва учета размеров зон предразрушения и использования ее при определении параметров зарядов конкретных скважин.

Результаты исследований

Одной из причин применения предразрушения и связанного с ним замедления является использование прямоугольной сетки (рис. 1) при массовом взрыве.

Исходя из статистических данных [11, 12] примем для примера диаметр скважины $d_c = 200$ мм, а расстояние между скважинами $b = 4$ м, при этом сетка прямоугольная, а экскаваторный ковш $q = 6$ м³ (рис. 1).

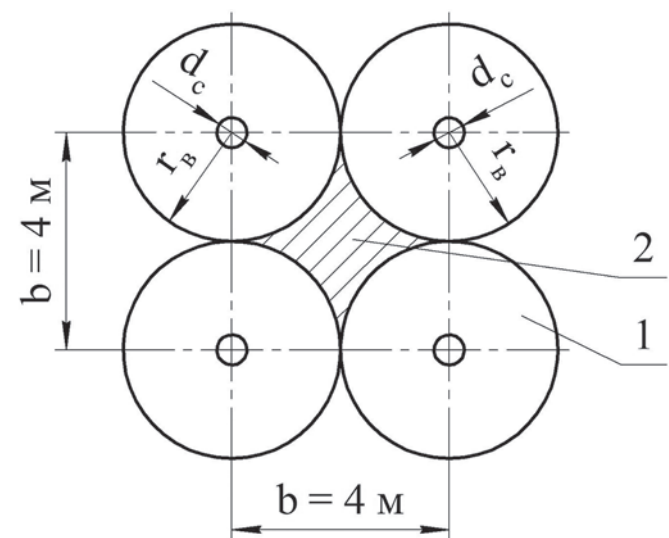


Рис. 1. Прямоугольная сетка скважин: 1 – зона полного разрушения породы; 2 – зона неполного дробления породы /

Fig. 1. Rectangular grid of wells: 1 – zone of complete rock destruction; 2 – the zone of incomplete crushing of the rock

Зона неполного дробления 2 частично остается и после взрыва. Чтобы рабочая площадка была ровной и позволяла перемещать по ней выемочную и прочую технику, ее необходимо удалять, тратя при этом время и средства.

Для примера рассмотрим сетку (рис. 2) с увеличенным на 10 % радиусом разрушения, равным $r_0 = 2,2$ м. В этом случае зона неполного дробления практически отсутствует. Иницирование поверхностной сети скважинных зарядов проведено от скважины 1.

Преимущества применения короткозамедленного взрывания проанализируем с энергетической точки зрения. Расчетная схема для определения энергии взрыва представлена на рисунке 3.

Энергозатраты на разрушение породы скважин (рис. 1) без замедления и предразрушения можно определять согласно расчетной схеме на рисунке 3.

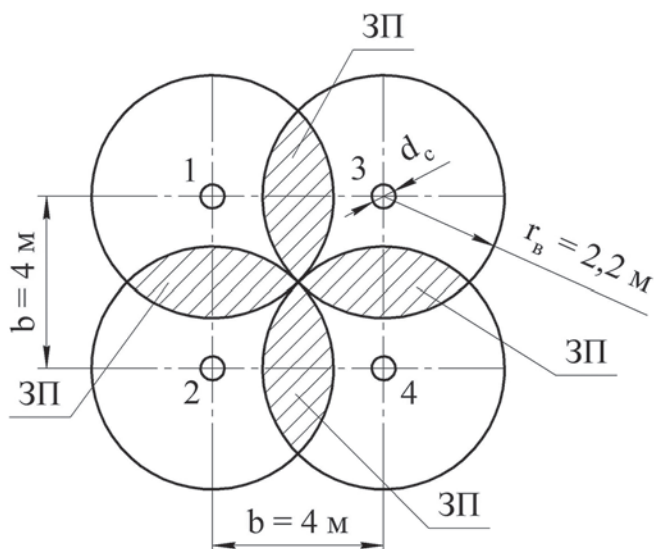


Рис. 2. Прямоугольная сетка с увеличенным на 10 % радиусом разрушения r_0 и отсутствием зоны неполного дробления породы.

ЗП – зона предразрушения /

Fig. 2. Rectangular grid with a 10 % increased radius of destruction of the soil and the absence of a zone of incomplete crushing of the rock.

PZ – pre-destruction zone

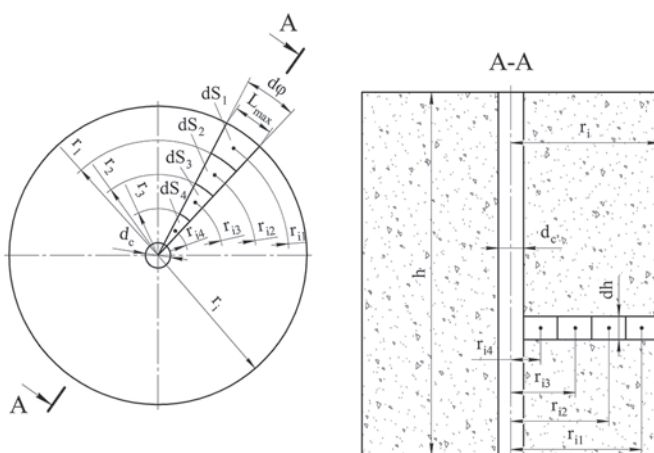


Рис. 3. Расчетная схема для определения энергии взрыва в скважине с учетом динамической прочности на разрыв и гиперболической зависимости изменения площади разрыва кусков породы от их размера /

Fig. 3. Calculation scheme for determining the energy of an explosion in a well, taking into account the dynamic tensile strength and the hyperbolic dependence of the change in the fracture area of rock pieces on their size

Площадь сектора dS , ограниченного радиусами r_i и r_l , равна

$$dS_1 = \frac{r_i^2 d\varphi}{2} - \frac{r_1^2 d\varphi}{2} = \frac{(r_i^2 - r_1^2) d\varphi}{2}, \quad (1)$$

где φ – угол, рад.

Объем сектора, ограниченного радиусами r_i и r_1 , равен

$$dV_1 = dS_1 \cdot dh. \quad (2)$$

С предположением, что внешний слой кусков имеет форму куба, общая площадь разрыва будет равна [13]

$$S_1 = 6L_{\max}^2. \quad (3)$$

Тогда энергия разрыва равна

$$E_1 = \sigma_\Delta \int_0^{2\pi r_{l1}} dS_1 \int_0^h dh. \quad (4)$$

Площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_1 и r_2 , равны

$$dS_2 = \frac{(r_1^2 - r_2^2)d\phi}{2}; \quad dV_2 = dS_2 \cdot dh. \quad (5)$$

С учетом того, что размер dS_2 уменьшился, закономерно предположить, что уменьшится и его объем. Тогда при определении площади разрыва необходимо вводить поправочный коэффициент 0.6:

$$S_2 = 9L_{\max}^2. \quad (6)$$

Энергия разрыва E , будет равна

$$E_2 = \sigma_\Delta \int_0^{2\pi r_{j_2}} dS_2 \int_0^h dh. \quad (7)$$

Площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_2 и r_3 , соответственно равны

$$dS_3 = \frac{(r_2^2 - r_3^2)d\varphi}{2}; \quad dV_3 = dS_3 \cdot dh. \quad (8)$$

Поскольку объем третьего сектора уменьшился в два раза, вводим коэффициент 12. Тогда

$$S_3 = 12L_{\max}^2. \quad (9)$$

Энергия разрыва E_3 будет равна

$$E_3 = \sigma_\Delta \int_0^{2\pi i_3} dS_3 \int_0^h dh. \quad (10)$$

Аналогично площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_3 и $r_4 = 0$, соответственно равны

$$dS_4 = \frac{r_3^2 d\varphi}{2}; \quad dV_4 = dS_4 \cdot dh. \quad (11)$$

Тогда

$$S_4 = 24L_{\max}^2. \quad (12)$$

Энергия разрыва E_4 будет равна

$$E_4 = \sigma_\Delta \int_0^{2\pi r_{j_4}} dS_4 \int_0^h dh. \quad (13)$$

Суммарная энергия разрушения породы блока взрывом четырех скважин (рис. 1) будет равна [14]

$$\sum E = 4(E_1 + E_2 + E_3 + E_4). \quad (14)$$

Задача определения затрат энергии на разрушение породы в объеме четырех скважин (рис. 1) может быть решена достаточно просто путем суммирования произведений динами-

ческой прочности породы на разрыв σ_{Δ} на площади разрыва по каждому куску во всех слоях Δh по глубине скважины h .

Примем для расчета следующие исходные данные: $\sigma_{\Delta} = 98 \cdot 10^5$ Па, $h = 20$ м, $\Delta h = 0,5$ м, число кусков породы с объемом $dS_1 \cdot dh$ равно $2\pi r_6 / L_{max} = 2 \cdot 3,14 \cdot 2 / 0,5 = 25$, так же, как и в других круговых слоях, число рядов $h / \Delta h = 20 / 0,5 = 40$.

Энергия разрыва кусков породы во внешних слоях всех 40 рядов будет равна

$$\begin{aligned} E_1 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i1} d\phi}{2} - \frac{r_1 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{1,75}{2} - \frac{1,5}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 612,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_2 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i2} d\phi}{2} - \frac{r_2 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{1,5}{2} - \frac{1}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 1225 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_3 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i3} d\phi}{2} - \frac{r_3 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{0,75}{2} - \frac{0,5}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 612,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_4 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i4} d\phi}{2} - \frac{r_4 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{0,25}{2} - \frac{0,1}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 367,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \end{aligned}$$

$$\sum E = 2817,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.}$$

Суммарная энергия $\sum E$ соответствует $2817,5 \cdot 10^5 / 3509 \cdot 10^3 = 80$ кг граммонита 50/50, где $3509 \cdot 10^3$ кДж/кг – удельная работа взрывчатого вещества [15].

Зона предразрушения (рис. 2) для одной скважины данного примера равна $0,6 \text{ м}^2$, а для четырех скважин – $2,4 \text{ м}^2$. Тогда объем предразрушения по глубине скважин $h = 20$ м составляет 48 м^3 , а энергия предразрушения при взрывании с замедлением составит $E_p = \sigma_{\Delta} \cdot 48 = 9,8 \cdot 10^5 \cdot 48 = 475 \cdot 10^5$ Дж, что соответствует $47,5 \cdot 10^5 / 3509 \cdot 10^5 = 125$ кг граммонита 50/50.

Если на обуренном и взрываемом блоке находится 40 скважин, то экономия по взрывчатым веществам за счет предразрушения при замедленном взрывании, может составить порядка 1200...1300 кг.

Выводы

Разработанная методика определения энергии взрыва при одновременном и короткозамедленном с предразрушением способах взрывания позволяет оценить экономию по массе взрывчатых веществ на стадии проектирования взрывных работ при известной глубине скважин, предельном напряжении породы на разрыв и предельном значении объема кусков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Тюпин В.Н. Интервалы замедления для качественного дробления трещиноватых массивов взрывом в карьерах. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2023; 12: 70-78. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.
Tyupin V.N. Deceleration intervals for high-quality crushing of fractured massifs by explosion in quarries. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2023; 12: 70-78. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.
2. Тюпин В.Н. Обоснование предельного интервала замедления для снижения сейсмического действия массовых взрывов на карьерах. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2022; 12: 67-76. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_12_0_67.
Tyupin V. N. Justification of the maximum deceleration interval to reduce the seismic effect of mass explosions in quarries. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2022; 12: 67-76. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_12_0_67.
3. Huang J., Zhang G., Luo Y., et al. Study on timing sequence control fracture blasting excavation of deep rock masses with filled joints. *Scientific Reports*. 2021; 11: 21056. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-00438-9>.
4. Vennes I., Mitri H., Chinnasane D.R., et al. Effect of stress anisotropy on the efficiency of large-scale destress blasting. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2021; 54: 31-46. <https://doi.org/10.1007/s00603-020-02252-7>.
5. Huang Z., Ren F., Yuan L., et al. Tensile strength and damage characteristics of rock under different test methods. *Experimental Technology and Management*. 2020; 37(10): 45-49.
6. Tang H.-L., Liu X., Yang J., et al. Experimental study on the influence of delay time on rock fragmentation in bench blasting. *Applied Sciences*. 2022; 13: 85. <https://doi.org/10.3390/app13010085>.
7. Zhao Y.-B., Su D.-D., Fan Y., et al. Simulation of rock fracture process and fragmentation analysis with different short delays for group hole blasting. *Blasting*. 2023; 40 (3): 92-100. <https://doi.org/10.3963/j.issn.1001-487X.2023.03.013>.
8. Митюшкин Ю.А., Лысак Ю.А., Плотноков А.Ю. и др. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2015; 4: 341-348.
Mityushkin Y.A., Lysak Y.A., Plotnikov A.Y., et al Optimization of blasting parameters by increasing the delay intervals. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 4: 341-348. (In Russ.).
9. Мартыанов В.Л., Колесников В.Ф., Лапаев М.Н. Исследование параметров буровзрывных работ при комбинированной технологии разработки наклонных месторождений. *Техника и технология горного дела*. 2022; 3 (18): 53-78. <https://doi.org/10.26730/2618-7434-2022-3-53-78>.
Martianov V.L., Kolesnikov V.F., Lapaev M.N. Investigation of the parameters of drilling and blasting operations using a combined technology for the development of inclined deposits. *Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2022; 3(18): 53-78. (In Russ.). <https://doi.org/10.26730/2618-7434-2022-3-53-78>.
10. Шевкун Е.Б., Лещинский А.В., Добровольский А.И., и др. Разработка сближенных наклонных пластов каменного угля в разнопрочных и мерзлых вмещающих породах: монография. Москва, 2019: 256.
Shevkun E.B., Leshchinsky A.V., Dobrovolsky A.I., et al. Development of converged inclined coal seams in variously durable and frozen host rocks: monograph. Moscow, 2019: 256. (In Russ.).

11. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б. Разрушение скальных пород при открытых горных работах: монография. Хабаровск, 2020: 188.
Leshchinsky A.V., Shevkun E.B. Destruction of rock formations during open-pit mining operations: monograph. Khabarovsk, 2020: 188. (In Russ.).
12. Катанов И.Б., Скачилов П.Г. О совершенствовании технологии и повышении безопасности взрывных работ при увеличении вместимости ковша экскаватора. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2014; 2 (102): 161-164.
Katanov I.B., Skachilov P.G. On upgrading of technology and blasting safety by increasing the capacity of the bucket excavator. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2014; 2(102): 161-164. (In Russ.).
13. Штукарин Н.Г. Физика взрыва в прикладных задачах. Красноярск, 2010: 309.
Shtukarin N.G. Physics of explosion in applied problems. Krasnoyarsk, 2010: 309. (In Russ.).
14. Шемякин Е.И., Кочанов А.Н., Денгына Н.И. Параметры волн напряжений и предразрушение прочных пород при взрыве. *Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород: Сб. науч. тр.* Москва, 1997: 10-17.
Shemyakin E.I., Kochanov A.N., Dengina N.I. Stress wave parameters and pre-fracture of solid rocks during explosion. *Explosion destruction and irreversible deformations of rocks*. Moscow, 1997: 10-17. (In Russ.).
15. Угольников В.К., Симонов П.С., Определение переводных коэффициентов при расчете эквивалентных зарядов дробления. *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова*. 2007; 4 (20): 14-17.
Ugolnikov, V.K., Simonov, P.S., Determination of conversion coefficients in the calculation of equivalent crushing charges. *Bulletin of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2007; 4(20): 14-17. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Станислав Аркадьевич Шемякин –

д-р техн. наук, доцент, профессор Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

Антон Юрьевич Чебан –

канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник Института горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

Евгений Алексеевич Шишкин –

канд. техн. наук, доцент Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация; e-mail: 004655@togudv.ru

Вячеслав Юрьевич Воронин –

главный инженер компании «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

Критерии авторства:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 18.01.2026

Поступила после рецензирования: 15.02.2026

Принята к публикации: 23.02.2026

ABOUT THE AUTHORS

Stanislav A. Shemyakin –

Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

Anton Y. Cheban –

Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

Evgeny A. Shishkin –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation; e-mail: 004655@togudv.ru

Vyacheslav Y. Voronin –

Chief Engineer, Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

Contribution:

The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Received: 18.01.2026

Revised: 15.02.2026

Accepted: 23.02.2026