

Обоснование треугольного расположения взрывных скважин на карьере и необходимой энергии взрыва

С. А. Шемякин¹, Е. А. Шишкин^{1✉}, В. Ю. Воронин²

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

²Компания «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация
✉ 004655@togudv.ru

Резюме. Разработана методика расчета технологических параметров взрывных работ, доступная для понимания и осуществления техническому персоналу карьера. Обоснована целесообразность применения треугольной сетки расположения скважин, позволяющей уменьшить участки неразрушенной породы по сравнению с прямоугольной сеткой. При исследовании напряженного состояния породы при взрыве учтена динамическая прочность. Сложность определения площади разрыва вызывает затруднение при назначении удельного расхода взрывчатых веществ. Установлен гиперболический закон изменения площади разрыва породы в зависимости от размера отдельного куска породы. Предложена методика определения энергозатрат для образования взрыва в одной скважине с учетом динамической прочности на разрыв, а также гиперболической закономерности изменения площади разрыва кусков породы. В методике учитывается размер куска породы, соответствующий вместимости рабочего органа выемочной техники, которая имеется в наличии на рассматриваемом карьере. Разработанная методика определения энергозатрат позволяет горным инженерам более обоснованно подходить к назначению удельного расхода взрывчатого вещества.

Ключевые слова: взрывная скважина, сетка, напряжение, площадь разрыва, энергозатраты

Для цитирования: Шемякин С.А., Шишкин Е.А., Воронин В.Ю. Обоснование треугольного расположения взрывных скважин на карьере и необходимой энергии взрыва. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026; 26 (2): 33-37. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-2-33-37>.

Justification of the triangular location of blast wells in the quarry and the required explosion energy

S. A. Shemyakin¹, E. A. Shishkin^{1✉}, V. Yu. Voronin²

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

²Areal company, Khabarovsk, Russian Federation
✉ 004655@togudv.ru

Abstract. The results of existing studies of explosive methods for preparing rock for excavation allow only an approximate determination of the size of the rock pieces during the explosion, as well as the specific consumption of explosives. The research is aimed at developing a methodology for calculating the technological parameters of blasting operations, accessible to the technical personnel of the quarry. To achieve this goal, the expediency of using a triangular grid of wells is justified, which makes it possible to reduce areas of undisturbed rock compared with a rectangular grid. When studying the stress state of the rock during an explosion, dynamic strength is taken into account. The complexity of determining the rupture area makes it difficult to determine the specific consumption of explosives. A hyperbolic law has been established for changing the fracture area of a rock depending on the size of an individual piece of rock. A method for determining the energy consumption for the formation of an explosion in one well is proposed, taking into account the dynamic tensile strength, as well as the hyperbolic pattern of changes in the fracture area of rock pieces. The developed method for determining energy consumption allows mining engineers to more reasonably approach the purpose of the specific consumption of explosives. The method takes into account the size of a piece of rock corresponding to the involvement of the working body of the excavation equipment that is available at the quarry under consideration.

Keywords: blast hole, grid, voltage, rupture area, energy consumption

For citation: Shemyakin S.A., Shishkin E.A., Voronin V.Yu. Justification of the triangular location of blast wells in the quarry and the required explosion energy. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026; 26 (2): 33-37. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-2-33-37>.

Введение

На протяжении длительного опыта взрывных работ в Российской Федерации и за рубежом выработалась тенденция с ростом вместимости ковша экскаватора увеличивать расстояние между скважинами и их диаметр (рис. 1) [1].

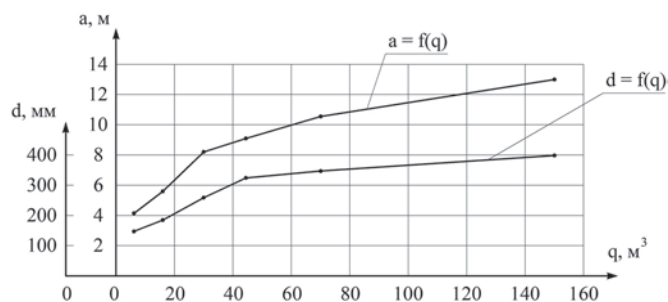


Рис. 1. Статистические зависимости изменения расстояния между взрывными скважинами a и их диаметра d от вместимости ковша экскаватора q

Fig. 1. Statistical dependences of the change in the distance between blast wells a and their diameter d on the bucket capacity of the excavator q

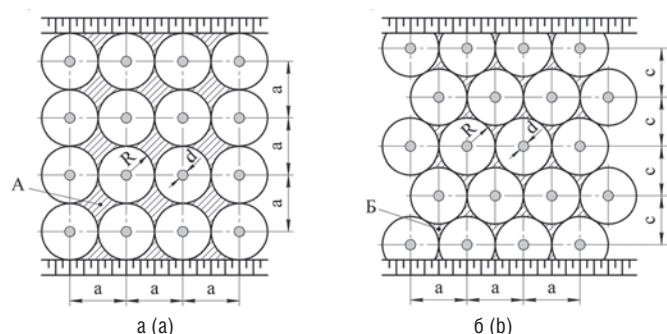
Однако по рисунку 1 невозможно определить размеры кусков породы, образовавшиеся при взрыве, которые необходимо погрузить в кузов автосамосвала. Невозможно также определить необходимый удельный расход взрывчатых веществ и т. д.

Цель исследования: разработка методики расчета технологических параметров взрывных работ, доступной для понимания и осуществления техническому персоналу карьера.

Методология

Требуется упрощенная методика расчета параметров взрывания, доступная для понимания и осуществления техническому персоналу карьера. Прежде всего целесообразно выбрать схему расположения скважин (сетку) (рис. 2).

Чаще применяют прямоугольную сетку (рис. 2а), при которой возможны значительные участки неразрушенной породы.



R – радиус наибольшего дробления; d – диаметр сечения скважины;
 A и B – участки сниженной проработки массива /
 R – radius of the largest crushing; d – diameter of the borehole section;
 A and B – areas of reduced mining of the array

Рис. 2. Схемы расположения скважин: а – расположение скважин по прямоугольной схеме; б – расположение скважин по треугольной схеме /
Fig. 2. Well location schemes: a – the location of wells according to a rectangular scheme; b – the location of wells according to a triangular scheme

Нетрудно заметить, что при треугольной схеме расположения скважин (рис. 2б) участки неразрушенной породы в 20...25 раз меньше, чем при прямоугольной. Это может способствовать уменьшению объема негабаритных кусков породы и, следовательно, повышать равномерность дробления. Кроме того, при равной обуренной площади карьерного поля треугольная сетка дает возможность пробурить четыре дополнительные скважины по подошве и кромке откосов и тем самым обеспечить полное разрушение этих зон, что невозможно при прямоугольной сетке.

Установлено [2, 3], что разрушение породы происходит в результате растяжения, поскольку предельное напряжение разрыва σ_p меньше предельных напряжения сжатия и сдвига. Однако испытать образцы породы на растяжение не удастся, потому что их торцы ломаются в зажимах разрывных машин [4, 5].

Результаты исследований

Испытания образцов на растяжение методом диаметрального сжатия давно и успешно применяется в горном деле [6, 7].

При взрыве следует учитывать динамическую прочность породы. Одним из критериев изменения прочности пород в массиве при взрыве является скорость смещения массива. Динамическую прочность пород можно рассчитать по формуле [8]

$$\sigma_d = \frac{1}{2} p \cdot c \cdot v, \quad (1)$$

где p – плотность породы, кг/м³; c – скорость звука в породе, м/с; v – скорость смещения массива, м/с; σ_d – напряжение, Па.

Возможно рассчитывать динамическую прочность при любой скорости нагружения по формуле [9]

$$\sigma_d = \sigma_{cm} (1 + k \cdot \ln \omega_d), \quad (2)$$

где σ_{cm} – статистическое напряжение при одноосном растяжении, Па; k – коэффициент (для известняка $k = 0,065$; для песчаника $k = 0,063$; для габбродиорита $k = 0,048$); ω_d – скорость нагружения, м/с.

Существенное влияние на определение энергии и усилия разрушения породы при взрыве оказывает размер кусков. При одном постоянном объеме разрушаемой породы чем меньше куски, тем больше площадь разрыва. Это положение легко доказывается на рисунке 3.

Гиперболический закон изменения площади разрыва породы S с увеличением размера отдельного куска a в определенном объеме породы, равном a^3 , приведен на рисунке 4.

В работах [10, 11] утверждается, что при разрушении породы взрывом удельный расход взрывчатых веществ нарыхление q_p составляет одну треть удельного расхода взрывчатых веществ q_b на выброс породы, то есть

$$q_p = \frac{1}{3} q_b. \quad (3)$$

Тогда полный расход взрывчатых веществ q , кг/м³, нарыхление и выброс составит

$$q = \frac{4}{3} q_p. \quad (4)$$

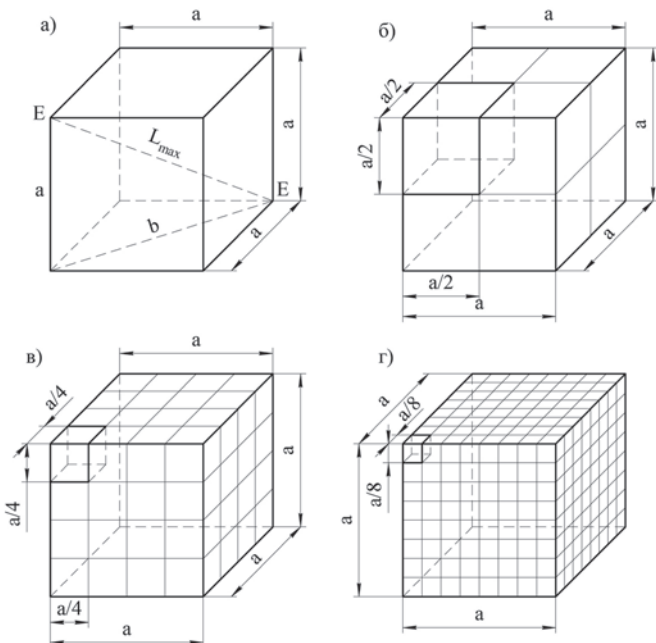


Рис. 3. Влияние изменения размера куска породы кубической формы на общую площадь разрыва S кусков при сохранении первоначального объема разрушаемой породы:

$$a - S = 6a^2; б - S = 12a^2; в - S = 24a^2; г - S = 48a^2$$

Fig. 3. The effect of a change in the size of a cubic rock piece on the total area of the rupture of S pieces while maintaining the original volume of the rock being destroyed:

$$a - S = 6a^2; б - S = 12a^2; в - S = 24a^2; г - S = 48a^2$$

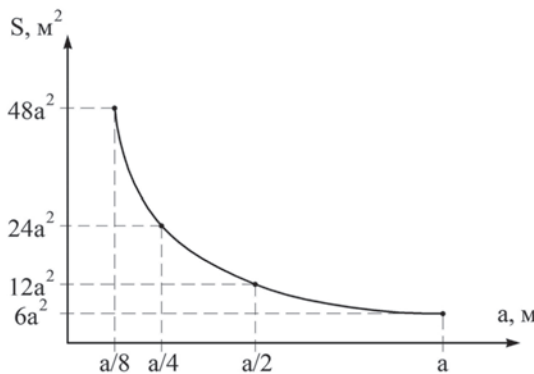


Рис. 4. Гиперболический закон изменения площади разрыва породы S с увеличением размера отдельного куска a в определенном объеме породы, равном a^3 /

Fig. 4. The hyperbolic law of the change in the fracture area of the rock S with an increase in the size of an individual piece a in a certain volume of rock equal to a^3

Однако определить по формулам (3), (4) необходимое количество взрывчатых веществ и прочие параметры взрывных работ невозможно. Необходимо это определение проводить через энергию взрыва и привлекать для расчетов динамическую прочность породы σ_d и распределение размера кусков породы по зоне взрыва.

Значения максимального размера куска полезного ископаемого при погрузке в перегрузочные бункеры, приемные отверстия дробилок, грохотов принимают [12, 13]

$$L_{\max} \leq (0,75K 0,85)b, \quad (5)$$

где b – ширина приемного отверстия, м.

В этом случае для щековых дробилок

$$L_{\max} = 0,7K 1,2 м. \quad (6)$$

А для конусных дробилок

$$L_{\max} = 0,4K 1,2 м. \quad (7)$$

При работе одноковшовых экскаваторов $L_{\max}$ принято [14] выбирать в зависимости от вместимости ковша V_3 экскаватора (табл.).

Таблица / Table

Максимальный размер куска полезного ископаемого / The maximum size of a piece of mineral

$L_{\max}$, м	0,5	0,9	1,0	1,1	1,3	1,5	1,6
V_3 , м ³	1	2	3	4	6	8	20

Максимальный размер $L_{\max}$ куска породы в кубовой форме (рис. 5) будет равен длине отрезка EE .

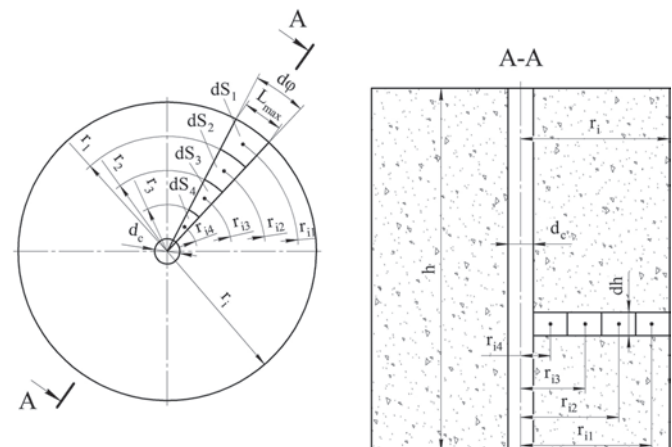


Рис. 5. Расчетная схема для определения энергии образования взрыва в скважине с учетом динамической прочности на разрыв и гиперболической закономерности изменения площади разрыва кусков породы / Fig. 5. Calculation scheme for determining the energy of explosion formation in a well, taking into account the dynamic tensile strength and the hyperbolic pattern of changes in the fracture area of rock pieces

В переходе на максимальный размер куба

$$a = \frac{L_{\max}}{1,72}. \quad (8)$$

Ниже приводится одна из возможных методик определения энергозатрат для образования взрыва в одной скважине глубиной h и диаметром d_c при радиусе зоны разрушения r_i . Все расчеты ведутся с учетом динамической прочности на разрыв σ_d , а также гиперболической закономерности изменения площади разрыва породы S .

Площадь сектора, ограниченного радиусами r_i и r_i , можно определить по [15]

$$dS_i = \frac{r_i^2 d\phi}{2} - \frac{r_i^2 d\phi}{2} = \frac{(r_i^2 - r_i^2) d\phi}{2}, \quad (9)$$

где ϕ – угол, рад.

Объем сектора, ограниченного радиусами r_i и r_1 , равен

$$dV_1 = dS_1 \cdot dh. \quad (10)$$

С учетом того, что внешний слой кусков близок к форме куба, общая площадь разрыва

$$S_1 = 6L_{\max}^2. \quad (11)$$

Тогда энергия разрыва E_1 , Н · м, будет равна

$$E_1 = P_0 \int_0^{2\pi r_{11}} dS_1 \int_0^h dh. \quad (12)$$

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

$$dS_2 = \frac{(r_1^2 - r_2^2)d\varphi}{2}; \quad dV_2 = dS_2 \cdot dh. \quad (13)$$

Поскольку размер второй части сектора уменьшился, уменьшится и его объем. Однако размер куска уменьшился, и при определении площади разрыва необходимо вводить поправочный коэффициент 0,6 (рис. 4).

Тогда

$$S_2 = 9L_{\max}^2. \quad (14)$$

Энергия разрыва E_2 будет равна

$$E_2 = P_0 \int_0^{2\pi r_{12}} dS_2 \int_0^h dh. \quad (15)$$

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

$$dS_3 = \frac{(r_2^2 - r_3^2)d\varphi}{2}; \quad dV_3 = dS_3 \cdot dh. \quad (16)$$

Согласно рисунку 5, объем третьей части сектора уменьшился вдвое, а размер площади разрыва кусков увеличиваетс вдвое, поэтому вводим коэффициент 12.

Тогда

$$S_2 = 12L_{\max}^2. \quad (17)$$

Энергия разрыва E_3 будет равна

$$E_3 = P_0 \int_0^{2\pi r_{13}} dS_3 \int_0^h dh. \quad (18)$$

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

$$dS_4 = \frac{r_3^2 d\varphi}{2}; \quad dV_4 = dS_4 \cdot dh. \quad (19)$$

Тогда

$$S_3 = 24L_{\max}^2. \quad (20)$$

Энергия разрыва E_4 будет равна

$$E_4 = P_0 \int_0^{2\pi r_{14}} dS_4 \int_0^h dh. \quad (21)$$

Суммарная энергия разрушения равна

$$\sum E = \frac{4}{3}(E_1 + E_2 + E_3 + E_4) \leq W, \quad (22)$$

где W – идеальная работа взрыва, Дж [12].

Интегральное исчисление возможно вести в приближенном варианте.

Выводы

1. Обосновано преимущественное применение треугольной сетки расположения взрывных скважин. В сравнении с прямоугольной сеткой треугольная позволяет уменьшить выход негабарита, а также уменьшить затраты на буровзрывные работы, выравнивание поверхности откосов.

2. Установлена закономерность изменения площади разрыва в зависимости от размера куска при определенном объеме породы. Данная закономерность позволяет с большей достоверностью определять энергозатраты на разрушение породы при взрывных работах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Катанов И.Б., Сысоев А.А., 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., Sysoev A.A., 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.).
2. Викторов С.Д., Кочанов А.Н. Развитие микротрещин при динамическом разрушении горных пород. *Известия Российской академии наук. Серия физическая*. 2015; 79 (6): 820. <https://doi.org/10.7868/S036767651506040X>. Viktorov S.D., Kochanov A.N. The development of microcracks during the dynamic destruction of rocks. *Bulletin of the Russian Academy of Sciences: Physics*. 2015; 79 (6): 820. (In Russ.). <https://doi.org/10.7868/S036767651506040X>.
3. 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>.
4. 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.
5. Трофимов А.В., Федосеев А.В., Кисель А.А. и др. Сравнение методик определения предела прочности образцов горных пород на одноосное растяжение раскалыванием по образующим. *Горный журнал*. 2024; 3: 65-70. <https://doi.org/10.17580/gzh.2024.03.09>. Trofimov A.V., Fedoseev A.V., Kisel A.A., et al. Comparison of methods for determining the ultimate strength of rock samples for uniaxial tensile splitting by forming. *Mining Journal*. 2024; 3: 65-70. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2024.03.09>.
6. Гольцев В.Ю., Осинцев А.В., Плотников А.С. и др. Диаметральное сжатие коротких цилиндров с центральным отверстием как метод оценки сопротивления разрыву хрупких материалов. *Заводская лаборатория. Диагностика материалов*. 2023; 89 (7): 45-50. <https://doi.org/10.26896/1028-6861-2023-89-7-45-50>. Goltsev V.Yu., Osintsev A.V., Plotnikov A.S., et al. Diametral compression of short cylinders with a central hole as a method for assessing the tear

- resistance of brittle materials. *Industrial laboratory. Diagnostics of materials*. 2023; 89 (7): 45-50. (In Russ.). <https://doi.org/10.26896/1028-6861-2023-89-7-45-50>.
7. Шемякин С.А., Шишкин Е.А. Физико-математическая модель разрушения горных пород зубом фрезерной установки. *Записки Горного института*. 2021; 251: 639-647. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.5.3>.
Shemyakin S., Shishkin E. Physical and mathematical model of rock destruction by a milling machine cutter. *Journal of Mining Institute*. 2021; 251: 639-647. (In Russ.). <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.5.3>.
 8. Жуков В.С. Оценка прочностных и упругих свойств горных пород Дагинского горизонта шельфа Сахалина. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2020; 4: 44-57. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-4-0-44-57>.
Zhukov V.S. Estimating the strength and elasticity of rocks in the Dagi formation on the Sakhalin shelf. *Mining Inf. Anal. Bull.* 2020; (4): 44-57. (In Russ.). <https://doi.org/10.25018/02361493-2020-4-0-44-57>.
 9. Oh S-W., Choi B., Jung Y-B., et al. A comparative study on the dynamic tensile strength evaluation method of rock materials. *Shock and Vibration*. 2023; 4: 1-14. <https://doi.org/10.1155/2023/3631729>.
 10. Виноградов Ю.И., Хохлов С.В., Зигангиров Р.Р. и др. Оптимизация удельных энергозатрат на дробление горных пород взрывом на месторождениях со сложным геологическим строением. *Записки Горного института*. 2024; 266: 231-245.
Vinogradov Y.I., Khokhlov S.V., Zigangirov R.R., et al. Optimization of specific energy consumption for rock crushing by explosion at deposits with complex geological structure. *Journal of Mining Institute*. 2024; 266: 231-245. (In Russ.).
 11. Nasirov U., Zairov S., Umarov F., et al. Determination of the coefficient of loosening and explosion parameters in a clamped medium in the quarry. *E3S Web of Conferences*. 2023; 417: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202341701012>.
 12. Gao P., Pan C., Zong Q., et al. Rock fragmentation size distribution control in blasting: a case study of blasting mining in Changjiu Shenshan limestone mine. *Frontiers in Materials*. 2023; 10: 1330354. <https://doi.org/10.3389/fmats.2023.1330354>.
 13. Авраамова Н.С. Бункерный способ перегрузки горной массы на карьерах. *Записки Горного института*. 2003; 155 (2): 55-57.
Avraamova N.S. Bunker method of overloading rock mass in quarries. *Journal of Mining Institute*. 2003; 155 (2): 55-57. (In Russ.).
 14. Маринин М.А., Рахманов Р.А., Аленичев И.А., и др. Изучение влияния гранулометрического состава взорванной горной массы на производительность экскаватора WK-35. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023; 6: 111-125. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_6_0_111.
Marinin M.A., Rahmanov R.A., Alenichev I.A., et al. Study of the effect of the granulometric composition of the blasted rock mass on excavator performance WK-35. *Mining Inf. Anal. Bull.* 2023; 6: 111-125. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_6_0_111.
 15. Коновалов В.Е., Беличев А.А., Татарчук А.П. и др. Некоторые случаи определения площадей при проведении землеустроительных работ. *Аграрное образование и наука*. 2023; 2: 2.
Konovalov V., Belichev A., Tatarchuk A., et al. Some cases of area determination during land surveying. *Agrarian education and science*. 2023; 2: 2. (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

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: 12.02.2026

Поступила после рецензирования: 19.03.2026

Принята к публикации: 25.03.2026

ABOUT THE AUTHORS

Stanislav A. Shemyakin –

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

Article info

Received: 12.02.2026

Revised: 19.03.2026

Accepted: 25.03.2026