

ВЛИЯНИЕ ИНТЕРВАЛОВ ЗАМЕДЛЕНИЯ НА АМПЛИТУДЫ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ИЗУЧЕНИИ МОДЕЛИ ВЗРЫВА СИСТЕМЫ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

В. В. Должиков¹, Д. Э. Рядинский¹, А. А. Яковлев¹

¹ Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, 199106, Россия

Аннотация: В настоящее время на многих карьерах существует проблема выхода некондиционных кусков горной массы после взрыва. Некондиционные куски чаще всего возникают в центральной части блока, между скважинами, вследствие плохой проработки этой зоны. Данная проблема возникает из-за того, что амплитуда волн напряжений от взрыва зарядов в этой области намного ниже, чем вблизи скважин. В данной статье приведен краткий обзор методик расчёта интервалов замедления; построена модель гранитного блока с взрывными скважинами, заряженными ANFO; проведено моделирование интерференции волн напряжения в программном комплексе Ansys; построены зависимости напряжений на фронте волны от времени протекания процесса; рассчитана экономическая эффективность применения электронной и неэлектрической (НСИ) систем инициирования. Моделирование показало, что при правильном подборе интервала замедления можно увеличить амплитуду волн напряжений в этой зоне за счет интерференции волн напряжений, тем самым улучшить дробление породы и снизить процент некондиционных кусков горной массы. Для обеспечения предложенного интервала замедления необходимо применять электронную систему инициирования I-kon III, которая обеспечивает минимальный шаг интервала замедления в 0,1 мс.

Ключевые слова: взрыв, короткозамедленное взрывание (КЗВ), напряжение, интерференция, горная порода, гранит, скважина, карьер, негабарит.

Для цитирования: Должиков В. В., Рядинский Д. Э., Яковлев А. А. Влияние интервалов замедления на амплитуды волн напряжений при изучении модели взрыва системы скважинных зарядов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6–2. – С. 18–32. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_18.

Influence of deceleration intervals on the amplitudes of stress waves during the explosion of a system of borehole charges

V. V. Dolzhikov¹, D. E. Ryadinsky¹, A. A. Yakovlev¹

¹ St. Petersburg Mining University, St. Petersburg, 199106, Russia

Abstract: Currently, many open pits there is a problem of substandard pieces of rock mass coming out after an explosion. Substandard pieces, most often, arise in the central part of the block, between the wells, due to poor development of this zone. This problem arises due to the fact that the amplitude of the stress waves from the explosion of charges in this

area is much lower than near the wells. This article provides a brief overview of methods for calculating deceleration intervals; a model of a granite block with blastholes charged with ANFO was built; the simulation of the interference of voltage waves in the Ansys software package was carried out; the dependences of the voltages at the wave front on the time of the process are constructed, and the economic efficiency of the use of electronic and non-electrical (NSI) initiation systems is calculated. Modeling showed that with the correct selection of the deceleration interval, it is possible to increase the amplitude of stress waves in this zone due to the interference of stress waves, thereby improving rock crushing and reducing the percentage of substandard pieces of rock mass. To ensure the proposed deceleration interval, it is necessary to use the electronic initiation system I-kon III, which provides a minimum step of the deceleration interval of 0.1 ms.

Key words: blast, short-delayed blasting, voltage, interference, rock, granite, borehole, quarry, oversized.

For citation: Dolzhikov V. V., Ryadinsky D. E., Yakovlev A. A. Influence of deceleration intervals on the amplitudes of stress waves during the explosion of a system of borehole charges. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(6–2):18–32. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_18.

Введение

Дробление скальных пород взрывным способом широко применяется в горнодобывающей промышленности при разработке карьеров. Затраты на буровзрывные работы составляют до 35% от общей стоимости добычи горной массы на карьерах [1–4].

Как правило, часть энергии взрыва расходуется непосредственно на разрушение горной породы в пределах разрушаемого массива, в то время как остальная часть энергии расходуется на бесполезные формы работы, например, образование воздушной и сейсмической волн [5–8].

Эффективность буровзрывных работ определяется размером среднего куска взорванной горной массы и минимальным выходом негабарита. Некондиционные куски горной массы чаще всего возникают в центральной части блока, между скважинами, вследствие плохой проработки этой зоны из-за того, что давление от взрыва зарядов в ней намного ниже, чем у самих скважин [9–12]. При правильном выборе времени замедления можно увеличить давление в этой зоне, тем самым улучшить дробление породы и снизить процент некондиционных кусков горной массы [13, 14].

При взрыве горных пород метод короткозамедленного взрывания является эффективной мерой для улучшения разрушения горных пород и уменьшения вызываемой взрывом вибрации за счет управления временем инициирования и последовательностью детонаторов [15–19].

Определение рационального интервала замедления для короткозамедленного взрывания является ключевым фактором для повышения качества взрывных работ [20–23]. Несмотря на то, что существуют формулы расчёта параметров короткозамедленного взрывания, нет единой точки зрения на физическую сущность процесса, и все они считаются ориентировочными и уточняются экспериментально [24, 25, 26].

В соответствии с вышесказанным, научная проблема обоснования технологических параметров КЗВ является актуальной.

Методы исследования и исходные данные

Существует множество методик по расчету интервалов замедления. В своей работе мы рассмотрели несколько методик по расчету времени замедления.

Расчеты производились на примере карьера «Прудянский», где разрабатывается гранитогнейсовое месторождение. Из типового проекта были выбраны интересующие нас параметры: $d_{\text{СКВ}} = 105$ мм, $q_{\text{ВВ}} = 1$ кг/м³; $\Delta_{\text{АНФО}} = 931$ кг/м³.

А. Н. Ханукаев предложил формулу, которая гласит, что интервал замедления должен соответствовать времени, необходимому для образования новых поверхностей [27]:

$$t_y = t_1 + t_2 + t_3, \text{ мс}, \quad (1)$$

где $t_{\text{опт}}$ — время, необходимое для образования новой дополнительной плоскости обнажения, мс; t_1 — время, необходимое для распространения упругой волны от зарядной камеры до поверхности и обратно, мс; t_2 — время, необходимое на образование трещин, распространяющихся от поверхности к зарядной камере, мс (длиной трещин, образующихся у зарядной камеры, можно пренебречь ввиду приближенности расчетов); t_3 — время, необходимое на перемещение породы на расстояние 0,8–1 см от целика, мс,

$$t_{\text{опт}} = \frac{2W}{C_p} + \frac{W}{C_{\text{тр}}} + \frac{\sigma}{v_{\text{ср}}}; \quad (2)$$

где C_p — скорость звука в среде, м/с; $C_{\text{тр}}$ — скорость трещинообразования, обычно принимается $0,05 C_p$, м/с; $v_{\text{ср}}$ — скорость раскрытия щели, $v_{\text{ср}} \leq 3$ м/с; σ — ширина щели (0,008–0,01), мм.

Было проведено несколько расчетов для разных скоростей продольных волн.

В расчете № 1 — принималась скорость продольной волны, опубликованная Межведомственной комиссией по взрывному делу — 4500 м/с;

В расчете № 2 — принималась скорость продольной волны в идеальном массиве гранитных пород — 5200 м/с;

В расчете № 3 — принималась скорость продольной волны, изме-

ренная научным коллективом Санкт-Петербургского горного университета на гранитных карьерах Ленинградской области — 4710 м/с [12].

Интервал замедления для скорости продольной волны, указанной в МКВД:

$$t_{\text{опт}} = \frac{2 \cdot 3}{4500} + \frac{3}{0,05 \cdot 4500} + \frac{0,009}{3,956} = 0,0013 + 0,01333 + 0,00227 = 16,9 \text{ мс.}$$

Интервал замедления для идеальной скорости продольной волны в массиве:

$$t_{\text{опт}} = \frac{2 \cdot 3}{5200} + \frac{3}{0,05 \cdot 5200} + \frac{0,009}{3,956} = 0,00115 + 0,0115 + 0,00227 = 14,92 \text{ мс.}$$

Интервал замедления для скорости продольной волны, полученной с помощью сейсмостанций:

$$t_{\text{опт}} = \frac{2 \cdot 3}{4710} + \frac{3}{0,05 \cdot 4710} + \frac{0,009}{3,956} = 0,00127 + 0,01274 + 0,00227 = 16,28 \text{ мс.}$$

У. Лангефорс предложил эмпирическую зависимость:

$$\tau = 3,3 \cdot K \cdot W, \text{ мс} \quad (3)$$

где K — коэффициент, зависящий от свойств пород ($K = 1$ для крепких пород, $K = 2$ — для слабых пород); W — линия наименьшего сопротивления, м.

$$\tau = 3,3 \cdot 1 \cdot 3 = 9,9, \text{ мс.}$$

Г. И. Покровский утверждает, что для увеличения эффективности дробления породы взрывом необходимо воспользоваться следующей зависимостью [11]:

$$\tau = \frac{\sqrt{L^2 + 4W^2}}{v}, \text{ мс}, \quad (4)$$

где L — расстояние между зарядами, м; W — глубина заложения заряда или линия наименьшего сопротивления

(ЛНС), м; v – скорость распространения деформаций в породе, м/с;

$$\tau = \frac{\sqrt{3^2 + 4 \cdot 3^2}}{3,956} = 1,7 \text{ мс}.$$

Л. В. Баранов предлагает следующую зависимость [11]:

$$\tau = \frac{Z}{Q} K, \text{ мс}, \quad (5)$$

где Z – глубина скважин, м; Q – величина заряда, кг; K – коэффициент пропорциональности;

$$\tau = \frac{13,2}{101} \cdot 2 = 0,26 \text{ мс}.$$

Н. Д. Евстропов предлагает формулу:

$$\tau = K \frac{2W}{C_p}, \text{ мс}, \quad (6)$$

где W – ЛНС, м; K – коэффициент, зависящий от крепости породы ($1 \leq K \leq 2$);

C_p – скорость звука в среде, м/с.

$$\tau = 1,5 \frac{2 \cdot 3}{5200} = 0,0017 \text{ мс}$$

(при $C_p = 5200$ мс)

$$\tau = 1,5 \frac{2 \cdot 3}{4500} = 0,002 \text{ мс}$$

(при $C_p = 4500$ мс)

$$\tau = 1,5 \frac{2 \cdot 3}{4710} = 0,0019 \text{ мс}$$

(при $C_p = 4710$ мс)

А. Ф. Белаенко, Ю. В. Гаек предлагают формулу:

$$\tau = \tau_1 + \frac{W}{C_{тр} \cdot \mu \cdot \cos \beta / 2} + \frac{T \cdot W^2 \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \beta / 2}{d}, \text{ мс}, \quad (7)$$

где τ_1 – продолжительность эффективного воздействия прямого поля напряжений (принимается 5–7 мс); W – ЛНС, м; $C_{тр}$ – скорость развития трещин в сплошном массиве при заданном удельном расходе ВВ, м/с; μ – коэффициент трещиноватости среды, ед.; β – угол раскрытия призмы выброса, град.; T – временной коэффициент, определяемый эмпирическим путем (в среднем $2 \cdot 10^{-6}$ с); d – диаметр скважин, м; γ – средний удельный вес пород в уступе, г/см³;

$$\tau = 6 + \frac{3}{0,05 \cdot 5400 \cdot 0,5 \cdot 0,906} + \frac{2 \cdot 10^{-6} \cdot 3^2 \cdot 2,7 \cdot 0,4663}{0,105} = 11,249 \text{ мс}.$$

В табл. 1 приведены результаты расчетов интервалов замедлений по предложенным методикам.

На данном этапе развития науки и техники минимально возможный интервал замедления составляет 0,1 мс (электронный системы инициирования I-гоп III). В связи с этим моделирование с меньшими интервалами не имеет смысла.

Моделирование производилось в программном комплексе Ansys Autodyn. Решатели Autodyn можно разделить на следующие категории: Лагранжевы, Эйлеровы, arbitrary Lagrangian-Euler ALE (произвольный Лагранжево-Эйлеров метод), Smoothed Particle Hydrodynamics SPH (метод сглаженных частиц). Для правильного выбора того или иного решателя необходимо руководствоваться двумя критериями: точностью и производительностью [28, 29, 30].

При подходе Лагранжа к описанию движения сплошной среды расчетная сетка является «вмороженной» в материал, она движется и деформируется совместно с ним (рис. 1). Лагранжевы

Таблица 1

Значения интервалов замедлений для различных методик
Deceleration interval values for various techniques

№	Методика расчета	Значение интервала замедления для условий карьера «Прудянский»
1.	А.Н. Ханукаева	16,9 мс (при $C_p = 4500$ м/с)
		14,92 мс (при $C_p = 5200$ м/с)
		16,2 мс (при $C_p = 4710$ м/с)
2.	У. Лангефорса	9,9 мс
3.	Г.И. Покровского	1,7 мс
4.	Л.В. Баранова	0,26 мс
5.	Н.Д. Евстропова	0,0017 мс (при $C_p = 5200$ м/с)
		0,002 мс (при $C_p = 4500$ м/с)
		0,0019 мс (при $C_p = 4710$ м/с)
6.	А.Ф. Белаенко и Ю. В. Гаека	11,249 мс

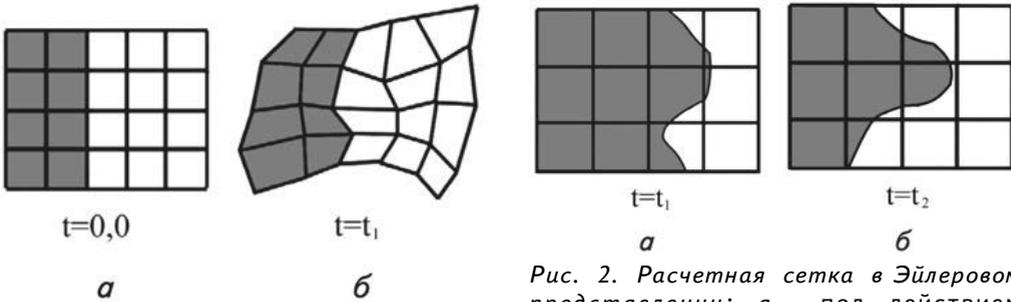


Рис. 1. Расчетная сетка в Лагранжевом представлении: а – в начальный момент времени; б – под действием нагружения
Fig. 1. The computational grid in the Lagrangian representation: a – at the initial moment of time; b – under the action of loading

Рис. 2. Расчетная сетка в Эйлеровом представлении: а – под действием нагружения; б – при развитии нагружения
Fig. 2. The computational mesh in the Euler representation: a – under the action of loading; b – with the development of loading

решатели представляют собой наиболее точный и эффективный метод расчета нелинейных задач динамического нагружения конструкций. Основным недостатком Лагранжевых методов являются чрезмерные искажения и «запутывание» расчетной сетки при больших деформациях, приводящие к потерям точности в этих областях, а иногда и к полному прекращению расчета. В AUTODYN эта проблема может быть частично решена при использовании искусственного алгоритма эрозии, который удаляет из расчета чрезмерно деформированные элементы.

В Эйлеровых решателях используются расчетные сетки, которые жестко зафиксированы в пространстве. Движение среды формируется перетеканием материалов из ячейки в ячейку (рис. 2). Такой подход позволяет избежать проблем, связанных с искажением сетки. Поэтому Эйлеровы решатели идеально подходят для расчетов течений среды с большими деформациями, в особенности течений жидкостей и газов.

Основные законы, используемые решателем AUTODYN

Закон сохранения массы:

$$\frac{dp}{dt} + \rho \frac{\partial v_i}{\partial x_i} = 0$$

$$\frac{\partial p}{\partial t} + \rho \frac{\partial(\rho v_i)}{\partial x_i} = 0. \quad (8)$$

Закон сохранения момента:

$$\frac{dv_i}{dt} = f_i + \frac{1}{\rho} \frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial x_j} = 0,$$

$$\frac{\partial v_i}{\partial t} + v_i \frac{\partial v_i}{\partial x_i} = f_i + \frac{1}{\rho} \frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial x_j}. \quad (9)$$

Закон сохранения энергии:

$$\frac{\partial E}{\partial t} + v_i \frac{\partial E}{\partial x_i} = -\frac{p}{\rho^2} \left(\frac{\partial p}{\partial t} + v_i \frac{\partial p}{\partial x_i} \right) + \frac{1}{\rho} S_{ij} \varepsilon_{ij},$$

$$P = A \exp - R_1 v + B \exp - R_2 v + C v^{-(w+1)}. \quad (10)$$

Для определения поведения горной породы, используемой в данном моделировании, было предложено использовать уравнение прочности Риделя — Хармайера — Тома (РНТ), которое описывает механизм простого сдвига для объяснения ориентировки разломов в однородной среде при преобладании тангенциальных напряжений в пределах сдвиговой зоны. В таких условиях возникают целые серии сколов, одни из которых являются синтетическими (совпадающими по направлению смещения с общим смещением

сдвиговой зоны), а другие — антитетическими (с противоположным смещением) [31].

В табл. 2 приведены параметры модели, описывающие поведение гранита.

Для определения поведения взрывчатого вещества и продуктов детонации, используемого в инженерном расчете, требуется уравнение состояния, которое определяет взаимосвязь между параметрами состояния взрывчатого вещества. Для численного моделирования использовалось уравнение состояния Джонса — Уилкинса — Ли (JWL), поскольку оно может точно описывать поведение различных взрывчатых веществ. Формула для уравнения состояния JWL представлена выражением (11).

$$P = A \exp - R_1 v + B \exp - R_2 v + C v^{-(w+1)}, \quad (11)$$

где A, R, B, R, C, w — параметры уравнения состояния, вычисляемые эмпирическим путем [16].

Используя методику, предложенную в работе [14], на основании имеющихся в базе данных для PETN с четырьмя различными плотностями, были извлечены константы из стандартной библиотеки Autodin для изучения применимых корреляций. Уравнения регрессии для них выглядят следующим образом [13]:

$$A = -2,77 \cdot 10^3 + 1,05D - 9,66 \cdot 10^{-5} \cdot D^2 + 2,76 \cdot 10^{-9} \cdot D^3,$$

$$B = 3,56 \cdot 10^{-2} + 2,11P_{cj} - 4,8 \cdot 10^{-2} \cdot P_{cj}^2,$$

$$R_1 = 8,82 - 1,63\rho_{BB} - 4,91 \cdot 10^{-1} \rho_{BB}^2, \quad (12)$$

$$R_2 = 2,03 + 1,77 \cdot 10^{-1} \rho_{BB}^2 - 2,49 \cdot 10^{-1} \rho_{BB}^3,$$

$$w = 3,47 \cdot 10^{-2} + 2,7 \cdot 10^{-1} \rho_{BB} - 4,7 \cdot 10^{-2} \rho_{BB}^3,$$

где D — скорость детонации, м/с; P_{cj} — детонационное давление, кПа; ρ_{BB} — плотность взрывчатого вещества (тэна), г/см³.

В табл. 3 приведены параметры модели, описывающие поведение ANFO.

Гранитный блок представлен на рис. 3. Размеры гранитного блока в модели составили 3000 мм в ширину, 6000 мм в длину и 8000 мм в высоту. Расстояние между скважинами составляет 3000 мм.

Таблица 2

Параметры вещественной модели, описывающие поведение гранита
Material model parameters describing the behavior of granite

Параметр	Единица измерения	Значение
Плотность	г/см ³	2,66
Уравнение состояния (EOS)	–	полиномиальный
Модуль объемной упругости	ГПа	43,87
Температура	К	300
Удельная теплоемкость	Дж/кг	654
Уравнение прочности	–	модель Риделя-Хармайера-Тома (Riedel, HiermaierandThoma, RHT)
Модуль сдвига	ГПа	17
Прочность при сжатии	МПа	150
Предел прочности при разрыве	–	0,05
Предел прочности на сдвиг	–	0,07
Соотношение растяжение/сжатие	–	0,72
Переход хрупкости/ вязкости	–	0,01
Постоянная трещинообразования, В	–	2,5
Постоянная трещинообразования, М	–	0,85
Константа скорости деформации сжатия	–	0,025
Предел скорости деформации сжатия	–	0,045
Модель разрушения	–	модель Риделя-Хармайера-Тома, RHT
Постоянная разрушения, D1	–	0,025
Постоянная разрушения, D2	–	1,0
Минимальная деформации разрушения	–	0,06
Остаточный модуль сдвига	–	0,25
Модель растяжения разрушения	–	гидро
Модель эрозии	–	Пластическая деформация

Таблица 3

Параметры вещественной модели, описывающие поведение ANFO
Real model parameters describing ANFO behavior

Параметр	Единица измерения	Значение
Плотность	кг/м ³	0,931
Скорость детонации	м/с	4160
Давление	ГПа	5,14
Уравнение состояния (EOS)	–	модель Джонса – Уилкинса – Ли (Jones –Wilkins – Lee, JWL)
Автоконвертирование в идеальный газ	–	да
А	ГПа	49,4
В	ГПа	1,891
R ₁	–	3,907
R ₂	–	1,118
w	–	0,333

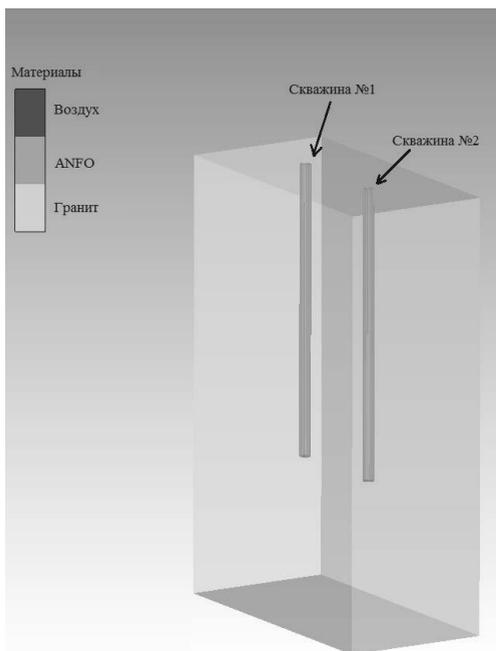


Рис. 3. Модель гранитного блока со скважинами, заряженными ANFO
 Fig. 3. Model of a granite block with boreholes charged by ANFO

Для воздушной среды был использован идеальный газ с давлением, равным 0,1 МПа. Учитывалось действие гравитации земли. Скважины были диаметром 105 мм, что также соответствует типовому проекту.

В центральной точке гранитного блока был установлен датчик, считывающий показания (3000; 1500; 4000).

Результаты

Проведя серию опытов по моделированию взрыва скважин с замедлениями, указанными в табл. 1, максимальные амплитуды волн были получены с замедлениями 16,2 и 16,9 мс, которые соответствуют скорости звука в среде 4500 м/с и 4710 м/с соответственно. В результате серии опытов выявлено,

что наибольшая интерференция волн возникла при взрыве второго заряда с замедлением 16,2 мс.

В настоящее время для инициирования скважин зарядов на большинстве карьеров применяются неэлектрические системы инициирования (НСИ), например «Искра», «Эксэл», «Коршун» и др. с номинальными интервалами замедления 0, 9, 17, 25, 42, 67, 109, 176, 285 мс. Сравним с ближайшим номинальным значением интервала замедления в стандартном ряду неэлектрических систем инициирования — 17 мс.

Первый опыт был проведен с временем замедления 17 мс, а второй опыт с замедлением 16,2 мс.

На рис. 4 и 5 представлены зависимости напряжений на фронте волны от времени протекания процесса.

Для наглядности совместим две зависимости, чтобы была видна разница амплитуды волн напряжения, возникающих от взрыва зарядов с различными замедлениями.

На рис. 5 видно, что напряжение, возникающее при взрыве заряда через 16,2 мс, составляет $1,273 \cdot 10^5$ КПа, что на 8% выше, чем при взрыве заряда через 17 мс — $1,18 \cdot 10^5$ КПа.

Обсуждение результатов

Добиться высокой точности интервала замедления при помощи НСИ невозможно, т. к. фактический разброс времени срабатывания детонаторов составляет 10–15% от номинального интервала замедления.

В связи с этим для реализации данной методики необходимо перейти на электронные системы инициирования, которые в свою очередь дороже неэлектрических, но позволяют задать интервал замедления с точностью до 0,1 мс [32].

Экономическая эффективность проекта рассчитывалась для блока, состоящего из 70 скважин, объемом 15000 м^3 .

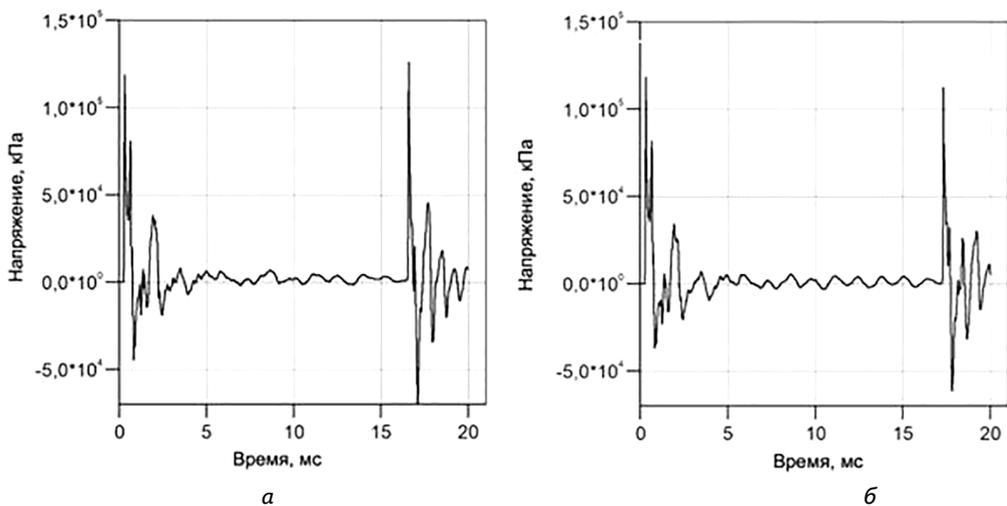


Рис. 4. Зависимости напряжений на фронте волны от времени протекания процесса: а – время замедления 16,2 мс, б – время замедления 17 мс
 Fig. 4. Dependences of voltages at the wave front on the time of the process: а – the deceleration time is 16.2 ms, б – the deceleration time is 17 ms

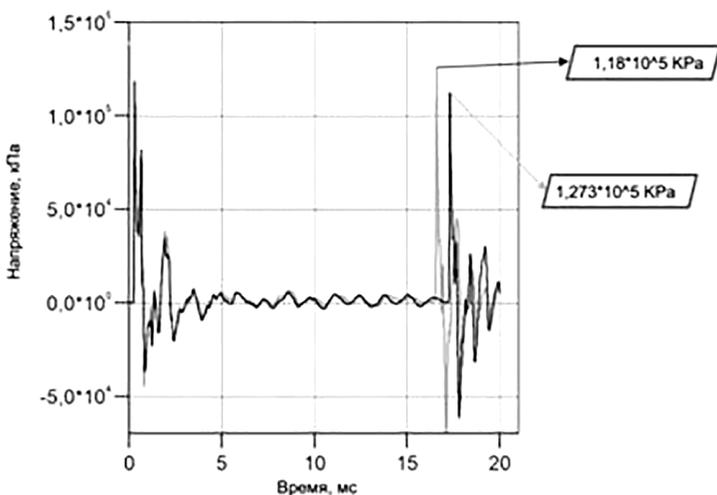


Рис. 5. Зависимости напряжений на фронте волны от времени протекания процесса
 Fig. 5. Dependences of stresses at the wave front on the time of the process

Все показатели БВР, ВВ были приняты согласно проекту на массовый взрыв Прудянского карьера. Менялась только система инициирования.

Выход негабарита на карьере составляет до 20%. Основываясь на аналогичных статьях и опытах, можно сделать вывод, что за счет интервала замедле-

ния, рассчитанного по данной методике, можно добиться уменьшения выхода негабарита до 7% [33, 34, 35].

Произведены приблизительные расчеты стоимости БВР с системой инициирования, которую применяют на карьере в настоящее время, а также с предлагаемой – электронной (табл. 4).

Таблица 4
Расчет экономической эффективности
Calculation of economic efficiency

Наименование	Единица измерений	НСИ ИСКРА	ЭСИ i-kon
Количество скважин	шт.	70	
Цена детонаторов	руб.	85	1200
Суммарная стоимость	руб.	5 950	84 000
Объем блока	м ³	15 000	
Цена за взорванную горную массу	руб./м ³	100	
Суммарная стоимость взорванной горной массы	руб.	1500000	
Выход негабарита	м ³	3 000	1 050
Цена на дробление негабарита	руб./м ³	100	
Суммарная стоимость на дробление негабарита	руб.	300 000	105 000
Прибыль с блока	руб.	1 194 050	1 311 000

Из расчетов видно, что затраты на НСИ составили приблизительно 6000 руб., а для ЭСИ – 84000 руб., в то время как затраты на негабарит у НСИ гораздо выше, так как с помощью НСИ нельзя точно подобрать интервал замедления и, как следствие, выход негабарита увеличивается.

Сложив затраты на негабарит и стоимость средств инициирования в результате получаем, что приблизительная прибыль при точном подборе времени замедления с использованием ЭСИ выше на 116 500 руб.

Следует отметить, что данная оценка экономической эффективности весьма приблизительна.

Заключение

Результаты математического моделирования показывают, что интервал замедления влияет на амплитуды волн напряжений при взрыве системы скважинных зарядов. Так, напряжение, возникающее при моделировании взрыва двух скважин с замедлением 16,2 мс, составляет 1,273*10⁵ КПа, что на 8% выше, чем при взрыве заряда через 17 мс – 1,18*10⁵ КПа.

Возможно подобрать такой интервал замедления, который позволит добиться максимальных амплитуд волн напряжений в зоне возможного образования негабарита. Это, в свою очередь, способствует повышению качества дробления и снижению затрат на вторичное дробление.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на создание математических моделей, описывающих взаимодействие волн напряжений от большого количества скважинных зарядов.

Планируется подробнее рассмотреть методики, которые предполагают, что увеличение интервала замедления будет способствовать повышению качества дробления.

Вклад авторов

Должиков В. В. – разработка идеи статьи, постановка задачи исследования, выполнение анализа полученных результатов.

Рядинский Д. Э. – проведен научный обзор по теме статьи в отечественной и зарубежной литературе.

Яковлев А. А. – выполнено моделирование взрыва скважинных зарядов.

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Симонов П. С.* Особенности определения размера среднего куска и выхода негабарита при взрывных работах на карьерах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2017. — № 4. — С. 320–327.
2. *Jia B., Ling T., Hou S., Liu D.* Application of Variational Mode Decomposition Based Delay Time Identification in Short Millisecond Blasting // Transaction of Beijing Institute of Technology. 2021, vol. 41 (4), pp. 341–348. DOI: 10.15918/j.tbit1001-0645.2019.308.
3. *Yi C., Sjöberg J., Johansson D.* Numerical modeling for blast-induced fragmentation in sublevel caving mine // Tunneling and Underground Space Technology. 2017, vol. 68, pp. 167–173. DOI: 10.1016/j.tust.2017.05.030.
4. *Gou Y., Shi X., Qiu X., Huo X., Yu Z.* Assessment of induced vibrations derived from the wave superposition in time-delay blasts // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2021, vol. 144, 104814. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104814.
5. *Yi C., Johansson D., Greberg J.* Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting // Computers and Geotechnics. 2018, vol. 104, pp. 321–330. DOI: 10.1016/j.compgeo.2017.12.004.
6. *Yastrebova K. N., Moldovan D. V., Chernobay V. I.* Solving the issue of ventilating atmosphere of opencast mining by resloping bench face // International Journal of Advanced Science and Technology. 2020, vol. 29 (1), pp. 1–6.
7. *Silva J., Li L., Gernand J. M.* Reliability analysis for mine blast performance based on delay type and firing time // International Journal of Mining Science and Technology. 2018, vol. 28 (2), pp. 195–204. DOI: 10.1016/j.ijmst.2017.07.004.
8. *Karakus M., Ebong U., Liu C., Zhou H.* Three-dimensional finite element analysis for rock fatigue damage under dynamic loading // ISRM Regional Symposium, EUROCK. 2015, pp. 577–582.
9. *Marinin M., Marinina O., Wolniak R.* Assessing of losses and dilution impact on the cost chain: Case study of gold ore deposits // Sustainability (Switzerland). 2021, vol. 13 (7), 3830. DOI: 10.3390/su13073830.
10. *Paramonov G. P., Kovalevskiy V. N., Mysyn A. V.* Determination of the conditions of an effective functioning of elongated cumulative charges in processing the marble stone // Key Engineering Materials. 2020, vol. 836, pp. 19–24. DOI: 10.4028/www.scientific.net/KEM.836.19.
11. *Blair D. P.* Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation. // Rock Fragmentation by Blasting: Proceedings of the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST. 2010, vol. 9, pp. 171–184.
12. *Wu H., Gong M.* Calculation and application of hole by hole blasting vibration superposition based on measured delay times of detonators // Explosion and Shock Waves. 2019, vol. 39 (2), 025202. DOI: 10.11883/bzycj-2017-0415.
13. *Roy M. P., Mishra A. K., Agrawal H., Singh P. K.* Blast vibration dependence on total explosives weight in open-pit blasting // Arabian Journal of Geosciences. 2020, vol. 13, no. 13, 531, pp. 1–8.
14. *Хохлов С. В., Рахманов Р. А., Аленичев И. А., Баженова А. В., Маккоев В. А.* Исследование вопроса управления и контроля за смещением контуров рудных тел после взрыва // Взрывное дело. — 2021. — № 132 (89). — С. 59–75.
15. *Wang Z., Fang C., Chen Y., Cheng W.* A Comparative study of delay time identification by vibration energy analysis in millisecond blasting // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013, vol. 60, pp. 389–400. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2012.12.032.
16. *Fu H., Wong L. N. Y., Zhao Y., Shen Z., Zhang C., Li Y.* Comparison of excavation damage zones resulting from blasting with nonel detonators and blasting with electronic detonators // Rock Mechanics and Rock Engineering. 2014, vol. 47 (2), pp. 809–816. DOI: 10.1007/s00603-013-0419-2.

17. Ковалевский В. Н., Аргимбаев К. Р. Экспериментальное исследование процесса внедрения кумулятивной струи в массив горных пород // Горный журнал. — 2016. — № 12. — С. 19–23. DOI: 10.17580/gzh.2016.12.04.
18. Paramonov G. P., Kovalevskiy V. N., Mysin A. V. Impact of multicharge detonation on explosion pulse value // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2018, vol. 194 (8), 082031. DOI: 10.1088/1755-1315/194/8/082031.
19. Yastrebova K., Moldovan D., Chernobay V. Influence of the nature of the outflow of explosion products from blast holes and boreholes on the efficiency of rock destruction // E3S Web of Conferences. 2020. vol. 174, 01017. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401017.
20. Wang Z., Fang C., Chen Y., Cheng W. A comparative study of delay time identification by vibration energy analysis in millisecond blasting // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013, vol. 60, pp. 389–400. DOI: 10.1016/j.ijrmmms.2012.12.032.
21. Shi X. Z., Chen S. H. R. Delay time optimization in blasting operations for mitigating the vibration-effects on final pit walls' stability // Soil Dynamics and Earthquake Engineering. 2011, vol. 31 (8), pp. 1154–1158. DOI: 10.1016/j.soildyn.2011.04.004.
22. Zhang S., Ling T.-H., Liu H.-R., Cao F. Pattern adapted wavelet time-energy density method and its application in millisecond blast vibration signal analysis // Journal of the China Coal Society. 2014, vol. 39 (10), pp. 2007–2013. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2014.0325.
23. Zhang Y., Chen Y., Chen S., Liu H., Fu Z. Experimental study on deformation of a sandy field liquefied by blasting // Soil Dynamics and Earthquake Engineering. 2019, vol. 116, pp. 60–68. DOI: 10.1016/j.soildyn.2018.09.042.
24. Хохлов С. В., Соколов С. Т., Виноградов Ю. И., Френкель И. Б. Проведение промышленных взрывов вблизи газопроводов // Записки Горного института. — 2021. — Т. 247. — С. 48–56. DOI:10.31897/PMI.2021.1.6.
25. Qiu X., Shi X., Gou Y., Zhou J., Chen H., Huo X. Short-delay blasting with single free surface: Results of experimental tests // Tunnelling and Underground Space Technology. 2018, vol. 74, pp. 119–130. DOI:10.1016/j.tust.2018.01.014.
26. Huang D., Qiu X., Shi X., Gou Y., Zhou J. Experimental and Numerical Investigation of Blast-Induced Vibration for Short-Delay Cut Blasting in Underground Mining // Shock and Vibration. 2019, vol. 2019, 5843516. DOI: 10.1155/2019/5843516.
27. Камянский В. Н. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при одновременном взрывании скважинных зарядов: Автореф... дис. канд. техн. наук. — М: ГоИ КНЦ РАН, 2019. — 24 с.
28. Wu X., Gong M., Wu H., Liu X. Parameter calculation of the initiating circuit with mixed use of nonel detonators and electronic detonators in tunnel controlled-blasting // Tunnelling and Underground Space Technology. 2021, vol. 113, 103975. DOI: 10.1016/j.tust.2021.103975.
29. Isheyskiy V., Sanchidrián J. A. Prospects of applying MWD technology for quality management of drilling and blasting operations at mining enterprises // Minerals, 2020, vol. 10 (10), 925, pp. 1–17. DOI: 10.3390/min10100925.
30. Маринин М. А., Хохлов С. В., Ишейский В. А. Моделирование режима протекания процесса сварки плоских листовых деталей взрывом // Записки Горного института. — 2019. — Т. 237. — С. 275–280. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.275.
31. Afanasev P. I., Makhmudov K. F. Assessment of the parameters of a shock wave on the wall of an explosion cavity with the refraction of a detonation wave of emulsion explosives // Applied Sciences (Switzerland). 2021, vol. 11 (9), 3976. DOI: 10.3390/app11093976.
32. 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: 10.25018/0236-1493-2018-7-0-189-195.
33. Andreev R. E., Gridina E. B. A Study of gas-dynamic processes in a charge chamber during the explosion of blasthole charges of various designs // Research Journal of Pharmaceutical, Biological and Chemical Sciences. 2016, vol. 7 (3), pp. 2383–2392.

34. Тюпин В. Н., Рубашкина Т. И. Инженерные формулы для определения размеров зон деформаций и повреждений в трещиноватом массиве горных пород при воздействии взрывных работ на карьерах Забайкалья // Горный журнал. — 2021. — № 7. — С. 40–44. DOI: 10.17580/gzh.2021.07.06.

35. Cardu M., Giraudi A., Oreste P. A review of the benefits of electronic detonators // Revista Escola de Minas. 2013, vol. 66 (3), pp. 375–382. DOI: 10.1590/S0370-44672013000300016.

REFERENCES

1. Simonov P. S. Peculiarities of determining the size of an average piece and the output of oversized pieces during blasting in open pits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2017, no. 4, pp. 320–327. [In Russ].

2. Jia B., Ling T., Hou S., Liu D. Application of Variational Mode Decomposition Based Delay Time Identification in Short Millisecond Blasting. *Transaction of Beijing Institute of Technology.* 2021, vol. 41 (4), pp. 341–348. DOI: 10.15918/j.tbit1001-0645.2019.308.

3. Yi C., Sjöberg J., Johansson D. Numerical modeling for blast-induced fragmentation in sublevel caving mines. *Tunneling and Underground Space Technology.* 2017, vol. 68, pp. 167–173. DOI: 10.1016/j.tust.2017.05.030.

4. Gou Y., Shi X., Qiu X., Huo X., Yu Z. Assessment of induced vibrations derived from the wave superposition in time-delay blasts. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.* 2021, vol. 144, 104814. DOI: 10.1016/j.ijrmmms.2021.104814.

5. Yi C., Johansson D., Greberg J. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting. *Computers and Geotechnics.* 2018, vol. 104, pp. 321–330. DOI: 10.1016/j.compgeo.2017.12.004.

6. Yastrebova K. N., Moldovan D. V., Chernobay V. I. Solving the issue of ventilating atmosphere of opencast mining by resloping bench face. *International Journal of Advanced Science and Technology.* 2020, vol. 29 (1), pp. 1–6.

7. Silva J., Li L., Gernand J. M. Reliability analysis for mine blast performance based on delay type and firing time. *International Journal of Mining Science and Technology.* 2018, vol. 28 (2), pp. 195–204. DOI: 10.1016/j.ijmst.2017.07.004.

8. Karakus M., Ebong U., Liu C., Zhou H. Three-dimensional finite element analysis for rock fatigue damage under dynamic loading. *ISRM Regional Symposium, EUROCK 2015*, pp. 577–582.

9. Marinin M., Marinina O., Wolniak R. Assessing of losses and dilution impact on the cost chain: Case study of gold ore deposits. *Sustainability (Switzerland).* 2021, vol.13 (7), 3830. DOI: 10.3390/su13073830.

10. Paramonov G. P., Kovalevskiy V. N., Mysin A. V. Determination of the conditions of an effective functioning of elongated cumulative charges in processing the marble stone. *Key Engineering Materials.* 2020, vol. 836, pp. 19–24. DOI: 10.4028/www.scientific.net/KEM.836.19.

11. Blair D. P. Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation. Rock Fragmentation by Blasting. *Proceedings of the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST.* 2010, vol. 9, pp. 171–184.

12. Wu H., Gong M. Calculation and application of hole by hole blasting vibration superposition based on measured delay times of detonators. *Explosion and Shock Waves.* 2019, vol. 39 (2), 025202. DOI: 10.11883/bzycj-2017-0415.

13. Roy M. P., Mishra A. K., Agrawal H., Singh P. K. Blast vibration dependence on total explosives weight in open-pit blasting. *Arabian Journal of Geosciences.* 2020, vol. 13, no. 13, 531, pp. 1–8.

14. Khokhlov S. V., Rakhmanov R. A., Alenichev I. A., Bazhenova A. V., Makkoev V. A. Study of the issue of management and control of the displacement of the contours of ore bodies after the explosion. *Vzryvnoe delo.* 2021, no. 132/89, pp. 59–75. [In Russ].

15. Wang Z., Fang C., Chen Y., Cheng W.A. Comparative study of delay time identification by vibration energy analysis in millisecond blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2013, vol. 60, pp. 389–400. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2012.12.032.
16. Fu H., Wong L. N. Y., Zhao Y., Shen Z., Zhang C., Li Y. Comparison of excavation damage zones resulting from blasting with nonel detonators and blasting with electronic detonators. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2014, vol. 47 (2), pp. 809–816. DOI: 10.1007/s00603-013-0419-2.
17. Kovalevskiy V. N., Argimbaev K. R. Experimental research of explosive jet penetration in rocks. *Gornyi Zhurnal*. 2016, no. 12, pp. 19–23. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2016.12.04.
18. Paramonov G. P., Kovalevskiy V. N., Mysin A. V. Impact of multicharge detonation on explosion pulse value. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2018, vol. 194 (8), 082031. [In Russ]. DOI: 10.1088/1755-1315/194/8/082031.
19. Yastrebova K., Moldovan D., Chernobay V. Influence of the nature of the outflow of explosion products from blast holes and boreholes on the efficiency of rock destruction. *E3S Web of Conferences*. 2020, vol. 174, 01017. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401017.
20. Wang Z., Fang C., Chen Y., Cheng W. A comparative study of delay time identification by vibration energy analysis in millisecond blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2013, vol. 60, pp. 389–400. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2012.12.032.
21. Shi X. Z., Chen S. H. R. Delay time optimization in blasting operations for mitigating the vibration-effects on final pit walls' stability. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2011, vol. 31 (8), pp. 1154–1158. DOI: 10.1016/j.soildyn.2011.04.004.
22. Zhang S., Ling T.-H., Liu H.-R., Cao F. Pattern adapted wavelet time-energy density method and its application in millisecond blast vibration signal analysis. *Journal of the China Coal Society*. 2014, vol. 39 (10), pp. 2007–2013. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2014.0325.
23. Zhang Y., Chen Y., Chen S., Liu H., Fu Z. Experimental study on deformation of a sandy field liquefied by blasting. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2019, vol. 116, pp. 60–68. DOI: 10.1016/j.soildyn.2018.09.042.
24. Khokhlov S. V., Sokolov S. T., Vinogradov Y. I., Frenkel I. B. Conducting industrial explosions near gas pipelines. *Journal of Mining Institute*. 2021, vol. 247, pp. 48–56. DOI:10.31897/PMI.2021.1.6.
25. Qiu X., Shi X., Gou Y., Zhou J., Chen H., Huo X. Short-delay blasting with single free surface: Results of experimental tests. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2018, vol. 74, pp. 119–130. DOI:10.1016/j.tust.2018.01.014.
26. Huang D., Qiu X., Shi X., Gou Y., Zhou J. Experimental and Numerical Investigation of Blast-Induced Vibration for Short-Delay Cut Blasting in Underground Mining // Shock and Vibration. 2019, vol. 2019, 5843516. DOI: 10.1155/2019/5843516.
27. Kamyansky V. N. Increasing the efficiency of borehole breaking in open pits with multi-temporal blasting of borehole charges: Abstract of ... dis. cand. tech. Sciences. Moscow, Gol KNTS RAN, 2019, 24 p.
28. Wu X., Gong M., Wu H., Liu X. Parameter calculation of the initiating circuit with mixed use of nonel detonators and electronic detonators in tunnel controlled-blasting. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2021, vol. 113, 103975. DOI: 10.1016/j.tust.2021.103975.
29. Isheyskiy V., Sanchidrián J. A. Prospects of applying MWD technology for quality management of drilling and blasting operations at mining enterprises. *Minerals*, 2020, vol. 10 (10), 925, pp. 1–17. DOI: 10.3390/min10100925.
30. Marinin M. A., Khokhlov S. V., Isheisky V. A. Simulation of the process of explosion welding of flat sheet parts. *Journal of Mining Institute*. 2019, vol. 237, pp. 275–280. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.275.
31. Afanasev P. I., Makhmudov K. F. Assessment of the parameters of a shock wave on the wall of an explosion cavity with the refraction of a detonation wave of emulsion explosives. *Applied Sciences (Switzerland)*. 2021, vol. 11 (9), 3976. DOI: 10.3390/app11093976.

32. Alenichev I. A. Reaction of a rock mass in a quarry space to dynamic impacts in the production of blasting. *MIAB. Mining Information and Analytical Bulletin*. 2018, no. 7. pp. 189–195. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-7-0-189-195.

33. Cardu M., Giraudi A., Oreste P. A review of the benefits of electronic detonators. *Revista Escola de Minas*. 2013, vol. 66 (3), pp. 375–382. DOI: 10.1590/S0370-44672013000300016.

34. Andreev R. E., Gridina E. B. A study of gas-dynamic processes in a charge chamber during the explosion of blasthole charges of various designs. *Research Journal of Pharmaceutical, Biological and Chemical Sciences*. 2016, vol. 7 (3), pp. 2383–2392.

35. Tyupin V. N., Rubashkina T. I. Engineering formulas for determining the size of deformation and damage zones in a fractured rock mass under the influence of blasting in open pits in Transbaikalia. *Mining Journal*. 2021, no. 7, pp. 40–44. DOI: 10.17580/gzh.2021.07.06.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Должиков Вадим Владимирович — канд. техн. наук, доцент кафедры взрывного дела, <http://orcid.org/0000-0001-8851-2913>, Санкт-Петербургский горный университет, 199106, Санкт-Петербург, 21-я линия В.О., д. 2, Россия, e-mail: Dolzhikov_VV@pers.spmi.ru;

Рядинский Даниил Эдуардович — студент 6 курса специализации «Взрывное дело», Санкт-Петербургский горный университет, 199106, Санкт-Петербург, 21-я линия В.О., д. 2, Россия, e-mail: riadinskii.d@mail.ru;

Яковлев Алексей Андреевич — студент 6 курса специализации «Взрывное дело», Санкт-Петербургский горный университет, 199106, Санкт-Петербург, 21-я линия В.О., д. 2, Россия, e-mail: aleksej.yakovlev.98@mail.ru.

Для контактов: *Должиков Вадим Владимирович*, e-mail: Dolzhikov_VV@pers.spmi.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Dolzhikov V. V., Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor at the Department of Explosives, <http://orcid.org/0000-0001-8851-2913>, Saint Petersburg Mining University, 199106, St. Petersburg, 21st Line, 2, Russia, e-mail: Dolzhikov_VV@pers.spmi.ru;

Ryadinsky D. E., 6th year student of the specialization “Explosives”, Saint Petersburg Mining University, 199106, St. Petersburg, 21st Line, 2, Russia, e-mail: riadinskii.d@mail.ru;

Yakovlev A. A., 6th year student of the specialization “Explosives”, Saint Petersburg Mining University, 199106, St. Petersburg, 21st Line, 2, Russia, e-mail: aleksej.yakovlev.98@mail.ru.

The contact person: *Vadim V. Dolzhikov*, e-mail: Dolzhikov_VV@pers.spmi.ru.

Получена редакцией 14.01.2022; получена после рецензии 29.04.2022; принята к печати 10.05.2022.

Received by the editors 14.01.2022; received after the review 29.04.2022; accepted for printing 10.05.2022.

