

ИНТЕРВАЛЫ ЗАМЕДЛЕНИЯ ДЛЯ КАЧЕСТВЕННОГО ДРОБЛЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ В КАРЬЕРАХ

В.Н. Тюпин

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

Аннотация: Обоснован механизм улучшения степени дробления трещиноватого массива при короткозамедленном взрывании (КЗВ) зарядов взрывчатых веществ (ВВ), что происходит за счет схлопывания естественных трещин под действием волн деформаций в проблемных (центральных между скважинами) частях массива и более равномерного распределения энергии разрушающих волн напряжений. Получена теоретическая формула расчета интервалов замедления, обеспечивающих закрытие трещин в проблемных участках горного массива. Интервал замедления зависит от детонационных и геометрических параметров ВВ, параметров массового взрыва, плотности пород и трещиноватости горного массива. Установлено, что при КЗВ зарядов ВВ для улучшения качества дробления (например, массива III категории трещиноватости) необходимо первые 20 групп зарядов взрывать с увеличенными интервалами замедления, начиная со 150 мс и снижая до 70 мс. Последующие группы взрывать с интервалом около 50 мс. Данные интервалы замедления обеспечивают четырехкратное нагружение центральных между скважинами участков массива волнами напряжений и деформаций. Правомомерность исследований подтверждена производственным опытом различных авторов, где эффективный интервал замедления может меняться от 30 до 200 мс. При использовании интервалов замедления более 50 мс не рекомендуется применять способ монтажа сети с помощью детонационного шнура (ДШ), так как это может привести подбою ДШ и появлению отказов.

Ключевые слова: массовые взрывы, качество дробления, трещиноватый массив, интервал замедления, волны деформаций, схлопывание трещин, волны напряжений, многократность нагружения.

Для цитирования: Тюпин В. Н. Интервалы замедления для качественного дробления трещиноватых массивов взрывом в карьерах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 12. – С. 70–78. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.

Delay intervals for quality fragmentation of jointed rock mass by blasting in open pit mines

V.N. Tyupin

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

Abstract: The mechanism of fragmentation quality improvement in short-delay blasting in jointed rock mass is substantiated. The fragmentation quality improvement is achieved owing

to closure of natural joints under the action of deformation waves in the target areas (in interwell space) and due to the more uniform distribution of energy of destructive stress waves. The theoretical formula is obtained to calculate the delay intervals that ensure closure of joints in the target areas of rock mass. A delay interval is governed by the explosion and geometrical parameters of explosives, characteristics of a large-scale blast, density of rocks and rock jointing. It is found that in short-delay blasting at the improved fragmentation quality (for instance, at rock jointing category III), it is required to blast the first 20 groups of explosive charges at the increased delay intervals starting from 150 ms and to gradually decrease them to 70 ms. The subsequent groups of explosive charges should be blasted at the delay interval of 50 ms. Such delay intervals ensure four-fold stressing of the interwell spaces by the waves of stresses and deformation. The appropriateness of the studies is confirmed by the practical experience gained by different authors in blasting at the effective delay intervals variable from 30 to 200 ms. At the delay interval larger than 50 ms, it is unrecommended to use detonating cords because of potential cord damage and faulting.

Key words: large-scale blasts, fragmentation quality, jointed rock mass, delay interval, deformation waves, joint closure, stress waves, stressing multiplicity.

For citation: Tyupin V. N. Delay intervals for quality fragmentation of jointed rock mass by blasting in open pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(12):70-78. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.

Введение

При проведении массовых взрывов в трещиноватых массивах горных пород качество дробления существенно зависит от размера отдельностей, величины раскрытия трещин, количества систем трещин и их ориентировки. В мелкоблочных массивах, когда размер отдельностей не превышает размера кондиционного куска (d_k), массив достаточно встряхнуть взрывом. В крупноблочном массиве, когда размер отдельностей превышает d_k , каждую отдельность необходимо раздробить взрывом. Принято считать [1–6], что разрушение трещиноватого массива происходит за счет действия волн напряжений и поршневого (квазистатического) действия взрыва. Однако в [1, 2, 5] экспериментально доказано, что при ширине раскрытия трещин 2–8 мм волны напряжений практически полностью теряют свою энергию на трещинах. Величина раскрытия трещин в массиве на открытых разработках достигает 5–20 мм.

В целом качество дробления горного массива определяется средним размером куска и выходом негабарита. Использование метода короткозамедленного взрывания (КЗВ) позволило существенно улучшить качество дробления горных пород, что отражено в работах иностранных [7–13] и отечественных [14–17] исследователей.

Несмотря на это, негабаритные куски породы появляются между крайними скважинами и откосом уступа (рис. 1, крайние скважины 1, 2, 3) за счет наличия там заколов, с широко раскрытыми естественными трещинами, образованными предыдущими массовыми взрывами [5]. Кроме того, негабарит появляется в центре между скважинами (см. рис. 1, участки 4), так как энергия взрыва уменьшается с расстоянием [1–9] и за счет экранирующего влияния естественных трещин. В связи с изложенным появилась идея повышения качества дробления трещиноватого массива, согласно которой взрыв группы 1 (рис. 1)



Рис. 1. Схема расположения взрываемых зарядов ВВ

Fig. 1. Arrangement of explosive charges of explosives

обеспечивает предварительное схлопывание естественных трещин между рядами ВВ группы 2.

Схлопывание естественных трещин происходит за счет квазистатического давления продуктов детонации, которое обеспечивает смещение отдельных зарядов ВВ [5, 17]. В этом случае энергия волн напряжений от взрыва второй группы зарядов ВВ распространяется с меньшими потерями на трещинах, более эффективно разрушая отдельные в удаленных зонах 4 (рис. 1).

Доказательством эффективности этой идеи послужили широкие промышленные испытания П-образных схем КЗВ [5]. При использовании П-образных схем КЗВ вначале взрывают скважины по кон-

туру (обеспечивается закрытие трещин внутри блока), затем, через 50–105 мс, группы зарядов внутри блока с интервалом между ними 10–20 мс. Результаты исследований показали, что в крупноблочных массивах III–IV категории трещиноватости средний размер куска снизился с 0,31 до 0,25 м, то есть на 20%, выход фракции +800 мм уменьшился с 9,2% до 4,6% – в 2 раза [5]. Исследования проводились автором данной статьи в на карьерах комбината «Ураласбест» [5] путем замеров гранулометрического состава взорванных пород по экскаваторным забоям фотопланиметрическим методом с использованием «Фотопланиметра», разработанного в Московском горном институте.

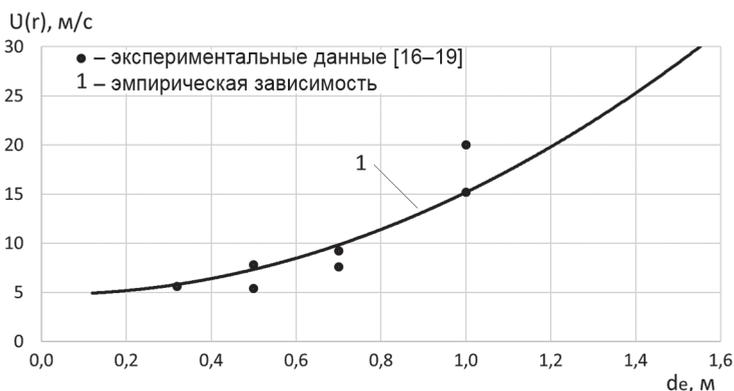


Рис. 2. Зависимость скорости перемещения откоса уступа $v(r)$ от размера отдельности d_e

Fig. 2. Dependence of the speed of movement of the slope of the ledge $v(r)$ on the size of the individual d_e

Дальнейшие исследования [5, 17, 18] показали, что в результате взрыва первой группы зарядов ВВ от них, помимо волн напряжений, распространяются волны деформаций — последовательное смещение отдельных от зарядов за счет квазистатического давления продуктов детонации от взрыва. Ярким доказательством наличия волн деформаций является сдвиг откоса уступа со скоростью 5–30 м/с, что приведено в работах [16–19]. На рис. 2 приведена зависимость скорости смещения откоса уступа от размера отдельности, построенная на основе данных скоростной киносъемки (точки) и расчетов по теоретической зависимости (кривая), выполненных на основании исследований [5]. Смещение отдельностей в массиве приводит к схлопыванию трещин как в сторону открытой поверхности, так и в сторону следующей группы зарядов ВВ.

Существует большое количество теоретических и эмпирических формул для определения интервалов замедления, основанных на различных физических принципах, изложенных в [2, 4, 15, 17, 19]. Наиболее распространенной формулой расчета, используемой отечественными и зарубежными учеными, является

$$\tau = K W, \quad (1)$$

где K — эмпирический коэффициент, W — линия сопротивления по подошве.

Значение K меняется у различных авторов от 3 до 30 мс/м. То есть если $W = 7$ м, то интервал замедления может быть равен $\tau = 21–210$ мс.

Какой интервал замедления необходимо выбрать? Вероятно, τ , как и все параметры БВР, зависит от детонационных и геометрических параметров ВВ в скважинах, параметров массового взрыва, физико-технических свойств пород и трещиноватости массива [17, 18, 20].

Цель статьи — обосновать теоретическую формулу расчета интервалов замед-

ления при проведении массовых взрывов в трещиноватых породах, обеспечивающих улучшение качества дробления путем схлопывания естественных трещин в центральной, между скважинами, части массива за счет воздействия волн деформаций.

Методы: анализ технической литературы на предмет механизма действия взрыва в трещиноватых массивах и определение интервалов замедления при КЗВ; установление теоретической формулы расчета интервала замедления при взрывании на карьерах, численные расчеты, обоснование правомерности полученной формулы.

Обоснование формулы расчета интервала замедления

При взрыве группы 1 зарядов ВВ (см. рис. 1) в трещиноватом массиве под действием квазистатического давления продуктов детонации от зарядов распространяются волны деформаций. Этот процесс сопровождается перемещением отдельностей, закрытием естественных трещин и созданием напряженного состояния в отдельностях. Участками с наиболее вероятным появлением негабаритов являются центральные, между скважинами, части горного массива 4 (см. рис. 1). Как только волна деформаций подошла к центру участков массива 4, необходимо взрывать группу зарядов 2. Тогда волны напряжений от взрыва зарядов 2 с минимальными потерями достигнут проблемных частей массива 4. Интервал замедления в этом случае равен

$$\tau = t_{\text{вд}} + t_{\text{вн}}, \quad (2)$$

где $t_{\text{вд}}$ — время достижения волн деформаций центральных участков 4 массива при взрыве зарядов группы 1; $t_{\text{вн}}$ — время достижения волн напряжений участков 4 при взрыве зарядов группы 2.

Величину $t_{\text{вд}}$ можно определить путем деления расстояния r (см. рис. 1) на

среднюю скорость волны деформации [5]:

$$\bar{v}(r) = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3}{8 \rho r \Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v} \right) \cdot \ln \left(\frac{2r}{d_3} \right) K_1 K_2 K_3 K_4, \quad (3)$$

где D , ρ_B , d_3 – скорость детонации, плотность заряжения, диаметр заряда ВВ; μ – коэффициент трения между отдельностями; v – коэффициент Пуассона горной породы; ρ – объемная масса горного массива; r – расстояние между группами зарядов ВВ; K_1, K_2 – показатели, учитывающие взаимодействие одновременно взрываваемых зарядов ВВ и при короткозамедленном взрывании групп зарядов; K_3, K_4 – показатели, учитывающие наличие открытых поверхностей и длину заряда ВВ соответственно; Φ – показатель трещиноватости.

Средняя скорость затухающих волн деформаций на расстоянии 1,0–6,0 м составляет около 100–10 м/с.

Тогда время достижения волн деформаций центральных частей 4 массива равно

$$t_{\text{вд}} = r^2 \left[\frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3}{8 \rho \Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v} \right) \cdot \ln \left(\frac{2r}{d_3} \right) K_1 K_2 K_3 K_4 \right]^{-1} \quad (4)$$

Время достижения волн напряжений центральных, плохо дробимых, частей массива очевидно равно

$$t_{\text{вн}} = r c_{\text{вн}}^{-1}, \quad (5)$$

где $c_{\text{вн}}$ – скорость распространения волн напряжений, равна 2000–5000 м/с.

Анализ формулы расчета интервала замедления и обсуждение результатов исследований

Формулу (4) можно упростить, подставив туда численные значения индек-

сов и мало влияющие параметры: $\pi = 3,14$; $1 - (\mu v / (1 - v)) = 0,85$; $\ln(2r/d_3) = 3,47$. Кроме того, численные расчеты по (4) и (5) дают $t_{\text{вн}} < t_{\text{вд}}$, тогда

$$\tau = \frac{1,53 r^2 \rho \Phi^{0,5}}{D \rho_B d_3 K_{1-4}}. \quad (6)$$

Проведем численные расчеты интервала замедления, обеспечивающего улучшение качества дробления крупноблочного массива в стандартных условиях: $a = b = 6$ м; $r = 4,2$ м; $\rho = 850$ кг/м³; $\Phi = 5,66$; $D = 3,6 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_B = 850$ кг/м³; $d_1 = 0,25$ м; $n = 3$; $N = 10$; $l_3 = 8$ м; $d_3 = 0,75$ м; $\mu = 0,45$; $K_1 = 1,74$; $K_2 = 2,89$; $K_3^e = 1,66$; $K_4 = 0,5$; $K_{1-4} = K_1 K_2 K_3 K_4 = 4,17$. Тогда $\tau = 0,059$ с = 59 мс. Формулы для определения K_1, K_2, K_3, K_4 приведены в [5].

Следует отметить, что показатели усиления действия при массовом взрыве K_1, K_3 и K_4 , как правило, постоянны, так как число зарядов в группе, длина заряда и сетка расположения скважин одинаковы. Непостоянным является показатель усиления действия взрыва при КЗВ групп зарядов ВВ, равный $K_2 = \ln(1,7N+1)$ [5]. При взрыве первой группы зарядов $N = 1$ и $K_2 = 1$, при взрыве группы 10 $N = 10$, $K_2 = 2,89$. Тогда интервал замедления между первой и второй группой зарядов ВВ равен 151,3 мс, между десятой и одиннадцатой 52 мс. Это связано с тем, что скорость волн деформаций увеличивается при последовательном взрыве групп зарядов ВВ за счет взаимодействия волн и сложения их скоростей. В этом случае (5) можно переписать в виде

$$\tau = \frac{1,06 r^2 \rho \Phi^{0,5}}{D \rho_B d_3 \ln(1,7N+1)}. \quad (7)$$

Анализ формулы (7) указывает на то, что интервал замедления необходимо повышать с увеличением расстояния между группами зарядов ВВ, плотности горных пород и степени трещиноватости

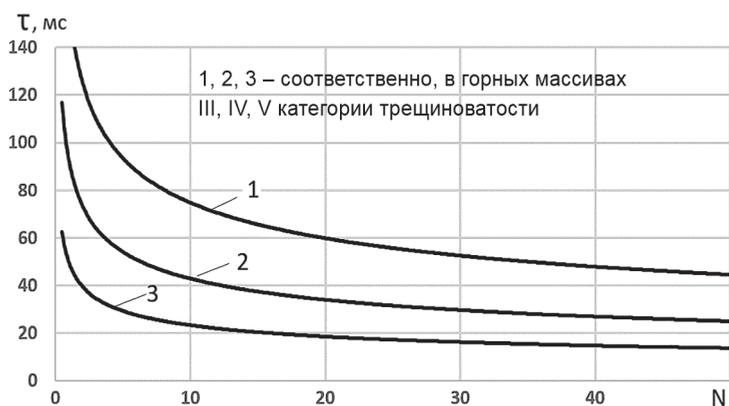


Рис. 3. Зависимость интервала замедления (τ) от числа групп зарядов ВВ (N) при короткозамедленном взрывании

Fig. 3. The dependence of the deceleration interval (τ) on the number of groups of explosive charges (N) during short-delayed detonation

массива. С увеличением скорости детонации, плотности заряжания и диаметра заряда ВВ и количества групп зарядов ВВ интервал замедления необходимо уменьшать. При рассмотрении данной последовательности действия взрыва зарядов в трещиноватом массиве происходит четырехкратное нагружение проблемных центральных участков 4 массива (см. рис. 1).

При взрыве группы 1 зарядов участка 4 достигает волна напряжений, затем волна деформаций. При взрыве группы 2 — также вначале волна напряжений, затем волна деформаций.

Зависимость интервала замедления от числа групп зарядов ВВ при взрывании пород III, IV и V категории трещиноватости приведена на рис. 3.

Анализ рис. 3 указывает на то, что при взрывании первых десяти групп зарядов ВВ интервал замедления очень высок и составляет в породах III категории 180–60 мс. После взрыва двадцатой группы изменяется незначительно и в среднем составляет 50 мс. Это связано с тем, что при КЗВ групп зарядов ВВ происходит наложение волн деформаций от каждой группы и суммарная скорость волн увеличивается.

Вероятно, поэтому у различных авторов коэффициент K в формуле (1) изменяется от 3 до 30. Кроме того, в последнее время промышленные испытания и производственный опыт показали [21–23], что интервал замедления необходимо увеличивать до 150–200 мс, что обеспечивает качественное дробление массива и более полное раскрытие полезных минералов за счет многократности воздействия взрыва на рудные участки массива.

Практические рекомендации, основанные на проведенных исследованиях: определить категорию массива по степени трещиноватости и в зависимости от детонационных параметров ВВ, параметров массового взрыва, определять интервалы замедления между группами зарядов ВВ по формуле (6).

Следует сразу отметить, что при использовании интервалов замедления более 50 мс нельзя применять способы монтажа сети с помощью ДШ и КЗДШ. Волны деформаций от взрыва верхних торцов зарядов ВВ могут или перегибать, или нарушать целостность сети ДШ, что приводит к отказам. Наилучшие средства КЗВ при массовых взрывах изложены в [19].

Закключение

Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

- Обоснован механизм улучшения степени дробления трещиноватого массива при КЗВ зарядов ВВ, что происходит за счет схлопывания, закрытия естественных трещин под действием волн деформаций в центральных, между скважинами, проблемных частях массива и более равномерного распределения энергии разрушающих волн напряжений.

- Получена теоретическая формула расчета интервала замедления, обеспечивающего закрытие трещин в центральных, между скважинами, участках горного массива. Интервал замедления зависит от детонационных и геометрических параметров ВВ, параметров массового взрыва, плотности пород и трещиноватости горного массива.

- Установлено, что при КЗВ зарядов ВВ для улучшения качества дробления (например, массива III категории трещиноватости) необходимо первые 20 групп зарядов взрывать с увеличенным интервалом замедления (180–60 мс). Последующие группы взрывать с интервалом около 50 мс. Данные интервалы замедления обеспечивают четырехкратное нагружение проблемных центральных участков массива волнами напряжений и волнами деформаций.

- Правомомерность исследований подтверждена производственным опытом различных авторов, где эффективный интервал замедления может меняться от 30 до 200 мс.

- При использовании интервалов замедления более 50 мс не рекомендуется применять способ монтажа сети с помощью ДШ, так как это может привести к подбою ДШ и появлению отказов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Барон Л. И., Личели Г. П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. — М.: Недра, 1966. — 134 с.

2. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. — М.: Недра, 1974. — 222 с.

3. Мосинец В. Н., Абрамов А. В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982. — 247 с.

4. Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. — М.: Изд. МГИ, 1993. — 516 с.

5. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: Монография. — Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. — 192 с.

6. 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.

Литературу с п. 7 по п. 13 смотри в REFERENCES.

14. Камянский В. Н. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при одновременном взрывании скважинных зарядов: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. — М.: ГоИ КНЦ РАН, 2019. — 24 с.

15. 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.

16. Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. — Алма-Ата: Наука, 1983. — 240 с.

17. Кутузов Б. Н., Тюпин В. Н. Определение интервала короткозамедленного взрывания зарядов в трещиноватом массиве // Известия вузов. Горный журнал. — 1979. — № 1. — С. 28–35.

18. Тюпин В. Н. Геометрические параметры зоны сейсмического очага при массовых взрывах в карьерах // Взрывное дело. — 2022. — № 134/91. — С. 137–154.

19. Маслов И. Н., Сивенков В. И., Иляхин С. В., Брагин П. А., Горинов С. А. Промышленные эмульсионные взрывчатые вещества и системы инициирования во взрывном деле. — М: ВНИИГеосистем, 2018. — 416 с.

20. Белин В. А., Болотова Ю. Н. Изучение физико-технических свойств пород как основа разработки ресурсосберегающей технологии взрывных работ // Взрывное дело. — 2021. — № 130/87. — С. 147–167.

21. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Лысак Ю. А., Плотников А. Ю. Взрывное рыхление пород на карьерах с большими замедлениями // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 10. — С. 29–41. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-100-29-41.

22. Костюнина О. А., Шевкун Е. Б., Лещинский А. В. Влияние интервалов замедлений на разлет осколков горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 12-1. — С. 107–120. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_107.

23. Шевкун Е. Б., Леоненко Н. А., Плотников А. Ю. Взрывное рыхление горных пород с увеличенными интервалами замедления // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 12-1. — С. 255–263. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_255. **MIAB**

REFERENCES

1. Baron L. I., Licheli G. P. *Treshchinovatosť gornyx porod pri vzryvnoy otboyce* [Fracturing of rocks during explosive breaking], Moscow, Nedra, 1966, 134 p.

2. Khanukaev A. N. *Fizicheskie protsessy pri otboyce gornyx porod vzryvom* [Physical processes in the breaking of rocks by explosion], Moscow, Nedra, 1974, 222 p.

3. Mosinets V. N., Abramov A. V. *Razrushenie treshchinovatykh i narushennykh gornyx porod* [Destruction of fractured and disturbed rocks], Moscow, Nedra, 1982, 247 p.

4. Kutuzov B. N. *Razrushenie gornyx porod vzryvom* [Destruction of rocks by explosion], Moscow, Izd. MGI, 1993, 516 p.

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

6. Simonov P. S. Features of determining average dimension and yield of oversizes under blasting in open pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2017, no. 4, pp. 320–327. [In Russ].

7. 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, no. 4, pp. 341–348. DOI: 10.15918/j.tbit1001-0645.2019.308.

8. 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, no. 7, article 3830. DOI: 10.3390/su13073830.

9. 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.

10. 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, no. 2, article 025202. DOI: 10.11883/bzycj-2017-0415.

11. 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, article 531. DOI: 10.1007/s12517-020-05560-y.

12. 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, article 01017. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401017.

13. 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.

14. Kamyanskiy V. N. *Povyshenie effektivnosti skvazhinnoy otboyki na kar'erakh pri raznovremennom vzryvanii skvazhinnykh zaryadov* [Improving the efficiency of borehole rebounding in quarries with multi-time blasting of borehole charges], Candidate's thesis, Moscow, Gol KNTs RAN, 2019, 24 p.

15. Dolzhikov V. V., Ryadinsky D. E., Yakovlev A. A. The effect of deceleration intervals on the amplitudes of stress waves when studying the explosion model of a borehole charge system. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 6-2, pp. 18–32. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_18.

16. Rakishev B. R. *Prognozirovaniye tekhnologicheskikh parametrov vzorvannykh porod na kar'erakh* [Forecasting of technological parameters of blasted rocks at quarries], Alma-Ata, Nauka, 1983, 240 p.

17. Kutuzov B. N., Tyupin V. N. Determination of the interval of short-delayed detonation of charges in a fractured array. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 1979, no. 1, pp. 28–35. [In Russ].

18. Tyupin V. N. Geometric parameters of the seismic hearth zone during mass explosions in quarries. *Explosion technology*. 2022, no. 134/91, pp. 137–154. [In Russ].

19. Maslov I. N., Sivenkov V. I., Ilyakhin S. V., Bragin P. A., Gorinov S. A. *Promyshlennyye emul'sionnyye vzryvchatyye veshchestva i sistemy initsiirvaniya vo vzryvnom dele* [Industrial emulsion explosives and initiation systems in explosive business], Moscow, VNIIGeosistem, 2018, 416 p.

20. Belin V. A., Bolotova Yu. N. Study of physical and technical properties of rocks as a basis for the development of resource-saving technology of blasting. *Explosion technology*. 2021, no. 130/87, pp. 147–167. [In Russ].

21. Shevkun E. B., Leshchinskiy A. V., Lysak Yu. A., Plotnikov A. Yu. Long-period delay loosening blasting in open pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 10, pp. 29–41. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-100-29-41.

22. Kostyunina O. A., Shevkun E. B., Leshchinsky A. V. The effect of deceleration intervals on the scattering of rock fragments. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 12-1, pp. 107–120. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_107.

23. Shevkun E. B., Leonenko N. A., Plotnikov A. Yu. Explosive loosening of rocks with increased deceleration intervals. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 12-1, pp. 255–263. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_255.

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 21.12.2022; получена после рецензии 14.06.2023; принята к печати 10.11.2023.
Received by the editors 21.12.2022; received after the review 14.06.2023; accepted for printing 10.11.2023.