

ПАРАМЕТРЫ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ В ИЗОТРОПНОМ И СЛОЖНОСТРУКТУРНОМ ГОРНЫХ МАССИВАХ КАРЬЕРОВ

В.Н. Тюпин

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

Аннотация: Опыт ведения взрывных работ в карьерах указывает на неодинаковую интенсивность сейсмического излучения в различных направлениях относительно сторон взрываемого блока. Это связано со многими факторами, в том числе с параметрами массовых взрывов, различными физико-механическими свойствами и параметрами трещиноватости массива горных пород, наличием тектонических разломов вблизи взрываемого блока. В работе установлена зависимость скорости сейсмозврывных колебаний при массовых взрывах на карьерах в изотропном и анизотропном сложноструктурном горном массиве в различных направлениях относительно сторон взрываемого блока. Обоснованы, приведены формулы расчета, проведены численные расчеты скорости сейсмозврывных колебаний в различных направлениях относительно взрываемого блока в изотропном и сложноструктурном массивах. Доказана правомерность формул. Формулы определения скорости сейсмозврывных колебаний можно использовать для оценки влияния параметров массового взрыва, параметров естественно нарушенного массива горных пород на охраняемые объекты, а также для разработки методов снижения сейсмического действия взрыва при ведении взрывных работ на карьерах благодаря численному изменению параметров массового взрыва. Перспективным направлением является исследование влияния закладочного массива и выработанного пространства на скорость сейсмозврывных колебаний при ведении взрывных работ в рудниках.

Ключевые слова: массовые взрывы; сейсмозврывные колебания; скорость колебаний; формулы расчета; трещиноватые массивы; тектонические разломы; численные расчеты; правомерность.

Для цитирования: Тюпин В. Н. Параметры сейсмического действия массовых взрывов в изотропном и сложноструктурном горных массивах карьеров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12. – С. 47–57. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_12_0_47.

Seismic effects induced by large-scale blasts in isotropic and structurally complex pit wall rock masses

V.N. Tyupin

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

Abstract: Experience of blasting in open pit mines shows that seismic radiation has different intensities in different directions relative to a block subjected to blasting. This is connected

with many factors, including large-scale blast pattern designs, physical / mechanical properties and jointing of rock mass, as well as faulting. This study sets the relations for seismic vibration velocities in large-scale blasting in open pit mines in isotropic and anisotropic structurally complex rock masses in different directions relative to the sides of a blasting block. The calculation formulas are validated, and the seismic vibration velocities are calculated in different directions relative to a blasting block in isotropic and structurally complex rock masses. The appropriateness of the formulas is proved. The formulas of seismic vibration velocities can be used to perform assessment of influence exerted by large-scale blast pattern design and naturally faulted rock mass parameters on the critical objects, and to develop methods to abate seismic effects of blasting in open pit mines by means of numerical variation of a large-scale blast. A promising way is to investigate the influence of backfill and mined-out stope on the seismic vibration velocities in blasting in underground mines.

Key words: large-scale blasts, blast-induced seismic vibrations, calculation formula, jointed rock mass, tectonic faults, numerical calculations, appropriateness.

For citation: Tyupin V. N. Seismic effects induced by large-scale blasts in isotropic and structurally complex pit wall rock masses. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(12):47-57. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_12_0_47.

Введение

Опыт ведения взрывных работ в карьерах с замерами скорости колебаний массива указывает на неодинаковую интенсивность сейсмического излучения в различных направлениях относительно сторон взрываемого блока [1–16]. Это связано, во-первых, с направлением короткозамедленного взрывания (КЗВ) групп зарядов ВВ. Максимальное сейсмозрывное воздействие наблюдается в направлении последовательного КЗВ групп зарядов ВВ [1–5]. Во-вторых, на интенсивность сейсмозрывных волн существенно влияет наличие открытых поверхностей, в [1, 2, 5, 10] это учитывается числом поверхностей. В [4, 5] указано, что помимо этого с уменьшением ЛНС и увеличением расстояния между зарядами в группе увеличивается количество энергии взрыва на выброс горной массы и уменьшается на сейсмозрывную волну. В-третьих, реальный массив горных пород является тектонически нарушенным [17, 18]. Помимо трещин, которые делят горный массив

на естественные отдельные, в массиве, как правило, имеются тектонические разломы. Мощность разломов может достигать десятков метров, а порода в разломе, как правило, имеет мелкоблочную структуру, иногда с рыхлым заполнителем типа глины, суглинков, глинки трения. Довольно часто в тектоническом разломе располагается полезное ископаемое.

Горный массив, как правило, имеет неодинаковые физико-технические свойства в различных направлениях. В направлении, где нарушенность массива максимальна (минимальный размер отдельности или максимальное раскрытие естественных трещин, наличие рыхлого заполнителя в трещинах или разломах), интенсивность сейсмозрывных волн снижается [5]. Например, в работе [6] экспериментально установлено, что при ведении взрывных работ на карьерах Курской магнитной аномалии наибольшая амплитуда сейсмического сигнала наблюдается на северо-запад, наименьшая — на север. Это связано

с распространением сейсмозрывных волн в первом случае в кристаллическом массиве, во втором — в мощном осадочном чехле, где массив имеет более низкие упругие свойства [6]. В работе [7] при проведении массовых взрывов в подземных условиях опытным путем установлено, что сейсмическое действие взрыва на поверхности снижается: в 1,1–1,5 раза при прохождении сейсмозрывных волн через зоны разлома, в 1,5–2 раза — через искусственный массив из твердеющей закладки, в 2–4 раза — через экранирующую щель, в 1,5–2 раза — через наносы мощностью более 10 м.

В связи с изложенным, в настоящей статье рассмотрен вопрос распространения и затухания с расстоянием сейсмозрывных волн в изотропном и анизотропном сложноструктурном горных массивах при проведении массовых взрывов на карьерах.

Целью статьи было установить зависимость скорости сейсмозрывных колебаний при массовом взрыве на карьере в изотропном и анизотропном сложноструктурном горном массиве в различных направлениях относительно сторон взрываемого блока. Цель достигается на основе обоснования и численного анализа зависимостей для определения скорости колебаний горного массива в различных направлениях от взрываемого блока.

Методология

Анализ литературных источников на предмет сейсмического воздействия массовых взрывов на окружающий массив горных пород, обоснование формул расчета и численные расчеты скорости колебаний массива в различных направлениях от взрываемого блока в изотропном и анизотропном сложноструктурном горном массиве, доказательство правомерности теоретических зависимостей.

Геометрия зоны сейсмического действия массового взрыва в изотропном горном массиве

Теоретическая формула для определения скорости колебаний при массовом взрыве имеет вид [15, 16]:

$$v(R) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_b d_3 c_1 v_1 v_2}{R \Phi \rho_m c_m (1 - v_1)(1 - v_2)} \cdot \left(1 - \frac{\mu_1 v_1}{1 - v_1}\right) K_1 K_2 K_3 K_4, \quad (1)$$

где D — скорость детонации; ρ_b — плотность заряжения; d_3 — диаметр заряда ВВ; c_1, c_m — скорость продольной волны в породе на участке между взрывом и охраняемым объектом и в массиве, в районе охраняемого объекта соответственно; v_1, v_2 — коэффициент Пуассона горной породы в районе взрыва и в районе объекта соответственно; μ_1 — коэффициент трения между отдельностями в массиве в районе взрыва; K_1 — показатель усиления действия взрыва перпендикулярно или параллельно одновременно взрываемой группе зарядов ВВ; K_2 — показатель усиления действия взрыва перпендикулярно или параллельно плоскостям рядов скважин за контуром отбойки при их КЗВ; K_3 — показатель усиления действия взрыва в зависимости от длины заряда ВВ; K_4 — коэффициент отдачи, указывающий, какая часть энергии передается в окружающий место взрыва массив; R — расстояние от крайних скважин блока; Φ — средний показатель трещиноватости массива между местом взрыва и охраняемым объектом; ρ_m — объемная масса горного массива в районе объекта.

Показатели усиления действия взрыва имеют вид [10, 15]:

- перпендикулярно и параллельно группе одновременно взрываваемых зарядов ВВ соответственно

$$K_{11} = \ln 2,7 [n - \mu_1 (n - 1)];$$

$$K_{12} = \ln 2,7 [n - 2\mu_1 (n - 1)]; \quad (2)$$

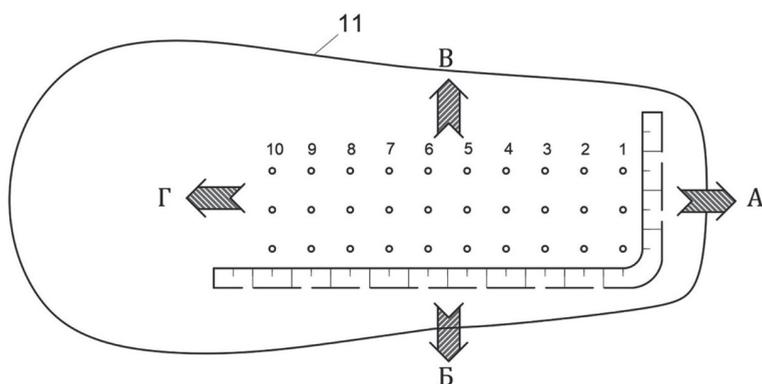


Рис. 1. Схема расположения взрывающего блока и линии одинаковых скоростей колебаний массива сейсмозрывными волнами: А, В, В, Г – направления сейсмического действия взрыва; 1–10 – последовательность короткозамедленного взрывания групп зарядов ВВ; 11 – линия одинаковых скоростей колебаний массива

Fig. 1. Layout of blasting block and lines of similar blast-induced seismic vibration velocities in rock mass: А, В, V and G – directions of seismic effects of blast; 1–10 – short-delay blasting sequence; 11 – line of similar blast-induced seismic vibration velocities in rock mass

• перпендикулярно и параллельно плоскостям рядов скважинных зарядов при их КЗВ соответственно

$$K_{21} = \ln(1,7N + 1); \quad (3)$$

$$K_{22} = \ln 2,7 \left[N - 2\mu_1(N - 1) \right];$$

• показатели K_3 и K_4 равны

$$K_3 = \ln 2,7 \left[\frac{l_3}{d_e} - 2\mu_1 \left(\frac{l_3}{d_e} - 1 \right) \right]; \quad (4)$$

$$K_4 = \left(1 - \sum_{i=1}^z \frac{a_i (n_i^* - 1)}{2\pi W_i} \right)^{0,5};$$

где в (2)–(4): n – число зарядов ВВ в одновременно взрываемой группе; N – число рядов скважин; a_i – расстояние между скважинами в ряду; n_i^* – число скважин, взаимодействующих при их одновременном взрыве; W_i – ЛНС; z – число открытых поверхностей вблизи взрывающей группы зарядов ВВ, l_3 – длина заряда ВВ в скважине, d_e – размер отдельности во взрываемом массиве.

Формулы для определения показателей действия взрыва K_1, K_2, K_3, K_4 в направлениях А, Б, В, Г (рис. 1) име-

ют различный вид, а значит различные численные значения благодаря особенностям физики процессов распространения и взаимодействия волн деформаций при мгновенном и короткозамедленном взрывании зарядов ВВ.

Рассмотрим каждое из направлений сейсмического действия взрыва А, Б, В, Г с определением показателей $K_1 - K_4$ применительно к конкретному блоку (рис. 1).

Определение показателей усиления действия взрыва K_1, K_2, K_3, K_4 в зонах А, Б, В, Г

Зона А. Показатель усиления действия взрыва перпендикулярно группе одновременно взрываемых зарядов при $n = 3, \mu_1 = 0,45$ согласно (2) равен $K_{11} = 1,74$.

Показатель усиления действия взрыва при КЗВ группы зарядов ВВ в направлении зоны А согласно (3) при $N = 1$ равен $K_{21} = 1$. Величина N принята равной 1 в связи с тем, что сейсмозрывные волны взрыва последующих групп зарядов отражаются от вновь образованного откоса уступа и зоны нарушения в райо-

не перебура скважин, так как КЗВ групп зарядов перемещается в направлении от зоны А.

Показатель усиления действия взрыва в зависимости от длины заряда ВВ в перебуре согласно (4) равен $K_3 = 1,26$, при $l_3 = 2,0$ м; $d_e = 0,5$ м. Считается, что энергия части заряда ВВ выше обрабатываемой подошвы уступа перераспределяется на выброс породы. Вклад в сейсмогенез дает заряд ВВ, находящийся в перебуре.

Коэффициент отдачи $K_4 = 1$, так как выброса породы от взрыва ВВ, находящегося в перебуре, не происходит, то есть $W \rightarrow \infty$ (см. формулу (4)).

Таким образом, коэффициент усиления действия взрыва в направлении зоны А составляет $K_{1-4} = K_1 K_2 K_3 K_4 = 2,19$.

Зона Б. $K_{12} = 1,17$; $K_{22} = 1$ при $N = 1$ (по линии, проходящей через группу 1 зарядов ВВ); $K_{22} = 1,64$ при $N = 10$ (по линии, проходящей через группу 10 зарядов ВВ); $K_3 = 1,26$ (на сейсмогенез влияет заряд ВВ в перебуре); $K_4 = 1$.

Коэффициент усиления действия взрыва напротив группы 1 зарядов ВВ $K_{1-4} = 1,47$; напротив группы 10 зарядов ВВ $K_{1-4} = 2,41$. В среднем $K_{1-4} = 1,94$.

Зона В. $K_{12} = 1,17$; $K_{22} = 1$ при $N = 1$; $K_{22} = 1,64$ при $N = 10$; $K_3 = 1,9$ (при $n = 8,0$ м; $d_e = 0,5$ м; $a = 0,45$); $K_4 = 0,82$ при $n = 3$; $a = W = 6$ м; $l_{заб} = 4$ м; $a = 8,0$ м.

Коэффициент усиления действия взрыва напротив группы 1 зарядов ВВ $K_{1-4} = 1,82$; напротив группы 10 зарядов ВВ $K_{1-4} = 2,99$. В среднем $K_{1-4} = 2,40$.

Зона Г. $K_{11} = 1,74$; $K_{21} = 2,89$; $K_3 = 1,9$; $K_4 = 0,63$. Коэффициент усиления действия взрыва $K_{1-4} = 6,02$.

На рис. 1 изображен взрываваемый блок с линией одинаковых скоростей колебаний в случае, если свойства массива горных пород (упругие и трещиноватость) одинаковы во всех направлениях А, Б, В, Г и интервал замедления составляет до 50 мс.

Численные расчеты

Фактическую скорость колебаний можно вычислить при следующих параметрах: $R = 500$ м; $D = 3,6 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_B = 0,85 \cdot 10^3$ кг/м³; $d_e = 0,25$ м; $c_1 = 5 \cdot 10^3$ м/с; $\mu_1 = 0,45$; $\nu_2 = 0,25$; $\Phi = 8$; $\nu_1 = 0,25$; $\rho_m = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³; $c_m = 1,7 \cdot 10^3$ м/с. Значения коэффициентов усиления действия взрыва: зона А — $K_{1-4} = 2,19$; зона Б — $K_{1-4} = 1,47$ и $2,41$; зона В — $K_{1-4} = 1,82$ и $2,99$; зона Г — $K_{1-4} = 6,02$. При использовании эмульсионных ВВ скорость детонации рекомендуется определять по формуле, полученной согласно [19]:

$$D = 1,74 Q_T^{0,5}, \quad (5)$$

где Q_T — теплота взрыва эмульсионного ВВ, Дж/кг.

Численные расчеты по формуле (1) на расстоянии 500 м от массового взрыва, при интервале замедления около 35 мс, дают скорость колебаний в зоне А $1,31 \cdot 10^{-2}$ м/с; в зоне Б $(0,88 - 1,44) \cdot 10^{-2}$ м/с; в зоне В $(1,09 - 1,79) \cdot 10^{-2}$ м/с; в зоне Г $3,60 \cdot 10^{-2}$ м/с.

Сравнение расчетных данных скорости колебаний $v(R) = (0,88 - 3,60) \cdot 10^{-2}$ м/с на расстоянии 500 м с фактическими [3] $v(R) = (0,24 - 5,20) \cdot 10^{-2}$ м/с при расстоянии 170—1000 м от взрываемого блока говорят о сходимости результатов расчетов и данных практики.

Расчетные значения скорости колебаний в различных направлениях от блока с расстоянием при параметрах, приведенных ранее, отражены на рис. 2.

Обоснование формулы и численные расчеты скорости сеймовзрывных колебаний в сложноструктурном горном массиве

В [15] приведена формула расчета скорости колебаний массива в зависимости от параметров массового взрыва и физико-технических свойств взры-

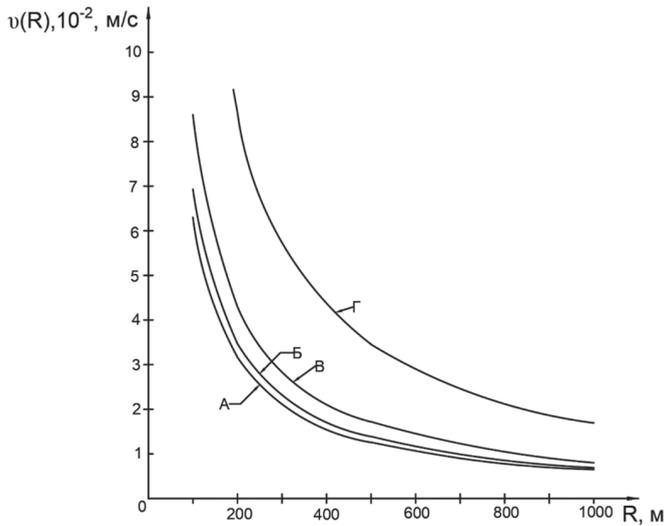


Рис. 2. Зависимость скорости колебаний массива $v(R)$ с расстоянием R в направлениях А, Б, В, Г от взрываемого блока

Fig. 2. Seismic vibration velocity v as function of distance R in directions A, B, V and G relative to blasting block

ваемого массива, а также массива, находящегося вблизи охраняемого объекта. Математический анализ формулы и рассмотрение физики процесса формирования и распространения сейсмозрывных волн позволили разработать формулу расчета скорости колебаний массива с расстоянием R_0 в сложноструктурном массиве (рис. 3):

$$v(R_0) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c_1 v_1 v_2}{R_0 \rho_M c_M (1-v_1)(1-v_2)} \cdot \left(1 - \frac{\mu_1 v_1}{1-v_1}\right) K_{1-4} \left(\frac{\Delta_1}{\Phi_1} + \frac{\Delta_2}{\Phi_2} + \frac{\Delta_3}{\Phi_3} + \frac{\Delta_4}{\Phi_4}\right), \quad (6)$$

где K_{1-4} — комплексный показатель усиления действия при массовом взрыве, приведен ранее; R_0 — расстояние от крайних скважин блока до объекта или рассматриваемой точки; $\Delta_1, \Delta_2, \Delta_3, \Delta_4$ — относительная ширина участков массива между местом взрыва и охраняемым объектом; $\Phi_1, \Phi_2, \Phi_3, \Phi_4$ — показатели трещиноватости массива на различных участках между местом взрыва и охраняемым сооружением.

$$\Delta_1 = \frac{r_1}{R_0}; \Delta_2 = \frac{r_2}{R_0}; \Delta_3 = \frac{r_3}{R_0}; \Delta_4 = \frac{r_4}{R_0}, \quad (7)$$

где r_1, r_2, r_3, r_4 — ширина участков массива с различной степенью трещиноватости.

Данная формула позволит определить скорость колебаний массива в районе объекта 5 (рис. 3).

Формулу (6) можно упростить, подставив в нее постоянные и мало влияющие численные значения параметров: $v_1 = v_2 = 0,25$; $\mu_1 = 0,45$. Тогда зависимость (6) можно изобразить в виде

$$v(R_0) = 2 \cdot 10^{-2} \frac{D\rho_B d_3 c_1}{R_0^2 \rho_M c_M} \cdot K_{1-4} \left(\frac{r_1}{\Phi_1} + \frac{r_2}{\Phi_2} + \frac{r_3}{\Phi_3} + \frac{r_4}{\Phi_4}\right). \quad (8)$$

В (8) основные параметры определяются по справочным материалам. Величину K_{1-4} при массовых взрывах на карьерах определяют в соответствии с выше приведенными исследованиями: $K_{1-4} = 2,4$ в сторону охраняемого объекта, $K_{1-4} = 1,94$ в противоположную

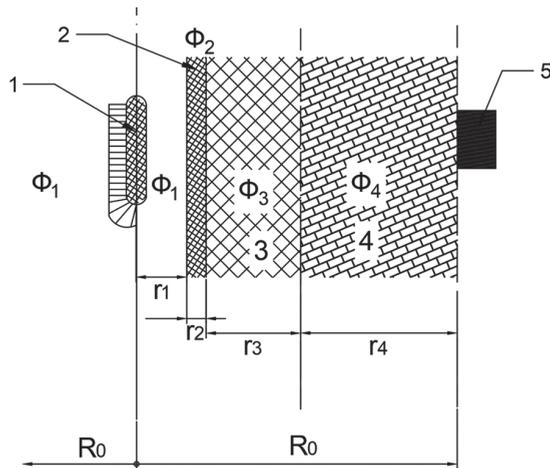


Рис. 3. Схема расположения участков сложноструктурного массива при проведении массового взрыва: 1 — взрываемый блок; 2 — тектонический разлом; 3, 4 — участки массива с различной степенью трещиноватости; 5 — охраняемый объект

Fig. 3. Large-scale blast pattern in structurally complex rock mass: 1—blasting block; 2—tectonic fault; 3, 4—different rates of jointing; 5—critical object

сторону. Показатель трещиноватости Φ массива равен 6–12 при изменении размера отдельности от 1,0 до 0,05 м. В сыпучем массиве величина Φ определяется пустотностью материала и изменяется с 58 до 667 при увеличении пустотности с 3% до 50% или при изменении коэффициента разрыхления с 1,03 до 1,5.

Проведем численные расчеты скорости колебания массива при проведении массового взрыва на карьере в различные стороны (рис. 3) при параметрах: $D = 3,6 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_b = 0,85 \cdot 10^3$ кг/м³; $d = 0,25$ м; $c_1 = 5 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_m = 2,2 \cdot 10^3$ кг/м³; $c_m = 2,5 \cdot 10^3$ м/с.

В направлении охраняемого объекта: $K_{1-4} = 2,4$; $r_1 = 20$ м; $\Phi_1 = 6$; $r_2 = 5$ м; $\Phi_2 = 90$; $r_3 = 100$ м; $\Phi_3 = 9$; $r_4 = 200$ м; $\Phi_4 = 12$; $R_0 = 325$ м. В противоположную сторону: $K_{1-4} = 1,94$; $\Phi = 6$; $R_0 = 325$ м.

Численные расчеты показывают, что скорость колебаний массива в районе охраняемого объекта равна $v(R_0) = 0,88 \cdot 10^{-2}$ м/с. В противоположной стороне на таком же расстоянии $v(R_0) = 1,4 \cdot 10^{-2}$ м/с. То есть в противоположную

сторону скорость колебаний массива будет примерно в 1,5 раза больше в связи с тем, что там находятся менее трещиноватые и более упругие породы. Охраняемый объект защищает тектонический разлом, а также участки 3 и 4 с более трещиноватыми горными породами (рис. 3). Факт снижения скорости колебаний в 1,1–1,5 раза при прохождении сейсмозрывных волн через зоны разлома подтверждается промышленными исследованиями, приведенными в [7].

Обсуждение результатов исследований

Правомерность (1) и (6) подтверждается тем, что с увеличением скорости детонации, плотности заряжения, диаметра заряда ВВ, числа скважин в группе, числа короткозамедленно взрываемых зарядов и длины зарядов ВВ скорость колебаний увеличивается, с увеличением нарушенности массива между взрывом и объектом скорость колебаний уменьшается, что доказано в работах [1, 2, 4, 5, 10, 15, 16]. Сравнение расчетных данных скорости колебаний по форму-

ле (1) $v(R) = (0,88 - 3,60) \cdot 10^{-2}$ м/с на расстоянии 500 м с фактическими [3] $v(R) = (0,24 - 5,20) \cdot 10^{-2}$ м/с при расстоянии 170–1000 м от взрываемого блока говорят о сходимости результатов расчетов и данных практики.

С уменьшением акустической жесткости массива (в формулах (1) и (6)) в районе охраняемого объекта скорость колебаний увеличивается. Данное утверждение согласуется с широкими промышленными исследованиями, проведенными в карьерном пространстве рудника «Железный» Ковдорского ГОКа [8, 17]. Там установлено, что с увеличением степени трещиноватости массива в точке наблюдения скорость колебаний массива увеличивается [8]. Это вполне логично, так как сильно трещиноватый массив хорошо поглощает энергию сейсмозрывных волн, преобразуя ее в перемещение поверхности. Мало трещиноватый массив лучше пропускает волны в точке наблюдения, что обеспечивает меньшую скорость колебаний массива.

Кроме того, численные расчеты по формуле (6) показывают, что скорость колебаний массива (после прохождения сейсмозрывных волн через трещиноватый массив с тектоническим разломом) равна $v(R_0) = 0,88 \cdot 10^{-2}$ м/с. В слабо нарушенном массиве на таком же расстоянии $v(R_0) = 1,4 \cdot 10^{-2}$ м/с. Факт снижения скорости колебаний в 1,1–1,5 раза при прохождении сейсмозрывных волн через зоны разлома подтверждается промышленными исследованиями, приведенными в [7].

В настоящее время каждое горное предприятие имеет геолого-структурную карту, на предприятии есть данные о физико-технических свойствах горных пород, что позволит уже на основе данных исследований оценивать интенсивность сейсмозрывных волн в различных направлениях от места взрыва. В случае, если объект находится в опас-

ной зоне по скорости колебаний, то можно использовать ряд рекомендаций по снижению сейсмического действия взрыва [1, 2, 5, 10, 15, 16]. То есть изменить последовательность КЗВ групп зарядов ВВ, перейти на тип ВВ с меньшей скоростью детонации, уменьшить диаметр скважин, увеличить интервал замедления, предварительно создать взрывом контурную щель, перейти к диагональным схемам взрывания и т.д. При этом важно отметить, что при использовании формул (1) и (6) можно численно определять степень снижения скорости сейсмозрывных колебаний.

Проведенные теоретические исследования требуют дальнейшего экспериментального подтверждения.

Заключение и направления дальнейших исследований

Анализ литературных источников, теоретические исследования, численные расчеты и сравнение их с данными практики позволяют сделать следующие выводы.

На основе теоретической формулы расчета скорости сейсмических колебаний при массовых взрывах на карьерах, которая учитывает параметры массового взрыва и физико-технические свойства изотропного массива горных пород, проведены численные расчеты в различных направлениях от взрываемого блока. Это позволило установить геометрию зоны сейсмического действия взрыва, зная которую, можно обеспечить снижение сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты.

Численными расчетами установлено, что максимальное сейсмическое действие взрыва находится в направлении КЗВ групп зарядов ВВ (зона Г), минимальное — в стороны, где имеются откосы уступа (зоны А и Б).

Обоснована и приведена формула для определения скорости сейсмозрывных

колебаний в сложноструктурном массиве. Численно установлено, что после прохождения нарушенного естественными трещинами и тектоническими разломами массива скорость колебаний существенно снижается. С другой стороны, с уменьшением акустической жесткости массива (ρ_m, c_m) в точке наблюдения (районе охраняемого объекта) скорость колебаний увеличивается. Изложенное подтверждается опытными данными различных авторов и говорит о правдивости приведенной формулы.

Формулу определения скорости колебаний можно использовать для оценки влияния искусственно и естественно нарушенного массива горных пород на интенсивность сейсмозрывного воздей-

ствия на охраняемые объекты при ведении взрывных работ в карьерах и рудниках. Для подтверждения достоверности формул необходимо ее опытная проверка при открытой и подземной геотехнологии.

Перспективным направлением является исследование влияния контурной щели, закладочного массива или выработанного пространства на скорость сейсмозрывных колебаний при ведении взрывных работ на карьерах и в рудниках.

Настоящие исследования можно использовать для разработки правил ведения взрывных работ с целью снижения сейсмического действия массовых взрывов на охраняемые объекты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976. — 270 с.
2. Кутузов Б. Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. — М.: Изд-во «Горная книга», Изд-во МГГУ, 2009. — 670 с.
3. Совмен В. К., Кутузов Б. Н., Марьясов А. Л., Эквист Б. В., Токаренко А. В. Сейсмическая безопасность при взрывных работах. — М.: Изд-во «Горная книга», 2002. — 228 с.
4. Цейтлин Я. И., Смолий Н. И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов. — М.: Недра, 1981. — 192 с.
5. Тюпин В. Н., Анисимов В. Н. Разработка методов сохранения устойчивости открытых поверхностей трещиноватых горных массивов при проведении массовых взрывов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 4. — С. 53–62. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-53-62.
6. Адушкин В. В., Анисимов В. Н. Геодинамическая и геоэкологическая безопасность и пути ее реализации в регионе КМА / Проблемы природопользования и экологическая ситуация в Европейской России и на сопредельных территориях. Материалы VII Международной научной конференции (памяти проф. Петина А.Н.). — Белгород: Изд-во «Политерра», 2017. — С. 13–20.
7. Ляшенко В. И., Дудченко А. Х. Сейсмобезопасная технология подземной разработки урановых месторождений // Безопасность труда в промышленности. — 2012. — № 5. — С. 34–40.
8. 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.
9. Коршунов Г. И., Бульбашева И. А., Афанасьев П. И. Исследование сейсмического воздействия на линии электропередач при ведении взрывных работ // Безопасность труда в промышленности. — 2019. — № 4. — С. 39–43.
10. Тюпин В. Н., Хаустов В. В. Зависимость геомеханического состояния трещиноватого массива от интервала замедления в зоне сейсмического действия массовых взрывов //

Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 2. — С. 45–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.

11. Белин В. А., Холодилов А. Н., Господариков А. П. Методические основы прогнозирования сейсмического действия массовых взрывов // Горный журнал. — 2017. — № 2. — С. 66–68.

12. Kumar R., Choudhury D., Bhargava K. Determination of blast-induced ground vibration equations for rocks using mechanical and geological properties // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2016, vol. 8, no. 3, pp. 341–349. DOI: 10.1016/j.jrmge.2015.10.009.

13. Gui Y. L., Zhao Z. Y., Jayasinghe L. B., Zhou H. Y., Goh A. T. C., Tao M. Blast wave induced spatial variation of ground vibration considering field geological conditions // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2018, vol. 101, pp. 63–68. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2017.11.016.

14. Li J. C., Li N. N., Chai S. B., Li H. B. Analytical study of ground motion caused by seismic wave propagation across faulted rock masses // International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics. 2017, vol. 42, no. 1, pp. 95–109. DOI: 10.1002/nag.2716.

15. Туупин В. Н. Geomechanical behavior of jointed rock mass in the large-scale blast impact zone // Eurasian Mining. 2020, no. 2, pp. 11–14. DOI: 10.17580/em.2020.02.03.

16. Тюпин В. Н. Определение безопасных расстояний при проведении массовых взрывов вблизи выработанного пространства в трещиноватых горных массивах // Взрывное дело. — 2019. — № 122/79. — С. 180–194.

17. Игнатенко И. М., Яницкий Е. Б., Дунаев В. А., Кабелко С. Г. Трещиноватость породного массива в карьере рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. — 2019. — № 10. — С. 11–15. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.01.

18. Серый С. С., Агарков И. Б., Коновалов А. В., Агарков Н. Б. Дистанционная оценка ориентировки трещин в откосах уступов карьера с использованием лазерного сканера // Маркшейдерия и недропользование. — 2016. — № 3(83). — С. 54–57.

19. Баум Ф. А., Орленко Л. П., Станюкович К. П., Челышев В. П., Шехтер Б. И. Физика взрыва. — М.: Наука, 1975. — 704 с. **МИАБ**

REFERENCES

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

2. Kutuzov B. N. *Bezopasnost' vzryvnykh rabot v gornom dele i promyshlennosti* [Safety of blasting operations in mining and industry], Moscow, Izd-vo «Gornaya kniga», Izd-vo MGGU, 2009, 670 p.

3. Sovmen V. K., Kutuzov B. N., Mar'yasov A. L., Ekvist B. V., Tokarenko A. V. *Seysmicheskaya bezopasnost' pri vzryvnykh rabotakh* [Seismic safety in blasting operations], Moscow, Izd-vo «Gornaya kniga», 2002, 228 p.

4. Tseytlin Ya. I., Smoliy N. I. *Seysmicheskie i udarnye vozdushnye volny promyshlennykh vzryvov* [Seismic and shock air waves of industrial explosions], Moscow, Nedra, 1981, 192 p.

5. Туупин В. Н., Анисимов В. Н. Methods of stability retention of exposed rock surfaces in fractured rock mass under large-scale blasting. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019, no. 4, pp. 53–62. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-53-62.

6. Adushkin V. V., Anisimov V. N. Geodynamic and geocological safety and ways of its implementation in the KMA region. *Problemy prirodopol'zovaniya i ekologicheskaya situatsiya v Evropeyskoy Rossii i na sopredel'nykh territoriyakh. Materialy VII Mezhdunarodnoy nauchnoy konferentsii (pamyati prof. Petina A.N.)* [Problems of nature management and the ecological situation in European Russia and adjacent Territories: Materials of the VII International Scientific Conference (in memory of prof. Petina A.N.)], Belgorod: Izd-vo «Politerra», 2017, pp. 13–20. [In Russ].

7. Lyashenko V. I., Dudchenko A. Kh. Seysmobeзопасnaya tekhnologiya underground development of uranium deposits. *Occupational Safety in Industry*. 2012, no. 5, pp. 34 – 40. [In Russ].
8. Alenichev I. A. Rock mass response to dynamic effect of blasting in the area of open pit mine. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. 7, pp. 189 – 195. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-7-0-189-195.
9. Korshunov G. I., Bulbasheva I. A., Afanasyev P. I. Investigation of seismic effects on power lines during blasting. *Occupational Safety in Industry*. 2019, no. 4, pp. 39 – 43. [In Russ].
10. Tyupin V. N., Khaustov V. V. Geomechanical behavior of jointed rock mass versus delay interval in seismic load zone of large-scale blasts. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 2, pp. 45 – 54. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.
11. Belin V. A., Kholodilov A. N., Gospodarikov A. P. Methodological bases for forecasting the seismic effect of mass explosions. *Gornyi Zhurnal*. 2017, no. 2, pp. 66 – 68. [In Russ].
12. Kumar R., Choudhury D., Bhargava K. Determination of blast-induced ground vibration equations for rocks using mechanical and geological properties. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2016, vol. 8, no. 3, pp. 341 – 349. DOI: 10.1016/j.jrmge.2015.10.009.
13. Gui Y. L., Zhao Z. Y., Jayasinghe L. B., Zhou H. Y., Goh A. T. C., Tao M. Blast wave induced spatial variation of ground vibration considering field geological conditions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018, vol. 101, pp. 63 – 68. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2017.11.016.
14. Li J. C., Li N. N., Chai S. B., Li H. B. Analytical study of ground motion caused by seismic wave propagation across faulted rock masses. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. 2017, vol. 42, no. 1, pp. 95 – 109. DOI: 10.1002/nag.2716.
15. Tyupin V. N. Geomechanical behavior of jointed rock mass in the large-scale blast impact zone. *Eurasian Mining*. 2020, no. 2, pp. 11 – 14. DOI: 10.17580/em.2020.02.03.
16. Tyupin V. N. Determination of safe distances when conducting mass explosions near the developed space in fractured mountain massifs. *Explosion technology*. 2019, no. 122/79, pp. 180 – 194. [In Russ].
17. Ignatenko I. M., Yanitsky E. B., Dunaev V. A., Kabelko S. G. Fracturing of the rock mass in the quarry of the Zhelezny mine of JSC Kovdorsky GOK. *Gornyi Zhurnal*. 2019, no. 10, pp. 11 – 15. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.01.
18. Seriy S. S., Agarkov I. B., Konovalov A. V., Agarkov N. B. Remote assessment of the orientation of cracks in the slopes of the ledges of a quarry using a laser scanner. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2016, no. 3(83), pp. 54–57. [In Russ].
19. Baum F. A., Orlenko L. P., Stanyukovich K. P., Chelyshev V. P., Shekhter B. I. *Fizika vzryva* [Physics of explosion], Moscow, Nauka, 1975, 704 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРЕ

Тюпин Владимир Николаевич – д-р техн. наук, профессор, ведущий научный сотрудник, e-mail: tyupinvn@mail.ru, Белгородский государственный национальный исследовательский университет.

INFORMATION ABOUT THE AUTHOR

V.N. Tyupin, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Leading Researcher, e-mail: tyupinvn@mail.ru, Belgorod State National Research University, 308015, Belgorod, Russia.

Получена редакцией 28.02.2021; получена после рецензии 24.05.2021; принята к печати 10.11.2021.
Received by the editors 28.02.2021; received after the review 24.05.2021; accepted for printing 10.11.2021.