

Инженерная методика оперативной оценки сейсмозрывного воздействия на законтурный массив в карьере

С.А. Козырев✉, Е.А. Власова, Е.А. Усачев

Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация
✉ s.kozyrev@ksc.ru

Резюме: С целью определения сейсмического воздействия массовых взрывов на непосредственно прилегающий к иницируемому блоку массив горных пород были проведены замеры скорости смещения грунта в ближней зоне действия взрыва на различных участках карьера «Железный» АО «Ковдорский ГОК». По степени реакции массива на динамические воздействия произведено районирование карьера по глубине. Выделены три области сейсмичности, для которых получены эмпирические зависимости изменения скорости смещения от приведенного расстояния и соответствующие коэффициенты сейсмичности и затухания. По ним рассчитаны размеры зоны наведенной трещиноватости относительно допустимой скорости смещения. Средний размер отдельности пород увеличивается с глубиной карьера: сначала резко (от 0,22 до 1,19 м) в интервале 0–150 м от дневной поверхности, затем постепенно (от 1,19 до 1,4 м) до глубины 450 м, а глубже стабилизируется на уровне 1,4–1,5 м, что и дает различие в размерах зон наведенной трещиноватости. Разработана инженерная методика оперативной оценки сейсмозрывного воздействия на законтурный массив при производстве взрывных работ в карьере для расчета ширины зон заколов, трещинообразования в тыльную часть массива и зон проявления наведенной трещиноватости. Расчет на стадии проектирования позволяет подобрать параметры взрывания, обеспечивающие минимизацию сейсмического воздействия на законтурный массив. Для оперативного расчета положения границ разрушения в тыльную часть массива при взрыве скважин разработана компьютерная программа. Полученные расчетные значения хорошо согласуются с ранее полученными данными моделирования и практики.

Ключевые слова: карьер, взрывчатые вещества, скважинные заряды, массовый взрыв, сейсмическое действие взрывов, устойчивость уступов

Для цитирования: Козырев С.А., Власова Е.А., Усачев Е.А. Инженерная методика оперативной оценки сейсмозрывного воздействия на законтурный массив в карьере. *Горная промышленность*. 2024;(5):66–73. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-5-66-73>

Engineering methodology for operative assessment of seismic blast impact in the boundary rock mass in open pits

S.A. Kozyrev✉, E.A. Vlasova, E.A. Usashev

Mining Institute of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation
✉ s.kozyrev@ksc.ru

Abstract: In order to assess the seismic impact of large-scale blasts on the rock mass immediately adjacent to the blasted block, measurements of the ground displacement rate in the near zone of the blast action were carried out in various sections of the Zhelezny open pit mine of the Kovdorsky GOK JSC. According to the degree of the the rock mass response to dynamic impacts, the open pit was zoned depth-wise. Three areas of seismicity were identified, for which empirical dependences of the change in the displacement rate on the reduced distance and the corresponding coefficients of seismicity and attenuation were obtained. The sizes of the induced fracture zone were calculated using these dependences in relation to the permissible displacement rate. The average size of the jointed rocks increases with the depth of the open pit: it starts sharply (from 0.22 to 1.19 m) within the interval of 0-150 m from the day surface, then continues gradually (from 1.19 to 1.4 m) down to the depth of 450 m, and deeper stabilizes at the level of 1.4-1.5 m, which gives the difference in the size of the induced fracture zones. An engineering methodology was developed for operational assessment of the seismic blast impact on the boundary rock mass during blasting operations in open pits to calculate the width of the cutter break zones, fracturing into the rear part of the rock mass and zones of induced fracturing. Calculations at the design stage allow selecting blasting parameters that minimize the seismic impact on the boundary rock mass. A software program has been developed for operative calculation of the fracture boundaries position in the rear part of the rock massif during borehole blasts. The obtained calculated values are in good conformity with the previously obtained modeling and application data.

Keywords: Open pit, explosives, borehole charges, large-scale blast, seismic blast effect, bench stability

For citation: Kozyrev S.A., Vlasova E.A., Usashev E.A. Engineering methodology for operative assessment of seismic blast impact in the boundary rock mass in open pits. *Russian Mining Industry*. 2024;(5):66–73. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-5-66-73>

Введение

Горнодобывающая промышленность в настоящее время претерпевает значительные изменения: повышаются требования к производительности технологических процессов, промышленной безопасности, охране окружающей среды. Взрывные работы – важнейший процесс горной технологии, от которого зависят последующие процессы добычи и переработки полезного ископаемого. Совершенствование технологии ведения взрывных работ для управления дробящим и сейсмическим воздействием по-прежнему актуально. Необходимость поддержания постоянного качества добываемой руды заставляет прибегать к помощи полевых экспериментов, подготовить и провести которые все труднее и труднее или даже невозможно. Численное моделирование становится важным инструментом для прогнозирования взаимодействия горной породы и взрывчатых веществ.

Особенности моделирования процесса разрушения горных пород взрывом

Под действием взрыва в массиве горных пород образуются зоны дробления (полного разрушения); заколов (перемещения); остаточных деформаций (мелких трещин) и микротрещин (сотрясения).

Зона дробления характеризуется полным разрушением горных пород на отдельные куски разных размеров. Параметры этой зоны зависят от размеров взрываемого блока и густоты расположения в нем взрывных скважин. Последующие зоны находятся за пределами блока в массиве.

Зона заколов начинается от бровки уступа и характеризуется интенсивной нарушенностью сплошности массива с образованием трещин (заколов), по которым смещаются отдельные блоки относительно друг друга. Прочность массива здесь снижается в десятки раз. Размеры этой зоны колеблются в пределах от нескольких метров до 10 и более. К зоне заколов примыкает зона остаточных деформаций, в которой формируются мелкие трещины с незначительными смещениями блоков горных пород. В результате сцепление пород уменьшается на 20–50%, силы трения по ослабленным поверхностям значительно снижаются. Ширина зоны может достигать десятков метров.

Зона сотрясений характеризуется развитием микротрещин и упругих колебаний, которые интенсивно затухают на расстоянии 65–80 м от места взрыва. Микротрещиноватость ослабляет массив, а упругие колебания при отдельных условиях могут оказывать отрицательное влияние на устойчивость откосов уступов, расположенных выше и ниже взрываемого блока.

Размеры зон взаимосвязаны и определяют границы структурного ослабления массива, в которых заметно изменяются его деформационно-прочностные характеристики и проницаемость. Размеры зависят от многих факторов, главные из них – количество одновременно врывающегося взрывчатого вещества (ВВ), структурно-тектонические особенности массива, прочностные свойства горных пород и параметры буровзрывных работ.

В условиях крупномасштабных горных работ в карьере рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» при разработке мероприятий по обеспечению длительной устойчивости уступов и бортов карьеров, особенно при постановке их в предельное положение, знание размеров этих зон позволит обосновать ширину приконтурных блоков и степень их нарушенности.

Прогнозирование результатов взрыва является очень сложной задачей. Математически она решается системами дифференциальных уравнений при наличии начальных и граничных условий. К настоящему времени выполнен большой объем исследований и разработано множество математических моделей разрушения, среди которых можно выделить модели: Е.И. Шемякина, В.В. Адушкина, В.Н. Родионова, В.А. Боровикова, И.Ф. Ванягина, М.Г. Менжулина, Н.Н. Казакова, Г.М. Крюкова, А.И. Шера и многих других. Единого представления о механизме разрушения среды до сих пор нет, что связано главным образом с многообразием, сложностью и скоротечностью явлений, сопровождающих взрыв [1–8]. Следует отметить, что указанные модели предназначены для расчета параметров волн напряжений в безграничном массиве при камуфлетном взрывании удлиненного заряда и не позволяют проследить всю динамику процесса при взрыве. Поэтому они не нашли широкого применения в практике ведения взрывных работ.

Решение задачи прогнозирования возможно численными методами. Вручную посчитать задачи не представляется возможным. Для расчета параметров взрывных работ и прогнозирования их результатов применяют численное моделирование с использованием компьютерных программ. Программное обеспечение способно выполнить моделирование взрыва, сделать расчет работы взрыва, прогнозировать смещение горной массы, гранулометрический состав, выход и количество негабаритов, оценить сейсмическое воздействие.

На сегодняшний день существует не так много верифицированных программных продуктов, позволяющих с высокой степенью достоверности моделировать процессы, происходящие при взрыве. Известным разработчиком программных решений является компания Ansys с программными продуктами LS-Dyna и Autodyn, которые позволяют моделировать весь процесс взрыва: детонацию заряда, расширение зарядной полости, истечение продуктов детонации, механическое взаимодействие продуктов детонации со средой, формирование и распространение ударных волн и волн напряжений в твердой среде, разрушение среды, сдвигание разрушенного материала и его фрагментацию¹.

Компания MineExcellence (Австралия) – разработчик программных технологий для буровзрывных работ – также декларирует варианты решения проблем, возникающих во время производства взрывных работ: управление разлётом горной массы и гранулометрическим составом, определе-

¹ Ansys inc. Autodyn. Explicit software for non-linear dynamics: theory manual. Ansys inc.; 2005. 235 p.; Dale Preece Использование ANSYS Autodyn для оптимизации процесса взрывных работ в горной промышленности. ANSYS Advantage. Русская редакция инж.-техн. журн. / учредитель ЗАО «КАДФЕМ Си-Ай-Эс». 2010. №14. С. 13–14.

ние сейсмического эффекта взрыва и направления распространения взрывных волн ².

Из современных технологических решений можно выделить имитационную модель I-Blast Thierry Bernard Technologie (Франция) [9]. В модели используется численный метод расчёта – генетический алгоритм в сочетании с методом дискретных элементов. Задача решается в динамической постановке, результатом является модель взрыва в развале, которую можно оценить до реального взрыва.

Несмотря на широкие возможности программных продуктов они требуют больших навыков работы с ними и наличия компьютерных систем, что не всегда доступно промышленному сектору и не позволяет на стадии проектирования оценить все варианты взрывания. Работа по расчёту рациональных параметров БВР осложняется тем, что необходимо учитывать всё многообразие горно-геологических и горнотехнических условий. Поэтому для практиков необходимо иметь инженерные методики, позволяющие оперативно оценивать воздействие взрыва на массив горных пород в реальных условиях.

Для инженерных расчетов наиболее распространенной моделью по оценке зон разрушения вокруг удлиненного скважинного заряда является модель Holmberg and Persson (H&P) [10; 11], в которой учитывается геометрия расположения заряда относительно точки наблюдения, а оценка зон разрушения производится по критическим скоростям смещения, характерным для рассматриваемых горных пород (рис. 1).

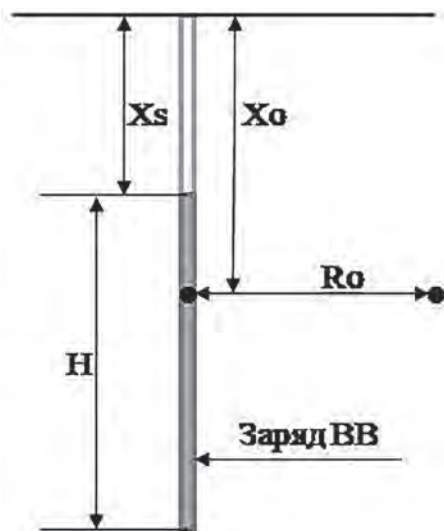


Рис. 1
Схема расчета скоростей смещения в исследуемой точке относительно конструкции заряда

Fig. 1
A calculation pattern of displacement velocities at the investigated point relative to the charge design

Общая зависимость определения скорости смещения *PPV* исходя из модели Holmberg and Persson выглядит следующим образом:

$$PPV = K \left[\left(\frac{P}{R_0} \right) \cdot \left(\arctan \left(\frac{H + X_s - X_o}{R_0} \right) + \arctan \left(\frac{X_o - X_s}{R_0} \right) \right) \right]^a \quad (1)$$

где *K* – коэффициент грунтовых условий, зависящий от свойств пород в точке исследования и от типа ВВ; *a* – показатель степени затухания колебаний; *P* – вместимость ВВ

в погонном метре скважины, кг; *R₀* – расстояние от источника колебаний до исследуемой точки в плане, м; *H* – длина заряда ВВ, м; *X_s* – длина забойки, м; *X_o* – глубина расположения исследуемой точки, м.

Критическую скорость смещения *PPV_{crit}* рассчитывают по зависимости:

$$PPV_{crit} = \frac{\sigma_t V_p}{E}, \text{ мм/с} \quad (2)$$

где *σ_t* – предел прочности горной породы на растяжение, МПа; *V_p* – скорость распространения продольных волн, м/с; *E* – модуль Юнга, ГПа.

О характере разрушения вокруг заряда судят по величине скорости смещения в рассматриваемой точке. При скорости смещения больше 4000 мм/с (8 *PPV_{crit}*) считается зона раздавливания, при скорости от 1000 до 4000 мм/с (4 *PPV_{crit}*) – зона интенсивного дробления, при *PPV_{crit}* – граница зоны развития радиальных трещин.

Данная модель также предназначена для расчета скоростей смещения при взрыве в безграничном массиве и требует экспериментальным путем определять коэффициент грунтовых условий *K* и показатель степени затухания колебаний *a* для реальных условий.

Из отечественных моделей для инженерных расчетов наиболее известна модель М.И. Шуйфера и Е.А. Азарковича [12], в которой критериями разрушения являются критическая и допустимая скорости смещения в волне сжатия. Отличительной особенностью данной модели является то, что она позволяет рассчитывать радиусы трещинообразования на уровне торцов и середины заряда, а также для точек у свободной поверхности заряда при различной его длине на основе экспериментальных данных, что соответствует реальным условиям взрывания. Зная размеры этих зон, можно прогнозировать линию отрыва и заколов, а следовательно, точнее подойти к обоснованию сетки скважин по сравнению с принятой формой зоны дробления для отдельного заряда в виде вертикального полуцилиндра. Поэтому нами за основу при определении ширины зоны трещинообразования и заколов в законтурном массиве принят методический подход, предложенный М.И. Шуйфером и А.Е. Азарковичем.

Методика расчета ширины зоны заколов и интенсивного разрушения

Радиус зоны заколов и трещинообразования от взрыва одиночного скважинного заряда определяется по преобразованной в [12] к единому виду зависимости:

$$r = \frac{C \cdot d}{\sqrt{1,27 \cdot \left(\frac{V_{кр}}{\alpha_1 \alpha_2} \right)^{1,5} / \rho \cdot \varepsilon}} \quad (3)$$

где *r* – радиус зоны разрушения, м; *C* – коэффициент, учитывающий глубину рассматриваемой точки от взрываемого заряда: вглубь по оси заряда *C* = 0,7; на уровне торца заряда *C* = 1,0; на уровне середины заряда *C* = 1,2; на уровне верхней части заряда *C* = 1,1; на уровне дневной поверхности *C* = 1,3; *d* – диаметр заряда, м; *V_{кр}* – критическая скорость смещения в волне сжатия, при которой происходит разрушение массива с учетом категорий пород по трещиноватости и коэффициента структурного ослабления; *α₁* – показатель затухания скорости смещения от глубины

² <https://www.mineexcellence.com>

расположения точки от заряда (на уровне торца и вглубь по оси заряда $\alpha_1 = 0,125$; на уровне середины заряда $\alpha_1 = 0,25$; на уровне верхнего торца заряда $\alpha_1 = 0,375$; на уровне дневной поверхности $\alpha_1 = 0,8$); α_2 – коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей (при двух поверхностях $\alpha_2 = 1$, при одной $\alpha_2 = 1,5$); ρ – плотность заряжения, кг/м³; ε – коэффициент, зависящий от вида ВВ: для граммонита 79/21 – 1, для эмультивов – 0,85.

Критическую скорость смещения в волне сжатия $V_{кр}$, при которой происходит разрушение массива, следует рассчитывать по зависимости, предложенной Ф.М. Ляховицким [13]:

$$V_{кр} = \frac{\kappa_p \cdot C_p}{140} \cdot \frac{\kappa_d}{\kappa_{мо}} \cdot \left(\frac{1 - 2\mu}{1 - \mu} \right)^2 \quad (4)$$

где κ_p – отношение предела прочности горной породы на растяжение к пределу прочности на сжатие; C_p – скорость распространения продольных волн в массиве горных пород, м/с; κ_d – коэффициент динамичности (увеличение предела прочности горной породы на растяжение при динамических нагрузках. Для скальных горных пород $\kappa_d = 1,5$);

$\kappa_{мо}$ – коэффициент ослабления, учитывающий степень раскрытия трещин для различных категорий пород по трещиноватости (табл. 1); μ – коэффициент Пуассона.

По зависимости (4) рассчитаны критические скорости смещения для горных пород Ковдорского месторождения (табл. 2) в зависимости от категории по трещиноватости с учетом коэффициента структурного ослабления (см. табл. 1). Прочностные и динамические характеристики пород приведены по данным лаборатории геомеханики Горного института КНЦ РАН.

Для оперативного расчета положения границ заколов и трещинообразования в тыльную часть массива при взрыве скважин разработана компьютерная программа. Порядок расчетов по программе.

1. Выбираются тип руды или породы, категория пород по трещиноватости и критическая скорость смещения.
2. Задаются диаметр скважин и плотность заряжения.
3. Производится расчет.
4. Программа автоматически отрисовывает положение границ заколов и трещинообразования в тыльную часть массива на различных высотных уровнях от взрываемого заряда (рис. 2).

Таблица 1
Величина коэффициента структурного ослабления в зависимости от категории пород по трещиноватости и степени раскрытия трещин по [2]

Категория трещиноватости	Средний размер блока, см	Коэффициент ослабления при ширине раскрытия трещин, см					
		< 0,05	0,05–0,1	0,1–0,2	0,2–0,5	0,5–1,0	1,5
III	50–100	1	1	1,5	2	3	6
IV	100–150	1	1	1	1,5	2	3
V	150–350	1	1	1	1	1,5	2
> 3м	300–500	1	1	1	1	1	1,5

Table 1
The value of the structural weakening factor depending on the fracture category of the rocks and the degree of fracture opening according to [2]

Таблица 2
Критические скорости смещения для различных категорий пород по трещиноватости с учетом коэффициента структурного ослабления (см. табл. 1)

Порода	Плотность, кг/м ³	Скорость продольной волны, C_p , м/с	Скорость поперечной волны, C_s , м/с	Коэффициент Пуассона, μ , ед.	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Модуль Юнга, МПа $E \cdot 10^4$	Критическая скорость для сплошного массива, м/с	Критическая скорость смещения для различных категорий пород по трещиноватости с учетом коэффициента структурного ослабления, м/с			
									III	IV	V	> 3м
Фениты	2800	5262	3108	0,17	167	10,2	7,42	1,44	0,86	1,15	1,29	1,44
Оливиниты		6150	3610	0,22	105	9,5		1,78	1,07	1,42	1,6	1,78
Ийолиты	2950	5652	3269	0,19	152	10,3	8,83	1,6	0,96	1,28	1,44	1,6
Пироксениты	2870	5114	2891	0,2	114	8,2	7,39	1,47	0,88	1,17	1,32	1,47
Карбонатиты	2918	5063	2918	0,19	70	5,5	4,88	1,65	0,99	1,32	1,48	1,65
Гнейсы		5140	2950	0,25	164	7,6		1,14	0,68	0,91	1,03	1,14
Слюдит	2890	4830		0,24	68	5,7	4,9	1,34	0,8	1,07	1,21	1,34
Кальцит-форстерит-магнетитовая руда	3870	4330	2740	0,16	84	6,5		1,56	0,94	1,25	1,4	1,56
Форстерит-магнетитовая руда	3740	5476	3049	0,23	105	6	9,92	1,09	0,65	0,87	0,98	1,09
Апатит-кальцит-магнетитовая руда	3260	5029	2817	0,22	80,5	5,7	7,42	1,24	0,74	1,0	1,12	1,24
Апатит-форстерит-магнетитовая руда	3770	5110	2892	0,21	100	6,3	8,94	1,24	0,74	1,0	1,12	1,24

Table 2
Critical displacement velocities for different rock fracture categories with account of the structural weakening factor (Table 1)

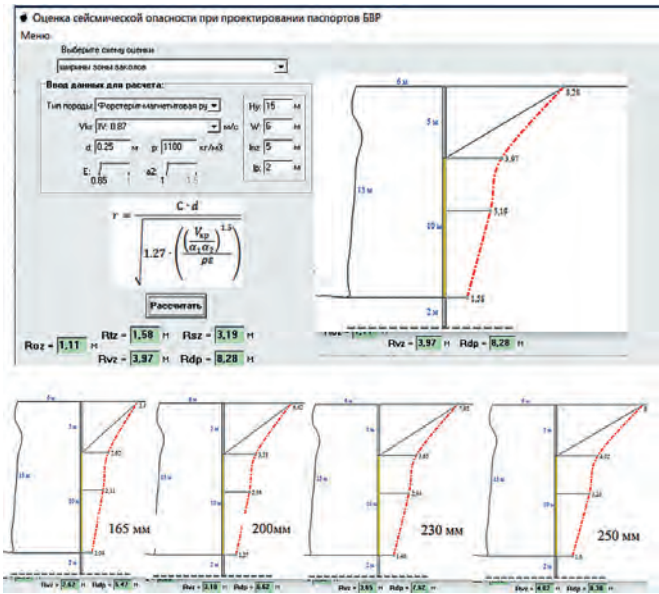


Рис. 2
Программа расчета положения границ заколов и трещинообразования в тыльную часть массива при взрыве скважин различного диаметра

Fig. 2
A software program to calculate the position of cutter break boundaries and fracturing towards the rear part of the rock mass when blasting boreholes of different sizes

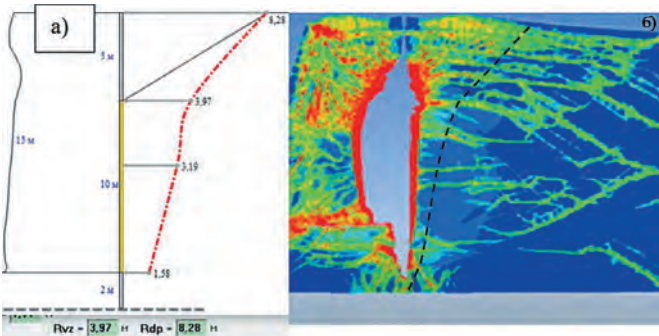


Рис. 3
Расчетные (а) положения границ заколов и трещинообразования (пунктирная линия) в тыльную часть массива на различных высотных уровнях от взрываемого заряда и результаты математического моделирования (б) при взрыве скважинного заряда диаметром 250 мм в форстерит-магнетитовой руде IV категории по трещиноватости

Fig. 3
Calculated (a) positions of the cutter break and fracture boundaries (dotted line) towards the rear part of the rock mass at different elevations from the blast charge and the results of mathematical modeling (b) of blasting a 250 mm borehole charge in a forsterite-magnetite ore of fracture category IV

Полученные расчетные значения хорошо согласуются с данными математического моделирования (рис. 3). Моделирование производилось в программном продукте Ansys Autodyn, с помощью которого нами уже решались задачи взрывного дела [14; 15].

Положение границы зоны заколов и трещинообразования (пунктирная линия) принималось таким, когда в этой

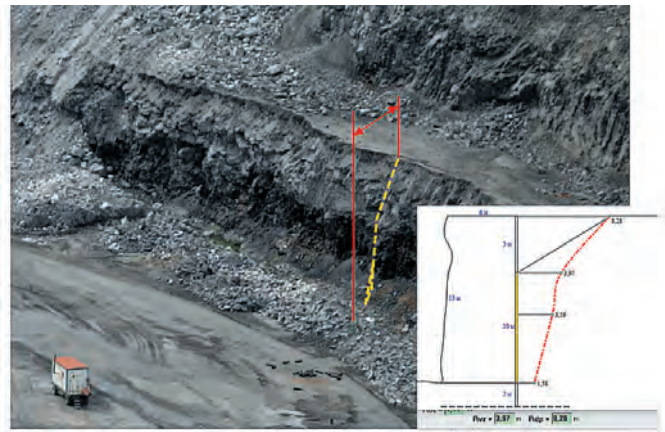


Рис. 4
Фактическое положение линии отрыва

Fig. 4
The actual position of the break line

зоне степень нарушенности массива достигала более 50% по шкале нарушений. Эту же линию можно принять и как линию отрыва, что хорошо согласуется с данными практики (рис. 4).

Методика расчета зон проявления наведенной трещиноватости в прилегающем массиве горных пород при производстве массовых взрывов

К зоне заколов примыкает зона наведенной трещиноватости. Размеры этих зон взаимосвязаны и определяют границы структурного ослабления массивов, в которых заметно изменяются его деформационно-прочностные характеристики. В результате этого сцепление пород уменьшается на 20–50%, силы трения по ослабленным поверхностям значительно снижаются. Ширина зоны может достигать нескольких десятков метров. При применении технологии щадящего взрывания при постановке бортов карьера в конечном положении ширина приконтурных блоков должна соответствовать радиусу зоны проявления наведенной трещиноватости в прилегающем массиве горных пород от взрывов зарядов дробления. Поэтому определение размера этой зоны является необходимым условием при постановке уступов в предельное положение. Существующие подходы к определению этих зон являются весьма ориентировочными и не учитывают глубину расположения взрываемого заряда, а зона разупрочнения принимается одинаковой по всей высоте уступа [7].

Основной причиной разупрочнения породного массива при взрыве является сейсмозрывное воздействие, интенсивность которого принято оценивать величиной скорости смещения породы в рассматриваемой точке на определенном удалении от заряда.

Наиболее объективными являются результаты, полученные с помощью сейсмоизмерений в ближней зоне действия взрыва в различных зонах карьера. В качестве критерия оценки зоны наведенной трещиноватости в ближней зоне принимаются допустимые скорости смещения в зависимости от категории пород по трещиноватости во взрываемом блоке, которые, как правило, составляют половину от критической скорости (см. табл. 2).

С целью определения сейсмического воздействия массовых взрывов на непосредственно прилегающий к инициируемому блоку массив горных пород были проведены замеры скорости смещения грунта в ближней зоне действия

взрыва на различных участках по глубине карьера. Карьер по глубине был разделен на три области. Первая область – верхняя часть карьера (+300 м / +100 м), вторая область – средняя часть карьера (+100 м / -100 м) и третья область – нижняя часть (-100 м / -300 м).

Для указанных областей были рассчитаны и построены зависимости скорости смещения от приведенного расстояния (рис. 5) и получены соответствующие коэффициенты сейсмичности и затухания для каждой области.

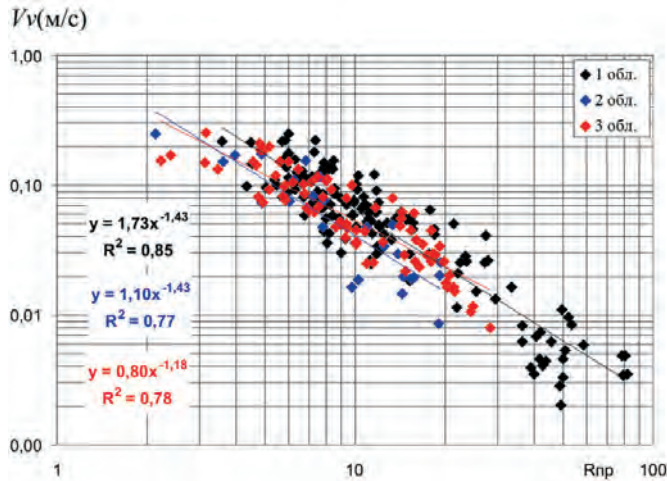


Рис. 5
Обобщенные зависимости изменения векторной скорости смещения от приведенного расстояния для трех областей карьера

Fig. 5
Generalized dependences of changes in the vector displacement velocity vs. the reduced distance for the three areas of the open pit

Далее рассчитаны зависимости для определения размера зоны наведенной трещиноватости $R_{Н.Т.З}$ относительно допустимой скорости смещения. Полученные зависимости представлены в табл. 3.

Таблица 3
Расчетные значения зависимости размера зоны наведенной трещиноватости относительно допустимой скорости смещения

Table 3
Calculated dependence values of the induced fracture zone size vs. the permissible displacement velocity

Область карьера	Зависимость скорости смещения от приведенного расстояния	Размер зоны наведенной трещиноватости в зависимости от допустимой скорости смещения
Первая область (верх карьера)	$V_{1обл} = 1,73 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{R} \right)^{1,43} \text{ м/с}$	$R_{1обл} = \frac{1,47 \cdot \sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{V_{доп}^{0,7}} \text{ м}$
Вторая область (средняя часть карьера)	$V_{2обл} = 1,1 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{R} \right)^{1,43} \text{ м/с}$	$R_{2обл} = \frac{1,07 \cdot \sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{V_{доп}^{0,7}} \text{ м}$
Третья область (нижняя часть карьера)	$V_{3обл} = 0,8 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{R} \right)^{1,18} \text{ м/с}$	$R_{3обл} = \frac{0,83 \cdot \sqrt[3]{Q_{ст(max)}}}{V_{доп}^{0,84}} \text{ м}$

На рис. 6 приведены размеры зон наведенной трещиноватости по трем областям, рассчитанные по вышеприведенной программе (см. рис. 2).

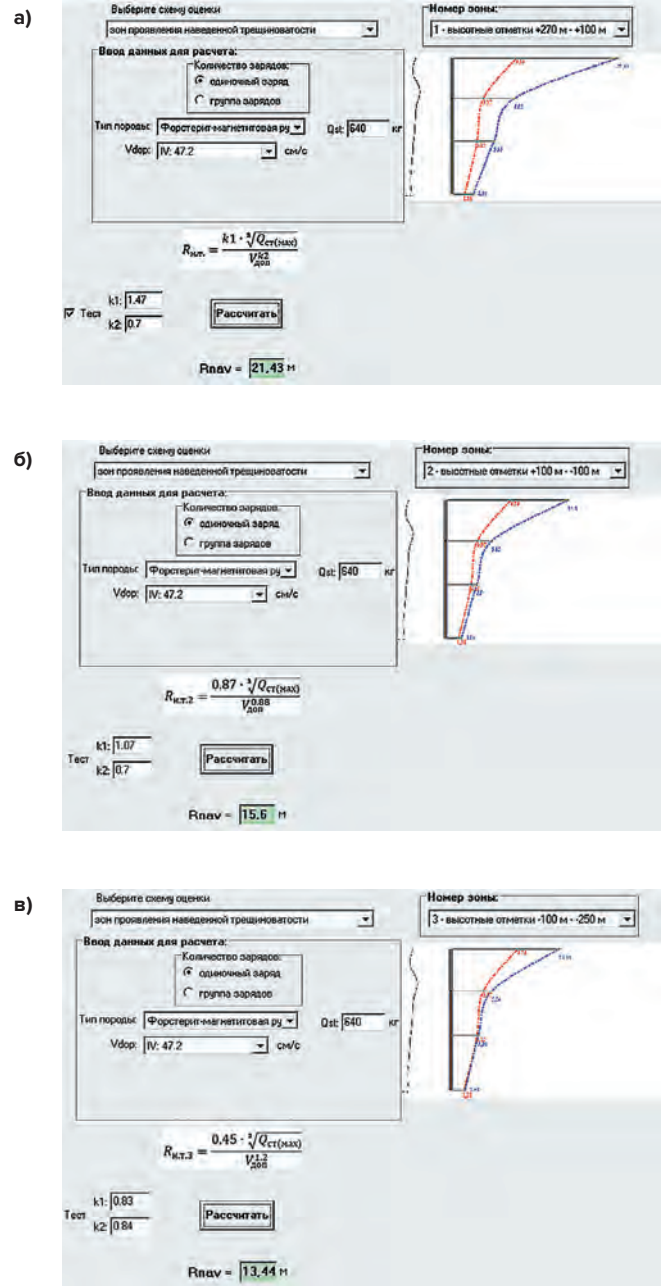


Рис. 6
Размеры зон заколов (красная линия) и наведенной трещиноватости (синяя линия): а) верхняя часть карьера; б) средняя часть; в) нижняя часть карьера

Fig. 6
Dimensions of the cutter break (red line) and induced fracturing (blue line) zones: а) the upper part of the open pit; б) the middle part; в) the lower part of the open pit

Если производится поскважинное взрывание, то в формулы для расчета зоны наведенной трещиноватости подставляется масса заряда ВВ в крайней от законтурного массива скважине.

При мгновенном взрывании группы зарядов расчет зоны наведенной трещиноватости рассчитывается по массе эквивалентного заряда, сейсмическое действие которого эквивалентно действию группы зарядов. Массу эквивалентного заряда можно определить по формуле³

$$Q_{\text{экр.}} = \sum_{i=1}^n Q_i \left(\frac{r_b}{r_i} \right)^3$$

где n – общее количество зарядов; Q_i – масса i -го заряда; r_b – расстояние от охраняемого объекта до ближайшего заряда, м; r_i – расстояние от охраняемого объекта до i -го заряда, м.

На представленных расчетах размеров зон (рис. 7) видно, что наибольший размер зоны наведенной трещиноватости приурочен к верхней части карьера. В средней и нижней частях карьера зоны наведенной трещиноватости находятся примерно на одном уровне.

Более существенное разуплотнение прибортового массива в верхней части карьера связано с различной блочностью массива по глубине карьера. ОАО «ВИОГЕМ» [16]

исследована динамика развития трещиноватости в плане и по глубине породного массива в карьере рудника «Железный» и показано, что средний размер отдельности пород увеличивается с глубиной карьера. Сначала резко (от 0,22 до 1,19 м) в интервале 0–150 м от дневной поверхности, затем постепенно (от 1,19 до 1,4 м) до глубины 450 м, а глубже стабилизируется на уровне 1,4–1,5 м, что и дает различие в размерах зон наведенной трещиноватости. Размер зоны наведенной трещиноватости также хорошо коррелирует с данными математического моделирования (см. рис. 7).

Заключение

Для определения ширины зоны трещинообразования и заколов в законтурном массиве применен методический подход М.И. Шуйфера и А.Е. Азарковича.

С целью определения сейсмического воздействия массовых взрывов на непосредственно прилегающий к иницируемому блоку массив горных пород были проведены замеры скорости смещения грунта в ближней зоне действия взрыва на различных участках карьера «Железный» АО «Ковдорский ГОК». По степени реакции массива на динамические воздействия произведено районирование карьера по глубине. Выделены три области сейсмичности, для которых получены эмпирические зависимости изменения скорости смещения от приведенного расстояния и соответствующие коэффициенты сейсмичности и затухания. По ним рассчитаны размеры зоны наведенной трещиноватости относительно допустимой скорости смещения.

Наибольший размер зоны наведенной трещиноватости приурочен к верхней части карьера. В средней и нижней частях размеры зон наведенной трещиноватости находятся примерно на одном уровне. Большое разуплотнение прибортового массива в верхней части карьера связано с различной блочностью массива – средний размер отдельности пород увеличивается с глубиной карьера.

Разработана инженерная методика оперативной оценки сейсмического воздействия на законтурный массив при производстве взрывных работ в карьере для расчета ширины зон заколов, трещинообразования в тыльную часть массива и зон проявления наведенной трещиноватости. Расчет на стадии проектирования позволяет подобрать параметры взрывания, обеспечивающие минимизацию сейсмического воздействия на законтурный массив.

Для оперативного расчета положения границ разрушения в тыльную часть массива при взрыве скважин разработана компьютерная программа. Полученные расчетные значения хорошо согласуются с ранее полученными данными моделирования и практики.

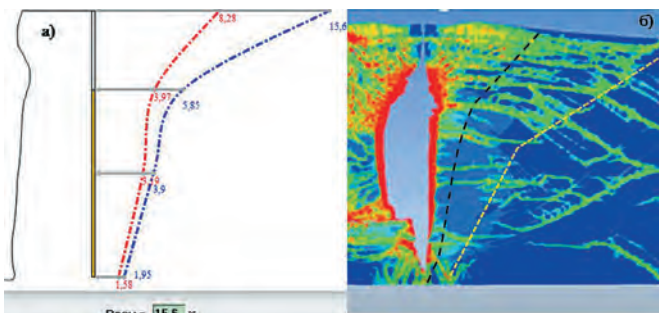


Рис. 7
 Расчетные (а) положения границ заколов и наведенной трещиноватости в тыльную часть массива на различных высотных уровнях от взрывающего заряда и результаты математического моделирования (б) при взрыве скважинного заряда диаметром 250 мм в форстерит-магнетитовой руде IV категории по трещиноватости

Fig. 7
 Calculated (a) positions of the cutter break and induced fracturing boundaries towards the rear part of the rock mass at different elevations from the blast charge and the results of mathematical modeling (б) of blasting a 250 mm borehole charge in a forsterite-magnetite ore of fracture category IV

³ Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. (М-во угольной пром-сти СССР. Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горн, геомех. и маркшейд. дела). Л.; 1977. С. 17.

Список литературы / References

1. Шемякин Е.И. *Сейсмозврывные волны в процессе горного производства*. М.: ННЦ ГП – ИГД им. А. А. Скочинского; 2004. 75 с.
2. Адушкин В.В., Спивак А.А. *Геомеханика крупномасштабных взрывов*. М.: Недра; 1993. 319 с.
3. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. *Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород*. М.: Недра; 1990. 231 с.
4. Крюков Г.М. *Феноменологическая квазистатическо-волновая теория деформирования и разрушения материалов взрывом зарядов промышленных ВВ*. М.: Изд-во Моск. гос. гор. ун-та, 2003. 65 с.

5. Шер Е.Н., Черников А.Г. Расчет параметров радиальной системы трещин, образующейся при взрыве удлиненного заряда в хрупких горных породах. *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*. 2015;2(2):299–303.
Sher E.N., Chernikov A.G. Calculating parameters of radial crack system induced by elongated charge blasting in brittle rocks. *Fundamentalnye i Prikladnye Voprosy Gornykh Nauk*. 2015;2(2):299–303. (In Russ.)
6. Менжулин М.Г., Федосеев А.В. Определение размеров зон взрывного разрушения для трещиноватых горных пород с различными заполнителями трещин на примере Михайловского ГОКа. *Записки Горного института*. 2012;195:120–123. Режим доступа: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/6116> (дата обращения: 14.04.2024).
Menchzhulin M.G., Fedoseev A.V. Amount of explosive destruction zones for cracked rocks with different crack filler for example Mikhailovsky GOK. *Journal of Mining Institute*. 2012;195:120–123. (In Russ.) Available at: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/6116> (accessed: 14.04.2024).
7. Казаков Н.Н. *Взрывная отбойка руд скважинными зарядами*. М.: Недра; 1975. 192 с.
8. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. К расчету параметров волны напряжения при взрыве удлиненного заряда в горных породах. *Взрывное дело*. 1976;(76/33):74–85.
Vorovikov V.A., Vanyagin I.F. К расчету параметров волны напряжения при взрыве удлиненного заряда в горных породах. *Explosion Technology*. 1976;(76/33):74–85. (In Russ.)
9. Бернард Т. Новая модель для реалистичного моделирования взрыва в 3D. *Глобус. Геология и бизнес*. 2019;(4):112–127. Режим доступа: <https://www.vnedra.ru/tehnologii/informacionnye-tehnologii/novaya-model-dlya-realistichnogo-modelirovaniya-vzryva-v-3d-8604/> (дата обращения: 14.04.2024).
Bernard T. A new model for realistic blast simulation in 3D. *Globus. Geologiya i Biznes*. 2019;(4):112–127. (In Russ.) Available at: <https://www.vnedra.ru/tehnologii/informacionnye-tehnologii/novaya-model-dlya-realistichnogo-modelirovaniya-vzryva-v-3d-8604/> (accessed: 14.04.2024).
10. Holmberg R., Persson P.-A. The Swedish approach to contour blasting – proceedings of the 4th conference on explosives and blasting technique. In: Konya, C.J. (ed.), *Society of Explosives Engineers, New Orleans, Louisiana, February 10–15, 1978*, pp. 113–127.
11. Tannant D.D., Peterson J. Evolution of blasting practices at the Ekati™ diamond mine. In: *17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*. 2001, pp. 297–304. Available at: https://api.maden.org.tr/uploads/portal/resimler/ekler/9eca5979ccbb752_ek.pdf (accessed: 14.04.2024)
12. Шуйфер М.И., Азаркович А.Е. Расчет размеров зоны трещинообразования при взрыве скважинных зарядов в скальном массиве. *Взрывное дело*. 1980;(82/39):191–209.
Shuifer M.I., Azarkovich A.E. Calculation of the fracture zone sizes due to blasting of borehole charges in the rock mass. *Explosion Technology*. 1980;(82/39):191–209. (In Russ.)
13. Ляховицкий Ф.М. О соотношении упругих и прочностных свойств горных пород. В кн.: *Геофизические исследования*. М.: Изд-во МГУ, 1964. Вып. 1. С. 294–305.
14. Козырев С.А., Камянский В.Н., Аленичев И.А. Оценка взаимодействия скважинных зарядов при различных интервалах замедлений между ними. *Взрывное дело*. 2017;(117-74):60–75.
Kozyrev S.A., Kamyansky V.N., Alenichev I.A. Estimation of interaction borehole charges at different delay time between them. *Explosion Technology*. 2017;(117-74):60–75. (In Russ.)
15. Козырев С.А., Камянский В.Н. Оценка влияния сейсмических нагрузок в ближней зоне взрыва. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(S23):316–324. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-10-23-316-324>
Kozyrev S.A., Kamyansky V.N. Estimation of the effect of seismic loads at the near zone of explosion. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2017;(S23):316–324. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-10-23-316-324>
16. 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):11–15. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.10.01>
Ignatenko I.M., Yanitsky E.B., Dunaev V.A., Kabelko S.G. Jointing of rock mass in open pit at the Zhelezny mine of the Kovdor Mining and Processing Plant. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(10):11–15. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.10.01>

Информация об авторах

Козырев Сергей Александрович – доктор технических наук, главный научный сотрудник, заведующий лабораторией, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; e-mail: s.kozyrev@ksc.ru

Власова Елена Анатольевна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; e-mail: e.vlasova@ksc.ru

Усачев Евгений Андреевич – ведущий технолог, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; e-mail: e.usachev@ksc.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 17.07.2024

Поступила после рецензирования: 27.08.2024

Принята к публикации: 16.09.2024

Information about the authors

Sergey A. Kozyrev – Dr. Sci. (Eng.), Chief Researcher, Head of Laboratory, Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; e-mail: s.kozyrev@ksc.ru

Elena A. Vlasova – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; e-mail: e.vlasova@ksc.ru

Evgenii A. Usachev – Leading Technologist, Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; e-mail: e.usachev@ksc.ru

Article info

Received: 17.07.2024

Revised: 27.08.2024

Accepted: 16.09.2024