

Е.Б. Шевкун, А.В. Лещинский, Ю.А. Лысак,
А.Ю. Плотников

ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНОГО РЫХЛЕНИЯ ПРИ УВЕЛИЧЕННЫХ ИНТЕРВАЛАХ ЗАМЕДЛЕНИЯ

Приведены результаты пятилетнего применения взрывного рыхления горных пород с увеличенными до 150–200 мс интервалами замедления. Показано, что увеличенные интервалы замедления при поскважинном взрывании позволяют в 5–7 раз увеличить общее время действия на массив горных пород многократных знакопеременных нагрузок, прежде всего растягивающих напряжений, растут длина и раскрытие трещин в зоне дробления и их число в зоне предразрушения. В первом случае увеличивается возможность проникновения сильно сжатых ПВ в трещины и активного их расклинивания. Во втором – растет общая нарушенность массива, способствующая увеличению количества ослабленных участков, служащих местами зарождения точек разрушения, поскольку прочность всей системы определяется прочностью самого слабого места. Повысилась производительность выемочного оборудования, снижен удельный расход ВВ при одновременном улучшении качества проработки подошвы уступа и снижении сейсмического эффекта.

Ключевые слова: заряды, массовый взрыв, интервалы замедления, качество дробления пород, забойка взрывных скважин.

При переходе на НСИ и электронные системы взрывания на предприятиях ООО «АВТ-Амур» были выполнены исследования по существенному увеличению интервалов замедления электронной системой инициирования Davey Tronic с программированием детонаторов на замедление 275 мс по рядам и 300 мс между рядами скважин и неэлектрической системой инициирования «Rionel» с замедлением между скважинами в ряду 150 мс и между рядами – 200 мс. Выполненные экспериментальные взрывы позволили в дальнейшем расширить сетку скважин диаметром 215 мм с 5×6 до 7×7 м, увеличить выход взорванной горной массы с 18,9 до 25,7 м³/м, уменьшить величину удельного расхода ВВ с 0,98 до 0,84 кг/м³ и величину перебура на 1 м при сохранении качества дробления. Отмечено также, что крупные куски горной массы часто разваливаются в забое под воздействием ковша экскаватора, что подтверждает существен-

ное развитие трещиноватости при длительном многократном воздействии волн напряжения в режиме «сжатие—растяжение», возможном только при таких больших интервалах замедления.

Замедление в 150 мс и более позволяет вести отбойку каждой скважиной (можно применить термин поскважинная отбойка) не на раскрытые трещины, как при замедлениях в 40–80 мс, а на свободную поверхность, что позволяет сформировать развал горной массы с относительно спокойной поверхностью и уменьшить его высоту при сохранении качества дробления. В ходе многолетнего применения увеличенных интервалов замедления на предприятиях ООО «АВТ-Амур» было установлено, что и при отсутствии забойки качество дробления остается высоким, а разброса горной массы за пределы блока практически нет [1].

С целью установления возможности отказа от применения забойки скважин, прежде всего в зимних условиях, когда буровой шлам из обводненных скважин смерзается и возникает необходимость завоза забоечного материала извне, что тоже проблематично при низких температурах, 21 августа 2016 г. на карьере № 5 (Восток), гор. +200 м был проведен экспериментальный массовый взрыв блока № 518-190-4 91-В с видеосъемкой. Блок был разделен на две примерно равные части: одна часть с забойкой скважин буровым шламом, вторая часть без забойки (рис. 1).

Блок взорван с применением неэлектрической системы RIO-NEL. Замедление между скважинами поверхностной сети выполнено устройством RIONEL X: в ряду 200 мс, между рядами — 150 мс. Инициирование внутрискважинной сети выполнено



Рис. 1. Вид экспериментального блока до взрыва

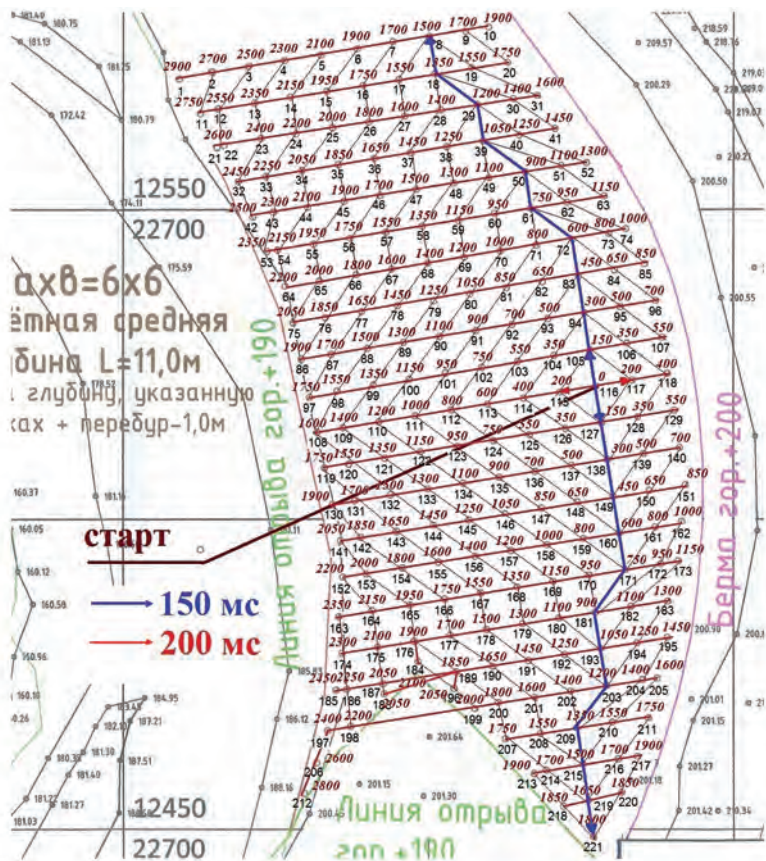


Рис. 2. Схема взрывания экспериментального блока

устройством RIONEL MS-30 с замедлением 750 мс. Иницирование поверхностной сети скважинных зарядов блока проводили с середины блока по схеме «взрыв в зажиме» (рис. 2) с началом в той части блока, где скважины заряжены без забойки.

Горные породы экспериментального блока представлены скальными породами средней крепости. Блок объемом 71,6 тыс м³ обурен 221 скважиной (22 ряда) диаметром 215 мм глубиной 11 м, сетка расположения скважин – 6,0×6,0 м, высота уступа – 10 м.

Общий расход ВВ – 66 631,5 кг, в т. ч. нитронит Э70 – 66 300 кг, ПТ-П750 – 331,5 кг; фактический удельный расход ВВ составил 0,88 кг/м³. Масса заряда скважины – 300 кг.

Покадровая развертка видеозаписи взрыва позволила установить закономерное снижение величины газопылевого выборо-

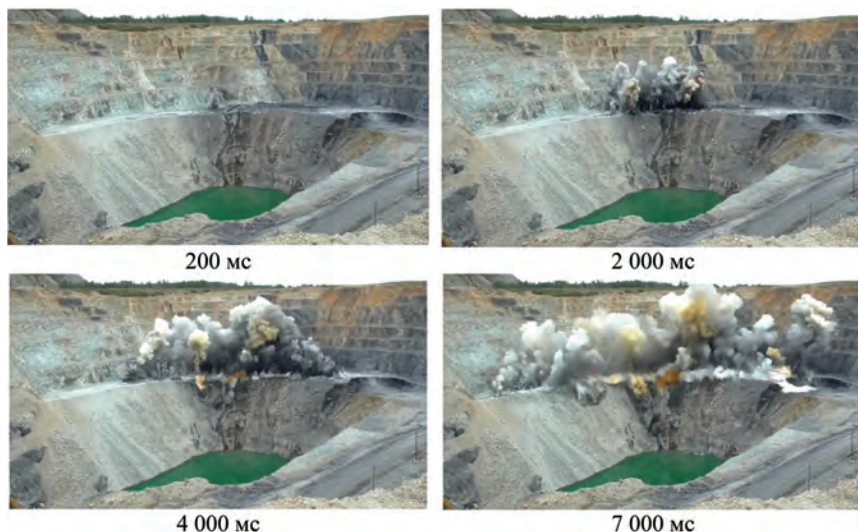


Рис. 3. Характерные кадры видеогаммы взрыва

са из скважин без забойки и забоечного материала из скважин с забойкой по мере развития взрыва во времени и пространстве (рис. 3).

Еще более четко такая зависимость прослеживается на рис. 4.

Анализируя рис. 2–4, можно сделать следующие заключения о процессе развития взрыва с замедлениями в 150×200 мс. От старта взрыва в скважине 116 по врубовому ряду части блока со скважинами без забойки расположено 10 скважин, занимающих 60 м длины блока и взрываемых через 150 мс. В работе [1]

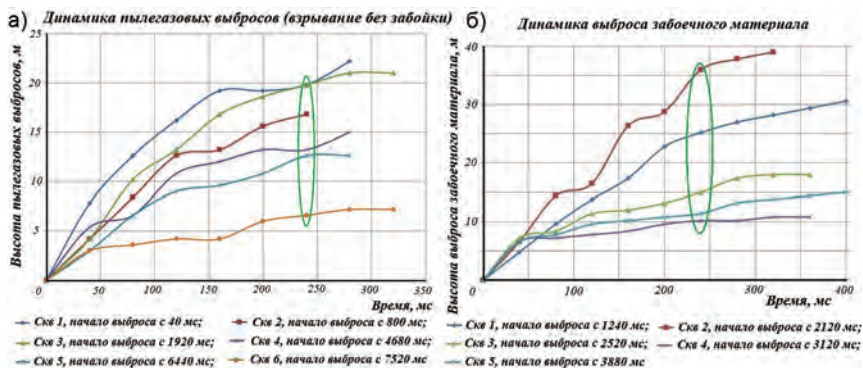


Рис. 4. Динамика выбросов из скважин без забойки (а) и с забойкой (б)

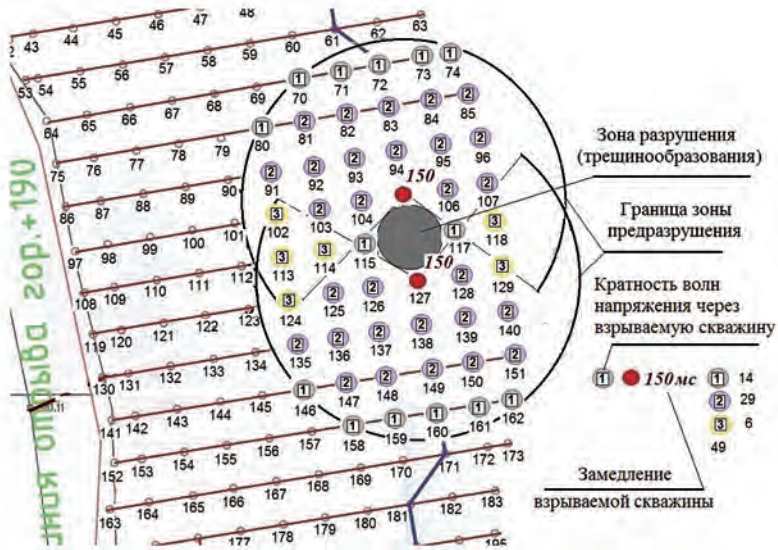


Рис. 5. Зоны трещинообразования и предразрушения при взрыве врубовых скважин второй серии

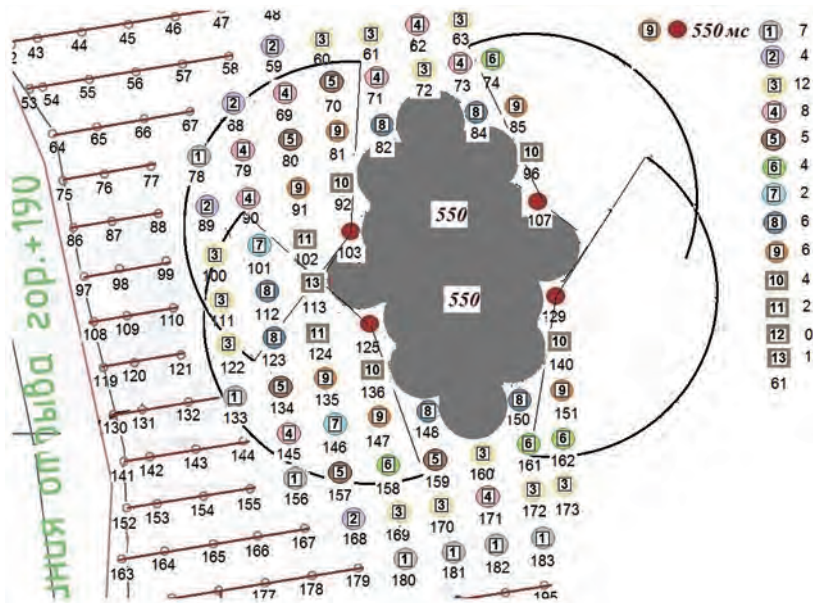


Рис. 6. Размеры зон трещинообразования и предразрушения после взрыва первых 23 скважин

показано, что волна напряжения за 30 мс проходит расстояние около 50 м, следовательно, скорость волны напряжения составит около 1670 м/с, а скорость роста трещин – около 660 м/с. В аналогичных породах можно принять такие же скоростные параметры развития взрыва. Тогда, в нашем случае, к моменту взрыва вторых врубовых скважин 105 и 117 волна напряжения от взрыва первой скважины 116 за 150 мс пройдет около 100 м и выйдет за пределы блока, радиус зоны трещинообразования может достичь предельной величины в $40R_z$ [2], а радиус зоны предразрушения, который по различным оценкам достигает от 60 до 250 радиусов заряда [3–6], – величины в $(200–250)R_z$, т.е. 22–27,5 м. Принимаем для ориентировочного расчета величину зоны трещинообразования до 9 м, а зоны предразрушения – 44 м.

При взрыве первой врубовой скважины 116 зона предразрушения пройдет через окрестности скважин 81–85, 91–96, 102–107, 113–115, 117, 118, 124–129, 135–140, 147–151. Перед взрывом последующих скважин волна напряжения производит формирование трещин в полном объеме зон трещинообразования и предразрушения в фазах сжатия и растяжения. При этом вполне достаточно времени на формирование трещин в обеих зонах до полного раскрытия. Волны напряжения поглощаются в зоне трещинообразования взорванных скважин, что необходимо учитывать при построении последующих зон предразрушения – они выглядят в виде секторов окружностей различной конфигурации. Скважины, попадающие в зону перекрытия секторов зоны предразрушения дважды подвергаются воздействию волн напряжения (рис. 5, 6).

Начиная с замедления 300 мс, скважины начинают попадать в 6-ти кратную зону предразрушения, а к 950 мс появляется скважина с 20-кратным воздействием волн напряжений. Воздействие каждого импульса вызывает определенное число нарушений как в результате развития существующих в породе нарушений при воздействии прямой волны сжатия, так и образования новых в местах концентрации напряжений, дислокаций, ослабленной прочности и т. д., при воздействии волны растяжения, сменяющей волну сжатия через определенный промежуток времени [7].

При больших интервалах замедления имеется необходимое время для прорастания трещин на полную глубину, соответствующую квазистатической стадии разрушения под действием распирающего действия продуктов детонации последующих за-

рядов. К. Хино [8] утверждает, что при КЗВ в результате взрыва зарядов предыдущей очереди образуются дополнительные поверхности обнажения, в которых распирающее действие газов взрыва последующей очереди продолжается от 10 до 100 мс.

Филд и Ладегаард-Педерсен [9] наблюдали в экспериментах, как газообразные продукты детонации вырываются из трещин в плексигласе, достигающих поверхности на ранних стадиях процесса. Заряд массой 40 мг ТЭНа располагался на дне шпура диаметром 3,3 мм и глубиной 65 мм на уровне подошвы уступа. ЛНС составляла 35 мм, взрывание производилось без забойки. По регистрограмме установлено, что процесс вылета продуктов детонации из зарядной полости заканчивается через 170–180 мкс после инициирования заряда. Однако процесс развития трещин продолжается длительное время после полного истечения продуктов детонации из зарядной камеры до выхода их на свободную поверхность. В направлении ЛНС трещины достигают свободной поверхности через 304 мкс после начала инициирования, а в противоположном направлении – через 448 мкс. Столь продолжительный рост трещин после полного истечения продуктов детонации из зарядной полости в вязком материале, каким является плексиглас, не может быть объяснен ни волновыми процессами, ни действием квазистатических напряжений. Наиболее вероятно, что развитие трещины обусловлено расклинивающим действием защемленных в ней продуктов детонации. Обратное истечение продуктов детонации в зарядную полость после уменьшения в ней давления затруднено в связи с захлопыванием устьев трещин.

Многократное повторение чередующихся сжимающих и растягивающих напряжений приводит к раскрытию трещин и по краю блока с формированием за счет этого гладкого откоса уступа и отсутствием нарушений за линией отрыва при хорошем качестве дробления (рис. 7).



Рис. 7. Уступы на карьерах группы компаний «Петроавловск»

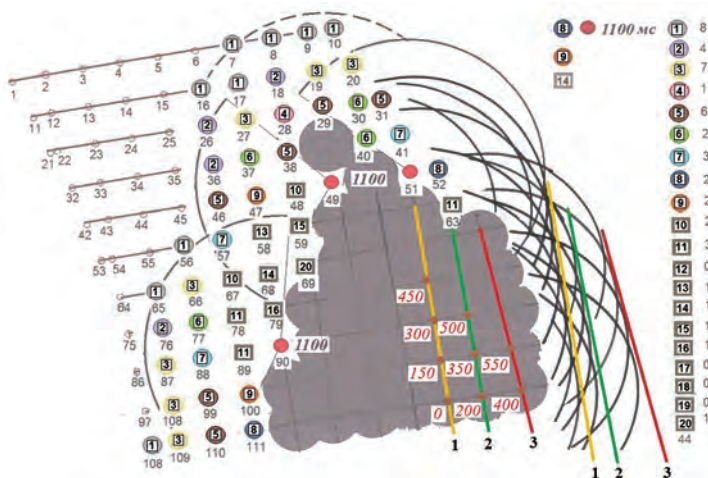


Рис. 8. Воздействие волн напряжений на массив пород уступа

Более качественный откол породы от массива и более крутой откос уступа свидетельствует о том, что большая часть энергии продуктов детонации передалась разрушаемому массиву [2]. На рис. 8 приведена картина волн сжатия-растяжения к моменту 1050 мс по краю экспериментального блока. Врубный ряд и два отбойных дают четкие линии воздействия волн напряжений на массив. При их совпадении с главной системой трещин в массиве и образуются крутые гладкие откосы уступов. Увеличенное время между взрывами отдельных скважинных зарядов, необходимое для возникновения зоны растягивающих напряжений, позволяет усилить эффективность предразрушения, ибо горные породы растягивающей нагрузке сопротивляются на порядок слабее, чем сжимающей. Длительное распирающее воздействие

а)



б)



Рис. 9. Борт карьера № 5 в 2011 г. (а) и в 2016 г. (б)

продуктов детонации в трещинах предыдущих взрывов позволяет удлинять и расширять их, в том числе и за пределами блока, что позволяет формировать крутые борта карьера.

На рис. 9, *а* показан борт карьера Центральный № 5 в 2011 г. при ведении взрывных работ с замедлениями 25×42 мс, на рис. 9, *б* — там же в 2016 г. при интервалах замедления 150×200 мс.

В целом по результатам пятилетнего применения взрывного рыхления горных пород с увеличенными до $150\text{--}200$ мс интервалами замедления можно сделать следующие выводы.

Увеличенные интервалы замедления при поскважинном взрывании позволяют в $5\text{--}7$ раз увеличить общее время действия на массив горных пород многократных знакопеременных нагрузок, прежде всего растягивающих напряжений. Растут длина и раскрытие трещин в зоне дробления и их число в зоне предразрушения. В первом случае увеличивается возможность проникновения сильно сжатых ПВ в трещины и активного их расклинивания, что выражается снижением действия ПВ в сторону устья скважины при взрыве следующих зарядов — все большее их количество уходит в возникшие от предыдущих зарядов трещины, способствуя их развитию. Тем самым обеспечивается возможность отказа от применения забойки при сохранении качества дробления пород. Формируются гладкие устойчивые откосы уступов, длительность сохранения таких откосов по факту достигла 5 лет. Во втором — растет общая нарушенность массива, способствующая увеличению количества ослабленных участков, служащих местами зарождения точек разрушения, поскольку прочность всей системы определяется прочностью самого слабого места.

В сочетании с клиновым врубом в глубине блока, обеспечивающим режим взрывания «в зажиме» качественные показатели на карьерах группы компаний «Петропавловск» характеризуются компактным развалом связно-сыпучих пород со спокойным рельефом поверхности, способствующим снижению потерь и разубоживания полезного ископаемого, практическим отсутствием крупных фракций горной массы. Повысилась производительность выемочного оборудования, снижен удельный расход ВВ при одновременном улучшении качества проработки подошвы уступа и снижении сейсмического эффекта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Митюшкин Ю. А., Лысак Ю. А., Плотников А. Ю., Ружицкий А. В., Шевкун Е. Б., Лецинский А. В. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 4. — С. 341–348.

2. Юровских А. В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: Дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20. — СПб., 2003. — 119 с.

3. Александров В. Е., Кочанов А. Н., Левин Б. В. О взаимосвязи прочностных и акустических свойств пород в зоне предразрушающего действия взрыва // ФТПРПИ. — 1987. — № 4. — С. 24–32.

4. Садовский М. А., Адушкин В. В., Спивак А. А. О размере зон необратимого деформирования при взрыве в блочной среде / Динамические процессы в геосферах. Геофизика сильных возмущений. — М., 1994. — С. 45–56.

5. Сеинов Н. П. Вклад В. Е. Александрова в развитие взрывного дела / Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород. — М., 1997. — С. 43–50.

6. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н., Деньгина Н. И. Параметры волн напряжений и разрушение прочных пород при взрыве / Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород. — М., 1997. — С. 15–25.

7. Новикова М. А. Разработка способа производства массовых взрывов с попутной добычей гранитных блоков. Автореф. ... канд. техн. наук. — М., 1984. — 23 с.

8. Hino K. Fragmentation of rock through blasting and shock waves, theory of blasting Quarterly of the Colorado School of Mines, Golden, 1956, 51. P. 189–209.

9. Комир В. М. и др. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде. — М.: Недра, 1988. — 209 с. **ПАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Шевкун Евгений Борисович*¹ — доктор технических наук, профессор, e-mail: ev.shevkun@yandex.ru,

*Лещинский Александр Валентинович*¹ — доктор технических наук, доцент, профессор, e-mail: 000399@pnu.edu.ru,

*Лысак Юрий Алексеевич*² — генеральный директор, e-mail: Rujitskiy@pokrmine.ru,

*Плотников Андрей Юрьевич*³ — заместитель главного инженера,

¹ Тихоокеанский государственный университет,

² ООО «АВТ-Амур».

Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2017. No. 4, pp. 272–282.

UDC 622.235

E.B. Shevkun, A.V. Leshchinskiy, Yu.A. Lysak, A.Yu. Plotnikov FEATURES OF EXPLOSIVE LOOSENING AT THE INCREASED INTERVALS OF DELAY

The results of the five-year use of the explosive loosening of rocks with increased to 150–200 MS intervals of delay. It is shown that longer intervals of slowdown when blasting borehole-by-borehole allow 5–7 times increase the total time of action on the rock mass multiple alternating loads, especially tensile stress, with increasing length and crack opening in the zone of crushing and their number in the prefracture zone.

In the first case, increasing the penetration of PV in highly compressed cracks and their active wedging, resulting reduction of the action of PV in the direction of the wellhead following the explosion of the charges – an increasing number of them goes to arose from the previous charge cracks, contributing to their development. This enables the rejection of the use of tamping while maintaining the quality of crushing rocks. Formed smooth stable slopes, ledges, the duration of the preservation of these slopes is in fact made up of 5 years. The second is increasing the overall dislocation array, contributing to the increase in the number of weakened areas, employees of places of the origin points of fracture, because the strength of the whole system is determined by the strength of the weakest place.

Productivity increased excavation equipment, reduced specific consumption of EXPLOSIVES, while also improving the quality of elaboration the soles of the ledge and the decline of seismic effect.

Key words: charges; mass explosion; delay intervals; quality of crushing of breeds; tamping explosive chinks.

AUTHORS

*Shevkun E.B.*¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
e-mail: ev.shevkun@yandex.ru,

*Leshchinskiy A.V.*¹, Doctor of Technical Sciences, Assistant Professor,
Professor, e-mail: 000399@pnu.edu.ru,

*Lysak Yu.A.*², General Director, e-mail: Rujitskiy@pokrmine.ru,

*Plotnikov A.Yu.*², Deputy Chief Engineer,

¹ Pacific National University, 680035, Khabarovsk, Russia,

² OOO «AVT-Amur», 675000, Blagoveshchensk, Russia.

REFERENCES

1. Mityushkin Yu. A., Lysak Yu. A., Plotnikov A. Yu., Ruzhitskiy A. V., Shevkun E. B., Leshchinskiy A. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no 4, pp. 341–348.
2. Yurovskikh A. V. *Razrabotka modeli razrusheniya gornyx porod na kvazistaticheskoy stadii deystviya vzryva* (Modeling rock failure at quasi-static stage of blast effect), Candidate's thesis, ЦПБ., 2003, 119 p.
3. Aleksandrov V. E., Kochanov A. N., Levin B. V. *Fiziko-tehnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 1987, no 4, pp. 24–32.
4. Sadovskiy M. A., Adushkin V. V., Spivak A. A. *Dinamicheskie protsessy v geosferakh. Geofizika sil'nykh vozmushcheniy* (Dynamic processes in geospheres. Geophysics of strong disturbances), Moscow, 1994, pp. 45–56.
5. Seinov N. P. *Razrushenie vzryvom i neobratimye deformatsii gornyx porod* (Explosive fracture and irreversible deformations in rocks), Moscow, 1997, pp. 43–50.
6. Shemyakin E. I., Kochanov A. N., Den'gina N. I. *Razrushenie vzryvom i neobratimye deformatsii gornyx porod* (Explosive fracture and irreversible deformations in rocks), Moscow, 1997, pp. 15–25.
7. Novikova M. A. *Razrabotka sposoba proizvodstva massovykh vzryvov s poputnoy dobychey granitnykh blokov* (Development of production blasting methods with by-production of granite dimensional stone), Candidate's thesis, Moscow, 1984, 23 p.
8. Hino K. *Fragmentation of rock through blasting and shock waves, theory of blasting Quarterly of the Colorado School of Mines*, Golden, 1956, 51. P. 189–209.
9. Komir V. M. *Povyshenie effektivnosti deystviya vzryva v tverдой srede* (Enhancing efficiency of blasting in solid medium), Moscow, Nedra, 1988, 209 p.

