

УДК 622.235

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ЗАРЯДАМИ ВВ С КУМУЛЯТИВНЫМ ЭФФЕКТОМ



**Ю. Д. НОРОВ,**

начальник горного бюро ЦНИЛ,  
проф., д-р техн. наук,  
Государственное предприятие  
Навоийский горно-металлургический  
комбинат (Навои, Узбекистан)  
Yud.Norov@ngmk.uz



**Ж. В. БУНИН,**

зав. кафедрой,  
проф., д-р техн. наук  
Российский геологоразведочный  
университет имени С. Орджоникидзе  
(Москва, Россия)



**Г. С. НУТФУЛЛАЕВ,**

аспирант,  
Российский геологоразведочный  
университет имени С. Орджоникидзе  
(Москва, Россия)



**Ш. Ш. ЗАЙРОВ,**

ст. научный сотрудник,  
канд. техн. наук,  
Навоийский государственный  
горный институт (Навои, Узбекистан)

Теоретические и производственные исследования в карьере Ташкура Джерой-Сардарьинского месторождения фосфоритов (Узбекистан) позволили предложить новый способ взрывного дробления разнопрочных горных пород в сложных горно-геологических условиях с использованием кумулятивного эффекта (рис. 1) [1, 2]. На проектируемом к взрыву блоке определяют базовую сетку основных скважин 1 и бурят их по разнопрочному массиву горных пород на полную высоту взрываемого уступа. В процессе бурения по изменениям скорости, режимов бурения, цвета и характеристики поступающих на поверхность продуктов разрушения (шламов) геолого-маркшейдерской службой определяются наличие, контуры в плане, отметки кровли и почвы крепких включений 2. Затем внутри контура крепких включений бурят дополнительные укороченные скважины 3, которые располагают в центре четырехугольников, образованных соседними (смежными) основными скважинами 1. Глубину укороченных скважин определяют по формуле

$$l_{\text{ук}} = \frac{\sum_{j=1}^n l_{\text{о.п}_j}}{n} - (5 \div 8) d_{\text{скв}}, \text{ м}, \quad (1)$$

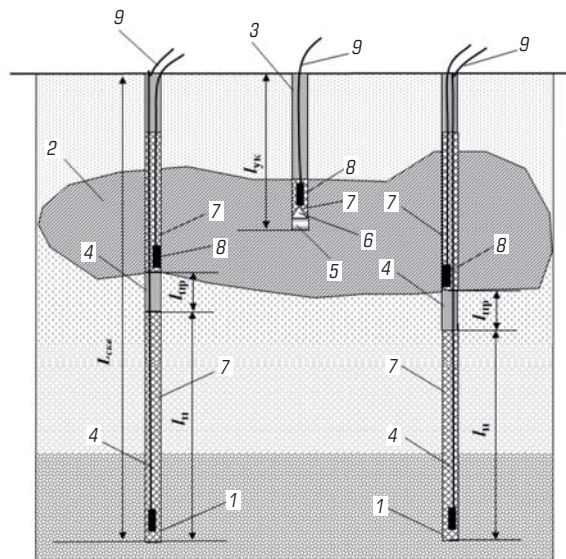
где  $l_{\text{о.п}_j}$  — отметка подошвы твердого включения по глубине основных скважин, между которыми расположена соответству-

На примере Джерой-Сардарьинского месторождения фосфоритов (Узбекистан) представлены теоретические исследования и опытно-промышленная их проверка в карьере «Ташкура», по результатам которых рекомендованы способ и технология интенсификации буровзрывного разрушения разнопрочного массива горных пород.

Сопоставление результатов опытно-промышленного массового взрыва на базовом и опытном участках блока показало существенное уменьшение среднего размера кусков отбитой горной массы и выхода крупных фракций при сокращении удельных расходов ВВ и бурения на участке с буровзрывным разрушением массива по рекомендованному способу и технологии.

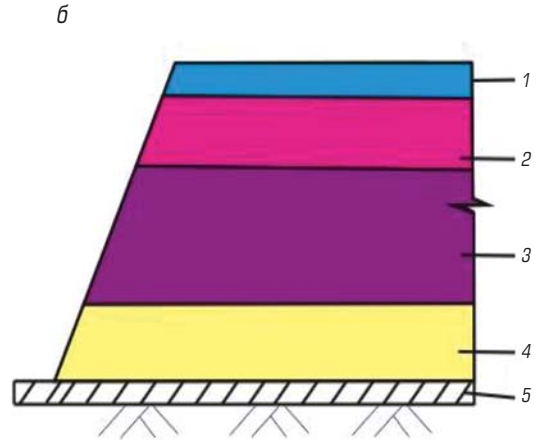
**Ключевые слова:** разнопрочный массив горных пород, крепкие пропластки, карьер, буровзрывное разрушение, базовая технология, дополнительные укороченные скважины, заряды с кумулятивной выемкой, управление энергией взрыва.

**DOI:** <http://dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.02.03>



**Рис. 1. Конструкция базовых и дополнительных (укороченных) скважинных зарядов ВВ на блоке разнопрочных горных пород:**

1 — основные скважины; 2 — твердое включение в массиве разнопрочных горных пород; 3 — дополнительная укороченная скважина; 4 — инертный промежуток из бурового шлама; 5 — пенопластовый цилиндр (фокусное расстояние); 6 — конус из металлической пластинки; 7 — взрывчатое вещество; 8 — промежуточный детонатор; 9 — ударно-волновая трубка неэлектрической системы иницирования зарядов ВВ



**Рис. 2. Общий вид откоса уступа (а) и структура разнопрочного массива (б) опытно-промышленного блока в карьере «Ташкура»:**  
 1 — полускальный слой известковистого мергеля (средняя мощность  $m = 1$  м, коэффициент крепости по М. М. Протодяконову  $f = 5$ );  
 2 — плотный глинистый мергель / конгломерат ( $m = 3$  м,  $f = 4\div 5$ ); 3 — плотная бентонитовая глина ( $m = 3\div 5$  м,  $f = 3\div 4$ );  
 4 — пластичная бентонитовая глина ( $m = 1\div 3$  м,  $f = 2\div 4$ ); 5 — фосфопласт

ющая дополнительная скважина,  $m$ ;  $n$  — число основных скважин, между которыми расположена соответствующая дополнительная скважина;  $d_{\text{СКВ}}$  — диаметр заряда ВВ в дополнительных скважинах, м.

Заряды основных скважин рассредотачивают инертным промежутком 4, который размещают в менее прочных породах до уровня почвы крепкого включения. Высоту промежутка определяют по формуле

$$l_{\text{пр}} = (0,25\div 0,3)l_{\text{н}}, \text{ м} \quad (2)$$

где  $l_{\text{н}}$  — высота нижней части заряда, м.

При зарядании укороченных скважин на их дно закладывают заряды с кумулятивной выемкой, которые конструируют следующим образом: в скважину для создания фокусного расстояния опускают пенопластовый цилиндр 5 высотой 6–8 диаметров кумулятивного заряда (мм). Затем на торец цилиндра устанавливают металлический конус 6 с основанием, равным диаметру скважины, и углом вершины  $45^\circ$ . После этого размещают заряд ВВ 7, массу которого рассчитывают по формуле

$$Q = (0,6\div 1) \cdot q \cdot h_{\text{кв}}^3, \text{ кг}, \quad (3)$$

где  $q$  — удельный расход ВВ (принят  $0,5\text{--}0,6$  кг/м<sup>3</sup>);  $h_{\text{кв}}$  — мощность крепких включений, м.

Взрывание основных рассредоточенных скважинных зарядов ВВ осуществляют с опережающим короткозамедленным инициированием верхней части заряда, а в укороченных скважинах — с короткозамедленным опережением от основных скважинных зарядов на 5–10 мс. Размещение и взрывание зарядов ВВ основных и укороченных скважин в пределах крепкого включения снижает направленность действия взрыва в сторону вмещающих пород с меньшей сопротивляемостью взрыванию, в связи с чем энергия взрыва зарядов концентрируется на дробление крепкого включения. Это позволяет обеспечить эффективное разрушение зон нерегулируемого дробления в крепком включении, где обыч-

но и происходит образование негабарита, а также снизить удельный расход ВВ и расширить сетку бурения скважин, сократив тем самым затраты на буровзрывное дробление.

Для реализации одновременного инициирования верхней и нижней частей заряда, рассредоточенного инертным промежутком, применяют неэлектрическую систему инициирования (НЭСИ), обеспечивающую точечное инициирование только промежуточного детонатора (ПД). Интервал замедления между зарядами должен обеспечивать опережающее разрушение крепкого включения, чтобы подготовить свободную поверхность (взорванный слой уступа) для направленного действия взрыва нижней части заряда ВВ. Разрушая менее прочный массив нижней частью рассредоточенного заряда ВВ, за счет вылета продуктов детонации и взрывного смещения горной массы обеспечивается доразрушение крепкого включения и увеличивается КПД взрыва [3–7]. Таким образом, исключается образование газовых полостей и излишнее взрывное нагружение менее прочного массива, что повышает эффективность использования энергии взрыва. При инициировании зарядов ВВ в укороченных скважинах интервал замедления между ними и расположенными вблизи верхними частями рассредоточенных основных зарядов должен обеспечить образование в крепком включении начальных трещин, которые будут развиваться и раскрываться от действия взрыва основных зарядов.

В соответствии с «Программой и методикой проведения опытно-промышленных работ по определению эффективности разработанного способа разрушения массива разнопрочных горных пород зарядами взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом», в карьере «Ташкура» проведены опытно-промышленные испытания. В ходе бурения взрывных скважин по воздействию бурового инструмента на забой и выходу бурового шлама проводили определение и детализацию геологической структуры разреза разнопрочного вскрышного уступа (рис. 2). Главная отличительная особенность массива — весьма крепкие породы в верхней части уступа (3–4 м). С глубиной крепость пород уменьшается (слой 4–5 м) [8, 9].



а



б



в



Рис. 3. Общий вид рабочей площадки опытно-промышленного блока (а), конусная металлическая воронка для формирования кумулятивной полости в донной части заряда ВВ (б), зарядание скважин на блоке (в)

а



б



**Рис. 4.** Развалы взорванной горной массы на первом (базовом) (а) и втором (исследуемом) (б) участках опытно-промышленного блока

**Фракционный состав отбитой горной массы опытно-промышленного блока с разнопрочными породами в карьере «Ташкура» Джерой-Сардарьинского месторождения фосфоритов**

Участки опытно-промышленного блока	Фракционный состав, %, по размерам среднего куска отбитой горной массы, мм						Средний размер куска, мм
	0–100	100–200	200–400	400–600	600–800	> 800	
Контрольный (базовый)	8,1	26,9	29,2	22,2	12,1	1,5	341,3
Опытный	8,0	30,8	31,4	19,2	10,1	0,5	315,6

Опытно-промышленные взрывы массива разнопрочных горных пород проводили на двух участках блока № 51 с бурением скважин станком СБШ-250МН (рис. 3). Первый участок представлял базовый способ буровзрывного разрушения массива, второй — разработанный новый.

На первом (базовом) участке скважины глубиной 8 м были пробурены в разнопрочных породах: сверху по твердому пропластку гравелита на глубину 6 м, в нижней части в слое глины на глубину 2 м. Заряд ВВ сплошной, колонковый с обратным инициированием одним промежуточным детонатором. Вес заряда (игданита) каждой скважины — 295 кг. Инициирование промежуточного детонатора из взрывчатого вещества Nobelit-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг, а также всех скважинных зарядов участка проводили с применением НЭСИ СИНВ.

На втором участке, в соответствии с испытываемым способом внутри контура твердых включений, бурили дополнительные укороченные скважины в центре четырехугольников, образованных смежными основными скважинами. Для улучшения дробления породы заряд основных скважин рассредотачивали на две части в соотношении 1:2, последовательно инициируя каждую часть с внутрискважинным замедлением. На дно укороченных скважин опускали цилиндр из пенопласта и над ним устанавливали конусную облицовку диаметром 248 мм из стали толщиной 2 мм для создания кумулятивной полости в заряде (см. рис. 3, б). Далее закладывали нижний заряд ВВ (игданит) массой 3 кг и вместе с ним устанавливали промежуточный детонатор марки Nobelit-216Z. Забойку укороченных скважин и их взрывание про-

водили одновременно с основными рассредоточенными скважинными зарядами (см. рис. 3, в).

Результаты опытно-промышленных исследований оценивали сопоставлением интенсивности дробления горной массы и качества проработки подошвы уступа [10–12] на первом и втором участках блока. Качество дробления оценивали по гранулометрическому составу и диаметру среднего куска разрушенной породы (рис. 4), проработку подошвы уступа определяли маркшейдерской съемкой после уборки взорванной горной массы. Анализ полученных данных показал, что на втором участке взорванного блока (с укороченными скважинами и кумулятивной воронкой на дне заряда) диаметр среднего куска взорванной массы снижается на 8,2 %, выход средних фракций (100–400 мм) увеличивается на 20 %, крупных фракций (свыше 400 мм) снижается на 20 % (см. таблицу), а отметка подошвы уступа на 80–85 см — ниже в сравнении с показателями первого (базового) участка.

Как показал анализ видеосъемки, вылет забойки из укороченных скважин с кумулятивной выемкой в заряде ВВ происходит в среднем на 30 % позже, чем из скважин с зарядами без нее. Это свидетельствует о том, что действие газообразных продуктов детонации кумулятивного заряда на среду увеличивается с улучшением качества дробления. Обработка фотопланогрaмм показала также повышение интенсивности взрывного разрушения горных пород: диаметр среднего куска при использовании кумулятивных зарядов снижается в среднем на 12 %; выход средних фракций возрастает в 1,2–1,4 раза, а крупных (свыше 450 мм) — снижается в 1,3–1,7 раза. Выход мелких фракций (0–75 мм) практически не изменяется.



**Заклучение**

Таким образом, теоретические исследования и предложенные на их основе технология и параметры оптимизации буровзрывного разрушения разнопрочного массива горных пород полностью подтверждены опытно-промышленными испытаниями и

рекомендуются к широкому промышленному применению, что позволит повысить КПД массовых взрывов, качество дробления и проработки подошвы уступов в сложных горно-геологических условиях изменчивой крепости разрабатываемого массива, сократив при этом удельные расходы бурения скважин и ВВ.

**Библиографический список**

1. *Норов Ю. Д., Нутфуллаев Г. С.* Специальная технология буровзрывных работ при строительстве дренажно-канализационной сети в сложных гидрогеологических условиях // Горный журнал. 2010. № 12. С. 21–25.
2. *Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Нутфуллаев Г. С., Саидакмедов Ж. А.* Способ дробления массива разнопрочных горных пород щелевыми зарядами взрывчатых веществ с использованием кумулятивного эффекта // Горный вестник Узбекистана. 2013. № 3. С. 25–29.
3. *Cheng G., Huang S. L.* Analysis of ground vibration caused by open pit production blast // Explosive and blasting technique / A. Holmberg (ed). — Balkema, 2011. P. 63–70.
4. *Hagan T. N.* Rock breakage by explosives // Proceedings of the national symposium on rock fragmentation, Adelaide, 2013. P. 1–17.
5. *Hino K.* Fragmentation of rock through blasting // J. Int. Explosives Soc. 2012. Vol. 17(1). P. 1–11.
6. *Khandelwal M., Singh T. N.* Prediction of blast induced ground vibration using

- artificial neural network // International Journal of Rock Mechanics and Mining Science. 2011. Vol. 46. P. 1214–1222.
7. *Kosko B.* Neural networks and fuzzy systems: a dynamical systems approach to machine intelligence. — Prentice-Hall, New Delhi, 2014.
8. *Мальгин О. Н., Сытенков В. Н., Рубцов С. К.* Взрывное рыхление разнопрочных горных пород для поточных технологий пластовых месторождений. — Ташкент : Фан, 2006. С. 219.
9. *Бибик И. П., Ершов В. П., Кустиков Т. П.* Технологические схемы буровзрывных работ в условиях Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. 2006. № 4. С. 36–37.
10. *Жариков И. Ф.* Эффективность разрушения горных пород зарядами различных конструкций // Взрывное дело. 1987. № 89/46. С. 121–126.
11. *Жариков И. Ф.* Рациональные конструкции зарядов при дроблении горных пород взрывом // Взрывное дело. 1986. № 88/46. С. 121–135.
12. *Друкотанный М. Ф., Ильин В. И., Ефремов Э. И.* Буровзрывные работы на карьерах. — М. : Недра, 1978. — 390 с. **Ж**

«GORNYI ZHURNAL»/«MINING JOURNAL», 2016, № 2, pp. 16–20  
DOI: <http://dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.02.03>

**Intensification of blasting of different quality rock masses using explosive charges with cumulative effect**

**Information about author**

**Yu. D. Norov**<sup>1</sup>, Head of Mining Bureau, Central Research Laboratory, Doctor of Engineering Sciences, J.Norov@ngmk.uz

**Zh. V. Bunin**<sup>2</sup>, Head of a Chair, Professor, Doctor of Engineering Sciences

**G. S. Nutfullaev**<sup>2</sup>, Post-Graduate Student

**Sh. Sh. Zairov**<sup>3</sup>, Senior Researcher, Candidate of Engineering Sciences

<sup>1</sup> State Company Navoi Mining and Metallurgy Combine, Navoi, Uzbekistan

<sup>2</sup> Russian State Geological Prospecting University, Moscow, Russia

<sup>3</sup> Navoi State Mining University, Navoi, Uzbekistan

**Abstract**

In terms of Dzheroi–Sardara phosphorites (Uzbekistan), the article describes theoretical studies and experimental tests in Tashkura open pit mine, based on which the method and technology of intensified blasting in different quality rock masses are recommended.

To characterize the process of controlled drilling-and-blasting in different quality, stratified, complex-structure rock masses and mineral deposits, an emphasis is laid on determination of physical properties of rock fragmentation depending on the specific structure and strength of rocks.

The authors describe the structure scheme of blasting where the basic (in use) pattern is added by shortcut borehole drilling within the limits of hard bands (partings) with special explosive charges having hollows at the bottom; explosive charges in the main blastholes are decoupled using inert material. Blast energy control is implemented using a special sequence of short-delay non-electrical firing.

Parameters of efficient drilling-and-blasting in different quality rock masses are determined, specifying the lengths of decoupled columns of the main explosive charges, useful length of shortcut boreholes and weight of the shortcut hole charges depending on powder factor and thickness of hard partings.

The comparison of blasts on the reference and test sites shows that the recommended drilling-and-blasting method and technology ensure reduction in average size of blast rock fragments, in yield of large fragments, as well as in powder factor and amount of drilling. The developed and commercially introduced method of different quality rock blasting using decoupled and shortcut charges with cumulative effect has allowed uniform fragmentation of rock mass along the bench height owing to controlled utilization of blast energy in hard bands, with blasthole pattern larger by 23%, powder factor reduced by 20% and blasthole drilling costs improved by 15%.

**Keywords:** Different quality rock mass, hard bands, explosive fracture, basic technology, additional shortcut blastholes, hollow charges, blast energy control.

**References**

1. Norov Yu. D., Nutfullaev G. S. Spetsialnaya tekhnologiya burovzryvnykh rabot pri stroitelstve drenazhno-kanalizatsionnoy seti v slozhnykh gidrogeologicheskikh usloviyakh (Special technology of drilling and blasting operations during the construction of drainage and escape network in complex hydrogeological conditions). *Gornyy Zhurnal = Mining Journal*. 2010. No. 12. pp. 21–25.
2. Norov Yu. D., Zairov Sh. Sh., Nutfullaev G. S., Saidakhmedov Zh. A. Sposob drobleniya massiva raznoпрочnykh gornyykh porod shchelevymi zaryadami vzryvchatykh veshchestv s ispolzovaniem kumulyativnogo effekta (Method of crushing of different-strength rock massif by slit explosive charges using cumulative effect). *Gornyy vestnik Uzbekistana = Mining bulletin of Uzbekistan*. 2013. No. 3. pp. 25–29.
3. Cheng G., Huang S. L. Analysis of ground vibration caused by open pit production blast. *Explosive and blasting technique*. A. Holmberg (ed). Balkema, 2011. pp. 63–70.
4. Hagan T. N. Rock breakage by explosives. *Proceedings of the national symposium on rock fragmentation*. Adelaide, 2013. pp. 1–17.
5. Hino K. Fragmentation of rock through blasting. *Journal of the industrial Explosives Society*. 2012. Vol. 17(1). pp. 1–11.
6. Khandelwal M., Singh T. N. Prediction of blast induced ground vibration using artificial neural network. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*. 2011. Vol. 46. pp. 1214–1222.
7. Kosko B. *Neural networks and fuzzy systems: a dynamical systems approach to machine intelligence*. Prentice-Hall, New Delhi, 2014.
8. Malgin O. N., Sytenkov V. N., Rubtsov S. K. *Vzryvnoe rykhlenie raznoпрочnykh gornyykh porod dlya potochnykh tekhnologiy plastovykh mestorozhdeniy* (Explosive ripping of different-strength rocks for continuous flow process technologies of bedded deposits). Tashkent : Fan, 2006. p. 219.
9. Bibik I. P., Ershov V. P., Kustikov T. P. *Tekhnologicheskie skhemy burovzryvnykh rabot v usloviyakh Dzheroy-Sardarinskogo mestorozhdeniya fosforitov* (Technological schemes of drilling and blasting operations in the conditions of Dzheroy-Sardarinsk phosphorite deposit). *Gornyy vestnik Uzbekistana = Mining bulletin of Uzbekistan*. 2006. No. 4. pp. 36–37.
10. Zharikov I. F. *Effektivnost razrusheniya gornyykh porod zaryadami razlichnykh konstruksiy* (Efficiency of rock failure by various design charges). *Vzryvnoe delo = Explosion technology*. 1987. No. 89/46. pp. 121–126.
11. Zharikov I. F. *Ratsionalnye konstruksii zaryadov pri droblenii gornyykh porod vzryvom* (Rational designs of charges during the blast crushing of rocks). *Vzryvnoe delo = Explosion technology*. 1986. No. 88/46. pp. 121–135.
12. Drukotanny M. F., Ilin V. I., Efremov E. I. *Burovzryvnye raboty na karerakh* (Drilling and blasting operations at open pits). Moscow : Nedra, 1978. 390 p.