



СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>**Управление параметрами энергии взрыва для обеспечения интенсивного дробления горных пород на карьерах**У. Ф. Насиров¹ , Ш. Ш. Заиров²  , М. Р. Мехмонов², А. У. Фатхиддинов³¹ Филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСиС»,
г. Алмалык, Республика Узбекистан² Навоийский государственный горно-технологический университет,
г. Навои, Республика Узбекистан;³ Ташкентский государственный технический университет им. Ислама Каримова,
г. Ташкент, Республика Узбекистан; sher-z@mail.ru**Аннотация**

Управление действием взрыва на основе повышения его энергетической эффективности в технологической скважине является актуальной задачей, так как позволяет обеспечить формирование разрушенной горной массы с заданными параметрами крупности. Одним из направлений повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах традиционно рекомендуется усиление взрывного давления и увеличение времени воздействия взрыва на массив горных пород. Одним из устройств, использование которого позволяет в определенной степени реализовать этот подход является турбулизатор. Турбулизатор изготавливают из алюминиевой пластины, скрученной винтообразно вокруг продольной оси. Монтаж устройства в взрывной технологической скважине осуществляют по специально разработанной схеме. Разработанная методика исследования напряженно-деформированного состояния горного массива при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде взрывчатых веществ позволила определить размер зоны радиальных трещин и радиус дробления горных пород. Рекомендуется способ инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ во взрывном блоке карьера, включающий бурение взрывных скважин, заполнение их взрывчатым веществом, установление внутрискважинных капсулей-детонаторов и взрывание неэлектрической системой инициирования. Взрывной блок разделяется на две равные части, которые в свою очередь содержат три серии скважин для короткозамедленного взрывания. Инициирование скважинных зарядов производится одновременно в двух частях блока в виде трапециевидной схемы взрывания с обеспечением встречи детонационных волн. В первой серии с двух концов взрывного блока производится мгновенное взрывание скважин в виде трапеции. Далее во второй серии через 42 мс взрываются последующие скважины также в виде трапеции. Еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрываются оставшиеся скважины. Внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объемы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ.

Ключевые слова

добыча полезных ископаемых, карьер, взрывные работы, взрывчатые вещества, разрушение горных пород, турбовзрыв, турбулизатор, скважинные заряды, инициирование, АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Узбекистан

Финансирование

Исследование выполнено в рамках плана прикладных научно-исследовательских работ Навоийского государственного горного института на тему: «Разработка технологии отстройки устойчиво-конструктивных бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ» (проект №БВ-А-тех-2018-37).

Для цитирования

Nasirov U. F., Zairov Sh. Sh., Mekhmonov M. R., Fatkhiddinov A. U. Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):137–149. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>



MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research article

**Controlling blast energy parameters
to ensure intensive open-pit rock fragmentation**U. F. Nasirov¹ , Sh. Sh. Zairov²  , M. R. Mekhmonov², A. U. Fatkhiddinov³¹ National University of Science and Technology “MISIS” (Almalyk Branch), Almalyk, Republic of Uzbekistan² Navoi State Mining-Technological University, Navoi, Republic of Uzbekistan³ Islam Karimov Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan sher-z@mail.ru**Abstract**

Controlling blast action, in order to increase its energy efficiency in a production blasthole is quite an important issue. This is because it enables the formation of broken rock mass with preset coarseness parameters. Increasing the blast pressure and the time of the blast impact on a rock mass is traditionally recommended as one of the ways to improve the blast action on the rock mass, thus reducing the oversize yield in open pits. One device which enables this approach to a certain extent is a turbulator. The turbulator is fabricated of aluminum plate twisted in a helical fashion around its longitudinal axis. It is mounted in a production blasthole according to a specially designed scheme. The methodology developed to study the stress and strain state of a rock mass when using a turbulator in a blasthole explosive charge allows the size of radial fracture zone and the radius of rock fragmentation to be defined. A method was developed to initiate blasthole charges in a pit blasting block. It includes drilling blastholes, filling them with explosive, installing downhole blasting caps, and blasting using non-electric initiation system. A blasting block is divided into two equal parts (sections), which in turn contain three series of blastholes for short-delay blasting. Blasthole charges are initiated simultaneously in the two parts of the block based on a trapezoidal blasting pattern, thus ensuring meeting detonation waves. In the first series, instantaneous blasting of blastholes located on both ends of the blasting block and forming a trapezoid (in plan view) is carried out. Then after 42 ms, the second series of blastholes (also forming a trapezoid) is detonated. After another 42 ms, the remaining blastholes are detonated along the perimeter of the blast block in the third series. Implementation of this design with the effect of turbo-blasting for rock fragmentations by blasthole charges at the Kalmakyr deposit of JSC “Almalyk Mining and Metallurgical Complex” has led to the reduction of consumption of explosives, volume of drilling, secondary fragmentation costs, and increased productivity of excavators and mining safety.

Keywords

mining, open pit, blasting, explosives, rock fragmentation, turbo-blast, turbulator, blasthole charges, initiation, JSC “Almalyk Mining and Metallurgical Complex”, JSC “Navoi Mining and Metallurgical Complex”, Uzbekistan

Acknowledgments

The research was performed within the framework of the Plan of Applied Research Works of Navoi State Mining Institute on the topics: “Development of the technology for forming stable open pit walls with regard to drilling and blasting operations technique” (Project No. BV-Atekh-2018-37).

For citation

Nasirov U. F., Zairov Sh. Sh., Mekhmonov M. R., Fatkhiddinov A. U. Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):137–149. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>

Введение

Среди известных современных методов взрывания, существенно влияющих на механический эффект и позволяющих управлять степенью дробления горных пород, выделяются три основных направления [1, 2]:

1) разработка рациональной конструкции заряда взрывчатых веществ (ВВ) для эффективного дробления массива горных пород;

2) соблюдение принципа энергетического соответствия между энергией, которая затрачивается на дробление горных пород, и энергией, которая концентрируется в единице заряда ВВ;

3) разработка различных технологических приемов взрывания.

Анализ современного состояния буровзрывных работ (БВР) с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива [2–7] показал, что повышение эффективности БВР в этих условиях возможно за счет: определения основных закономерностей влияния параметров БВР на физико-механические и горнотехнологические свойства массива, изменяющиеся с глубиной разработки, на эффективность дробления горной массы; обоснования параметров БВР с использованием ВВ, обеспечивающих повышение

эффективности взрывных работ и их безопасность; разработки эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы; разработки комплексной системы безопасности при производстве и применении ВВ, а также разработки технических и технологических решений по управлению действием взрыва, базирующихся на экспериментально установленном физическом эффекте повышения его энергии и импульса в скважине.

В настоящее время даже применением прогрессивных способов ведения БВР не удастся полностью исключить выход крупной фракции (негабаритов), о чём свидетельствует опыт разрушения крепких и особо крепких горных пород при ведении горных работ [8]. Установлено, что увеличение выхода негабарита с 2,5 до 5 % вызывает снижение производительности экскаватора на 20–30 %, а при 20 % выхода негабарита его производительность снижается в 2,0–2,5 раза [9–11]. В связи с этим необходимо уделять особое внимание решению вопросов повышения качества дробления массива горных пород и обеспечению снижения выхода негабаритов.

Традиционная технология ведения БВР на глубоких горизонтах карьеров исчерпала свои возможности, поэтому необходимо внедрение более прогрессивных способов, предусматривающих обеспечение в полной мере заданного качества дробления горной массы. При реализации известных разработанных способов взрывного разрушения массива горных пород не обеспечивается равномерное их дробление, что ведет к ухудшению качества подготовки горной массы и повышенным затратам на экскавацию. При изучении процессов взрывного разрушения массива горных пород с применением скважинных зарядов ВВ необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных свойств взрывающегося массива горных пород. Наиболее перспективным направлением при создании способов разрушения пород с асимметрией распределения энергии взрыва в пространстве и максимальной ее концентрации в направлении вглубь разрушаемого массива является использование явления турбовзрывания.

1. Исследование эффекта «турбовзрывания» при дроблении горных пород

скважинными зарядами взрывчатых веществ

Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах рекомендуется увеличение давления и времени воздействия взрыва на массив путем использования турбулизатора, эффект которого подробно описан в работе [12]. Турбулизатор предназначен для повышения фактического коэффициента использования потенциальной энергии колонковых зарядов промышленных типов ВВ за счет повышения скорости вторичных химических реакций догорания ВВ в скважине после прохождения детонационной волны до момента прорыва продуктов детонации на свободную поверхность.

Базовая конструкция турбулизатора представляет собой пластину, изготовленную из стального листа или алюминия, скрученную винтообразно вокруг продольной оси [12] (рис. 1).

Приведение турбулизатора в действие детонационной волной представлено на рис. 2 [12].

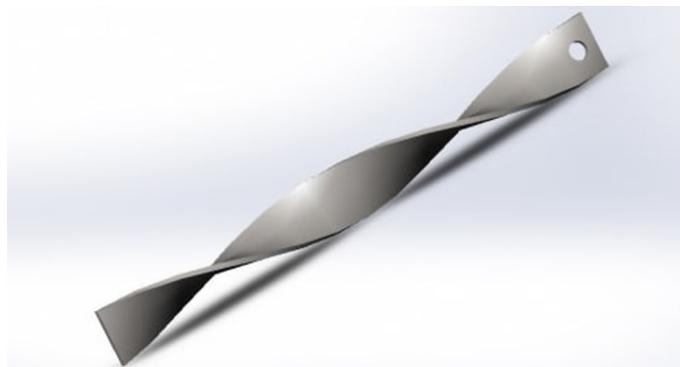


Рис. 1. Базовая конструкция турбулизатора [12]

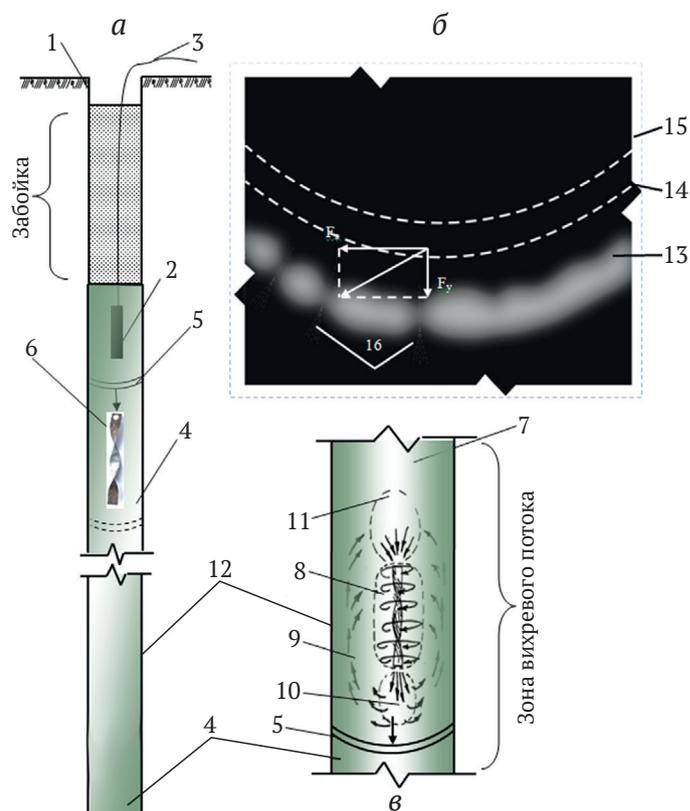


Рис. 2. Схема действия детонационной волны при использовании турбулизатора [12]:

- 1 – взрывная скважина; 2 – промежуточный детонатор;
- 3 – средство взрывания СИНВ; 4 – колонка заряда ВВ;
- 5 – детонационная волна; 6 – турбулизатор;
- 7 – высокоскоростное вращательно-поступательное движение турбулизатора по скважине;
- 8 – осесимметричные вихревые потоки взрывных газов;
- 9 – продольные вихревые потоки взрывных газов;
- 10 – зона компрессии газов; 11 – зона депрессии газов;
- 12 – стенка скважины; 13 – фронт головной ударной волны;
- 14 – расчётное положение контактной поверхности;
- 15 – расчётное положение возвратной волны в ПД;
- 16 – струи продуктов детонации, пронизывающие плазму

Согласно рис. 2 в скважине 1 при взрыве промежуточного детонатора 2 в ВВ 4 формируется детонационная волна 5,двигающаяся к турбулизатору 6. Детонационная волна, проходя через винтообразную пластину, двигается дальше по колонке заряда – 4.

Эффект турбулизации возникает от проходящей вдоль турбулизатора детонационной волны. На рис. 2, б представлено возникающее давление на фронте детонационной волны.

В турбулизаторе возникают давление и скоростной напор высокоплотных продуктов детонации, движущихся за фронтом волны.

Детонационная волна разделяется на силовые составляющие F_x и F_y , при этом составляющая F_x создает крутящий момент вокруг продольной оси турбулизатора, сообщая импульс вращательного движения, а составляющая F_y сообщает турбулизатору импульс поступательного движения по скважине. В результате данного процесса при прохождении детонационной волны через турбулизатор по скважине 7 начинается высокоскоростное вращательно-поступательное движение.

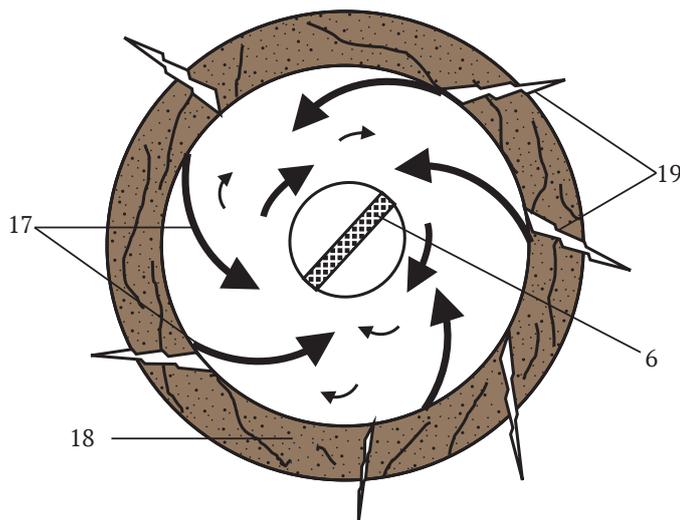


Рис. 3. Процесс образования вихревых потоков взрывных газов во взрывной скважине при использовании турбулизатора:
17 – мелкодисперсные частицы переизмельчённых горных пород; 18 – зона бризантного действия взрыва; 19 – трещины горного массива

В результате высокоскоростного вращательно-поступательного движения во взрывной скважине создаются осесимметричные 8 и продольные 9 вихревые потоки взрывных газов. Перед турбулизатором возникает компрессия газов (зона 10), а позади – депрессия (зона 11) из-за нагнетания взрывных газов вглубь скважины. Со стенки скважины 12 вихревыми потоками 9 срываются мелкодисперсные частицы переизмельчаемой горной породы 17 (рис. 3), которые в зоне 18 образуются из-за бризантного действия взрыва. В самой стенке взрывной скважины снижается концентрация твердых частиц, повышаясь у оси скважины. Далее взрывные газы проникают в трещины горного массива 19 [12].

Рассмотрим гидродинамическую теорию детонации и распространение ударной волны по турбулизатору согласно схеме, приведенной на рис. 4.

Примем следующие параметры среды перед фронтом ударной волны и за ее фронтом: давление P_0 и P_1 , плотность ρ_0 и ρ_1 , температура T_0 и T_1 . Для того чтобы найти связь между этими параметрами, воспользуемся законами сохранения массы, импульса и энергии.

За время t ударная волна переместится на расстояние Ut , а фронт ударной волны – на расстояние Dt . Масса детонационной волны, сжатая за это время, равна $\rho_1(D - U)St$, до сжатия масса равнялась произведению ρ_0DtS . Из закона сохранения массы имеем

$$\rho_0 DSt = \rho_1 (D - U)St, \quad (1)$$

или

$$\rho_0 D = \rho_1 (D - U), \quad (2)$$

где ρ_0 – плотность детонационной волны до сжатия, кг/м^3 ; ρ_1 – плотность детонационной волны после сжатия, кг/м^3 ; D – скорость детонации исходного ВВ, м/с ; U – скорость детонации после прохождения через конструкцию турбулизатора, м/с .

Изменение импульса этой массы равно импульсу силы, действующей на нее:

$$(P_1 - P_0)St = \rho_0 DStU, \quad (3)$$

или

$$P_1 - P_0 = \rho_0 DU, \quad (4)$$

где P_0 – первоначальное давление газов внутри скважины, МПа; P_1 – давление газов внутри скважины после прохождения через конструкцию турбулизатора, МПа.

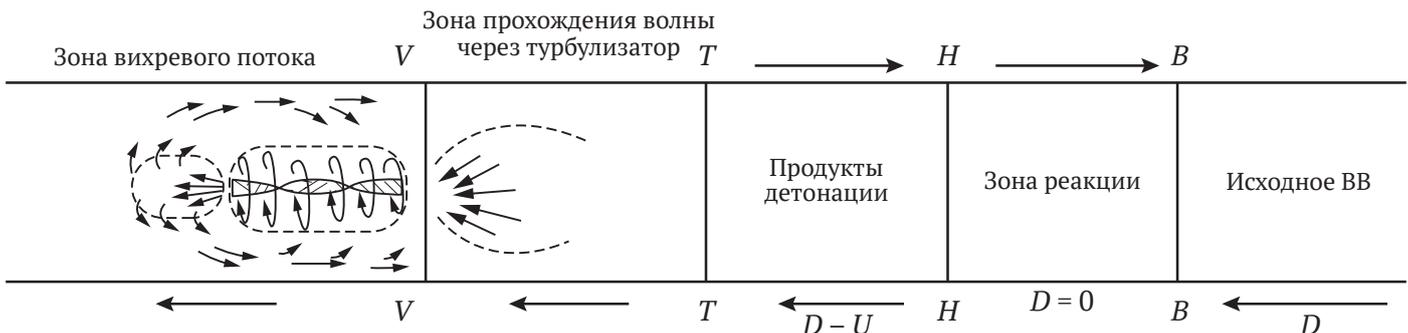


Рис. 4. Схема распространения ударной волны по турбулизатору

Поскольку процесс считается адиабатическим, изменение полной энергии массы детонационной волны $\rho_0 DSt$ равно сумме работы внешних сил и энергии после прохождения через конструкцию турбулизатора, т.е.

$$\rho_0 DSt = P_1 USt + E_r + E_{tr}. \quad (5)$$

Обозначим внутреннюю энергию единицы массы детонационной волны до и после сжатия соответственно через ϵ_0 и ϵ_1 , а кинематическую энергию единицы массы после сжатия $mU^2/2$.

Тогда

$$\rho_0 DSt \left(\epsilon_1 - \epsilon_0 + \frac{mU^2}{2} \right) = P_1 USt + E_r + E_{tr}, \quad (6)$$

где E_r – энергия вращательного движения, Дж; E_{tr} – энергия поступательного движения, Дж; S – площадь поперечного сечения скважины, м².

Определим механическое напряжение на стенки взрывной скважины при использовании конструкции турбулизатора согласно схеме, приведенной на рис. 5.

Длину и скорость вращения детонационной волны определим по формулам:

$$\Delta S = \alpha R; \quad (7)$$

$$v = \lim_{\Delta t \rightarrow 0} \frac{\Delta S}{\Delta t} = \frac{\Delta S}{\Delta t}; \quad (8)$$

$$v = \frac{d(\alpha R)}{dt} = \frac{R d\alpha}{dt} = R\omega, \quad (9)$$

где ΔS – длина вращения детонационной волны, м; α – угол вращения турбулизатора, град; R – радиус кручения турбулизатора, м; v – скорость вращения детонационной волны, м/с; ω – частота вращения, Гц; t – время вращения, с.

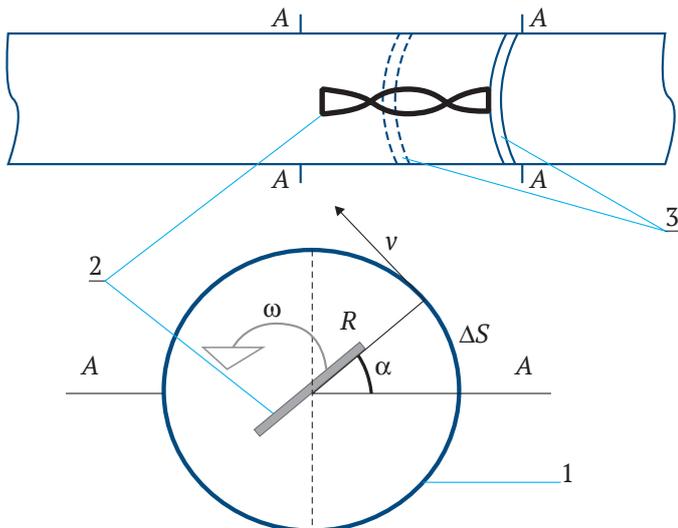


Рис. 5. Схема к расчету механического напряжения на стенки скважины:

- 1 – взрывная скважина; 2 – турбулизатор;
- 3 – детонационная волна; R – радиус кручения турбулизатора; α – угол вращения турбулизатора;
- ω – частота вращения детонационной волны;
- v – скорость вращения детонационной волны;
- ΔS – длина вращения детонационной волны

Для определения энергии вращательного и поступательного движений воспользуемся общеизвестной формулой определения кинетической энергии:

$$E_k = \frac{Mv^2}{2}. \quad (10)$$

Из уравнений (8)–(10) следует, что скорость вращения равна $v = R\omega$. Учитывая данное выражение, получим формулу определения энергии вращательного движения:

$$E_r = \frac{M\omega^2 R^2}{2}, \quad (11)$$

или

$$E_r = \frac{I\omega^2}{2}, \quad (12)$$

где I – момент инерции, кг·м².

В формуле (12) будем учитывать момент инерции для турбулизатора длиной l и массой M , т.е. [13]:

$$I = \frac{1}{12} Ml^2. \quad (13)$$

Отсюда энергия поступательного движения:

$$E_{tr} = \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (14)$$

Подставив выражения (11) и (14) в уравнение (7), получим равенство закона сохранения массы:

$$\rho_0 DSt \left(\epsilon_1 - \epsilon_0 + \frac{mU^2}{2} \right) = P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (15)$$

Механическая работа взрыва в скважине при использовании турбулизатора определяется по формуле:

$$A = P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (16)$$

Механическое напряжение на стенки скважины определяется как:

$$\sigma = \frac{F}{S} = \frac{PS}{S} = P, \quad (17)$$

где F – действующая сила, Н; S – площадь поперечного сечения скважины, м²; P – механическое давление, МПа:

$$P = \frac{A}{\Delta V}, \quad (18)$$

где ΔV – объем газов, движущихся вращательно-поступательно, м³:

$$\Delta V = S\Delta l = S(D-U)t, \quad (19)$$

где Δl – длина газов, движущихся вращательно-поступательно, м.

Подставив выражения (16), (17) и (19) в (18), получим формулу определения механического напряжения на стенки взрывной скважины при использовании конструкции турбулизатора:

$$\sigma = \frac{P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}}{S(D-U)t}. \quad (20)$$

Таким образом, определено механическое напряжение на стенки взрывной скважины при использо-

вании конструкции турбулизатора. Использование эффекта «турбовзрывания» при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ позволяет снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объемы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ.

2. Определение размера зоны радиальных трещин

при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ

На основе теоретических предпосылок [14–17] исследовано влияние физико-механических свойств горных пород и энергетических характеристик ВВ на размеры образующейся при взрыве зоны раздавливания горных пород при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ. Механизм образования зоны раздавливания представлен на рис. 6.

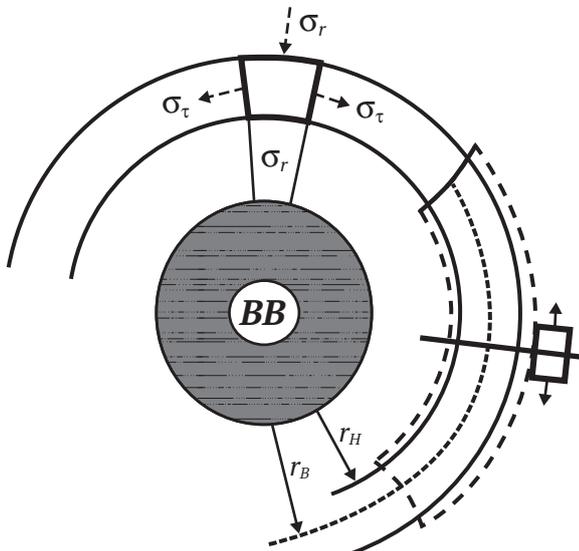


Рис. 6. Механизм образования зоны раздавливания:
 σ_r – сжимающие напряжения;
 σ_τ – растягивающие напряжения

Поток расширяющихся газов от действия турбулизатора будет устремляться в трещины, оказывая влияние на их раскрытие. Скорость потока расширяющихся газов достаточно высокая и газ в этом случае может достигать вершины трещин. В связи с тем что течение газа в трещинах сопровождается гидродинамическими и тепловыми потерями, давление начнет быстро уменьшаться, становясь недостаточным для дальнейшего разрыва.

Таким образом, размер образовавшейся при взрыве зоны радиальных трещин будет зависеть от давления продуктов детонации взрыва, прочностных и упругих свойств окружающих заряд горных пород.

Исследования показали, что при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ зона раздавливания не превышает 3–15 радиусов заряда ВВ. В связи с чем радиус зоны радиальных трещин также будет зависеть от радиуса заряда ВВ, скорости распространения продольных волн в массиве и напряжения.

Радиус зоны радиальных трещин определяется по формуле [13]:

$$r_{rad} = r_0 C_p \frac{\sqrt{\gamma}}{5\sigma_{comp}}, \text{ м}, \quad (21)$$

где r_0 – радиус заряда ВВ, м; γ – плотность породы, кг/м³; C_p – скорость продольных волн в массиве, м/с; σ_{comp} – предел прочности пород на сжатие, Н/м².

При использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ скорость продольных волн в массиве определяется с учетом угла вращения турбулизатора. Отсюда

$$C_p = D \cdot \cos \alpha, \text{ м/с}, \quad (22)$$

где D – скорость детонации промышленного ВВ, м/с; α – угол вращения турбулизатора, град.

Установлено, что с увеличением угла вращения турбулизатора скорость продольных волн в массиве уменьшается. Так, при угле вращения турбулизатора 45° скорость продольных волн в массиве составляет 2700 м/с.

Радиус радиальных трещин при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ рекомендуется определять по формуле:

$$r_{rad} = \frac{0,2Dr_0\sqrt{\gamma}}{\sigma_{comp}} \cos \alpha, \text{ м}, \quad (23)$$

где D – скорость детонации промышленного ВВ, м/с; r_0 – радиус заряда ВВ, м; γ – плотность породы, кг/м³; σ_{comp} – предел прочности пород на сжатие, Н/м²; α – угол вращения турбулизатора, град.

3. Исследование процесса дробления горных пород при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ

Согласно энергетическому принципу расчета параметров ВВР [17, 18] качество дробления при прочих равных обуславливается запасом энергии ВВ в разрушаемом объеме. Однако использовать энергию взрывного разрушения можно по-разному. Установлено, что на качество дробления горных пород наряду с запасом энергии ВВ влияет ряд факторов, из которых наиболее важными являются трещиноватость массива горных пород, диаметр заряда, схема, интервал и порядок взрывания, а также конструкция заряда и тип забойки.

С учетом вышеизложенного зависимость изменения среднего диаметра куса взорванной горной массы d_i от удельного расхода ВВ q (кг/м³) при использовании конструкции турбулизатора можно выразить следующим образом:

$$d_i = d_0 \exp(k_{exp.en} d_0 q).$$

Из данной формулы получена зависимость для определения расстояний между рядами скважин и между скважинами в ряду, которые, в свою очередь, позволяют определить радиус дробления горных пород при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ в зависимости от условий взрывания и требуемого качества:

$$r_{cr.rad} = \sqrt{\frac{pl_{ch}}{mH_l \frac{1}{k_{exp.en} d_0} \ln \frac{d_0}{d_i}}}, \text{ м}, \quad (24)$$

где p – вместимость 1 п. м скважины, м; l_{ch} – длина заряда ВВ в скважине, м; m – коэффициент сближения скважинных зарядов ВВ; H_l – высота уступа, м; $k_{exp.en}$ – коэффициент, учитывающий использование энергии ВВ на дробление горных пород при конкретных схемах взрывания; d_0 – средний диаметр отдельностей массива по степени блочности (трещиноватости), мм; d_i – средний диаметр взорванного куска горных пород, мм.

4. Разработка способа дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора

Разработан способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора, позволяющий обеспечить равномерное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения.

Согласно данному способу изготавливают пластину из алюминиевого листа размерами $2 \times 20 \times 180$ мм, скрученную винтообразно вокруг продольной оси на 360° на один оборот. В поливинилхлоридную трубу длиной 180 мм и диаметром 100 мм устанавливают в вертикальном положении изготовленную пластину по центру и трубу запаивают с двух сторон. Таким образом, создается конструкция, именуемая турбулизатором, в воздушной полости (рис. 7).

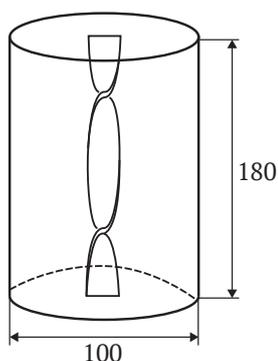


Рис. 7. Конструкция турбулизатора в воздушной полости из поливинилхлоридной трубы

Далее во взрываеом массиве горных пород бурятся взрывные скважины по паспорту буровзрывных работ. На дно скважин устанавливают промежуточный детонатор и засыпают небольшое количество промышленного ВВ так, чтобы промежуточный детонатор был полностью покрыт (рис. 8). Поверху опускают изготовленную конструкцию турбулизатора и скважины засыпают оставшимся количеством ВВ, производят забойку и взрывание.

Применение предлагаемого способа дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора обеспечивает равномер-

ное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения.

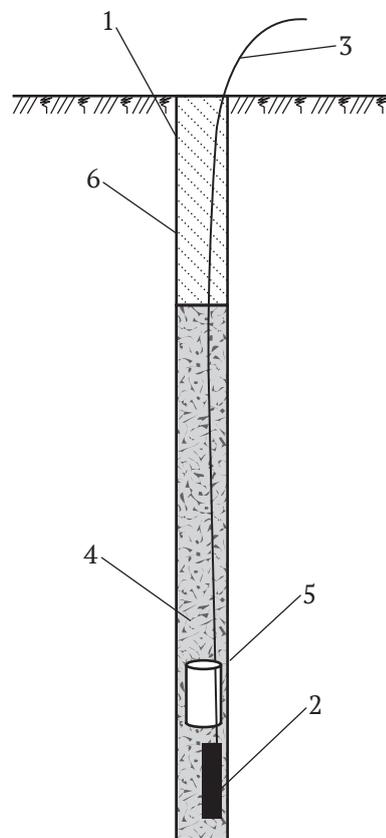


Рис. 8. Конструкция скважинного заряда ВВ с турбулизатором для дробления массива горных пород: 1 – взрывная скважина; 2 – промежуточный детонатор; 3 – система инициирования неэлектрического взрывания; 4 – промышленное ВВ; 5 – конструкция турбулизатора в воздушной полости; 6 – забойка

5. Разработка способа секционного инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ

Разработан также способ инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке, позволяющий управлять длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, их направленностью, а также повысить использование энергии взрыва на дробление горных пород (рис. 9).

Согласно данному способу во взрывном блоке бурятся ряды скважин по паспорту буровзрывных работ. Скважины заполняются промышленным ВВ, в качестве средств инициирования скважинных зарядов ВВ используется неэлектрическая система инициирования СИНВ. Взрывной блок разделяется на две равные части, а они, в свою очередь, на три серии короткозамедленного взрывания скважин. Инициирование скважинных зарядов ВВ производится одновременно в двух частях блока в виде трапециевидной схемы взрывания навстречу друг к другу одновременно так, чтобы произошло встречное движение взрыв-

ных волн и соударение породных кусков при взрыве. С двух концов взрывного блока в первой серии производится мгновенное взрывание скважин в виде трапеции, далее во второй серии через 42 мс взрываются последующие скважины также в виде трапеции, еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрываются оставшиеся скважины.

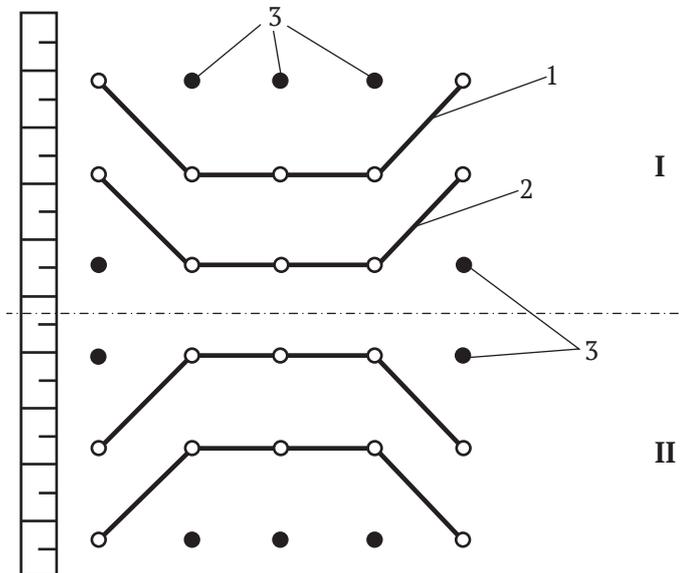


Рис. 9. Схема взрывания в способе секционного инициирования скважинных зарядов:

- I и II – первая и вторая части взрывного блока;
- 1 – первая серия взрывания с замедлением 0 мс;
- 2 – вторая серия взрывания с замедлением 42 мс;
- 3 – третья серия взрывания с замедлением 42 мс

Применение данного способа взрывания позволяет обеспечить эффективное использование энергии взрыва и возможность соударения кусков породы в процессе их движения, что способствует повышению использования энергии взрыва на дробление горных пород, получению заданной степени дробления и обеспечению качества подготовки горной массы для различных технологических схем разработки с минимальными материальными и энергетическими затратами.

6. Промышленное испытание разработанных способов повышения качества дробления массива горных пород

В соответствии с «Программой проведения исследования перераспределения энергии ВВ по длине скважинного заряда при использовании эффекта турбовзрывания» на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» проведены опытно-промышленные испытания новой конструкции скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта турбовзрывания и способа инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке.

Место производства взрывных работ – карьер «Ёшлик-1» – расположен на территории Ташкентской области Республики Узбекистан на расстоянии 1 км к югу от г. Алмалыка. На карьере ведется добыча медно-молибденовых руд. Проектная мощность по выемке горной массы – 88,1 млн м³.

Основными рудовмещающими породами «Ёшлик-1» являются сиенито-диориты (58 % подсчитанных запасов руд), в меньшей степени диориты (35 %) и гранодиорит-порфиры (7 %). Роль остальных пород в локализации рудных тел крайне незначительна.

Общая характеристика руды и породы:

- категория крепости по шкале М.М. Протодяконова – 10–15;
- объёмный вес:
 - балансовой и забалансовой руды – 2,6 т/м³;
 - окисленной руды – 2,5 т/м³;
 - породы – 2,44 т/м³;
- коэффициент разрыхления – 1,5;
- обводнённость карьера – 65–68%.

Бурение взрывных скважин осуществлялось буровым станком марки СБШ-250МНА-32. Взрывные работы на руднике производил участок взрывных работ с использованием ВВ марки ANFO.

Расчет параметров скважинных зарядов рыхления производился согласно «Нормативному справочнику по БВР» и «Техническим правилам ведения взрывных работ на дневной поверхности» [17, 18].

Параметры буровзрывных работ при взрыве по традиционному и разработанному способам дробления горных пород взрывом приведены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры буровзрывных работ при взрыве по традиционному и разработанному способам дробления горных пород взрывом

Показатели	Значение
Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	10–14
Высота уступа, м	15
Глубина скважин, м	18
Диаметр скважин, мм	244,5
Сетка взрывных скважин, мхм	7х7
Количество взрывных скважин, шт.	65
Вес ВВ в скважине, кг	588
Тип ВВ	ANFO
Тип промежуточного детонатора	Алманит
Объем взорванной горной массы, м ³	50180
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,76
Удельный расход бурения, м/м ³	0,0245
Эксплуатационная производительность бурового станка, п.м/год	41800
Количество промежуточных детонаторов, шт.	1

Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов применен способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора. Использование данной конструкции зарядов изменило механизм передачи энергии, увеличивая время процесса разрушения. Процесс разрушения определился первичной волной сжатия и системой последующих волн напряжения, обеспечивая более равномерное и качественное дробление разрушаемого массива.

Также промышленно испытана разработанная схема последовательного взрывания скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта встречного динамического воздействия.

Согласно данной схеме во взрывном блоке были пробурены пять рядов скважин буровым станком СБШ-250МН диаметром 252 мм и сеткой скважин 5×5 м. При высоте уступа 15 м длина скважины составляла 17 м, длина забойки принималась 5 м, длина заряда – 12 м, скважины заполнялись промышленным ВВ марки ANFO с плотностью заряжания 0,85 г/см³. Масса каждого скважинного заряда составляла 618 кг.

Внутрискважинные капсулы-детонаторы устанавливали в нижней части скважин (одна скважина – один детонатор). Интервалы замедления между скважинами принимались 0, 42 и 84 мс. Последовательность взрывания – трапециевидная схема с обеспечением встречи детонационных волн в центре взрывного блока. Инициирование зарядов в системе СИНВ производилось электродетонаторами ЭД-8Ж

и магистральной нитью детонирующего шнура ДШЭ-12. Источником взрывного импульса для неэлектрической системы инициирования СИНВ являлся СИНВ-СТАРТ.

Взрывной блок разделялся на две равные части – I и II по 15 скважин в каждом блоке, а каждая секция на три серии короткозамедленного взрывания скважин. Одновременно в секциях I и II с двух концов взрывного блока в первой серии производилось мгновенное взрывание скважин в виде трапеции, далее во второй серии через 42 мс взрывались остальные скважины одновременно в каждой секции также в виде трапеции, еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрывались оставшиеся скважины.

Основными факторами, которые определяли результаты взрыва, являлись грансостав взорванной горной массы и выход негабаритных кусков горной массы. Результаты промышленных взрывов при использовании базового и разработанного способов приведены на рис. 10 и 11.



Рис. 10. Результаты промышленных взрывов при использовании базового способа дробления массива горных пород



Рис. 11. Результаты промышленных взрывов при использовании разработанного способа дробления массива горных пород

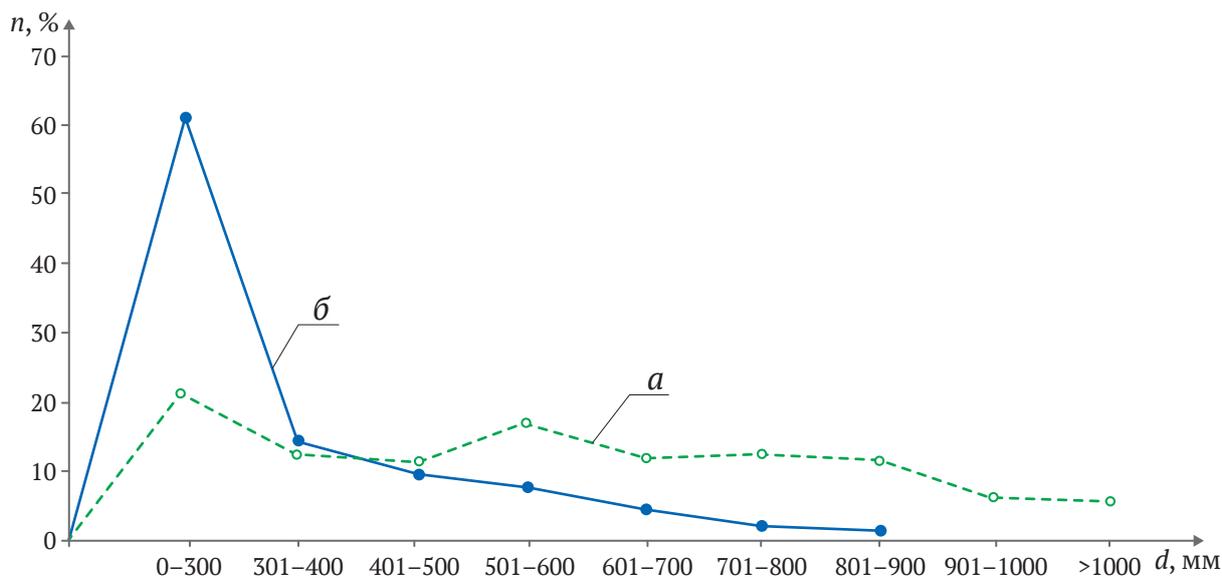


Рис. 12. Распределение фракций гранулометрического состава при базовом (а) и разработанном (б) способах дробления горных пород

После каждого взрыва в процессе отгрузки проанализирован грансостав горных пород. Сравнительные данные распределения гранулометрического состава при базовом и разработанном способах приведены в табл. 2 и на рис. 12.

Таблица 2

Сравнительные данные распределения гранулометрического состава при базовом и разработанном способах дробления горных пород

Линейный размер фракций d , мм	Содержание фракций в зависимости от способа дробления горных пород n , %	
	базовый	разработанный
0-300	20	61,3
301-400	11	12,1
401-500	10	11,2
501-600	16	10,5
601-700	11	2,3
701-800	12	1,6
801-900	11	1
901-1000	5	–
более 1000	4	–

Анализ гранулометрического состава показал, что в разработанном способе по сравнению с базовым средний размер куска уменьшился на 43 %, а количество негабаритных кусков – на 44 %. Проведенные опытно-промышленные испытания показали, что по разработанному способу достигается равномерное дробление горных пород.

Таким образом, внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объёмы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность

работы экскаваторов и безопасность горных работ. Применение способа последовательного взрывания скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта встречного динамического воздействия позволило обеспечить эффективное использование энергии взрыва и возможность соударения кусков породы в процессе их движения, что способствовало повышению использования энергии взрыва на дробление горных пород, получению заданной степени дробления и обеспечению качества подготовки горной массы с минимальными материальными и энергетическими затратами.

Выводы

1. Одним из важнейших компонентов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых является проблема управления действием взрыва, требующая правильного понимания физического механизма его воздействия на разрушаемый горный массив. Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах рекомендуется увеличить давление и время воздействия взрыва на массив путем использования турбулизатора. Турбулизатор предназначен для повышения фактического коэффициента использования потенциальной энергии колонковых зарядов промышленных типов ВВ за счет повышения скорости вторичных химических реакций догорания ВВ в скважине после прохождения детонационной волны до момента прорыва продуктов детонации на свободную поверхность.

2. Предложенная математическая модель перераспределения энергии ВВ по длине скважинного заряда при использовании эффекта «турбовзрывания» показывает, как за счет перераспределения энергии ВВ по длине заряда в нужном направлении изменить степень взрывного воздействия на породу в массиве. Механическое давление на стенки взрывной скважи-



ны зависит от давления за фронтом ударной волны, площади поперечного сечения скважины, скорости детонации после прохождения через конструкцию турбулизатора, времени прохождения ударной волны, длины и массы турбулизатора, частоты вращения, радиуса кручения турбулизатора и скорости детонации исходного ВВ.

3. Физико-механические свойства горных пород и энергетические характеристики ВВ влияют на размеры образующейся при взрыве зоны раздавливания горных пород при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ, при этом размер образовавшейся при взрыве зоны радиальных трещин зависит от давления продуктов детонации взрыва, прочностных и упругих свойств окружающей заряд горных пород. Величина радиуса зоны радиальных трещин горного массива при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, скорости детонации промышленного ВВ, плотности взрывающей породы, углу вращения турбулизатора и обратно пропорционально пределу прочности горных пород на сжатие.

4. Рекомендован способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора, позволяющий обеспечить равномер-

ное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения. Также рекомендован способ инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке, позволяющий управлять длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, их направленностью, а также повысить использование энергии взрыва на дробление горных пород.

5. Практическое внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ и способа инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объёмы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ. Анализ гранулометрического состава показал, что в разработанном способе по сравнению с базовым средний размер куска уменьшился на 43 %, а количество негабаритных кусков – на 44 %.

Список литературы

1. Дубнов Л.В., Колесниченко И.Т. Об энергетическом критерии эффективности ВВ и некоторых его следствиях. *Горный журнал*. 1986;(5):57–61.
2. Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах СССР. В: *Взрывное дело*. Сб. № 89/46. М.: Недра; С. 100–109.
3. Ahmed R. *Comportement et fragmentation dynamique des matériaux quasifragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'École Nationale Supérieure des Mines de Paris. 2004. 210 p. (In French)
4. Peter B. *Optimisation of fragmentation and comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation*. 2005. 179 p.
5. Paine R.S., Holmes, D.K., Clark H.E. Presplit blasting at the Niagara power project. *The Explosives Engineer*. 2003;39(3):72–92.
6. Rossmann H.P. The mechanics and physics of advanced blasting-waves, shocks, fracture, damage, impact and profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
7. Selberg H.L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for Physics*. 1995;5(7):307–314.
8. Кутузов Б.Н., Анриевский А.П. *Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ*. Новосибирск: Наука, 2002.
9. Бибик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. *Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров*. Ташкент: Фан; 2008. 424 с.
10. Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Номдоров Р.У. Формирование устойчивости бортов при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):235–252. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-3-235-252>
11. Заиров Ш.Ш., Мехмонов М.Р., Фатхиддинов А.У. *Повышение качества дробления массива горных пород энергией взрыва*. Монография. LAP Lambert Academic Publishing; 2022. 165 с.
12. Мучник С.В. *Разработка и научное обоснование технических и технологических решений по управлению фугасным действием взрыва в горнодобывающей промышленности*. [Дисс. ... докт. техн. наук]. Новосибирск; 2000. 308 с.
13. Ракишев Б.Р. *Энергоемкость механического разрушения горных пород*. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
14. Лукьянов А.Н. *Разработка научных основ, исследование и внедрение методов и средств интенсификации технологических процессов при открытой разработке скальных сложноструктурных месторождений отрасли*. [Дисс. ... докт. техн. наук]. Москва; 1983. 452 с.



15. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. Scientific and technical fundamentals for explosive destruction of the mass composed of rocks with different hardness. *Mining of Mineral Deposits*. 2017;11(2):46–51. <https://doi.org/10.15407/mining11.02.046>
16. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. Intensification of technological processes in drilling and blasting operations during open-cut mining in Kyzylkum region. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;(12)1:54–60. <https://doi.org/10.15407/mining12.01.054>
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В., Кантор В.Х. *Нормативный справочник по буровзрывным работам*. М.: Недра; 1986. 511 с.
18. Авдеев Ф.А., Барон В.Л. и др. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности*. М.: Недра; 1972. 238 с.

References

1. Dubnov L.V., Kolesnichenko I.T. On the energy criterion of explosives performance and some of its consequences. *Gornyi Zhurnal*. 1986;(5):57–61. (In Russ.)
2. Mosinets V.N. Current condition and prospects for the development of technology and methods of blasting work in the USSR's open pits. In: *Blasting Work*. Collected book, № 89/46. Moscow: Nedra Publ.; Pp. 100–109. (In Russ.)
3. Ahmed R. *Comportement et fragmentation dynamique des matériaux quasifragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'École Nationale Supérieure des Mines de Paris. 2004. 210 p. (In French)
4. Peter B. *Optimisation of fragmentation and comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation*. 2005. 179 p.
5. Paine R.S., Holmes, D.K., Clark H.E. Presplit blasting at the Niagara power project. *The Explosives Engineer*. 2003;39(3):72–92.
6. Rossmann H.P. The mechanics and physics of advanced blasting-waves, shocks, fracture, damage, impact and profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
7. Selberg H.L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for Physics*. 1995;5(7):307–314.
8. Kutuzov B.N., Andrievsky A.P. *New theory and new technologies of rock disintegration by elongated explosive charges*. Novosibirsk: Nauka Publ.; 2002. (In Russ.)
9. Bibik I.P., Rubtsov S.K., Sytenkov D.V. *Control of rock blasting breaking in open pit process flows*. Tashkent: FAN Publ.; 2008. 424 p. (In Russ.)
10. Zairov S.S., Urinov S.R., Nomdorov R.U. Ensuring wall stability in the course of blasting at open pits of Kyzyl Kum Region. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):235–252. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-3-235-252>
11. Zairov Sh.Sh., Mekhmonov M.R., Fatkhiddinov A.U. *Improving quality of rock mass fragmentation by blast energy*. Monograph. LAP Lambert Academic Publishing; 2022. 165 p. (In Russ.)
12. Muchnik S.V. *Development and scientific justification of technical and process solutions for control of blast effect in mining industry*. [Ph.D. thesis in Engineering Science.] Novosibirsk: 2000, 308 p. (In Russ.)
13. Rakishev B.R. *Energy intensity of mechanical disintegration of rocks*. Almaty: Baspager Publ.; 1998. 210 p. (In Russ.)
14. Lukyanov A.N. *Development of scientific foundation, research and implementation of methods and means for intensification of technological processes in open-pit mining of hard rock deposits of complicated structure*. [Ph.D. thesis in Engineering Science.] Moscow; 1983. 452 p. (In Russ.)
15. Zairov Sh.Sh., Sharipov Z.S., Mekhmonov M.R., Arziyeva S. I. Use of the effect of “turbo blasting” in crushing rocks by well charges of explosives. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2021;(4):21–25. (In Russ.) URL: <http://gorniyvestnik.uz/assets/uploads/pdf/2021-oktyabr-dekabr.pdf>
16. Zairov Sh.Sh., Ravshanova M.H., Mekhmonov M.R., Arziyeva S.I. Use of the effect of “turbo blasting” in crushing rocks by well charges of explosives. *Design Engineering*. 2021;(09):10801–10813.
17. Avdeev F.A., Baron V.L., Gurov N.V., Kantor V.Kh. *Drilling and blasting reference-book on standards*. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 511 p. (In Russ.)
18. Avdeev F.A., Baron V.L. et al. *Technical rules for blasting on daytime surface*. Moscow: Nedra Publ.; 1972. 238 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Уткир Фатидинович Насиров – доктор технических наук, заместитель директора по научной работе и инновациям, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС) (филиал в г. Алмалык), г. Алмалык, Республика Узбекистан; Scopus ID [56527108100](https://orcid.org/0009-0001-9200-1000); e-mail unasirov@yandex.ru



Шерзод Шарипович Заиров – доктор технических наук, профессор кафедры Горного дела, Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Республика Узбекистан; ORCID [0000-0002-1513-5683](https://orcid.org/0000-0002-1513-5683), Scopus ID [56527393000](https://scopus.com/authorid/56527393000), ResearcherID [ABC-5825-2020](https://orcid.org/ABC-5825-2020); e-mail sher-z@mail.ru

Максуд Раббонокул угли Мехмонов – докторант, Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Республика Узбекистан

Аслиддин Уткир угли Фатхиддинов – докторант, Ташкентский государственный технический университет им. Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан

Information about the authors

Utkir F. Nasirov – Dr. Sci. (Eng.), Deputy Director for Research and Innovation, National University of Science and Technology “MISiS” (NUST MISiS) (Almalyk Branch), Almalyk, The Republic of Uzbekistan; Scopus ID [56527108100](https://scopus.com/authorid/56527108100); e-mail unasirov@yandex.ru

Sherzod Sh. Zairov – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Mining Department, Navoi State Mining and Technology University, Navoi, The Republic of Uzbekistan; ORCID [0000-0002-1513-5683](https://orcid.org/0000-0002-1513-5683), Scopus ID [56527393000](https://scopus.com/authorid/56527393000), ResearcherID [ABC-5825-2020](https://orcid.org/ABC-5825-2020); e-mail sher-z@mail.ru

Maksud R. Mekhmonov – Doctoral Student, Navoi State Mining and Technology University, Navoi, The Republic of Uzbekistan

Asliddin U. Fatkhiddinov – Doctoral Student, Tashkent State Technical University, Tashkent, The Republic of Uzbekistan

Поступила в редакцию	02.02.2022	Received	02.02.2022
Поступила после рецензирования	14.03.2022	Revised	14.03.2022
Принята к публикации	25.05.2022	Accepted	25.05.2022