

Published:

10.10.2025

KEYWORDScopper smelting slag, oxygen-blown smelting, Cu₂S, fayalite, mechanical copper losses, SEM-EDS, XRD, slag matrix**Библиографический список**

1. Mukhamedzhanova Sh.A., Matkarimov S.T. Development of resource-saving technology for copper production at "Almalyk MMC" JSC S.A.
2. Маткаримов С.Т., Бердияров Б. Т., Мухаметджанова Ш. А. Исследование возможности получения железосодержащих сплавов из шлаков медного производства // Цветные металлы. 2023. № 9. С. 31–36.
3. Ким В. В., Юсупходжаев А. А., Сайназаров А. М. Определение оптимального режима кислородно-факельной плавки сульфидных медных концентратов // Горный журнал. 2009. № 8. Специальный выпуск. С. 68–71

Information about authors:

Muxametjanova Shoir	- PhD, Associate professor of the department of Metallurgy; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan
Abdusamatovna	ORCID: https://orcid.org/0000-0002-6184-6443 e-mail: shoira.muhamet@gmail.com
Matkarimov Sohijon	- DSc, professor of the department of Metallurgy; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan
Turdalievich	ORCID: https://orcid.org/0000-0003-2393-6576 , e-mail: sohibtm@gmail.com
Nosirxo'jayev Sardor Qodirjon o'g'li	- Head of the department of Metallurgy, PhD, Associate professor; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan ORCID: https://orcid.org/0000-0003-1651-5634 , sardornosirxojayev77@gmail.com
Ochildiyev Qahramon Turdalievich	- PhD, Associate professor of the department of Metallurgy; Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan ORCID: https://orcid.org/0000-0002-9891-7508 , qahramonochildiyev@gmail.com
Akramov Ural Akram o'g'li	Senior lecturer at the department of Mining electromechanics, Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, University Str., 2, Republic of Uzbekistan

РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ РАЗБРОСА КУСКОВ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Ш.А. Очилов¹, А.У. Фатхиддинов², Б.А. Гаибназаров², С.М. Раимкулова³, У.Р. Газибекова³

¹Университет геологических наук, Ташкент, Узбекистан

²Алмалыкского филиала Ташкентского государственного технического университета
имени Ислама Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

³Ташкентского государственного технического университета имени Ислама Каримова,
Ташкент, Узбекистан

Doi: 10.5281/zenodo.17338706

АННОТАЦИЯ

В статье рассматриваются результаты промышленных взрывов при использовании базового и разработанного способов снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах. Приведены их преимущества и недостатки. Важное внимание уделяется организации контрольных мер для защиты охраняемых объектов от разлетающихся в результате взрыва кусков горных пород и минимизации их рисков. Выполнены расчеты безопасного расстояния по действию ударно-воздушной волны при взрыве на земной поверхности для зданий и сооружений и расстояния, опасного для людей по разлету отдельных кусков породы. Полученные величины безопасных расстояний значительно меньше, по сравнению с традиционными нормативами, направленными на снижение воздействия взрывных работ на окружающую среду. Предложенный способ позволяет предотвратить опасный разброс кусков породы газами взрыва в процессе их истечения через устье скважины и увеличить продолжительность импульса взрыва, что позволяет получить требуемую степень дробления массива горных пород.

Получено:

16.07.2025

Пересмотрено:

21.07.2025

Пересмотрено:

05.08.2025

Опубликовано:

10.10.2025

**КЛЮЧЕВЫЕ
СЛОВА**

карьер, уступ, горная порода, взрыв, дробления, скважинный заряд, взрывчатая вещество, замедления, инициирования, устье скважины, импульс взрыва.

Введение

При разработке горных пород с применением буровзрывных работ (БВР) возникают серьезные проблемы технологического обеспечения безопасных условий взрывного рыхления. Применение взрывных работ затруднено еще и тем, что в непосредственной близости находятся здания, сооружения и другие объекты. В таких стесненных условиях возникает необходимость защиты охраняемых объектов от разлетающихся в результате взрыва кусков горных пород.

В настоящее время применяются способы снижения разброса кусков горной породы при взрывном дроблении [1], включающие установку над горизонтальной взрываваемой поверхностью специальных укрытий различных конструкций или засыпку поверхности уступа грунтом, автомобильными шинами, навалом в несколько слоев. Главными недостатками данных способов является технологическая трудность выполнения процесса и предотвращение разлета кусков горных пород только с горизонтальных площадок, в то время как значительный выброс горной массы идет с откоса взрываемого уступа.

Также применяется способ ведения взрывных работ с использованием в качестве забойки быстротвердеющих бетонных смесей и химических добавок [2]. Главными недостатками данного способа является сложность регулирования соотношения химических компонентов, использование в качестве добавок дорогостоящих веществ, ограниченные условия применения, твердение бетона до 10% прочности, что явно недостаточно, а большее время для набора прочности бетонной забойки в карьере далеко не всегда может быть выделено по причинам технологического порядка, необходимости круглосуточной охраны заряженных скважин и т.п.

Методы исследования

В результате проведенных исследований разработан способ снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах (рис. 1). Согласно данному способу при дроблении массива горных пород взрывом бурятся скважины – 1 по паспорту буровзрывных работ для данного карьера диаметром 252 мм и глубиной 17 м буровым станком марки СБШ-250МН. В нижнюю часть взрывных скважин устанавливают промежуточные детонаторы марки Nobelit-216Z массой 2 кг и диаметром 70 мм – 2, монтируемых в систему инициирования неэлектрического взрыва СИНВ – 3. Скважины заряжают промышленным ВВ марки

игданит – 4, при этом длина колонки промышленного заряда ВВ составляет 11 м. Над промышленным ВВ в забоечной части скважины на высоту 3 м заполняют также ВВ марки игданит – 5 и в него добавляют воду в соотношении: игданит – 80%, вода – 20%.

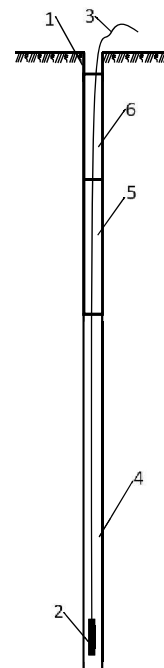


Рис. 1. Способ снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах

Оставшуюся часть скважины заполняют буровой мелочью, выделенную от бурения скважин буровым станком СБШ-250МН, и гипсом, разбавленным с 5%-ным раствором силиката натрия с силикатным модулем, равным 2,4, в соотношении 3:1 – 6.

Таким образом, применение предлагаемого способа предотвращает опасный разброс кусков породы газами взрыва в процессе их истечения через устье скважины, увеличивает продолжительность импульса взрыва и, следовательно, степень использования ее энергии на дробление горных пород.

В соответствии с [3] проведены опытно-промышленные испытания нового способа снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах.

Место производства взрывных работ – карьер «Ёшлик-1» (рис. 2) расположен на территории Ташкентской области Республики Узбекистан на расстоянии 1 км. к югу от г. Алмалык. На карьере ведется добыча медно-молибденовых руд. Проектная мощность по выемке горной массы 88,1 млн. м³.

Программа проведения опытно-промышленных взрывов на руднике Кальмакыр

предусматривала исследование и сравнительную оценку предотвращения опасного разброса кусков породы газами взрыва в процессе их истечения через устье скважины и определение качества взорванной горной массы взрывами скважинных зарядов ВВ. В каждой серии взрыва опытный блок делили на контрольные и экспериментальные участки.

Крепость всех слагающих пород при проведении исследований колебалась в широком диапазоне и составляла по шкале М.М. Протодяконова от 10 до 14, а объемный вес – от 2,4 до 2,6 т/м³.



Рис. 2. Общий вид места производства взрывных работ

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 (рис. 3).



Рис. 3. Массив горных пород карьера «Ёшлик-1»

- 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.

Обводнёность 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

«Нормативного справочника по БВР» и «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности» [4].

Высота взрывааемых уступов была принята 15 м.

Технический расчет и схема расположения взрывных скважин включали в себя:

- геологию и гидрогеологию;
- расчет потребного количества ВМ;
- расчет безопасных расстояний;
- план блока подлежащего взрыванию;
- поперечные профили через заряды;
- общие сведения о диаметре взрывных скважин, величине перебура, угле наклона, объеме буровых работ, объеме взорванной горной массы, ожидаемого выхода горной массы с 1 пог. м скважин, удельном расходе ВВ, сетке расположения скважин;
- конструкцию скважинных зарядов с указанием типа ВВ, промежуточных детонаторов, типа забойки и их расположением по длине скважины;
- схему монтажа взрывной сети с указанием величин интервалов замедления, количество ступеней замедления, типов СИ, способа инициирования зарядов.

Согласно разработанному способу на экспериментальном участке бурились 60 скважин по паспорту буровзрывных работ диаметром 252 мм и глубиной 18 м буровым станком марки СБШ-250МН. В нижнюю часть взрывных скважин устанавливали промежуточные детонаторы массой 2 кг и диаметром 70 мм, смонтировав в систему инициирования неэлектрического взрывания СИНВ. Скважины заряжали промышленным ВВ марки ANFO, при этом длина колонки промышленного заряда ВВ составлял 12 м. Над промышленным ВВ в забоечной части скважины на высоту 3 м заполняли также ВВ марки ANFO и в него добавляли воду в соотношении: ANFO – 80%, вода – 20%. Оставшуюся часть скважины заполняли буровой мелочью и гипсом, разбавленным с 5%-ным раствором силиката натрия с силикатным модулем, равным 2,4, в соотношении 3:1.

При проведении опытно-промышленных работ безопасное расстояние для зданий и сооружений определялось по формуле [3]:

$$r_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3}, \text{ м,}$$

где r_c – расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м; K_r – коэффициент, зависящий от свойства грунта в основании охраняемого здания (сооружения); K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания; N – число групп зарядов (серий); Q – масса заряда, кг.

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании

скважинных зарядов, рассчитанных на дробящее действие гразл, определялось по формуле [3]:

$$r_{\text{разл}} = 1250 \cdot \eta_z \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \cdot \frac{d}{a}}, \text{ м,}$$

где η_z – коэффициент заполнения скважины ВВ; $\eta_{\text{заб}}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой; f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова; d – диаметр взрывающей скважины, м; a – расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

$$\eta_z = \frac{l_{\text{зар}}}{L_{\text{скв}}}; \eta_{\text{заб}} = \frac{l_{\text{заб}}}{L_{\text{скв}} - l_{\text{зар}}}.$$

Безопасное расстояние по действию ударно-воздушной волны при взрыве на земной поверхности для зданий и сооружений рассчитывалось по формуле:

$$r_b = K_b \cdot \sqrt[3]{132 \cdot K_z \cdot N_{\text{скв}} + 0,012 \cdot L_{\text{дш}}}, \text{ м,}$$

где K_b – коэффициент пропорциональности, значение которого зависит от условий расположения и массы заряда, а также от степени допустимых повреждений зданий или сооружений; K_z – коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $L_{\text{заб}}$ к диаметру скважин d (при отсутствии забойки – зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины $L_{\text{скв}}$ к d), расположения и массы заряда, а также от степени допустимых повреждений зданий или сооружений; $N_{\text{скв}}$ – количество скважин в наибольшей серии замедлений; $L_{\text{дш}}$ – длина ДШ во внешней взрывной сети серии, м.



Рис. 4. Результаты промышленного взрыва при использовании базового способа

В результате опытно-промышленных испытаний установлено, что противодействие к взрывному импульсу основного заряда и продуктам детонации создавалось нижней частью забойки, которая способствовала переходу процесса детонации в горение и таким образом снижалась скорость детонационной волны. Верхняя часть забойки после затвердевания (время твердения составила 40 мин.) создала своеобразный затвор, способствуя сокращению интенсивности ударно-воздушной волны и дальности разброса кусков горных пород. Результаты промышленных взрывов при использовании базового и разработанного способов приведены на рис. 4 и 5.



Рис. 5. Результаты промышленного взрыва при использовании разработанного способа

Заключение

В результате опытно-промышленных испытаний способа снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах безопасное расстояние для зданий и сооружений составило 470 м (при традиционном способе – 600 м), расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы – 720 м (при традиционном способе – 1000 м), безопасное расстояние по действию ударно-воздушной волны при взрыве на земной поверхности для зданий и сооружений составило 415 м (при традиционном способе – 650 м).

Таким образом, разработанный способ предотвратил опасный разброс кусков породы газами взрыва в процессе их истечения через устье скважины, увеличил продолжительность импульса взрыва и позволил получить требуемую степень дробления массива горных пород.

KARYERLARDA PORTLATISH ISHLARNI OLIB BORISHDA TOG' JINSLARI PARCHALARI SOCHILIB KETISHINI KAMAYTIRISH USULLARINI ISHLAB CHIQISH

Sh.A. Ochilov¹, A.U. Fatxiddinov², B.A. Gaibnazarov², S.M. Raimkulova³, U.R. Gazibekova³

¹Geologiya fanlari universiteti, Toshkent, O'zbekiston

²Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti Olmaliq filiali, Olmaliq, O'zbekiston

³Islom Karimov nomidagi Toshkent davlat texnika universiteti, Toshkent, O'zbekiston

ANNOTATSIYA	Ushbu maqolada karyerlarda portlatish ishlari olib borilayotganda tog' jinslari parchalari sochilib ketishini kamaytirish bo'yicha asosiy va ishlab chiqilgan usullardan foydalangan holdagi sanoat portlashlari natijalari ko'rib chiqilgan. Ularning afzalliklari va kamchiliklari keltirilgan. Portlash natijasida uchib ketuvchi tog' jinslari parchalari tomonidan himoya ostidagi obyektlarga zarar yetkazilishining oldini olish va xavflarni minimallashtirish uchun nazorat choralari tashkil etishga alohida e'tibor qaratilgan. Yer yuzasida sodir bo'ladigan portlashlar natijasida yuzaga keladigan zarb-to'lqin ta'siri ostida binolar va inshootlar uchun xavfsiz masofalar hamda tog' jinslarining ayrim parchalari uchib ketish ehtimoli bo'yicha insonlar uchun xavfli masofalar hisoblab chiqilgan. Aniqlangan xavfsiz masofalar an'anaviy me'yorlarga nisbatan sezilarli darajada kichik bo'lib, portlatish ishlarining atrof-muhitga ta'sirini kamaytirishga qaratilgan. Taklif etilgan usul portlash gazlarining skvajina og'zidan chiqishi jarayonida tog' jinslari parchalari xavfli darajada sochilib ketishining oldini olishga hamda portlash impulsi davomiyligini oshirishga imkon beradi, bu esa tog' jinslari massividan zarur darajada maydalanish effektini olish imkonini yaratadi.
Kelib tushgan: 16.07.2025	
Ko'rib chiqilgan: 21.07.2025	
Qabul qilingan: 05.08.2025	
Chop etilgan: 10.10.2025	
KALIT SO'ZLAR	karyer, pog'ona, tog' jinsi, kon massasi, portlash, maydalanish, portlatish ishlari, skvajinali zaryad, portlovchi modda, sekinlashtirish, portlashni boshlash (initsirlash), skvajina og'zi, portlash impulsi.

DEVELOPMENT OF METHODS TO REDUCE THE SCATTER OF ROCK FRAGMENTS DURING BLASTING OPERATIONS IN QUARRIES

Sh.A. Ochilov¹, A.U. Fatxiddinov², B.A. Gaibnazarov², S.M. Raimkulova³, U.R. Gazibekova³

¹University of Geological Sciences, Tashkent, Uzbekistan

²Almalyk Branch of Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Almalyk, Uzbekistan

³Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

ABSTRACT	The article examines the results of industrial blasts conducted using both standard and developed methods to reduce rock fragment scatter during blasting operations in open-pit mines. The advantages and disadvantages of these methods are discussed. Special attention is given to implementing control measures to protect safeguarded objects from flying rock fragments and to minimize associated risks. Calculations are presented for safe distances concerning the impact of shock-air waves from surface explosions on buildings and structures, as well as the hazardous distances for people due to scattered rock fragments. The derived safe distances are significantly shorter compared to traditional standards, aimed at reducing the environmental impact of blasting operations. The proposed method prevents dangerous rock fragment scattering caused by blast gases escaping through the borehole mouth and increases the duration of the blast impulse, achieving the desired degree of rock mass fragmentation.
Received: 16.07.2025	
Revised: 21.07.2025	
Accepted: 05.08.2025	
Published: 10.10.2025	
KEYWORD	open-pit mine, bench, rock, rock mass, explosion, fragmentation, blasting operations, borehole charge, explosive substance, delay, initiation, borehole mouth, blast impulse.

Библиографический список

1. Инструкция по производству взрывных работ с защитными укрытиями. – М.: ЦПЭС, 1987.
2. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б. Забойка взрывных скважин на карьерах. – Хабаровск: изд. ТОГУ, 2008. – С. 95-122.
3. Умаров Ф.Я., Сулейманов А.А., Фатхиддинов А.У., Мехмонов М.Р. «Методикой исследования параметров пылегазового загрязнения атмосферы при производстве массовых взрывов на карьерах» на

месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат». – Алмалык, 2023, – 36 с.

4. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В., Кантор В.Х. – М.: «Недра», 1986. – 511 с.

Information about authors:

Ochilov Shuhratulla	– DSc, Associate Professor, Head of the Department of Geological Exploration Techniques and Technology, University of Geological Sciences, 100164, Tashkent, Mirzo Ulugbek district, Olimlar Str., 64, Uzbekistan ORCID: https://orcid.org/0000-0002-4629-1734 , e-mail: o.shuhrat@mail.ru
Fatkhiddinov Asliddinjon	– PhD, Associate Professor, Department of Mechanical Engineering Technology; Almalyk branch of Tashkent State Technical University, 110100, Tashkent region, Almalyk, M.Ulug'bek Str., 45, Republic of Uzbekistan ORCID: https://orcid.org/0009-0000-7396-815X , asliddinjonfathiddinov@gmail.com
Raimkulova Sarvinoz	– PhD student, Department of Mining Engineering, Tashkent State Technical University, 100095, Tashkent, Uzbekistan. E-mail: raimkulovasarvinoz19@gmail.com ORCID: https://orcid.org/0000-0003-1766-7752

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ПОТЕРИ МЕДИ СО ШЛАКАМИ В ПРОЦЕССАХ КИСЛОРОДНОЙ ПЛАВКИ

Мухаметджанова Ш.А., Маткаримов С.Т., Носирходжаев С.К., Очилдиев К.Т., Сайназаров А.М.

Ташкентский государственный технический университет, Ташкент, Узбекистан

Doi: [10.5281/zenodo.17338748](https://doi.org/10.5281/zenodo.17338748)

АННОТАЦИЯ

Получено:
19.07.2025
Пересмотрено:
24.07.2025
Пересмотрено:
08.08.2025
Опубликовано:
10.10.2025

В статье рассматриваются механизмы потерь меди со шлаками при кислородно-факельной плавке, включая растворённые и механические формы. Установлено, что основная часть потерь обусловлена растворением меди в шлаке при высоком окислительном потенциале, связанном с повышенным содержанием магнетита. Анализируется влияние состава шлака, содержания меди в штейне, уровня сернистости, а также физико-химических свойств системы на процессы диспергирования и коалесценции штейновых частиц. Особое внимание уделено роли магнетита в стабилизации сульфидной взвеси и повышении растворимости меди. Приведены рекомендации по снижению потерь меди путём оптимизации состава шлака и технологических параметров процесса.

КЛЮЧЕВЫЕ СЛОВА

Кислородно-факельная плавка, шлак, потери меди, механические потери, растворённые потери, магнетит, межфазное натяжение.

Введение

Повышение эффективности пирометаллургических процессов переработки сульфидных медных концентратов остаётся одной из актуальных задач цветной металлургии. Особое внимание в этом контексте уделяется снижению потерь ценных металлов, прежде всего меди со шлаками. Несмотря на то, что современные технологии обеспечивают высокий уровень извлечения меди, даже незначительные потери при больших объёмах производства ведут к существенным экономическим и ресурсным потерям. Особенно актуальна проблема

снижения остаточной меди в шлаке в условиях переработки сложного сырья [1].

Шлаки, образующиеся при плавке медных концентратов, представляют собой сложные многокомпонентные системы, чьи свойства зависят от состава, температуры, режимов охлаждения и взаимодействия с сульфидной (штейновой) фазой. Химическая и фазовая неоднородность шлаков, особенности их структурной организации и поведение капель штейна при кристаллизации существенно влияют на остаточное содержание меди в твёрдом шлаке. Понимание этих процессов требует как всестороннего экспериментального анализа, так и применения современных