

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ СОХРАНЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКРЫТЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ МАССИВОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

В.Н. Тюпин¹, В.Н. Анисимов²

¹ Белгородский государственный национальный исследовательский университет,
Белгород, Россия

² Институт динамики геосфер РАН, Москва, Россия, e-mail: vicnican@ya.ru

Аннотация: Приведены формулы расчета безопасного расстояния и относительных упругих деформаций при проведении массовых взрывов на открытых или подземных горных работах. Безопасное расстояние подразумевает сохранение устойчивости обнаженных поверхностей подземных выработок или поверхностей карьера при сейсмическом воздействии массовых взрывов. На основе формулы по определению относительных деформаций проанализированы управляемые и неуправляемые параметры буровзрывных работ и физико-технические свойства массивов горных пород. Дана оценка степени влияния управляемых параметров на величину относительных деформаций горного массива. Приведены отдельные методы снижения действия массовых взрывов на устойчивость открытых поверхностей горного массива. Исследования могут быть применены для промышленных испытаний и использования с целью сохранения обнаженных поверхностей горного массива (уступов и бортов карьеров, не закрепленных подземных горных выработок, камер и целиков и т.д.) при проведении массовых взрывов на открытых и подземных горных работах. В Оскольском рудном районе Курской магнитной аномалии организован подземный комплексный полигон для изучения сейсмического действия от массовых взрывов, проводимых в сложноструктурных массивах железистых кварцитов Лебединского, Стойленского карьеров и шахты им.Губкина.

Ключевые слова: массовые взрывы, устойчивость открытых поверхностей, горные массивы, методы сохранения, карьеры, подземные разработки.

Для цитирования: Тюпин В. Н., Анисимов В. Н. Разработка методов сохранения устойчивости открытых поверхностей трещиноватых горных массивов при проведении массовых взрывов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 4. – С. 53–62. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-53–62.

Methods of stability retention of exposed rock surfaces in fractured rock mass under large-scale blasting

V.N. Tyupin¹, V.N. Anisimov²

¹ Belgorod State National Research University, Belgorod, Russia

² Institute of Geosphere Dynamics of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia,
e-mail: vicnican@ya.ru

Abstract: Formulas of safe ranges and relative elastic strains during large-scale blasting in surface or underground mines are presented. A safe range means stability of exposed rock surface in surface

or underground mines under seismic effect of large-scale blasts. Based on the relative strain formula, controlled and uncontrolled parameters of drilling and blasting as well as physicochemical properties of rocks are analyzed. The influence of controlled blast parameters on relative strains of rocks is assessed. Some methods of depression of large-scale blast action on the stability of exposed rock surfaces are described. The research findings can be used in industrial testing, for retention of exposed rock surfaces (benches and pit walls, unsupported side walls of rooms and pillars, etc.) during large-scale blasting in surface and underground mines. In the Oskol ore region of the Kursk Magnetic Anomaly, an underground multipurpose test ground is arranged for studying seismic effect of large-scale blasts in complex-structure ferruginous quartzite bodies in Lebedinsky and Stoilensky open pit mines and in Gibkin Mine.

Key words: large-scale blasts, exposed rock surface stability, rock mass, retention methods, surface mines, underground mines.

For citation: Tyupin V. N., Anisimov V. N. Methods of stability retention of exposed rock surfaces in fractured rock mass under large-scale blasting. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2019;4:53-62. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-04-0-53-62.

Введение

Проблема обеспечения устойчивости обнаженных плоскостей трещиноватых массивов горных пород при проведении вблизи них массовых взрывов является актуальной в настоящее время. Авторами рассматривались проблемы обеспечения устойчивости уступов и бортов карьеров, а также подземных горных выработок (не закрепленных горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, подземных камер и целиков) и т.д.

Нормативные документы и техническая литература [118] в области промышленной безопасности в основном методы оценки сейсмической опасности при проведении массовых взрывов. То есть определяется сейсмически безопасное расстояние до охраняемого объекта, сейсмобезопасная масса заряда ВВ. Незначительное внимание уделяется способам и методам снижения сейсмического действия взрыва. Например, в [4, 17] снизить сейсмическое действие взрыва рекомендуют уменьшением диаметра заряда ВВ, потенциальной энергии ВВ, увеличением количества свободных поверхностей. Снижение сейсмического действия можно достичь созданием искусственного экрана (контурной щели) между местом массового взрыва и охра-

няемым объектом, а также направлением последовательного короткозамедленного взрывания групп скважин.

Практически проектирование БВР необходимо вести с учетом особенностей геологического строения и пространственного положения элементов сложноструктурных массивов: осей шарниров складок, их ядер и крыльев складок, располагая определенным образом врубовые заряды ВВ.

В работе [5] теоретически установлено, что при увеличении длины сейсмической волны и интервала замедления между группами одновременно взрывааемых зарядов ВВ (свыше 60 мс) выработки сохраняют устойчивость. В работе [10] показана возможность районирования карьерного поля по коэффициенту сейсмичности. В сейсмовосприимчивых участках производство взрывных работ следует проводить с осторожностью, так как на этих участках может произойти движение или обрушение пород.

Общие положения

В настоящей статье для разработки методов снижения сейсмозрывного действия массовых взрывов на обнаженные плоскости горного массива предлагается использовать полученную формулу опре-

деления сейсмобезопасных расстояний [19], из которой видна величина допустимых относительных деформаций.

Методы можно применять при проведении массовых взрывов на открытых и подземных разработках. Охраняемыми открытыми поверхностями горного массива являются откосы уступов и борта карьеров, перемычки, кровли или борта подземных горных выработок, камер, целиков.

Формула для определения безопасного расстояния от места производства массового взрыва до плоскости обнажения охраняемого объекта имеет вид [19]:

$$R_{\Phi} \geq \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c_1 \Phi_2 K_1 K_2 K_3}{8 (\epsilon \rho c_2^2 + \mu P \Phi_2) \Phi_1} \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v} \right), \quad (1)$$

где D — скорость детонации; ρ_B — плотность заряжения; d_3 — диаметр заряда ВВ; c_1 — скорость продольной волны в образце породы в районе взрыва; c_2 — скорость продольной волны в образце породы в районе охраняемого обнажения; μ — коэффициент трения между отдельностями в массиве в районе взрыва; v — коэффициент Пуассона горной породы в районе взрыва; K_1 — показатель усиления действия взрыва перпендикулярно одновременно взрывающейся группе зарядов ВВ; K_2 — показатель усиления действия взрыва перпендикулярно плоскостям рядов скважин за контуром отбойки при их КЗВ; K_3 — коэффициент отдачи, указывающий, какая часть энергии передается в окружающий место взрыва массив; Φ_1 — средний показатель трещиноватости массива между местом взрыва и охраняемым сооружением; P — величина горного давления на уровне забоя взрывающихся скважин; ϵ — предельная допустимая деформация массива в районе обнажения; Φ_2 — показатель трещиноватости массива вблизи охраняемого обнажения (характери-

зует устойчивость массива); ρ — объемная масса породы, $\pi = 3,14$.

Инженерная формула расчета показателя усиления действия взрыва перпендикулярно одновременно взрывающейся группе скважин получена на основе учета эффекта взаимодействия зарядов ВВ в трещиноватом массиве [20]:

$$K_1 = \ln 2,7 [n - \mu(n - 1)], \quad (2)$$

где n — число зарядов ВВ в одновременно взрывающейся группе.

Формула расчета показателя усиления действия взрыва K_2 получена с учетом взаимодействия рядов скважин при их КЗВ и имеет вид [20]:

$$K_2 = \ln(1,7N + 1), \quad (3)$$

где N — число рядов скважин.

Коэффициент отдачи получен решением энергетического уравнения при взрыве группы зарядов ВВ вблизи открытой поверхности и равен [20]:

$$K_3 = \left(1 - \sum_{i=1}^z \frac{a_i n_i^*}{2\pi W_i} \right)^{0,5}, \quad (4)$$

где a_i — расстояние между скважинами в ряду или при веерной отбойке половина расстояния между концами скважин; n_i^* — число скважин, взаимодействующих при их одновременном взрыве; W_i — ЛНС или ЛСПП; z — число открытых поверхностей вблизи взрывающейся группы зарядов ВВ.

Анализ (1) показывает, что безопасное расстояние между местом взрыва и охраняемым объектом, обеспечивающее его устойчивость зависит от условной массы ВВ в блоке, определяемой произведением ($D \rho_B \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3$), от величины ЛНС W , диаметра заряда ВВ d_3 , от ориентации блоков относительно охраняемых объектов, определяемых K_1 и K_2 , от естественного или искусственного экранирования взрывных волн, которое определяется показателем трещиноватости Φ_1 .

Кроме того, в (1) степень устойчивости массива вблизи обнажения подземной полости определяется величиной показателя трещиноватости Φ_2 , (зависит от размера отдельности, величины раскрытия трещин, количества систем трещин, свойств материала-заполнителя трещин) и величиной горного давления.

В работе [17] в качестве критерия устойчивости сооружений в горных породах при многократном производстве взрывов дана величина допустимых относительных деформаций ε . За пределами этих деформаций происходит остаточное деформирование, потеря устойчивости и обрушение пород на контуре выработки. Горные сооружения в [17] разделены на классы в зависимости от степени их важности, срока эксплуатации и величины допустимых упругих деформаций, что приведено в таблице.

То есть, определяя фактические значения относительных упругих деформаций, можно установить, будет ли сооружение устойчиво. Используя (1), получена формула для определения величины относительных деформаций на контуре

обнажения при проведении массовых взрывов:

$$\varepsilon = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 \Phi_2 c_1}{8 R \Phi_1 \rho c_2^2} \cdot \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) K_1 K_2 K_3 - \frac{\mu P \Phi_2}{\rho c_2^2} \quad (5)$$

Численный анализ показывает, что второй член правой части (5) на 1–2 порядка меньше первого, поэтому им можно пренебречь. Определим, например, устойчивость борта карьера при проведении массового взрыва в этом карьере. Исходные данные: $D = 4 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_B = 0,9 \cdot 10^3$ кг/м³; $d_3 = 0,25$ м; $\Phi_2 = 60$; $c_1 = 4 \cdot 10^3$ м/с; $\mu = 0,3$; $\nu = 0,25$; $R = 100$ м, 500 м; $\Phi_1 = 8$; кг/м³; $\rho = 2,5 \cdot 10^3$ м/с; $c_2 = 3,5 \cdot 10^3$ м/с; $K_1 = 2,98$ при $n = 10$; $K_2 = 3,55$ при $N = 20$; $K_3 = 0,2$ при $a = 2W$, $n^* = 3$; $P = 2,94 \cdot 10^5$ Па.

Расчеты дают $\varepsilon = 0,0035$ при $R = 100$ м, $\varepsilon = 0,0005$ при $R = 500$ м. То есть на расстоянии $R > 500$ м (таблица) откосы уступов и рабочих бортов карьеров с данными физико-техническими свойствами массивов и параметрами БВР находятся в устойчивом состоянии.

Таблица 1

Рекомендуемые допустимые значения упругих деформаций для сооружений различных классов

Recommended allowable values of elastic strains for different-class structures

Класс сооружений	Характеристика сооружений, срок их эксплуатации	Допустимая упругая деформация, ε
I	Особо ответственные сооружения длительного срока эксплуатации (более 10–15 лет): гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни, камеры дробления, водоотлива, околоствольные двory	0,0001
II	Ответственные сооружения со сроком эксплуатации более 5–10 лет: обводные и транспортные тоннели гидротехнических сооружений, надкамерные целики, квершлагги, борта карьеров, отвалы	0,0002
III	Кратковременно эксплуатируемые сооружения (от 1 года до 5 лет): камеры, уступы, штреки	0,0003
IV	Неответственные сооружения со сроком эксплуатации до года: очистные блоки, рабочие уступы, рабочие борта карьеров и др.	0,0005

Методы регулирования действия массового взрыва на устойчивость обнаженных плоскостей горного массива

В формуле (5) неуправляемыми параметрами являются физико-механические свойства горных пород и горное давление. С увеличением скорости продольной волны в породе c_1 между взрывом и объектом сейсмическое действие взрыва увеличивается. С другой стороны, величина c_2 характеризует прочность (устойчивость) массива на обнажении. С увеличением c_2 устойчивость массива увеличивается. Так как c_2 коррелирует с прочностью пород, то это соответствует данным работы [3, 5]. С увеличением коэффициента трения в районе взрываемого блока μ сейсмическое действие взрыва снижается, так как трение между отдельностями в массиве при взрыве препятствует их сдвигению. Горное давление в районе массового взрыва препятствует сдвигению отдельностей в массиве, а значит, препятствует передаче энергии на расстояние. Горные породы с увеличенным коэффициентом бокового распора (Пуассона) ν и объемной массой горного массива ρ более устойчивы к сейсмозрывным нагрузкам.

Управляемыми параметрами, которые обеспечивают снижение относительных упругих деформаций, а также сейсмическое действие массового взрыва на устойчивое состояние открытой поверхности горного массива, являются скорость детонации (D), плотность заряжения (ρ_B), диаметр заряда ВВ (d_3). Кроме того, управляемыми будут параметры, входящие в формулу (4): ЛНС или ЛСПП (W), а также расстояние между скважинами (a). Управляемыми можно считать число зарядов в группе (n) и число групп зарядов (N), взрывааемых короткозамедленно, формулы (2) и (3). Помимо этого, управляемыми можно считать показатели трещиноватости Φ_1 и Φ_2 . Они харак-

теризуют степень трещиноватости, нарушенности массива горных пород.

Рассмотрим численно влияние приведенных выше управляемых параметров.

Переход, например, на использование в обводненных условиях вместо гранулола, алюмотола ($D = 5,5-6,5$ км/с; $\rho_B = 900-950$ кг/м³) на эмульсионные ВВ с фактической (рабочей) скоростью детонации, определенной через теплоту взрыва $D = 2,8-3,2$ км/с и плотностью заряжения $\rho_B = 1100-1300$ кг/м³ позволит снизить сейсмическое действие взрыва в 1,4–1,6 раза. Уменьшение диаметра скважин, например, с 250 до 150 мм позволит снизить интенсивность действия сейсмозрывных волн в 1,67 раза. Но при этом увеличиваются показатели K_1 и K_2 , так как если необходимо взорвать одинаковый объем блока, увеличивается число скважин в группе и число групп зарядов ВВ, взрывааемых короткозамедленно. Поэтому этот метод необходимо использовать при обработке приконтурных лент, а также при ведении взрывных работ вблизи неустойчивых или особо важных объектов. Для снижения сейсмического действия взрыва можно уменьшать ЛСПП или ЛНС, увеличивая при этом расстояние между скважинами. Так, при квадратной сетке скважин и одной вертикальной плоскости обнажения $a = W$, $K_3 = 0,72$. При использовании диагональной схемы взрывания, когда уменьшается W и увеличивается a , $K_3 = 0,2$. То есть при уменьшении ЛСПП энергия взрыва перераспределяется на выброс породы и меньшее ее количество воздействует на законтурный массив. Увеличение количества обнаженных вертикальных поверхностей, согласно анализу формулы (4), также снижает интенсивность сейсмозрывных волн за счет перераспределения большего количества энергии взрыва на выброс.

Снижать сейсмическое действие взрыва можно уменьшением числа одновре-

менно взрывааемых скважин, согласно формуле (2). Например, при взрыве 10 скважин ($n = 10$) $K_1 = 2,77$. При взрыве 5 скважин ($n = 5$) $K_1 = 1,78$, то есть вредное воздействие взрыва можно снизить в 1,55 раза. При короткозамедленном взрыве 10 групп зарядов интенсивность воздействия в направлении последовательного взрывания групп зарядов равна $K_2 = 2,9$. При взрыве 5 групп зарядов ВВ $K_2 = 2,25$. В противоположном направлении (в сторону отбойки горной массы) $K_2 = 1$.

Управлять интенсивностью воздействия взрыва на законтурную часть массива можно, изменяя показатель трещиноватости массива Φ_1 вблизи взрываемого блока. Для этого весьма эффективны П-образные схемы КЗВ [20, 21]. Взрыв оконтуривающих скважин обеспечивает создание между ними зоны сильно нарушенных горных пород. То есть показатель трещиноватости Φ_1 увеличивается с 60–80 до 100–120. Это обеспечивает частичное экранирование энергии во взрываемом массиве при взрыве скважин внутри блока. Помимо

этого, использование П-образных схем снижает средний размер куска на 20% и выход негабарита на 30–40% [20]. Управлять устойчивостью массива горных пород в охраняемом обнажении можно, например, используя анкерную крепь или смоло-инъекционное упрочнение трещиноватого горного массива. При этом величина Φ_2 уменьшается, соответственно уменьшается и величина относительных деформаций.

Значимость приведенных формул состоит в том, что заключенные в них управляемые и неуправляемые параметры объединены в единое целое. Используя формулы, можно численно анализировать степень снижения интенсивности воздействия взрыва на окружающий массив. Изменяя параметры буровзрывных работ и применяя специальные методы снижения их влияния на массив, можно определить безопасное расстояние до охраняемого открытого участка горного массива. Приведенные методы снижения сейсмического действия взрыва качественно не противоречат исследованиям [1, 3, 4, 10, 14, 17].



Фактическое положение Лебединского и Стойленского карьеров, Коробковского месторождения, г. Губкин и точки наблюдения за геодинамическими процессами от массовых взрывов
Actual location of Lebedinsky and Stoilensky open pit mines, Korobkovo deposit, town of Gubkin and observation points for geodynamic processes during large-scale blasting

Предложенные методы могут быть применены для промышленных испытаний и промышленного использования с целью сохранения устойчивости бортов карьеров, открытых поверхностей подземных горных выработок, камер и целиков. Методы могут быть использованы при отработке приконтурных лент на карьерах и разрезах.

С целью сохранения устойчивости открытых поверхностей трещиноватых горных массивов при проведении массовых взрывов в сложноструктурных массивах железистых кварцитов Лебединского, Стойленского карьеров и шахты им. Губкина комбината «КМА Руда» в Оскольском рудном районе Курской магнитной аномалии организован подземный полигон для изучения сейсмического действия взрывов (рисунок).

На рисунке: слева — г. Губкин; справа — Лебединский и Стойленский карьеры; штрих-пунктирный контур — границы горного отвода Коробковского месторождения комбината «КМА Руда». Пунктир — расположение регионального разлома; треугольник — автоматизированный полигон наблюдения за геодинамическими процессами от массовых взрывов на карьерах и шахтах Оскольского рудного района.

Используя формулу (5), можно получить величину относительных деформаций (ϵ), сравнив которую с данными таблицы, оценить степень устойчивости обнажений на открытых или подземных горных разработках и при необходимости провести корректировку параметров БВР.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Правила безопасности при взрывных работах: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности*. 2-е изд. Сер. 13. Вып. 14. — М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2018. — 340 с.
2. *ГОСТ Р 52892—2007*. Вибрация и удар. Вибрация зданий. Измерение вибрации и оценка ее воздействия на конструкцию.
3. *Руководство по определению радиусов опасных зон сейсмического действия взрывов, проводимых на земной поверхности* / Под ред. В. Л. Барона, В. А. Белина, М. И. Ганопольского. — М., 2011. — 36 с.

Заключение

В настоящей статье приведены формулы расчета безопасного расстояния и величины относительных упругих деформаций при проведении массовых взрывов на открытых или подземных горных работах. Безопасное расстояние подразумевает сохранение устойчивости обнаженных поверхностей подземных выработок или на карьерах. На основе формулы для определения относительных деформаций проанализированы управляемые и неуправляемые параметры, входящие в эту формулу.

Дана оценка степени влияния управляемых параметров на величину относительных деформаций горного массива от сейсмического воздействия массового взрыва. Приведены отдельные методы снижения действия массовых взрывов на устойчивость открытых поверхностей горного массива.

Настоящие исследования могут быть применены для промышленных испытаний и использованы с целью сохранения обнаженных поверхностей горного массива (уступов и бортов карьеров, не закрепленных подземных горных выработок, камер и целиков) при проведении массовых взрывов на открытых и подземных горных работах.

В Оскольском рудном районе Курской магнитной аномалии организован подземный полигон для изучения сейсмического действия от массовых взрывов, проводимых в сложноструктурных массивах железистых кварцитов Лебединского, Стойленского карьеров и шахты им. Губкина.

4. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976. — 271 с.
5. Зыков В. С., Иванов В. В., Соболев В. В. Исследование влияния массовых взрывов на устойчивость подземных горных выработок при открыто-подземной разработке угольных месторождений // Безопасность труда в промышленности. — 2018. — № 11. — С. 19–28.
6. Новиньков А. Г., Протасов С. И., Гукин А. С. Оценка сейсмобезопасности массовых промышленных взрывов // Безопасность труда в промышленности. — 2013. — № 6. — С. 40–48.
7. Новиньков А. Г., Протасов С. И., Самусев П. А., Гукин А. С. Статистическая надежность прогнозирования пиковой скорости колебаний при массовых промышленных взрывах // ФТПРПИ. — 2015. — № 5. — С. 50–57.
8. Богацкий В. Ф. Прогноз и ограничение сейсмической опасности промышленных взрывов // Взрывное дело. — 1983. — № 85/42. — С. 201–213.
9. Аленичев И. А. Реакция массива горных пород в карьерном пространстве на динамические воздействия при производстве взрывных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2018. — № 7. — С. 189–195.
10. Камянский В. Н. Исследование приконтурного массива при производстве взрывных работ на карьерах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2017. — № 17. — С. 228–234.
11. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss. 2. Pp. 183–186.
12. Yang L.-Y., Ding C.-X. Fracture mechanism due to blast-imposed loading under high static stress conditions // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2018. Vol. 107. P. 150–158.
13. Ataei M., Zare M. Evaluation of Blast-Induced Damag Effect on Underground / 7th International Scientific Conference on Modern Management of Mine Producing, Geology and Env, 2007.
14. Белин В. А., Холодилов А. Н., Господариков А. П. Методические основы прогнозирования сейсмического действия массовых взрывов // Горный журнал, 2017. — № 2. — С. 66–68.
15. Oleg N. Poluhin, Aleksandr N. Petin, Ignat M. Ignatenko, Vladimir A. Dunaev, Aleksandr V. Kononov Assessment of the size of rocks in benches and lumpiness of the blasted mountain mass on pits with use of GIS GEOMIX // International Journal of Pharmacy and Tehnology 8 (2016) . P. 26809–26818.
16. Rauche H. Die Kaliindustrie im 21 Jahrhundert. — Erfurt, Springer Vieweg, 2015. — 580 p.
17. Кутузов Б. Н., Скоробогатов В. М., Ерофеев И. Е. и др. Справочник взрывника. — М.: Недра. — 1988. — 511 с.
18. Sarathy M. O. Bench blasting: Objectives and best practices // Journal of Mines, Metals and Fuels. 2015. Vol. 63. Iss. 4. P. 75–87.
19. Тюпин В. Н. Определение безопасных расстояний при ведении взрывных работ вблизи искусственных и естественных полостей в трещиноватых массивах горных пород // Вестник Читинского государственного университета. — 2004. — № 36. — С. 121–129.
20. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. — Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. — 192 с.
21. Тюпин В. Н. Эффективность дробления горных пород взрывом при предварительном закрытии макротрещин // Горный журнал. — 1978. — № 9. — С. 41–44. **ПИАБ**

REFERENCES

1. *Pravila bezopasnosti pri vzryvnykh rabotakh: federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti*. 2-e izd. Ser. 13. Vyp. 14 [Blasting safety regulations: Federal industrial safety code. 2nd edition, Ser. 13. Issue 14], Moscow, ZAO NTTS PB, 2018, 340 p. [In Russ].
2. *Vibratsiya i udar. Vibratsiya zdaniy. Izmerenie vibratsii i otsenka ee vozdeystviya na konstruktsiyu. GOST R 52892-2007*. [Vibration and impact. Vibration of buildings. Vibration measurement and effect on structures. State Standart R 52892-2007].
3. *Rukovodstvo po opredeleniyu radiusov opasnykh zon seysmicheskogo deystviya vzryvov, provodimykh na zemnoy poverkhnosti*. Pod red. V. L. Barona, V. A. Belina, M. I. Ganopol'skogo

[Guidelines on determination of hazard ranges of seismic effects of blasting on ground surface. Baron V. L., Belin V. A., Ganopol'skiy M. I. (Eds.), Moscow, 2011, 36 p. [In Russ].

4. Mosinets V. N. *Drobnyashchee i seysmicheskoe deystvie vzryva v gornyykh porodakh* [Shattering and seismic effects of blasts in rocks], Moscow, Nedra, 1976, 271 p.

5. Zikov V. S., Ivanov V. V., Sobolev V. V. Influence of large-scale blasts on underground excavation stability in open pit / underground coal mining. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2018, no 11, pp. 19–28. [In Russ].

6. Novin'kov A. G., Protasov S. I., Gukin A. S. Assessment of seismic safety of large-scale production blasts. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2013, no 6, pp. 40–48. [In Russ].

7. Novin'kov A. G., Protasov S. I., Samusev P. A., Gukin A. S. Statistical reliability of PPV prediction in large-scale production blasting. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2015, no 5, pp. 50–57. [In Russ].

8. Bogatskiy V. F. Prediction and limitation of seismic hazard of production blasts. *Vzryvnoe delo*. 1983, no 85/42, pp. 201–213. [In Russ].

9. Alenichev I. A. Rock mass response to dynamic impact of blasting in open pit mine area. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2018, no 7, pp. 189–195. [In Russ].

10. Kamyanskiy V. N. Pitwall rock mass analysis during blasting. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2017, no 17, pp. 228–234. [In Russ].

11. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016. Vol. 26. Iss. 2. Pp. 183–186.

12. Yang L.-Y., Ding C.-X. Fracture mechanism due to blast-imposed loading under high static stress conditions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 107. P. 150–158.

13. Ataei M., Zare M. Evaluation of Blast-Induced Damag Effect on Underground. *7th International Scientific Conference on Modern Management of Mine Producing, Geology and Env*, 2007.

14. Belin V. A., Kholodilov A. N., Gospodarikov A. P. Methodical framework for prediction of seismic effects of large-scale blasts. *Gornyy zhurnal*, 2017, no 2, pp. 66–68. [In Russ].

15. Oleg N. Poluhin, Aleksandr N. Petin, Ignat M. Ignatenko, Vladimir A. Dunaev, Aleksandr V. Konovalov Assessment of the size of rocks in benches and lumpiness of the blasted mountain mass on pits with use of GIS GEOMIX. *International Journal of Pharmacy and Tehnology*. 8 (2016). Pp. 26809–26818.

16. Rauche H. *Die Kaliindustrie im 21 Jahrhundert*. Erfurt, Springer Vieweg, 2015. 580 s.

17. Kutuzov B. N., Skorobogatov V. M., Erofeev I. E. *Spravochnik vzryvnika* [Shot-firer's handbook], Moscow, Nedra. 1988, 511 p.

18. Sarathy M. O. Bench blasting: Objectives and best practices. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2015. Vol. 63. Iss. 4. P. 75–87.

19. Tyupin V. N. Determination of safe blasting ranges nearby artificial and natural cavities in fractured rock mass. *Vestnik CHitinskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2004, no 36, pp. 121–129. [In Russ].

20. Tyupin V. N. *Vzryvnye i geomekhanicheskie protsessy v treshchinovatykh napryazhennykh gornyykh massivakh* [Explosion and geomechanical processes in high-stress fractured rock mass], Belgorod, ID «Belgorod» NIU «BelGU», 2017, 192 p.

21. Tyupin V. N. Efficiency of rock fragmentation by blasting with pre-closure of microcracks. *Gornyy zhurnal*. 1978, no 9, pp. 41–44. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Тюпин Владимир Николаевич — доктор технических наук, профессор,
Белгородский государственный национальный исследовательский университет,
e-mail: tyupinvn@mail.ru,

Анисимов Виктор Николаевич — кандидат технических наук,
старший научный сотрудник, e-mail: vicnican@ya.ru,
Институт динамики геосфер РАН.

Для контактов: Анисимов В.Н., e-mail: vicnican@ya.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.N. Tyupin, Doctor of Technical Sciences, Professor, e-mail: tyupinvn@mail.ru, Belgorod State National Research University, 308015, Belgorod, Russia,

V.N. Anisimov, Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher, Institute of Geosphere Dynamics of Russian Academy of Sciences, 119334, Moscow, Russia, e-mail: vicnican@ya.ru.

Corresponding author: V.N. Anisimov, e-mail: vicnican@ya.ru.



РУКОПИСИ, ДЕПОНИРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «ГОРНАЯ КНИГА»

ПРИМЕНЕНИЕ БУРЫХ УГЛЕЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ В УСЛОВИЯХ ИХ КОНТАКТА С ВОДОЙ

(№ 1178/04–19 от 12.03.2019, 16 с.)

Фоменко Наталья Александровна — инженер, e-mail: natali92@mail.ru, НИТУ «МИСиС».

Исследован состав водорастворимых продуктов, образующихся при взаимодействии с водой текущих и лежалых золошлаковых отходов двух ТЭС Красноярского края, использующих для сжигания бурые угли Канско-Ачинского бассейна. Показано, что лежалые отходы отличаются от текущих ЗШО значительно более высоким выходом водорастворимых веществ и большим содержанием в них бария, кальция, хрома, железа, марганца, молибдена, цинка и особенно стронция. Определен выход и состав водорастворимых веществ из бурых углей (окисленный и неокисленный) Бородинского разреза. Отмечено, что содержание водорастворимого бора, бария, кальция, магния и особенно стронция выше в окисленном угле. Исследовано влияние добавок окисленного и неокисленного бурого угля на изменение компонентного состава водорастворимых соединений из ЗШО (при разных соотношениях ЗШО:Уголь). Разработана расчетная методика оценки эмиссии в воду потенциально опасных элементов, образующихся при контакте золошлаковых отходов с водой, и влияния на этот показатель бурых углей. Установлено, что совместное использование золошлаковых отходов с окисленным бурым углем позволяет снизить содержание в водорастворимых веществах, выделяющихся при контакте отходов с водой, таких элементов как стронций, бор, барий и др., что обеспечивает возможность безопасного использования золошлаковых отходов в части дополнительной эмиссии потенциально опасных элементов в водную среду.

Ключевые слова: золошлаковые отходы, окисленный бурый уголь, водорастворимые вещества, эмиссия в воду химического элемента.

THE USE OF BROWN COAL TO IMPROVE ENVIRONMENTAL SAFETY OF DISPOSAL OF BOTTOM ASH WASTE IN TERMS OF THEIR CONTACT WITH WATER

N.A. Fomenko, Engineer, e-mail: natali92@mail.ru,

National University of Science and Technology «MIStS», 119049, Moscow, Russia.

The composition of water-soluble products formed in the interaction with water of current and stale ash and slag waste of two thermal power plants of the Krasnoyarsk territory, using brown coals of the Kansk-Achinsk basin for combustion, is studied. It is shown that the stale waste differs from the current LSD significantly higher yield of water-soluble substances and a high content of barium, calcium, chromium, iron, manganese, molybdenum, zinc and especially strontium. The yield and composition of water-soluble substances from brown coals (oxidized and non-oxidized) of Borodino section were determined. It is noted that the content of water-soluble boron, barium, calcium, magnesium and especially strontium is higher in oxidized coal. We investigated the effect of supplementation with oxidized and non-oxidized brown coal at the change in the component composition of water-soluble compounds of ASW (at different ratios of ash and slag waste of Coal). A calculation method for estimating the emission into water of potentially hazardous elements formed by contact of ash and slag waste with water and the impact of brown coal on this indicator has been developed. It is established that the combined use of ash and slag waste with oxidized brown coal allows to reduce the content of water-soluble substances released in contact with water, such elements as strontium, boron, barium, etc., which provides the possibility of safe use of ash and slag waste in terms of additional emission of potentially hazardous elements into the aquatic environment.

Key words waste slag, oxidized lignite, water-soluble substances, emissions into water chemical element.