

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Материалы
научно-технических семинаров, 2012 г.*

Российская академия наук
Уральское отделение
Институт горного дела

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*По материалам апрельского и октябрьского
научно-технических семинаров
по буровзрывным работам 2012 г.*

Екатеринбург
2013

УДК 622.235(063)
Т38

Технология и безопасность взрывных работ: Материалы научно-технических семинаров 24 апреля, 11 октября 2012 г./ ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2013. – 203 с.

В сборнике представлены доклады и выступления специалистов (ученых и производственников) на научно-технических семинарах по вопросам технологии и безопасности буровзрывных работ на горнорудных и нерудных карьерах Урала, в строительстве, в горячих массивах и при обрушении зданий и сооружений.

Т38 Научно-технические семинары проведены Институтом горного дела УрО РАН, Уральским управлением Ростехнадзора и некоммерческим партнерством «Взрывники Урала» в рамках XI Уральского горнопромышленного съезда (Свердловская обл., г. Асбест, 23–26 мая 2011 г.) и региональной специализированной выставки с международным участием «Горное дело: технологии, оборудование, спецтехника», Екатеринбург, 2012 г.

Ответственный редактор
кандидат технических наук **Г.П. Берсенёв**

Издание осуществлено при финансовой поддержке некоммерческого партнерства «Взрывники Урала»

© Авторы, 2013

ЗАДАЧИ ВЗРЫВНИКОВ УРАЛА

УДК 622 (09)

О ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ СЪЕЗДАХ УРАЛА

С.В. Корнилков, А.В. Глебов

Заметной страницей истории горного дела на Урале стали Уральские горнопромышленные съезды. Традиция берет свое начало в 1880 г. В конце XIX – начале XX века их было двадцать один. Уже наши современники отмечают большую роль съездов 1880–1916 гг. в консолидации интеллектуальных и материальных ресурсов горной промышленности для обеспечения комплексного подхода к эксплуатации природных ресурсов во имя благосостояния жителей всего Уральского региона.

На съездах горнопромышленников Урала поднимались и решались весьма важные вопросы горного дела. Так, на VII съезде была поддержана инициатива Екатеринбургской городской управы об открытии на базе передового Уральского горного училища в Екатеринбурге, тогда входившего в Пермскую губернию, высшего учебного заведения – Горного института.

История двенадцати съездов, проходивших в Екатеринбурге с 1880 по 1904 г., подробно изложена в книге В.В. Филатова «Очерки истории съездов горнопромышленников Уральской горной области», изданной Уральским горным институтом в 1991 г. Выпуск этой книги был приурочен к **Первому (XXII)** с начала истории горнопромышленных съездов в 1880 году) Уральскому горнопромышленному съезду, который состоялся в Свердловске 25–29 июня 1991 г.

Инициатором возрождения съездов горнопромышленников стал Свердловский горный институт. Огромную работу по изучению истории съездов, подготовке и проведению первого после продолжительного перерыва съезда проделали Л.А. Антропов, И.В. Дементьев, В.К. Долганов, Э.Ф. Емлин, Б.Н. Кравец, В.З. Козин, Г.Г. Коргуль, Э.С. Лапин, В.А. Лукас, Ю.В. Попов, К.И. Попова, Н.И. Теряев, Н.С. Томилина, В.Г. Фризен, В.С. Хохряков, А.В. Хохряков, В.И. Якшин и многие др. Собранные в Свердловске участники **Первого (XXII)** съезда, а их было только официальных

239 от 120 организаций и предприятий, в том числе 25 зарубежных, особо отметили, что горное производство в границах Уральского региона по объемам работ, занятости населения является важнейшим звеном народного хозяйства России.

Съезд счел актуальным учреждение Уральской горнопромышленной ассоциации во главе с президентом И.В. Дементьевым и генеральным директором А.А. Соколовым и определил задачи добровольного союза горнопромышленников Урала.

Второй (XXIII) Уральский горнопромышленный съезд был проведен в Нижнем Тагиле (15–17 июня 1993 г.) на базе Высокогорского горно-обогатительного комбината. Возглавил организационный комитет И.В. Дементьев, ректор Свердловского горного института, президент Уральской горнопромышленной ассоциации. Контроль за деятельностью рабочих групп вели А.А. Ястребков, генеральный директор Уральской горнопромышленной ассоциации, С.Л. Устюжанин, генеральный директор Высокогорского ГОКа, А.П. Веер, заместитель главы администрации Нижнего Тагила. Для создания условий успешной работы съезда много сделал В.В. Осламенко, заместитель главного инженера ГОКа.

На Втором (XXIII) съезде, впервые в практике горнопромышленных съездов, были вручены Уральские горные премии. Впоследствии это стало традицией. Первые лауреаты – Борис Алексеевич Попов, Леонид Евгеньевич Зубрилов, Парфён Павлович Бастан, Борис Дмитриевич Котельников.

6–8 июня 1995 г. состоялся **Третий (XXIV)** Уральский горнопромышленный съезд, который проходил в Пермской области, в городе Березники, в районе Верхнекамских месторождений калийных солей. Основная нагрузка по его проведению легла на коллектив ОАО «Уралкалий» и его руководителей – А.М. Поликшу и Л.М. Папулова. Всю непосредственную организаторскую работу успешно провел А.С. Триполко, заместитель главного инженера ОАО «Уралкалий». От Уральской горнопромышленной ассоциации координацией деятельности рабочих групп занимался ее генеральный директор Е.С. Горев. Значительный вклад (и материальный, и организационный) в проведение съезда внесло ОАО «Сильвинит» во главе с генеральным директором П.И. Кондрашевым.

Четвертый (XXV) Уральский съезд горнопромышленников, который проходил 23–27 июня 1997 г. в Уфе, собрал около 150 участников. На стадии подготовки больше внимания стало уделяться выработке целей и задач. В организации и проведении съезда большая заслуга принадлежит прежде всего М.А. Шакирову, заместителю премьер-министра Республики Башкортостан, Б.Д. Магадееву,

председателю Государственного комитета Республики Башкортостан по геологии и использованию недр, А.Ш. Сыртланову, генеральному директору АНК «Башнефть», руководителям еще более десяти предприятий республики, обеспечившим финансовую поддержку съезда. Надо отметить участие Р.А. Хамитова, начальника одного из отделов Госкомгеологии Республики Башкортостан.

Пятый (XXVI) Уральский горнопромышленный съезд проходил 21–25 июня 1999 г. в Оренбурге. На нем впервые в практике Уральских горнопромышленных съездов проведен круглый стол на тему «Горному делу Урала – современные технологии». Новшеством также стало вручение лауреатам Уральской горной премии специально изготовленной к съезду медали. Вручали их глава администрации Оренбургской области В.В. Елагин и его первый заместитель А.И. Зеленцов. Они много внимания уделяли съезду еще во время подготовки.

Основную работу успешно проделали В.В. Кирсанов и Д.В. Плугин (председатель Комитета природных ресурсов Оренбургской области и его заместитель).

Ряд участников съезда настойчиво предлагал провести очередной съезд не через два года, как это традиционно сложилось, а в год 300-летия учреждения в России Приказа рудокопных дел. И действительно **Шестой (XXVII)** Уральский горнопромышленный съезд прошел 7–9 августа 2000 г. в Верхнем Уфалее Челябинской области на базе ОАО «Уфалейникель» и госпредприятия «Уралэлемент». Руководство по организации съезда взяли на себя Н.М. Рязанов, заместитель губернатора Челябинской области, Ю.В. Абдурахимов, глава администрации Верхнего Уфалья, С.И. Бирюков, генеральный директор ОАО «Уфалейникель». Особенно активное участие приняли Ю.И. Нетруненко, директор филиала Южно-Уральского государственного университета, К.Г. Янюк, генеральный директор госпредприятия «Уралэлемент», В.В. Сафронов, заместитель генерального директора ОАО «Уфалейникель». В подготовке съезда, проекта его решений приняли участие В.Г. Альбрехт, вице-президент центральной компании финансово-промышленной группы «Драгоценности Урала», Е.С. Горев, генеральный директор Горнопромышленной ассоциации Урала, И.В. Дементьев, ректор Уральской горно-геологической академии (УГГА), президент Горнопромышленной ассоциации, М.Н. Игнатьева, заведующая кафедрой экономической теории и предпринимательства УГГА, В.З. Козин, главный редактор журнала «Уральское горное обозрение», академик В.А. Коротеев, директор Института геологии и геохимии УрО РАН, Ю.А. Поленов, директор Уральского геологического музея, академик А.И. Татаркин, директор Института эко-

номики УрО РАН, член-кор. РАН В.Л. Яковлев, директор Института горного дела УрО РАН и многие др.

Кроме тематического журнала «Уральское горное обозрение», к открытию съезда была выпущена книга «Вклад Урала в горное производство России за 300 лет», которая стала первой в серии «Урал горный на рубеже веков».

18–19 июня 2002 г. в Ухте (Республика Коми) проведен **Седьмой (XXVIII)** Уральский съезд горнопромышленников. Инициаторами выступили глава Республики Коми В.А. Торлопов, он же председатель оргкомитета съезда, Академия естественных наук РФ, Академия горных наук РФ (Ю.Н. Малышев, президент НП «Горнопромышленники России», президент Академии горных наук РФ), Уральское отделение РАН, Горнопромышленная ассоциация Урала (И.В. Дементьев, президент Горнопромышленной ассоциации Урала, ректор Уральской государственной горно-геологической академии). Активное участие в организации приняли В.Г. Альбрехт, вице-президент центральной компании финансово-промышленной группы «Драгоценности Урала», Е.С. Горев, генеральный директор Горнопромышленной ассоциации Урала, А.А. Беляев, заместитель генерального директора Горнопромышленной ассоциации Урала. Генеральным спонсором являлось ОАО «СУАЛ-Холдинг» (президент В.Ф. Вексельберг).

К съезду приурочен специальный выпуск журнала «Уральское горное обозрение», основу которого составили материалы, связанные с минерально-сырьевой базой Республики Коми, с ее горнопромышленным комплексом.

Восьмой (XXIX) Уральский горнопромышленный съезд проведен 14–16 июля 2004 г. на базе и при непосредственной поддержке ОАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат», который отмечал 50-летие со дня основания.

Руководство по организации съезда и его проведению взяли на себя: И.А. Абдрахманов, генеральный директор ОАО «Учалинский ГОК», И.В. Дементьев, президент НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», Е.С. Горев, генеральный директор НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», А.А. Беляев, заместитель генерального директора НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», В.Л. Яковлев, директор Института горного дела УрО РАН.

К съезду приурочен специальный выпуск журнала «Уральское горное обозрение», посвященный юбилею Учалинского ГОКа.

В соответствии с рекомендациями восьмого съезда 28–30 июня 2006 г. в Нижнем Тагиле на базе ОАО «Высокогорский ГОК» проведен **Девятый (XXX)** съезд. К нему выпущен IV том уральской гор-

ной энциклопедии «Урал горный на рубеже веков» под названием «Горнорудное производство черной металлургии Урала».

Девятый съезд приурочен к 285-летнему юбилею Высокогорского горно-обогатительного комбината и проходил в рамках его празднования. К съезду был приурочен специальный выпуск журнала «Уральское горное обозрение».

Оргкомитет возглавил В.А. Молчанов, первый заместитель главы областного правительства, министр промышленности и науки. Активное участие в организации и проведении съезда приняли И.В. Дементьев, президент НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», Е.С. Горев, генеральный директор НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», В.Л. Яковлев, директор Института горного дела УрО РАН, А.И. Татаркин, директор Института экономики УрО РАН и др.

23–24 июня 2009 г. в Екатеринбурге состоялся очередной **Десятый (XXXI)** Уральский горнопромышленный съезд, на который были приглашены и присутствовали члены НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» и члены Академии горных наук РФ.

В связи с 70-летием Горно-геологического института УФАИ СССР к съезду был впервые выпущен электронный вариант журнала «Уральское горное обозрение».

С основным докладом «Организационное укрепление НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» и УрО АГН – важное условие эффективной поддержки недропользователей в деле ускоренного и максимально инновационного выхода из кризиса» выступил В.Л. Яковлев, президент Горнопромышленной ассоциации Урала, председатель Уральского отделения Академии горных наук. В рамках съезда был проведен круглый стол «Производство в период кризиса» с участием членов Академии горных наук РФ.

Организаторами съезда были Е.С. Горев, генеральный директор НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», С.В. Корнилов, директор Института горного дела УрО РАН.

Десять Уральских горнопромышленных съездов подтвердили необходимость: обеспечения стабильности в экономике и управляемости экономическими процессами, повышения роли государства в создании условий для оживления хозяйственной деятельности и платежеспособного спроса, активизации межрегиональных хозяйственных связей, усиления и совершенствования взаимодействия структур власти и местного самоуправления с предприятиями горнопромышленного и топливно-энергетического комплексов, решения социальных проблем горнозаводских территорий. Поэтому на первый план Горнопромышленная ассоциация Урала выдвигает

восстановление инвестиционных льгот; упорядочение механизма ускоренной амортизации; упорядочение ставок НДС и пр.; устранение дефицита квалифицированных кадров; социально ориентированную политику в отношении молодых специалистов; интенсификацию технического и технологического обновления производства; воспроизводство минерально-сырьевых ресурсов, увязанное с увеличением темпов добычи полезных ископаемых. К числу первоочередных задач ассоциации следует отнести совершенствование деятельности, способствующей переходу организаций горнопромышленного комплекса Урала на инновационный путь развития, мобилизации их потенциальных ресурсов на основе модернизации, повышающей конкурентоспособность предприятий; признание приоритета отечественного научно-технического потенциала по всему циклу горного производства – разведке, добыче, переработке природных ресурсов и изготовлению конечной высокотехнологичной продукции.

В соответствии с поставленными задачами определены основные направления деятельности, заключающиеся в создании благоприятных условий в сфере горного бизнеса на основе государственного регулирования и развития частного и государственного партнерства, решении проблем воспроизводства минерально-сырьевой базы, формировании национальной системы научных исследований и разработок, обеспечении необходимого уровня технологической готовности горнопромышленного комплекса к эффективному функционированию, а также формировании современной кадровой политики, повышении имиджа горного бизнеса и сохранении истории горного дела на Урале.

Уральское горное сообщество на протяжении 20 лет никогда не оставалось равнодушным к проблемам недропользования и предлагало на своих горнопромышленных съездах пути развития горнопромышленного комплекса Урала. Многие уже закреплены законом и другими нормативными актами. Коллективно выработанные на съездах рекомендации и предложения специалистов горнопромышленного комплекса находят применение в деятельности властных структур как Российской Федерации, так и ее субъектов в Уральском регионе.

25–26 июня 2011 г. в Асбесте, на базе ОАО «Ураласбест» проведен **Одиннадцатый (XXXII)** Уральский съезд горнопромышленников.

Активное участие в организации и проведении съезда приняли: С.В. Корнилов, президент НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» (НП ГАУ), А.А. Беляев, заместитель генерального директора НП ГАУ, Е.С. Горев, генеральный директор НП ГАУ, Ю.А. Козлов, генеральный директор ОАО «Ураласбест», А.Г. Салахийев, главный инженер, О.Ю. Контеев, заместитель главного инженера.

Проблемы горной общественности, обозначенные в решениях и резолюции, были доведены до властных структур: Министерства промышленности и торговли Российской Федерации; Министерства природных ресурсов Российской Федерации; Уральского Федерального округа в лице полномочного представителя президента и комиссии по вопросам экологии; Министерства промышленности и науки Свердловской области в виде предложений по стратегии развития и размещения производительных сил до 2020 г., а также по созданию кластера «Карьерный транспорт»; Союза промышленников и предпринимателей Свердловской области; попечительского совета технологической платформы «Твердые полезные ископаемые» и других. Наметилась четкая тенденция обратной связи, что подчеркивает весомость мнения членов ассоциации и горнопромышленного сообщества Уральского региона.

Двенадцатый Уральский горнопромышленный съезд пройдет в рамках Уральского горнопромышленного форума с 1 по 3 октября 2013 г. с расширенным участием институтов УрО РАН и предприятий горно-металлургического и машиностроительного комплексов Урала и России в целом, стран СНГ и Европы. Главной целью форума является определение приоритетов горно-металлургического и машиностроительного комплексов, содействие разработке стратегии развития добывающей отрасли путем консолидации усилий академических, отраслевых институтов, вузовской науки, проектных организаций и промышленных предприятий, что соответствует одному из основных направлений государственной технологической платформы «Твердые полезные ископаемые».

На совете горнопромышленной ассоциации (Протокол № 26 от 04.10.2012 г.) предложен выпуск энциклопедическо-биографического сборника «Взрывники Урала». Организация работы по подготовке этого сборника возлагается на некоммерческое партнерство «Взрывники Урала» и его исполнительного директора – Берсенёва Геннадия Порфирьевича (тел. 8 (343) 201-11-23).

Литература

1. *Горев Е.С.* Уральские горнопромышленные съезды (1991–2000 гг.) / Е.С. Горев. – Екатеринбург: Изд-во Уральской государственной горно-геологической академии, 2000.
2. *Овчинникова Б.Б.* Урал в зеркале тысячелетий: в 2 кн.: кн. 2. – Екатеринбург: Банк культурной информации, 2009. – (Сер. Очерки истории Урала. – Вып. 50).

**О НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СЕМИНАРАХ
ПО БУРОВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ
И О ЗАДАЧАХ ВЗРЫВНИКОВ УРАЛА**

Г.П. Берсенёв

Институтом горного дела Уральского отделения РАН и Некоммерческим партнерством «Взрывники Урала» совместно с Уральским управлением Ростехнадзора, Уральским филиалом ЗАО «Взрывиспытания», ООО Научно-производственное предприятие «Взрывтехнология» и ОАО «Уральский асбестовый ГОК» в рамках выставки «Горное дело: Технология. Оборудование. Спецтехника» 24 апреля и 11 октября 2012 г. проведены научно-технические семинары по вопросам технологии и безопасности производства буровзрывных работ на горнорудных и нерудных карьерах Урала и взрывных работ в строительстве, в горячих массивах, по металлообработке и обрушению зданий и сооружений.

В проведении апрельского семинара приняло участие 43 человека от 25 организаций Урала и некоторых регионов России и Казахстана.

Во вступительном сообщении исполнительный директор НП «Взрывники Урала» канд. техн. наук Г.П. Берсенёв рассказал о роли взрывников в строительной области – при подготовке нулевого цикла, проходке траншей под инженерные коммуникации, строительстве котлованов под капитальные промышленные и жилые здания. Остановился на опыте ранее крупных специализированных буровзрывных организаций на Урале: Уралвзрывпрома Главсредуралстроя, Челябинского управления буровзрывных работ Главюжуралстроя и СУ-74 треста «Трансвзрывпром», внесших значительный вклад в дела строителей Среднего и Южного Урала; с их помощью возведены крупнейшие предприятия и цеха, такие как цех холодной прокатки ВИЗа, цех медной фольги Уралэлектромедь, Ново-Свердловская ТЭЦ.

Перед взрывниками многочисленных мелких производственных предприятий по взрывному делу на Урале, возникших в результате распада ранее указанных крупных организаций, были поставлены очередные задачи. Была отменена роль некоммерческого партнерства в консолидации взрывников Урала, в постоянном совершенствовании работы, в их тесном содружестве со строителями.

Выступающими дана характеристика и положительная оценка деятельности предприятий, ведущих специализированные взрывные работы на объектах Урала – ЗАО «Работы взрывные специальные», г. Магнитогорск Челябинской области; ООО «Гром», г. Новоуральск Свердловской области и ОАО «Уралхиммаш».

Начальником горного отдела Уральского управления Ростехнадзора А.Н. Кравченко дан анализ деятельности подрядных, экспертных и проектных организаций Среднего и Южного Урала по взрывному делу, положительно отмечена работа Уральского филиала ЗАО «Взрывиспытания», НПП «Взрывтехнология», ИГД УрО РАН по вопросам проектирования и экспертизы взрывных работ, высказаны критические замечания по безопасности взрывных работ в адрес отдельных производственных предприятий. Главный специалист по взрывным работам Уральского управления Ростехнадзора В.М. Слепенков дополнил критические замечания А.Н. Кравченко.

Выступление доцента Уральского федерального университета канд. техн. наук А.А. Антипина посвящено тесному содружеству взрывников и научных работников в вопросах сохранности жилых и производственных зданий при производстве взрывных работ в стесненных условиях.

Генеральным директором научно-технической фирмы «Взрывтехнология» (г. Москва) В.Х. Кантором, директорами ЗАО «Работы взрывные специальные» (г. Магнитогорск) Е.И. Шерстнёвым и ООО «Гром» (г. Новоуральск) Ю.Б. Бронниковым был представлен опыт своих организаций с показом видеofilьмов по ведению специальных взрывных работ на Магнитогорском и Нижне-Тагильском металлургических комбинатах, на невяньских механическом и цементном заводах и других объектах Урала и России по обрушению зданий и сооружений. Заслуживает внимания опыт Серовского металлургического завода, Красноуральского ОАО «Святогор», Кировградского производства полиметаллов ОАО «Уралэлектромедь» по ведению специальных взрывных работ в горячих массивах при ремонте металлургического оборудования. Об одном из них сделал краткую информацию руководитель взрывных работ на Серовском металлургическом заводе А.Р. Юмагужин.

С обстоятельными докладами выступили представители российского федерального ядерного центра – Всесоюзного института ВНИИТФ – начальник отдела канд. техн. наук

С.И. Карачинский и начальник исследовательской группы инженер О.А. Тимофеев (г. Снежинск, Челябинская обл.), посвятившие свои выступления опыту работы по металлу, выбору и оптимизации характеристик взрывчатых составов для сварки взрывом. Аналогичный по тематике доклад сделал канд. техн. наук, директор производства взрывной обработки ОАО «Уралхиммаш» Ю.П. Бесшапошников, который сопровождал свое выступление показом видеофильма по сварке взрывом металлических пластин на специальном полигоне.

Начальник отдела развития Бийского олеумного завода канд. техн. наук А.Г. Сергеев представил характеристику взрывчатых веществ, выпускаемых заводом и используемых на взрывных работах в строительстве и на специальных работах в России и Казахстане, в том числе на объектах Урала.

В заключение семинара прошло награждение Почетными грамотами и вновь выпущенной по линии ЮНЕСКО книгой «Легенды и были Невьянской башни» специалистов-взрывников Вениамина Хаимовича Кантора – генерального директора НТФ «Взрывтехнология», г. Москва, Юрия Евгеньевича Овчарова – главного технолога ЗАО «Работы взрывные специальные», г. Магнитогорск, Василия Анатольевича Воробьева – директора ООО «Южуралвзрывпром», г. Челябинск и Василия Клементьевича Пузанова – начальника участка буровзрывных работ ООО «Невьянское карьероуправление», г. Невьянск, внесших наибольший вклад в совершенствование взрывного дела на Урале.

После обмена мнениями принято решение о проведении следующего форума взрывников на одном из производственных предприятий Урала.

Второй семинар проведен в три этапа. 9 октября 2012 г. на *первом*, теоретическом, *этапе* были заслушаны доклады и выступления специалистов институтов и предприятий по тематике семинара.

Во вступительном приветственном слове заместителем директора ИГД УрО РАН по научным вопросам, генеральным директором Горнопромышленной ассоциации Урала А.В. Глебовым была дана краткая характеристика направления научных работ, выполняемых институтом по технологии, механизации и безопасности буровзрывных работ, по взрывчатым материалам.

Исполнительный директор некоммерческого партнерства «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале» (НП «Взрывники Урала»), канд. техн. наук Г.П. Берсенёв коротко доложил о результатах трехлетней работы.

В 2009 г. на заседании научно-технического семинара в ИГД УрО РАН принято решение о создании Союза научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале. В начале 2010 г. пятью организациями: ОАО «Ураласбест» (генеральный директор Ю.А. Козлов), ООО «Научно-производственное предприятие «Взрывтехнология» (директор Г.П. Берсенёв), ООО «Центр взрывного дела при УГГА (директор Е.С. Горев), ООО «Инновационно-экспертный центр» (директор И.Г. Степанов), ООО «Уральский центр диагностики строительных конструкций» (директор Ю.Б. Владимиров) – такой Союз был создан и фактически начал функционировать. Но из-за длительной задержки регистрирующих и надзорных органов г. Екатеринбурга и Свердловской области только в марте 2011 г. юридически зарегистрированы и полностью оформлены все документы на некоммерческое партнерство данного Союза (сокращенно «Некоммерческое партнерство «Взрывники Урала»).

С 2010 г. по настоящее время НП «Взрывники Урала» совместно с Институтом горного дела УрО РАН проведено четыре научно-технических семинара (в 2010 г. – 22–23 апреля и 16 ноября, в 2012 г. – 24 апреля и 9 октября) и одна научно-техническая конференция (12–14 октября 2011 г.). По результатам двух проведенных семинаров и конференции «Взрывники Урала» подготовили и совместно с ИГД УрО РАН издали два сборника материалов.

НП «Взрывники Урала» приняло участие в проведенном в г. Асбесте 23–26 мая 2011 г. Одиннадцатом Уральском горнопромышленном съезде.

При участии НП «Взрывники Урала» подготовлены и утверждены Уральским управлением Ростехнадзора две инструкции: по безопасной технологии взрывных работ в строительстве и в горячих массивах, являющиеся дополнительным руководящим материалом к Единым правилам безопасности при взрывных работах.

НП «Взрывники Урала» оказал частичную финансовую поддержку издания Институтом горного дела УрО РАН указанных выше сборников и инструкций.

В 2011 г. юридическими членами партнерства стали 7 предприятий, ведущих взрывные работы в Свердловской и Челябинской областях и в 2012 г. – еще 5 юридических лиц и 2 физических лица – ветераны: бывший начальник взрывного цеха ОАО «Ураласбест» Владимир Михайлович Сень и бывший прораб ООО «Уралвзрывпром» Александр Иванович Тарасов.

В обзоре деятельности организаций, занимающихся вопросами взрывного дела Г.П. Берсенёвым дана положительная оценка ряда предприятий (ООО «РВС» г. Магнитогорск; ООО «Южуралвзрыв-пром», г. Челябинск; ООО «Миньярский карьер») и отмечена недостаточная работа научных организаций и предприятий, производящих водоземлемые ВВ, по вопросам стабильности качества продукции.

Заведующий сектором лаборатории разрушения горных пород взрывом, старший научный сотрудник ИГД УрО РАН, канд. техн. наук Р.И. Сухов представил расширенный обзор буровой техники, применяемой на горнорудных и нерудных карьерах Урала, проинформировал о совместной с ОАО «Ураласбест» и «НИИАвтоматики» научной работе, озвучил задачи, стоящие перед буровиками Урала.

Начальник взрывного цеха ООО «Промтехвзрыв» ОАО «Ураласбест» Н.А. Чистяков в своем докладе «Взрывание скважин с рассредоточением заряда пневматическими затворами в карьерах ОАО «Ураласбест» доложил о проводимой в комбинате «Ураласбест» совместно с Кемеровской организацией ООО «САС» научно-практической работе. Начальник лаборатории ООО «САС» В.В. Саяпин дополнил доклад Н.А. Чистякова. Оба выступления сопровождались показом слайдов.

Представитель федерального казенного предприятия «Бийский олеумный завод» канд. техн. наук А.Г. Сергеев сообщил о выпускаемой заводом продукции, дал сравнительную характеристику взрывчатых веществ и средств инициирования, выпускаемых своим и другими заводами России. Подробно доложил о новом выпускаемом заводом ВВ – эмигран-25 П.

После демонстрации фильма о работе золотодобывающей организации ОАО «Золото Южного Урала» (г. Пласт Челябинской области), включая буровые и взрывные работы на карьерах и в подземных условиях, с характеристикой состояния безопасности взрывных работ на предприятиях Южного Урала выступил главный технический инспектор Уральского управления Ростехнадзора Д.Л. Хорохов.

Руководитель отдела продаж ОАО «НИПИгормаш» А.В. Кичигин рассказал о последних разработках по проектированию и изготовлению современных смесительно-зарядных машин.

Мастер цеха взрывчатых материалов ООО «Миньярский карьер» (г. Миньяр Челябинской области) А.А. Коновалов сообщил об опыте работы смесительной установки контейнерного типа (ПСУ).

Ведущий инженер ПТО ООО «КРУ-Сибирит» (г. Белово Кемеровской области) А.М. Французенко провел обзор взрывных работ на предприятиях Кузбасса, где расход эмульсионных ВВ составляет ≈ 90 тыс. т в год, а патронированных – 7 тыс. т.

На семинаре обсуждено и принято «Положение о рассмотрении кандидатур в энциклопедическо-биографический сборник «Взрывники Урала».

По решению правления партнерства Почетными грамотами были награждены специалисты, внесшие значительный вклад в совершенствование взрывного дела на Урале: Кравченко Александр Николаевич – начальник Межрегионального отдела горного надзора Уральского управления Ростехнадзора; Котяшов Владимир Станиславович – председатель совета директоров и Синцов Сергей Евгеньевич – генеральный директор ООО «АВТ-УралСервис» (г. Качканар Свердловской области).

Вторым этапом научно-технического семинара была поездка участников в г. Асбест Свердловской области на горно-обогатительный асбестовый комбинат. Повестка работы семинара следующая:

- просмотр кинофильма о комбинате «Ураласбест»;
- посещение музея комбината;
- встреча с руководителями комбината;
- поездка в карьер, ознакомление с организацией и производством массового взрыва с применением зарядов, рассредоточенных пневматическими затворами;
- экскурсия на завод, где производят эмульсионное ВВ порэмит;
- наблюдение массового взрыва в карьере на смотровой площадке.

При встрече с руководителями комбината участники семинара получили обстоятельную характеристику предприятия и состояния буровзрывных работ на карьерах комбината; выступили генеральный директор Ю.А. Козлов, главный инженер А.Г. Салахиев, исполнительный директор НП «Взрывники Урала» Г.П. Берсенёв.

За активную, плодотворную работу по совершенствованию буровзрывных работ на комбинате Ю.А. Козлову, А.Г. Салахиеву и А.П. Русских – директору ООО «Промтехвзрыв» вручены благодарственные письма от Некоммерческого партнерства. В.В. Великанову Вадиму Васильевичу – начальнику цеха эмульсионных ВВ, В.П. Чуприянову – взрывнику цеха взрывных работ, Е.Я. Бенц – водителю цеха взрывных работ, П.В. Кабанову – начальнику участка цеха буровых работ, В.А. Масленникову – машинисту буровой установки цеха буровых работ вручены Почетные грамоты. Все награжденные получили также подарочные книги об Урале.

На *третьем этапе* семинара было организовано посещение 10 и 11 октября 2012 г. выставки «Горное дело. Технологии. Оборудование. Спецтехника».

Всего в семинаре участвовало 68 представителей 28 предприятий Урала.

В решении научно-технического семинара сформулированы задачи:

- одобрить работу Некоммерческого партнерства «Взрывники Урала» по консолидации специалистов Урала;
- издать сборник по материалам апрельского и октябрьского семинаров 2012 г.;
- организовать работу по подготовке энциклопедическо-биографического сборника «Взрывники Урала»;
- содействовать предприятиям в ускорении получения разрешений на перевозку ВВ;
- провести в 2013 г. два семинара по буровзрывным работам;
- принять активное участие в организации и проведении двенадцатого Уральского горнопромышленного съезда.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ

УДК 622.233.05.004.17 (470.5)

О СОСТОЯНИИ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН И ВОПРОСЫ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА УРАЛЕ

Р.И. Сухов, А.Г. Меньшенин, Ю.С. Хижняков, Д.В. Рысев

Главной стратегической задачей горнодобывающего комплекса в условиях рыночных отношений является обеспечение добычи и переработки руд, а также поставки конкурентоспособной товарной продукции на внутренний и внешний рынки.

Из 100 % месторождений полезных ископаемых России более 25 % находится на территории Уральского федерального округа, это более 50 месторождений из 200 разрабатываемых и подлежащих разработке в стране, на которых добывается 23 % сырой железной руды, природно обогащенной ванадием, титаном и другими важными для современных металлургических технологий компонентами. На Центральном, Приполярном и Полярном Урале разведаны месторождения, включающие большинство элементов таблицы Д.И. Менделеева, отработка которых, безусловно, необходима для современного производства любых видов продукции.

Необходимо отметить, что большинство месторождений (более 98 %) может быть разработано только с применением буровзрывных работ, затраты на которые составляют от 16 до 30 % стоимости добычи 1 т полезного ископаемого. Значительная часть этих затрат (от 5 до 10 %) ложится на ведение буровых работ и буровой инструмент, типоразмеры и стоимость которого определяются прочностными и технологическими особенностями обуриваемых массивов горных пород. Поэтому для обеспечения устойчивого развития горного производства и решения вопросов импортозамещения, необходимого для ликвидации последствий кризиса, нельзя переоценить роль машиностроительного комплекса России, включая экономически обоснованную необходимость его развития на Урале – опорном крае металлургии и машиностроения страны.

Физический износ основного бурового оборудования на карьерах составляет 80–85 % (СБШ-250МН), т.е. работающие станки имеют сверхнормативные сроки службы: вместо 6–7 лет – 15 и более лет. 25–30 % станков имеют срок эксплуатации 19–20 лет.

Выполненными ИГД УрО РАН исследованиями установлены основные факторы, влияющие на изменение технико-экономических показателей работы такого оборудования, а именно изменения производительности, трудоемкости (включая эксплуатацию, обслуживание, режимы бурения и инструмента и др.) и себестоимости проходки скважин.

В результате исследований, включающих замеры фактических показателей, доказана нецелесообразность применения такого оборудования на карьерах, о чем свидетельствует в 1,5–2,5 раза более низкая производительность, увеличение затрат на ликвидацию аварий и постоянные ремонты, рост энергозатрат, затрат на техническое обслуживание в 1,5 раза в сравнении с обычными показателями службы и резкое снижение износостойкости дорогостоящего бурового инструмента. При двукратном и трехкратном превышении срока эксплуатации станки не способны обеспечить проходку более 15–18 тыс. м в год, а затраты на их эксплуатацию адекватны приобретению нового станка.

С учетом экстремальных условий эксплуатации широкий опыт промышленного применения отечественной буровой техники на карьерах Норильска показал в 1,6–2 раза снижение производительности из-за климатических особенностей Севера (168 рабочих дней в году), а также снижение надежности деталей, узлов и машин в целом на 35–40 % вследствие использования низколегированных сталей, сплавов и материалов в конструкции основных узлов, бурового инструмента и бурового станка в целом. Установлено, что в отличие от широко применяемых в средней климатической зоне отечественных СБШ-200МН, СБШ-250МНА и зарубежных станков ДМН, ДМЛ, Тамрок и др. станки для Севера должны:

- иметь дизельное и электрическое исполнение, т.е. работать на разных видах энергии, исходя из технологических условий;
- отвечать существующим требованиям работы оборудования, предназначенного для вахтового обслуживания и эксплуатации;
- надежность станка в целом должна отвечать требованиям оборудования для экстремальных условий применения с коэффициентом готовности не ниже (0,9–0,93) при коэффициенте использования рабочего времени не ниже 0,85;

– отвечать требованиям узлового ремонта в полевых условиях и возможности транспортировки собственным и любым другим видом транспорта (ж.-д., автомобильный, вертолетный и др.);

– для условий Приполярного и Полярного Урала ходовая часть станков должна быть гусеничного типа и отвечать требованиям самостоятельного транспортирования в горных условиях.

Основное назначение систем управления буровыми станками сводится, в первую очередь, к обеспечению рационального режима бурения, т.е. достижения максимально возможной производительности с минимальными энергозатратами на разрушение буримого массива. Эта основная задача может быть достигнута при изучении основных свойств обуриваемых горных пород и руд по данным геологической и сейсмической разведки. При анализе таких данных устанавливаются граничные условия при выборе наиболее эффективных способов бурения и исследуются основные рабочие параметры рекомендуемых способов.

Наиболее распространенными способами бурения в различных условиях являются ударно-вращательный и шарошечный (вращательный) с применением гидрофицированных систем передачи энергии на разрушение. Буровые станки ударно-вращательного и шарошечного бурения должны быть оборудованы системами «ГЛОНАСС» (глобальная навигационная спутниковая система) для определения положения бурового станка в пространстве и времени с целью осуществления связи и постоянного контроля выполнения вспомогательных или основных операций по бурению взрывных скважин.

Отработка месторождений в условиях Северного и Полярного Урала, связанная с низкими температурами в зимнее время, выдвигает определенные требования к материалам машин и механизмов.

Разрабатываемые породы частично находятся в зоне вечной мерзлоты, что усложняет их разрушение и выдвигает повышенные требования к характеристикам взрывчатых материалов, в частности к водоустойчивости и тепловым и детонационным характеристикам. Основные требования определяются следующими основными факторами.

1. Соответствие горно-технологическим условиям ведения работ и природно-климатическим условиям конкретного месторождения.

2. Техническая надежность, определяемая коэффициентом готовности, а также видом потребляемой энергии, конструктивными особенностями основных деталей и узлов буровых станков, инструмента.

3. Стабильность поставки запасных частей для выполнения узлового ремонта и высокое их качество. Возможность гарантийного и сервисного обслуживания.

4. Наличие опыта применения выбранного оборудования в подобных горно-технологических и климатических условиях.

5. Разумные цены, влияющие на экономичность приобретения и эксплуатации.

6. Обязательное наличие разрешительных документов для работы на опасных производственных объектах.

В случае глубокой модернизации машиностроительного комплекса России необходимо создание единого унифицированного типажного ряда применяемого бурового оборудования с целью значительного снижения затрат на его эксплуатацию в различных горно-технологических условиях разработки месторождений открытым и подземным способами.

Годовая производительность импортных станков составляет 80–110 тыс. м на предприятиях цветной металлургии Норильска и Казахстана. В связи с высокими удельными показателями затрат на бурение 1 м скважины, в 2–3 раза превышающими показатели отечественной техники, импортные станки наиболее эффективны при ведении подземных горных работ в цветной металлургии и при освоении новых месторождений, не имеющих электроснабжения. В шахтах при эксплуатационном и проходческом бурении взрывных скважин диаметром от 42 до 100–120 мм применение импортных гидрофицированных установок в комплексе с высокостойким инструментом, выпускаемым фирмами Тамрок, Сандвик, Атлас-Копко, и японскими коронками на предприятиях УГМК обеспечивает механическую скорость бурения, в 3–5 раз превосходящую скорость отечественной техники, и одинаковую себестоимость проходки 1 м.

Основным производителем шарошечных станков для открытых работ в России остался Воронежский завод ОАО «Рудгормаш», производящий 25–30 станков в год. Это крайне недостаточно; только в 2008 г. завод начал производство дизельных станков (диаметр 200 мм) (см. таблицу).

Из 200 буровых станков, работавших на железорудных карьерах России в 2008–2009 гг., 92 % составляют станки типа СБШ-250МН-32, причем 86 % имели сроки эксплуатации, в 1,5–1,8 раза превышающие нормативные; в связи с этим их среднегодовая производительность от 20 000 до 45 000 м на железорудных и до 65 000–80 000 м на угольных карьерах (рис. 1, 2). Доля импортных станков 7–8 %. Это станки шарошечного бурения типа ДМЛ, ДМН-2 и SKS, ударно-вращательного L-6, L-8, в основном дизельного типа; они обеспечивают механическую скорость в 2–3 раза выше скорости отечественных СБШ-250 (Ø 250 мм) и в 3–5 раз ударно-вращательных (Ø 160 мм) в карьерах.

Таблица

**Сравнительные технические параметры буровых станков
для проходки взрывных скважин на карьерах**

Параметр	ОАО «Рудгормаш», г. Воронеж	Terex Reedril, США	Тамрок, Сандвик, Финляндия	Атлас Копко, Швеция
Тип станка	СБШ-250, СБШ-270	SKS	D-75KS	PitViper 275/270
Диаметр скважины (условный), мм	250-269-311	250-269- 279-295- 311	250-269-279	220-270
Длина буровой штанги, м	8,2-18	10,7	10,6	12,2-17
Максимальная глубина бурения, м	55	53,3	53,3	60
Верхний предел усилия подачи, кН	350	391	340	340
Максимальный момент вращения, Нм	15,187- 21,000	15,187	17,425	11,800
Скорость передвижения, км/ч	1,6 (2,5)	1,8	2,4	1,8
Компрессорная станция, м ³ /мин	32,40,50	44	37,45,57	54/41

Превышение в 2–3 раза гарантированных сроков (6–7 лет) эксплуатации станков приводит к снижению в 1,5–2,5 раза производительности буровой техники и увеличению простоев (рис. 3, 4), увеличению времени плановых и внеплановых простоев и отказов буровой техники (рис. 5, 6, 7). В связи с тем, что буровые станки работают на опасных производственных объектах, в Институте горного дела УрО РАН проанализированы причины простоев.

Более половины затрат при бурении взрывных скважин приходится на буровой инструмент – шарошечные долота и буровые коронки. Низкая износостойкость отечественного и импортного бурового инструмента при бурении на станках обусловлена, с одной стороны, износом самих станков типа СБШ-250МН, с другой – нерациональными рабочими параметрами станков:

- отсутствием авторегуляторов режимов бурения, соответствующих свойствам пород и руд и обеспечивающих плавность передачи осевых и вращающих нагрузок;
- низкой надежностью гидравлических систем передачи больших вращающих моментов на забой скважины;

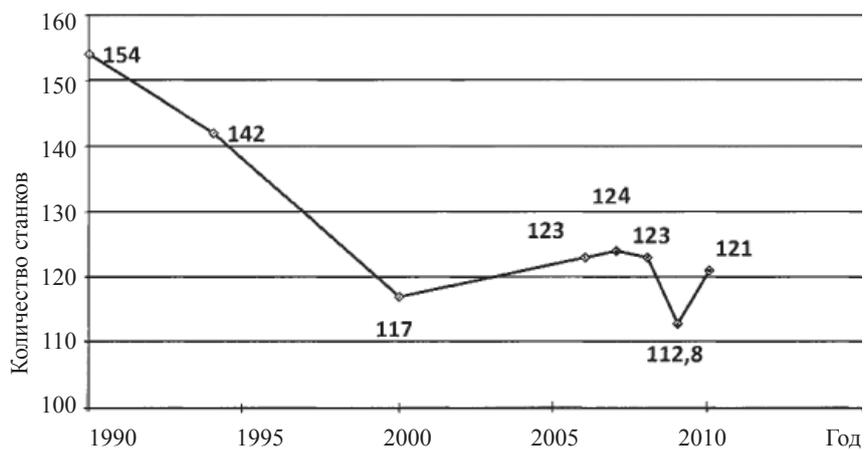


Рис. 1. Списочное количество буровых станков типа СБШ-250 на основных железорудных карьерах России

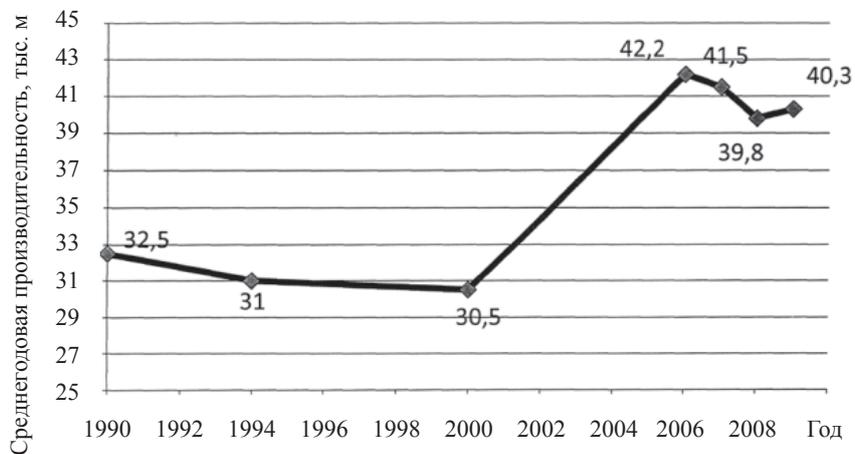


Рис. 2. Среднегодовая производительность буровых станков на железорудных карьерах

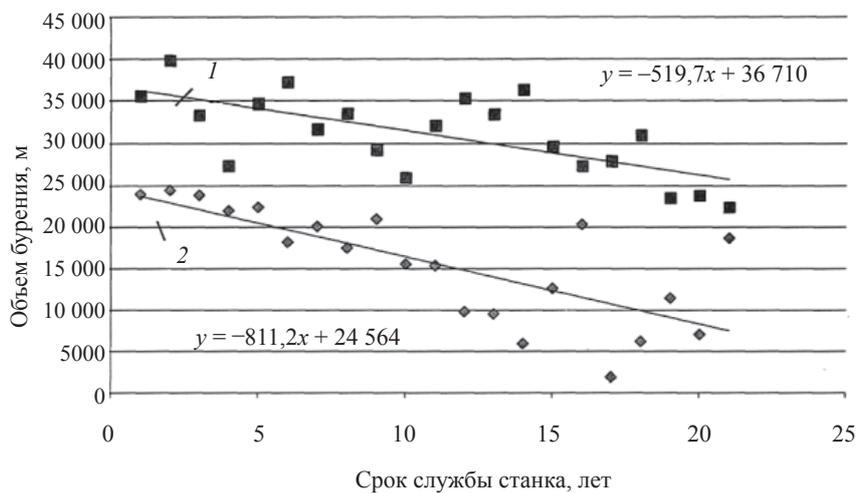


Рис. 3. Изменение производительности бурового станка при увеличении срока его эксплуатации:
 1 – тренд максимальной эксплуатационной производительности станка; 2 – тренд минимальной эксплуатационной производительности станка

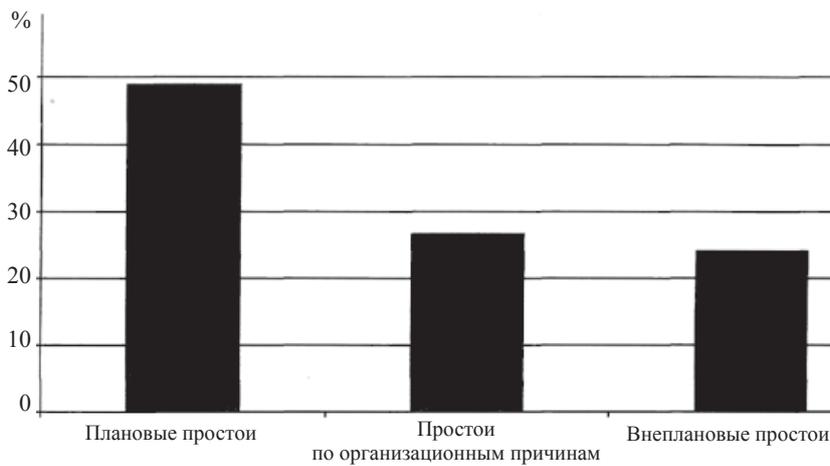


Рис. 4. Распределение времени простоев станка по группам причин

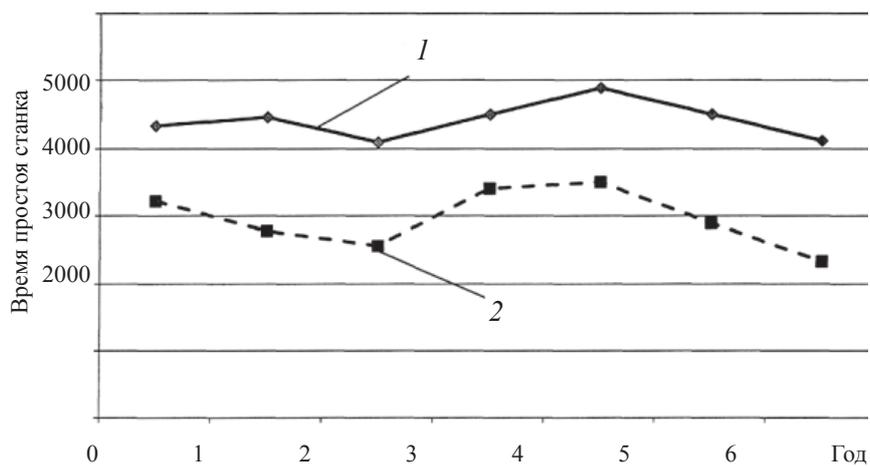


Рис. 5. Изменение времени простоя бурового станка:
1 – общее время простоев; 2 – время простоя, затрачиваемое на ремонт

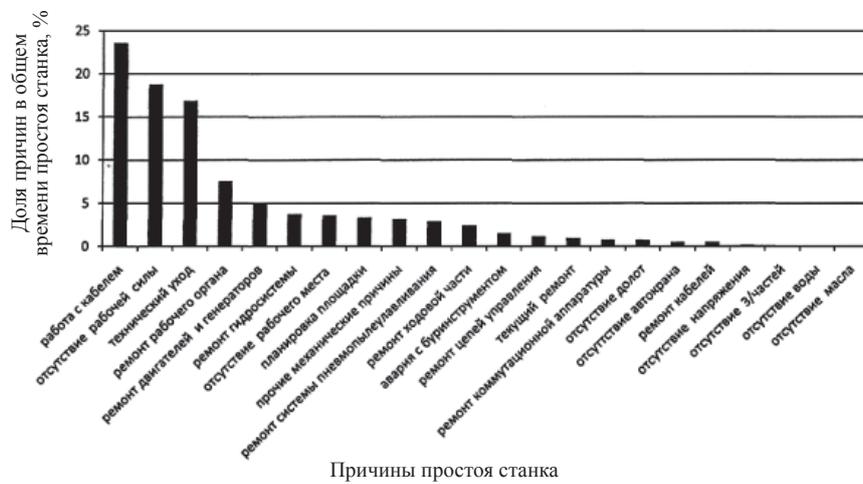


Рис. 6. Распределение причин простоев станка в общем времени простоев

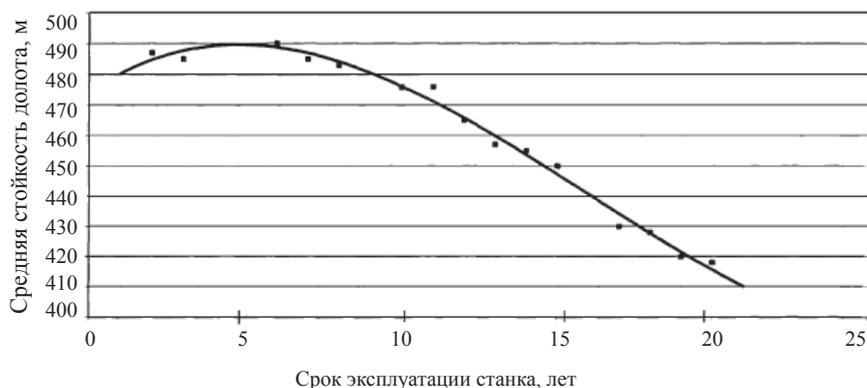


Рис. 7. Зависимость средней стойкости долота при изменении срока его эксплуатации

- низкой производительностью компрессорного оборудования и рядом других характеристик, влияющих на износостойкость инструмента.

Если затраты на производство только шарошечных буровых станков для горнорудной промышленности составляют около 1 млрд руб., то на шарошечные долота они превысили в 2010 г. 1,8 млрд руб. Основными производителями этого инструмента являются ОАО «Волгабурмаш» (включающий Дрогобычский завод, ОАО «Уралбурмаш»), Белгородский ремонтно-механический завод; имеется также более трех десятков мелких производителей, не способных выпускать инструмент современного технического уровня.

Стоимость отечественной и зарубежной буровой техники ежегодно возрастает на 5–10 % ввиду привлечения посреднических организаций для поставки горнодобывающим предприятиям.

С целью выполнения правил безопасности при эксплуатации буровой техники необходимо:

1. Повышение качества обучения персонала, обслуживающего буровую технику, постоянное повышение квалификации.
2. Выполнение эксплуатации буровых станков в строгом соответствии с паспортом, инструкцией по эксплуатации и требованиями правил безопасности, определенных ЕПБ и инструкций по эксплуатации.
3. Буровые станки с электрическим приводом должны обслуживаться машинистом и помощником машиниста, либо иметь механизированные кабельные барабаны или кабелеукладчики.

4. Для обеспечения безопасной эксплуатации буровой техники необходимо безусловное выполнение графиков осмотра механизмов и узлов станков, ППР и капитальных ремонтов. После проведения капитальных ремонтов желательно проведение экспертизы безопасности.

5. Согласно существующему законодательству все отечественные и импортные буровые станки, отработавшие срок службы, установленный фирмой-изготовителем, должны пройти экспертизу промышленной безопасности перед дальнейшей эксплуатацией.

6. При проведении экспертизы для каждого станка выполняется расчет остаточного ресурса, определяющий срок безопасной эксплуатации в зависимости от его технического состояния, надежности деталей и узлов и станка в целом.

УДК 622.233.05

ПРИНЦИПЫ ЭКСПЕРТИЗЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КАРЬЕРНЫХ БУРОВЫХ СТАНКОВ

Ю.В. Болкисева

Отечественное горно-шахтное оборудование имеет ограниченный срок службы, который устанавливается в технической документации предприятия-изготовителя. Для буровой техники, независимо от условий ее применения, нормируемый срок службы обычно составляет 7 лет. Однако на горнодобывающих предприятиях, особенно на карьерах, разрабатывающих крепкие породы и руды (где доминирует шарошечный способ бурения), реальный срок эксплуатации буровых станков значительно превышает установленный, достигая 20 и более лет.

Следует отметить, что установленный срок не имеет непосредственной связи с безопасностью эксплуатации буровой техники. В основу его расчета был заложен принцип плановой экономики – срок окупаемости капиталовложений. Но, несмотря на изменившуюся экономическую ситуацию и непрерывную модернизацию бурового оборудования, ограничения по сроку службы станков остаются. В то же время законом о промышленной безопасности (№ 116-ФЗ от 21.07.1997 г., редакция от 15.02.2013 г.) эксплуатация оборудования с истекшим нормируемым сроком запрещается без экспертизы промышленной безопасности (ЭПБ) по продлению этого срока.

Если учесть, что износ всего горнотранспортного оборудования достигает 80 %, то на предприятиях возникает необходимость постоянного выполнения работ по ЭПБ. Кроме того, нормативными документами предусмотрена необходимость проведения ЭПБ технических устройств и в ряде других случаев.

Обязательность этих работ, выполняемых за счет средств эксплуатирующего предприятия, оказывает значительное влияние на его экономическую и техническую политику. Например, отечественные шарошечные буровые станки, безнадежно устарев морально, непрерывно устаревают и физически, и при большом парке такого оборудования экспертные работы выполняются практически непрерывно. Отсюда следует, что работы по ЭПБ станков и других технических устройств оказываются неотъемлемым технологическим звеном процесса добычи твердых полезных ископаемых.

Суть ЭПБ заключается в проверке и подтверждении соответствия горного оборудования установленным нормам и правилам безопасной эксплуатации, а также в определении риска аварий. Порядок и правила её выполнения регламентируются системой законодательной, нормативной и методической документации. При этом обязательными для использования являются законы и подзаконные акты, а также нормативная документация федеральных и ведомственных органов. Кроме того, содержание ЭПБ должно включать обязательные разделы и данные, предусмотренные правилами [1]. Таким образом, ЭПБ является сложным регламентируемым процессом, результатом которого должно быть решение, как минимум, двух задач:

- определена возможность станка безопасно работать в паспортном режиме;
- определен срок, на который допускается дальнейшая безопасная эксплуатация станка.

Если экспертиза требуется для вновь создаваемого или модернизируемого оборудования, а также для получения повторного разрешения на применение серийно выпускаемых станков, то ее процедура не представляет каких-либо затруднений и в полном объеме регламентируется нормативными документами. Сложнее выполняется экспертиза буровых станков с заканчивающимся нормируемым сроком службы. Здесь оценка безопасности их дальнейшего использования в конкретных условиях горнодобывающего производства должна выполняться с выездом экспертов на место (к заказчику). В общем случае экспертиза выполняется с использованием спе-

циализированной нормативной документации, относящейся к конкретному типу оборудования и машин. В такой документации приводятся критерии предельного безопасного состояния оборудования. Применительно к шарошечным буровым станкам это «Временные методические указания...» [2]. При их использовании результаты экспертизы базируются на сравнении указанных в [2] критериев предельного состояния с параметрами фактического состояния бурового станка, которые выявляются путем технического освидетельствования и диагностирования. Причем техническое освидетельствование и диагностирование также регламентируются соответствующей нормативной документацией.

Техническое освидетельствование имеет целью определение физического износа деталей и узлов станка с помощью неразрушающего и измерительного контроля. Одновременно проверяется наличие и соответствие объекту экспертизы технической документации; работоспособность приборов и средств защиты оборудования и персонала; выявляется соответствие эргономических и санитарно-гигиенических показателей нормативным требованиям по охране труда. Внешним осмотром устанавливается наличие повреждений узлов и агрегатов, подтеков смазки из редукторов и коробок передач, характер износа узлов, качество затяжки элементов крепления и т. д. Измерительными приборами проверяют степень износа барабанов, тормозных шкивов и накладок, износ зубьев зубчатых колес. При проверке состояния электрооборудования устанавливают наличие заземления, целостность электрических цепей и их состояние. В режиме имитации инцидентов и аварийных ситуаций контролируется функционирование защитных и предупредительных блокировок, сигнализации.

При обследовании пневмогидрооборудования проверяется наличие и работоспособность приборов контроля давления в сети; предохранительных и обратных клапанов; отсутствие трещин на корпусах пневмогидроаппаратуры; целостность рукавов пневмогидросистемы.

При освидетельствовании металлоконструкций устанавливают дефекты, которые могли возникнуть как при эксплуатации, так и при транспортировке и монтаже. Здесь внешними признаками наличия трещин могут являться подтеки ржавчины, выходящие на поверхность металла, и шелушение краски. Независимо от этого контролю подлежат все сварные соединения с целью выявления следующих дефектов: трещин, свищей и пористости швов, подрезов, наплывов, прожогов, незаплавленных кратеров, смещения и увода кромок стыкуемых элементов свыше норм, несоответствия форм и

размеров швов требованиям технической документации, наличия закатов металла. При обнаружении заката металла с глубиной порока до 1 мм исправление не производится; свыше 1 мм – необходимо проводить ремонтные работы.

Техническое диагностирование дает объективную количественную оценку степени функционального износа и в целом технического состояния оборудования. Для большинства узлов и агрегатов оценить степень их функционального износа без использования неразрушающих методов контроля нельзя. ЭПБ должна предусматривать применение не менее двух таких методов. Один из них предназначен для обнаружения поверхностных дефектов, а другой – для выявления внутренних. Методы контроля выбираются по усмотрению специалистов, проводящих техническое диагностирование. При этом часть параметров получают непосредственным инструментально-приборным измерением (износ зубьев, шестерен, отверстий, уровень вибрации и т. д.), а часть – расчетно-аналитическим путем (коррозионно-эрозионный износ, несущая способность и изменение геометрических параметров металлоконструкций). Использование неразрушающих методов контроля связано с существенными затратами времени и требует наличия как дорогостоящего приборного обеспечения, так и апробированных расчетных методик. В связи с этим при экспертизе безопасности станков целесообразно применять наиболее простые методы и методики, по которым можно дать реальную картину технического состояния станка без выполнения сложных расчетов.

Выполненные нами многочисленные ЭПБ шарошечных буровых станков показали, что для достоверного их диагностирования достаточно использовать вихретоковый (для обнаружения поверхностных дефектов), ультразвуковой (внутренних дефектов) и вибрационный (для обнаружения дефектов агрегатов с вращающимися узлами) методы неразрушающего контроля. Вибродиагностика является одним из наиболее эффективных методов определения работоспособности оборудования. С ее помощью можно определить как структурное (несоосность, дисбаланс, износ подшипников, ослабление крепления к опорным площадкам и т. д.), так и функциональное (бой валов, образование трещин, поломка зуба шестерни и т. д.) состояние механизма.

Буровые станки не входят в перечень технических устройств, где использование неразрушающего контроля является обязательным. Однако без этих методов нельзя получить объектив-

ную наглядную картину фактического состояния станка. Кроме того, неразрушающий контроль не только снижает субъективность экспертных оценок, но и позволяет установить возможные причины и места возникновения дефектов. По результатам такого контроля можно определять остаточный ресурс отдельных агрегатов и узлов и в соответствии с ним планировать сроки, вид и материально-техническое обеспечение ремонтов.

В целом анализ данных, полученных в результате технического обследования и диагностирования, и сопоставление их с критериями предельного состояния позволяет без значительных затруднений получить ответ на первую задачу ЭПБ и принять одно из пяти регламентированных [3] решений.

Если принимается решение о продолжении эксплуатации, то необходимо решить вторую задачу ЭПБ – определить срок дальнейшего безопасного применения бурового станка, который представляет собой продолжительность эксплуатации до прогнозируемого наступления предельного состояния (исчерпания остаточного ресурса) или определенный период в пределах остаточного ресурса. Следовательно, решение второй задачи непосредственно обусловлено предварительным определением остаточного ресурса станка и связано с существенными затруднениями, так как буровой станок имеет сложное агрегированное состояние с определенным для каждого из агрегатов своим ресурсом. Более того, к моменту истечения нормативного срока службы станка практически все агрегаты подвергались ремонту или полной замене, существенно изменяя его остаточный ресурс как индивидуального технического устройства. Как правило, к этому моменту отсчет остаточного ресурса от первоначального состояния можно было бы вести лишь по базовым металлоконструкциям. Однако и на них перманентно и непосредственно в условиях карьера ведутся сварочные работы, что не способствует их высокому качеству. В связи с этим надежность узлов и деталей становится случайной величиной, а ресурс работоспособности – непрогнозируемым.

Отсюда и возникают существенные затруднения и субъективность экспертных оценок. Поэтому допускаемое большинством экспертиз продление дальнейшей эксплуатации на три года никак не обосновывается, носит субъективный характер и просто принимается в размере, допускаемом руководящими документами. Объективно определить срок дальнейшей безопасной эксплуатации станка эксперты не могут, так как никаких методик и руководящих документов для этого нет. Применить же имеющиеся руководящие указания [4] для этой цели не представля-

ется возможным из-за их специфичности и чрезмерно общего характера. Этот недостаток присущ и действующим методическим указаниям [2] и, следовательно, они также не обеспечивают возможности решения второй и существенной задачи экспертизы.

При выявлении остаточного ресурса специфику работы бурового станка можно определить, проанализировав объем бурения скважин и время ремонта агрегатов. Такой подход позволяет определить частоту отказов отдельных узлов и выявить остаточный ресурс каждого из агрегатов станка.

«Временные методические указания...» [2] не свободны и от других недостатков. В частности, они выдвигают ряд чрезмерно жестких требований к допустимым техническим параметрам, не имеющим непосредственной связи с безопасностью работ на станке. Например, не допускается провисание верхней ветви гусеницы хода более 40 мм, в них нет обоснования параметров износа беговой дорожки, износа поверхности катания, раската ободов колес и т. д. Не может быть выполнено и требование об ограничении сопротивления общего заземления в 1 мом при бурении в ультраосновных породах гипербазитовых комплексов, особенно на стадии их метаморфизации в серпентиниты. Указания конкретизированы для ЭПБ шарошечных бурстанков, что объясняется доминированием последних при разработке крепких скальных пород. Однако принцип построения указаний можно применить и для ЭПБ станков других типов – вращательных, ударно-вращательных, в том числе импортного производства. Производители импортного бурового оборудования не нормируют срок его службы, устанавливая лишь гарантийный срок, однако законодательством предусмотрена необходимость ЭПБ после 5 лет эксплуатации этих станков.

Возможность дальнейшей эксплуатации станков других типов также может быть определена путем сравнения параметров фактического состояния с конструктивными допусками и критериями предельного состояния, которые указываются в технической документации изготовителя.

Таким образом, ЭПБ буровых станков может осуществляться и непосредственно горнодобывающими предприятиями, если они отвечают требованиям, предъявляемым к экспертным организациям.

Выводы

1. ЭПБ буровых станков должна выполняться в строгом соответствии с действующими нормативными документами. Однако

для объективного решения её важнейшей задачи – определения остаточного ресурса – такой документации не создано.

2. Решение задачи определения остаточного ресурса возможно путём установления надежности индивидуальных единиц – наиболее ответственных узлов и агрегатов станка.

3. Действующие методические указания по проведению ЭПБ бурового оборудования относятся только к станкам шарошечного бурения. Поэтому назрела необходимость в разработке современной редакции указаний, которые должны содержать правила проведения ЭПБ буровых станков различного типа, а также конкретизированные методы и способы расчета их остаточного ресурса.

Литература

1. Правила проведения экспертизы промышленной безопасности: ПБ-03-246-98. ПБИ 03-490-(246)-02.

2. Временные методические указания по проведению обследования (экспертизе промышленной безопасности) карьерных буровых станков с истекшим сроком службы с целью определения возможности дальнейшей их безопасной эксплуатации: утв. 08.04.2002 Госгортехнадзором РФ.

3. Положение о порядке продления срока безопасной эксплуатации технических устройств, оборудования и сооружений на опасных производственных объектах: РД 03-484-02.

4. Методические указания о продлении срока безопасной эксплуатации технических устройств, оборудования и сооружений на опасных производственных объектах: РД 06-565-03.

УДК 622.233.05

СПОСОБ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА АГРЕГАТОВ СТАНКОВ ТИПА СБШ-250 МНА-32

Ю.В. Болкисева, Е.В. Болкисева

Основной объем бурения взрывных скважин при разработке скальных пород и руд выполняется станками шарошечного бурения. К моменту установленного для них срока службы станки в зависимости от горнотехнических условий и производственной загрузки имеют различную степень износа и исчерпания ресурса. С целью установления возможных сроков их дальнейшей эксплуатации нормативными документами предусмотрена обязательность определения остающегося у станков ресурса безопасной работоспособности. Однако задача его определения по ряду причин связана со значительными трудностями.

Во-первых, станок представляет собой сложное агрегированное устройство с отдельным для каждого агрегата ресурсом безопасности. Еще до истечения нормируемого срока службы большая часть агрегатов либо проходила неоднократные ремонты, либо подвергалась полной замене, что кардинально изменяет начальный ресурс станка. Следовательно, нормируемый срок его службы как индивидуального технического устройства оказывается не только непосредственно не связанным с безопасностью эксплуатации, но и не может служить отправным пунктом для определения остаточного ресурса. Поэтому производители импортных станков не устанавливают неопределенный срок их службы, а указывают гарантийный срок эксплуатации.

Во-вторых, использовать имеющиеся методические указания или руководства для целей определения остаточного ресурса бурового станка невозможно либо из-за их ориентации на конкретный вид машин или оборудования, либо из-за их чрезмерно общего описательного характера.

В-третьих, значительная часть ремонтов узлов и агрегатов станка выполняется непосредственно в условиях карьеров, где качество работ контролируется или визуальным, или пробными пусками агрегата. Безопасный ресурс после таких работ становится случайной величиной, которая практически непредсказуема без использования больших массивов статистической информации и вероятностных методов расчета.

Наконец, применительно к буровым станкам руководящие документы оставляют открытым вопрос: следует ли определять остаточный ресурс для станка как индивидуальной единицы или выполнять расчеты по наиболее ответственным агрегатам. Здесь необходимо учитывать, что риск инцидента или аварии на любом из агрегатов есть не что иное, как риск инцидента или аварии, не позволяющих станку выполнять свое функциональное назначение. Следовательно, более логичным представляется поэтапное (поагрегатное) определение остаточного ресурса станка. Тогда решение задачи облегчается наличием большого объема статистической информации, полученной в течение многолетней эксплуатации станков СБШ-250 МНА-32 и позволяющей установить динамику исчерпания ресурса отдельными их агрегатами [1]. В качестве основы расчетов может быть использован алгоритм динамики ресурса безопасности буровых установок, предложенный для нефтегазовой промышленности [2]. Суть алгоритма заключается в следующем (рис. 1).

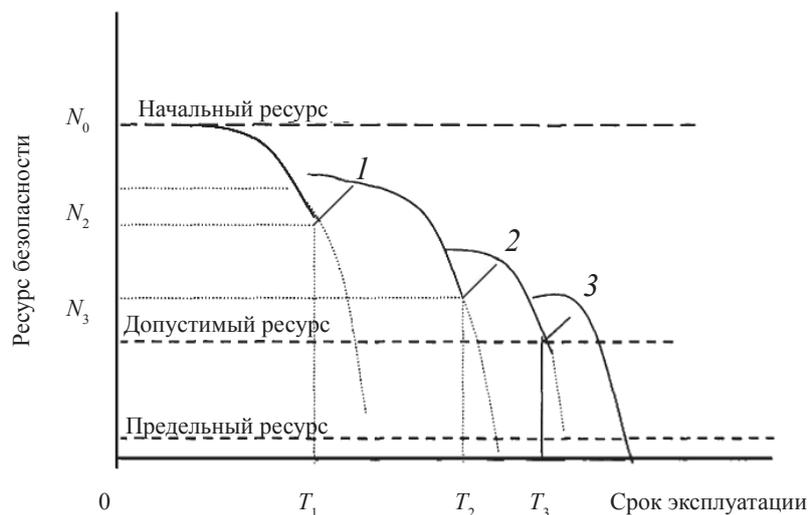


Рис. 1. Динамика ресурса безопасности при эксплуатации станка

Станок при запуске в эксплуатацию имеет установленный изготовителем начальный ресурс (значение N_0 на оси ординат), который соответствует начальному уровню безопасности. В процессе эксплуатации (участок $0-T_1$ на оси абсцисс) ресурс безопасности снижается, постепенно приближаясь к допустимому уровню, предъявляемому к нему требованиями промышленной безопасности. При достижении нормируемого срока службы (время эксплуатации T_1 , снижение ресурса до точки 1 функции динамики ресурса) выполняется комплекс работ по экспертизе промышленной безопасности (ЭПБ). В это время ресурс безопасности обычно еще не достигает допустимого уровня. После эксплуатации станка за период $0-T_1$ в соответствии с заключением экспертизы принимается одно из предусмотренных нормативными документами решений о дальнейшей эксплуатации станка. Как правило, это продление срока службы с условием проведения корректирующих мероприятий. В результате реализации мероприятий по устранению дефектов, ремонту или модернизации ресурс безопасности может быть повышен до уровня N_2 , и станок выходит на новый срок эксплуатации, рекомендованный экспертизой (участок T_1-T_2). В конце этого срока (T_2) ресурс безопасности снижается до уровня N_3 , но также может и не дости-

гать допустимого уровня. Однако в связи с окончанием продленного срока вторично проводится ЭПБ (точка 2 кривой динамики ресурса). По результатам вторичной экспертизы станок либо выводится из эксплуатации, либо на нем снова проводятся корректирующие мероприятия, повышающие ресурс безопасности до уровня между N_2 и N_3 . Корректирующие мероприятия позволяют продлить эксплуатацию станка на период T_2-T_3 . После окончания вновь назначенного срока, если уровень безопасности выше допустимого, описанный процесс продолжается. Наконец остаточный ресурс станка достигает предельного, и станок должен быть выведен из эксплуатации.

В настоящее время из-за сложности количественного определения значений остаточного ресурса (точек 1, 2, 3 и т. д.) экспертиза субъективно продлевает срок использования, как правило, на три года. Однако рассмотренный алгоритм, подтверждая практику эксплуатации станков [3], четко свидетельствует, что с увеличением продолжительности их службы период безаварийной работы должен уменьшаться. Одновременно постоянно возрастают затраты на проведение экспертизы, ремонт или модернизацию станка. Таким образом, алгоритм как методология для определения остаточного ресурса показывает, что продлеваемый экспертизой срок безопасной эксплуатации не может быть постоянным. Конкретизация процедуры определения остаточного ресурса сводится к построению по имеющейся статистической информации тренда исчерпания ресурса и экстраполяции тренда до момента пересечения его с линией предельного или опасного состояния. Если статистической информации недостаточно, то для построения тренда достаточно выполнить несколько (не менее четырех) измерений параметров агрегата любым из видов неразрушающего контроля.

В качестве примера на рис. 2 показана иллюстрация расчета срока безопасной эксплуатации агрегата вращателя. Расчет основан на выявлении закономерности (тренда) изменения виброскорости в зависимости от циклов нагружения механизма. Прогнозирование количественного значения остаточного ресурса сводится к экстраполяции найденного тренда и определению момента пересечения его с линией предельного или опасного состояния.

Тренд устанавливается по изменению уровня вибрации шестерни Z 16 и упорного подшипника редуктора вращателя в частотной полосе 130–140 Гц. Из рис. 2 видно, что вибрация вращателя после 4000 часов наработки достигла предельной нормы (кривая 1). Поэтому редуктор был демонтирован. Вибрация нового редуктора после 2000 часов работы оказалась в зоне ограниченной эксплуатации (кривая 2), и был произведен его ремонт. Отремонтированный



Рис. 2. Определение остаточного ресурса агрегата вращателя при проведении экспертизы промышленной безопасности

редуктор проработал 500 часов, когда началось выполнение работ по ЭПБ бурового станка (кривая 3). При проведении ЭПБ вибрация вращателя составляла 4 мм/с. Характер изменения вибрации аналогичен кривым 1 и 2, что позволяет построить тренд ее дальнейшего роста (кривая 3). Если восстановить перпендикуляры из точек времени проведения экспертизы и времени пересечения тренда с зоной опасной эксплуатации агрегата, то расстояние между ними и будет допустимым сроком дальнейшей безопасной эксплуатации агрегата. Тренд 3 показывает, что через 3000 часов вибрация агрегата достигнет зоны опасной эксплуатации. Таким образом, в отличие от общепринятого срока продления безопасной эксплуатации станков в 3 года, техническое диагностирование и выполненный расчет свидетельствуют, что срок его дальнейшей безопасной эксплуатации из-за работы вращателя в опасном режиме не превышает 1,5 года. Причем через один год целесообразно перевести станок на щадящие параметры режима бурения с уменьшением токовой нагрузки на агрегат за счет снижения осевой нагрузки на буровой инструмент. Для этого, например, в менее крепких породах диаметр скважин можно уменьшить.

Аналогично устанавливается остаточный ресурс и допустимый срок дальнейшей безопасной эксплуатации по другим ответственным агрегатам станка.

Используя и развивая этот способ, можно разработать вероятностную модель выживаемости механизмов станка с построением кривых Айова (трендов), которые совместно с логнормальным распределением или распределением Вейбулла частоты отказов механизмов будут описывать процесс выбытия агрегатов из эксплуатации по мере достижения ими предельного состояния. В этом случае математическое описание деградационных процессов по ресурсным параметрам обеспечивает расчет остаточного ресурса станка как единого технического устройства.

Предлагаемый способ определения остаточного ресурса позволяет своевременно и качественно производить отбраковку узлов, объективно устанавливать необходимость ремонта станка на ближайший период. Кроме того, способ позволяет достичь наиболее полной выработки ресурса механизмов, способствуя как предупреждению инцидентов, так и сокращению затрат на текущие ремонты и ликвидацию аварийного состояния оборудования.

Литература

1. *Болкисева Ю.В.* Концепция оценки эксплуатационной надежности буровых станков / Ю.В. Болкисева, Е.В. Болкисева, А.С. Реготунов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: Сб. докладов VIII Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: УГГУ. – 2010. – С. 233–235.

2. Временные методические указания по обследованию буровых установок с истекшим сроком службы / ЗАО «Уралмаш-сервис», ОГБ БУ ОАО «Уралмаш». МУ 33-98. Согласовано Госгортехнадзором 24.12.1998 г. № 10-13/694.

3. *Болкисева Ю.В.* Влияние срока службы станка на эффективность бурения скважин / Ю.В. Болкисева, Р.И. Сухов, А.Г. Худяков, А.С. Реготунов // Изв. вузов. Горный журнал. – 2010. – № 4. – С. 61–64.

УДК 622.233.5

**МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ КРЕПКИХ ГОРНЫХ ПОРОД
ПРИ БУРЕНИИ ШПУРОВ И СКВАЖИН
УДАРНО-ПОВОРОТНЫМ
И УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНЫМ СПОСОБАМИ***

А.С. Реготунов

Механизм разрушения горных пород при бурении – совокупность физических процессов, происходящих в породе забоя при деформации, разрушении и отделении частиц этой породы рабочими элементами породоразрушающего инструмента [1].

Наиболее общие закономерности деформирования и разрушения твердых материалов и пород при воздействии на них единичных инденторов установлены в работах Л.И. Барона, А.И. Остроушко, Г.М. Крюкова, Л.А. Шрейнера, Р.М. Эйгелеса. Результаты этих работ улучшили понимание процесса развития трещин и образования лунки выкола, однако не объяснили поведение породы при воздействии на нее бурового инструмента с размещенными в нем инденторами. Исследованию процесса разрушения горных пород при ударных способах бурения лезвийным инструментом посвящены работы [2–4], в которых установлены основные закономерности и факторы, влияющие на эффективность механизма ударного разрушения при бурении.

Для инструмента штыревого типа такие исследования проведены в недостаточном объеме, поэтому нами была поставлена цель: исследовать процесс разрушения крепкой породы и установить механизм разрушения при ударных способах бурения.

Для этого в образце гранита была пробурена серия горизонтальных шпуров инструментом штыревого типа малого диаметра (рис. 1). В ходе каждого эксперимента регистрировалось время и глубина бурения, производился отбор проб бурового шлама, фиксировались геометрические параметры поверхности забоя шпура. Применялся перфоратор ПТ-48А, который имел, согласно паспортным данным, следующие характеристики: энергия единичного удара $A = 86,3$ Дж; частота ударов n_y – не менее 43,3 Гц; частота вращения бурового инструмента – 2,5 Гц.

На основании данных о конструктивных и технологических параметрах бурового инструмента были определены важные для последующего анализа механизма разрушения породы характеристики.

* Работа создана в рамках выполнения молодежного научного проекта 13-5-НП-103 на средства гранта, полученного от УрО РАН.

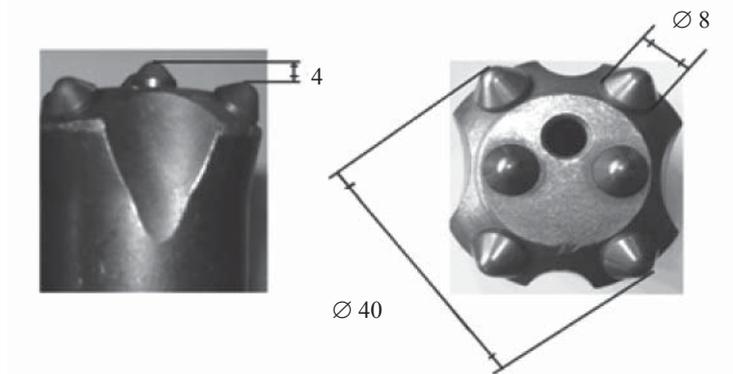


Рис. 1. Буровой инструмент штыревого типа

Удельная энергия удара a_z по выражению

$$a_z = \frac{A}{z}, \quad (1)$$

где z – общее число инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента.

Расстояние до свободной поверхности лунки выкола

$$L_{\text{ск}} = 2R \sin \varphi_y, \quad (2)$$

где R – радиус траектории движения индентора, м; φ_y – угол поворота инструмента между ударами, град.

Число нагружений периферийного участка забоя за один оборот инструмента

$$N_n = \frac{360}{\arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R_n}} z, \quad (3)$$

где $n_{\text{об}}$ – число оборотов вращения бурового инструмента, Гц; R_n – радиус траектории движения периферийного индентора, м.

Число нагружений центрального участка забоя за один оборот инструмента

$$N_{\text{ц}} = \frac{360}{\arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R_{\text{ц}}}}, \quad (4)$$

где $R_{ц}$ – радиус траектории движения центрального индентора, м.
Глубина внедрения инденторов за один удар [5]

$$h = \sqrt{\frac{2A\eta}{B_{\Sigma}}}, \quad (5)$$

где B_{Σ} – суммарная жесткость породы относительно внедрения в нее всех зубьев инструмента, Н/м.

Энергоемкость разрушения породы при бурении

$$e = \frac{An_{уд}t_{б}}{S_3l}\eta, \quad (6)$$

где $t_{б}$ – время бурения, с; η – КПД удара (0,6–0,9).

Значение исходных данных и характеристик, рассчитанных согласно выражениям (1)–(6) приведены ниже.

Исходные данные для расчета характеристик процесса взаимодействия штыревого инструмента и породы:

Энергия единичного удара A , Дж	86,3
Общее число инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента, z	6
Радиус траектории движения инденторов, м	
центральных $R_{ц}$	0,006
периферийных $R_{п}$	0,016
Угол поворота инструмента между ударами φ_y	22°30'
Суммарная жесткость породы относительно внедрения в нее всех зубьев инструмента B_{Σ} , Н/м	$8,9 \cdot 10^7$
КПД удара η	0,9
Время бурения $t_{б}$, с	120
Площадь забоя S_3 , м ²	$1319,6 \cdot 10^{-6}$
Глубина шпура l , м	0,38

Результаты расчета характеристик взаимодействия штыревого инструмента и породы:

Удельная энергия удара a_z , Дж	14,4
Расстояние до свободной поверхности лунки выкола $L_{ск}$, м	
для центральных инденторов	0,013
для периферийных инденторов	0,005

Число нагружений за один оборот инструмента N	
для центрального участка забоя $N_{ц}$	32
для периферийного участка забоя $N_{п}$	64
Глубина внедрения инденторов за один удар h , м.....	0,0002
Энергоемкость разрушения породы при бурении, МДж/м ³	894,2

В результате анализа вышеприведенных данных, а также картины забоя шпура (рис. 2 и 3) можно сделать следующие выводы. При значении удельной энергии удара, соотношении частоты ударов и частоты вращения, создаваемых перфоратором ПТ-48А, расстояние от индентора инструмента до свободной поверхности лунки для периферийного участка забоя шпура составило 13 мм, для центрального 5 мм. В результате анализа картины забоя видно, что угол поворота инструмента между ударами в процессе бурения шпура не обеспечил развитие механизма скола в сторону ранее образованных лунок, который в 1,75–3,5 раза эффективнее,

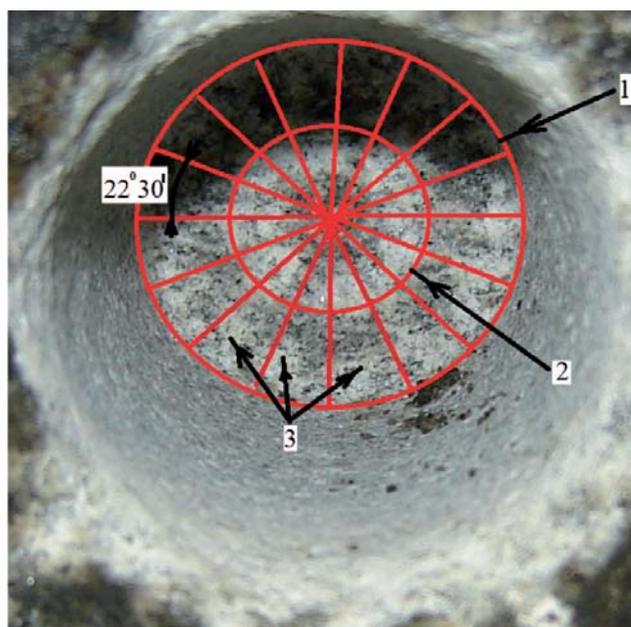


Рис. 2. Забой шпура:
 1 – граница периферийного участка забоя; 2 – граница центрального участка забоя;
 3 – лунки выкола

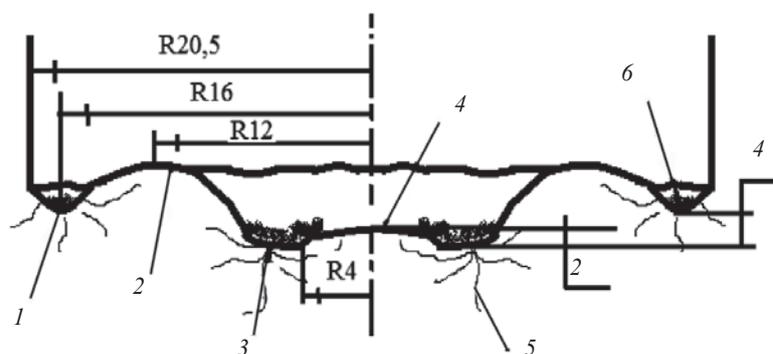


Рис. 3. Вид забоя в плоскости симметрии шпура

чем механизм обычного выкола породы, то есть расстояние от индентора до свободной поверхности лунки было нерациональным.

Кроме того, глубина внедрения индентора за один удар составила 0,0002 м, из чего следует, что, согласно [5], в процессе бурения образование лунок происходило за счет выкрашивания зерен. За один оборот инструмента глубина лунок 3 (см. рис. 2) увеличивалась, по-видимому, до значений 0,001–0,0011 м, что достигалось после четырех ударов в одни и те же лунки забоя. Анализ гранулометрического состава бурового шлама показал, что при наблюдаемом механизме разрушения средний размер фракции бурового шлама составил 99 мкм.

Анализ картины забоя в плоскости симметрии шпура (см. рис. 3) показывает, что поверхность забоя является неровной, волнообразной. Такой характер поверхности определяется в первую очередь наличием выступающих центральных инденторов в инструменте, малой удельной энергией удара, нерациональным углом поворота между ударами для гранита. Как видно из рис. 3, лунки выкола периферийного 1 и центрального 3 участков шпура не смыкаются между собой. Разрушение межлуночного объема породы 2 и 4 обеспечивается за счет развития и взаимодействия боковых трещин, исходящих от внутренней поверхности лунок в глубь массива. Эти трещины за время одного оборота инструмента под действием не менее чем 64 удара по периферийному участку и не менее чем 32 удара по центральному участку прорастают по межзеренным контактам на определенную глубину, а далее более круто-

наклонные трещины относительно горизонтальной поверхности от периферийных лунок соединяются с трещинами, имеющими меньший угол наклона, которые исходят из центральных лунок 3. Объем породы 4 разрушается аналогичным механизмом – боковые трещины 5, исходящие от центральных лунок 3, соединяются между собой, скалывая породу 4.

Таким образом, механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении шпуров буровым инструментом штыревого типа является весьма энергоемким, поскольку из-за недостаточной удельной энергии на индентор глубина внедрения инструмента крайне мала, а угол поворота между ударами не обеспечивает скол породы в сторону свободной поверхности, даже незначительной по размерам. Аналогичное описание с большой долей вероятности можно дать механизму разрушения крепких пород при ударно-вращательном бурении скважин. Это справедливо, если удельная энергия удара для различных диаметров штыревого инструмента, применяемого при ударно-вращательном бурении, практически не будет превышать значения 14,4 Дж. Диапазон изменения указанного параметра для отечественных машин ударно-вращательного действия находится в пределах 6,6–14,5 Дж. Таким образом, можно утверждать, что принципы разрушения крепких пород при ударных способах бурения (ударно-поворотного и ударно-вращательного) подобны, хотя имеют некоторые различия, обусловленные анизотропией физико-механических свойств пород, соотношением числа ударов и оборотов, конструктивными особенностями бурового инструмента, качеством удаления продуктов разрушения с забоя шпура или скважины.

Выводы

1. Удельная энергия удара на индентор бурового инструмента недостаточна для того, чтобы производить объемные нарушения породы с минимальными затратами. Поэтому доля объема породы, разрушенной в процессе бурения сколом, крайне мала. При бурении, главным образом, преобладает деформация сжатия. Энергоемкость такого механизма разрушения буровым инструментом высокая (894,2 МДж/м³), а средняя крупность частиц бурового шлама составляет 99 мкм.

2. Существующие машины ударного действия не реализуют потенциальные возможности штыревого бурового инструмента в достижении наименьшей энергоемкости разрушения при бурении, поскольку не обеспечивают рациональные параметры процесса взаи-

модействия инструмента с породой, позволяющие достигать преимущественно деформации скола, признанные как наименее энергоемкие при механическом разрушении.

3. Основываясь на результатах исследований [2], можно полагать, что нерациональные параметры механизма разрушения при ударных способах бурения являются причиной значительного расхода энергии удара на отскок инструмента от забоя шпура или скважины, что способствует снижению коэффициента полезного использования энергии удара машины.

Литература

1. *Голубинцев О.Н.* Механические и абразивные свойства горных пород и их буримость / О.Н. Голубинцев. – М.: Недра, 1968. – 198 с.
2. *Алимов О.Д.* Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров / О.Д. Алимов. – Томск: Изд-во Томского университета, 1960. – 89 с.
3. *Медведев И.Ф.* Режимы бурения и выбор буровых машин / И.Ф. Медведев. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 222 с.
4. *Успенский Н.С.* Курс глубокого бурения ударным способом / Н.С. Успенский. – М.: Изд-во Совета нефтяной промышленности, 1924.
5. *Крюков Г.М.* Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Часть II. Разрушение горных пород при бурении. Раздел 1. Внедрение зубьев в разрушаемую породу. Ударно-вращательный способ бурения: учебное пособие / Г.М. Крюков. – 2-е изд., стереотип. – М.: МГГУ, 2007. – 106 с.

ВЗРЫВЧАТЫЕ МАТЕРИАЛЫ

УДК 622.235.213.256/.257

СОЗДАНИЕ И ПРОИЗВОДСТВО ПАТРОНИРОВАННОГО ЭМУЛЬСИОННОГО ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА ЭМИГРАНА

П.П. Переведенцев, О.М. Власов, А.Г. Сергеев, З.А. Жамилова

ФКП «Бийский олеумный завод» выпускает широкий перечень взрывчатых веществ (гранулотол, чешуированный тротил, граммониты (79/21, 30/70, Т-5, М21, К, КЗ, ТК, ТКЗ), ТЭН, пентолит) и изделий из ВВ (шашки-детонаторы, патронированные граммониты П диаметром 120, 160 и 180 мм и эмиграны П25 диаметром 90, 120, 160 и 180 мм) [1].

К настоящему времени известен патрон для заряжания обводненных скважин, содержащий оболочку из эластичного водонепроницаемого материала, заполненную ВВ, в качестве которого использовано гранулированное неводоустойчивое ВВ, а патрон снабжен наружной оболочкой из тканого полипропилена, причем обе оболочки сшиты между собой. Во внутренней оболочке образованы отверстия диаметром 0,5–2,0 мм, при этом длина патрона в 3–7 раз превышает его диаметр [2]. Этот патрон заполнен неводоустойчивым ВВ. Поэтому его применение для скважин с проточной водой возможно только в день зарядки из-за потерь ВВ за счет растворения.

С появлением на рынке водоустойчивых эмульсионных ВВ различной номенклатуры было разработано несколько конструкций патронов. Так, например, известна конструкция по свидетельству на полезную модель [3]. Патрон для эмульсионных ВВ, содержащих газогенерирующие добавки, включающий оболочку с торцевыми зажимами и ВВ, содержит воздушную камеру, размещенную в оболочке в любом месте по длине патрона. Опыт производства и применения показал, что технически осуществимым вариантом этого решения является только конструкция с наличием свободного пространства с торца патрона для обеспечения возможности «роста» (увеличения объема) эмульсионного ВВ по ходу процесса газификации. При этом воздух из торца оболочки должен быть предвари-

тельно удален, иначе при «росте» заряда раздуется оболочка патрона, и она может быть разорвана.

Широко известны патроны для эмульсионных взрывчатых веществ, содержащие гранулированную аммиачную селитру. Гранулированная аммиачная селитра марки А содержит массовую долю гранул размером от 1 до 3 мм – не менее 93 %, менее 1 мм – не более 4 %, более 6 мм 0,0 % [4]. Определим средний размер гранул, мм:

$$\frac{4\left(\frac{0+1}{2}\right) + 93\left(\frac{1+3}{2}\right) + 3\left(\frac{3+6}{2}\right)}{100} = 2.$$

Крупные гранулы со средним размером 2 мм создают большую неоднородность состава ВВ, что снижает эффективность действия взрыва. Для устранения имеющегося недостатка предлагается патрон промышленных эмульсионных взрывчатых веществ. Технический результат предлагаемого патрона – увеличение эффективности действия взрыва – достигается тем, что патрон промышленных эмульсионных взрывчатых веществ, содержащий оболочку с торцевыми зажимами и аммиачную селитру в газифицированной обратной эмульсии, содержит аммиачную селитру с размерами частиц не более 0,7 мм в газифицированной обратной эмульсии с катализатором. При этом патрон содержит компоненты в следующих соотношениях, мас. %: частицы аммиачной селитры 12–40; газифицированная обратная эмульсия с катализатором – остальное до 100.

Газифицированная обратная эмульсия с катализатором содержит компоненты в следующих соотношениях, мас. %: катализатор 0,1–5,0; масло индустриальное 3,5–9,0; эмульгатор 1,5–3,0; водный раствор аммиачной селитры – остальное до 100; газогенерирующая добавка 0,5–2,0 сверх 100.

В качестве катализатора использовали натриевую селитру и соли щелочных металлов жирных кислот животного происхождения, например, стеарат натрия или растительного происхождения, например, талловое мыло.

Определим средний размер (диаметр) частиц аммиачной селитры в предлагаемом патроне. Он равен $0,7/2 = 0,35$ мм. Следовательно, у предлагаемого патрона средний диаметр частиц аммиачной селитры меньше диаметра гранул аммиачной селитры в $2/0,35 = 5,7$ раза. Предлагаемый патрон увеличивает эффективность действия взрыва за счет большей равномерности распределения твердой аммиачной селитры в смеси. Для повышения эффективности действия взрыва

предлагаемый патрон содержит в газифицированной обратной эмульсии катализатор, и частицы аммиачной селитры смешиваются с жидким нефтепродуктом.

При изготовлении оболочки использовали полиэтилен толщиной от 0,1 до 0,2 мм. В качестве жидкого нефтепродукта применяли дизельное топливо.

Эффективность действия взрыва патронов определяли по методике ВостНИИ – по величине обжатия стандартного свинцового цилиндра. Испытуемый патрон массой 1 кг помещали в полиэтиленовую оболочку диаметром 120 мм. Промежуточный детонатор (промдетонатор) заполняли тротилом в виде порошка массой 100 г. Диаметр промдетонатора 50 мм. Сверху по оси заряда погружали в исследуемый патрон промдетонатор на $\frac{2}{3}$ его высоты. Свинцовый цилиндр помещали на ровную стальную плиту.

Цилиндр имеет диаметр 40 мм и высоту 60 мм. На цилиндр устанавливали стальной конусный боек с наибольшим диаметром, равным 300 мм. Затем на боек помещали картонную стойку, обеспечивающую заданное расстояние (150 мм) от бойка до заряда (картонную стойку сгибали в виде боковой поверхности прямой треугольной призмы). На картонную стойку устанавливали подготовленный патрон. После центровки патрона в промдетонатор помещали электродетонатор и проводили подрыв. В результате резкого удара продуктов детонации по стальному бойку свинцовый цилиндр деформируется. После взрыва измеряли высоту свинцового цилиндра в четырех взаимно перпендикулярных направлениях. Мерой эффективности действия взрыва является величина обжатия цилиндра (разность между средними его высотами до и после взрыва). Сравнительные экспериментальные данные по определению эффективности действия взрыва патронов сведены в таблицу.

Из нее видно, что эффективность действия взрыва состава патрона, содержащего гранулированную аммиачную селитру, изменяется от 3 до 4 мм, а предлагаемого состава в патроне [5] промышленных эмульсионных взрывчатых веществ существенно больше – от 16 до 30 мм.

На основании представленных и дополнительных исследований ФКП «Бийский олеумный завод» было разработано техническое условие на вещество взрывчатое промышленное эмиграны П, ТУ 7276-076-07511608-2009, выпускаемые в патронированном виде и применяемые для ведения взрывных работ на земной поверхности скважинными зарядами по породам любой крепости при ручном зарядании сухих, осушенных и

Таблица

**Сравнительные экспериментальные данные по определению
эффективности действия взрыва образцов (масса ВВ 1 кг, диаметр 120 мм)**

№ п.п.	Наименование показателей	Средний размер гранул АС 2 мм		Размер частиц аммиачной селитры не более 0,7 мм										
1	Компоненты, мас. %													
1.1	Гранулированная АС по ГОСТ 2-85	28	32	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	
1.2	Частицы АС	–	–	12	15	35	20	30	12	22	25	15	25	
1.3	Газифицированная обратная эмульсия	72	68	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	
1.4	Жидкий нефтепродукт (дизельное топливо)	–	–	–	–	–	–	–	0,3	1,0	2,0	2,5	1	
1.5	Газифицированная обратная эмульсия:	–	–	88	85	65	80	70	87,7	77	73	82,5	74	
1.5.1	Натриевая селитра	–	–	–	–	–	1	5,0	–	–	–	2,0	5,0	
	Стеарат натрия	–	–	0,1	0,4	–	–	–	0,1	0,5	–	–	–	
	Талловое мыло	–	–	–	–	0,5	–	–	–	–	0,8	–	–	
1.5.2	Масло промышленное	–	–	3,4	8,7	8,0	3	4,2	3,5	6,0	7,2	4,0	3,5	
1.5.3	Эмульгатор	–	–	1,5	2,9	2,5	2	2,8	1,5	2,5	2,0	2,2	2,5	
1.5.4	Водный раствор АС	–	–	95	88	89	94	88	94,9	91	90	91,8	89	
1.5.5	Газогенерирующая добавка (сверх 100 %)	1	1	0,5	1,0	1,3	2	1,0	0,6	1,1	1,0	1,2	1,0	
2	Эффективность действия взрыва, мм	3	4	16	23	20	24	25	17	24	23	27	30	

обводненных скважин любой степени проточности диаметром не менее 100 мм при температуре окружающей среды от минус 50 °С до плюс 50 °С.

По классификации, установленной в «Единых правилах безопасности при взрывных работах» (ПБ 13-407-01), эмиграны П относятся к I классу промышленных ЭВВ. Эмиграны П выпускаются в патронах с полимерной оболочкой номинальным диаметром 90, 120, 160, и 180 мм. Эмиграны П25 содержат частицы аммиачной селитры массовой долей 25 %. На основании разработанных технических условий были проведены успешные контрольные и промышленные испытания. Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору Российской Федерации выдала разрешение № ВМ-0183 от 13.10.2010 на применение взрывчатых материалов – эмульсионное взрывчатое вещество эмигран П марки 25 в патронах диаметром 90, 120, 160 и 180 мм (ТУ 7276-076-07511608-2009).

Эмиграны успешно применяются при проведении взрывных работ в горнорудных организациях от Новосибирской области до Хабаровского края. Объем продаж ФКП «Бийский олеумный завод» за январь – август 2012 года увеличился на 9 % по сравнению с этим же периодом в 2011 году.

Выводы

1. ФКП «Бийский олеумный завод» было разработано техническое условие на вещество взрывчатое промышленное патронированное Эмиграны П, ТУ 7276-076-07511608-2009.

2. Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору Российской Федерации выдала разрешение № ВМ-0183 от 13.10.2010 на применение взрывчатых материалов – эмульсионное взрывчатое вещество эмигран П марки 25 в патронах диаметром 90, 120, 160 и 180 мм, которое предназначено для применения на земной поверхности в сухих и обводненных скважинах.

3. Эмиграны успешно применяются при проведении взрывных работ от Новосибирской области до Хабаровского края. Объем продаж ФКП «Бийский олеумный завод» эмигранов П, содержащих частицы аммиачной селитры не более 0,7 мм, за январь – август 2012 года увеличился на 9 % по сравнению с этим же периодом 2011 года.

Литература

1. *Переведенцев П.П.* Создание и производство новых взрывчатых материалов ФКП «Бийский олеумный завод» / П.П. Переведенцев и др. // Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технической конференции «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле», прошедшей в рамках IV Уральского горнопромышленного форума 12–14 октября 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 91–95.
2. Свидетельство на полезную модель RU 21934 от 28.02.2001.
3. Свидетельство на полезную модель RU 26323 от 08.05.2002.
4. ГОСТ 2-85. Селитра аммиачная. Технические условия.
5. Патент на полезную модель RU № 92468 от 09.10.2009.

УДК 621.791:662.242

ВЫБОР И ОПТИМИЗАЦИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ВЗРЫВЧАТЫХ СОСТАВОВ ДЛЯ СВАРКИ ВЗРЫВОМ ЛИСТОВЫХ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК

*Н.Г. Багаветдинов, С.И. Карачинский, Е.А. Потеряева,
О.А. Тимофеев, И.Р. Шакиров*

Взрывная сварка металлов впервые была осуществлена в СССР в 1961 году в Институте гидродинамики Сибирского отделения Академии наук под руководством академика М.А. Лаврентьева и в короткое время развилась в самостоятельное научное направление, дав толчок соответствующему развитию промышленности. В настоящее время сваркой взрывом (СВ) получают практически любые сочетания разнородных металлов и сплавов, обладающих уникальным сочетанием характеристик: прочности, пластичности, химической и коррозионной стойкости, электропроводности и т. п. Этот метод широко используется для изготовления токоподводов электролизных матриц, трубных досок теплообменников, реторт и плазменных печей для получения титановой губки и выплавки титана, лопаток гидротурбин, камер сгорания ракетных двигателей, корпусов химических и ядерных реакторов и других высокотехнологичных изделий различных отраслей машиностроения [1, 2].

Номенклатура взрывчатых составов (ВС), применяемых в мировой практике для СВ, представлена значительным количеством рецептур сыпучих, эластичных, пластичных, волокнистых, ячеистых ВС, имеющих различные характеристики, зависящие как от типа и размеров свариваемых заготовок, так и от возможностей и предпо-

чений конкретных исполнителей. Так, если для плакирования металлов и полимеров фольгой необходимы ВС со скоростью детонации до 7500 м/с и критической толщиной до 1 мм [3, 4], то для сварки крупногабаритных заготовок с толщиной плакирующего слоя до десятков миллиметров требуются низкоскоростные (<3000 м/с) ВС, стабильно детонирующие в толщинах от 10 до 120 мм [1, 5, 6]. Общими требованиями к ВС для СВ являются безопасность и технологичность приготовления, хранения и применения, минимальная токсичность и стоимость.

В отечественной промышленности для СВ наибольшее распространение получили аммиачно-селитренные ВВ, исследованиям свойств которых посвящены многочисленные опубликованные работы [3, 5, 6, 7].

В РФЯЦ-ВНИИТФ в процессе освоения технологии СВ с целью выбора ВС, оптимальных для использования в условиях института, были проведены исследования технологических и детонационных характеристик и показателей безопасности как известных, так и вновь синтезированных рецептур пластичных (ПВС), пористых (ПОВС) и сыпучих (СВС) составов на основе бризантных ВВ и различных горючих и инертных добавок (табл. 1).

Для изготовления ПВС использовались тротил, гексоген, ТЭН, аммиачная селитра, древесная мука, формовочный песок и полиизобутилен (ПИБ). ПИБ растворяли в хлороформе и в готовый раствор загружали соответствующие компоненты смеси. Масса перемешивалась до консистенции, при которой не происходило разделения компонентов. Далее смесь помещалась в специальные емкости и равномерно распределялась в виде листа толщиной 12 мм. После полного испарения растворителя получались образцы с плотностью от 0,9 до 1,3 г/см³.

Образцы ПОВС изготавливались путем пропитки поролон в емкости с насыщенным раствором ВВ в ацетоне различной концентрации. Для ускорения образования кристаллов образец после пропитки помещали в слабый раствор поливинилового спирта, после чего производилась его сушка при комнатной температуре. Количество ВВ в образце регулировалось концентрацией исходного раствора. Однако эта зависимость проявлялась до определенной концентрации, после которой рост содержания ВВ в образцах прекращался. После сушки получались кондиционные образцы плотностью 0,3–0,4 г/см³.

Для изготовления СВС использовалась гранулированная и молотая аммиачная селитра, аммонит № 6ЖВ, дизтопливо и кварцевый песок, смешанные в различных пропорциях.

Таблица 1

Состав и детонационные характеристики исследованных ВС

Тип ВС	Обозначение ВС	Содержание компонентов ВС, %								Скорость детонации, м/с
		Тротил	Гексоген	ТЭН	Аммиачная селитра	ПИБ	Древесная мука	Поролон	Песок : ВВ (объемное соотношение)	
Пластичные	ПВС1	–	25	–	70	5	–	–	1:2	Неполная детонация
	ПВС2	–	25	–	70	5	–	–	–	Не детонирует
	ПВС3	5	20	–	–	25	50	–	–	Не детонирует
	ПВС4	10	60	–	–	20	10	–	–	7567
	ПВС5	10	–	50	–	20	20	–	–	6780
	ПВС6	30	–	25	–	25	20	–	–	Не детонирует
	ПВС7	–	–	25	65	10	–	–	1:2	2770
	ПВС8	–	–	25	75	5	–	–	1:2	Не регистрировалась
	ПВС9	–	–	25	70	5	–	–	–	Не регистрировалась
	ПВС10	–	–	25	65	10	–	–	–	Не регистрировалась
	ПВС11	–	–	25	63	12	–	–	–	2607
Пористые	ПОВС1	–	59–65		–	–	–	Остальное	–	Неполная детонация
	ПОВС2	–	31,5–33,5	33,5–31,5	–	–	–		–	Не регистрировалась
	ПОВС3	–		79–84	–	–	–		–	2257
Сыпучие	СВС1	21	–	–	79	–	–	–	1:1,25	1195
	СВС2	21	–	–	79	–	–	–	1:2	1184–2959
	СВС3	21	–	–	79	–	–	–	1:3	2853
	СВС4	21	–	–	79	–	–	–	1:1	1333–1698
	СВС5	21	–	–	79	–	–	–	1:2,5	2382–2703
	СВС6	–	–	–	75 (+5 % ДТ)	–	–	–	25	2722–3125
	СВС7	–	–	–	67 (+5 % ДТ)	–	–	–	33	2450–2578

Детонационная способность полученных ВС оценивалась в зарядах толщиной от 12 до 60 мм, инициируемых ЭД типа ЭДВ-1 через промежуточный детонатор из высокобризантного ВВ массой от 0,5 до 1,5 г.

Скорость детонации и характеристики безопасности детонационноспособных образцов определялись по стандартным методикам. Чувствительность к удару оценивалась частотой взрывов в приборчиках № 1 при использовании грузов массой 2 и 10 кг. Чувствительность к трению оценивалась по нижнему пределу взрываемости на приборе И-6-2. Температура вспышки определялась при задержке 30 с, а химическая стойкость испытуемых составов характеризовалась количеством выделившихся из них нитрит-ионов при нагревании в течение 8 часов при температуре 110 °С (табл. 2).

Таблица 2

Характеристики безопасности ВС

Тип ВС	Обозначение ВС	Чувствительность к удару, %		Чувствительность к трению, кгс/см ²		Температура вспышки, °С	Химическая стойкость [NO ₂], %
		Груз 10 кг	Груз 2 кг	С песком	Без песка		
Пластичные	ПВС 10	76	–	3000	500	213	0,05
	ПВС 11	68	–	3000	500	218	0,035
	ТЭН	100	–	3000	250	214	–
Сыпучие	СВС 1	100	64	1200	–	275	0,0029
	СВС 2	100	56	1100	–	280	0,0018
	СВС 4	100	48	1300	–	275	0
	СВС 6	92	–	–	1900	252	–
	СВС 7	72	–	–	1900	254	–
	№ 6ЖВ	20	0	1300	3000	280	0,0029
	АСЖВ пм	0	–	1400	3000	264	–

Оценка тротилового эквивалента сыпучих ВС на основе аммиачной селитры, необходимого для расчета безопасных расстояний при СВ крупногабаритных заготовок, проводилась на основании энергетического закона подобия зарядов ВВ [8] путем сопоставления теплоты взрыва взрывчатой компоненты заряда $Q_{\text{ВК}}$ (смесь аммиачной селитры с 5 % дизельного топлива) и теплоты взрыва тротила $Q_{\text{ТНТ}}$ равной 1033 ккал/кг.

Вклад 5 % дизельного топлива в теплоту взрыва взрывчатой компоненты оценивался по известным характеристикам игданита [8]:

$$Q_{\text{ВК}} = Q_{\text{АС}} + Q_{5\% \text{ДТ}} = 375 + 435 = 810 \text{ ккал/кг}, \quad (1)$$

$$\text{где } Q_{5\% \text{ДТ}} = 5/6(Q_{\text{иг}} - Q_{\text{АС}}) = 5/6(897 - 375) = 435 \text{ ккал/кг}. \quad (2)$$

Определенный на основании этого тротильный эквивалент взрывчатой компоненты ВС (аммиачной селитры с 5 % дизельного топлива) составил:

$$\text{ТЭ}_{\text{ВК}} = Q_{\text{ВК}}/Q_{\text{ТНТ}} = 810/1033 = 0,784. \quad (3)$$

Тротильный эквивалент ВС, состоящего из взрывчатой компоненты и песка, рассчитывался с учетом их массового соотношения по формуле

$$\text{ТЭ}_{\text{ВС}} = \text{ТЭ}_{\text{ВК}} (1/(1 + M_{\text{п}}/M_{\text{ВК}})), \quad (4)$$

которая для употребляемых на практике соответствующих объемных соотношений $N = V_{\text{ВК}}/V_{\text{п}}$ при плотности песка 1600 кг/м³ и селитры 800 кг/м³, использовалась в виде:

$$\text{ТЭ}_{\text{ВС}} = \text{ТЭ}_{\text{ВК}} (N/(N + 2)), \quad (5)$$

где $M_{\text{п}}$ и $V_{\text{п}}$ – масса и объем песка; $M_{\text{ВК}}$ и $V_{\text{ВК}}$ – масса и объем взрывчатой компоненты.

Для ВС из аммиачной селитры с 5 % дизельного топлива и песка в объемном соотношении 2:1, использовавшегося для сварки заготовок площадью более 15 м², определенный таким образом $\text{ТЭ}_{\text{АС2/1}}$ составил 0,392, а смеси из аммонита № 6ЖВ с песком в соотношении 3:1 составил 0,6.

Экспериментальная оценка тротилового эквивалента сыпучих ВС производилась на примере смеси из аммонита № 6ЖВ с песком в соотношении 3:1 сравнением интенсивности воздушной удар-

ной волны (ВУВ), реализующейся в контрольном сечении опытного штрека (трубы диаметром 2,5 м) при подрыве в нем зарядов исследуемого и контрольного ВВ из сплава тротила с гексогеном ТГ4/6 ($T_{\text{ТГ4/6}} = 1,148$). Измерение скорости распространения фронта ВУВ в контролируемом сечении штрека производилось базовременным методом при помощи контактных датчиков, устанавливаемых на его стенке. Перепад давления на фронте ВУВ рассчитывался по измеренной в опытах скорости ее распространения согласно известной формуле [9]:

$$\Delta P_{\phi} = \frac{2\rho_0 D_{\phi}^2}{\gamma + 1} \left(1 - \frac{1}{(D_{\phi}/C_0)^2} \right), \quad (6)$$

где ρ_0 – плотность окружающей среды; γ – показатель адиабаты воздуха; D_{ϕ} – скорость фронта ВУВ; C_0 – скорость звука в воздухе.

Полученные в экспериментах зависимости давления на фронте ВУВ и соответствующие зависимости тротилового эквивалента от приведенной массы взрываемых в опытном штреке зарядов, изготовленных из смеси аммонита № 6ЖВ с песком в соотношении 3:1, и контрольного ВВ из сплава тротила с гексогеном ТГ 4/6 представлены на рис. 1, 2.

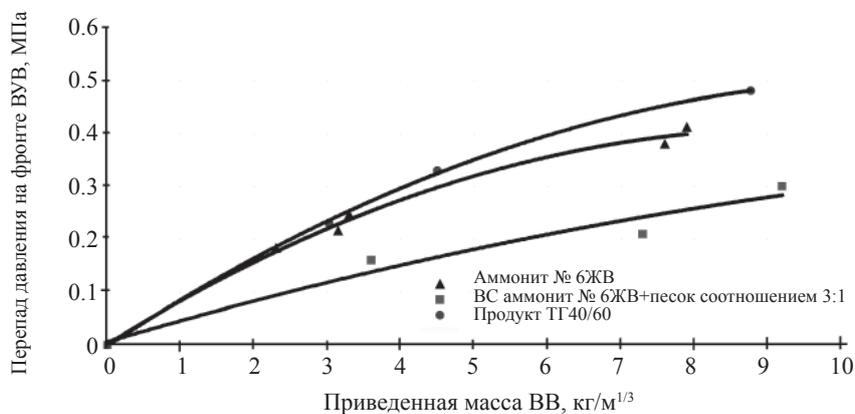


Рис. 1. Экспериментальная зависимость давления на фронте ВУВ от приведенной массы зарядов, изготовленных из аммонита №6ЖВ, смеси аммонита № 6ЖВ с песком в соотношении 3:1 и продукта ТГ40/60

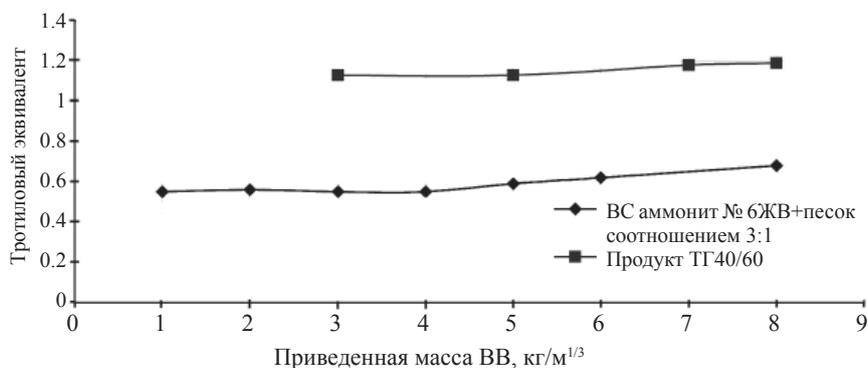


Рис. 2. Экспериментальная зависимость тротилового эквивалента ВС на основе аммонита №6ЖВ ($TЭ_{6ЖВ/1 \text{ расч}} = 0,6$) и продукта ТГ40/60 ($TЭ_{ТГ4/6} = 1,148$), определенного по интенсивности ВУВ, реализующейся в УТ, от приведенной массы заряда ВВ

Как видно из графиков, расчетные и экспериментальные оценки тротилового эквивалента ВС удовлетворительно согласуются друг с другом.

Анализ детонационных характеристик и параметров безопасности исследованных взрывчатых составов показал следующее:

- пластичные ВС при толщине заряда 12 мм, содержащие до 55 % гексогена и тротила, недетонационноспособны, а содержащие свыше 60 % ВВ детонируют со скоростью от 6780 до 7604 м/с, пропорциональной концентрации ВВ;

- пластичные ВС, содержащие 60 % аммиачной селитры и 25 % гексогена, не детонируют, а содержащие 60 % аммиачной селитры и 25 % ТЭНа, детонируют независимо от наличия или отсутствия песка с близкой к оптимальной для сварки взрывом скоростью детонации 2608–2887 м/с;

- пористые ВС, содержащие до 60 % тротила или гексогена, недетонационноспособны;

- пористые ВС, содержащие от 79 до 84 % ТЭНа или от 63 до 67 % смеси ТЭНа с гексогеном, детонируют со скоростью от 1000 до 2500 м/с в зависимости от содержания в них ВВ, но не обеспечивают требуемых для сварки пластин параметров соударения;

- сыпучие ВС из аммонита № 6ЖВ с песком при соотношении компонентов от 1:1 до 3:1 и из аммиачной селитры мелкого помола с песком и дизтопливом при соотношении от 2:1:0,05 до 3:1:0,05 при высоте заряда более 12 мм устойчиво детонируют со скоростью от 1184 до 2959 м/с и от 2450 до 3125 м/с, соответственно, обеспе-

чивающей возможность, при соблюдении необходимых технологических параметров, получать качественное сварное соединение разнородных металлов;

– уровни безопасности пластичных ВС на основе ТЭНа и сыпучих ВС на основе аммонита № 6ЖВ и аммиачной селитры не превышают уровней безопасности базовых ВВ, используемых для их изготовления. При этом введение песка во ВС увеличивает их чувствительность к удару вплоть до 100 %, что необходимо учитывать при проведении соответствующих технологических операций;

– определенный по интенсивности ВУВ, имеющей скорость детонации ~2500 м/с, тротиловый эквивалент ВС из аммонита № 6ЖВ с песком составил $TЭ_{6ЖВ3/1} = 0,55...0,68$, что удовлетворительно согласуется с результатами расчетной оценки тротилового эквивалента на основании закона подобия ($TЭ_{6ЖВ3/1} = 0,6$) и подтверждает достоверность расчетной оценки $TЭ_{АС2/1} = 0,392$ для ВС из аммиачной селитры с 5 % дизельного топлива и песка в объемном соотношении 2:1, использовавшейся для сварки заготовок площадью более 15 м².

В целом результаты исследований позволили обосновать возможность проведения работ по сварке взрывом на внутреннем полигоне РФЯЦ-ВНИИТФ и показали, что оптимальными по большинству характеристик для изготовления крупногабаритных заготовок в настоящее время являются широко используемые в отечественной практике сыпучие ВС на основе аммиачной селитры, изготавливаемые в условиях внутреннего полигона непосредственно перед применением (рис. 3, 4).

Именно такие смеси были использованы для сварки взрывом более чем 15 различных биметаллических композиций площадью от 0,04 до 16 м², в том числе заготовок из нержавеющей 08Х18Н10Т и марганцовистой 12ХМ сталей площадью по 15,5 м², выполненной РФЯЦ-ВНИИТФ для различных предприятий Уральского региона [10].

Результаты определения тротилового эквивалента ВС были использованы для подтверждения возможности проведения работ и определения безопасных расстояний при подрыве на рабочем поле, оборудованном различными технологическими сооружениями, нагружающих зарядов массой до 1500 кг, необходимых для изготовления крупногабаритных заготовок.

В качестве перспективных ВС, обеспечивающих возможность заблаговременного изготовления нагружающих зарядов в заводских условиях и с заводским качеством, можно рассматривать пластичные составы, имеющие, наряду с удовлетворительными детонационными характеристиками, существенные технологические преим-



Рис. 3. Пластины из алюминия и меди, подготовленные к сварке взрывом с помощью ВС на основе аммиачной селитры



Рис. 4. Погрузка листов биметалла площадью 15,5 м² из нержавеющей и марганцовистой сталей, изготовленных сваркой взрывом с помощью ВС на основе аммиачной селитры

мущества перед сыпучими ВВ при их применении. Однако определяющим условием для их использования в конечном итоге, очевидно, будет являться их стоимость, зависящая от многих факторов не-технического характера.

Литература

1. *Селиванов В.В.* Взрывные технологии / В.В. Селиванов, И.Ф. Кобылкин, С.А. Новиков. – М.: МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2008.
2. *Дерибас А.А.* Физика упрочнения и сварки взрывом / А.А. Дерибас. – Новосибирск: Наука, 1980.
3. *Огородников В.А.* Особенности процесса взрывного плакирования фольгами / В.А. Огородников, А.А. Садовой // Физика горения и взрыва. – 1999. – Т. 35. – № 4. – С. 118–121.
4. Патент № 2384551 Российская Федерация. Смесевое взрывчатое вещество / Дреннов О.Б., Фомичёва Л.В. и др. от 20.03.2010.
5. Исследование характеристик аммиачной селитры и ее смесей с кварцевым песком применительно к сварке взрывом / Ю.П. Бесшапошников и др. // Физика горения и взрыва. – 1992. – Т. 28. – № 5. – С. 131–132.
6. *Первухин Л.Б.* Особенности взрывчатых веществ для промышленного производства биметаллов сваркой взрывом / Л.Б. Первухин, О.Л. Первухина // Взрывное дело. – №102/59. – М.: ЗАО МВК по взрывному делу при АГН, 2009.
7. *В.Е. Кожевников.* Детонация аммиачной селитры и динамонов с инертными добавками и без них / В.Е. Кожевников // Физика горения и взрыва. – 1999. – Т. 35. – № 3. – С. 114–118.
8. *Дубнов Л.В.* Промышленные взрывчатые вещества / Л.В. Дубнов, Н.С. Бахаревич, А.И. Романов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 358 с.
9. Физика взрыва: в 2 т. / под ред. Л.П. Орленко. – 3-е изд., перераб. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002.
10. Сварка взрывом / С.П. Антипинский и др. // Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технических семинаров / ИГД УрО РАН; ред. Берсенев Г.П. – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – С. 256–261.

УДК 622.235.23

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕТАТЕЛЬНОЙ СПОСОБНОСТИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В УСЛОВИЯХ СКОЛЬЗЯЩЕЙ ДЕТОНАЦИИ

Ю.П. Бесшапошников, В.И. Чернухин, В.В. Пай

При решении задач в области металлообработки взрывом: сварки, упрочнения и компактирования при помощи скользящей детонационной волны – к числу главных вопросов относится проблема корректного определения динамических параметров метания. Одним из основных параметров является угол поворота метаемой пластины. В связи с этим важно знать метательную способность взрывчатых смесей, которая характеризуется величиной импульса, передаваемого телу продуктами взрыва. Главной особенностью боль-

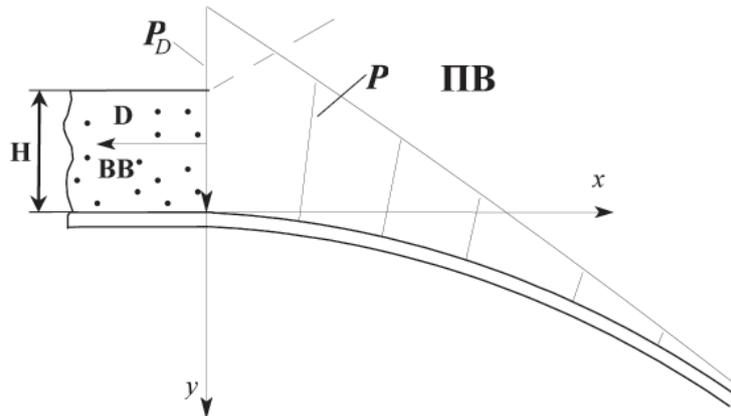


Рис. 1. Метание пластины скользящей детонационной волной:
 D – скорость детонации ВВ; P_D – давление на фронте детонации; P – эпюра давлений;
 ПВ – продукты взрыва; H – толщина заряда ВВ

шинства методов определения метательной способности взрывчатых веществ является то, что эту способность оценивают относительно некоторого эталона [1].

В данной работе приводится способ определения метательной способности ВВ в условиях скользящей детонации без использования эталона. Рассмотрим пластину, движущуюся за счет скользящей вдоль ее поверхности детонационной волны в слое ВВ (рис. 1). Пусть система отсчета в виде декартовых координат связана с детонационным фронтом. Ось x направим вдоль первоначального положения пластины в противоположную от движения фронта сторону, ось y – в сторону смещения пластины.

Считаем, что продукты взрыва (ПВ) являются политропным газом, детонация соответствует условию Чепмена–Жуге (Ч–Ж), а пластина состоит из набора абсолютно жестких не связанных между собой элементов нулевой толщины. Все величины будем брать в безразмерном виде. За единицу соответствующей величины принимаем ее значение на поверхности Ч–Ж [1]:

$$P_H = \frac{\rho_0 D^2}{k+1}, \quad \rho_H = \frac{k+1}{k} \rho_0, \quad u_H = c_H = \frac{kD}{k+1},$$

где P_H , ρ_H , u_H , c_H – давление, плотность, массовая скорость ПВ и скорость звука; ρ_0 – плотность ВВ; k – показатель политропы ПВ. При этом для линейных величин в качестве единицы измерения выбираем тол-

щину заряда ВВ, а для скорости метания пластины – скорость детонации ВВ. Процесс метания рассматриваем на достаточно большом удалении от краев пластины, исключая их влияние на траекторию $y(x)$ движения отдельного элемента пластины (кривая разгона).

Общая функция для кривой разгона имеет вид $y = f(r, k, x)$, где r – отношение единичных масс ВВ и пластины (коэффициент нагрузки). Тогда угол поворота пластины β в точке (x, y) будет равен $\beta = \text{arctg } f'_x$. Введем обозначение $F(r, k, x) = f'_x / \text{tg } \beta^*$, где β^* – предельный угол поворота пластины. Тогда $f'_x = F(r, k, x) = \text{tg } \beta^*$. Следовательно, можно записать:

$$\beta = \text{arctg } [F(r, k, x) \text{tg } \beta^*], \quad (1)$$

где величина F изменяется в диапазоне 1–0.

Уравнение (1) удовлетворяет следующим условиям:

$$\begin{aligned} \lim_{x \rightarrow \infty} \beta &= \beta^*, & \lim_{x \rightarrow \infty} F &= 1; \\ \lim_{x \rightarrow 0} \beta &= 0, & \lim_{x \rightarrow 0} F &= 0; \\ \lim_{r \rightarrow \infty} \beta &= \beta_{\max} = \lim_{r \rightarrow \infty} \beta^*, & \lim_{r \rightarrow \infty} F &= 1; \\ \lim_{r \rightarrow 0} \beta &= \lim_{r \rightarrow 0} \beta^* = 0, & \lim_{r \rightarrow 0} F &= E(k, x). \end{aligned} \quad (2)$$

Здесь β_{\max} – максимальный угол разлета ПВ в окружающую среду (вакуум), $E(k, x)$ – некоторая функция, характеризующая состояние ПВ вдоль пластины бесконечной массы. Физический смысл этой величины раскрывается ниже.

Продифференцировав уравнение (1) по x и учитывая, что $dx = ds \cos \beta$ (где s – путь, пройденный элементом пластины от фронта детонационной волны до заданной точки), получим

$$\frac{d\beta}{ds} = \text{tg } \beta^* \frac{dF}{dx} \cos^3 \beta. \text{ С другой стороны [2], } \frac{d\beta}{ds} = \frac{1}{R_c} = \frac{r}{k+1} P,$$

где R_c – локальный радиус кривизны траектории $y(x)$, P – давление ПВ в точке (x, y) .

$$\text{Тогда } \frac{r}{k+1} P = \text{tg } \beta^* \frac{dF}{dx} \cos^3 \beta, \text{ откуда } \frac{P}{\cos^3 \beta} \left(\frac{r}{(k+1) \text{tg } \beta^*} dx \right) = dF.$$

Проинтегрировав это уравнение с использованием (1) и сделав несложные преобразования, получим

$$\int_0^x P(r, x) dx = \frac{(k+1)}{r/\sin\beta} = F \frac{(k+1)}{r/\operatorname{tg}\beta^*} \cos\beta.$$

Затем, устремив r к нулю и учитывая условия (2), приходим к выражению

$$E = I_0^{-1} \cdot \int_0^x P(x) dx,$$

где I_0 – максимальный импульс, переданный потоком ПВ пластине бесконечной массы, т. е. в данном случае абсолютно жесткой стенке.

$$I_0 = \int_0^\infty \frac{P(x)}{(k+1)} dx = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\sin\beta}{r}. \quad (3)$$

Из вышеизложенного следует, что функцию $E(k, x)$ можно определить как относительный импульс потока ПВ, равный частному от деления величины импульса потока ПВ у поверхности абсолютно жесткой стенки, приобретенный ПВ за время $x \frac{H}{D}$, на величину максимального импульса.

По сути величину максимального импульса I_0 можно принять в качестве универсальной характеристики метательной способности ВВ. Определим этот импульс. Начнем с того, что в соответствии с ранее принятыми условиями метания максимальная скорость полета V_{\max} пластины направлена по биссектрисе угла $\pi - \beta^*$. Тогда будет справедливым уравнение

$$V_{\max} = 2 \sin \frac{\beta^*}{2}. \quad (4)$$

Формула (4) многократно проверялась на практике и является общепринятой, например, при расчетах режимов в условиях сварки взрывом [3, 4, 5]. Следовательно, из (4) можно определить предельный угол, если известна максимальная скорость. Для нахождения левой части данного уравнения воспользуемся формулой Гарни [6], которая также хорошо себя зарекомендовала на практике [3].

$$V_{\max} = r \sqrt{\frac{6E_G}{r^2 + 5r + 4}}, \quad (5)$$

где E_G – величина, имеющая смысл энергии ВВ на единицу массы и отнесенная к квадрату скорости детонации.

Если ПВ представляем как некоторый политропный газ с постоянным показателем политропы, то, аналогично [6], E_G определяем зависимостью $E_G = 1/2(k^2 - 1)$.

Во всех вышеприведенных соотношениях, где фигурирует показатель k , он по своему значению равен показателю на поверхности Ч–Ж, поскольку изначально при выводе формул в безразмерном виде все величины относились к соответствующим значениям параметров ПВ на этой поверхности. В последнем выражении, применяемом в формуле (5), k также совпадает со значением показателя политропы на поверхности Ч–Ж, так как в модели Гарни скорость пластины мгновенно достигает своего максимума, т.е. база разгона у пластины равна нулю.

Согласно [1], для большинства ВВ значение показателя политропы на поверхности Ч–Ж равно примерно трем. Однако для многих конденсированных ВВ, используемых в прикладных задачах по обработке материалов энергией взрыва, например для сварки взрывом, этот показатель может иметь другое значение [3, 7].

Если каким-нибудь экспериментальным способом определить V_{\max} , то из (5) можно вычислить k . Однако для определения из эксперимента максимальной скорости метания необходимо знать максимальную базу разгона пластины в каждом конкретном случае. Это не всегда удается сделать, особенно при использовании низкоскоростных конденсированных ВВ и повышенных коэффициентах нагрузок ($r > 1$). В таких случаях база разгона достаточно велика и при проведении эксперимента измеренная скорость может оказаться существенно заниженной из-за торможения пластины о воздух. Кроме того, как отмечено в работе [7], экспериментально определить значение показателя политропы на поверхности Ч–Ж для сильно разбавленных конденсированных ВВ очень нелегко.

По-видимому, в нашем случае более удобным способом является метод, по которому сравниваются экспериментальный и расчетный профили метания пластины, например с помощью методики [8]. Определяя по этой методике кривую разгона $u(x)$ и сравнивая ее с расчетом, например по [9, 10], можно подобрать такое «эффективное» значение для k , при котором рассчитанная для заданного коэффициента нагрузки форма пластины совпадала бы наилучшим образом с экспериментом. Здесь следует пояснить, что в реальных процессах при расширении ПВ k меняет свое значение с тенденцией к уменьшению вплоть до значения показателя политропы окружающей среды (например, в воздухе – до 1,4). Поэтому в рамках рассматриваемой модели вместо значения показателя политропы на поверхности Ч–Ж целесообразней использовать, по аналогии с

[3, 7], некоторое «эффективное» значение этого показателя. Тогда можно условно полагать, что k не меняется в продуктах разложения ВВ.

Отметим, что показатель политропы, вычисляемый по формуле Гарни (5), незначительно превышает k , определяемый по [9, 10], для одинаковых значений V_{\max} . Так, если в [9, 10] $k = 3; 2,5$ и $1,8$, то в (5) $k \approx 3,1; 2,65$ и $2,0$, соответственно. Как показано выше, показатель политропы в формуле (5) соответствует значению на поверхности Ч–Ж ($k_{\text{ч}}$). Тогда переход между «эффективным» значением показателя политропы ($k_{\text{эф}}$) и $k_{\text{ч}}$ можно с достаточной для практики точностью представить выражением

$$k_{\text{ч}} = 0,92 k_{\text{эф}} + 0,35. \quad (6)$$

Теперь выведем расчетную формулу для максимального импульса I_0 . Пусть $r = 0$. Тогда выражение для максимального импульса (3) можно записать в виде

$$I_0 = (k + 1) \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\sin \beta^*}{r} = (k + 1) \lim_{r \rightarrow 0} \frac{V_{\max}}{r}. \quad (7)$$

После подстановки (5) в (7) и преобразований получим

$$I_0 = \sqrt{\frac{3(k_{\text{ч}} + 1)}{4(k_{\text{ч}} - 1)}} \quad \text{или с учетом (6)} \quad (8)$$

$$I_0 = \sqrt{\frac{3(0,92k_{\text{эф}} + 1,35)}{4(0,92k_{\text{эф}} - 0,65)}}.$$

Из (8) видно, что с уменьшением значения $k_{\text{эф}}$ метательная способность ВВ возрастает. В условиях скользящей детонации это означает, в первую очередь, увеличение угла поворота метаемой пластины. Для получения размерной величины для максимального импульса, необходимо значение I_0 умножить на скорость детонации и массу ВВ. Поскольку скорость метания пластины увеличивается с ростом скорости детонации и массы ВВ, то абсолютное значение максимального импульса характеризует абсолютную метательную способность конкретного ВВ.

Следует отметить, что «эффективное» значение k в общем случае зависит не только от начальной плотности ВВ, но также от скорости детонации заряда и его толщины [7, 11, 12, 13]. Тем не менее, с достаточной для практики точностью можно функционально свя-

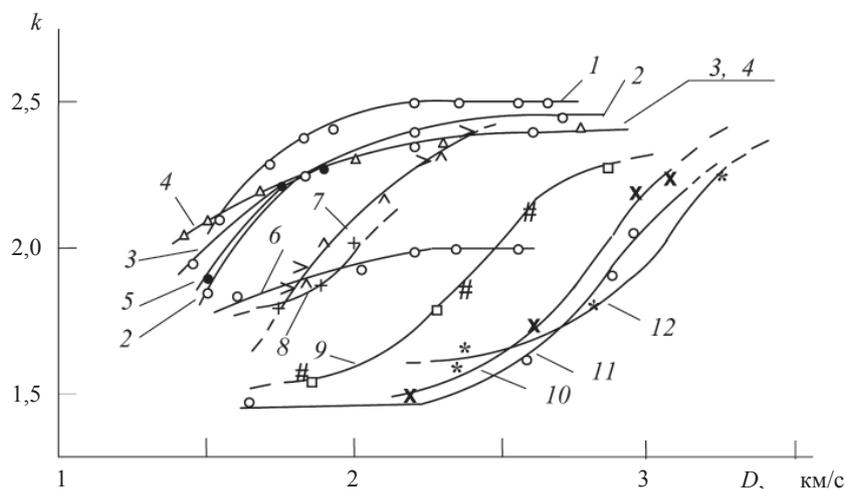


Рис. 2. Графические зависимости «эффективного» значения показателя политропы k от скорости детонации D . АСК – аммиачная селитра водоустойчивая кристаллическая; АСМ – аммиачная селитра водоустойчивая измельченная; ДТ – дизельное топливо; К – технический керосин; Гл – технический глицерин; ИМ – промышленное масло; ТМ – трансформаторное масло. Все смеси приведены в объемных долях.

1 – аммонит АТ-1; 2 – 6ЖВ/кварц, песок (П) (до 60 % песка); 3 – 6ЖВ/NaCl=1,25/1; 4 – АСК и смеси с 6ЖВ; 5 – АСМ; 6 – аммонит А-2Г; 7 – $(АСМ+ДТ)/П = (3+5\%)/1$; 8 – $(АСМ+К)/П = (3+5\%)/1$; 9 – $(АСМ+Гл)/П = (3+5\%)/1$; 10 – $(АСМ+ИМ) = (3+5\%)/1$; 11 – $(АСМ+ТМ) = (3+5\%)/1$; 12 – $(АСМ+К) = (3+5\%)/1$.

зывать $k_{эф}$ только со скоростью детонации в силу ее зависимости в общем случае от начальной плотности ВВ и толщины заряда [1].

Путем сравнения профилей движущейся части метаемых пластин, полученных экспериментальным (по методике [3, 8] с изменениями и дополнениями [11]) и расчетным (по [9, 10]) способами, определены «эффективные» значения показателя политропы k различных смесевых ВВ, используемых при обработке материалов энергией взрыва (сварка, прессование). Построены графические зависимости этого показателя от скорости детонации D заряда ВВ (рис. 2 и таблица) [13]. Анализ графиков позволил сконструировать универсальную зависимость $k_{эф} = k_{эф}(D)$:

$$k_{эф} = n + \text{arctg} \left[\frac{(D+d)^2}{a} + \frac{(D+d)^3}{b} \right]^2,$$

где значение для D подставляют в км/с; a, b, c, d, n – численные коэффициенты, зависящие от типа ВВ (см. таблицу).

Таблица

№ графика на рис. 2	Тип ВВ	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>d</i>	<i>n</i>
1	АТ-1	2,25	5,36	1,59	0	0
2	6ЖВ/П	2,25	35	1,56	0	0
3	6ЖВ/NaCl = 1,25/1	2,25	5,36	1,53	0	0
4	АСК и смеси с 6ЖВ	2,25	2,98	1,53	0	0
5	АСМ	2,25	10	1,53	0	0
6	А-2Г и смеси с 6ЖВ до 20 %	2,56	2,56	1,27	0	0
7	(АСМ+ДТ(К))/П = (3+5%)/1	7,84	-4	0,69	0,98	1,44
8	(АСМ+Гл)/П = (3+5 %)/1	5,4	-3,66	0,55	0,19	1,74
9	АСМ+5 %Гл(ИМ)	5,4	-3,66	0,55	0	1,53
10	АСМ+5 %ТМ	7,84	-4,25	0,71	0	1,45
11	АСМ+5 %ДТ	7,84	-4	0,69	0	1,44
12	АСМ+5%К	9,0	-4,25	0,60	0	1,6

Суммируя все перечисленное, можно считать «эффективное» значение показателя политропы относительной характеристикой метательной способности ВВ в целом.

Литература

1. Физика взрыва: в 2 т.: 1 / С.Г. Андреев и др.; под ред. Орленко Л.П. – 3-е изд., испр. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004 – 832 с.
2. Определение кинематических и динамических параметров несимметричных соударений металлических пластин / М.П. Бондарь и др. // Совещания по обработке металлов взрывом, 2: труды – Новосибирск, 1982, С. 11–20.
3. Кузьмин Г.Е. Экспериментально-аналитические методы в задачах динамического нагружения материалов / Г.Е. Кузьмин, В.В. Пай, И.В. Яковлев. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2002. – 312 с.
4. Кудинов В.М. Сварка металлов в металлургии / В.Д. Кудинов, А.Я. Коротева. – М.: Металлургия, 1978. – 168 с.
5. Захаренко И.Д. Сварка металлов взрывом. И.Д. Захаренко. – Минск: Наука і тэхніка, 1990. – 205 с.
6. Gurney R.W. The initial velocities of fragment bombs, shells and granads / R.W. Gurney // BRL Report. – 1943. – № 405. – P. 96–101.

7. Параметры детонационной волны низкоскоростных эмульсионных ВВ / В.В. Сильвестров и др. // Сварка взрывом и свойства сварных соединений. – Волгоград: ВолгГТУ, 2010. – № 5(65). – С. 50–55.

8. Кузьмин Г.Е. О метании плоских пластин слоями конденсированных ВВ / Г.Е. Кузьмин, В.И. Мали, В.В. Пай // Физика горения и взрыва. 1973. – Т. 9. – № 4. – С. 558–562.

9. Кузьмин Г.Е. О метании пластин в условиях сварки взрывом / Г.Е. Кузьмин // Механика взрывных процессов. Динамика сплошной среды: пер. с англ.: сб. ст. – М.: Мир, 1977. – С. 137–142. – (Сер. Механика. Новое в зарубежной науке. – Вып. 29).

10. Бесшапошников Ю.П. Динамика движения пластины, метаемой скользящей детонационной волной / Ю.П. Бесшапошников // Физика горения и взрыва. – 1999. – Т. 35. – № 1. – С. 122–126.

11. Метание пластин слоями смесевых ВВ / Ю.П. Бесшапошников и др. // Физика горения и взрыва. – 1988. – Т. 24. – № 4. – С. 129–132.

12. Комплексное исследование основных характеристик смесей аммонита бЖВ с кварцевым песком применительно к сварке взрывом / Ю.П. Бесшапошников и др. // Физика горения и взрыва. – 1992. – Т. 28. – № 2. – С. 107–108.

13. Бесшапошников Ю.П. Метательная способность некоторых смесевых ВВ / Ю.П. Бесшапошников, В.Е. Кожевников, В.И. Чернухин // Слоистые композиционные материалы – 2001: междунар. конф. (тезисы докладов), Волгоград, 24–28 сент. 2001 г. / РПК «Политехник». – Волгоград, 2001. – С. 322–324.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

УДК 622.023:622.233/.235:550.34

ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В ЛОКАЛЬНЫХ МАССИВАХ НА КАРЬЕРАХ ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БВР

А.А. Котяшев, А.С. Маторин, А.П. Русских, Б.В. Пахряев

Взрывное разрушение локальных массивов в горнодобывающей промышленности на ближайшую перспективу остается наиболее экономичным способом подготовки горной массы к выемке и дальнейшей переработке. Одной из главных задач взрывной подготовки горной массы является отделение породы от массива с одновременным ее дроблением на отдельные определенной крупности и компактное распределение их по подошве уступа. Основным способом отделения породы от массива является метод скважинной отбойки. Обеспечение рациональных параметров БВР является актуальной задачей, поскольку этот технологический процесс в значительной степени определяет себестоимость добычи минерального сырья.

В сфере разрушения горных пород буровзрывным способом проводится достаточно большой объем исследований. Однако, несмотря на многовековое использование взрывного разрушения различных сред, до настоящего времени теоретические расчеты и практические результаты довольно часто не совпадают, что свидетельствует о необходимости проведения дальнейших исследований в данном направлении. Решение указанной задачи базируется на профессиональном знании физических свойств и характеристик взрывчатых веществ, а также структуры и свойств горных пород и процессов, происходящих в массиве при его взрывном разрушении.

Основной целью исследований является оперативное получение информации о физических свойствах, структуре и состоянии горных пород и массива. До настоящего времени нет детально отработанного механизма оперативного получения необходимой исходной информации о структурном состоянии и свойствах горного массива как для проектировщиков технологических взрывов на карьерах, так и для производственных подразделений. Разработка методов управления состоянием массивов и создание эффективных способов разрушения горных пород базируются на знании механических

процессов. Возникновение и развитие их в горных породах и массивах обусловлено физико-механическими свойствами пород, которые проявляются в поле механических сил, приводящих к деформированию и разрушению последних [1, 2].

Физические свойства горных пород характеризуют плотность пород, тепловые и электромагнитные показатели. Плотностью называется масса единицы объема породы в ее естественном состоянии. Плотность горной породы не превышает плотности составляющих ее минералов и изменяется от 0,6 (туфы) до 3,5 г/см³ (железистые роговики). С увеличением плотности возрастает прочность породы и её сопротивляемость действию взрыва, а затраты энергии на дробление и перемещение породы увеличиваются [3].

Наиболее распространенной оценкой механических свойств пород является показатель сопротивления горных пород одноосному сжатию, который определяется как частное от деления максимальной разрушающей силы, полученной при одноосном раздавливании на прессе образца породы правильной геометрической формы, на начальную площадь поперечного сечения образца.

Для получения сведений о свойствах горных пород используется ряд методов, а именно: изучение и оценка свойств горных пород при испытании образцов, изготовленных из керна или кускового материала; отбор проб при бурении скважин и их испытание в лабораторных условиях; оценка свойств горных пород по визуальному изучению трещиноватости локальных массивов; оценка свойств пород по энергетическим показателям бурения скважин и ряд других.

Если опираться на данные, полученные перечисленными выше методами, массив представляется бесконечно сложным объектом. Его, чаще всего, заменяют квазиоднородной моделью, к которой невозможно привязать конкретные конструкции зарядов и проследить за трансформацией энергии продуктов детонации [2, 3].

Создать информационную базу для разработки и использования новых технологий воздействия на породный массив позволяют геофизические методы исследования. Их широко применяют при геологических изысканиях в комплексе с геолого-тектоническими, геохимическими и другими методами, особенно для изучения глубинных частей земли.

Сейсмические методы широко используют для изучения внутреннего строения Земли в целом и ее структуры на разной глубине. Сейсмическая разведка – это геофизический метод исследования строения земли и геологической среды, основанный на изучении распространения упругих волн, возбужденных искусственно с помощью тех или иных источников: ударов, взрывов. Поскольку горные породы различаются по упругим свойствам, то обладают

разными скоростями распространения в них упругих волн. Это приводит к тому, что на границах слоев, где скорости меняются, образуются отраженные, преломленные, дифрагированные и другие волны, регистрируя которые на земной поверхности, можно получить информацию о скоростном разрезе, а по нему судить о геологическом строении. Методика сейсморазведки основана на изучении кинематики волн или времени пробега различных волн от пункта их возбуждения до сейсмоприемников, улавливающих скорость смещения почвы или интенсивность волн. В специальных приборах и установках (сейсмостанциях) электрические колебания, созданные в сейсмоприемниках очень слабыми колебаниями почвы, усиливаются и автоматически регистрируются на сейсмограммах. В результате их интерпретации определяется глубина залегания сейсмогеологических границ, их падение, простирание, скорость волн, а используя геологические данные, можно установить геологическую природу выявленных границ [4–7].

Наибольшее применение в сейсморазведке нашли объемные волны: продольные (P -волны) и поперечные (S -волны). Скорости v_p всегда больше, чем v_s . Скорость продольных и поперечных волн выражается через коэффициенты упругости следующими формулами:

$$v_p = \frac{\sqrt{E(1-\delta)}}{\rho(1+\delta)(1-2\rho)}; \quad v_s = \frac{\sqrt{E}}{2\rho(1+\delta)}, \quad (1); (2)$$

где ρ – плотность пород; E – модуль Юнга; δ – коэффициент Пуассона. В среднем для большинства пород $v_p/v_s = 1,73$.

Основными упругими параметрами горных пород принято считать скорости продольных и поперечных волн и их поглощения (b_p, b_s), которые определяются упругими модулями (E, δ, μ_c, K_c) и плотностью (σ), где μ_c – модуль сдвига $E/2(\delta + 1)$ и K_c – модуль всестороннего сжатия $E/3(1 - 2\delta)$.

Скорость распространения волн определяется составом, строением и состоянием горных пород, которые, в свою очередь, зависят от глубины залегания, возраста пород, степени метаморфизма, плотности, пористости, трещиноватости, разрушенности, выветренности, водонасыщенности, гранулометрического и минерального состава твердых частиц и других факторов. С увеличением раздробленности, трещиноватости, рыхлости и пористости скорость продольных волн уменьшается.

Для возбуждения упругих волн на земной поверхности используются различные источники, простейшими являются удары кувалдой или падающим грузом по земной поверхности и, в отдельных случаях, подрыв заряда ВВ. Основное назначение сейсморазведочной аппаратуры – измерить время прихода упругих волн определенного типа. Для этого необходимо знать момент возбуждения колебаний, воспринять смещения почвы под воздействием упругих волн и выделить полезные волны на фоне волн-помех, автоматически зафиксировать их и оценить амплитуды. Совокупность сеймоприемника, усилителя и регистрирующего устройства носит название сейсмического канала или канала записи. В комплекте аппаратуры с магнитной регистрацией имеется также канал воспроизведения, который служит для преобразования записи в видимую форму. Канал воспроизведения включает считывающее устройство, усилитель и регистрирующее устройство. В современных сейсмостанциях применяется в основном цифровая регистрация. Это позволяет автоматизировать процесс обработки и интерпретации сейсмической информации.

Под методикой наземной (полевой) сейсморазведки следует понимать выбор вида, метода, типа источника возбуждения колебаний, аппаратуры, системы наблюдений (расположения источников возбуждения и приемников), способов организации и проведения полевых работ, обеспечивающих наилучшее решение поставленных задач.

Основным в сейсморазведке является метод отраженных волн (МОВ), реже используется метод преломленных волн (МПВ), его предыдущее название – корреляционный (КМПВ). Характеристика методов МОВ и МПВ [7] приведена в табл. 1.

Отраженные волны возникают практически на всех литологических границах, на которых скачок акустических жесткостей (σV) превышает 10 % (при возрастании или убывании скорости с глубиной). Для образования головных преломленных волн необходимо возрастание скорости с глубиной. Отраженные волны интенсивны вблизи пункта возбуждения, а головные преломленные волны наблюдаются вдалеке от пункта возбуждения и распространяются вдоль преломляющей границы. Это предопределяет систему наблюдений: в МОВ сеймоприемники располагают вблизи пункта возбуждения, а в МПВ вдалеке от него, на расстояниях, превышающих проектируемую глубину разведки.

В результате обработки сейсмических данных получают время (t) прихода тех или иных волн на разных расстояниях от ПВ (x). По ним далее строятся: годографы волн (по горизонтали откладываются

Таблица 1

Сравнительные показатели методов отраженных и преломленных волн

Признак	Метод отраженных волн (МОВ)	Метод преломленных волн (МПВ)
Условия образования волн	$\sigma_n v_n = \sigma_{n+1} v_{n+1}$	$v_{n+1} > v_n$
Уравнение годографа для двухслойной среды (знак «+» по падению, а «-» по восстанию пласта)	$t = \frac{1}{v_1} \sqrt{x^2 + 4H \pm 4H \sin \varphi}$	$t = \frac{1}{v_1} \{x \sin(i \pm \varphi) + 2H \cos i\}$
Вид графика линейного годографа	Гипербола	Прямая линия
Система наблюдений	Сейсмическое профилирование и зондирование	Сейсмическое профилирование и зондирование
Область прослеживания волн	Вблизи пункта взрыва	Вдалеке от пункта взрыва
Частотный спектр	Повышение частоты	Понижение частоты
Результаты интерпретации	$H, \varphi, v_{эф}$	H, φ, v_r (менее точно $v_{эф}$)
Методы определения скоростей распространения упругих волн	Определение $v_{эф}$ в покрывающей толще способом постоянной разности	Определение v_r в подстилающем слое по разностному годографу и др.
Методы построения разведываемой границы	Построение отражающей границы способами t_0 , засечек, эллипсов	Построение преломляющей границы способом t_0 и другими

ся x , по вертикали вверх t); профилограммы (по горизонтали x , по вертикали вниз записи всех полезных волн); временные разрезы (по горизонтали x , по вертикали вниз t_0). Обработка заканчивается интерпретацией выявленных однократных волн, то есть дается характеристика изменения сейсмического разреза по горизонтали и вертикали. Особенно наглядны временные разрезы, на которых видны все структурные особенности.

Целью разных методов цифровой обработки является увеличение отношения сигнал/помеха, чтобы надежно отфильтровать кратные и

другие волны-помехи, прокоррелировать оси синфазности полезных однократно отраженных или преломленных волн, определить время их прихода по всем трассам и изменение амплитуд сигналов по ним. При обработке МОВ строятся временные разрезы, которые преобразуются в глубинные. Определяется геометрия разреза (глубина залегания, углы наклона и распределение пластовых, средних, граничных скоростей по профилю и глубине). При решении технических задач изучения состояния породного массива для производства буровзрывных работ можно выделить две стадии [6]. На первой необходимо оценить общее состояние подготавливаемого к взрыву массива на необходимую глубину. Если состояние массива изменяется в плане, то необходимо выделить участки различной степени нарушенности, то есть необходимо блок районировать. На второй требуется более детальное исследование массива и, прежде всего, необходимо провести оценку изменения свойств горных пород по вертикали.

Первоначально целесообразно использовать одного из названных выше методов сейсмометрии. Система наблюдений в данном случае определяется глубиной исследования и сложностью волновых полей. Глубина измерений обычно изменяется от 3–5 до 15–20 м. Во всех скважинах, подготовленных к взрыванию, в верхней части от 5 до 7 м располагается забойка, поэтому исследование верхней части можно упустить. При разработке месторождений происходит разгрузка пород от горного давления. Возникают напряжения, адекватные исходным, т. е. вызванным действием веса вышележащих пород. Преимущества продольных волн, которые обусловили их широкое применение на практике, состоят в следующем. Прежде всего относительная простота их возбуждения и регистрации. Продольные волны возбуждаются в виде основного типа колебаний либо как помехи практически всеми излучателями волн. Продольные волны распространяются как по скелету породы, так и по заполнителю пор. Например, при выявлении локальных неоднородностей в массиве пород это свойство снижает аномальный эффект, но определяет большую тесноту корреляционных связей с такими показателями физико-механических свойств, как влажность, показатель консистенции.

На основе сейсмических параметров желательно определить три важнейших для расчета технологических показателя: сопротивление пород одноосному сжатию, объемную плотность и пористость.

При решении технических задач изучения состояния горных пород в массиве можно выделить определенные стадии. Так, например, при производстве взрывных работ – две стадии. На первой стадии необходимо оценить общее состояние подготавливаемого к взрыву локального массива, как правило, на всю высоту уступа.

В случае, если состояние массива изменяется в плане, необходимо выделить участки различной степени нарушенности, то есть блок районировать. На второй стадии требуется более детальное исследование массива и, прежде всего, необходима оценка изменений свойств пород по вертикали. Постоянное отслеживание или мониторинг свойств горных пород в массиве посредством записи сейсмических волн позволяет их связывать в уравнении регрессии, а затем использовать для экспресс-прогнозирования [8].

Баженовское месторождение хризотил-асбеста отличается разнообразием типов руд по фракционному составу волокон. Строение асбестовых залежей – зональное с чередованием зон асбестовосности от периферии к центру в следующей последовательности: просечки, мелкий прожил, мелкая и крупная сетка и отороченные жилы. Вмещающие породы представлены преимущественно габбро, диоритами, перидотитами, серпентинитами, антигоритовыми и лизардитовыми серпентинитами, а также серпентинитами смешанного состава и тальк-карбонатными породами.

Для получения информации о состоянии локальных массивов, подготовленных к обустройству, был использован метод отраженных волн и применялась система площадного сейсмопрофилирования (рис. 1). Сейсмостанция «Синус 12М» конструктивно выполнена в виде единого функционально законченного блока, размещенного в герметичном металлическом корпусе. Нормальное положение сейсмостанции – вертикальное, хотя изменение этого положения не влияет на ее работу. Краткая техническая характеристика сейсмостанции «Синус-12М»:

Число сейсмических каналов.....	12
Полоса регистрируемых частот (Гц).....	5 – 4000
Число разрядов АЦП.....	16
Ступени поканального усиления (Б).....	0, 12,24,36,48
Динамический диапазон регистрируемых сигналов с учетом поканального усиления (дБ, не менее).....	120
Ступени ФНЧ с подавлением 12 дБ/окт (Гц).....	250, 1000, 4000
Наличие режекторного фильтра на частоту 50 Гц с подавлением в полосе ±1 Гц (дБ).....	30
Максимальный входной сигнал (В).....	±2,5
Период дискретизации (мкс).....	1000, 250, 62,5
Число выборок на канал.....	256, 512, 1024
Формат сохранения данных в компьютере.....	SEG-Y
Диапазон рабочих температур (°С).....	-30...+40
Напряжение питания (В).....	10–15
Максимальный ток потребления (А).....	0,8
Габаритные размеры (мм).....	260×160×190

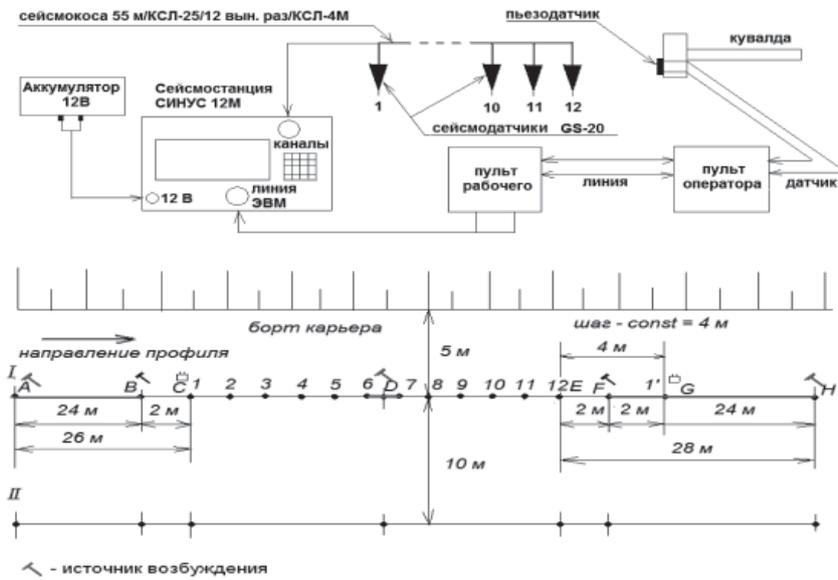


Рис. 1. Схема экспериментального определения сейсмических параметров: (I, II) – профили; (1–12) – пикеты; 1' – пикет последующей косы; А, В, D, F, H – точки возбуждения сейсмоколебаний; С – точка приема сейсмических колебаний, (1-я коса); G – точка приема сейсмических колебаний, (2-я коса)

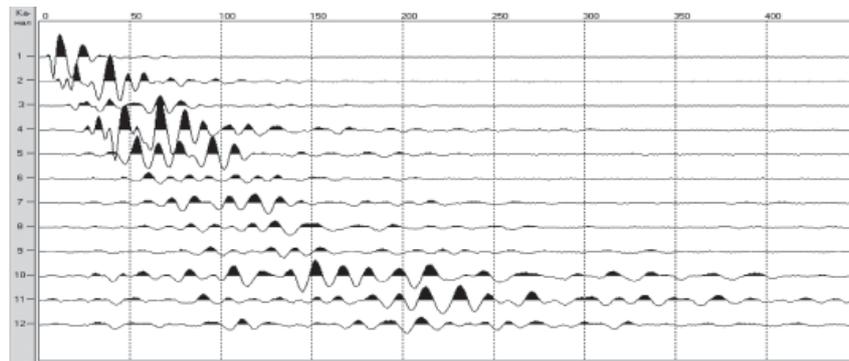


Рис. 2. Образец записанной сейсмограммы

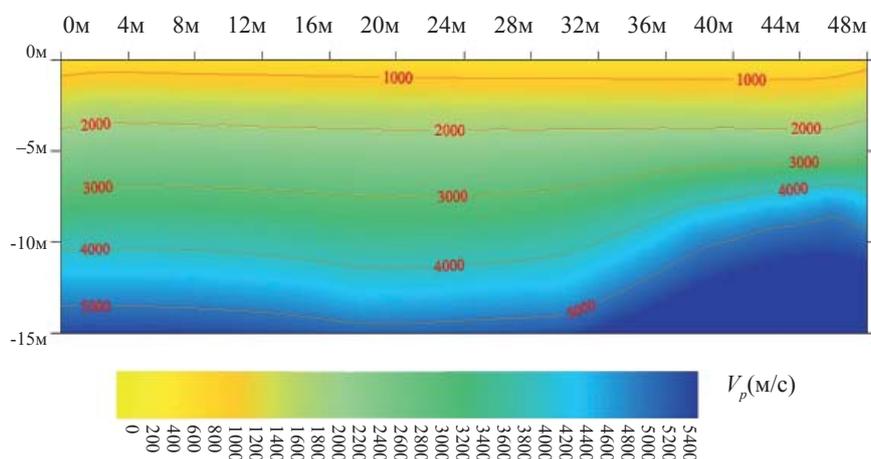


Рис. 3. Скоростной разрез по продольному профилю № 1

В комплекте с сеймостанцией использовалась сейсмококса 55 м / КСЛ-25/12 и сейсмодатчики вертикальной составляющей скорости смещения GS-20. На рис. 2 и 3 приведены образцы записанной и обработанной сейсмограммы по одному из локальных блоков.

Серпентиниты месторождения подразделяются на антигоритовые, лизардитовые, хризотилитовые и смешанного состава в зависимости от того, какие серпентиновые минералы преобладают в их составе. К серпентинитам смешанного состава относятся серпентиниты, состоящие из смеси трех главных серпентиновых минералов – антигорита, лизардита и хризотила. Преобладают на месторождении серпентиниты хризотил-лизардитового и лизардит-хризотилитового составов. Они слагают все основные зоны асбестности месторождения.

По ранее выполненным исследованиям [8, 9, 10, 11], объемная масса серпентинитов изменяется от 2,47 до 3,0 т/м³ при среднеарифметическом значении 2,67 т/м³. Коэффициент динамической крепости изменяется от 3,8 до 19–21,5 для плотных антигоритовых и серпентинитов смешанного состава при среднем 9,3. Предел прочности при сжатии изменяется в широких пределах – от 32,4 до 188 МПа. Среднее значение сопротивления одноосному сжатию равно 94,5 МПа.

Несмотря на значительную изменчивость физико-механических свойств серпентинитов в зависимости от минерального состава, структурно-текстурных особенностей и выветрелости, они имеют достаточно высокие прочностные и деформационные свойства и относятся к группе скальных пород.

Прочностные свойства перидотитов во многом определяются степенью их серпентинизации. С увеличением серпентиновых минералов снижаются значения плотности, прочностных и деформационных показателей.

Объемная масса перидотитов изменяется в широких пределах от 2,64 до 3,05 т/м³ при средней 2,82 т/м³. Коэффициент динамической крепости изменяется от 7 до 25 единиц при среднем значении 13,7. Предел прочности при одноосном сжатии варьирует в пределах от 94,5 до 235,5 МПа при средней величине 138,8. Динамический модуль упругости изменяется от 446,8 до 1113 МПа·10² при среднем – 782.

Породы габбрового состава слагают западную часть месторождения и представлены преимущественно меланократовыми среднезернистыми разностями с массивной текстурой. Несмотря на преобладание среднезернистого габбро над крупно- и мелкозернистым, в массиве наблюдаются участки с резкой сменой одной структуры другой, а также встречаются участки с перемежаемостью всех трех разновидностей структур.

Породы габбрового состава имеют высокие значения удельной и объемной массы. В первом случае γ_v изменяется от 2,92 до 3,24 т/м³ при среднем значении 3,09, а во втором – объемная плотность варьирует от 2,86 до 3,13 т/м³ при средней величине 3,02. Общая пористость изменяется от 0,32 до 6,48 % при среднем значении 1,93. Коэффициент динамической крепости 7,9–28,6 для мелкозернистых габбро при среднем значении 15,2. Предел прочности на сжатие превышает обычно 100 МПа при средней величине 144,7. Динамический модуль упругости 1037 МПа·10², а динамический коэффициент Пуассона 0,23. Вариация показателей свойств зависит от свойств породообразующих минералов и структурно-текстурных особенностей.

Диориты представлены мелкозернистыми разностями с массивной текстурой. Петрографический состав диоритов довольно изменчивый. Содержание плагиоклаза меняется от 40 до 80 %, содержание роговой обманки – от 5 до 40 %. Объемная масса (плотность) диоритов варьирует в пределах от 2,74 до 2,94 т/м³ при средней величине 2,83. Удельная масса изменяется от 2,78 до 3,01 т/м³ при среднем значении 2,89 т/м³. Коэффициент динамической кре-

пости диоритов от 12,5 до 30 ед., чаще колеблется в интервале от 13 до 20 при среднем значении 17,3. Предел прочности при одноосном сжатии варьирует от 71,8 до 209,5 МПа при средней величине 135 МПа. Диориты являются очень прочными горными породами, о чем свидетельствуют значения физико-механических свойств, и в первую очередь это относится к мелкозернистой структуре и кварцевым диоритам [9, 10].

На Центральном и Южном карьерах ОАО «Ураласбест» было проведено изучение прочностных свойств горных пород в локальных массивах на рудных и породных блоках, подготовленных к проведению буровых работ.

– Блок № 1 представлен перидотитом с отороченными жилами асбеста, расположен на восточном борту карьера Южный (гор. 32/17 м), экскаватор № 339, крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 14 ед., категория взрываемости – V.

– Блок № 2 представлен перидотитом из зоны отороченных жил асбеста, расположен на западном борту карьера Южный (гор. 77/62 м), крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 10–11 ед., категория взрываемости – V.

– Блок № 3 представлен серпентинитами с продольным волокном асбеста и серпентинитами из зоны мелкой сетки, расположен на западном борту карьера Южный (гор. 17/2 м), экскаватор № 313, крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 5–6 ед., категория взрываемости – III.

– Блок № 4 представлен серпентинитами из зоны мелкой сетки, расположен на западном борту карьера Южный (гор. 47/32 м), экскаватор № 258, крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 5–6 ед., категория взрываемости – III.

– Блок № 5 представлен серпентинитами с ядрами перидотита из зоны крупной сетки, расположен на восточном борту карьера Центральный (гор. –28), экскаватор № 307, крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 10–11 ед., категория взрываемости IV.

– Блок № 6 представлен серпентинитами с продольным волокном асбеста, расположен на западном борту карьера Центральный (гор. –73/–88), крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 5–6 ед., категория взрываемости III.

– Блок № 7 представлен серпентинитами с ядрами перидотита и крупной сеткой асбеста, расположен на западном борту карьера Южный (гор. –28 м), экскаватор № 276, крепость по шкале М.М. Протоdjяконова составляет 14 ед., категория взрываемости – V.

– Блок № 8 представлен серпентинитами с включениями диорита, расположен на восточном борту карьера Центральный (гор. 92 м),



Рис. 4. Изменение объемной плотности пород по высоте уступа.
 Карьер Южный, гор. -28 м, серпентинит с ядрами перидотита и крупной сеткой асбеста ($H_y = 15$ м)

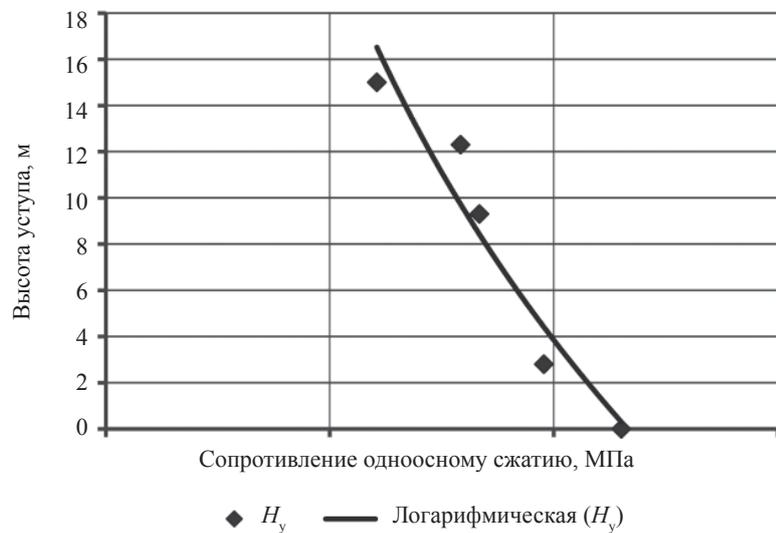


Рис. 5. Изменение сопротивления одноосному сжатию по высоте уступа.
 Карьер Южный, гор. -28 м, серпентинит с ядрами перидотита и крупной сеткой асбеста ($H_y = 15$ м)

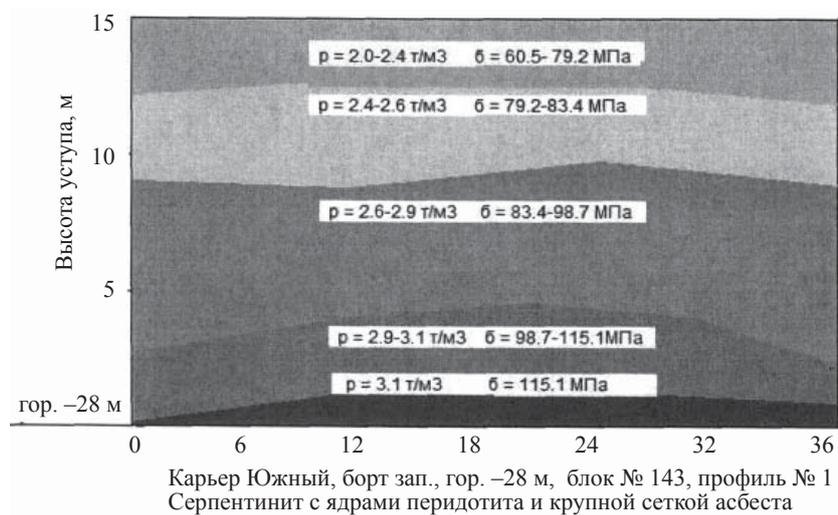


Рис. 6. Изменение прочностных свойств пород ($\sigma_{ск}$) и (ρ_0) по высоте уступа

Таблица 2

Уравнения регрессии, связывающие прочностные характеристики горных пород (ρ_0 и $\sigma_{ск}$) с высотой уступа ($H_y = 15$ м)

Уравнение регрессии	Коэффициент корреляции	Коэффициент детерминации	Пределы изменения характеристик
$H_y = -35,4 \ln(\rho_0) + 41,33$	0,96	0,92	$2,0 \leq \rho_0 \leq 3,1 \text{ т/м}^3$
$H_y = -14,35\rho_0 + 45,19$	0,97	0,95	$2,0 \leq \rho_0 \leq 3,1 \text{ т/м}^3$
$H_y = -25,2 \ln(\sigma_{ск}) + 119,9$	0,96	0,92	$60,5 \leq \sigma_{ск} \leq 115,1 \text{ МПа}$
$H_y = -0,3\sigma_{ск} + 34,03$	0,97	0,94	$60,5 \leq \sigma_{ск} \leq 115,1 \text{ МПа}$

экскаватор № 251, крепость пород по шкале М.М. Протодяконова составляет 17 ед., категория взрываемости – V.

– Блок № 9 представлен перидотитами, расположен на восточном борту карьера Южный (гор. 32 м), экскаватор № 339, крепость пород по шкале М.М. Протодяконова составляет 16 ед., категория взрываемости – V.

Результаты исследований по одному из локальных блоков представлены ниже на рисунках 4–6 и в табл. 2, где приведены регрессионные зависимости изменения объемной плотности серпентинита с ядрами перидотита и крупной сеткой асбеста и сопротивления его одноосному сжатию по высоте уступа.

В результате выполненных исследований проведено изучение свойств вмещающих горных пород и руд в локальных массивах в условиях Центрального и Южного карьеров ОАО «Ураласбест» с использованием методов сейсмометрии. Изучены и определены экспериментальным путем прочностные свойства горных пород, а именно – сопротивление одноосному сжатию ($\sigma_{сж}$) и плотность (ρ) в их естественном залегании с использованием комплекса измерительно-регистрирующей аппаратуры в составе: сейсмостанции Синус 12М, сейсмокосы 55 м / КСЛ-25/12 и сейсмодатчиков вертикальной составляющей скорости смещения GS-20. Применение метода сейсмометрии позволяет уточнить показатели, определяющие сопротивляемость горных пород разрушению внешними нагрузками, в сравнении с данными геологоразведки. Оперативная

Таблица 3

Уравнения регрессии, связывающие сейсмические и прочностные характеристики скальных горных пород (по максимальным данным измерений)

Уравнения регрессии	Коэффициент корреляции	Коэффициент детерминации	Пределы изменения характеристик
$\sigma_{сж} = (64 \cdot 10^{-3} \cdot V_p - 240)$, МПа ($1,4 \leq n \leq 6,9$), %	0,89	0,79	($75 \leq \sigma_{сж} \leq 250$), МПа ($5040 \leq V_p \leq 7560$), м/с
$\sigma_{сж} = (4 \cdot 10^2 \lg V_p - 3335)$, МПа ($1,4 \leq n \leq 6,9$), %	0,88	0,78	($75 \leq \sigma_{сж} \leq 250$), МПа ($5040 \leq V_p \leq 7560$), м/с
$\rho_o = (9 \cdot 10^{-5} \cdot V_p + 2,436)$, г/см ³ ($1,4 \leq n \leq 6,9$), %	0,81	0,67	($2,90 \leq \rho_o \leq 3,15$), г/см ³ ($5040 \leq V_p \leq 7560$), м/с
$\rho_o = 2,490 e^{0,000031V_p}$, г/см ³ ($1,4 \leq n \leq 6,9$), %	0,82	0,68	($2,90 \leq \rho_o \leq 3,15$), г/см ³ ($5040 \leq V_p \leq 7560$)м/с

Примечание. n – пористость пород; $\sigma_{сж}$ – сопротивление одноосному сжатию; ρ_o – объемная плотность пород; V_p – скорость продольных волн.

информация о свойствах горных пород в естественном залегании позволяет более обоснованно устанавливать параметры БВР и тем самым снизить затраты на буровзрывной передел.

Установлены регрессионные взаимосвязи между скоростью продольных сейсмических волн и свойствами горных пород, а именно: сопротивлением одноосному сжатию ($\sigma_{сж}$) и объемной плотностью горных пород (ρ_0), которые в значительной мере определяют сопротивляемость среды разрушению. Уравнения регрессии, связывающие прочностные свойства пород $\sigma_{сж}$ и ρ_0 с параметрами продольных сейсмических волн, и пределы изменения характеристик приведены в табл. 4. Коэффициент корреляции и корреляционное отношение, характеризующие тесноту взаимосвязи параметров, равны 0,81–0,89, а коэффициент детерминации, соответственно, 0,67–0,79.

Установлены закономерности изменения объемной плотности и сопротивления одноосному сжатию по высоте уступа при разработке серпентинитов с ядрами перидотита и крупной сеткой асбеста.

Литература

1. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство МГИ, 1992. – 516 с.
2. Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов / В.С. Ямщиков. – М.: Недра, 1982. – 296 с.
3. Ржевский В.В. Основы физики горных пород / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1978. – 390 с.
4. Сейсморазведка: справочник геофизика / Т.Б. Яновская и др.; под ред. Гурвича И.И. – М.: Недра, 1981. – 464 с.
5. Хмелевский В.К. Геофизические методы исследования земной коры / В.К. Хмелевский. – Дубна, 1997.
6. Воронцов И.В. Методика детального изучения физико-механических свойств грунтов с помощью многоволновой сейсмометрии: дис. ... канд. техн. наук. – Свердловск, 1991. – 128 с.
7. Кондратьев О.К. Сейсмические волны в поглощающих средах / О.К. Кондратьев. – М.: Недра, 1989. – 167 с.
8. Котяшев А.А. Применение сейсмометрии для совершенствования параметров буровзрывных работ / А.А. Котяшев, А.С. Маторин, П.В. Меньшиков // Горный информационно-аналитический бюл. – 2010. – № 11. – С. 302–306.
9. Изучение геологической структуры и вещественного состава руд Баженовского месторождения: отчет о НИР / ВНИИпроектасбест; рук. Тримайлова Г.А. – Асбест, 1976.
10. Изучение вещественного состава руд Баженовского месторождения и вывод зависимости взрываемости их от минералого-петрографического состава: отчет о НИР / СГИ; рук. Соколов Ю.А. – Свердловск, 1978.
11. Минералого-петрографическая характеристика и изучение физико-механических свойств асбеста и вмещающих пород различных зон асбестонности Баженовского месторождения хризотил-асбеста: отчет о НИР / ВНИИпроектасбест; рук. Огнев А.С. – Асбест, 1969.

ТЕНДЕНЦИИ ИЗМЕНЕНИЯ ВО ВРЕМЕНИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ БУРОВЗРЫВНОГО КОМПЛЕКСА ОАО «УРАЛАСБЕСТ»

А.А. Котяшев, А.П. Русских, Б.В. Пахряев

Развитие и совершенствование технологических процессов добычи минерального сырья и, в частности, первоочередного из них – подготовки горной массы к выемке и транспортированию с наименьшими затратами остается важнейшим направлением на ближайшую перспективу. Особую значимость приобретает прогнозирование технологических и технико-экономических показателей. Известно, что процесс прогнозирования, опирающийся на статистические методы, подразделяется на два этапа [1,2]. Первый – *индуктивный* – заключается в обобщении данных, полученных за определенный период времени, и представлении статистических закономерностей в виде модели. Статистическую модель получают в виде аналитически выраженной *тенденции развития* или *уравнения зависимости* от одного или нескольких факторов-аргументов. Процесс построения и применения статистической модели для прогнозирования, какой бы вид она ни имела, обязательно включает выбор формы уравнения, описывающего динамику или взаимосвязь признаков, и оценивание его параметров с помощью того или иного метода. Второй этап, собственно прогнозирование, является *дедуктивным*, т. е. на основе установленных статистических закономерностей определяется ожидаемое значение прогнозируемого параметра или показателя [1, 2].

Статистическое описание изменения во времени параметров и показателей технологических процессов осуществляется с помощью динамических рядов. Уровни динамических рядов формируются под совокупным влиянием множества длительно и кратковременно действующих факторов и, в том числе, различного рода случайностей. Изменение условий развития процесса приводит к смене факторов, к изменению их взаимодействия и, в итоге, к вариации уровня изучаемого параметра во времени.

Под тенденцией подразумевается общее направление развития процесса или долговременная его эволюция. Обычно тенденцию представляют в виде относительно гладкой траектории и предполагают, что она, или иначе *тренд*, характеризует *основную закономерность* изменения во времени рассматриваемых показателей рабо-

ты предприятия, и считается, что она достаточно свободна от случайных воздействий [2]. Тренд описывает фактическую усреднённую для рассматриваемого периода наблюдений тенденцию изучаемого процесса во времени. Результат увязывается исключительно с ходом времени. При этом предполагается, что через время можно учесть влияние на процесс или показатель всех наиболее значимых факторов. Отсутствие тренда (нулевой тренд) означает постоянство или неизменность среднего уровня показателя во времени.

Кривые роста, описывающие закономерности развития технологических процессов и показателей во времени, получают путем аналитического выравнивания динамических рядов. Выравнивание с помощью различных видов функций является удобным средством описания эмпирических данных, характеризующих развитие во времени исследуемого процесса или параметра. Процесс выравнивания структурно состоит из двух этапов, а именно: выбора типа кривой, форма которой в наибольшей степени соответствует характеру изменения динамического ряда, и определения численных значений, т.е. оценивание параметров кривой.

Выбранная функция позволяет получить теоретические значения уровней динамического ряда, т.е. те уровни, которые наблюдались бы в случае, если бы динамика параметра полностью совпадала с формой кривой. Эта же функция используется и для экстраполяции показателей технологического процесса.

Для обработки статистических показателей, характеризующих технологический процесс подготовки горной массы к выемке буровзрывным способом, нами использованы простые функции – линейная и полиномиальная зависимость. При описании эмпирических данных кривыми наибольший интерес вызывают такие преобразования их прироста, которые можно представить в виде линейной функции.

Среди математических методов научного предсказания важнейшее значение имеют регрессионный и тесно связанный с ним корреляционный анализ. Регрессионный анализ позволяет установить количественное отношение между причиной и следствием, благодаря чему становится возможным по причине предсказать следствие, а также знать, как с изменением причины будет изменяться следствие. При этом предполагается решение двух задач: первая заключается в выборе независимых переменных, существенно влияющих на зависимую величину, и в определении формы уравнения регрессии. Эта задача решается путем анализа изучаемой взаимосвязи по существу. Вторая задача – оценивание параметров – решается с помощью одного из статистических методов обработки данных

наблюдения. Наиболее часто оценивание параметров регрессий достигается с помощью метода наименьших квадратов. Уравнение регрессии характеризует взаимосвязь между переменными величинами в том смысле, что показывает, как изменяется величина одной переменной в зависимости от изменения величины другой. Оценка параметров регрессии сопровождается определением дополнительной характеристики, а именно *коэффициента корреляции*. Чем выше его значение, тем теснее связь между переменными и тем с большим основанием установленная взаимосвязь может быть использована для прогнозирования. Коэффициент корреляции часто рассматривается как один из критериев качества подбора функции.

В уравнение регрессии можно при необходимости ввести в качестве независимой переменной показатель, характеризующий время. Включение времени наряду с другими независимыми переменными позволяет выделить регрессию на не учтенные в явном виде факторы, связанные со временем. В практических расчетах время в качестве независимой переменной включается в уравнение регрессии самостоятельно. Регрессия при этом имеет следующий вид: $y = f(t)$. Аналитическое выражение в данном случае характеризует *тренд развития* изучаемого технологического процесса [2].

Основными показателями, характеризующими разработку месторождений минерального сырья открытым способом, являются объемы выемки горной массы, пород вскрыши и добычи полезного ископаемого. Определение среднего уровня изменения объемов добычи полезного ископаемого, выемки горной массы, объемов бурения скважин и взорванных массивов скальных пород, выхода горной массы с 1 м скважины, удельного расхода ВВ и других технологических и технико-экономических показателей взрывного комплекса во времени позволяет дать количественную оценку процесса подготовки горной массы к выемке и транспортированию буровзрывным способом.

Ниже рассмотрено изменение ряда основных показателей эксплуатации буровзрывного комплекса ОАО «Ураласбест» за десятилетний период [3]. Исследования проведены с использованием методов регрессионного и корреляционного анализа динамических рядов показателей в соответствии с выше рассмотренным методологическим подходом. Результаты представлены ниже на графиках и в таблицах.

Для построения закономерностей изменения объема выемки горной массы, пустой породы и добычи руды и составления уравнений регрессии, в табл. 1 в качестве примера приведен динамический ряд первого из перечисленных выше показателей.

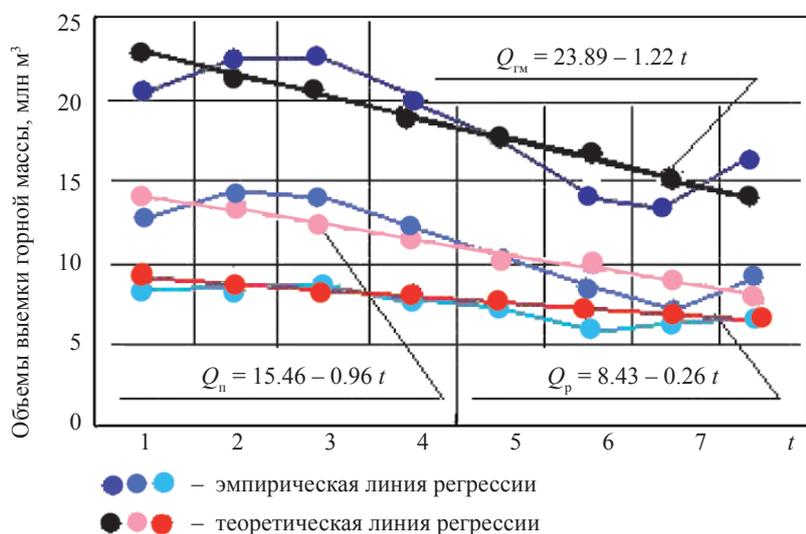


Рис. 1. Закономерности изменения объемов выемки горной массы, пород и руд на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

Динамический ряд объемов выемки горной массы на карьерах по годам Таблица 1

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Фактический объем выемки горной массы, млн м ³	20,5	22,5	22,3	20,0	17,6	14,7	14,2	15,4
Теоретический объем горной массы (млн м ³) при:								
прямолинейной зависимости	22,7	21,5	20,2	19,0	17,8	16,6	15,4	14,1
параболической зависимости	22,4	21,4	20,3	19,2	18,0	16,6	15,2	13,8
Расхождение между теоретическими и фактическими значениями (млн м ³) при:								
прямолинейной зависимости	+2,2	-1,0	-2,1	-1,0	+0,2	+1,9	+1,2	-1,3
параболической зависимости	+1,9	-1,1	-2,0	-0,8	+0,4	+1,9	+1,0	-1,6
Объем горной массы, вычисленный по среднему арифметическому, млн м ³	18,4	18,4	18,4	18,4	18,4	18,4	18,4	18,4
Расхождение между объемом, вычисленным по среднему арифметическому, и фактическим, млн м ³	-2,1	-4,1	-3,9	-1,6	+0,8	+3,7	+4,2	+3,0

По статистическим показателям на рис. 1 построены эмпирические и теоретические линии регрессии в виде прямолинейной зависимости. После обработки статистических показателей с использованием метода наименьших квадратов они имеют следующий вид:

$$\left. \begin{aligned} Q_{\text{гм}} &= 23,89 - 1,22 t & (1) \\ Q_{\text{п}} &= 15,46 - 0,96 t & (2) \\ Q_{\text{р}} &= 8,43 - 0,26 t & (3) \end{aligned} \right\} \begin{array}{l} \text{уравнения регрессии при линейной} \\ \text{зависимости объемов выемки горной} \\ \text{массы породы и руды во времени} \end{array}$$

$$\left. \begin{aligned} Q_{\text{гм}} &= 23,3 - 0,87 t - 0,04 t^2 & (4) \\ Q_{\text{п}} &= 14,6 - 0,44 t - 0,06 t^2 & (5) \\ Q_{\text{р}} &= 8,48 - 0,28 t - 0,002 t^2 & (6) \end{aligned} \right\} \begin{array}{l} \text{уравнение регрессии при параболической} \\ \text{зависимости второго порядка} \\ \text{объемов выемки горной массы,} \\ \text{вскрыши и руды во времени,} \end{array}$$

где $Q_{\text{гм}}$, $Q_{\text{п}}$, $Q_{\text{р}}$ – объемы выемки горной массы, вскрыши и добычи руды; t – порядковый номер года динамического ряда (1, 2, 3 ... n).

В табл. 2 приведены цепные темпы движения объемов выемки горной массы, вскрышных пород и добычи руды в соответствии с показателями динамического ряда за 2004–2011 гг. Средний темп изменения показателей за рассмотренный период времени составил: объемов выемки горной массы на карьерах 0,728 млн м³/год, объемов выемки пород вскрыши 0,557 млн м³/год и объемов добычи руды 0,171 млн м³/год.

На рис. 2–12 и в табл. 3–13 приведены закономерности изменения технологических и технико-экономических показателей буровзрывного комплекса в динамике его развития и уравнения регрессии, полученные путем обработки статистических данных с использованием методов теории вероятностей и математической статистики.

Таблица 2

Показатели темпов движения объема выемки горной массы на карьерах ОАО «Ураласбест» относительно предыдущего года

Показатель	Цепные темпы изменения объема выемки						
	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Год							
Объем выемки горной массы	1,1	0,99	0,9	0,88	0,84	0,97	1,09
Объем выемки пород вскрыши	1,15	0,98	0,87	0,85	0,81	0,91	1,13
Объем добычи руды	1,01	1,01	0,94	0,93	0,87	1,05	1,03

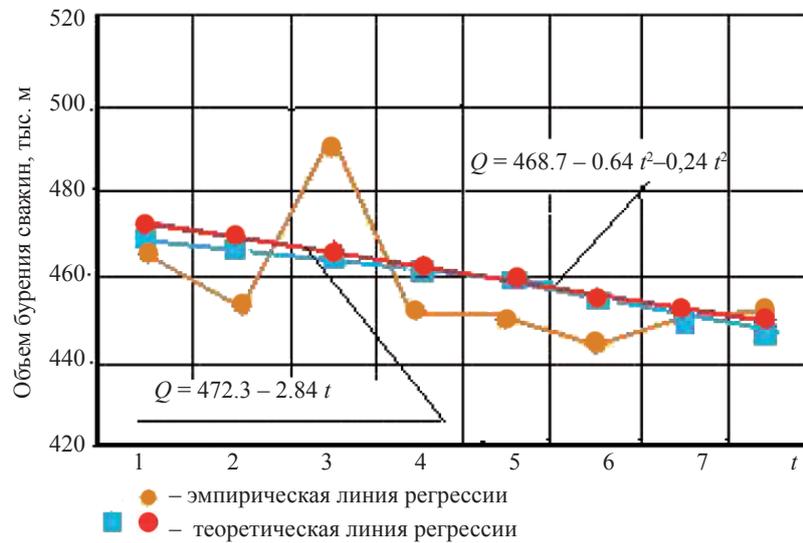


Рис. 2. Закономерности изменения объемов бурения скважин на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

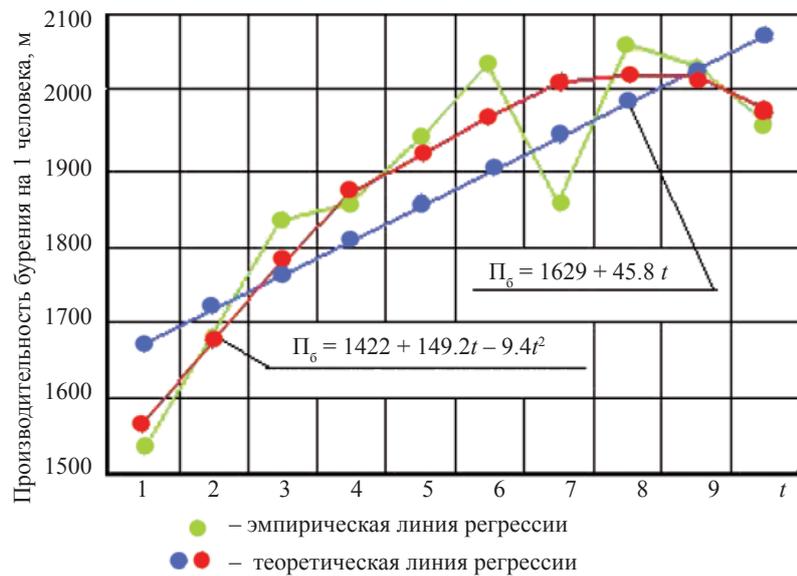


Рис. 3. Закономерности изменения производительности бурения скважин 1 человека (м) на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2001–2010 гг.

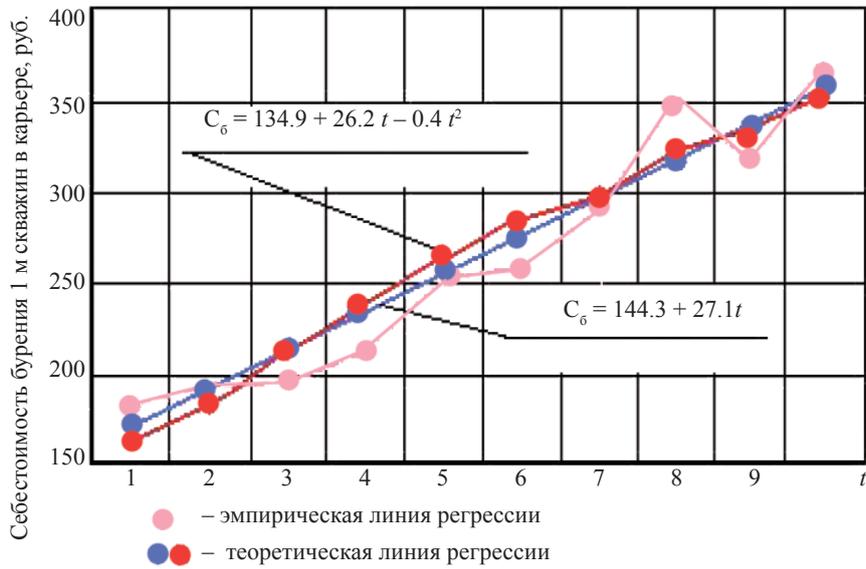


Рис. 4. Закономерности изменения себестоимости бурения 1 м скважин на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2001–2010 гг.

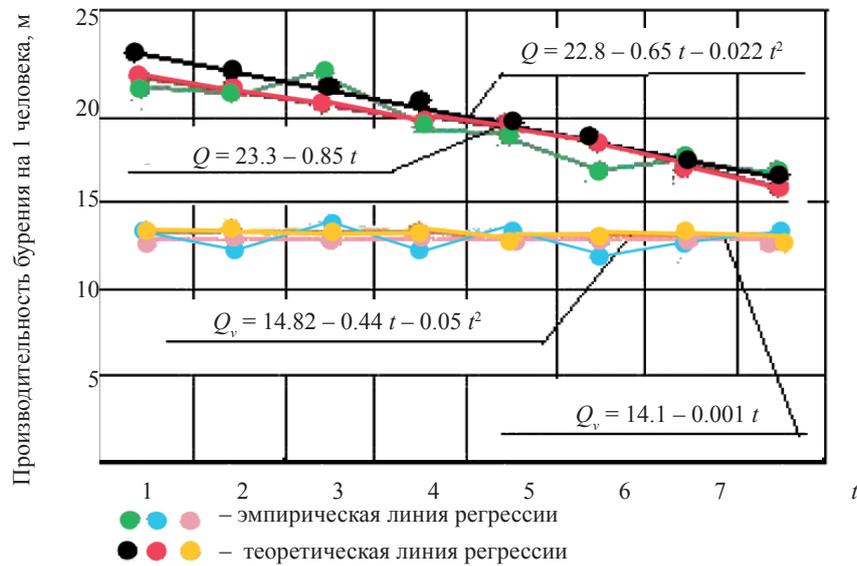


Рис. 5. Закономерности изменения объемов подготовки горной массы и расхода ВВ на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

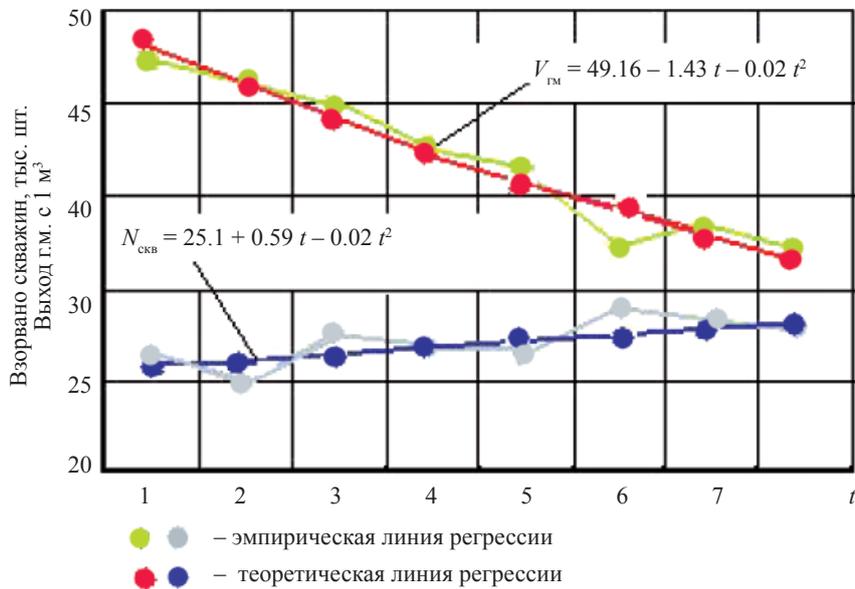


Рис. 6. Закономерности изменения количества взорванных скважин и выхода горной массы с 1 м на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

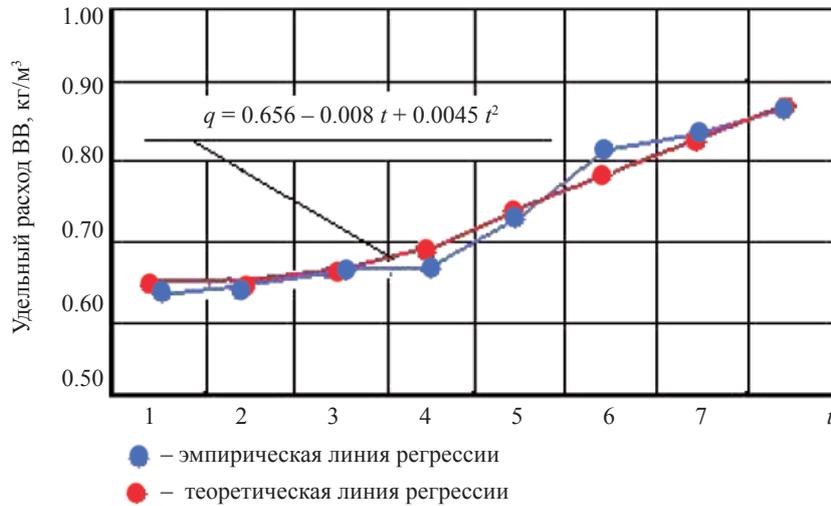


Рис. 7. Закономерности изменения удельного расхода ВВ на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

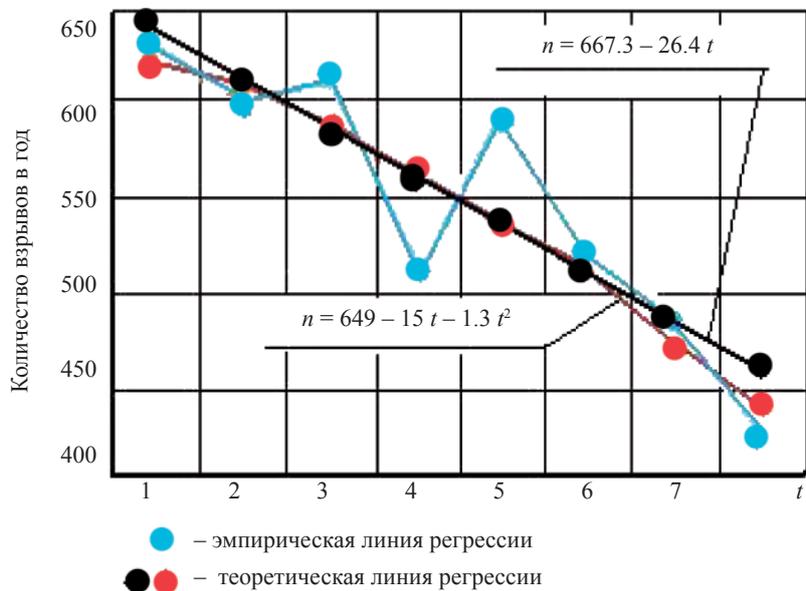


Рис. 8. Закономерности изменения количества проведенных взрывов на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

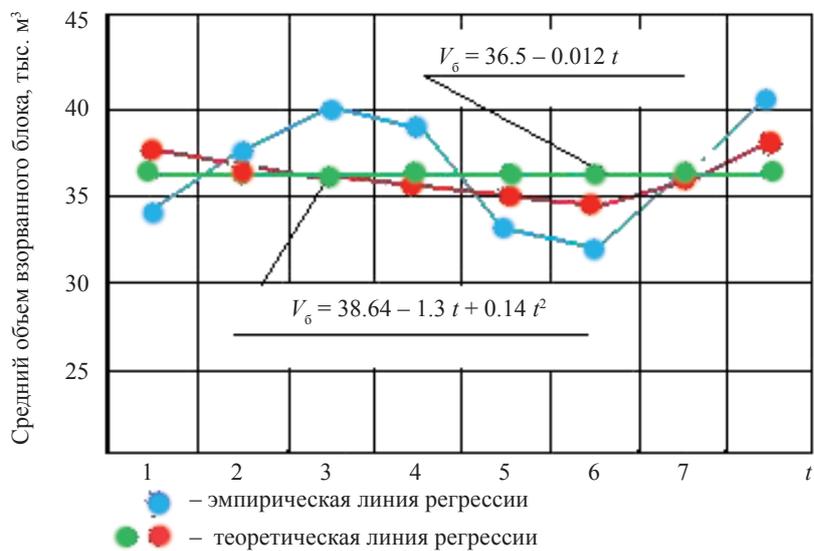


Рис. 9. Закономерности изменения средних объемов взорванных блоков на карьерах ОАО «Ураласбест» в 2004–2011 гг.

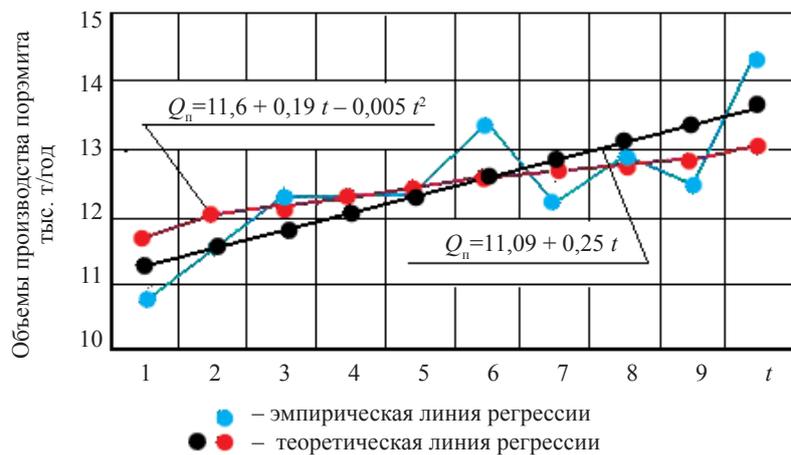


Рис. 10. Закономерности изменения производства порэмита в ОАО «Ураласбест» в 2001–2010 гг.

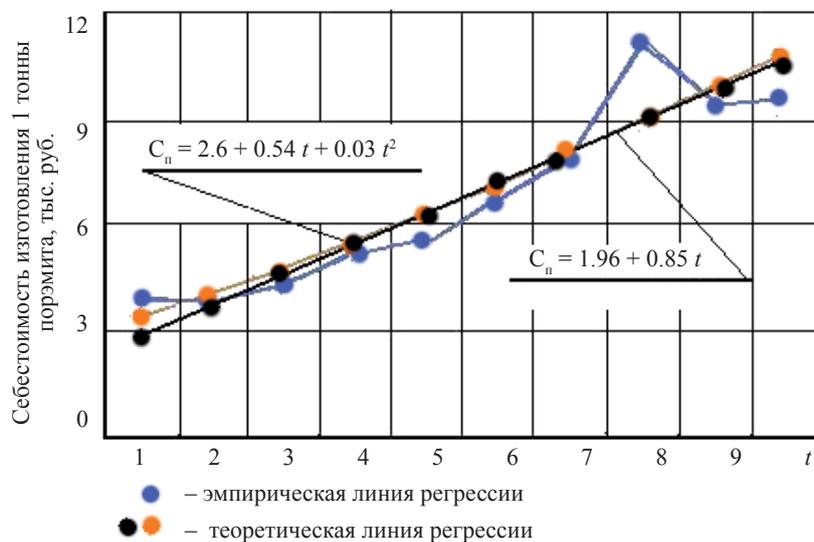


Рис. 11. Закономерности изменения себестоимости изготовления порэмита в ОАО «Ураласбест» в 2001–2010 гг.

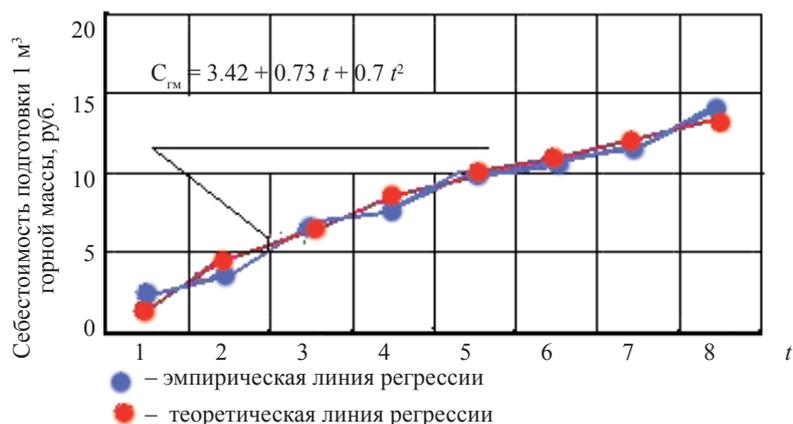


Рис. 12. Закономерности изменения себестоимости подготовки 1 м³ горной массы к выемке и транспортированию в условиях карьеров ОАО «Ураласбест»

Таблица 3

Динамический ряд объемов бурения скважин на карьерах по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Фактический объем бурения скважин, тыс. м	464,8	455,7	492,5	456,2	455,0	447,2	451,6	453,2
Средний темп снижения объема бурения скважин на карьерах	1,657 тыс. м/год							
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$Q_6 = 472,3 - 2,84t$							
Теоретический объем по уравнению прямой линии, тыс. м	469,5	466,6	463,8	461,0	458,0	455,0	452,4	449,6
Расхождения с фактическими данными, тыс. м	+4,7	+10,9	-28,7	+4,8	+5,0	+2,8	+1,2	-3,6
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$Q_6 = 468,7 - 0,64t - 0,24t^2$							
Теоретический объем по уравнению параболы второго порядка, тыс. м	467,8	466,5	464,6	462,3	459,5	456,2	452,5	448,2
Расхождения с фактическими данными, тыс. м	+3,0	+10,8	-27,9	+6,1	+4,5	+9,0	+0,9	-1,4

Таблица 4
Динамический ряд производительности бурения 1 человека (м) по годам

Показатель	Год									
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Производительность бурения 1 человека, м	1537	1686	1835	1848	1940	2036	1860	2070	2027	1967
Средний темп роста производительности бурения 1 человека, м	+47,7 м/год									
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$\Pi_6 = 1629 + 45,8 t$									
Теоретическая величина, м	1675	1721	1766	1812	1858	1904	1950	1995	2041	2087
Расхождение с фактическим, м	+138	+35	-69	-36	-82	-132	+90	-75	+14	+120
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$\Pi_6 = 1422 + 149,2 t - 9,4 t^2$									
Теоретическая величина, м	1562	1683	1785	1868	1933	1979	2005	2014	2004	1975
Расхождение с фактическим, м	+25	-3	-50	+20	-7	-57	+45	-56	-23	+8

Таблица 5

Динамический ряд себестоимости бурения 1 м скважин по годам

Показатель	Год									
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Себестоимость бурения 1 м скважин, руб.	177	192	199	219	257	263	295	350	320	366
Средний темп роста себестоимости бурения 1 м скважин	+21 руб/1 м/год									
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$C_6 = 144,3 + 27,1 t$									
Теоретическая величина, руб.	166	188	209	231	253	275	296	318	340	361
Расхождение с фактическим, руб.	-11	-4	+10	+12	-4	+12	+1	-32	+20	-5
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$C_6 = 134,9 + 26,2 t - 0,4 t^2$									
Теоретическая величина, руб.	161	185	210	233	256	278	299	319	338	356
Расхождение с фактическим, руб.	-16	-7	+11	+14	-1	+15	+4	-31	+18	-10

Таблица 6
Динамические ряды объемов подготовки горной массы к выемке и общего расхода взрывчатых веществ на карьерах по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Объемы подготовки горной массы к выемке, млн м ³	22,0	21,1	22,1	19,9	19,4	16,8	17,2	16,9
Средний темп снижения объемов взорванной горной массы	0,73 млн м ³ / год							
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$Q = 23,3 - 0,85 t$							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$Q = 22,8 - 0,65 t - 0,022 t^2$							
Общий расход взрывчатых веществ (технология), тыс. т	14,3	13,9	14,7	13,6	14,1	13,2	14,3	14,6
Средний темп роста общего расхода взрывчатых веществ	+0,043 тыс. т/год							
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$Q_v = 14,1 - 0,001 t$							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$Q_v = 14,82 - 0,44 t - 0,05 t^2$							

Таблица 7
Динамические ряды количества взорванных скважин на карьерах и выхода горной массы с 1 м скважин
по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Количество взорванных скважин всего, тыс. шт.	26,25	25,05	27,56	26,56	26,57	29,26	28,46	27,78
Средний темп роста количества взорванных скважин	+0,22 тыс. шт/год							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$N_{\text{свж}} = 25,1 + 0,59 t - 0,02 t^2$							
Выход горной массы с 1 м скважин, м ³	47,4	46,3	44,9	43,6	42,6	37,6	38,1	37,4
Средний темп снижения выхода горной массы с 1 м скважин	1,43 м ³ /год							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$V_{\text{пв}} = 49,16 - 1,43 t - 0,02 t^2$							

Динамический ряд удельного расхода взрывчатых веществ по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Удельный расход ВВ на карьерах, кг/м ³	0,651	0,657	0,665	0,682	0,724	0,814	0,831	0,86
Средний темп роста удельного расхода взрывчатых веществ	+ 0,03 кг/ м ³ /год							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$q = 0,656 - 0,008 t + 0,0045 t^2$							
Теоретические показатели удельного расхода ВВ, кг/ м ³	0,653	0,658	0,673	0,696	0,729	0,770	0,821	0,880
Расхождения между фактическими и расчетными показателями, кг/м ³	+0,002	+0,001	+0,008	+0,014	+0,005	-0,044	-0,010	+0,020

Таблица 9

Динамический ряд количества проведенных взрывов по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Количество проведенных взрывов в карьерах	635	596	616	512	591	529	488	421
Средний темп снижения количества (единиц) проведенных взрывов в карьерах в год	30,6							
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$n = 667 - 26 t$							
Теоретические показатели по прямолинейной зависимости	641	615	588	562	535	509	483	459
Расхождения расчетных показателей с фактическими	+6	+19	-28	+50	-56	-20	-5	+38
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$n = 649 - 15 t - 1,3 t^2$							
Теоретические показатели по параболической зависимости	632	614	592	568	542	512	480	445
Расхождения расчетных показателей с фактическими	-3	+18	-24	+56	-9	-17	-8	+24

Таблица 10

Динамический ряд средних объемов взорванных блоков по годам

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Средний объем взорванных блоков, тыс. м ³	34,7	37,5	39,9	38,9	32,9	31,8	35,7	40,2
Средний темп роста средних объемов взорванных блоков	+0,79 тыс. м ³ /год							
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$V_6 = 36,5 - 0,012 t$							
Теоретические показатели по прямолинейной зависимости, тыс. м ³	36,49	36,48	36,46	36,45	36,44	36,43	36,42	36,4
Расхождение расчетных показателей с фактическими, тыс. м ³	+1,79	-1,02	-3,44	-2,45	+4,46	+4,63	+0,72	-3,8
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$V_6 = 38,64 - 1,3 t + 0,14 t^2$							
Теоретические показатели по параболической зависимости, тыс. м ³	37,48	36,6	36,0	35,7	35,6	34,4	36,4	37,2
Расхождение расчетных показателей с фактическими, тыс. м ³	+2,78	-0,9	-3,9	-3,2	+2,7	+2,6	+0,7	-3,0

Таблица 11

Динамический ряд объемов производства порэмита 1А по годам

Показатель	Год									
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Объем производства, тыс. т	10,9	11,6	12,2	12,2	12,3	13,3	12,1	12,9	12,5	14,3
Средний темп роста объемов производства порэмита 1А	+ 0,378 тыс. т / год									
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$Q_n = 11,09 + 0,25 t$									
Теоретические величины, тыс. т	11,3	11,6	11,8	12,1	12,3	12,6	12,8	13,1	13,3	13,6
Расхождения с фактическими величинами, тыс. т	+0,4	0,0	-0,4	-0,1	0,0	-0,7	+0,7	+0,2	+0,8	-0,7
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$Q_n = 11,6 + 0,19 t + 0,005 t^2$									
Теоретические величины, тыс. т	11,8	12,0	12,1	12,3	12,6	12,6	12,7	12,8	12,9	13,0
Расхождения с фактическими величинами тыс. т	+0,9	+0,4	-0,1	+0,1	+0,3	-0,7	+0,6	-0,1	+0,4	-1,3

Таблица 12

Динамический ряд себестоимости изготовления 1 т порэмита по годам

Показатель	Год									
	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Себестоимость изготовления 1 т порэмита IА, тыс. руб.	3,6	3,5	4,0	5,3	5,4	6,5	7,7	11,2	9,6	9,8
Средний темп роста себестоимости изготовления порэмита	+0,69 тыс. руб/год									
Уравнение регрессии (прямолинейная зависимость)	$C_t = 1,96 + 0,85 t$									
Теоретическая величина, тыс. руб.	2,9	3,65	4,5	5,35	6,2	7,1	7,9	8,75	9,6	10,5
Расхождения с фактическими величинами, тыс. руб.	-0,7	+0,15	+0,5	+0,05	+0,8	+0,6	+0,2	-2,45	0,0	+0,9
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$C_{II} = 2,6 + 0,54 t + 0,03 t^2$									
Теоретические величины, тыс. руб.	3,2	3,8	4,5	5,25	6,1	6,9	7,9	8,8	9,9	11,0
Расхождения с фактическими величинами, тыс. руб.	-0,4	+0,3	+0,5	-0,05	+0,7	+0,4	+0,2	-2,4	+0,3	+1,4

Динамический ряд себестоимости взрывания 1 м³ горной массы по годам
Таблица 13

Показатель	Год							
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Порядковый номер года	1	2	3	4	5	6	7	8
Себестоимость взрывания 1 м ³ горной массы, руб.	4,59	4,73	5,98	7,01	10,06	10,16	10,93	14,03
Средний темп роста себестоимости взрывания 1 м ³ горной массы	+1,35 руб/год							
Уравнение регрессии (парабола второго порядка)	$C_{\text{тн}} = 3,42 + 0,73 t + 0,07 t^2$							
Теоретические показатели, рассчитанные по параболической зависимости, руб/м ³	4,22	5,16	6,24	7,46	8,82	10,32	11,96	13,74
Расхождения расчетных и фактических показателей, руб/м ³	-0,37	+0,43	+0,26	+0,45	-1,24	+0,16	+1,03	-0,29

Таким образом, в результате анализа статистических данных, характеризующих эксплуатацию буровзрывного комплекса на карьерах ОАО «Ураласбест», и выполненных исследований с использованием методов регрессионного и корреляционного анализа установлены тенденции изменения технологических и технико-экономических показателей за период 2001–2011 гг. При выравнивании динамических рядов и построении закономерностей изменения технологических и технико-экономических показателей во времени использованы линейные и полиномиальные зависимости. В данной работе нами использованы относительно простые многочлены, а именно: первой и второй степени. Построенные тренды характеризуют тенденции изменения показателей буровзрывного комплекса во времени и описаны соответствующими уравнениями регрессии. Они позволяют с определенной достоверностью прогнозировать интересующие нас показатели на ближайшую перспективу.

Литература

1. Дружинин Н.К. Математическая статистика в экономике / Н.К. Дружинин. – М.: Статистика, 1971. – 264 с.
2. Четыркин Е.М. Статистические методы прогнозирования / Е.М. Четыркин. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Статистика, 1977. – 200 с.
3. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990–2010 гг. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2010. – 400 с.

УДК 622.235.537:622.235.674]:622.271.333:624.131.537

СПОСОБ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв

В статье изложены результаты, полученные в процессе выполнения работ по гранту ориентированных фундаментальных исследований № 12-5-006-УГМК.

Снижение негативного воздействия взрывных работ на устойчивость бортов карьеров в основном достигается путем экранирования участка взрыва от охраняемого массива, изменением массы взрывчатого вещества (ВВ) в ступени замедления, временем замед-

ления между взрывами зарядов в группе. Также возможна смена типа применяемого ВВ и конструкций контурных зарядов.

Разработка способов снижения негативного воздействия взрывов для конкретного предприятия, как правило, осуществляется индивидуально. Это связано с тем, что свойства и структура горных пород, а также условия разработки на разных месторождениях существенно отличаются. Однако подходы к организации соответствующих мероприятий часто бывают достаточно похожи. Поэтому вполне возможно обобщить способы снижения воздействия взрывов на законтурный массив.

Взрывные работы в карьере необходимо вести таким образом, чтобы скорость сейсмических колебаний пород в законтурном массиве не превышала предельно допустимых по устойчивости значений. Для определения допустимого значения скорости сейсмических колебаний необходимо установить допустимое динамическое напряжение. Допустимый динамический предел прочности находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости горного массива

$$[\sigma_{ст.}] + [\sigma_{дин.}] \leq \sigma_{дин.}, \quad (1)$$

где $[\sigma_{ст.}]$ – статическое напряжение в массиве; $[\sigma_{дин.}]$ – динамическое напряжение в массиве; $\sigma_{дин.}$ – допустимый динамический предел прочности.

В приближении за допустимый динамический предел прочности пород можно принимать статический предел прочности пород на растяжение (σ_p) увеличенный на 10–30 % [1]. Следует отметить, что σ_p , определенный в образце, существенно отличается от значения в массиве ввиду макронарушений. В массиве σ_p меньше, чем в образце, в 10 и более раз.

Согласно [1], допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению

$$\vartheta_d = \frac{2\sigma_{дин.}}{\gamma C} 981 \cdot 10^3, \text{ см/с}, \quad (2)$$

где $\sigma_{дин.}$ – допустимый динамический предел прочности пород, кгс/см²; γ – плотность пород, т/м³; C – скорость звука в породе, см/с.

Придерживаясь значений показателей согласно системе СИ, выражение (2) можно записать в следующей форме:

$$\vartheta_d = \frac{\sigma_{дин.}}{\gamma C} \cdot 2604, \text{ м/с}, \quad (3)$$

где $\sigma_{\text{дин}}$ – допустимый динамический предел прочности пород, МПа;
 γ – плотность пород, т/м³; C – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта может быть определена, согласно [2], по следующему выражению:

$$\vartheta = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}, \quad (4)$$

где ϑ – скорость сейсмических колебаний, см/с; Q – масса одновременно взрываемых зарядов (масса ВВ в ступени замедления), кг; R – расстояние до объекта, м; K – коэффициент, зависящий от грунтовых условий (скальные, полускальные грунты $K = (200 \div 300)$; песчано-глинистые $K = (300 \div 450)$; рыхлые, обводненные и насыпные грунты $K = (450 \div 600)$).

Таким образом, определив допустимую скорость колебаний участка борта (выражение (3)) и подставив полученное значение в выражение (4), можно определить, в зависимости от расстояния, допустимую массу ВВ на ступень замедления. С применением таких расчетов можно оптимизировать параметры зарядов ВВ и добиться значительного снижения сейсмического эффекта воздействия взрыва на законтурный массив.

При постановке борта в предельное положение расстояния от границы блока до борта достаточно малы, поэтому для снижения сейсмического воздействия взрыва следует применять контурное взрывание. При производстве контурного взрывания решаются задачи по определению параметров скважинных зарядов, их конструкций и типа ВВ для условий производства работ, а также расстояний между скважинами контурного ряда. Особенностью данного вида взрывных работ является отсутствие свободной поверхности. Следовательно, производство контурного взрывания должно вестись с учетом вероятного трещинообразования от взрыва заряда, так как это влияет на устойчивость борта карьера. При этом следует иметь в виду, что визуальная оценка качества контурного взрывания по следам скважин довольно часто не является объективной и не гарантирует устойчивость откоса [3]. Это связано с развитием предразрушения пород. Указанный эффект при применении разных ВВ различен [4]. Поэтому применение конкретных взрывчатых веществ в данном случае должно быть также достаточно обоснованным.

Параметры контурного взрывания можно определить согласно следующим выражениям.

Давление на стенку скважины [3]

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2r_{\text{скв}}^2} P_{\text{д}}, \text{ МПа}, \quad (5)$$

где $r_{\text{зар}}$ – радиус заряда, м; $r_{\text{скв}}$ – радиус скважины, м; $P_{\text{д}}$ – давление детонационной волны, МПа.

При показателе изэнтропы, равном 3, давление детонационной волны можно определить следующим образом [5]:

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D}{4}, \text{ МПа} \quad (6)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации, м/с.

Значения давления, рассчитанные по выражению (6), как правило, получаются завышенными по сравнению с более точными способами расчета. Погрешность приблизительно может составлять около 8 %. Однако в нашем случае указанная точность вполне приемлема.

Для конкретного типа ВВ радиус трещинообразования определяется выражением

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{скв}} \sqrt[3]{\left(\frac{P}{\sigma_{\text{дин}}}\right)^2}, \text{ м} \quad (7)$$

Предельный радиус трещинообразования для различных условий может быть установлен в соответствии с технологией ведения работ. В этом случае появляется возможность путем указанных расчетов подобрать взрывчатое вещество и конструкцию зарядов, обеспечивающие установленный радиус развития трещин. Выражения (5)–(7) представляют собой критерий определения типа ВВ для контурного взрывания.

Расстояния между скважинами определяются в зависимости от давления за границей взрывной полости и предела прочности пород на растяжение в массиве (значение предела прочности пород на растяжение в массиве, в приближении, можно принять на порядок меньше, чем в образце).

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии [3]

$$P_R = P \left(\frac{r_{\text{скв}}}{R} \right)^{1,5}, \quad (8)$$

где R – расстояние от взрыва заряда, м.

Вычислив величину давления через каждый метр от заряда и сравнивая с растягивающими напряжениями в массиве, можно определить расстояние, на котором прекратится раскрытие отрезной щели.

Данное значение является максимально допустимым расстоянием между скважинами контурного ряда для определенного типа ВВ.

Таким образом, представленный способ расчета позволяет оценить степень влияния технологических взрывов на устойчивость бортов карьера, произвести сравнительный анализ параметров зарядов для конкретных условий и принять соответствующие технические решения по рациональному и безопасному производству буровзрывных работ.

Литература

1. *Щелканов В.А.* Влияние массовых взрывов на устойчивость подземных выработок при комбинированной разработке железорудных месторождений / В.А. Щелканов, П.С. Миронов // Буровзрывные работы на рудных карьерах. – Свердловск, 1972. – С. 91–97. – (Труды / ИГД МЧМ СССР. – Вып. 36).
2. Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ / ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1984. – 12 с.
3. Исследование и разработка технологии формирования предельно устойчивых откосов на глубоких горизонтах карьеров ССГОКа: отчет о НИР/ ИГД МЧМ СССР; рук. Л.В. Можаяев. – Свердловск, 1985. – 77 с.
4. *Кук М.А.* Наука о промышленных взрывчатых веществах: пер. с англ. / М.А. Кук; под ред. Г.П. Демидюк, Н.С. Бахаревич. – М.: Недра, 1980. – 453 с.
5. Физика взрыва: в 2 т.: Т. 1 / С.Г. Андреев и др.; под ред. Л.П. Орленко. – 3-е изд., доп. и перераб. – М.: Физматлит, 2002. – 832 с.

УДК 622.235.3

ПРИМЕНЕНИЕ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ЗАГЛУШЕК ДЛЯ РАССРЕДОТОЧЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

А.П. Русских, Н.А. Чистяков, В.В. Саяпин

Теоретическая основа для применения рассредоточенных скважинных зарядов (РСЗ) создана несколько десятилетий назад. Установлено, что при использовании РСЗ удельный расход ВВ уменьшается на 15–20 %, при этом качество дробления горной массы не ухудшается, количество отсева (мелких фракций) значительно сокращается по сравнению со сплошными скважинными зарядами, что может в частности сказаться на увеличении производства качественного щебня.

Применение средств рассредоточения скважинных зарядов позволяет:

– улучшить проработку верхней части взрываемых блоков горного массива при сохранении качества проработки подошвы;

- снизить сейсмическое и акустическое воздействия на охраняемые объекты, повысить устойчивость бортов;
- снизить затраты на проведение взрывных работ за счет уменьшения удельного расхода и применения более дешевых ВВ в верхней части рассредоточенного скважинного заряда;
- увеличить скорость экскавации;
- уменьшить выход негабарита и объемы вторичного дробления.

Технология РСЗ ранее не получала широкого распространения из-за отсутствия эффективных способов рассредоточения частей РСЗ и способа их взрывания.

В настоящее время в связи с выпуском промышленностью полипропилена появилась возможность применять средства эффективных способов рассредоточения зарядов РСЗ. Одним из таких средств рассредоточения является пневматическая заглушка LBP-250-18 (рис. 1). Заглушка представляет собой многослойную полиэтиленовую камеру, покрытую (для предотвращения прокалывания неровными стенками скважины) двойным полипропиленовым чехлом. Корпус ниппеля выполнен для соединения с воздушным шлангом от компрессора, посредством быстросъемного шарикового разъема (БРС).

После накачивания воздухом разъединение заглушки и БРС производится рывком за шланг. В качестве источника сжатого воздуха используется ресивер компрессора зарядной машины, вместо заглушки в который устанавливается кран подкачки колес, либо иной. Основными достоинствами данного устройства рассредоточения заряда являются:

- высокая несущая способность (200 кг ЭВВ);
- универсальность заглушки в соответствии с широким диапазоном диаметров скважин;
- возможность установки под столб воды (возможность создания водно-воздушных промежутков);
- высокая точность постановки заглушки (+/- 0,3 м);
- высокая надежность (в период испытаний на ОАО «Ураласбест» не отмечено случаев сползания верхней части заряда по истечении двух суток).

Первое применение затворов было произведено на карьерах ОАО «Ураласбест» в марте 2012 г. в присутствии и при непосредственном участии представителей разработчиков. Было взорвано 60 скважин $\varnothing = 0,244$ м. Дробление горной массы – хорошее. При дальнейшем применении затворов в августе 2012 г. было взорвано 2 блока с общим количеством скважин 180. На обоих блоках качество дробления хорошее.



Рис. 1. Пневматическая заглушка LBP-250-18

Таблица

Экономическое обоснование применения пневматических заглушек при взрывании РСЗ в ОАО «Ураласбест»

Показатель	Ед. измерения	Способ заряжания	
		Традиционный	С применением пневматических заглушек
Расход ВВ	кг	34 398	27 048
В т.ч. порэмита	кг	34 300	26 950
	руб.	398291,6	312943,4
Шашки ПТП-750	кг	98	98
	руб.	19984,16	19984,16
НСИ – Искра С-500-18	шт.	98	98
	руб.	8461,32	8461,32
Детонирующий шнур ДШН-10	м	–	1470
	руб.	–	15787,8
Заглушка скважинная	шт.	–	49
	руб.	–	34 300
Всего ВМ	руб.	426737,08	391476,68
Экономия по взрывчатым материалам:			
На блоке	руб.		35260,4
На 1 скважину	руб.		719,6

Заряжание с помощью пневматических заглушек требует дополнительно привлечь двух человек для опускания и накачки заглушек и использовать автомобиль для подачи воздуха.

Наибольший экономический эффект от применения данного приспособления (см. таблицу) можно ожидать на предприятиях, использующих дорогостоящие штатные ВВ, глубокие, более 15 м, скважины диаметром от 170 до 320 мм.

Рекомендованная конструкция рассредоточенного заряда приведена на рис. 2.

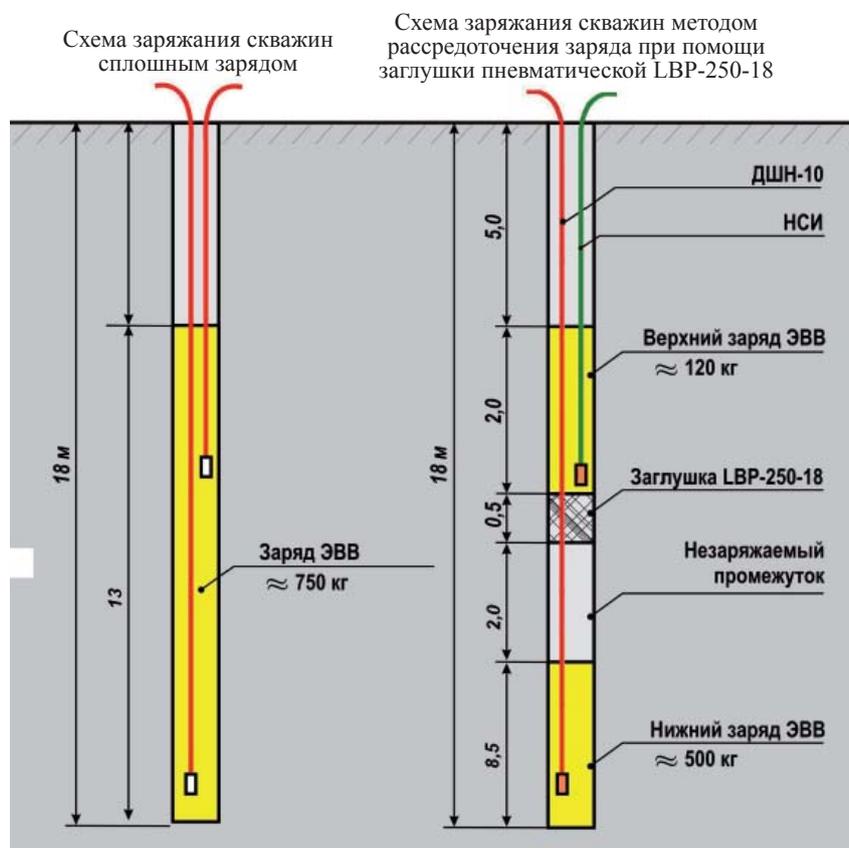


Рис. 2. Конструкция рассредоточенного заряда

Процесс заряжания и постановки заглушки затвора заключается в следующем:

1. Устанавливается нижний промежуточный детонатор (в нашем случае ПТ-П-750) на детонирующий шнур ДШН-10. Устанавливается верхний.

2. Опускается зарядный рукав и заряжается нижняя часть заряда в количестве, например, для 18-метровой скважины 500 кг.

3. Зарядный шланг вынимается.

4. На глубину 7–8 м (в зависимости от массы верхней части заряда) на шланге $\varnothing = 6\text{--}9$ мм опускается заглушка.

5. После наполнения заглушки воздухом разъединение его с БРС производится рывком за шланг. В качестве источника сжатого воздуха используются баллоны со сжатым воздухом или ресивер компрессора зарядной машины.

6. Воздушный шланг извлекается.

7. Устанавливается верхний промежуточный детонатор (ПТ-П-750 и ИСКРА С-500-18).

8. Опускается зарядный рукав и заряжается вторая (верхняя) часть заряда в количестве до 120 кг.

Иницирование верхнего скважинного заряда происходит с помощью НСИ ИСКРА-С, далее передача детонации к нижнему заряду производится через ДШН-10.

Данная конструкция скважинного заряда обеспечивает практически одновременное срабатывание частей заряда (разница по времени срабатывания составит 0,5 мс).

Эффективность применения и отработку параметров рассредоточения с целью снижения сейсмического и акустического воздействия массовых взрывов рекомендуется проводить с одновременным инструментальным контролем сеймики и акустики в районе ведения взрывных работ.

УДК 622.023: 622.236.234

УДЕЛЬНЫЙ ИМПУЛЬС СТАНДАРТНОГО ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

О.Г. Латышев, И.С. Осипов

При разрушении прочных скальных пород с акустической жесткостью $\rho C > (15\div 20) \cdot 10^6$ кг/м²с определяющим фактором является распространение волны напряжений [1]. Для моделирования этого явления широко используется глубокая аналогия результатов

дробления горных пород ударом и взрывом. Л.И. Бароном [2] доказано, что для получения наиболее информативной и адекватной характеристики дробимости горных пород испытания должны предусматривать объемное разрушение образца однократным ударом падающего груза и оценку результатов испытаний по характеристикам продуктов разрушения. Тогда можно принять тождество

$$\frac{I_0^{\text{уд}}}{J_{\text{уд}}^2} = \frac{I_0^{\text{в}}}{J_{\text{в}}^2}, \quad (1)$$

где $I_0^{\text{уд}}$ и $I_0^{\text{в}}$ – удельный импульс дробления горных пород ударом и взрывом;

$J_{\text{уд}}$ и $J_{\text{в}}$ – соответствующие степени дробления пород.

Ударный импульс (импульс силы) как мера механического взаимодействия тел равен произведению среднего значения силы $P_{\text{ср}}$ на время t ее действия $I = P_{\text{ср}} t = \frac{1}{2} Pt$. Точное значение импульса определится интегралом

$$I = \int_0^t P(\tau) d\tau. \quad (2)$$

Эта характеристика тождественна понятию количества движения, т. е. произведению массы на скорость ударника в момент соударения тел $I = m_{\text{уд}} v_{\text{уд}}$. В качестве характеристики удара и взрыва в расчетах часто используют понятие удельного импульса

$$I_0 = \int_0^t \sigma(\tau) d\tau = \frac{1}{2} \sigma t, \quad (3)$$

где $\sigma = P/S$ – поверхностная плотность силы (напряжение).

В этой связи слагаемые в тождестве (1) целесообразно заменить выражением

$$I_J^0 = \frac{I_0}{J^2} = \frac{m_{\text{уд}} v_{\text{уд}}}{S J^2}. \quad (4)$$

Данный показатель, имеющий размерность (Па·с), представляет собой удельный импульс дробления, отнесенный к квадрату степени дробления горной породы. Он может быть назван удельным импульсом стандартного дробления или, сокращенно, стандартным импульсом (СИ).

Выполненное на кафедре шахтного строительства УГГУ моделирование процесса дробления пород на ударном копре

позволило определить рациональные режимы испытаний различных пород и разработать соответствующую методику [3]. Экспериментальное определение данного показателя для различных скальных пород Урала показало его устойчивую связь с основными прочностными, упругими и акустическими характеристиками изученных пород. Это позволяет рассматривать удельный импульс стандартного дробления как комплексное свойство горных пород, характеризующее их разрушаемость динамическими нагрузками.

Теоретическое рассмотрение физики дробящего действия удлиненного заряда позволило получить выражение для расчета величины удельного расхода ВВ, обеспечивающего заданное качество дробления пород взрывом J_v .

$$q = \frac{I_J^0 J_v^2}{\alpha D k_y L}, \quad (5)$$

где D – скорость детонации; $k_y = l_{зар} / d$ – коэффициент удлинения заряда (отношение его длины к диаметру); L – длина шпура или скважины.

На основании проведенных исследований разработана методика прогнозирования параметров БВР, обеспечивающих заданное качество дробления пород взрывом, которая основана на экспериментальном определении стандартного импульса I_J^0 . Теоретическое значение коэффициента α в формуле (5) составляет 0,816. Однако для реальных условий взрывания с учетом масштаба, условий зажима, ступеней замедления и пр. его величину можно рассматривать как коэффициент условий взрывания и уточнять опытными взрывами.

Для проверки адекватности предложенной методики проведены исследования горных пород и выполнены расчеты параметров БВР для реальных условий проходки выработок по известнякам ($I_J^0 = 4,21$ кПа·с) в условиях СУБРа и разработки гранита ($I_J^0 = 10,0$ кПа·с) Шарташского карьера [4]. Расхождение между расчетными и реальными данными (при $\alpha = 0,816$) не превышает 20 %, что лежит в пределах естественной вариации параметров БВР. Полное совпадение результатов получено при коэффициенте условий взрывания $\alpha = 0,64$ (для условий СУБРа) и $\alpha = 0,98$ (для условий Шарташского карьера). Как видим, полученные в опыте значения α достаточно близки его теоретическому значению.

Таким образом, предложенный показатель – удельный импульс стандартного дробления адекватно характеризует взрываемость

горных пород, а разработанная методика его определения позволяет прогнозировать параметры БВР по результатам лабораторных исследований.

Литература

1. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом / А.Н. Ханукаев. – М.: Недра, 1974. – 224 с.
2. Барон Л.И. Дробимость горных пород / Л.И. Барон, Ю.Г. Коняшин, В.М. Курбатов. – М.: Изд. АН СССР, 1963. – 167 с.
3. Латышев О.Г. К обоснованию методики определения характеристик дробимости горных пород ударом и взрывом / О.Г. Латышев, А.С. Жилин, И.С. Осипов // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. – № 1. – С. 103–107.
4. Жилин А.С. Прогнозирование параметров дробления горных пород в условиях направленного изменения их свойств поверхностно-активными веществами: дис. ... канд. техн. наук / А.С. Жилин, УГГГУ. – Екатеринбург, 2006. – 138 с.

УДК 622.235.53

К ВОПРОСУ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДРОБЯЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА УДАРНОМ КОПРЕ

О.Г. Латышев, И.С. Осипов, Г.П. Берсенёв

При разрушении прочных скальных пород взрывом определяющую роль играет фактор распространения ударной волны. Под действием напряжений на ее фронте зарождается и развивается совокупность множества трещин. Все неоднородности в разрушаемом массиве, которые способны дать начало развитию трещин, принято называть активируемыми нарушениями. Концентрация их определяет степень дробления горных пород взрывом. На основании теоретических и экспериментальных исследований разработана методика прогнозирования качества дробления пород взрывом с заданной степенью надежности [1]. В основу методики положены следующие соображения. Распределение кусков по размерам есть результат сложного взаимодействия множества независимых факторов, определяющих взрывное разрушение горных пород. Можно предсказать результат единичного взрыва лишь с определенной долей вероятности (надежности). Функция надежности имеет вид:

$$f_n = 1 - \exp(-\lambda). \quad (1)$$

Каждому уровню надежности f_n соответствует определенное значение параметра λ . Так, наиболее распространенному в инженерной практике уровню надежности в 95 % ($f_n = 0,95$) соответствует $\lambda = 3$, при $f_n = 0,99$ параметр $\lambda = 4,6$. Получены выражения для ЛНС и расстояния между зарядами в ряду a , обеспечивающие заданное качество дробления при принятом уровне надежности:

$$W = \sqrt[3]{\frac{\gamma_l}{\sqrt{2\lambda}} \left(\frac{2u_0}{C_s}\right)^2 R_k \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}\right)^{2/3}} r_0, \quad (2)$$

$$a = \sqrt{\frac{\gamma_l}{\sqrt{2\lambda}} \cdot \frac{u_0}{C_s} R_k r_0}, \quad (3)$$

где γ_l – концентрация активируемых взрывом нарушений, $\sigma_{сж}$ и σ_p – прочность пород при сжатии и растяжении, u_0 – массовая скорость на границе зарядной полости, C_s – скорость поперечной упругой волны, r_0 – радиус заряда, R_k – требуемый максимальный размер куска (негабарита).

Таким образом, ключевым параметром в расчетных формулах (2) и (3) является концентрация активируемых взрывом нарушений γ_l , которая зависит от удельного расхода ВВ.

$$\gamma_l = \gamma_0 q^n. \quad (4)$$

Здесь показатель n зависит от типа взрывной волны. От одиночного шпурового или скважинного заряда распространяется цилиндрическая волна напряжений. При совместном действии нескольких зарядов волны накладываются друг на друга и, выходя на свободную поверхность, трансформируются в плоскую волну растяжения. При достаточном числе шпуров или скважин в ряду их можно рассматривать как единый плоский заряд. Для такого плоского заряда $n = 1$, для цилиндрического $n = 1/2$.

В.А. Безматерных разработана и опробована методика экспериментальной оценки концентрации активируемых нарушений путем опытного взрывания образцов горных пород [2]. Параметры уравнений (2), (3) предлагается оценивать путем анализа гранулометрического состава разрушенных пород в опытном взрыве. Однако в настоящее время производство опытных

взрывов становится все более трудным. Поэтому, руководствуясь доказанной глубокой аналогией результатов дробления пород ударом и взрывом, мы разработали и опробовали методику определения характеристик дробления горных пород на ударном копре. Установлено [3], что зависимость линейной концентрации активируемых нарушений γ_l от энергии удара Q описывается уравнением

$$\gamma_l = 0,561 Q^{1,109}. \quad (5)$$

Кроме того, анализ гранулометрического состава продуктов дробления позволяет вычислить комплексную характеристику горных пород – удельный импульс стандартного дробления, по величине которого можно осуществить прогноз параметров БВР, обеспечивающих заданное качество дробления (см. статью в данном сборнике: Латышев О.Г., Осипов И.С. «Удельный импульс стандартного дробления горных пород»).

Входящий в формулу (4) параметр γ_0 пропорционален общей концентрации нарушений в исходной породе (до взрыва). Разработанный нами метод люминесцентной дефектоскопии [4] позволяет непосредственно определять данный показатель. Более того, методическое сопровождение метода и разработанный комплекс компьютерных программ позволяют оценивать фрактальные характеристики трещинной структуры горных пород, размеры дефектов и их распределение в объеме образца.

Разрушение горных пород определяется зарождением и развитием (ветвление, слияние и т. п.) трещин. Взаимодействующие трещины образуют очаги нарушений – кластеры. Динамику этого процесса можно рассматривать как саморазвитие под действием нагрузки кластерной структуры горных пород. Процесс может быть представлен как последовательный ряд этапов развития трещинных кластеров и присоединения их друг к другу. Эти этапы представляют собой различные уровни иерархии структуры горных пород.

Для количественной оценки данного процесса используется аппарат фрактального кластерного анализа [5]. Количественной мерой кластеров может служить фрактальная размерность поверхности образца. Для ее определения может использоваться метод покрытия. На изображение поверхности (рис. 1) накладывается сетка с изменяющимся размером квадратной ячейки δ_i . Для каждого типоразмера сетки определяется количество ячеек N_i , занятых изображением объекта (кластером). Фрактальная размерность

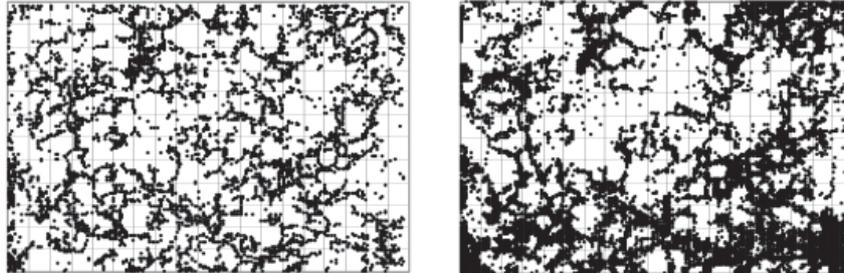


Рис. 1. Развитие кластерной структуры горных пород

поверхности определяется по углу наклона графика данной зависимости, построенного в двойных логарифмических координатах.

$$d_f = \frac{\ln N}{\ln(1/\delta)} + 1. \quad (6)$$

На кафедре шахтного строительства УГГУ проведена серия экспериментальных исследований развития кластерной структуры по мере нагружения горных пород. На каждом уровне напряжений под микроскопом с помощью метода люминесцентной дефектоскопии выполнялась электронная фотография поверхности образцов и по разработанной компьютерной программе определялись координаты нарушений. На рис. 1 показана в качестве примера картина развития кластеров в ходе нагружения образцов.

На каждом этапе нагружения по формуле (6) определялась кластерная размерность трещинной структуры. Анализ результатов позволил установить закономерный рост кластерной размерности с увеличением напряжений σ в породе (рис. 2). Данную зависимость можно описать уравнением параболы

$$d_f = 2,48 + 8 \cdot 10^{-5}(\sigma^2 - 8,75\sigma). \quad (7)$$

Коэффициент достоверности аппроксимации (коэффициент детерминации) $R^2 = 0,995$ свидетельствует о статистической надежности данной зависимости. Положительная кривизна графика отражает ускоряющийся рост дефектности пород с нагрузкой, что соответствует современным представлениям о накоплении повреждений в ходе разрушения горных пород.

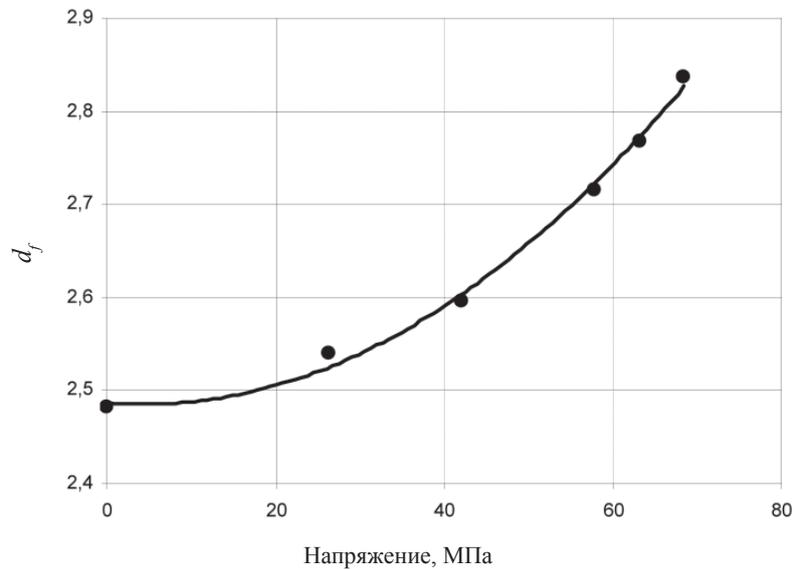


Рис. 2. Рост фрактальной размерности кластеров с увеличением нагрузки

Указанные исследования проведены в статике, т. е. при медленном нагружении образцов на прессе. В настоящее время проработана процедура и составлен план экспериментов по изучению закономерностей развития кластерной структуры горных пород при их динамическом нагружении. Для этого предусмотрена электронная фиксация дефектов при постепенно нарастающей энергии удара путем изменения высоты сбрасывания груза на ударном копре. Полученные результаты создадут базу для более глубокого анализа физики разрушения горных пород при динамических нагрузках, оценки энергетических характеристик разрушаемости с позиций теории трещин Гриффитса и кинетической концепции прочности. Сопоставление полученной информации с приведенными выше результатами исследований (удельный импульс стандартного дробления, концентрация активируемых нарушений и пр.) позволит совершенствовать методики прогнозирования рациональных параметров БВР путем моделирования дробящего действия взрыва на ударном копре.

Литература

1. Берсенёв Г.П. Управление качеством взрывного дробления горных пород на нерудных карьерах / Канд. дисс. – Свердловск, 1989. – 158 с.
2. Безматерных В.А., Латышев О.Г., Черкасов В.М. Физические характеристики разрушаемости твердых горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. – 1981. – № 10. – С. 61–65.
3. Латышев О.Г., Корнилков М.В., Осипов И.С., Берсенёв Г.П. Оценка активируемых взрывом нарушений как критерия прогноза качества дробления горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. – 2010. – № 2. – С. 49–53.
4. Латышев О.Г., Осипов И.С., Сынбулатов В.В., Еремизин А.Н. Определение фрактальной размерности трещин для оценки прочности горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. – 2009. – № 8. – С. 119–124.
5. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы. Пер. с нем. – М.: Изд-во ИКИ, 2002. – 656 с.

УДК. 622.271.35

ПЕРЕДВИЖНОЙ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ БЕЗОПАСНОГО РАЗРУШЕНИЯ НЕГАБАРИТОВ И ФУНДАМЕНТНЫХ БЛОКОВ*

С.П. Тарасов

При добыче руд и других полезных ископаемых в карьерах до 3–10 % и более горной массы уходит в негабарит, в результате чего снижается производительность карьера и в целом добыча полезного ископаемого [1]. Это вызывает значительные проблемы при ведении выемочно-погрузочных операций, транспортировании горной массы, а также при подготовке и производстве буровзрывных работ. Вынужденная раскладка негабарита в забое, дополнительные материальные затраты на его обуривание и взрывание удорожает стоимость 1 м³ горной массы. На открытых горных работах возможно использовать различные способы дробления негабаритов (см. таблицу). Наиболее эффективным является их разрушение взрывным способом. Разрушение негабаритных кусков взрыванием в карьерах

* Статья, по мнению редакции, носит дискуссионный характер.

Таблица

Классификация методов вторичного дробления негабаритов

Способ	Метод разрушения	Используемая энергия	Методы разрушения	Недостатки	Преимущества
Взрывчатые вещества	Шпуровые заряды	Энергия ВВ	Взрыв ВВ	Остановка карьера на момент взрыва, пыль	Небольшая трудоемкость, возможность массового взрыва
	Кумулятивные заряды				
Механические способы	Крановый бутовой	Энергия удара	Раскол негабарита с помощью спец инструмента	Низкая производительность, быстрое истирание и выход из строя сменного оборудования	Возможна работа на любом участке карьера, не требуется остановка карьера
	Гидромолот				
	Пневмомолот				
Электрофизические	Токи высокой частоты	Тепловой эффект	Тепловой и неравномерный диэлектрический нагрев Разрядка батарей конденсаторов на водный промежуток	Применимы для разрушения полупроводящих пород и диэлектриков, в практике практически не применяются	Высокая скорость разрушения 1 т породы примерно равна 60–70 с.
		Электрогидравлический			
Термические	Тепловой пробой	Концентрированный нагрев	Возникновение термических напряжений	Высокая энергоёмкость, применение термобуров ограничено	Не дает разлета кусков и образования вредных газов

Способ	Метод разрушения	Используемая энергия	Методы разрушения	Недостатки	Преимущества
Гидравлические	Высоконапорные струи (стационарные и нестационарные)	Гидроудар	Резание тонкой высоконапорной струей воды	Применяются только для гидроотбойки угля	Возможность разрушать горные породы средней и выше средней крепости – сила удара до 400 МПа
Акустические	Колебания различной частоты	Ультразвуковая область частотного спектра	Создание колебаний	Эффективно только в сочетании с механическими способами	Удешевление механического способа
Физико-химические	Высокоактивные химические вещества	Химическая реакция	Химическое воздействие на породу	Малая производительность, область их применения ограничена	Сокращение пыли и шумовых факторов
Комбинированные	Термомеханические, акустические, механические	Комбинированная	Комбинированные	Низкая производительность, высокие ограничения использования	Перспективы развития технологии и процессов разрушения
Невзрывные разрушающие смеси	Затвердевание с последующим увеличением объема	Статическое разрушение	Внутреннее механическое напряжение	Создание напряжений только до 30 МПа, низкая скорость затвердевания, сезонность применения	Возможность применения в зонах стесненных площадей, вблизи производства и людей

приводит к необходимости решения ряда задач, к которым относится длительная подготовка к взрыванию, остановка работы карьера, вывод людей и техники из взрывоопасной зоны и т. д. Для разрушения негабаритных кусков есть также несколько различных способов с использованием механического удара. При этом применяется привод следующего механического воздействия: пневматический, гидравлический, падение груза с высоты. Но общим недостатком их является относительно небольшая производительность [2].

Опыт разработки скальных пород показывает, что применение более прогрессивных способов ведения буровзрывных работ и увеличение размеров кондиционного куска за счет применения более мощного оборудования позволяют значительно снизить выход негабарита, но не исключают возможности полного отказа от вторичного дробления. Поэтому создание новых, более совершенных способов вторичного дробления скальных горных пород на карьерах является актуальной задачей.

Повышать эффективность разрушения негабаритных кусков можно с помощью механизированной передвижной взрывкамеры, позволяющей значительно снизить ручной труд. В состав рассматриваемой передвижной взрывкамеры входит гусеничный транспортер или базовый автомобиль, на котором расположена кабина водителя с броневой защитой; кран для подъема и перемещения специального укрытия с длинной стрелой (до 30 м) грузоподъемностью до 10 т; буровая установка на стреле манипулятора, которая обеспечивает подготовку к вторичному взрыванию кусков горных пород, ликвидацию старых фундаментов и других строительных конструкций; буровое оборудование, ауригеры, а также специальное укрытие для управления взрыванием негабаритных кусков.

Принцип работы передвижной взрывкамеры, которая изготавливается в различных вариантах (рис. 1, 2, 3), заключается в следующем: экипаж, состоящий из водителя-крановщика и взрывника, подъезжает к участку карьера, на котором предварительно складываются негабаритные куски; при необходимости они дополнительно перемещаются рабочим органом передвижной взрывкамеры на удобное для взрывания место. С помощью навесного оборудования производится бурение негабаритных кусков при средней глубине шпура 560 мм. Время для подготовки к взрыву в зависимости от буримости пород при работе двух перфораторов составит от 270 до 360 минут, после чего потребуется переместить установку на 30–35 м с затратой примерно 5–10 минут и произвести повторное бурение.

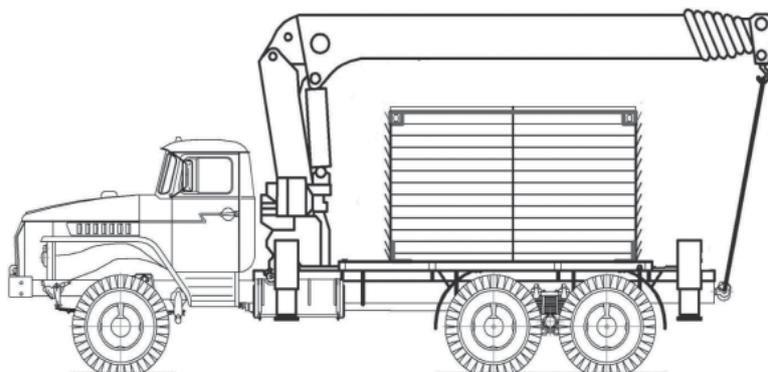


Рис. 1. Передвижной многофункциональный комплекс для разрушения негабаритов

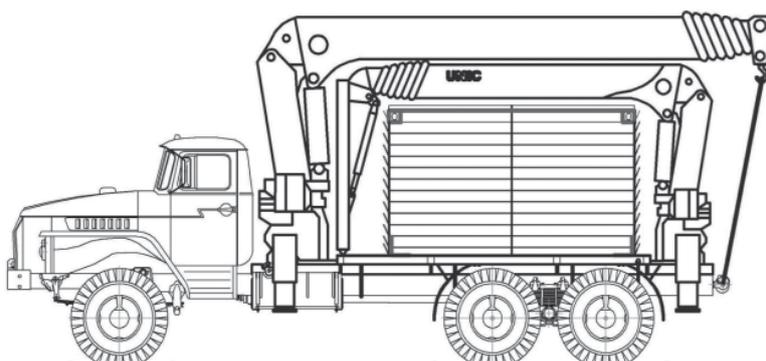


Рис. 2. Передвижной многофункциональный комплекс с двумя рабочими органами

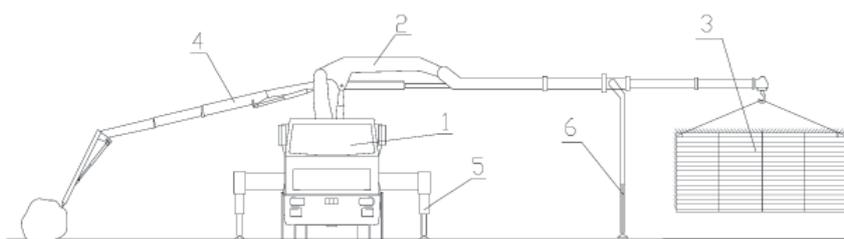


Рис. 3. Передвижной многофункциональный комплекс в рабочем положении:
 1 – транспортное средство (автомобиль), 2 – кран с буровой установкой, 3 – спецукрытие,
 4 – манипулятор с буровой установкой, 5 – аутригеры, 6 – дополнительная опора

При подготовке к единичным взрывам с помощью аэродинамически активного защитного устройства после бурения шпуров негабарит накрывается защитным устройством, затем экипаж укрывается в бронированной кабине передвижной взрывкамеры, откуда производится управление взрывом. После осуществления взрыва специальное укрытие поднимается с поверхности земли и устанавливается краном на следующий негабарит или обратно на передвижную платформу и транспортируется до очередного навала негабаритов.

При создании конструкции спецукрытия должно учитываться то, что скорость детонационного превращения составляет 5–10 км/с. Это означает, что заряд ВВ массой в 1,2 килограмма превращается в облако раскаленных газов всего за одну стотысячную долю секунды. При этом развивается мощность 600 миллионов киловатт, а давление в продуктах взрыва превышает 1000 МПа [3].

Габариты аэродинамически активного защитного устройства должны выбираться как по существующим правилам дорожного движения (ПДД – правила перевозки крупногабаритных грузов), так и по среднестатистическим параметрам негабаритных кусков.

Использование многофункционального комплекса на горных предприятиях позволяет:

- сократить объем ручного труда при бурении шпуров и, следовательно, травматизма и профессиональных заболеваний, обусловленных работой с виброинструментом;
- увеличить производительность труда при бурении шпуров;
- сократить время простоев горно-транспортного оборудования, связанных с перемещением негабаритных кусков;
- устранить необходимость тщательной раскладки негабаритов, как это необходимо при ручном бурении шпуров;
- обеспечить возможность вести бурение рабочим инструментом максимальной длины.

Основные достоинства разрушения негабаритных кусков при ведении взрывных работ с помощью передвижной взрывкамеры заключаются в следующем: не требуется полная или частичная остановка карьера; не требуется вывод людей и техники из взрывоопасной 200-метровой зоны. С помощью передвижной взрывкамеры возможно производить взрывные работы практически в любых местах карьера без помощи дополнительной техники, подготовка негабаритов к взрыву идет с меньшими затратами времени и трудовых средств; снижаются трудоемкость работ и риск некоторых профессиональных заболеваний.

Литература

1. *Маторин А.С.* Исследование эффективности вторичного дробления горных пород на карьерах сосредоточенными динамическими нагрузками: дис. ... канд. техн. наук / А.С. Маторин; ИГД Минчермета. СССР. – Свердловск, 1970. – 206 с.
2. *Падуков В.А.* Разрушение горных пород при ударе и взрыве / В.А. Падуков, В.А. Анатоленко, Д.С. Подозерский. – Л.: Наука, 1971. – 160 с.
3. *Шифрин Е.И.* Взрывание в стесненных условиях на объектах энергетического строительства СССР / Е.И. Шифрин, М.Б. Эткин. – М.: Энергоатомиздат, 1981. – 42 с.

БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

УДК 622.235: 622.834.5

О НАДЗОРЕ ЗА ОБЪЕКТАМИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА УРАЛЕ

А.Н. Кравченко, В.М. Слепенков, Д.Л. Хорохов

На Урале функционируют четыре управления Ростехнадзора – Уральское (Центр – г. Екатеринбург), Западно-Уральское (г. Пермь), Приуральское (г. Уфа) и Северо-Уральское (г. Тюмень), контролирующие горные и взрывные работы. А история создания органов регулирования в сфере надзора за экологической и технологической безопасностью в России представлена в следующей хронологии.

10 декабря (23 декабря по новому стилю) 1719 г. Петром I утвержден Указ об учреждении Берг-коллегии.

21 октября 1773 г. императрица Екатерина II подписывает указ об учреждении горного училища.

19 января 1804 г. Александр I преобразовывает горное училище в горный кадетский корпус с целью расширить программу обучения специалистов горного дела.

13 июля 1806 г. принято первое Горное положение.

23 февраля 1825 г. по указу Александра I в России начинает выходить «Горный журнал».

24 июня и 2 июля 1888 г. утверждены Инструкция по производству маркшейдерских работ и Инструкция по производству горных работ.

7 июня 1899 г. созданы Главное и губернские по фабричным и горнозаводским делам присутствия.

30 января 1922 г. учреждено Центральное управление горного надзора (ЦУГН).

19 мая 1927 г. организована Государственная горнотехническая инспекция в составе Наркомата труда СССР.

17 октября 1947 г. образовано Главное управление государственного горного надзора.

1 июля 1954 г. создан Комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору при Совете Министров СССР (Госгортехнадзор СССР).

24 апреля 1958 г. Госгортехнадзор СССР ликвидирован. Образованы республиканские комитеты по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору.

15 января 1966 г. на базе Госгортехнадзора РСФСР образован союзно-республиканский Государственный комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору при Совете Министров СССР (Госгортехнадзор СССР).

27 июля 1981 г. Госгортехнадзор СССР преобразован в союзно-республиканский Государственный комитет СССР.

10 сентября 1990 г. образован Государственный комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору при Совете Министров РСФСР (Госгортехнадзор РСФСР), переданный 3 декабря 1991 г. в ведение Президента РСФСР, а 6 мая 1992 г. – в состав Правительства России.

30 сентября и 16 ноября 1992 г. Госгортехнадзор России реорганизован, соответственно, в Федеральную службу России по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и в Федеральный горный и промышленный надзор России (Госгортехнадзор России).

21 июля 1997 г. принят Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».

В 2001 г. принято Положение о Федеральном горном и промышленном надзоре России (Госгортехнадзоре России).

9 марта 2004 г. Указом Президента Российской Федерации Федеральный горный и промышленный надзор России преобразован в Федеральную службу по технологическому надзору с передачей ей функций по контролю и надзору упраздненного Министерства энергетики Российской Федерации и преобразованного Государственного комитета Российской Федерации по строительству и жилищно-коммунальному комплексу.

В 2004 г. в каждой области, крае и республике были организованы управления по технологическому и экологическому надзору.

В 2009 г. количество таких управлений было резко сокращено: вместо 11 управлений на Урале осталось только четыре. В каждом управлении сохранена немногочисленная группа по контролю за взрывными работами.

В настоящее время взрывные работы и работы со взрывчатыми веществами на территории Свердловской и Челябинской областей выполняют 102 предприятия и организации.

Взрывчатые вещества и средства инициирования хранятся на 80 складах и оборудованных местах хранения взрывчатых материалов. Эксплуатируется 34 тупика и площадок для приема ВМ, один пункт подготовки ВМ для механизированного заряжа-

ния, 7 стационарных пунктов по производству эмульсионных ВВ, 29 смесительно-зарядных машин (СЗМ) для изготовления эмульсионных ВВ, 8 заводов по производству промышленных взрывчатых материалов (ООО «Калиновский химический завод», ООО «Красноуральский химический завод», ООО «Гефест-М», ФГУП «Электрорхимприбор», ФГУП «Планта», ФГУП «Завод «Пластмасс», ФГУП «Сигнал» и ООО «Уральский пиротехнический завод»).

За 12 месяцев 2012 г. предприятиями, ведущими взрывные работы, израсходовано 127,55 тыс. т ВВ, 6504,6 тыс. детонаторов, в том числе неэлектрических систем инициирования 5913,1 тыс. шт.; расход детонирующего шнура составил 10,07 млн м; численность исполнителей взрывных работ составила 1404, а всего к обращению с ВМ имело доступ 4845 трудящихся.

Промышленными предприятиями, ведущими взрывные работы, изготовлено вблизи мест их потребления 105,2 тыс. т ВВ, из них 97,6 тыс. т ЭВВ.

В 2012 г. инспекторским составом управления, контролирующим взрывные работы, проведено 183 обследования, выявлено 487 нарушений правил и инструкций. По результатам проверок за нарушения правил и инструкций 34 человека привлечено к административной ответственности по линии Ростехнадзора, подвергнуты административному наказанию 6 юридических лиц на общую сумму 2610 тыс. руб. Утрат взрывчатых материалов на подконтрольных предприятиях не было.

В 2012 г. на подконтрольных предприятиях допущена одна авария. 29 октября 2012 г. на предприятии ООО «Гефест-М» в процессе отжига патронов типа «Маузер» в печи обжига № 2, установленной в помещении № 8 здания № 46, в 14 часов 40 минут произошел несанкционированный взрыв скопившихся газов в печи обжига шахтного типа, в результате чего обрушились стена и потолок помещения № 8 здания № 46 и была разрушена печь обжига шахтного типа. В соседнем помещении вылетело стекло из рамы и разбившимися осколками стекла были нанесены травмы токарю в виде порезов головы и лица.

Основными причинами аварии и несчастного случая явились:

– резкое воспламенение смеси газов, образовавшихся из-за термического разложения трассирующих составов патронов, в рецептуре которых находился нитрит бария (45,5 %) и порошок магния (32,5 %), а также лакирующий состав патронов. Смесь газов термического разложения была резко воспламенена магниевым составом с образованием открытого пламени горения магния;

– неудовлетворительное техническое состояние колосников печи обжига, приведшее к изменению теплового режима нагрева патронов при отжиге;

– опытные работы по утилизации методом отжига патронов калибра 7,92 мм марки «Маузер» проводились без согласования с головным предприятием ФГУП «КНИИМ» г. Красноармейска.

В 2012 г. на подконтрольных Уральскому управлению предприятиях отказавших скважинных зарядов не выявлено. Там продолжались работы по совершенствованию взрывного дела, в том числе по организации собственного производства простейших гранулированных и водосодержащих взрывчатых веществ, внедрению новой техники и технологии взрывных работ.

На карьерах ОАО Качканарский ГОК «Ванадий», на предприятиях ООО «АВТ-Урал» и ООО «АВТ-УралСервис» продолжается внедрение эмульсионных ВВ типа гранэммит ОМ-70 и смесительно-зарядных машин МЗГ-10, ВСЗН-25 и «Универсал» для изготовления гранэммита, а также проводятся приемочные испытания ЭВВ «Нитрониты» и «Патронита-М», доставщика ДК-25-Пл и СЗМ «Универсал» ТС-4. В ОАО «Ураласбест» закончены приемочные испытания смесительно-зарядной машины МЗВ-15 для изготовления ЭВВ «Порэммит 1А». В ООО «Орика – УГМК» также закончены приемочные испытания СЗМ «ММУ(S)-12» на базе автомашины «IVECO» для изготовления эмульсионного ВВ типа «Фортис», в объеме 300 т на каждую машину, и получено разрешение на постоянное применение № РРС 00-045994. На предприятиях ОАО «Высокогорский ГОК», ООО «Бакальское РУ» и ОАО «Богословское РУ» проводятся приемочные испытания «Граммонита-21 ТМЗ» в объеме 100 т, а в ОАО «Высокогорский ГОК» закончены приемочные испытания спецвагона для перевозки ВМ в подземных выработках.

На предприятиях в соответствии с программами продолжают промышленные испытания «Гекфола», «Ярита», шашек ДБУ, ГК-2, «Эмульсолита» и «Актонита», а также приемочные испытания смесительно-зарядной машины ТСЗМ-ППГ, смесительной эмульсионной модульной передвижной установки (СЭМП) и СЗМ «Универсал» ТС-4.

На горнодобывающих предприятиях области широко внедряются неэлектрические системы инициирования типа СИНВ, Эдилин, Примадет, Рионел и Коршун, существенно повышающие безопасность и эффективность взрывных работ.

В соответствии с разработанными «Мероприятиями по усилению государственного надзора за соблюдением подконтрольными организациями установленного порядка хранения, перевозки,

использования и учета ВМ» акцент надзорной деятельности был направлен на функционирование систем ведомственного контроля.

На ряде предприятий были пересмотрены и откорректированы «Положения о руководстве взрывными работами» в части повышения ответственности руководителей и исполнителей ВР за соблюдение ими установленного порядка хранения, транспортирования, использования и учета ВМ, а также обязанностей в рамках производственного контроля. Внесены изменения и дополнения в типовые проекты производства ВР, ОПО, связанные с изготовлением ВМ, и проведено их страхование. Пересмотрены и переутверждены договорные условия на оказание услуг по хранению ВМ сторонними организациями. Все подконтрольные организации имеют необходимые лицензии.

Основная часть выявленных при проверках нарушений сводится к следующему:

- несоблюдение установленных требований при разработке проектов и паспортов на производство взрывных работ;
- несоответствие технического состояния и укомплектованности автотранспорта для перевозок ВМ установленным требованиям;
- невыполнение установленных требований по содержанию складов ВМ;
- неувязка планов ликвидации аварий на складах с возможными террористическими проявлениями;
- низкая готовность персонала складов к ликвидации возможных аварийных ситуаций, отсутствие регулярных тренировок.

С целью устранения имеющихся недостатков в деятельности поднадзорных организаций в области взрывчатых материалов промышленного назначения, повышения безопасности взрывных работ и сохранности ВМ на подконтрольных предприятиях, дальнейшего совершенствования надзорной деятельности инспекторского состава в области взрывного дела необходимо:

- активизировать работу по внедрению современных, более безопасных технологий проведения взрывных работ, в том числе электрических систем инициирования, изготовления взрывчатых веществ вблизи мест их применения;
- усилить ответственность руководителей взрывных работ организаций за принимаемые ими решения в вопросах деятельности в области взрывчатых материалов промышленного назначения. Ужесточить требования к качеству разрабатываемой предприятиями технической документации на взрывные работы;
- повысить степень готовности персонала складов ВМ к действиям в условиях аварий и инцидентов. Обращать внимание на

качественное проведение учебно-тренировочных занятий по всем позициям планов ликвидации аварий;

– применять в полном объеме меры воздействия к должностным лицам, не выполняющим требования федерального законодательства в части обеспечения промышленной безопасности в области взрывчатых материалов промышленного назначения.

УДК: 622.235.535.2

СЕЙСМИЧЕСКОЕ И АКУСТИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ МОСМЕТРОСТРОЯ

А.Ю. Дмитриев, В.Н. Ворошинин, А.И. Гончаров, В.И. Куликов

Станции Московского метрополитена, пересадочные узлы и перегонные тоннели так называемого глубокого заложения (в Москве это 64 м от дневной поверхности) проходят в известняках с прочностью на сжатие 60–90 МПа. Проходку в столь крепких горных породах ведут исключительно буровзрывным способом. Как правило, над строящимися тоннелями и станциями метро размещены производственные сооружения, культурные центры, городская жилая застройка и элементы городской инфраструктуры, которые при проведении взрывных работ подвергаются воздействию сейсмозрывных волн. Сейсмическое воздействие на сооружения и инфраструктуру города может приводить к их повреждению, что увеличивает капитальные затраты на строительство Московского метрополитена. Применяемая в настоящее время технология короткозамедленного взрывания позволяет снизить сейсмозрывное воздействие этих работ, однако полностью исключить негативное сейсмическое воздействие взрывов на город не удастся. Фактически постоянно ведущиеся буровзрывные работы по проходке новых тоннелей и станций метро Московского метрополитена представляют единственную реальную сейсмическую опасность для Москвы. Поэтому важно получить объективную оценку интенсивности сейсмического воздействия этих взрывных работ на город.

Взрывная проходка наклонных ходов (эскалаторных) станционных тоннелей, которая ведется с дневной поверхности, сопровождается излучением воздушных волн, амплитуду которых необходимо погасить до величины, безопасной для остекления городской

застройки, и уменьшить психофизическое воздействие на население города. Объективная оценка акустического эффекта буровзрывных работ сводится к определению тротилового эквивалента этих взрывов по амплитуде воздушной волны.

Некоторые результаты исследования сейсмического и акустического действия БВР при проходке большого наклонного хода выхода на поверхность «Сретенский бульвар» приведены в работе [1]. В настоящей работе эти результаты рассматриваются и анализируются совместно с данными, полученными при проходке перегонных и станционных тоннелей станции метро «Марьино роща».

Технология буровзрывных работ метростроя. И волновые формы, и интенсивность сейсмического воздействия взрывов определяются технологией ведения буровзрывных работ при проходке наклонных ходов, станционных и перегонных тоннелей. Первые представляют собой выработки цилиндрической формы диаметром 10 м и наклоном 30°, станционные тоннели горизонтальные, и имеют диаметр 9,5–8,5 м, перегонные 7,5–5,5 м. Взрываемые породы представлены известняками и глинами, которые относятся к III–VI категориям горных пород и имеют крепость 6–12 по шкале М.М. Протодяконова [2]. Проходка выработок ведется заходками около 1–1,5 м методом горизонтальных шпуровых зарядов. Заходку проводят в два приема (два взрыва) сначала в верхнем уступе сечения горной выработки, позднее в нижнем. На рис. 1 для примера показан забой горной выработки диаметром 10 м, черные кружки на рисунке – шпуры диаметром 42 мм и глубиной около 1,6 м (этот взрыв был осуществлен 13.11.2009 г. при строительстве большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский Бульвар»). Общее число шпуров составляло 56. В шпуры помещались патронированные заряды аммонита 6ЖВ диаметром 32 мм. Забойка зарядов производилась глиной. При данном взрыве суммарная мощность составила 19 кг взрывчатого вещества (ВВ). Забой находился

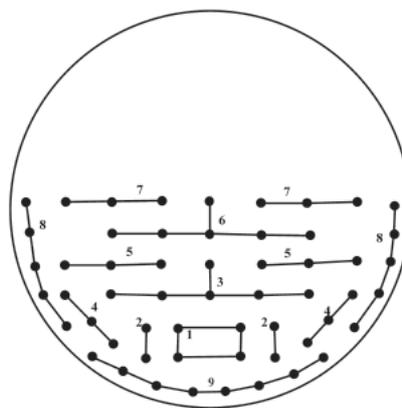


Рис. 1. Схема расположения шпуров и коммутации зарядов в забое

Таблица

Параметры буровзрывных работ

Порядковый номер ступени замедления	Число шпуров в ступени замедления	Величина замедления, мс	Масса ВВ на ступень замедления, кг
1	4	50	1,2
2	4	100	1,2
3	6	125	1,8
4	6	400	1,8
5	6	600	1,8
6	6	800	1,8
7	6	1000	2,2
8	10	1500	4
9	8	2000	3,2

на глубине 30 м от дневной поверхности. Для снижения сейсмического воздействия взрыва была применена технология короткозамедленного взрыва, для чего в шпуры помещались электродетонаторы (ЭД-З-Н) с различными номиналами замедлений. Причем шпуры были разбиты на группы, в каждой из которых номиналы замедлений были одинаковы. Каждая группа – это одна ступень замедления, в которой заряды взрывались одновременно. В таблице приведены порядковые номера ступеней замедления, число шпуров в каждой ступени, величина замедления в миллисекундах и суммарная масса ВВ в этой ступени замедления. На рис. 1 шпуры каждой ступени замедления (одной группы) соединены линиями и около них проставлены номера ступеней замедления, соответствующие таблице.

Согласно таблице, на рис. 2 (вверху) построена гистограмма выделения энергии указанного выше взрыва. Технология короткозамедленного взрыва растянула выделение энергии взрыва на 2 с. Наибольшая масса ВВ, взрываемая одновременно, составила 4 кг.

Практикуется также заходка в один прием (заряды помещались в шпуры сразу по всему сечению выработки). При других взрывах номиналы замедлений могут отличаться от приведенных в таблице. При увеличении крепости пород суммарная мощность взрыва может достигать 60 кг ВВ, число ступеней замедления – 20, исходя из наличия ступеней замедления на складе ВМ, однако масса ВВ в одной ступени замедления ограничена величиной 4,2 кг (для обеспечения определенного низкого сейсмического воздействия взрыва).

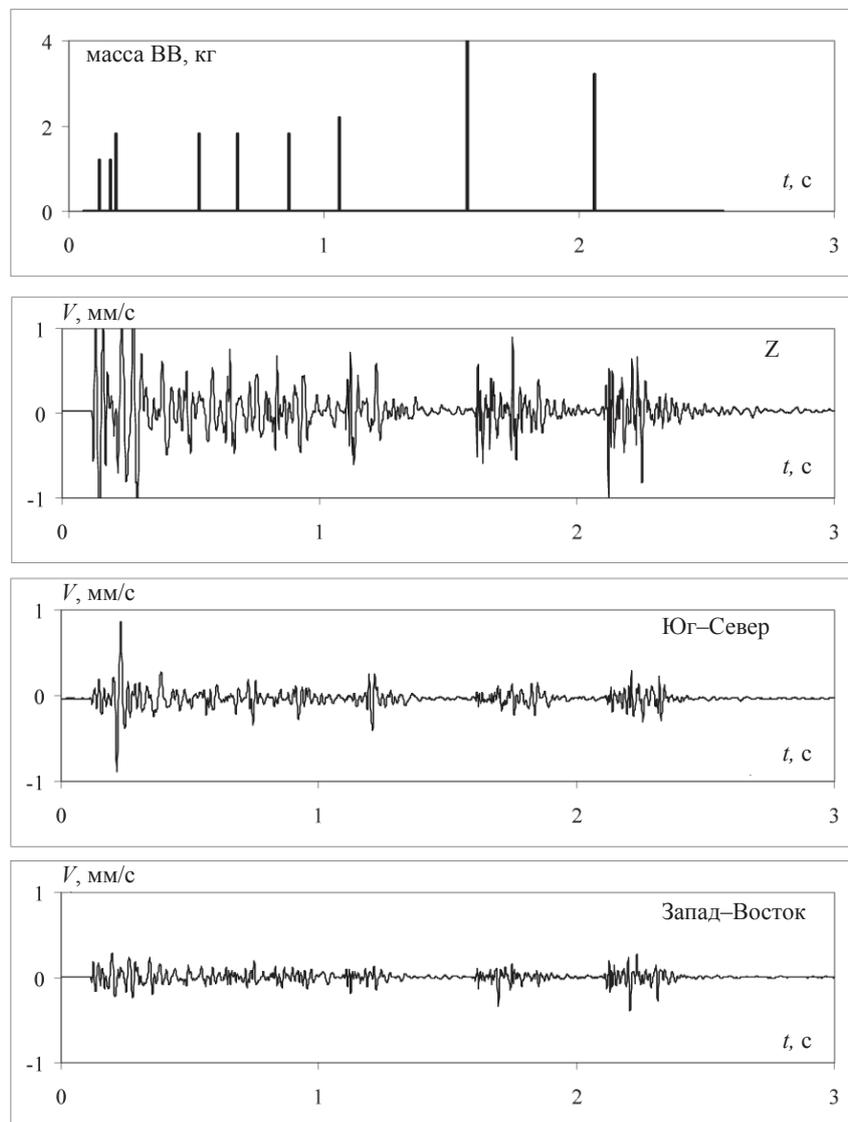


Рис. 2. Гистограмма выделения энергии и велосиграны колебаний при взрыве 13.11.2009 г.

Отметим одну особенность, связанную с различием в крепости горных пород: БВР в наклонных ходах станции Московского метрополитена ведутся с замораживанием пород забоя, при проходке перегонных и станционных тоннелей без замораживания.

Методика проведения регистрации сейсмозрывных волн. Регистрация сейсмозрывных волн проводилась на расстояниях от 30 до 650 м от центра взрыва. На расстояниях от 30 до 100 м использовались геофоны GS-20DX. Геофоны были закреплены на забетонированном основании с помощью циакринового клея. В каждом пункте регистрации устанавливались три геофона, один вертикальный и два горизонтальных в направлении Юг-Север и Запад-Восток. Столообразная часть АЧХ геофонов 10–1000 Гц, их чувствительность около 20 В/м/с. Сигналы с датчиков поступали на вход усилителей с коэффициентом усиления 500.

В том случае, когда спектр сейсмического сигнала содержал частоты менее 10 Гц, использовались сейсмоприемники СМ-3КВЭ. Как правило, их устанавливали на расстоянии от 70 до 650 м от гипоцентра взрыва. Эти сейсмоприемники укомплектованы усилителем и полосовым фильтром. Коэффициент преобразования около 4000 В/м/с, частоты среза 0,5 и 80 Гц. В каждом пункте регистрации устанавливалось по три сейсмоприемника.

Сигналы с геофонов и сейсмоприемников поступали на вход 14-разрядного АЦП типа E-440 фирмы L-Card. Частота оцифровки сигнала составляла 1000 Гц, цена младшего разряда АЦП варьировалась в зависимости от входного напряжения АЦП. При уровне регистрируемых колебаний около 1 мм/с превышение сигнала над шумом сейсмоприемника 130 дБ, превышение сигнала над ценой разряда АЦП 106 дБ. После АЦП сигналы записывались на винчестер ноутбука. В данной работе каналы регистрации работали в режиме непрерывной записи и запускались оператором за час до взрыва. При каждом взрыве регистрация сейсмозрывных волн велась одновременно в трех сеймопунктах на различных расстояниях от центра взрыва.

Волновые формы сейсмозрывных волн. На рис. 2 показаны велосигramмы вертикальных и горизонтальных колебаний, зарегистрированные на гипоцентральной дистанции 30 м геофонами GS-20DX при взрыве 13.11.2009 г. (проходка выделения энергии), большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский бульвар». Аналогичные сейсмограммы были зарегистрированы при этом взрыве на гипоцентральных расстояниях 38 и 92 м.

Из сейсмограмм видно, что продолжительность колебаний составляет около 3с. Сейсмограмма состоит из ряда цугов

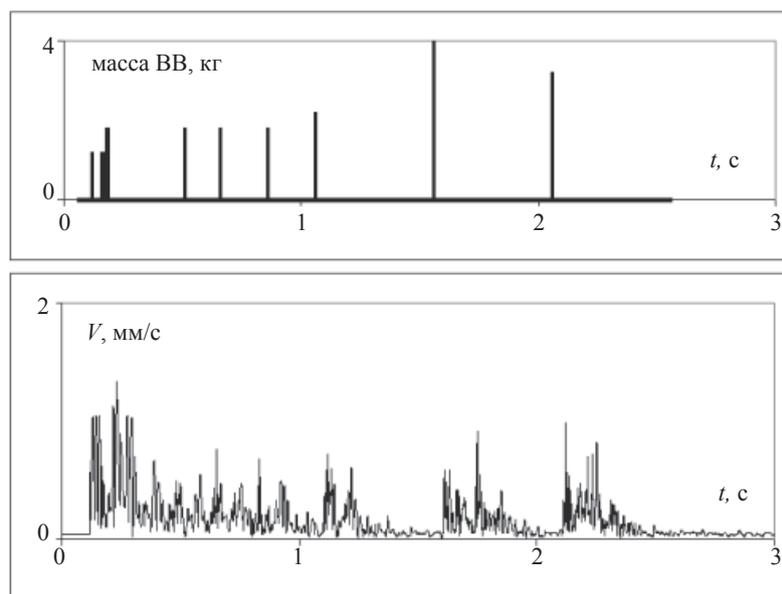


Рис. 3. Гистограмма выделения энергии и модуль вектора скорости сейсмических колебаний

колебаний, каждый из которых соответствует взрыву одной ступени замедления. Цуги волн от взрыва ступеней замедления № 2 и 3, интервал времени между которыми составлял 25 мс, слились в один цуг. Амплитуда вертикальных колебаний больше, чем амплитуда горизонтальных колебаний, что характерно для заглубленных взрывов и небольших эпицентральных расстояний. По зарегистрированным сейсмограммам был вычислен вектор скорости колебаний, который показан на рис. 3. Максимальная величина вектора скорости колебаний была получена от взрыва ступеней № 2 и 3 и составила 1,4 мм/с.

С помощью быстрого преобразования Фурье был рассчитан амплитудный спектр этих велосиграм, который приведен на рис. 4. Из рисунка видно, что в спектре доминируют частоты от 20 до 40 Гц.

Полученный спектр велосиграм был преобразован в спектр смещений и ускорений. После этого обратным преобразованием Фурье были получены сейсмограммы смещений и ускорений. Из них видно, что максимальное значение смещений 8 мкм, ускорений 0,03 g.

Рассмотрим примеры сейсмограмм, полученных 23.05.2008 г. при взрывной проходке станционного тоннеля диаметром 8,5 м на

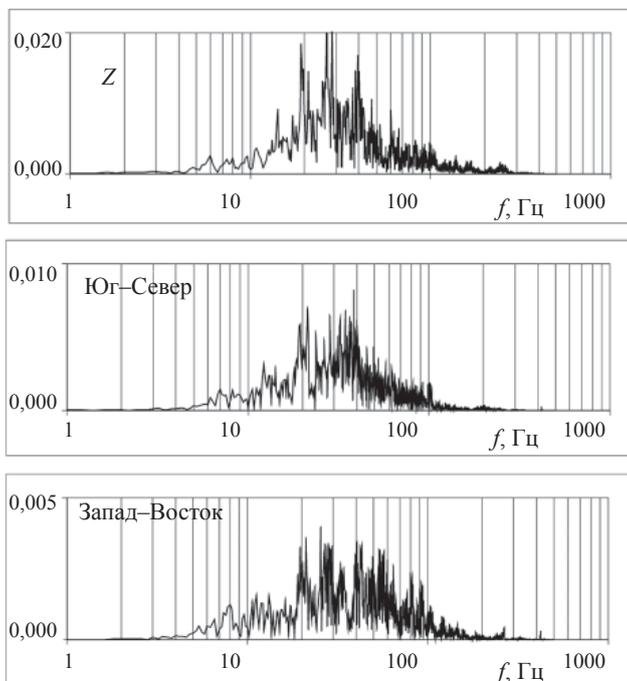


Рис. 4. Амплитудные спектры Фурье велосиграм

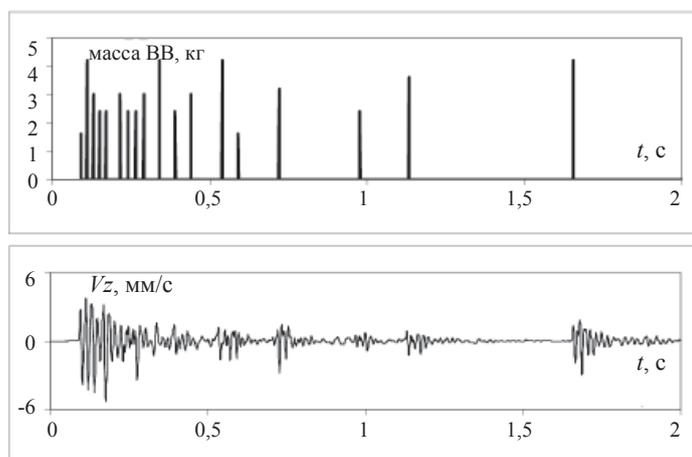


Рис. 5. Гистограмма выделения энергии и велосигрма вертикальных колебаний при взрыве 23.05.2008 г.

станции «Марьяна роща». Забой находился на глубине 64 м от дневной поверхности. На рис. 5 показана вертикальная велосиграмма, зарегистрированная сейсмоприемником СМ-3КВЭ на расстоянии 73 м. Выше велосиграммы приведена гистограмма выделения энергии этого взрыва. Заходка была проведена в один прием (шпуры пройдены во всем сечении выработки). Суммарная мощность этого взрыва 60,8 кг ВВ, число шпуров 117, их длина 1,8 м, число ступеней замедления 20, время выделения энергии взрыва 1,7 с, максимальная масса в одной ступени замедления 4,2 кг ВВ. Максимальное значение вектора скорости составило 5 мм/с. В спектре велосиграммы доминируют частоты от 5 до 50 Гц.

На рис. 6 показаны гистограмма выделения энергии взрыва и велосиграмма вертикальных колебаний, зарегистрированных 24.04.2008 г. сейсмоприемником СМ-3КВЭ на расстоянии 650 м при взрывной проходке стационарного тоннеля станции «Марьяна роща». Забой находился на глубине 64 м от дневной поверхности. Заходка проводилась в два приема. Регистрация сейсмограмм проводилась при проходке нижнего приема. Суммарная мощность этого взрыва 32,6 кг ВВ, число шпуров 62, их длина 1,8 м, число ступеней замедления 12, время выделения энергии взрыва 1,5 с, мак-

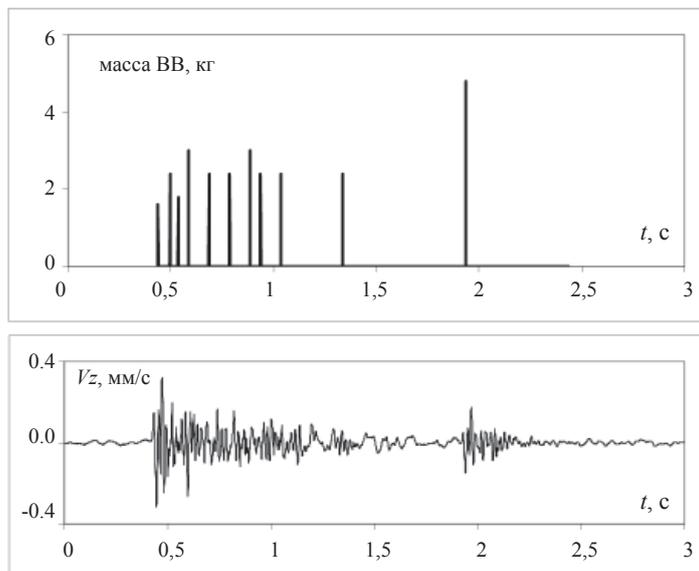


Рис. 6. Гистограмма выделения энергии и велосиграмма вертикальных колебаний при взрыве 24.04.2008 г.

симальная масса в одной ступени замедления 4,8 кг ВВ. Максимальное значение вектора скорости колебаний составило 0,32 мм/с. В спектре доминируют частоты от 3 до 20 Гц.

Из сейсмограмм на рис. 4 и 5 видно, что с увеличением расстояний от центра взрыва цуги колебаний от каждой ступени замедления за счет дисперсии, затухания высоких частот и расхождения продольной и поперечных волн «сливаются» в общий цуг колебаний. Но и на расстоянии 650 м сохраняются признаки технологии проведения взрыва, в частности продолжительность колебаний. На акселерограммах, получаемых из велосиграмм, еще возможно выделение отдельных цугов от каждой ступени замедления. Аналогичные велосиграммы были зарегистрированы на других расстояниях, в том числе и в эпицентре взрыва.

Отметим некоторые особенности велосиграмм. Как показывают рис. 2–6, амплитуда цугов колебаний от различных ступеней замедления не всегда коррелирует с массой ВВ в ступени. По-видимому, это связано с тем, что в некоторых случаях интервал времени между двумя последовательными ступенями замедления слишком мал и происходит суперпозиция цугов колебаний, излучаемых этими ступенями. Только при интервалах 100 и более миллисекунд суперпозиция не наблюдается. Следует также учитывать, что различные ступени «работают» в разных условиях. Первая ступень – это врубовый заряд, который работает в «зажатой» горной породе: условия практически камуфлетного взрыва. В последующих ступенях замедления заряды имеют сбоку разрушенную горную породу, что увеличивает потери энергии продуктов детонации и, следовательно, снижает сейсмический эффект от этих ступеней.

Следует отметить, что при этих взрывах классическая схема КЗВ не реализовывалась. Выбранные замедления были настолько велики, что они позволяли разделить по времени цуги колебаний от каждой ступени: например, волна от 6-й ступени приходила, когда колебания от 5-й ступени уже заканчивались. Полученные спектры колебаний подсказывают, что для реализации КЗВ замедление должно составлять около 10 мс.

Сейсмический эффект взрывных работ метростроя. Исследования промышленных взрывов на карьерах (скважинное взрывание) показали, что сейсмический эффект массовых взрывов (максимальная скорость сейсмических колебаний) зависит от центрального расстояния и от массы заряда на одну ступень замедления [3]. В 2000–2004 г. при исследованиях массовых взрывов в карьере Лебединского ГОКа специалистами ИДГ РАН была получе-

на усредненная зависимость максимальной скорости колебаний от приведенного эпицентрального расстояния, которая описывается формулой [4]:

$$V = K \left(\frac{q^{1/3}}{R} \right)^{1,5}, \quad (1)$$

где V – максимальная скорость колебаний в мм/с; q – масса заряда на одну ступень замедления, кг; R – эпицентрального расстояние, м. Коэффициент K в этой формуле получил название коэффициента сейсмичности, и он характеризует сейсмический эффект взрыва. Его величина зависит от физико-механических свойств горной породы (прочности, трещиноватости, влажности и т. д.) и условий взрывания (зажатая среда, число обнаженных поверхностей, качество забойки скважин и т. д.) В частности, в приведенной выше зависимости (1) $K = 2050$ [4]. На Лебединском карьере горный массив представлен железистыми кварцитами с крепостью по М.М. Протодьяконову около 16–20, чем и объясняется его высокое значение. Эта зависимость изображена на рис. 7 прямой линией.

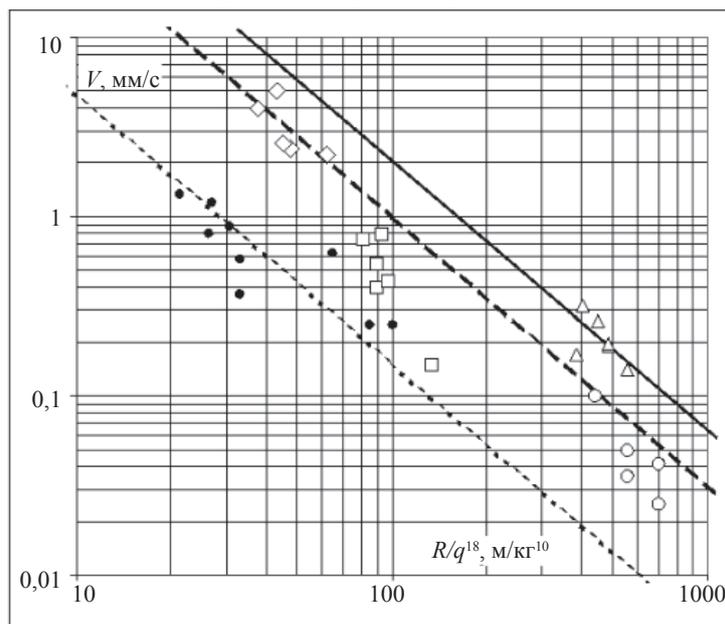


Рис. 7. Зависимость максимальных скоростей сейсмических колебаний от приведенного эпицентрального расстояния

Зависимость (1) была получена для широкого диапазона скоростей колебаний от 20 до 0,01 мм/с. Из нее следует, что амплитуда сейсмической волны затухает с расстоянием по степени 1,5 и пропорциональна корню квадратному из массы заряда в степени замедления.

Такого рода зависимости (1) используются для расчета сейсмического действия проектируемых взрывов. Как и любую эмпирическую зависимость, ее нельзя распространять на различные горные породы. Опыт показывает, что степень затухания 1,5 практически не зависит от типа горных пород, поэтому при обобщении полученных результатов будем полагать, что она сохранится и для взрывов метростроя, и по результатам регистрации сейсмозрывных волн следует определить только коэффициент сейсмичности K . При этом для взрывов в метро вместо эпицентрального расстояния следует оперировать гипоцентральной, в то время как для карьерных взрывов эпицентральной и гипоцентральной расстояния тождественны.

Из зарегистрированных велосигналов рассчитывались сейсмограммы величины вектора скорости, аналогичные тем, что показаны на рис. 3. На них были выделены наибольшие амплитуды скорости, и по гистограммам были определены соответствующие им массы ВВ в ступенях замедления. Далее на рис. 7 значения величины наибольшего вектора скорости откладывались от приведенного гипоцентрального расстояния. Данные, полученные при трех взрывах по проходке большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский бульвар», представлены зачерненными кружками, незачерненные значки соответствуют данным при четырех взрывах по проходке тоннелей станции «Марьяна роща». Причем скорости колебаний, полученные из одной сейсмограммы вектора скорости, представлены на рисунке одинаковыми значками. Количество точек на рис. 7 в 3–5 раз меньше, чем число ступеней замедления, потому что выбирались ступени с наибольшими значениями скоростей. Данные по проходке тоннелей станции «Марьяна роща» (незачерненные значки) были описаны усредненной зависимостью с коэффициентом сейсмичности $K = 1000$, которая на рис. 7 показана прерывистой линией. Данные по проходке большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский бульвар» (зачерненные значки) описаны усредненной зависимостью с коэффициентом сейсмичности $K = 150$, которая на рис. 7 показана точечной линией. Коэффициент сейсмичности при проходке большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский бульвар» существенно меньше, чем при проходке тоннелей. По-видимому, это связано с тем, что проходка наклонного хода велась на меньшей

глубине, где крепость пород существенно меньше, где велика слоистость пород и где много неоднородностей, влияющих на затухание волны. С другой стороны, коэффициент сейсмичности K для тоннелей в два раза меньше, чем для скважинных взрывов в Лебединском карьере. Нет никаких оснований противопоставлять сейсмический эффект шпуровых и скважинных взрывов, поэтому следует полагать, что основная причина более низкого сейсмического эффекта БВР в тоннелях метростроя в низкой крепости известняка по сравнению с кварцитами.

Интенсивность сейсмического действия буровзрывных работ. Интенсивность сейсмического действия определялась следующим способом. Данные на рис. 7 были обработаны по методу Пирсона [5], который определяет расчетную зависимость вида (1), для которой в 95 % случаев экспериментальные скорости колебаний не превысят расчетную. Эта зависимость имеет коэффициент сейсмичности $K = 2000$ и практически совпадает с прямой линией, построенной на рис. 7. Эта зависимость была использована для построения изосейст БВР на станции «Марьяна роща».

Как известно, изосейсты – это эпицентральные расстояния, на которых скорость колебаний достигает величины, определяемой соответствующим баллом интенсивности колебаний согласно инструментальной части шкалы С.В. Медведева для горных взрывов [6]. Для интенсивности 1 балл – это 2 мм/с, 2 балла – 4 мм/с, 3 балла – 8 мм/с и т. д. Полученная по методу Пирсона зависимость максимальных скоростей колебаний от приведенного расстояния была использована для расчета радиуса изосейст, соответствующих приведенным выше скоростям колебаний для 1, 2 и т. д. баллов. При этом расчет радиусов изосейст проводился для взрыва с максимальной массой ВВ на одну ступень замедления – 4,2 кг. Ниже на рис. 8 показаны изосейсты, нанесенные на план района города при взрывной проходке тоннелей станции «Марьяна роща». Центр окружностей изосейст совпадает с эпицентром взрыва или с забоем горной выработки. Заштрихованные прямоугольники на рис. 8 – жилые здания в этом районе города.

Из рис. 8 видно, что максимальная интенсивность сейсмического воздействия 3 балла достигается в эпицентре взрыва, в круге радиуса 80 м. В круге радиуса 150 м интенсивность колебаний 2 балла, в круге радиуса 250 м 1 балл и вне круга радиуса 250 м меньше 1 балла. Причем при проходке тоннелей глубокого заложения (глубина 64 м) интенсивность колебаний вообще не превышает 3 баллов.

Хотя, как показали наши исследования, интенсивность сейсмического воздействия буровзрывных работ метростроя не превы-

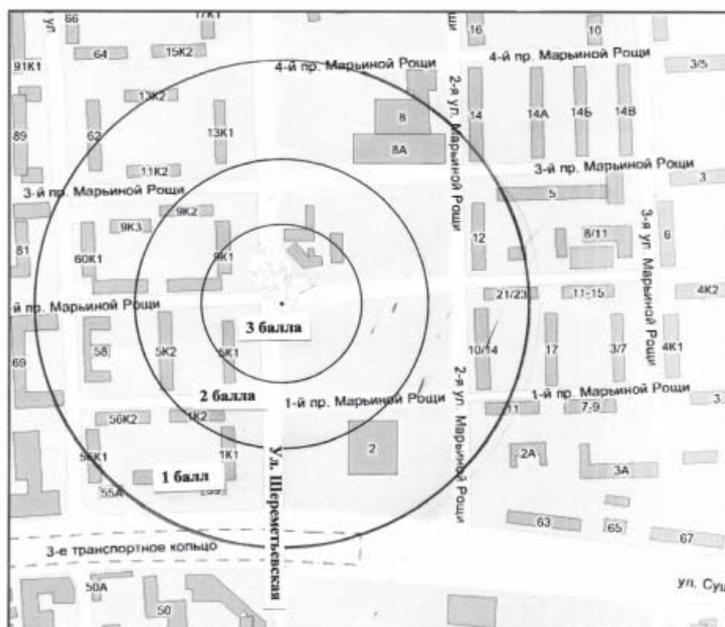


Рис. 8. Жилые кварталы города и изосейсты взрыва

шает 3 баллов, следует подчеркнуть, что объекты города подвергаются такому сейсмическому воздействию многократно. Например, 3-балльному воздействию здания могут подвергаться до 160 раз в течение полугода. Эта оценка получается из того, что при каждом взрыве в один прием забой продвигается только на 1 м (величина заходки или продвижения забоя горной выработки), следовательно, изосейста при каждом взрыве передвигается тоже на 1 м. Поэтому здание, попав в круг этой изосейсты, выйдет из него через 160 взрывов. Повторяемость таких сейсмических воздействий может привести к накоплению микрповреждений и макроскопическим последствиям, которые при обычном однократном 3-балльном воздействии не наблюдаются.

Акустический эффект БВР. Воздушные волны регистрировались только при проходке большого наклонного хода выхода на поверхность станции «Сретенский бульвар». Пункт регистрации находился перед вестибюлем Параолимпийского центра на расстоянии 93 м от забоя (зарядов) и на расстоянии 30 м от выхода наклон-

ного тоннеля на дневную поверхность. Регистрация воздушной волны велась с помощью акустического канала, который оснащен измерительным микрофоном конденсаторного типа серии 4170 фирмы Briel&Kjaer. Полоса частот регистрации микрофона от 0,03 до 20 кГц, коэффициент преобразования 1,4 мВ/Па, максимальное регистрируемое давление около 2 кПа. Сигнал с микрофона поступает на поляризационный усилитель аналогового сигнала. В результате усиления коэффициент преобразования акустического канала составлял 10 Па/В. После усилителя акустический сигнал поступал на 14-разрядный АЦП типа Е-440 и записывался на винчестер ноутбука. Частота оцифровки сигнала составляла 1000 Гц.

Для примера, на рис. 9 показана регистрограмма воздушной волны (внизу) и гистограмма выделения энергии взрыва (вверху) для взрыва 13 ноября 2009 г. Источник воздушных волн – это вылет забойки из шпура и последующий выход в атмосферу продуктов детонации, которые, расширяясь, формируют воздушную волну. На регистрограмме можно выделить воздушные волны практически от каждой ступени замедления. Максимальная амплитуда воздушной волны 33 Па. Следует отметить, что воздушные волны от первых ступеней замедления имеют большую амплитуду, чем от взрыва последних. По-видимому, это связано с тем, что при взрыве

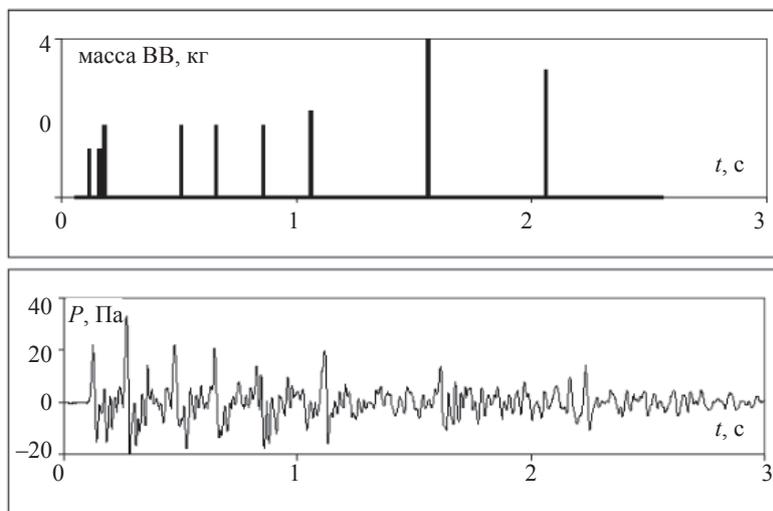


Рис. 9. Гистограмма выделения энергии и регистрограмма воздушных волн

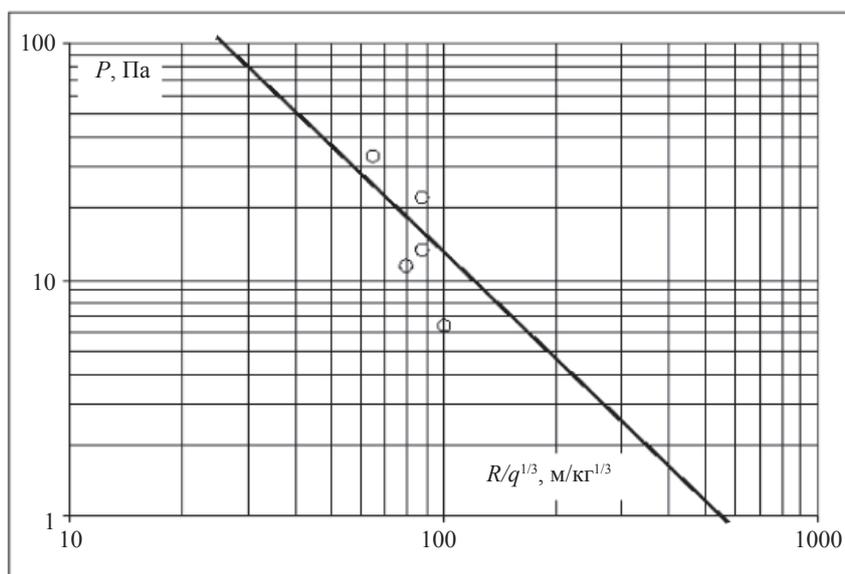


Рис. 10. Зависимость амплитуды воздушных волн от приведенного расстояния

последних ступеней значительная часть продуктов детонации проникает в поровое пространство раздробленной среды и уменьшается доля продуктов детонации, выходящих в атмосферу из шпуров сразу после детонации ВВ.

Спектр воздушной волны ограничен полосой частот от 3 до 50 Гц. Слуховой аппарат «среднего» человека воспринимает частоты более 40 Гц, поэтому на «звуковой» эффект БВР горожане практически не обратили внимание. Воздушные волны с таким спектральным составом и амплитудой не могут вызвать у населения чувство дискомфорта.

Так как зарегистрированные амплитуды воздушных волн составляют десятки Па, то такие воздушные волны считаются акустическими, а не ударными. По регистрограммам воздушных волн были определены амплитуды первых пришедших воздушных волн (от «вруба») и еще амплитуды наиболее сильных волн от других ступеней замедления. Эти амплитуды на рис. 10 были отложены от приведенного гипоцентрального расстояния (кружки). В качестве q принималась масса ВВ в соответствующей ступени замедления.

В работе [3] было установлено, что амплитуда воздушных волн (диапазон от 10 Па до 10 кПа) от тротильных наружных зарядов на скальном основании определяется соотношением

$$P = 5,3 \cdot 10^5 \left(\frac{q^{1/3}}{R} \right)^{1,5}, \quad (2)$$

где P – амплитуда волны, Па; q – масса заряда в кг TNT; R – расстояние от заряда, м. Эта зависимость показывает, что акустические волны затухают с расстоянием по степени 1,5. Поэтому по экспериментальным точкам на рис. 10 была проведена осредняющая зависимость с этой же степенью (сплошная прямая), которая описывается формулой

$$P = 1,3 \cdot 10^4 \left(\frac{q^{1/3}}{R} \right)^{1,5}. \quad (3)$$

Эта зависимость может быть рекомендована для расчета амплитуды воздушных волн при проектировании БВР в метро.

Сопоставляя зависимости (2) и (3), можно определить относительный тротильный эквивалент наружного заряда для взрывов в метро. Его величина 0,025. Это означает, что при шпуровых взрывах в метро только 2,5 % энергии заряда участвует в формировании воздушной волны. Столь низкий акустический эффект БВР, очевидно, связан с эффективностью забойки шпуров и с гашением воздушных волн защитным экраном, установленным в сечении выработки вблизи ее устья.

Выводы

1. Получена зависимость максимальной скорости колебаний от приведенного расстояния для буровзрывных работ по проходке станционных и перегонных тоннелей метрополитена.

2. Максимальная интенсивность сейсмического действия взрывных работ метростроя на застройку города не превышает 3 баллов.

3. Воздушные волны, благодаря забойке и защитному экрану, имеют амплитуду несколько десятков Па и не представляют опасности для остекления застройки города и населения.

4. По воздушной волне БВР в Мосметрострое имеют эквивалент около 0,025 по отношению к наземному (наружному) заряду.

Литература

1. Сейсмическое и акустическое действия буровзрывных работ при строительстве метро / А.В. Адушкин, А.И. Гончаров, В.И. Куликов, А.Ю. Дмитриев // Горный информ.-аналит. бюл. – 2011. – № 12. – С. 256–266.
2. Новик Г.Я. Основы физики горных пород / Г.Я. Новик. – М.: Недра, 1973. – 286 с.
3. Цетлин Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цетлин, Н.И. Смолий. – М.: Недра, 1981. – 192 с.
4. Сейсмическое действие массовых взрывов на подземных и открытых работах / А.И. Гончаров и др. // Динамические процессы во взаимодействующих геосферах: сб. науч. трудов / Институт динамики геомфер РАН. – М.: Изд-во ГЕОС, 2006. – С. 22–33.
5. Сафонов Л.В. Вероятностный метод оценки сейсмического эффекта промышленных взрывов / Л.В. Сафонов, О.П. Шкреба. – М.: Наука, 1970. – 43 с.
6. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов / С.В. Медведев. – М.: Недра, 1964. – 188 с.

УДК 622.235.535.2: 622.271.333

ВЛИЯНИЕ СЕЙСМИЧЕСКИХ ВЗРЫВНЫХ ВОЛН НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД В ОПОЛЗНЕВОЙ ЗОНЕ ГЛАВНОГО КАРЬЕРА ОАО «ЕВРАЗ КГОК»

П.В. Меньшиков, В.Г. Шеменёв, В.А. Синицын

Наиболее характерные деформации массива в пределах Качканарского месторождения наблюдаются в северо-западном борту Главного карьера. Следует заметить, что все деформации имеют общую природу – тектоническое поле напряжений в прибортовом массиве. Оползневая зона северо-западного борта Главного карьера, возникшая несколько лет назад, развивается по мере углубления карьера, и в современных размерах, определенных по внешним признакам, она составляет около 400 м по простиранию и около 400 м по оси зоны. Эта ось располагается по азимуту 150° и не совпадает с направлением образующей выработанного пространства карьера. Оползневая призма представлена дезинтегрированными породами, которые напоминают хорошо уложенную крупноглыбовую отвальную массу, угол наклона поверхности оползневой призмы составляет $25\text{--}30^\circ$ [1].

Повторное развитие деструктивных деформаций на склоне горы Острая, где расположен северо-западный борт Главного карьера, было обнаружено в начале 80-х годов прошлого века, когда в при-

бортовом массиве начали развиваться отрывные трещины, при этом их ориентировка не везде совпадала с контуром карьера. В 1986 году на северо-западном участке этого карьера наблюдалась крупная оползневая деформация с объемом транспортированных в карьер пород более 160 тыс. м³.

Актуальность задачи изучения динамики оползневых процессов обусловлена, в первую очередь, их опасностью в зонах строительства и эксплуатации инженерных сооружений. При этом следует отметить, что в технической литературе практически отсутствуют исследования динамики оползневых склонов в условиях техногенных воздействий в виде разработки карьеров взрывами и вывозом из них грунтов.

Необходимость геодезического контроля за оползневыми процессами очевидна, поскольку его результаты наиболее точно отражают в интегральной количественной форме динамику развития этих сложных по своей природе и опасных явлений. На основании изучения длительного опыта геодезических наблюдений за оползнями можно констатировать отсутствие научно-обоснованной методики оптимального выбора пространственно-временной достаточности и измерительной точности геодезического контроля за оползнями, не разработаны нормативно-технические требования для применения в этих целях эффективных по маневренности, оперативности и точности современных электронных тахеометров и спутниковых методов.

Таблица 1

Максимальная масса заряда ВВ в группе и расстояния от взрываемых блоков до репера на оползневом участке на гор. + 295

Дата и время взрыва	Горизонт	№ блока	Максимальная масса ВВ, кг		Расстояние от взрываемых блоков до репера, м
			общая	в группе	
09.07.2012 г. 15:31	гор. +145 м	3560	360 100	891,3	294
	гор. +40 м	35 471	88 400	891,3	808
27.08.2012 г. 15:30	гор. +130 м	3570	158 500	891,3	610
		3577	132 500	891,3	332
	гор. +40 м	35 473	167 100	923,9	734
01.03.2012 г. 15:32	гор. +145 м	35 691	335 640	907	626
		3581+3591	203 590	891,3	300



Рис. 1. Трещина на оползневом участке между Главным и Северным карьерами



Рис. 2. Расположение сейсморегистраторов возле репера на оползневом участке на гор. +295 м на Северном борту Главного карьера (09.07.12.)

Сейсмические замеры массовых взрывов являются наиболее эффективным мероприятием по контролю за оползневым явлением на Главном карьере Качканарского ГОКа. Такие взрывы и сейсмомеasures были проведены в июле, августе и сентябре 2012 г. при положительной температуре окружающего воздуха и массива горных пород в карьере и возле репера на оползневом участке на гор. +295 м на Северном борту Главного карьера. В табл. 1 приведены данные по максимальным массам зарядов ВВ в группе и расстояния от взрываемых блоков до репера на оползневом участке.

Фотографии мест расположения сейсморегистраторов приведены на рис. 1, 2.

Схемы расположения сейсморегистраторов представлены на рис. 3–5. Ситуационный план расположения взрываемых блоков и места установки сейсморегистраторов на оползневом участке с расстояниями представлены на рис. 6. Результаты замеров основных параметров сейсмических колебаний и ударно-воздушной волны (УВВ) приведены в табл. 2.

Максимальная результирующая скорость сейсмических колебаний возле репера на оползневом участке на гор. +295 м на Северном борту Главного карьера составила 1,37 см/с. Максимальное результирующее смещение сейсмических колебаний возле репера составило 0,236 см.

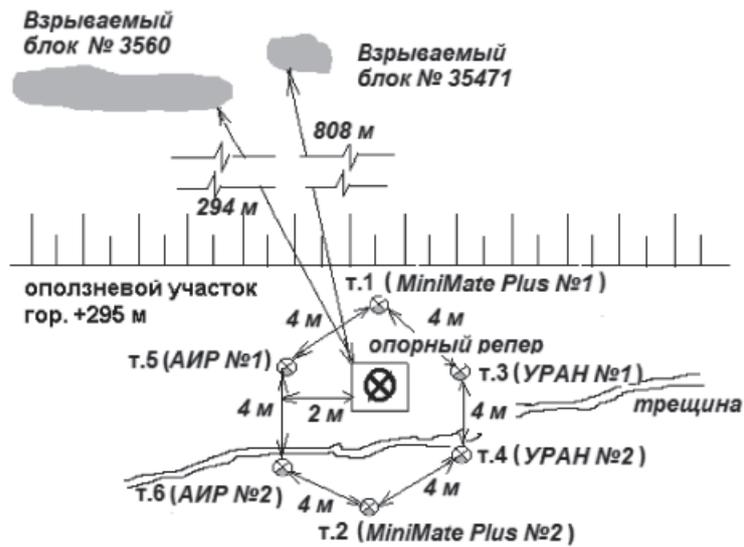


Рис. 3. Схема расположения сейсмо-регистраторов возле репера (гор. +295 м) на оползневом участке на Северном борту Главного карьера (09.07.12.)

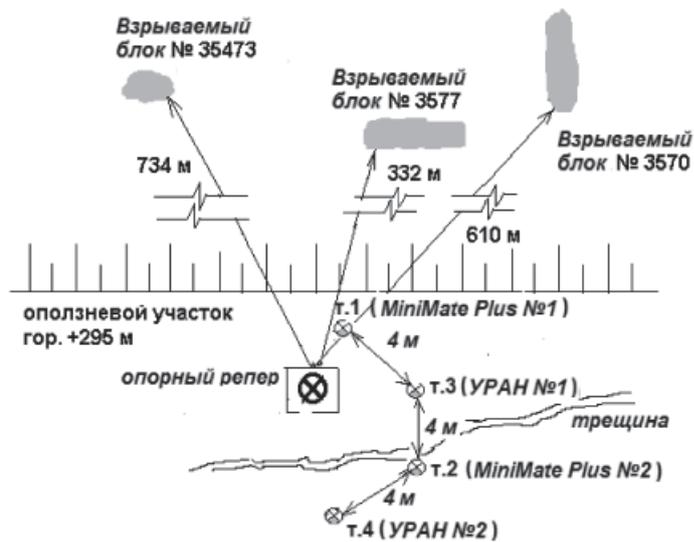


Рис. 4. Схема расположения сейсмо-регистраторов возле репера (гор. +295 м) на оползневом участке на Северном борту Главного карьера (27.08.11)

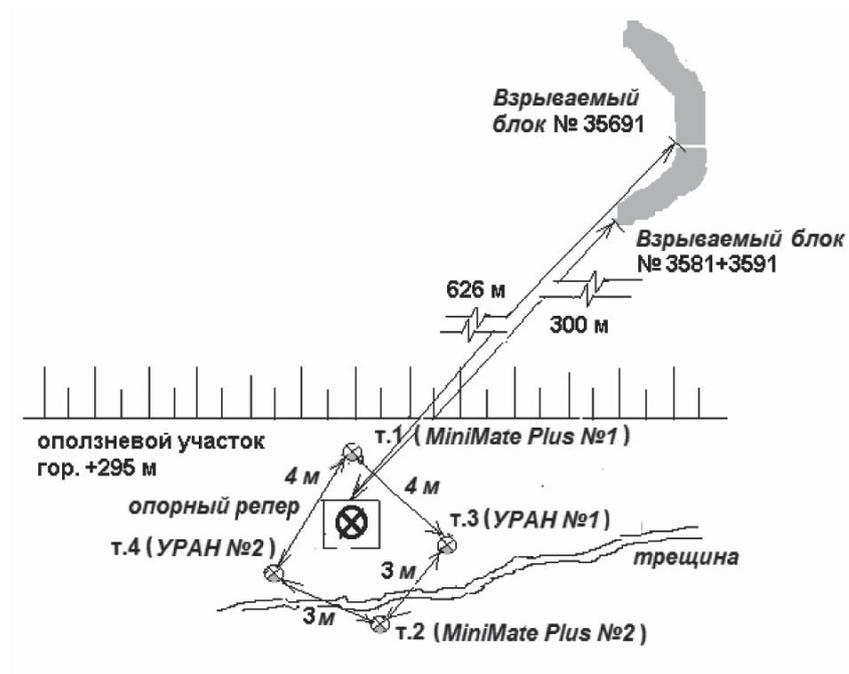


Рис. 5. Схема расположения сейсмо-регистраторов возле репера (гор. +295 м) на оползневом участке на Северном борту Главного карьера (01.09.12.)

Из табл. 2 видно, что максимальное смещение колебаний грунта от промышленных массовых взрывов возле репера на оползневом участке изменяется в диапазоне от 0,048 до 0,236 см. При небольшой периодичности между массовыми взрывами блоков сейсмические колебания от каждого массового взрыва накладываются, и максимальные результирующие смещения могут иметь большие значения. В среднем максимальное результирующее смещение колебаний грунта от одного или нескольких массовых взрывов блоков составляет около 0,13–0,14 см. Если учесть то, что на Главном карьере производятся массовые взрывы в среднем один раз в неделю, или 48 взрывов в год, то суммарное максимальное результирующее смещение за год достигнет более 6–7 см.

Специальные наблюдения за перемещением отдельных точек поверхности берм в период ведения взрывных работ по отбойке породной ленты шириной 20–25 м, проведенные в конце 80-х годов

Таблица 2

Результаты замеров основных параметров сейсмических колебаний и УВВ возле репера (гор. +295 м) на оползневом участке на Северном борту Главного карьера

Дата и время проведения замеров, место взрыва	Сейсморегистратор	Фактическая максимальная скорость колебаний, см/с					Фактическое максимальное смещение колебаний, см				Фактическое максимальное давление на фронте УВВ, Р, Па
		V_x	V_y	V_z	V_R	S_x	S_y	S_z	SR		
09.07.2012 15 час. 31 мин. гор. +40 м, блок № 35471	т. 1 – MiniMatePlus (1)	0,44	0,32	0,17	0,57	0,016	0,013	0,043	0,048	500	
	т. 2 – MiniMatePlus (2)	0,42	0,32	0,13	0,54	0,042	0,011	0,030	0,053	> 500 (превышение предела измерения)	
	т. 3 – УРАН (1)	0,39	0,23	0,42	0,62	–	–	–	–	–	
	т. 4 – УРАН (2)	0,20	0,18	0,21	0,34	–	–	–	–	–	
	т. 5 – АИР(1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	
	т. 6 – АИР(2)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	
09.07.2012 15 час. 31 мин. гор. +145, блок № 3560	т. 1 – MiniMatePlus (1)	00,53	0,38	0,18	0,68	0,074	0,064	0,190	0,214	–	
	т. 2 – MiniMatePlus (2)	0,28	0,33	0,13	0,45	0,190	0,050	0,130	0,236	–	
	т. 3 – УРАН (1)	0,54	0,30	0,38	0,73	–	–	–	–	–	
	т. 4 – УРАН (2)	0,64	0,70	0,37	1,02	–	–	–	–	–	
	т. 5 – АИР(1)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	
	т. 6 – АИР(2)	–	–	–	–	–	–	–	–	–	

Дата и время проведения замеров, место взрыва	Сейсморегистратор	Фактическая максимальная скорость колебаний, см/с				Фактическое максимальное смещение колебаний, см				Фактическое максимальное давление на фронте УВВ, Р, Па
		V_x	V_y	V_z	V_R	S_x	S_y	S_z	S_R	
27.08.2012 15 час. 30 мин. гор. + 40 м, блок № 35473; гор. +130 м, блок № 3577, блок № 3570	т. 1 – MiniMatePlus (1)	0,84	0,64	0,38	1,12	0,048	0,016	0,102	0,114	374
	т. 2 – MiniMatePlus (2)	0,97	0,71	0,31	1,24	0,130	0,012	0,079	0,153	345
	т. 3 – УРАН (1)	0,39	0,44	0,22	0,63	–	–	–	–	–
	т. 4 – УРАН (2)	0,23	0,21	0,31	0,44	–	–	–	–	–
01.09.2012 15 час. 32 мин. гор. +145 м, блок № 35691, блок № 3581+3591	т. 1 – MiniMatePlus (1)	0,64	0,99	0,42	1,25	0,049	0,014	0,092	0,105	296
	т. 2 – MiniMatePlus (2)	1,21	0,53	0,38	1,37	0,120	0,006	0,072	0,140	216
	т. 3 – УРАН (1)	0,54	0,42	0,22	0,72	–	–	–	–	–
	т. 4 – УРАН (2)	0,21	0,38	0,27	0,51	–	–	–	–	–

$V_x, V_y, V_z, S_x, S_y, S_z$ – максимальные скорости и смещения по продольной, поперечной и вертикальной составляющим.

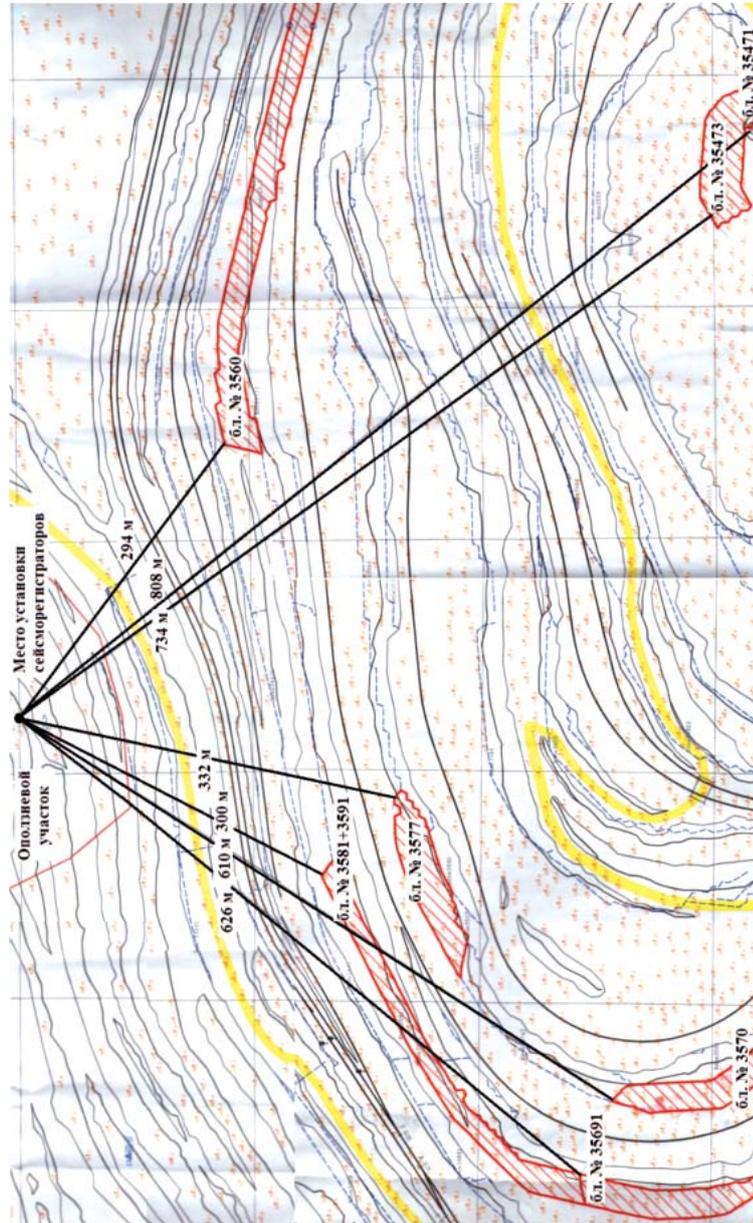


Рис. 6. Ситуационный план расположения взрываемых блоков и места установки сейсморегистраторов на оползневом участке

прошлого века силами сотрудников ИГД МЧМ СССР и работников Качканарского ГОКа, выявили следующие особенности деформирования геологической среды вблизи бровки уступа [1]:

- максимальные деформации пород имели место не вблизи взрывного блока, а на удалении на 5–10 м, что связано с особенностями перераспределения тектонического поля напряжений;

- происходил резкий «бросок» тектонического тензора напряжений с разрушенного участка на соседний;

- «бросок» тензора напряжений приводил к сильной трансформации поля напряжений в новой краевой части массива;

- наиболее значительная особенность – трансформация полей напряжений вызывала сдвиговые деформации по ряду тектонических нарушений и трещин;

- сдвиговые перемещения имели место не во всех дизъюнктивах краевой части массива;

- по амплитуде перемещения, вероятно, происходили по дизъюнктивам пологого, наклонного и крутого падения на обнажения, а также пологого и наклонного падения в массив;

- ширина зоны в верхней части бермы, где характерны такие сдвиги, достигала 20–45 м в зависимости от степени дислоцированности;

- в зоне сдвиговых деформаций по соответствующим плоскостям дизъюнктивов преимущественно происходили взбросовые подвижки по пологопадающим плоскостям с падением в массив;

- обозначенные типы подвижек по дизъюнктивам привели к уменьшению интервалов, причем относительное уменьшение достигало 140–160 мм/м.

Влияние сеймики на возможность формирования подвижек в соответствующих областях массива оценено с использованием методических подходов, разработанных А.Н. Ханукаевым [2]. Оценивался уровень результирующей компоненты поля напряжений в соответствующей точке прибортового массива на основе расчетной сейсмической компоненты и уровня соответствующей тектонической компоненты поля напряжений. Затем определялся эффект воздействия этой результирующей компоненты на дислоцированный массив. Проанализировав результаты двухлетних наблюдений за перемещением отдельных точек на поверхности борта с помощью комплекса спутниковой геодезии GPS, отмечаем, что перемещение отдельных наблюдательных реперов в карьерном пространстве происходит несинхронно. В этом перемещении преобладающее значение имеет горизон-

тальная составляющая вектора, которая после нескольких дискретных подвижек реперов имеет тенденцию к юго-восточному азимуту, что довольно хорошо согласуется с наклоном борта на этом участке. Однако отклонения от этого направления бывают столь значительными, что можно судить о различных азимутах действующей максимальной компоненты тектонического поля напряжений при преобладающем по времени действию этой компоненты в юго-восточных румбах. Общие вертикальные перемещения реперов на разных горизонтах борта не совпадают с углом наклона участка борта. Причиной этого явления можно считать изменение наклона к горизонту максимальной компоненты поля напряжений или ее дискретные вариации вокруг фиксированного направления [1].

Для безопасного и эффективного ведения взрывных работ в районе оползневого участка Северо-Западного борта карьера необходимо уменьшать зону нерегулируемого дробления и интенсифицировать дробящее действие зарядов ЭВВ в зоне управляемого дробления на технологических блоках. Из всего разнообразия способов регулирования дробления горных пород энергией взрыва на карьерах комбината наиболее обоснованными являются:

1. Корректировка параметров БВР и буровой сетки скважин на основе дальнейшего изучения механизма разрушения горных пород взрывом.

2. Нахождение оптимальных интервалов времени замедления и последовательности взрывания, позволяющих обеспечить независимую работу каждого заряда ВВ и уменьшить как зону нарушения законтурного массива, так и величину отрыва породы от него.

3. Внедрение схем многорядного короткозамедленного взрывания (МКЗВ), в том числе при оконтуривании взрывного блока скважинными зарядами среднего диаметра, позволяющих существенно снизить выход негабарита и действие взрывных нагрузок на законтурный массив.

Литература

1. Яковлев А.В. Устойчивость бортов рудных карьеров при действии тектонических напряжений в массиве / А.В. Яковлев, Н.И. Ермаков. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2006. – 231 с.
2. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом / А.Н. Ханукаев. – М.: Недра, 1974. – 224 с.

УДК 622.235.535.2: 622.838:69.059.22

**ВОЗДЕЙСТВИЕ СЕЙСМИЧЕСКИХ
И УДАРНО-ВОЗДУШНЫХ ВОЛН НА ЗДАНИЯ
ПРОМЫШЛЕННОЙ ЗОНЫ ОАО «ЕВРАЗ КГОК»
И ПОСЕЛКА ВАЛЕРИАНОВСК**

П.В. Меньшиков, В.Г. Шеменёв, В.А. Синицын

При современных условиях производства массовых взрывов становится характерным расширение диапазона скоростей колебаний грунта. При увеличивающихся динамических нагрузках от промышленных взрывов, в условиях интенсивной застройки промплощадок на ОАО «ЕВРАЗ КГОК» и строительства жилых зданий в поселке Валериановск требуется более детальный анализ факторов, определяющих устойчивость зданий и сооружений. Поэтому в результате проведенных экспериментальных работ определялось воздействие сейсмических и ударно-воздушных волн на здания средней общеобразовательной школы поселка Валериановск и завода «Порэммит».

Измерения и регистрация параметров сейсмических колебаний выполнялись методом многоканальной регистрации механических колебаний с записью на цифровые сейсморегистраторы MiniMatePlus (фирма «Instantel», Канада), устройства регистрации и анализа УРАН и автономные измерители-регистраторы АИР (НПО «Автоматика», г. Екатеринбург).

Сейсмические замеры массовых взрывов (табл. 1) на Главном и Северном карьерах Качканарского ГОКа проведены в 2 этапа:

- в октябре 2011 г. – при положительной температуре окружающего воздуха и горных пород (+4 °С);
- в январе, феврале и марте 2012 г. – при отрицательной температуре окружающего воздуха и при мерзлом состоянии горных пород на карьере и в пос. Валериановск (от –29 °С до –9 °С).

Схемы расположения сейсморегистраторов представлены на рис. 1–4. Фотографии мест расположения сейсморегистраторов приведены на рис. 5–7, в табл. 2.

Ситуационный план расположения взрываемых блоков завода «Порэммит» и школы пос. Валериановск с расстояниями представлен на рис. 8.

Таблица 1

Максимальная масса заряда ВВ в группе и расстояния от взрываемых блоков до охраняемых объектов

Дата взрыва	Карьер, № блока, горизонт	Максимальная масса ВВ, кг		Место замеров	Расстояние от взрываемых блоков до охраняемых объектов, м
		общая	в группе		
20.10.2011 г.	Главный, бл. № 3500, гор. +130 м	166 300	870	Завод «Порэммит»	1700
21.10.2011 г.	Северный, бл. № 1983, гор. +205 м	121 000	870	Школа пос. Валериановск (ул. Энгельса, 10)	4500
23.01.2012 г.	Северный, бл. № 19971, гор. +175 м	181 480	1190		4800
25.01.2012 г.	Главный, бл. № 3530, гор. +130 м	219 970	1200	Завод «Порэммит»	1900
30.01.2012 г.	Северный, бл. № 20113, гор. +190 м	510 540	4000	Школа пос. Валериановск (ул. Энгельса, 10)	4000
01.02.2012 г.	Северный, бл. № 2015, гор. +220 м	121 270	3200		2700
14.03.2012 г.	Северный, бл. № 20309, гор. +205 м	117 470	907		3300
	Северный, бл. № 20309, гор. +175 м	112 000	890	3800	

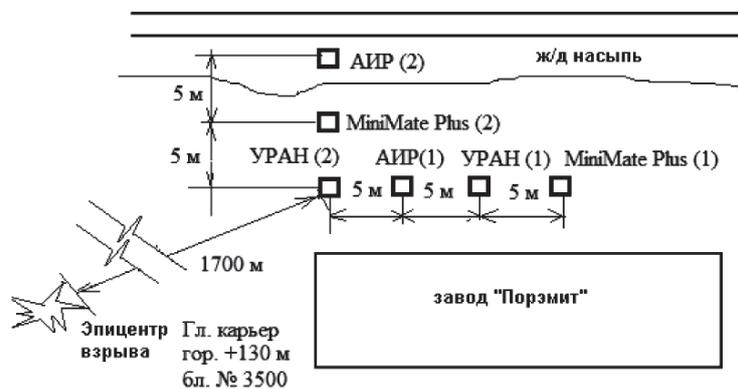


Рис. 1. Схема расположения сейсморегистраторов возле завода «Порэммит» (20.10.11.)

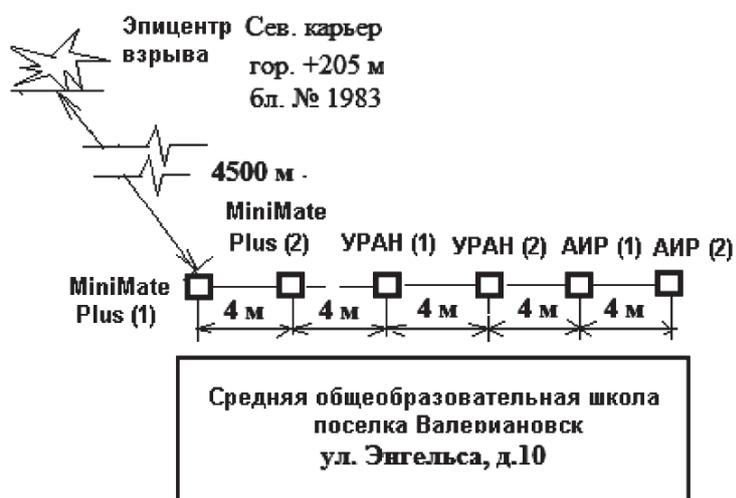


Рис. 2. Схема расположения сейсморегистраторов возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (21.10.11)

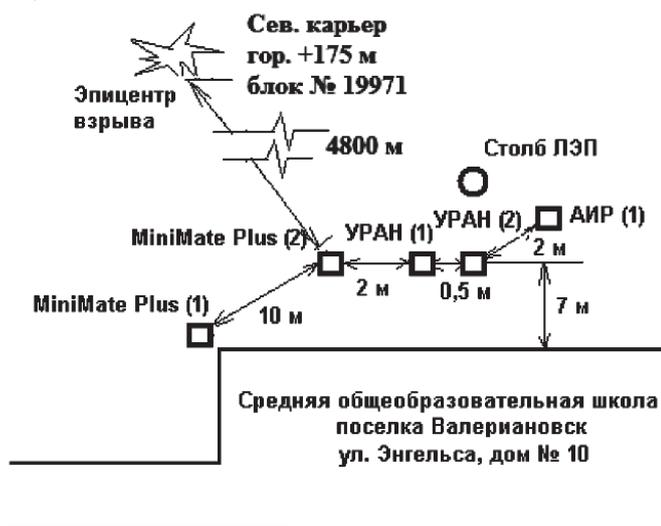


Рис. 3. Схема расположения сейсморегистраторов возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (23.01.12)

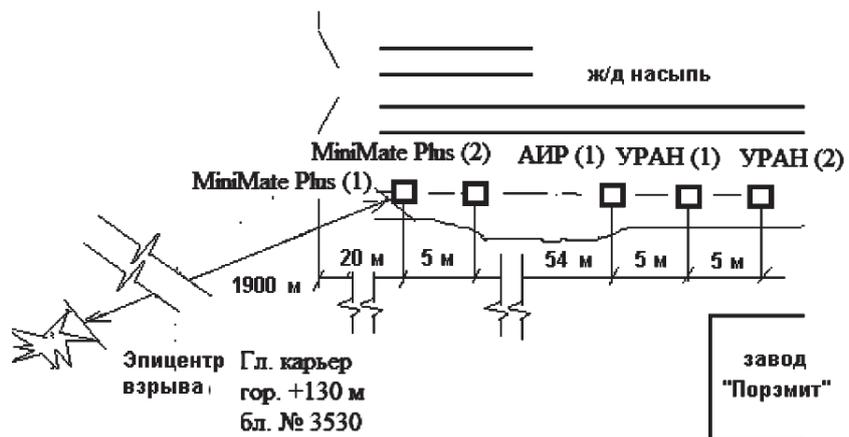


Рис. 4. Схема расположения сейсморегистраторов возле завода «Порэмит» (25.01.12.)



Рис. 5. Место расположения сейсморегистратора MiniMatePlus (1) возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (ул. Энгельса, д. 10)



Рис. 6. Место расположения сейсморегистратора АИР (1) возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (ул. Энгельса, д. 10)



Рис. 7. Место расположения сейсморегастратора УРАН (2) возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (ул. Энгельса, д. 10)

Таблица 2

Результаты замеров основных параметров сейсмических колебаний и УВВ

Дата и время проведения замеров, № гор., № блока	Место замера	Сейсмо-регистраторы	Фактическая максимальная скорость колебаний, см/с				Фактическое максимальное давление на фронте УВВ, P, Па
			V_x	V_y	V_z	V_R	
20.10.2011 г. 15 час. 31 мин. Глав. карьер гор. +130 м бл. № 3500	Возле здания завода «Порэммит» на ж/д насыпи	MiniMatePlus (1)	–	–	–	–	–
		MiniMatePlus (2)	0,15	0,1	0,1	0,21	45,8
		УРАН (1)	–	–	–	–	–
		УРАН (2)	0,35	0,21	0,12	0,43	–
		АИР(1)	0,01	0,05	0,12	0,13	–
		АИР(2)	0,07	0,13	0,04	0,15	–
25.01.2012 г. 15 час. 31 мин. Глав. карьер, гор. +130 м бл. № 3530	Возле здания завода «Порэммит» на ж/д насыпи	MiniMatePlus (1)	0,04	0,04	0,03	0,06	49,5
		MiniMatePlus (2)	0,05	0,05	0,03	0,08	64,0
		АИР(1)	0,01	0,03	0,02	0,04	–
		УРАН (1)	–	–	–	–	–
		УРАН (2)	–	–	–	–	–

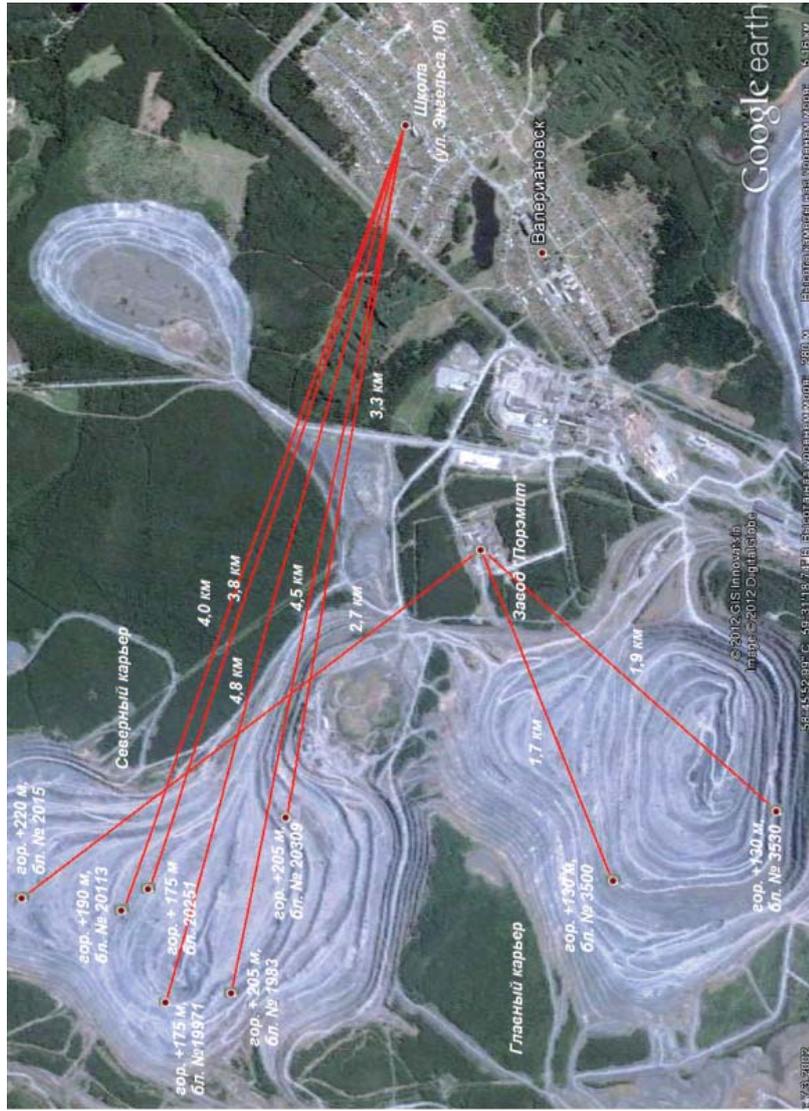


Рис. 8. Ситуационный план расположения взрываемых блоков завода «Порэмит» и школы пос. Валериановск (карты Googleearth)

Векторные значения максимальной результирующей скорости сейсмических колебаний определены по выражению

$$V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2},$$

где V_x, V_y, V_z – максимальные скорости сейсмических колебаний по продольной, поперечной и вертикальной составляющим, см/с.

Допустимая скорость сейсмических колебаний составила 1,0 см/с – для 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск (ул. Энгельса, д. 10) и 1,6 см/с – для 3-этажного здания завода «Порэмит».

Максимальная результирующая скорость сейсмических колебаний возле здания завода «Порэмит» составила 0,43 см/с, что в 3,7 раз ниже допустимой скорости сейсмических колебаний для данного объекта. Возле 3-этажной средней общеобразовательной школы пос. Валериановск сейсморегастраторы MiniMatePlus, УРАН и АИР не зарегистрировали скорости сейсмических колебаний, так как она

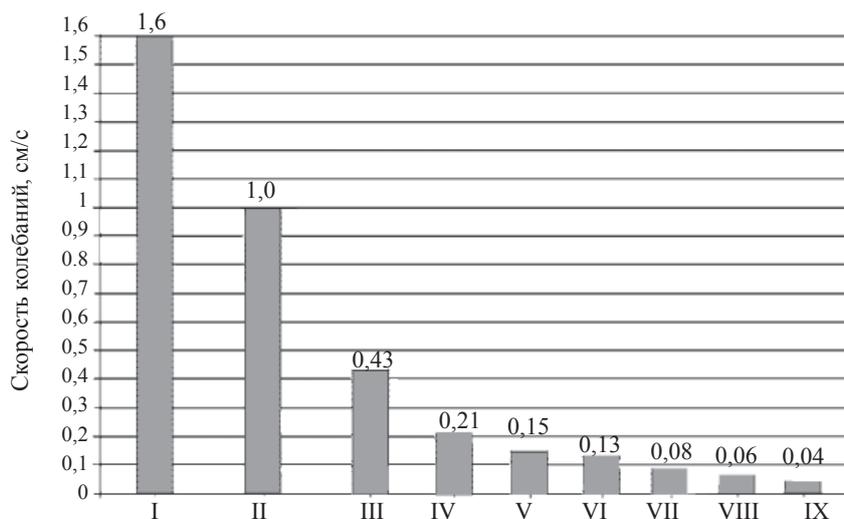


Рис. 9. Диаграмма допустимых и максимальных результирующих фактических скоростей сейсмических колебаний.

Допустимые: I – ср. школа пос. Валериановск, ул. Энгельса, д. 10; II – завод «Порэмит». Максимальные результирующие (возле завода «Порэмит»): III – УРАН (2), 20.10.11.; IV – MiniMatePlus (2), 20.10.11.; V – АИР (2), 20.10.11.; VI – АИР (1), 20.10.11.; VII – MiniMatePlus (2), 25.01.12.; VIII – MiniMatePlus (1), 25.01.12.; IX – АИР (1), 25.01.12.

была ниже установленного порога чувствительности сейсмодатчиков. При всех замерах максимальная фактическая результирующая скорость сейсмических колебаний не превысила допустимую скорость сейсмических колебаний, рассчитанную для каждого здания.

Диаграмма допустимых и фактических максимальных результирующих скоростей сейсмических колебаний, а также допустимого давления и фактических максимальных давлений представлена на рис. 9.

Фактическое максимальное давление на фронте ударной воздушной волны, зарегистрированное возле здания завода «Порэммит» составило 64 Па (0,064 кПа), которое в 9,4 раз ниже допустимого значения давления, воздействующего на остекление сооружений 600 Па.

Таким образом, проведенные замеры сейсмического и ударно-воздушного воздействия опытно-промышленных взрывов на Главном и Северном карьерах, выполненных взрывным цехом ООО «АВТ-Урал» 20 и 21 октября 2011 года при положительной температуре воздуха и 21, 23, 25, 30 января, 1 февраля и 14 марта 2012 года при отрицательной температуре воздуха подтвердили устойчивую сейсмическую безопасность и безопасность воздействия ударных воздушных волн на здание завода «Порэммит» и 3-этажное здание средней общеобразовательной школы в пос. Валериановск (ул. Энгельса, д. 10). Дальнейшее снижение сейсмического воздействия на охраняемые объекты при сохранении суммарной массы ВВ взрыва на блоке возможно достичь за счет снижения массы заряда ВВ на одну ступень замедления путем применения диагональных схем многорядного короткозамедленного взрывания, позволяющих исключить вероятность подбоя скважинной сети при увеличении времени замедления между группами зарядов до 67–75 мс.

Литература

1. *Богацкий В.Ф.* Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов / В.Ф. Богацкий, А.Г. Фридман. – М.: Недра, 1982.
2. Типовой проект производства буровзрывных работ в карьерах рудоуправления ОАО «Ванадий», 2011 г.

УДК 622.235.535.2

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ВЗРЫВОВ НА ЗДАНИЯ ПОСЕЛКА БАЖОВА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЙ ГАЗОПРОВОДНЫХ ТРУБ

А.А. Антипин, С.Н. Городилов, Г.П. Берсенёв

Выполнена оценка воздействия сейсмических и ударных воздушных волн (УВВ) при проведении взрывных работ с применением наружных линейных кумулятивных зарядов ВВ для инициирования зарождения трещин опытных труб методом сосредоточенного взрыва для имитации условий развития дефектов магистральных трубопроводов на полигоне Копейского завода испытания труб (КЗИТ) на зданиях, расположенные в поселке Бажова г. Копейска Челябинской области. Во время проведения испытаний у администрации поселка возникли претензии по поводу возникновения в некоторых зданиях дефектов якобы вследствие проводимых опытных взрывов.

Институтом горного дела УрО РАН проведены экспериментальные исследования по замеру величин сейсмических воздействий и интенсивности ударно-воздушных волн непосредственно на полигоне и у объектов, в которых подозревалось возникновение дефектов. Замеры показали малую вероятность того, что взрывы являются причиной разрушений. С целью подтверждения этих результатов Уральским федеральным университетом (УрФУ) выполнены техническое обследование и расчеты последствий указанных воздействий на строительные конструкции зданий: котельной, общеобразовательной школы и жилого дома.

В здании котельной выявлено разрушение остекления фасада производственного корпуса. Техническое обследование выявило, что физический износ остекления превышает 60 %, т. е. требуется полная замена деревянных конструкций и самого остекления. Исследование параметров взрывного воздействия, численное моделирование и расчеты критического импульса, проведенные по данным проф. Б.Н. Кутузова, показали, что при взрыве разрушения целых, правильно закрепленных стекол не происходит. На рис. 1 показана картина распределения максимальных главных нормальных напряжений в стекле при динамическом воздействии ударной воздушной волны. Из-за того, что стекла неплотно прилегают к рамам, при взрыве может происходить частичное разрушение и выпадение стекла из рам. При этом необходимо учитывать, что подобная картина может происходить и при воздействии порывов ветра (средняя ско-

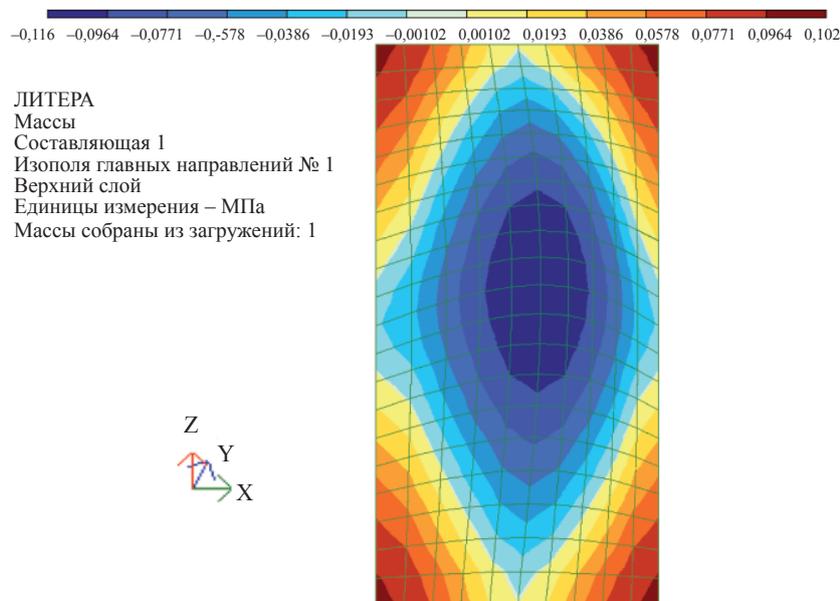


Рис. 1. Картина распределения максимальных главных нормальных напряжений в стекле при динамическом воздействии ударной волны

рость ветра за зимний период составляет 3 м/с по нормативным данным). Таким образом, взрывы наружными зарядами нельзя рассматривать как единственную причину разрушения стекол.

Аналогичные результаты получены при обследовании здания школы, расположенной по ул. Мира, 43.

Выполнен также натурный осмотр жилого дома по ул. Мира, 35, где, по заявлению ЖЭУ, во время взрыва в торцевой несущей стене дома образовалась трещина (рис. 2). Трещина проходит сверху вниз вдоль стены, она переходит в подоконную трещину и видна на цоколе.

Здание выполнено по жесткой конструктивной схеме. Несущими являются наружные и внутренние стены. Пространственная жесткость и устойчивость здания обеспечиваются жесткостью перекрестных несущих стен и лестничных клеток. Здание 2-этажное, прямоугольной формы в плане размером 39×17 м (по наружному обмеру). Перекрытия – деревянные. Крыша здания – четырехскатная, вальмовая. Кровля – из волнистых асбестоцементных листов по деревянной обрешетке. Фундамент здания – бутобетонный, ленточный. Стены выполнены из шлакоблоков. Толщина наружных стен 600 мм.



Рис. 2. Трещина в наружной торцевой стене дома

Здание построено в 1949 г. Капитальный ремонт, по данным технического паспорта, был выполнен в 1977 г. Состав работ не известен.

Характер трещин позволяет считать причинами возникновения трещин осадку фундамента дома и длительный период эксплуатации. Ширина раскрытия трещины по наружной стене составляет 6–8 мм. Следы трещины имеются и на внутренней стороне стены. По результатам визуального осмотра наружных стен дома, результатам экспериментального замера параметров воздушного взрыва ясно видно, что подобная трещина не могла образоваться в результате воздействия наружного взрыва. Для ее образования требуется, чтобы произошла осадка фундамента дома, что маловероятно, так как при таком взрыве не зафиксировано сейсмических колебаний. Если бы трещина образовалась в результате воздействия ударной волны, то последнее привело бы к разрушению стекол, крыши и т. п. явлениям, что фактически не наблюдалось.

Для подтверждения этого вывода проведено моделирование ситуации, при которой могла возникнуть вышеуказанная трещина. На рис. 3 показана расчетная модель дома, в которую включен бутовый фундамент на глубину заложения. Расчет выполнен на основные и особые сочетания нагрузок. При расчете на особые сочетания приняты следующие коэффициенты сочетаний: постоянные нагрузки 0,9, временные нагрузки 0,8. Расчет на особые сочетания выполнен с использованием инструментальной записи ускорений (акселерограмм). Так как здания имеют простую геометрическую форму прямоугольника, то горизонтальные динамические нагрузки прикладывались в направлениях продоль-

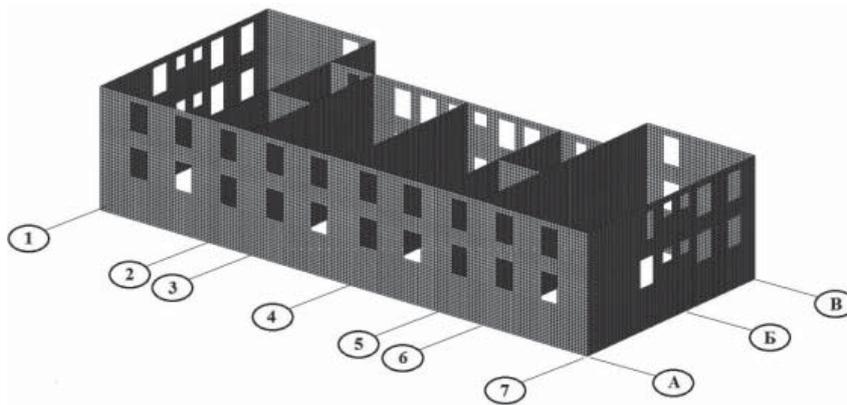


Рис. 3. Расчетная модель дома

ной и поперечной осей. Для каменных конструкций зданий при расчете учитывалась вертикальная динамическая нагрузка. Наибольшие главные растягивающие напряжения в кладке наружных и внутренних стен равны 0,058 МПа при $R_{bt} = 0,2$ МПа. Наибольшие главные сжимающие напряжения в кладке наружных и внутренних стен равны 0,255 МПа. Наибольшее перемещение вдоль здания 0,129 мм, что составляет $1/62791$ высоты здания. Наибольшее перемещение поперек здания 0,105 мм, что составляет $1/77143$ высоты здания. Таким образом, жесткость здания в направлениях X и Y вполне обеспечена.

Выполненный уточненный расчет показал, что при заданном динамическом воздействии максимальные главные растягивающие напряжения составляют 29 % от расчетного сопротивления кладки растяжению и появляются в подоконных зонах наружных стен; возникновение сквозных трещин в наружных стенах невозможно.

В целом анализ сейсмоздействия и действия ударной воздушной волны при проведении взрывных работ на здания, расположенные в пос. Бажова г. Копейска Челябинской области показали:

- сейсмические воздействия и действия ударно-воздушных многократных взрывов наружными зарядами массой по 3,6 кг порошкообразного аммонита №6 ЖВ, насыпаемого из патронов $\varnothing = 32$ мм, не могли привести к разрушениям стен зданий и выпадению прочно закрепленных стекол из исправных рам;

- при взрывах может происходить выпадение только разрушенных и треснутых стекол из дефектных рам. При этом необходимо учитывать, что подобная картина может происходить и по причине резких порывов ветра.

УДК 622.235: 622.837:69.059.22

ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЕ ЗАМЕРЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПО СВАРКЕ МЕТАЛЛОВ

*В.И. Чернухин, Ю.П. Бесшапошников
П.В. Меньшиков, В.Г. Шеменёв, В.А. Сеницын*

Во многих зданиях именно окна являются теми элементами, которые разрушаются при наименьших взрывных нагрузках. Оконное стекло представляет собой хрупкий материал, который рассыпается, как только напряжение достигнет предела упругости. Так как окна обычно имеют большие горизонтальные размеры между опорами, то они первыми откликаются на взрывные нагрузки и, следовательно, при аварийных взрывах чаще всего разрушаются в режиме квазистатического нагружения.

Жилые дома на станции Большое Седельниково и в поселке Шабровский находятся на расстоянии около 3–4 км от полигона ОАО «Уралхиммаш». Строящийся коттедж около жилого дома № 123 по ул. Серова в п. Шабровский представляет собой конструкцию из железобетонных блоков на фундаменте из кирпича. Здание обще-



Рис. 1. Схема расположения сейсморегистраторов возле жилого дома № 4, ул. Золотые, п. Шабровский



Рис. 2. Схема расположения сейсморегистраторов возле жилого дома № 57, ул. Калинина, пос. Шабровский



Рис. 3. Схема расположения сейсморегистраторов возле детского сада № 7 «Радуга» в поселке Большое Седельниково (ул. Лесная, д. 7)



Рис. 4. Фото расположения сейсморегистраторов (здание общежития Шабровского талькового комбината в п. Шабровский; 02 августа 2012 г.)

жития Шабровского талькового комбината – одноэтажное кирпичное здание. Жилой дом № 4 на ул. Золотые в пос. Шабровский – 2-этажное деревянное здание с пристройкой из кирпича. Жилой дом № 57 на ул. Калинина в п. Шабровский состоит из железобетонных блоков. Детский сад № 7 «Радуга» на станции Большое Седельниково – 2-этажное здание из железобетонных панелей (рис. 1–4).

Давление на фронте ударной воздушной волны (УВВ) определялось сейсморегистратором MiniMate Plus с помощью линейного микрофона L«714A0401» для измерения давления в ближней зоне с минимальной разрешающей способностью 0,25 Па. По результатам замеров с помощью программного обеспечения BlastWare III на компьютере определялись расчетные величины в динамике процесса. Замеры давления на фронте УВВ проводились: в июле и августе 2012 г. – при положительной температуре окружающего воздуха (+17 °С, +28 °С, +19 °С); в октябре и декабре 2012 г. – при отрицательной температуре окружающего воздуха (от –1 °С, –17 °С). Результаты замеров представлены в таблице.

По нормативным данным для остекления зданий опасно избыточное давление 200–250 Па. Здания и сооружения получают серьезные повреждения при давлении на фронте УВВ силой 10 кПа, которое практически безвредно для человека. Стекла толщиной

Таблица

Результаты экспериментальных работ

Дата взрыва, (время взрыва, час)	Место замера	Прибор	Максимальное давление на фронте УВВ, Па	Максимальная масса взрываемого заряда ВВ, кг	Расстояние от места взрыва до места замера, м
31.07.12. (15:00)	пос. Шабровский, строящийся коттедж возле д. № 123, ул. Серова	MiniMate Plus (т. 1)	–	1000	4000
		MiniMate Plus (т. 2)	–		
02.08.12. (15:00)	пос. Шабровский, общежитие	MiniMate Plus (т. 1)	–	778	3800
		MiniMate Plus (т. 2)	–		
29.08.12. (15:21)	пос. Шабровский, ул. Золотые, д. 4	MiniMate Plus	76,8	315	3120
29.08.12. (15:30)			91,5	675	3400
26.10.12. (14:42)			121	470	3800
19.12.12. (15:00)	пос. Большое Седельниково, детский сад № 7 «Радуга», ул. Лесная, д. 7	MiniMate Plus (т. 1)	41,0	545	4000
		MiniMate Plus (т. 2)	51,0		

0,002–0,003 м разрушаются при избыточном давлении 600–1800 Па, при этом происходит частичное или полное разрушение плохо закрепленных стекол в старых разошедшихся рамах окон. График изменения давления на фронте УВВ представлен на рис. 5.

Фактические максимальные значения давления на фронте УВВ составили:

- 91,5 Па для остекления жилого дома № 4 по ул. Золотые, которое меньше опасного значения давления (250 Па) примерно в 3 раза;
- 121 Па для остекления жилого дома № 57 по ул. Калинина, которое меньше опасного значения давления (250 Па) в 2 раза;
- 51 Па для остекления здания детского сада № 7 «Радуга», которое меньше опасного значения давления (250 Па) примерно в 5 раз.

Фактическое максимальное давление на фронте УВВ не оказывает вредного воздействия на остекление жилых зданий и здание

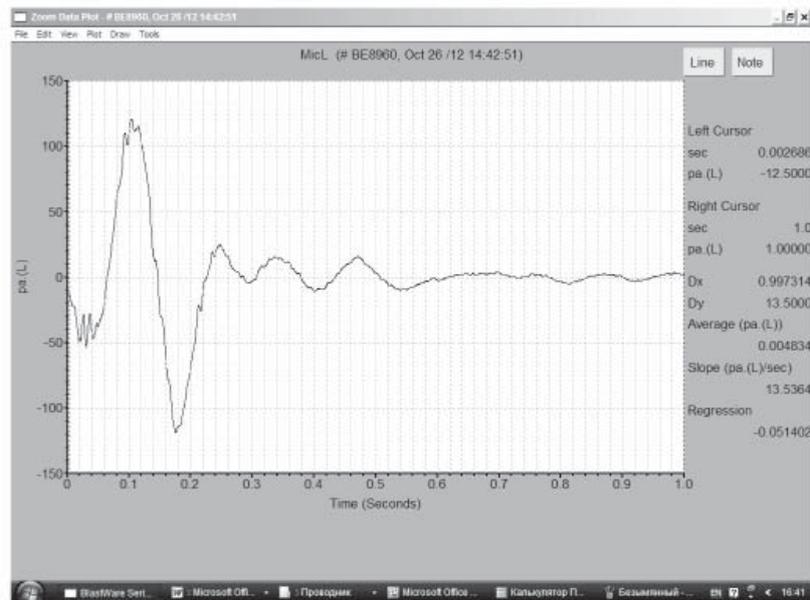


Рис. 5. График изменения давления на фронте УВВ
(жилой дом № 57, ул. Калинина, пос. Шабровский; 26.10.12 г.)

детского сада № 7 «Радуга». При всех взрывах наружного заряда ВВ разрушений остекления не наблюдалось.

Таким образом, проведенные замеры ударно-воздушного воздействия опытно-промышленных взрывов по сварке металлов на полигоне ОАО «Уралхиммаш» 31 июля, 2 и 29 августа 2012 г. при положительной температуре воздуха, а также 26 октября и 19 декабря 2012 года при отрицательной температуре воздуха подтвердили устойчивую безопасность воздействия ударных воздушных волн на жилые дома в пос. Шабровский и здание детского сада № 7 «Радуга» на станции Большое Седелниково.

При взрывах необходимо учитывать климатические условия, силу и направление ветра. При скорости ветра больше 6,5 м/с взрывные работы не надо производить. За 2 ч до взрыва на метеорологическую станцию должен быть дан запрос об изменении температуры воздуха, о направлении и скорости ветра, его порывах, влажности воздуха, а также прогноз этих параметров на ближайшее время.

УДК 622.235.5:65.012.8

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОНЫ ПРОНИКНОВЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ ГАЗОВ В МАССИВ ПОРОД И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ЕЕ УМЕНЬШЕНИЮ ПРИ ПРОХОДКЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

И.С. Крапивина, Е.В. Болкисева

При проходке строительных горных выработок (траншей, котлованов) буровзрывным способом наряду с качественным дроблением горных пород приходится решать и задачу по предотвращению, снижению или локализации негативных действий взрыва: сейсмического воздействия на охраняемые объекты; разлета кусков взорванной породы; ударной воздушной волны и распространения газообразных продуктов взрыва, особенно ядовитых газов. Причем, согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах (п. 12.1 раздела VIII), решение задачи по последнему из перечисленных негативных действий следует выполнять при взрывании зарядов выброса с общей массой взрывчатых веществ 200 и более тонн [1]. Это правило относится к взрывам на крупных горнодобывающих карьерах, к специальным в строительстве мощным взрывам на выброс и к складам взрывчатых материалов (в случае разработки по ним деклараций по промышленной безопасности).

На строительных объектах при проходке траншей и котлованов взрывные работы, как правило, ведут в стесненных условиях городской инфраструктуры, когда негативные последствия взрыва затрагивают жизненно важные интересы людей. Отсюда возникает необходимость определять параметры зон распространения продуктов детонации и при меньших объемах взрываемого ВВ. Используя эти знания, возможно разрабатывать мероприятия по обеспечению безопасности жизнедеятельности близлежащих зданий и сооружений.

Основная часть используемых на строительных работах промышленных ВВ представлена механической смесью аммиачной селитры и тротила с различными добавками. Известно, что при взрыве 1 кг этих ВВ образуется до 1000 и более литров газообразных продуктов, в составе которых неизбежно находятся и ядовитые газы. Детально состав и свойства образующихся газов, а также характер их воздействия на человека представлен в публикациях [2, 3].

Образовавшиеся газообразные продукты в основном выбрасываются в атмосферу в составе пылегазового облака, но до 40–50 % их объема сорбируется разрушенной породой и приконтурным массивом, кото-

рые в этом случае оказываются своеобразным «аккумулятором газов». Кроме того, здесь же высвобождаются газы, имевшиеся в массиве горных пород, а также могут образовываться новые токсичные соединения в результате реакции продуктов детонации и химических элементов разрушаемых пород. Истечение газов из такого аккумулятора может в отличие от пылегазового облака происходить не в кратчайший период, а в течение длительного времени. Так, оксиды азота вследствие их более тяжелого по сравнению с атмосферным воздухом веса и химической инертности могут задерживаться на пылевых частицах разрушенной породы и десорбировать с них в течение 190 и более суток [4].

Пути истечения газообразных продуктов из разрушенной и полуразрушенной породы являются образованные взрывом пустоты и трещины, а также микротрещины ненарушенного массива, раскрываемые сейсмическим действием взрыва. Попадая этими путями в фундаментные и подвальные помещения жилых и производственных зданий и сооружений, ядовитые продукты детонации могут служить причиной отравления находящихся там людей (рис. 1). В таких случаях особая опасность также связана с оксидами азота. Здесь опасность обусловлена не только способностью оксидов азота длительно удерживаться в породе, но и тем, что они имеют индукционный период отравляющего действия. Таким образом, оксиды азота могут вызвать отравление людей в жилых и производственных зданиях и после окончания взрывных работ.

Несмотря на опасные последствия распространения газообразных продуктов взрыва по массиву горных пород, серьезные объективные исследования имеющейся проблемы отсутствуют. В связи с этим авторы данной статьи предприняли попытку найти расчетный способ определения глубины проникновения продуктов взрыва в породу и на его основе наметить эффективные меры локализации этого вредного фактора. Решение поставленной задачи выполнялось на примере технологии проходки траншей, являющихся наиболее характерным типом строительных горных выработок.

Как правило, в производственной практике широко применяемыми параметрами траншей являются: глубина от 0,5 до 3 м, ширина по дну – от 1 до 3 м. Разработка таких траншей может производиться различными методами. Грунты (глины, пески) в талом состоянии с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f \leq 4$ разрабатываются механическим способом без применения взрывов, а горные скальные породы и мерзлые грунты с $f > 4$ разрушаются с помощью буровзрывных работ. При небольших объемах траншей и глубине от 0,5 до 1,5 м разрушение скальных пород возможно шпуровым методом с диаметром шпуров 36, 40 или 42 мм. Скважинный метод целесообразно использовать начиная с глубины рыхления 1,0–1,5 м [5].

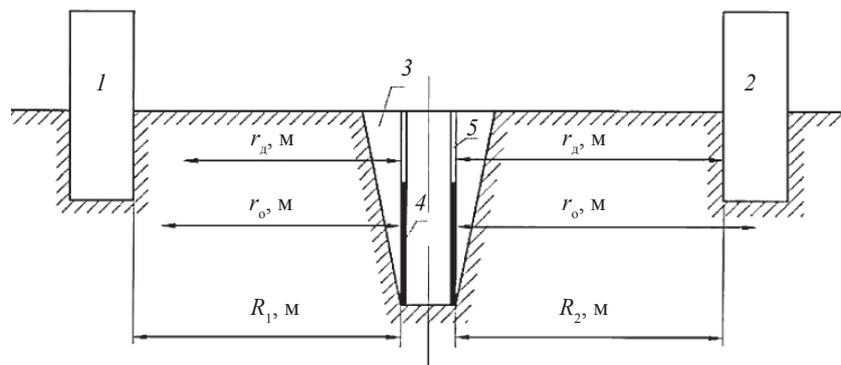


Рис. 1. Схема расположения траншеи 3 и охраняемых объектов 1, 2; 4 – ВВ; 5 – забойка; R_1 и R_2 – расстояния до охраняемых объектов

На основе многочисленных опытных данных и с учетом рекомендаций проектных и производственных организаций составлена таблица типовых максимальных параметров буровзрывных работ при проходке траншей по скальным породам (табл. 1). В ней приведены параметры БВР применительно к диаметру скважин в 110 мм. Такой диаметр наиболее распространен при проходке строительных горных выработок в любых условиях, и особенно в стесненных, когда требуется защита от одного или нескольких негативных факторов взрыва. Расчет глубины проникновения газообразных продуктов взрыва в массив пород для параметров, приведенных в табл. 1, производится, исходя из следующих соображений.

В результате взрыва в приконтурном массиве возникают и преобладают продольные волны сжатия-растяжения, которые сначала образуют зону дробления, далее переходящую под совместным действием продольных и поперечных волн в зону упругих деформаций [6]. Именно в зону дробления и могут проникать продукты детонации из «аккумулятора газов». Предельные границы зоны упругих деформаций и зоны дробления можно определить по формулам [6]

$$r_d = \frac{\sqrt{C_s}}{10} \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (1)$$

$$r_o = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \cdot \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (2)$$

где r_d и r_o – радиус зоны дробления и зоны упругих деформаций, м; C_p и C_s – скорости, соответственно, продольных и поперечных (сдвиговых) волн, км/с (их минимальные и максимальные значения можно принять по данным [7]); Q – масса взрываемого заряда ВВ, кг.

Типовые параметры БВР при проходке траншей

Глубина траншеи, м	Длина шпура (скважины), м	Расстояние между рядами скважин (шпурами) в ряду, м		Объем горной массы от скважин (шпура), м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Масса заряда на I скважину (шпур), кг	Длина, м		Коэффициент	
		скважинами (шпурами)	скважинами (шпурами) в ряду, м				заряда	забойки	заряда	забойки
Шпуровые заряды $\phi=40$ мм, вместимость 1,13 кг/м										
0,5	0,6	0,5	0,5	1,125	3,5	0,45	0,40	0,20	0,67	0,33
0,75	0,9	0,5	0,6	0,225	3,0	0,70	0,60	0,30	0,67	0,33
1,0	1,2	0,5	0,7	0,35	2,5	0,90	0,80	0,40	0,65	0,35
1,25	1,5	0,5	0,85	0,54	2,0	1,10	1,00	0,50	0,67	0,33
1,5	1,8	0,5	1,0	0,75	1,75	1,30	1,15	0,63	0,64	0,36
Скважинные заряды $\phi=110$ мм, вместимость 8,6 кг/м										
Ширина траншеи 1 м										
1,0	1,2	1,0	1,0	1,0	3,5	3,5	0,4	0,8	0,33	0,67
1,5	1,8	1,0	1,25	1,9	3,25	6,0	0,7	1,10	0,39	0,61
2,0	2,5	1,0	1,5	3,0	3,0	9,0	1,05	1,45	0,42	0,58
2,5	3,0	1,0	1,75	4,4	2,75	12,0	1,2	1,8	0,4	0,6
3,0	3,5	1,0	2,0	6,0	2,5	15,0	1,8	1,7	0,52	0,48
Ширина траншеи 1,5 и 3,0 м										
1,0	1,2	1,5	1,0	1,5	3,0	4,5	0,53	0,67	0,44	0,56
1,5	1,8	1,5	1,2	2,7	2,75	7,4	0,87	0,93	0,49	0,51
2,0	2,5	1,5	1,5	4,5	2,5	11,2	1,3	1,2	0,52	0,48
2,5	3,0	1,5	1,7	6,4	2,25	16,0	1,86	1,14	0,62	0,38
3,0	3,5	1,5	2,0	9,0	2,0	18,0	2,1	1,4	0,6	0,4

Ширина граншей 2,0 м										
1,0	1,2	1,0	1,2	1,2	3,0	3,6	0,42	0,78	0,35	0,65
1,5	1,8	1,0	1,5	2,25	2,75	6,2	0,72	1,08	0,4	0,6
2,0	2,5	2,0	1,5	6,0	2,5	15,0	1,75	0,75	0,7	0,3
2,5	3,0	2,0	1,5	7,5	2,25	16,8	1,95	1,05	0,65	0,35
3,0	3,5	2,0	1,5	9,0	2,0	18,0	2,1	1,4	0,6	0,4

Ширина граншей 2,5 м										
1,0	1,2	1,25	1,0	1,25	3,0	3,75	0,44	0,76	0,37	0,63
1,5	1,8	1,25	1,25	2,4	2,75	6,6	0,77	1,03	0,43	0,57
2,0	2,5	1,25	1,5	3,75	2,5	9,4	1,1	1,4	0,44	0,56
2,5	3,0	1,25	1,75	5,5	2,25	12,4	1,45	1,55	0,49	0,51
3,0	3,5	1,25	2,0	7,5	2,0	15,0	1,75	1,75	0,5	0,5

Радиусы зон дробления (r_d) и упругих деформаций (r_o) при проходке траншей

Глубина траншеи, м	Масса заряда, кг	Радиус, м	Грунты						
			Глина		Песок		Скорость волн, км/с		
			проходных		поперечных		проходных		
			I-1,35	II-2,75*	—	—	I-0,7	II-4,3	поперечных
Шпуровые заряды $\phi = 40$ мм									
0,5	0,5	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	2,8	4,0	—	—	2,0	5,1	—
1,0	1,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	3,7	5,3	—	—	2,5	6,6	—
1,5	1,3	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	4,0	5,8	—	—	2,9	7,2	—
Скважинные заряды $\phi = 110$ мм									
1,0	3,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	5,3	7,6	—	—	3,8	9,5	—
1,5	5,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	6,3	9,0	—	—	4,5	11,2	—
2,0	10,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	5,3	11,3	—	—	5,7	14,1	—
2,5	15,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	9,1	13,0	—	—	6,6	16,2	—
3,0	20,0	r_d	—	—	—	—	—	—	—
		r_o	10,0	14,2	—	—	7,2	17,8	—

Глубина траншеи, м	Масса заряда, кг	Радиус, м	Горные породы															
			Сланец						Известняк						Гранит			
			продольных			поперечных			продольных			поперечных			продольных		поперечных	
			И-3,0	II-4,86	II-2,5	II-3,0	II-3,0	II-3,0	II-3,5	II-5,9	II-2,17	II-2,5	II-5,0	II-5,7	II-2,9	II-3,3		
Шпуровые заряды Ø = 40 мм																		
0,5	r_n	-	-	3,8	4,2	-	-	-	3,6	3,9	-	-	-	4,2	4,4			
	r_o	4,2	5,4	-	-	4,6	5,9	-	-	-	5,5	5,8	-	-	-			
1,0	r_n	-	-	5,0	5,5	-	-	4,7	5,0	-	-	-	5,4	5,8				
	r_o	5,5	7,0	-	-	5,9	7,7	-	-	-	7,1	7,6	-	-				
1,5	r_n	-	-	5,5	6,0	-	-	5,1	5,5	-	-	-	5,9	6,3				
	r_o	6,0	7,7	-	-	6,5	8,5	-	-	7,8	8,3	-	-	-				
Скважинные заряды Ø = 110 мм																		
1,0	r_n	-	-	7,2	7,9	-	-	6,7	7,2	-	-	-	7,8	8,3				
	r_o	7,9	10,0	-	-	8,5	11,0	-	-	10,2	10,9	-	-	-				
1,5	r_n	-	-	8,6	9,4	-	-	8,0	8,6	-	-	-	9,2	9,8				
	r_o	9,4	11,9	-	-	10,1	13,1	-	-	12,1	12,9	-	-	-				
2,0	r_n	-	-	10,8	11,8	-	-	10,0	10,8	-	-	-	11,6	12,4				
	r_o	11,8	15,0	-	-	12,7	16,5	-	-	15,2	16,2	-	-	-				
2,5	r_n	-	-	12,4	13,5	-	-	11,5	12,4	-	-	-	13,3	14,2				
	r_o	13,5	17,2	-	-	14,6	19,0	-	-	17,5	18,7	-	-	-				
3,0	r_n	-	-	13,6	14,8	-	-	12,6	13,4	-	-	-	14,6	15,6				
	r_o	14,8	18,9	-	-	16,0	20,8	-	-	19,2	20,5	-	-	-				

* I – минимальные значения; II – максимальные значения.

Результаты расчетов по формулам (1) и (2) для траншей глубиной до 3–4 м и массой одновременно взрываемого ВВ до 20–24 кг, проходимых в грунтах (глина, песок) и горных породах (сланцы, известняк, гранит), сведены в табл. 2. При расчетах необходимо учитывать, что скорость сейсмических волн изменяется в зависимости от температуры окружающей среды. Для горных пород такие изменения незначительны (в пределах 5–10 %). Для грунтов (глины, суглинки, супеси, пески), особенно в мерзлом состоянии, они весьма существенны. Так, в мерзлых грунтах с температурой промерзания от 0 °С до –30 °С скорость продольных волн (C_p) возрастает по сравнению с тальми грунтами от 2 (глина) до 6 (песок) раз [8].

Использование итоговых результатов табл. 2 позволяет на стадии проектирования и организации проходки строительных горных выработок оценить размеры опасной по токсичным газам зоны, определить возможность попадания охраняемых объектов в эту зону и предусмотреть необходимые меры предотвращения их загазованности, а также исключить опасность отравления находящихся в них людей. Такими мерами являются:

1. Снижение массы одиночного заряда за счет уменьшения удельного расхода ВВ (в первую очередь в ближних к охраняемым объектам скважинных зарядах) до уровня, обеспечивающего только минимальное дробление пород.

2. Применение поперечных или диагональных схем короткозамедленного взрывания при двухрядном и более расположении скважин вдоль оси строительной горной выработки (рис. 2).

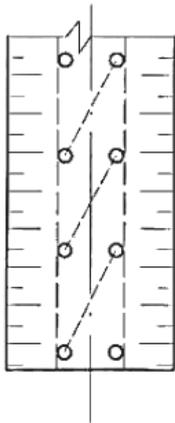


Рис. 2. Диагональная схема короткозамедленного взрывания

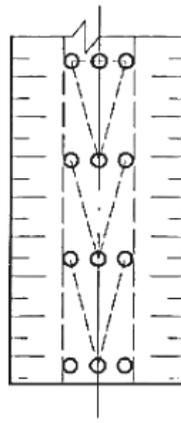


Рис. 3. Клиновая схема короткозамедленного взрывания

3. Применение клиновых схем при трехрядном расположении скважинных зарядов (рис. 3).

4. Использование интервалов замедления в пределах 35–75 мс (пиротехнические реле) или 42–67 мс (неэлектрические системы инициирования).

5. Применение прямого верхнего инициирования, когда детонационная волна направляется к донной части заряда. В этом случае раскрытие трещин происходит в направлении к свободной поверхности. В результате увеличиваются потери энергии взрыва за счет прорыва продуктов детонации через трещины в атмосферу и, тем самым, снижается объем «аккумулятора газов» в разрушенной горной массе [9].

6. Переход на послойную разработку траншеи с целью снижения массы одиночного заряда ВВ.

7. Применение ВВ с нулевым или близким к нему кислородным балансом.

8. Ускоренная выемка разрушенной горной массы с целью снижения емкости «аккумулятора газов», являющегося источником выделения ядовитых газов в течение нескольких суток.

9. Проведение экспресс-анализа воздушной среды в подвальных помещениях зданий и сооружений, попадающих в газоопасную зону, перед началом заряжания, после взрыва и до снижения концентрации до допустимого уровня.

10. Вывод или даже отселение людей из газоопасной зоны.

11. Естественная вентиляция загазованного помещения при слабой концентрации ядовитых газов или искусственная вентиляция сильно загазованного помещения с помощью компрессорной или вентиляционной системы.

12. Допуск к работе по выемке взорванной горной массы производить не ранее, чем через 30 минут после проведенного взрыва.

13. Обильный полив взорванной горной массы с целью снижения концентрации ядовитых газов.

14. Проходка экранирующих щелей в мерзлом грунте между траншеей и охраняемым объектом.

15. Создание экранирующей плоскости в виде взорванного ряда скважинных зарядов ВВ с уменьшением удельного расхода ВВ до $0,5 \text{ кг/м}^3$ на расстояниях от взрыва [6]

$$r_s \leq \left(\frac{18 \cdot 10^6}{\rho \cdot C_p} \right)^4 \cdot \sqrt[5]{Q}, \text{ м}, \quad (3)$$

где ρ – плотность пород, кг/см^3 .

Литература

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. док. / Госгортехнадзор России. – М.: НТЦ Промышленная безопасность, 2001. – 244 с.
2. Болкисева Е.В. Состав и свойства газов, выделяющихся при взрывном разрушении пород на строительных работах / Е. В. Болкисева // Проблемы недропользования: материалы VI Всероссийской молодежной науч.-практ. конф. (с участием иностранных ученых) / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2012. – С. 441–445.
3. Болкисева Е.В. Первая помощь при отравлении газообразными продуктами взрывного разрушения пород на строительных объектах / Е.В. Болкисева, И.С. Емельянова // Технология и безопасность взрывных работ: матер. науч.-техн. конф. «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле» / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2012. – С. 262–275.
4. Конорев М.М. Вентиляция и пылегазоподавление в атмосфере карьеров / М.М. Конорев, Г.Ф. Нестеренко, А.И. Павлов. – 2-е изд., перераб. и доп. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2010. – 440 с.
5. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ: ч. 1. Разрушение горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов. – М.: МГГУ, 2009. – 471 с.
6. Мосинец В.М. Основные научно-технические проблемы сеймики ближней зоны / В.М. Мосинец, В.Ф. Богацкий // Взрывное дело. – № 85/42. Сейсмика промышленных взрывов/ Научно-техническое горное общество. – М.: Недра, 1983. – 256 с.
7. Физические свойства минералов и горных пород при высоких термодинамических параметрах: справочник / Е.И. Баюк и др.; под ред. М.П. Воларовича. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 255 с.
8. Дроговейко И.З. Разрушение мерзлых грунтов / И.З. Дроговейко. – М.: Недра, 1961. – 243 с.
9. Миндели Э.О. Разрушение горных пород / Э.О. Миндели. – М.: Недра, 1975. – 600 с.

УДК 622.235: 622.807

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ СРЕД ДЛЯ БОРЬБЫ С ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЕМ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

М.А. Азанов, К.А. Карасёв

Анализируя закономерности образования пыли при взрывном разрушении горных пород, следует отметить, что количество выделяющейся пыли в общем случае определяется массой взрываемого ВВ.

Приводимые разными авторами количественные оценки образовавшейся пыли существенно отличаются даже характером предлагаемых зависимостей. Кроме того, формулы содержат ряд эмпирических коэффициентов, процедура определения которых не поясняется, что обуславливает неопределенность результатов вычислений. Ю.И. Протасовым [1] была предложена относительная оценка пылевыведения при взрывании пород в виде зависимости $d_m = 2q/E$, где q – удельных расход ВВ, который может рассматриваться как комплексная характеристика взрываемости пород, зависящая от условий взрывания и свойств разрушаемого массива.

В.Н. Мосинец [2] в своих исследованиях отмечает, что при взрывании скальных пород удельный расход ВВ, т.е. склонность пород к разрушению определяется начальной трещиноватостью (дефектностью пород). Дефектность горной породы необходимо оценивать с учетом статической функции распределения в ней микротрещин еще до разрушения. В этой связи поверхностно-активные среды, активирующие процесс зарождения и развития микротрещин в породе, способны значительно снизить удельный расход ВВ и, следовательно, количество образующейся пыли.

Оценочные расчеты для изученных пород на примере Североуральского бокситового месторождения показывают, что разупрочнение и рост трещиноватости пород под действием поверхностно-активных сред могут снизить удельный расход ВВ в 1,15–3 раза.

В работах В.А. Безматерных [3] установлено, что параметры взрывного разрушения монолитных малотрещиноватых массивов определяются показателем дефектности горных пород γ , который можно интерпретировать как число нарушений Гриффитса (дефекты любого характера, способные дать начало трещине при ударах и взрывах) на единицу длины. Этот показатель входит в расчетную формулу для определения расстояния шпурами

$$W_0 = \frac{M_l \gamma}{2} \left[\frac{\rho_l D}{\rho C} \right]^{1/2} \left[\frac{l_{\text{зар}}}{l_{\text{шт}} \eta} \right]^{1/2} \frac{V_0}{C_s} r_0, \quad (1)$$

где W_0 – расстояние между шпурами;

M_l – средний размер кусков взорванной породы;

ρC и $\rho_l D$ – акустическая жесткость породы и продуктов детонации;

$l_{\text{зар}}$ – длина заряда ВВ;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпуров;
 η – коэффициент использования шпура;
 V_0 – массовая скорость породы на границе ВВ – порода;
 C_s – скорость поперечной волны в породе;
 r_0 – радиус заряда ВВ.

Если принять в качестве меры пылевыведения средний размер куска после взрывания породы, то уравнение (1) можно использовать в виде:

$$M_1 = \frac{2W_0(\rho c)^{1/2}(\eta l_{\text{шп}})^{1/2} C_s}{\gamma(\rho_1 D)^{1/2} l_{\text{зар}}^{1/2} V_0 r_0}. \quad (2)$$

Относительной оценкой выхода пыли (δ) может служить отношение средних размеров кусков при взрывании пород, обработанных (M_n) и не обработанных (M_0) реактивами.

При неизменных параметрах организации БВР величины $l_{\text{шп}}$, $l_{\text{зар}}$, η , $\rho_1 D$, r_0 остаются постоянными. Показатели ρ , C_s , V_0 незначительно изменяются под действием поверхностно-активных сред. Тогда, учитывая уравнение (2), получим

$$\delta = \frac{M_n}{M} = \frac{W_n \gamma_0}{W_0 \gamma_n} \left(\frac{C_n}{C_0} \right)^{1/2}. \quad (3)$$

Показатель дефектности γ можно принять пропорциональным концентрации трещин в горной породе N . Исследования О.Г. Латышева [4] показали, что прочность при сжатии горных пород связана с их трещиноватостью соотношением

$$\sigma_{\text{сж}} = \sigma_0 \exp(-d^3 N), \quad (4)$$

тогда $\gamma_0/\gamma_n = N_0/N_n = \exp[\sigma_{\text{сж}(0)}/\sigma_{\text{сж}(n)} - 1]$.

Окончательным критерием оценки снижения пылеобразования может служить зависимость

$$\delta = \frac{\sigma_{\text{сж}(0)}}{\sigma_{\text{сж}(n)}} \left(\frac{C_n}{C_0} \right)^{1/2} \exp \left[\frac{\sigma_{\text{сж}(0)}}{\sigma_{\text{сж}(n)}} - 1 \right]. \quad (5)$$

Так, для известняков Североуральских бокситовых месторождений снижение прочности на сжатие при обработке поверхностно-активными средами составило в среднем 1,5 раза, а ожидаемое снижение выхода пыли – до 3 раз.

Таким образом, предварительное насыщение взрываемого массива поверхностно-активными средами позволяет существенно снизить пылеобразование, а полученные соотношения дают возможность оценить эффективность применения поверхностно-активных средств для изменения механических свойств горных пород.

Литература

1. *Протасов Ю.И.* Пылевыведение при разрушении горных пород / Ю.И. Протасов // Известия вузов. Горный журнал. – 1993. – № 1. – С. 51–53.
2. *Мосинец В.Н.* Разрушение трещиноватых и разрушенных горных пород / В.Н. Мосинец, А.В. Абрамов. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
3. *Безматерных В.А.* Симметрия и критерий дробимости в статистике осколков / В.А. Безматерных, В.Г. Симанов // Известия вузов. Горный журнал. – 1978. – № 12. – С. 50–56.
4. *Латышев О.Г.* Влияние поверхностно-активных веществ на развитие трещиноватости нагруженных горных пород / О.Г. Латышев, С.И. Иванова, Н.В. Перцев // Известия вузов. Горный журнал. – 1988. – № 12. – С. 7–8.

УДК 622.235.314

СОВМЕСТНАЯ ПЕРЕВОЗКА ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ АВТОТРАНСПОРТОМ

А.С. Флягин, В.А. Кутуев

В настоящее время каждой организации, производящей взрывные работы, приходится индивидуально решать задачи по безопасной совместной перевозке взрывчатых материалов. ВМ различных подклассов могут совместно перевозиться в специальных автомобилях, оснащенных средствами локализации взрыва (локализаторами). В отдельных случаях с письменного разрешения главного инженера предприятия (шахты, рудника, карьера и т. п.) на автомобилях общего назначения, специально оборудованных, допускается совместная перевозка взрывчатых веществ, средств инициирования, прострелочных и взрывных аппаратов со складов ВМ к местам работ, а также с базисных на расходные склады в количествах, установленных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» [4]. При этом средства инициирования должны размещаться в передней части кузова автомобиля в специальном плотно закрывающемся ящике с внутренними войлочными, резиновыми, пенопластовыми или другими мягкими прокладками со всех сторон [1].

В 2003 году такой ящик-локализатор был установлен и одобрен к применению Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору на специализированных автомобилях типа КамАЗ.

С помощью экспертной организации – Уральского филиала ЗАО «Взрывиспытания» – задача использования дизельных автомобилей других типов (Hyundai H-100 Porter и Fiat Ducato), оборудованных грузовыми и грузо-пассажирскими фургонами, была также решена для ООО «Южуралвзрывпром» [2].

Санкт-Петербургским предприятием «Научно-производственное объединение специальных материалов» (НПО СМ) для органов МВД и МЧС были разработаны локализаторы взрыва марки ФОНТАН различных моделей (рис. 1).

Устройство для защиты от взрыва ФОНТАН, относящееся к категории «локализатор взрыва», представляет собой портативные контейнеры с гетерофазным диспергентом, снабженные противоосколочным экраном. Локализаторы ФОНТАН прошли сертификационные испытания, приняты на вооружение МВД РФ (Разрешение к использованию N РРС 00-32660 от 29.12.2008 г. Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору).

Локализатор снижает до минимума разрушения и человеческие жертвы; эффективно подавляет фугасное, осколочное, термическое, термобарическое и другие разрушительные последствия взрыва на открытой местности, в замкнутых и полузамкнутых пространствах благодаря внутренней противоосколочной оболочке (экрану), выпол-

Наименование изделия	Модель	Защита от заряда, не более	Локализуемый объем
ФОНТАН-1 контейнер с защитной крышкой (в комплекте подушки и маты для фиксации груза при транспортировке)	05К	500 г ТНТ	до 10 дм ³
	10К	1000 г ТНТ	до 15 дм ³
	20К	2000 г ТНТ	до 90 дм ³
	50К	5000 г ТНТ	до 450 дм ³
ФОНТАН-2 мобильный (включает в себя противоосколочный экран)	05У	500 г ТНТ	до 10 дм ³
	10У	1000 г ТНТ	до 15 дм ³
	20У	2000 г ТНТ	до 90 дм ³
	3М2	2000 г ТНТ	до 40 дм ³
	50М	5000 г ТНТ	до 450 дм ³
ФОНТАН-3 специальный авиационный стационарный	МК-2000	2000 г ТНТ	до 18 дм ³
ФОНТАН-4 авиационный мобильный	М500	500 г ТНТ	до 8 дм ³
	МК500	500 г ТНТ	до 13 дм ³

Рис. 1. Модельный ряд локализаторов взрыва марки ФОНТАН

ненной из материалов на основе высокомодульных арамидных волокон; многократно снижает амплитуду давления на фронте ударной волны; размывает и выполаживает фронт ударной волны; предотвращает возгорания, термические и термобарические поражения за счет полного подавления огненного шара; уменьшает осколочный поток и снижает вероятность поражения за счет уникальных амплитудно-частотных и релаксационных характеристик специального многофазового диспергента, являющегося основной рабочей массой локализатора взрыва ФОНТАН.

Фиксация помещенных во внутреннюю полость взрывчатых материалов (взрывного устройства) осуществляется с помощью поставляемых в комплекте матов (шести амортизационных подушек). Контейнер сверху накрывается защитной крышкой, изготовленной из тех же материалов, что и емкость. Закрытый контейнер перевязывается со всех сторон ленточными поясными ремнями (рис. 2).

Институтом горного дела Российской академии наук совместно с Уральским филиалом ЗАО «Взрывиспытания» была разработана документация на установку локализатора ФОНТАН-1 (модели 20К и 50К) на специальные автомобили для совместной перевозки взрывчатых материалов. Были получены разрешения от Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору на применение данного устройства на предприятиях ООО «АВТ-УралСервис», ЗАО «РВС» и ООО «Южуралвзрывпром».

В локализатор ФОНТАН-1 модель 20К максимально можно поместить до 2 кг ТНТ общим объемом до 90 дм³, а в модель 50К – до 5 кг ТНТ общим объемом до 450 дм³ (рис. 3).



Рис. 2. Локализатор ФОНТАН-1 модель 20К



Рис. 3. Локализатор ФОНТАН-1 модель 50К

Локализатор устанавливается в передней части кузова автомобиля и надежно закрепляется. Средства инициирования укладываются во внутреннюю полость устройства только в картонных или бумажных коробках. Коробки размещаются таким образом, чтобы не было их свободного перемещения во внутренней полости. Фиксация коробок внутри контейнера обеспечивается с помощью амортизационных матов (подушек), входящих в состав комплектации устройства. Расчетами подтверждено,

исходя из габаритов тары, средств инициирования и внутренней полости устройства, количество средств инициирования, помещаемых и перевозимых по отдельности [3]: не более 12 коробок со средствами инициирования – неэлектрическими системами (НСИ) или пиротехническими замедлителями (РП различных марок – РПЭ, РП-Н, РП-Д).

В зависимости от длины волноводов (от 3 до 15 м), масс взрывчатых веществ в одном метре волновода (0,2 г) и в одном капсюльдетонаторе (1,4 г) при общей массе ВВ в одном устройстве не более 5 кг в одном локализаторе можно разместить от 1050 до 2100 штук НСИ (СИНВ, Искра, Коршун).

При производственной необходимости допускается использовать максимум два локализатора ФОНТАН-1 модель 50К, общей вместимостью до 4200 штук НСИ, в зависимости от длины волновода, массой ВВ не более 10 кг. В этом случае локализаторы размещаются на расстоянии друг от друга не менее 0,65 м (r_d) [4]. Радиус по передаче детонации определяется так:

$$r_d = K_d \sqrt[3]{Q^4 b},$$

где r_d – безопасное расстояние от центра активного до поверхности пассивного заряда, м; K_d – коэффициент, значение которого зависит от вида взрывчатых материалов зарядов и условий взрыва; Q – масса ВВ активного заряда, кг; b – меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля), м.

Таблица

Средства инициирования	Габариты коробок, см			Вместимость	
	длина	ширина	высота	шт.	кг
Электродетонаторы	46	50	30	300	0,45
Пиротехнические реле	38	31	29	80	0,24
Детонаторы неэлектрической системы инициирования (НСИ)	37	30	28	50	0,15

Для повышения безопасности перевозки и с учетом производственной необходимости количество перевозимых ЭД и НСИ может быть ограничено (таблица).

Согласно данным по результатам испытания моделей 20К и 50К ФОНТАН-1, при максимальной загрузке контейнера (2 и 5 кг тринитротолуола) в случае подрыва опасное для жизни расстояние (порог летальности) составляет 2,5 м, а для здоровья (порог баротравмы) – 3,5 м [5].

Установка локализаторов в отсеке дизельного автофургона для перевозки средств инициирования или в грузовом отсеке, совместно со взрывчатыми веществами, возможна на расстоянии не ближе 0,65 м для одного локализатора и 0,82 м для двух локализаторов от ВВ для ЭД, РП и НСИ, соответственно.

Таким образом, была решена задача по совместной перевозке взрывчатых материалов. На сегодня обслуживание небольших массовых взрывов или взрывов на строительных объектах с применением локализаторов взрыва ФОНТАН стало экономически более эффективным.

Литература

1. ПБ 13-78-94 Правила безопасности при перевозке взрывчатых материалов автомобильным транспортом: утв. Постановлением Госгортехнадзора России от 8 ноября 1994 г. N 57.

2. Воробьев В.А. Опыт буровзрывных работ на строительных объектах Южного Урала / В.А. Воробьев, Г. А. Рязанов // Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технических семинаров / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – С. 101–106.

3. Заключение экспертизы промышленной безопасности на применение технического устройства «Устройство для защиты от взрыва Фонтан-1» модель 50кту-0989-046-31041642-05 / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – 10 с.

4. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01): утв. Постановлением Госгортехнадзора России от 30.01.01 КЗ. Введены в действие с 01.03.02. М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность», 2001. – 207 с.

5. Руководство по эксплуатации (паспорт) 046Д.006.000.000РЭ «Устройство для защиты от взрыва ФОНТАН-1 (модель 50К).

УДК 622.235.91

РАСХОДНЫЙ СКЛАД ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ КОНТЕЙНЕРНОГО ТИПА НА СТРОЙПЛОЩАДКЕ ЕКАТЕРИНБУРГСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

Г.П. Берсенёв, Д.В. Пушков, В.М. Слепенков

С целью снижения затрат на перевозку взрывчатых материалов (ВМ) с арендованных расходных складов, расположенных в области, и бесперебойного обеспечения ими производственных участков по строительству второй линии Екатеринбургского метрополитена в Верх-Исетском районе, а также в связи с закрытием существовавшего несколько лет расходного склада ВМ в Ленинском районе возникла необходимость в проектировании и строительстве кратковременного расходного склада ВМ минимальной емкости. Для этого проектной организацией ООО «Научно-производственное предприятие «Взрывтехнология» был выбран вариант кратковременного склада ВМ контейнерного типа [5]. В качестве хранилищ взрывчатых веществ и средств инициирования приняты два контейнера типа СК-3ВМ массой 1220 кг (рис. 1), изготовленных из стальных профильных листов, каркасных, торцевых и боковых панельных стенок (сталь 092Г2), панелей крыши (сталь 08ПС) с толщиной стенок до 60 мм [3, 4]. Размеры контейнера:

	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм
Габаритные	2991	2438	2438
Внутренние	2766	2340	2390

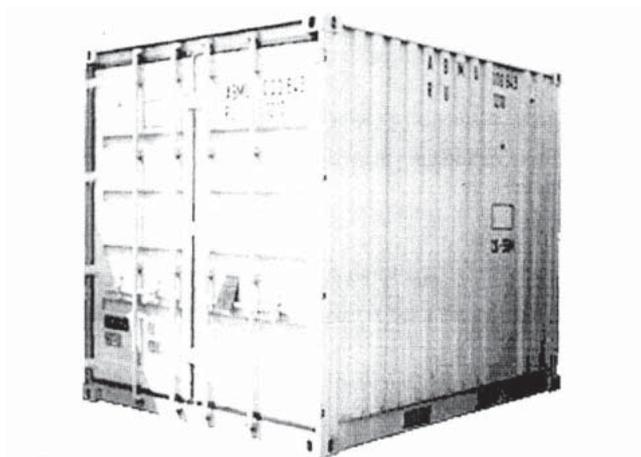


Рис. 1. Контейнер специализированный для взрывчатых материалов типа СК-3ВМ

Контейнер имеет двойные двери шириной 2318 мм и высотой 2282 мм, запирающиеся на два мощных замка и имеющие устройство для пломбирования.

Контейнер СК-3ВМ соответствует международным (ISO) и национальным (ГОСТ) стандартам и международной конвенции по безопасным контейнерам (CSC).

Учитывая габаритные размеры тары и вместимость, в одном хранилище на одном штабельном настиле в один ряд по высоте размещается 500 м детонирующего шнура (6 кг ВВ) и 144 кг аммонита № 6ЖВ $\varnothing = 32$ мм, в другом хранилище – в специально обитом мягким войлоком металлическом ящике (рис. 2) на 4 полках размещается 108 электродетонаторов (0,324 кг ВВ) и 1400 неэлектрических систем инициирования (4,2 кг ВВ).

Металлический ящик размером 800 мм (длина), 1500 мм (ширина) и 1000 мм (высота) представляет собой пространственную конструкцию из стальных уголков не менее 45 мм и стальных листов толщиной не менее 4 мм с открывающимися на всю высоту дверными полотнами. В ящике помещается 4 полки, обитые войлоком. Ящик устанавливается в противоположной стороне от ВВ в контейнере СИ (№ 2) и закрывается на замок. На нижней полке размещается один ящик с электродетонаторами и 2 ящика (коробки) со средствами неэлектрической системы инициирования (Искра-Ш). На каждой из 3 верхних полок помещается по 4 коробки с НСИ. Таким образом размещается 14 коробок (ящиков) с 1400 детонаторами НСИ.

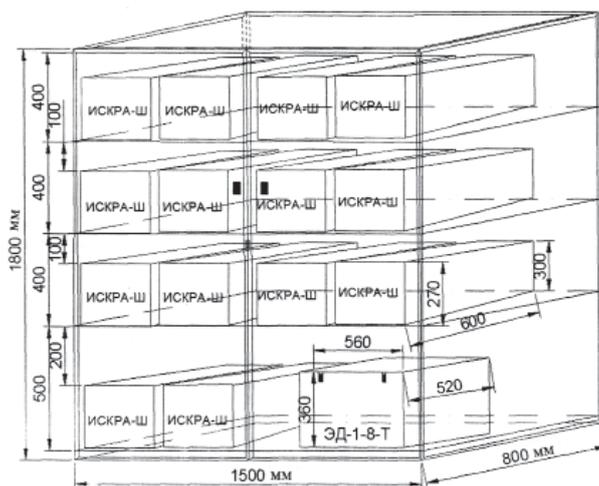


Рис. 2. Конструкция металлического ящика для хранения средств инициирования

Кратковременный расходный склад ВМ располагается в юго-восточной части строительной площадки ствола № 202 второй линии Екатеринбургского метрополитена на ул. Татищева в квартале улиц Токарей – Красноуральская. Склад ВМ, состоящий из двух, рядом расположенных контейнерных хранилищ, со стороны улиц Татищева, Токарей, Красноуральской и жилого дома № 53 по ул. Татищева обнесен общим железобетонным забором высотой не менее 2,5 м, являющимся одновременно и оградой строительной площадки ствола № 202. Дополнительной оградой со стороны жилого дома № 53 по ул. Татищева в сторону ул. Красноуральской оборудуется ограда из колючей проволоки высотой не менее 2 м.

Въезд в склад ВМ осуществляется через двустворчатые ворота с калиткой из колючей проволоки, закрываемые на замки. На территории склада размещается вагончик для заведующего складом (раздатчика) и подготовки ВМ.

С целью полной защиты близлежащих объектов, находящихся на расстоянии: проезжей части улицы Татищева – 15 м; жилого дома № 53 по ул. Татищева – 51 м; магазина в доме № 38 по ул. Татищева – 47 м – проектом предусмотрено комбинированное укрытие (рис. 3). Оно представляет собой забор из железобетонных плит 2 высотой 3 м, отстоящий от задних и боковых стен хранилищ 1 на расстоянии 0,5 м, а между этим забором и контейнерами укладываются мешки 5

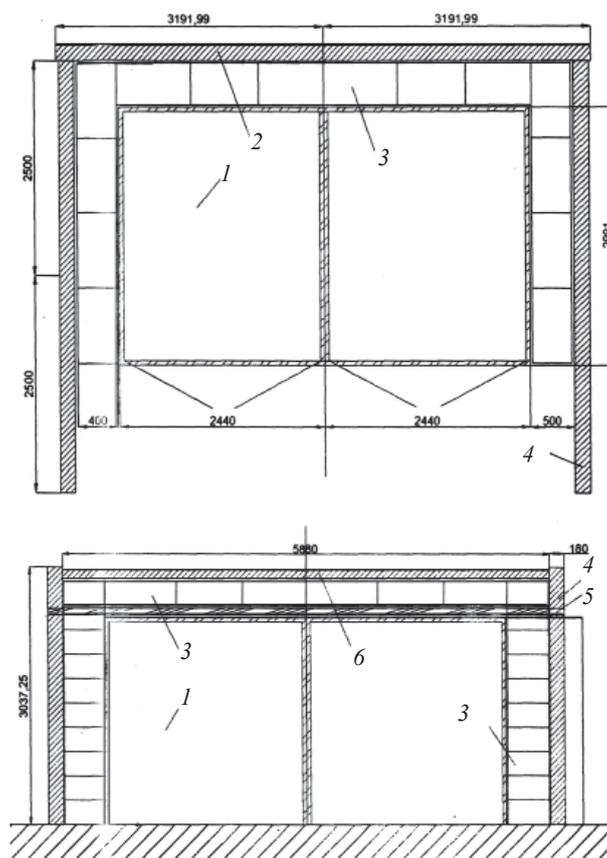


Рис. 3. Комбинированное укрытие:

- 1 – металлический контейнер специализированный для ВМ СК-3ВМ (2991×2438×2438 мм);
 2 – панель забора ТУ 66025-83. П6ВАБ (3160×3000×160 мм);
 3 – мешки с песком (отсев) (800×400×200 мм);
 4 – панель забора ТУ 66025-83 ПО25-30-2-1 (2500×3000×180 мм);
 5 – металлические стержни (полосы) (1-6500 мм, $\varnothing \geq 50$ мм).

с песком (отсевом). Поверх контейнеров минимум в 3 местах прокладываются металлические стержни (полосы), скрепляющиеся верха панелей забора и в 2 ряда вплотную закладываются мешки с песком. Для защиты склада ВМ от атмосферных осадков оборудуется крыша из асбоцементных листов б.

Комбинированное укрытие обеспечивает за счет надежной обваловки с 3 сторон склада ВМ надежную защиту близлежащих от склада объектов.

Проведенные расчеты по безопасному хранению указанных выше взрывчатых материалов по методикам «Единых правил безопасности при взрывных работах» дали результаты, значительно ниже фактических: расстояний между ВВ и СИ – по детонации; между ВВ и охраняемыми близлежащими объектами – по действию ударно-воздушной волны.

Так как проектом предусмотрена двойная для ВВ и тройная для СИ защита в виде нахождения СИ в металлическом ящике со стенками толщиной 4 мм; нахождения ВВ и СИ в контейнерах со стенками толщиной 50 мм из металла и обваловки из железобетонных панелей и штабелей мешков с песком, то гарантирована полная безопасность нахождения кратковременного расходного склада ВМ в весьма стесненных городских условиях.

Функционирование склада ВМ описанной конструкции позволит экономично и производительно вести проходку тоннелей Екатеринбургского метрополитена в течение двух выходных дней без дополнения взрывчатых материалов с других складов.

Литература

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов / Госгортехнадзор России. – М.: НТЦ Промбезопасность, 2001. – 244 с.
2. Проектирование взрывных работ в промышленности / Э.Б. Башкуев и др.; под общ. ред. Кутузова Б.Н. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 359 с.
3. Инструкция о порядке хранения и учета ВВ в контейнерах, размещаемых на открытых площадках складов ВМ: утв. Госгортехнадзором СССР от 20.05.85 г. № 05-20/200. М., 1985.
4. ГОСТ 19747-74 Транспортирование ВМ в контейнерах.
5. Рабочий технический проект кратковременного расходного поверхностного склада ВМ контейнерного типа на строительной площадке ствола № 202 второй линии Екатеринбургского метрополитена / ООО НПП Взрывтехнология. – Екатеринбург, 2012. – 22 с.

Сведения об авторах

Азанов Михаил Алексеевич – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Антипин Алексей Александрович – к.т.н., доцент кафедры «Системы автоматизированного проектирования объектов строительства», зам. директора УрФУ по научным и инновационным работам Строительного института, УрФУ-УПИ, г. Екатеринбург, Россия.

Багаветдинов Нурутдин Гильмутдинович – начальник цеха, Российский федеральный ядерный центр – Всероссийский НИИ технической физики им. Е.И. Забабахина (РФЯЦ-ВНИИТФ), г. Снежинск, Челябинская обл., Россия.

Берсенёв Геннадий Порфирьевич – к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, директор ООО НПП «Взрывтехнология», исполнительный директор НП «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале» «Взрывники Урала», г. Екатеринбург, Россия.

Бешапошников Юрий Петрович – к.т.н., директор производства взрывной обработки НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов», ОАО «Уралхиммаш», г. Екатеринбург, Россия.

Болкисева Елена Владиславовна – старший преподаватель кафедры безопасности горного производства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Болкисева Юлия Владиславовна – ассистент кафедры безопасности горного производства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Власов Олег Михайлович – главный инженер, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Ворошнин Василий Николаевич – главный инженер, ООО «СМУ-5 Мосметростроя», Москва, Россия.

Глебов Андрей Валерьевич – к.т.н., зам. директора по научным вопросам, Институт горного дела УрО РАН, генеральный директор Горнопромышленной ассоциации Урала, г. Екатеринбург, Россия.

Гончаров Александр Иванович – к.ф.-м.н., с.н.с., Институт динамики геосфер РАН, Москва, Россия.

Городилов Сергей Николаевич – инженер, ст. преподаватель, ученый секретарь кафедры «Системы автоматизированного проектирования объектов строительства», УрФУ-УПИ, г. Екатеринбург, Россия.

Дмитриев Александр Юрьевич – начальник участка БВР, ООО «СМУ-5 Мосметростроя», Москва, Россия.

Жамилова Зитта Андреевна – начальник экспериментального участка научно-экспериментального центра, почетный химик, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Жариков Сергей Николаевич – к.т.н., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Карасёв Кирилл Александрович – инженер, аспирант кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Карачинский Станислав Иванович – к.т.н., начальник отдела, Российский федеральный ядерный центр – Всероссийский НИИ технической физики им. Е.И. Забабахина (РФЯЦ-ВНИИТФ), г. Снежинск, Челябинская обл., Россия.

Корнилков Сергей Викторович – д.т.н., проф., директор Института горного дела УрО РАН, президент Горнопромышленной ассоциации Урала, президент некоммерческого партнерства «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале» («Взрывники Урала»), г. Екатеринбург, Россия.

Котяшев Альберт Александрович – к.т.н., с.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Кравченко Александр Николаевич – начальник горного отдела, Уральское управление Ростехнадзора РФ, г. Екатеринбург, Россия.

Крапивина Ирина Станиславовна – аспирант кафедры экономики и менеджмента, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Куликов Владимир Иванович – к.ф.-м.н., зав. лабораторией, Институт динамики геосфер РАН, Москва, Россия.

Кутуев Вячеслав Александрович – м.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Латышев Олег Георгиевич – д.т.н., проф. кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Маторин Анатолий Степанович – к.т.н., с.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Меньшиков Павел Владимирович – м.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Меньшенин Андрей Геннадьевич – государственный инспектор горно-металлургического отдела, Уральское управление Ростехнадзора, г. Екатеринбург, Россия.

Осипов Игорь Сергеевич – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Пай Владимир Васильевич – д.ф.-м.н., ведущий научный сотрудник, лаборатория динамических воздействий, Институт гидродинамики им. М.А. Лаврентьева СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Пахряев Борис Васильевич – главный инженер ООО «Промтехвзрыв», ОАО «Ураласбест», г. Асбест Свердловской области, Россия.

Переведенцев Петр Павлович – генеральный директор ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Потеряева Елена Александровна – начальник лаборатории Российский федеральный ядерный центр – Всероссийский НИИ технической физики им. Е.И. Забабахина (РФЯЦ-ВНИИТФ), г. Снежинск, Челябинская обл., Россия.

Пушков Дмитрий Владимирович – начальник участка буровзрывных работ ЗАО «Метрострой-ПТС», г. Екатеринбург, Россия.

Реготунов Андрей Сергеевич – м.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Русских Александр Петрович – директор предприятия ООО «Промтехвзрыв», ОАО «Ураласбест», г. Асбест Свердловской области, Россия.

Рысев Даниил Владимирович – зам. начальника цеха буровых работ ОАО «Ураласбест», г. Асбест Свердловской области, Россия.

Сергеев Анатолий Григорьевич – к.т.н., зам. начальника отдела, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Синицын Виктор Александрович – к.т.н., научный сотрудник, лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Саяпин Виталий Викторович – начальник лаборатории Новосибирского института программных систем, г. Новосибирск, Россия.

Слепенков Владимир Михайлович – главный государственный инспектор по взрывным работам, Уральское управление Ростехнадзора РФ, г. Екатеринбург, Россия.

Сухов Рудольф Иванович – к.т.н., зав. сектором лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Тарасов Сергей Петрович – инженер, аспирант кафедры «Горные машины», Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Тимофеев Олег Анатольевич – начальник исследовательской группы, Российский федеральный ядерный центр – Всероссийский НИИ технической физики им. Е.И. Забабахина (РФЯЦ-ВНИИТФ), г. Снежинск, Челябинская обл., Россия.

Флягин Александр Сергеевич – м.н.с., лаборатория разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Хижняков Юрий Сергеевич – главный инженер рудоуправления ОАО «Ураласбест», г. Асбест Свердловской области, Россия.

Хорохов Дмитрий Леонидович – главный государственный инспектор Челябинского отдела по технологическому надзору, Уральское управление Ростехнадзора, г. Челябинск, Россия.

Чернухин Владимир Иванович – к.т.н., начальник лаборатории, НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов», ОАО «Уралхиммаш», г. Екатеринбург, Россия.

Чистяков Николай Анатольевич – начальник цеха взрывных работ, ООО «Промтехвзрыв» ОАО «Ураласбест», г. Асбест, Свердловская обл., Россия.

Шакиров Ильхам Рахимович – директор завода, Российский федеральный ядерный центр – Всероссийский НИИ технической физики им. Е.И. Забабахина (РФЯЦ-ВНИИТФ), г. Снежинск, Челябинская обл., Россия.

Шеменёв Валерий Геннадьевич – к.т.н., зав. лабораторией разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, директор Уральского филиала ЗАО «Взрывиспытания», г. Екатеринбург, Россия.

СОДЕРЖАНИЕ

Задачи взрывников Урала

<i>Корнилков С.В., Глебов А.В.</i> О горнопромышленных съездах Урала	3
<i>Берсенёв Г.П.</i> О научно-технических семинарах по буровзрывным работам и о задачах взрывников Урала.....	10

Буровые работы

<i>Сухов Р.И., Меньшенин А.Г., Хижняков Ю.С., Рысев Д.В.</i> О состоянии техники и технологии бурения взрывных скважин и вопросы безопасности при эксплуатации бурового оборудования на Урале.....	17
<i>Болкисева Ю.В.</i> Принципы экспертизы промышленной безопасности карьерных буровых станков.....	26
<i>Болкисева Ю.В., Болкисева Е.В.</i> Способ определения остаточного ресурса агрегатов станков типа СБШ-250 МНА-32.....	32
<i>Реготунов А.С.</i> Механизм разрушения крепких горных пород при бурении шпуров и скважин ударно-поворотным и ударно-вращательным способами.....	38

Взрывчатые материалы

<i>Переведенцев П.П., Власов О.М., Сергеев А.Г., Жамилова З.А.</i> Создание и производство патронированного эмульсионного взрывчатого вещества эмигранта	45
<i>Багаветдинов Н.Г., Карачинский С.И., Потеряева Е.А., Тимофеев О.А., Шакиров И.Р.</i> Выбор и оптимизация характеристик взрывчатых составов для сварки взрывом листовых биметаллических заготовок	50
<i>Бесшапошников Ю.П., Чернухин В.И., Пай В.В.</i> Определение метательной способности взрывчатых веществ в условиях скользящей детонации.....	59

Технология взрывных работ на карьерах

<i>Котяшев А.А., Маторин А.С., Русских А.П., Пахряев Б.В.</i> Исследование свойств горных пород в локальных массивах на карьерах для обоснования рациональных параметров БВР	68
<i>Котяшев А.А., Русских А.П., Пахряев Б.В.</i> Тенденции изменения по времени показателей буровзрывного комплекса ОАО «Ураласбест»	83
<i>Жариков С.Н., Шеменёв В.Г.</i> Способ расчета параметров буровзрывных работ для снижения воздействия взрывов на устойчивость бортов карьеров	104
<i>Русских А.П., Чистяков Н.А., Саяпин В.В.</i> Применение пневматических заглушек для рассредоточенных скважинных зарядов	108
<i>Латышев О.Г., Осипов И.С.</i> Удельный импульс стандартного дробления горных пород	112
<i>Латышев О.Г., Осипов И.С., Берсенёв Г.П.</i> К вопросу моделирования дробящего действия взрыва на ударном копре.....	115
<i>Тарасов С.П.</i> Передвижной многофункциональный комплекс для безопасного разрушения негабаритов и фундаментных блоков.....	120

Безопасность взрывных работ

<i>Кравченко А.Н., Слепенков В.М., Хорохов Д.Л.</i> О надзоре за объектами взрывных работ на Урале	127
<i>Дмитриев А.Ю., Ворошин В.Н., Гончаров А.И., Куликов В.И.</i> Сейсмическое и акустическое действия взрывных работ Мосметростроя	132
<i>Меньшиков П.В., Шемёнёв В.Г., Сеницын В.А.</i> Влияние сейсмических взрывных волн на массив горных пород в оползневой зоне Главного карьера ОАО «ЕВРАЗ КГОК»	148
<i>Меньшиков П.В., Шемёнёв В.Г., Сеницын В.А.</i> Воздействие сейсмических и ударно-воздушных волн на здания промышленной зоны ОАО «ЕВРАЗ КГОК» и поселка Валериановск	158
<i>Антипин А.А., Городилов С.Н., Берсенёв Г.П.</i> Оценка влияния взрывов на здания поселка Бажова при проведении пневматических испытаний газопроводных труб	166
<i>Чернухин В.И., Бесшапошников Ю.П., Меньшиков П.В., Шемёнёв В.Г., Сеницын В.А.</i> Инструментальные замеры при ведении взрывных работ по сварке металлов	170
<i>Кривина И.С., Болкишева Е.В.</i> Определение зоны проникновения взрывных газов в массив пород и мероприятия по ее уменьшению при проходке строительных горных выработок	175
<i>Азанов М.А., Карасёв К.А.</i> Перспективы использования поверхностно-активных сред для борьбы с пылеобразованием при взрывании горных пород ..	184
<i>Флягин А.С., Кутуев В.А.</i> Совместная перевозка взрывчатых материалов автотранспортом	187
<i>Берсенёв Г.П., Пушков Д.В., Слепенков В.М.</i> Расходный склад взрывчатых материалов контейнерного типа на стройплощадке Екатеринбургского метрополитена	192
Сведения об авторах	197

Научное издание

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Рекомендовано к изданию ученым советом
Института горного дела и НИСО УрО РАН

Ответственный за выпуск Г.П. Берсенёв

Редакторы Н.У. Макарова и О.А. Истомина

Компьютерный набор текста Т.Н. Инякиной и В.В. Ягнышевой
Компьютерная верстка Н.С. Филипповой

НИСО УрО РАН № 19(13)
Подписано в печать 10.07.2013. Формат 60×84 1/16.
Усл. печ. л. 12,7. Тираж 150. Заказ № 471.

Институт горного дела УрО РАН
620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Типография «Уральский центр академического обслуживания»
620028, Екатеринбург, ул. Крылова, 27

