ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Материалы научно-производственного семинара по взрывным работам, 2016 г.

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ
БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА
УРАЛЬСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ
РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Материалы научно-производственного семинара по взрывным работам, 2016 г.

Екатеринбург
2017

УДК 622.235/063/
ББК 33.133
Т38

Рекомендовано к изданию Ученым советом ИГД УрО РАН

Издание осуществлено Ассоциацией «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале»
(Ассоциация «Взрывники Урала»)

Ответственный редактор – Г.П. Берсенёв
кандидат технических наук,
старший научный сотрудник ИГД УрО РАН,
генеральный директор Ассоциации «Взрывники Урала»

Т38 **Технология и безопасность взрывных работ:** Материалы научно-производственного семинара по взрывным работам, 2016 г. Отв. ред. Г.П. Берсенёв. – Екатеринбург: Издательство АМБ, 2017. – 130 с.: цв. ил.

В рамках издания представлены материалы научно-производственного семинара по взрывным работам в карьерах, в строительстве и на объектах промышленности Урала, проведенного 18–19 октября 2016 г. Институтом горного дела УрО РАН, Ассоциацией «Взрывники Урала» и Уральским управлением Ростехнадзора с участием 55 специалистов от 28 предприятий, занимающихся взрывными работами на Урале, в Республике Башкортостан и Москве.
Семинар проведен в рамках IX-ой специализированной выставки «Горное дело/ Ural Mining – 2016».

УДК 622.235/063/
ББК 33.133

© Институт горного дела УрО РАН, 2017
© Оформление. Издательство АМБ, 2017

СОДЕРЖАНИЕ

Берсенёв Г.П. Научно-производственный семинар по взрывным работам 5

Глебов А.В. Итоги IX-специализированной выставки «ГОРНОЕ ДЕЛО/ Ural MINING-2016» 8

СуховР.И., Болкисев В.С. К вопросу изучения прочностных свойств горных пород при бурении взрывных скважин 11

Корнилков С.В., Шеменев В.Г., Кравченко А.Н. Вопросы экспертизы промышленной безопасности 15

Примак В.С. Опыт проектирования буровзрывных работ на примере проектной документации ОАО «Башкирская медь» «Разработка Дергамышского месторождения медно-колчеданных руд» 19

Чеглоков В.А. О надзоре за взрывными работами 28

Воробьев В.А., Малакичев А.В., Литвин А.А. Обеспечение безопасности взрывных работ в «ЮжУралВзрывпроме» 32

Токманцев М.С., Котенков А.В. Обеспечение безопасной технологии ведения взрывных работ при отработке прибортовых запасов месторождения Удачного подземным способом 38

Бахтигареев Т.Т. Сейсмобезопасность технологических взрывов в обводненном массиве 44

Трясцин А.В., Кочнев К.А., Морозов Л.С. Способ уменьшения взрывоопасной зоны 48

Бесшапошников Ю.П., Чернухин В.И., Меньшиков П.В. Определение безопасного расстояния при сварке взрывом наружного заряда ВВ 51

Симаков А.В., Мальберг С.Л. Электронное взрывание
и сейсмобезопасность взрывных работ на открытой разработке
месторождений 57

Синицын В.А., Меньшиков П.В. Опыт применения измерительного
оборудования DATATRAP II для определения основных характеристик
взрывчатых веществ 64

Горинов С.А., Маслов И.Ю., Шеменев В.Г. К вопросу о выборе
эмульсионных взрывчатых веществ при добыче сульфидсодержащих
горных пород 70

***Котяшев А.А., Меньшиков П.В., Шеменев В.Г., Русских А.П.,
Пахряев Б.В.*** Экспериментальная оценка детонационных
характеристик промежуточных детонаторов 76

Болкисева Е.В. Газоопасность промышленных ВВ 85

Жариков С.Н., Тимофеев И.Н., Бушков В.К., Гуленков Э.В.
Совершенствование взрывных работ на предельном контуре карьера
Восточный Олимпиадинского ГОКа 93

Смирнов А.А., Рожков А.А., Качалов И.В. Взрывная отбойка
высокоценного кварца при подземной добыче 99

Крапивина И.С., Берсенёв Г.П. Трудоемкость затрат на буровзрывные
работы при проведении строительных горных выработок 106

Доможиров Д.В., Караулов Н.Г., Носов И.И., Носов В.И. Взрывной
и альтернативные способы подготовки на карьерах блочного камня 112

Ворсин В.А., Флягин А.С., Уфимцев В.М.
Невзрывные средства для разрушения горных пород 120

НАУЧНО-ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ СЕМИНАР ПО ВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ

Г.П. Берсенёв

18 и 19 октября 2016 г. в Институте горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН) проведен научно-производственный семинар по организации, технологии и безопасности взрывных работ на открытых и подземных горных разработках Урала. Организаторами данного семинара выступили ИГД УрО РАН, Ассоциация «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале» (Ассоциация «Взрывники Урала») и Уральское управление федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору (Уральское управление Ростехнадзора). Семинар проведен в рамках IX-специализированной выставки «Горное дело/Ural Mining 2016», по решению Горнопромышленной ассоциации Урала и Горно-металлургического Совета Уральского федерального округа.

На семинаре приняли активное участие 55 специалистов взрывного дела от 28 предприятий Свердловской и Челябинской областей, Республики Башкортостан, Краснодарского края, Москвы и Казахстана (АО «Костанайские минералы», г. Житикара).

С приветствиями и пожеланиями выступили руководители семинара – Корнилков Сергей Викторович – директор ИГД УрО РАН, Президент Ассоциации «Взрывники Урала»; Чеглоков Владимир Александрович – руководитель межрегионального отдела горного надзора Уральского управления Ростехнадзора и Берсенёв Геннадий Порфирьевич – генеральный директор Ассоциации «Взрывники Урала».

На семинаре заслушано 18 докладов и сообщений по различным направлениям взрывного дела.

Наиболее опасными на горных предприятиях являются взрывные работы, поэтому вопросам их безопасности было уделено основное внимание. В выступлениях Чеглокова В.А.; Кантора Вениамина Хаимовича – генерального директора научно-технической фирмы «Взрывтехнология», г. Москва; Чистякова

Берсенёв Геннадий Порфирьевич – кандидат технических наук, генеральный директор Ассоциации «Взрывники Урала», старший научный сотрудник ИГД УрО РАН

Николая Анатольевича – начальника цеха взрывных работ ООО «Промтехвзрыв» Уральского асбестового ГОКа; Якупова Альфита Зиевича – коммерческого директора АО «Калиновский химический завод»; Домнышева Владимира Геннадьевича – главного инженера рудоуправления АО «Костанайские минералы» (Казахстан) и других была представлена информация по вопросам техники безопасности на взрывных работах и на изготовлении взрывчатых веществ.

Вопросам проектирования взрывных работ, от которых во многом зависит качество, экономика и безопасность их производства посвятили выступления Примак Владимир Степанович – главный инженер ОАО Институт «Уралгипроруда» и Литвин Алексей Анатольевич – представитель Челябинского управления буровзрывных работ ООО «ЮжУралВзрывпром».

С большим вниманием участники семинара выслушали выступление Бахтигареева Тагира Тимербаевича – главного горняка АО «Сырьевая компания» (г. Стерлитамак, Республика Башкортостан).

Опыт технического контроля массовых взрывов и мониторинга сейсмического действия за ними на предприятии, разрабатывающем почти полностью обводненном горном массиве и находящемся в весьма стесненных условиях, окруженных с трех сторон жилыми постройками и промышленными объектами, представляет большой научный и производственный интерес для взрывников и горняков не только Урала, но и всей России.

Об опыте применения электронного взрывания на Качканарском ГОКе – флагмане горнорудной промышленности Урала, рассказал представитель ведущей на данном предприятии взрывной организации ООО «АВТ-Урал» Симаков Александр Викторович. Его выступление дополнил генеральный директор Мальберг Сергей Леонидович. С применением этого метода взрывания на предприятии были разработаны и внедрены рекомендации по организации и проведению взрывных работ, по мониторингу сейсмовоздействия взрывов на охраняемые объекты и на борта карьеров. За счет этих мероприятий значительно снижен отрицательный эффект сейсмики взрывов.

Практическую помощь Качканарскому ГОКу по данному вопросу оказывает Лаборатория разрушения горных пород ИГД УрО РАН (заведующий – к.т.н. Шеменев Валерий Геннадьевич). Систематические замеры сейсмики электронными приборами Mini Mate Plus, УРАН, АИР и уже более современным новым измерительным комплектом DATATRAP II дают положительные результаты. Об опыте внедрения измерительного комплекта на Качканаре и других предприятиях Урала сделал сообщение Синицын Виктор Александрович – старший научный сотрудник ИГД УрО РАН, канд. техн. наук.

Проведением экспертных работ и возникающими в настоящее время экономическими и техническими, излишними по нашему мнению, проблемами аттестации экспертов – взрывников и горняков посвящены были выступления директора и ведущих сотрудников ИГД УрО РАН – Корнилкова Сергея Викторовича, Шеменева Валерия Геннадьевича и Кравченко Александра Николаевича.

Отличительной чертой проведенного семинара явились яркие диспуты участников разных школ и мнений, в т.ч. наших дальних, не уральских, участников: Кантора В.Х. и Горинова С.А. (г. Москва), Жакеева М.А. и Домнышева В.Г. (г. Житикара, Казахстан).

На семинаре доведено решение Правления Ассоциации «Взрывники Урала» о награждении Почетными грамотами активно участвующих в общественной работе и в производственной деятельности по совершенствованию взрывного дела на Урале:

– **Синцова Сергея Евгеньевича** – генерального директора ООО «АВТ-Урал Сервис» (г. Качканар);

– **Русских Александра Петровича** – директора ООО «Промтехвзрыв» ОАО «Ураласбест»;

– **Бесшапошникова Юрия Петровича** – директора производства взрывной технологии АО «Уралхиммаш», канд. техн. наук;

– **Карачинского Станислава Ивановича** – начальника отдела Российского федерального ядерного центра – Всероссийского НИИ технической физики им. акад. Е.И. Забабахина (РФЯЦ – ВНИИТФ), г. Снежинск Челябинской обл., канд. техн.наук.

Для участников семинара Ассоциацией «Взрывники Урала» была организована экскурсия в музей военной техники «Боевая слава Урала» в г. Верхняя Пышма, где ведущий специалист музея ОАО «Уралэлектромедь» Павлюков Григорий Вадимович обстоятельно ознакомил с экспонатами, без сомнения, наилучшего в России подобного музея.

Решение научно-производственного семинара по взрывным работам

1. Одобрить проведение научно-производственных семинаров по взрывному делу с расширенным составом участников производственных предприятий, ведущих взрывные (буровзрывные, буровые) работы в различных отраслях промышленности. В третьем квартале 2017 года провести подобный семинар на одном из предприятий, с детальным разбором проведенного массового взрыва.

Ответственные – ИГД УрО РАН, Ассоциация «Взрывники Урала»;

2. Разработать и утвердить Положение (Инструкцию) о взаимоотношении специализированных предприятий (цехов, участков), ведущих взрывные работы с владельцами горных предприятий.

Срок – 2017 г. Ответственные – Ассоциация «Взрывники Урала»;

3. Обратиться к горнорудным предприятиям Урала о финансировании научной работы по разработке Инструкции по ведению взрывных работ в сульфидосодержащих рудах.

Срок – 2017 г. Ответственные – ИГД УрО РАН.

4. Подготовить и издать сборник выступлений данного семинара.

Срок – II квартал 2017 г. Ответственные – Ассоциация «Взрывники Урала».

ИТОГИ IX – СПЕЦИАЛИЗИРОВАННОЙ ВЫСТАВКИ «ГОРНОЕ ДЕЛО / URAL MINING-2016»

А.В. Глебов

С 8 по 10 ноября 2016 года при поддержке Министерства промышленности и науки Свердловской области, НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», Института горного дела УрО РАН, Союза машиностроительных предприятий Свердловской области и Уральского государственного горного университета в МВЦ «Екатеринбург-Экспо» состоялась IX-специализированная выставка «ГОРНОЕ ДЕЛО/ Ural MINING ‘16».

В церемонии официального открытия выставки приняли участие: КОРНИЛКОВ Сергей Викторович, президент НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», директор Института горного дела УрО РАН; ЯСТРЕБКОВ Александр Александрович, председатель Союза Золотопромышленников Урала; СИМИСИНОВ Денис Иванович, заместитель проректора по научной работе Уральского государственного горного университета.

Глебов Андрей Валерьевич – кандидат технических наук, зам. директора по научным вопросам ИГД УрО РАН, генеральный директор НП «Горнопромышленная ассоциация Урала.

Выступающие поздравили участников и гостей с открытием выставки, отметили важность и актуальность тематики выставки для промышленности Уральского региона и пожелали участникам плодотворной работы, новых деловых встреч и расширения взаимовыгодного сотрудничества.

В рамках деловой программы проведены научные семинары «Геомеханика в горном деле» и «Стратегия обеспечения титанового кластера сырьем уральских месторождений», а так же семинары-презентации экспонентов.

В обсуждении стратегии обеспечения Титанового кластера Свердловской области сырьем уральских месторождений приняли участие 21 специалист от ИГД УрО РАН, ИМЕТ УрО РАН, УГГУ, Правительства Свердловской области, территориального управления Уралнедра, Русской медной компании, Союза золотопромышленников, СУАЛ-холдинга, организаторы от титанового кластера.

С докладами выступили Корнилков С.В. (ИГД УрО РАН), Пелевин А.Е. (УГГУ), Чесноков Ю.А. (ИМЕТ УрО РАН).

После обмена мнениями участники семинара отметили, что на настоящее время имеются оцененные технологии обогащения коренного рудного сырья, россыпных месторождений, техногенного сырья, а также шлаков плавки титаномагнетитовых концентратов. Перспективным видом технологии производства титанового сырья может быть признана прямая переработка коренных месторождений с получением ильменитовых и рутиловых концентратов, а также организация селективной добычи титаномагнетитовых руд по природным типам и их дальнейшей переработки по схеме «металлизация-электроплавка» и получением высокотитанистых шлаков.

Участниками семинара подтвержден общий подход к эксплуатации уральских титано-магнетитовых месторождений (Копанское, Медведевское, Чернореченское, собственно Качканарское), основанный на комплексном использовании природного сырья. Признана необходимость разработки поэтапной стратегии развития производства титанового сырья (пигмент, титановая губка), а в качестве одной из перспективных площадок для разворачивания производственного цикла рекомендован Златоустовский металлургический завод.

Стратегия развития производства должна быть подтверждена данными об объемах потребляемого для производства титана сырья, а также требованиями предприятий к качеству поставляемого исходного сырья. При обосновании размещения производства в первую очередь следует учитывать кадровые вопросы производства, а также вопросы взаимодействия с собственниками недр.

Более 50 экспонентов приняли участие в экспозиции выставки. В составе участников: производственные и торгово-сервисные предприятия, научно-внедренческие и научно-исследовательские организации

из Москвы, Санкт-Петербурга, Свердловской, Челябинской, Тюменской, Нижегородской, Кемеровской, Самарской, Тульской и Ульяновской областей, а также компании из Австрии, Австралии, Англии, Чехии, Белоруссии и Украины.

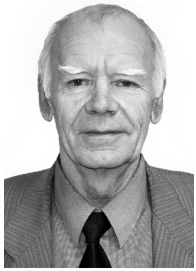
Вниманию посетителей были представлены новинки карьерной техники, дробильно-сортировочного, конвейерного, обогатительного, подъемно-транспортного, навесного, вентиляционного, бурового, весового, лабораторного и экологического оборудования для горнодобывающей, металлургической и строительной отраслей.

За три дня работы выставку посетили *1 290 специалистов.*

Выставка «ГОРНОЕ ДЕЛО/Ural MINING» в очередной раз стала местом очередной встречи специалистов отрасли, и позволила установить новые деловые контакты.

УДК 662.236

К ВОПРОСУ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН



Р.И. Сухов, В.С. Болкисев

На крупных карьерах более 80 % горных пород являются скальными и могут быть разрушены только с применением буровзрывного способа. Такое разрушение наиболее эффективно, если технические возможности буровой техники и взрывчатых веществ будут соответствовать прочностным свойствам и структурным особенностям массива горных пород. Информацию о прочностных и структурных особенностях конкретного участка горного массива можно уточнять в процессе бурения взрывных скважин. В этом случае появляется возможность повысить точность расчетов при проектировании параметров технологии взрывных работ и, следовательно, управлять расходом материальных ресурсов. Сущность метода уточнения информации заключается в том, что величина крутящего момента, создаваемого двигателем вращателя бурового станка, пропорциональна прочности породы и силам сопротивления, которые преодолевает механизм вращателя. Отсюда, критерием оценки пород по прочности может служить величина крутящего момента двигателя вращателя и затраченная мощность на удаление из скважины продуктов разрушения. Таким образом, уточнение информации о прочности горного массива будет основываться на знании показателей мощности, затрачиваемой двигателями бурового станка непосредственно в рациональном режиме процесса бурения. Для измерения величины мощности, затрачиваемой двигателями станка в режиме бурения, разработан (совместно ИГД УрО РАН с АО «НПО Автоматика») специальный комплект аппаратуры.

Сухов Рудольф Иванович – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник ИГД УрО РАН, Екатеринбург;

Болкисев Владислав Семенович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник ИГД УрО РАН, Екатеринбург.

Принцип работы такого комплекта заключаются в следующем. В процессе бурения взрывных скважин долото проходит различные по прочности горные породы. Специальные датчики фиксируют изменение электрических параметров двигателей бурового станка и дистанционно передают информацию на внешний сервер. Преобразование данной информации по специальной программе позволяет получать модель геологического строения горного массива.

Видами получаемой информации являются: временные диаграммы или дискретные значения осевого усилия, крутящего момента и частоты вращения долота; энергоемкости и скорости бурения; контактной прочности и показателя трудности бурения (по акад. В.В. Ржевскому). Комплект аппаратуры располагается на столе оператора.

Комплект аппаратуры использован при бурении взрывных скважин буровым станком СБШ-250МНА-32 в условиях карьеров ОАО «Ураласбест». В результате его использования получен большой объем данных об энергоемкости бурения в породах различного петрографического состава. В частности, анализ данных по блоку № 1 показал, что расход электроэнергии на бурение 1 м скважины составил до 3–4 кВт-ч, на удаление продуктов разрушения с забоя скважины – до 0,5 кВт-ч и на вспомогательные операции – около 1 кВт-ч. Колебания удельной энергоемкости были обусловлены влиянием, в том числе, тектонических нарушений и фрациальной неоднородностью массива. Одновременно интерпретация показателей датчиков четко показала, что на блоке, сложенном породами одного типа со средней крепостью (VIII–XIII категории с затратами энергии на бурение до 2 кВт-ч/м), имеется отдельный участок, представленный более крепкими породами (диориты с затратами энергии более 2 кВт-ч/м). Наличие этого участка подтвердилось результатами взрыва, когда этот участок блока оказался практически не разрушенным (рис. 1).

Кроме того, полученные данные позволили установить достаточно высокую для различных по прочности пород корреляционную связь между энергозатратами (e) и механической скоростью бурения (v) (рис. 2), которую можно аппроксимировать зависимостью:

$$v = 15{,}6e^{0{,}255}$$

Из рис. 2 видно, что энергоемкость снижается с увеличением скорости бурения. Отсюда выявляется практическое значение установленной зависимости: при бурении петрографических разностей одним и тем же типом долота можно в 1,5–2,0 раза сократить энерозатраты за счет изменения механической скорости бурения.

Если прочность пород выразить через показатель трудности бурения (Пб), то на основе информации об энергоемкости можно наглядно показать распределение прочностных свойств пород в массиве, построив плоскую модель блока по методике (рис. 3).

Наличие такой модели позволяет на основе данных о потребляемой двигателями станка мощности районировать горный массив по категориям буримости и взрываемости, т.е. определить для любой скважины не только параметры режима бурения, но и оперативно вносить изменения в параметры технологии взрывных работ.

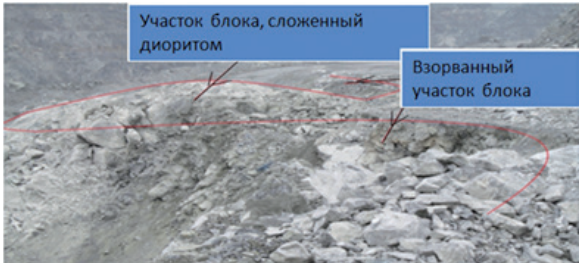


Рис. 1 – Блок № 1 после взрыва с неразрушенным участком из диорита

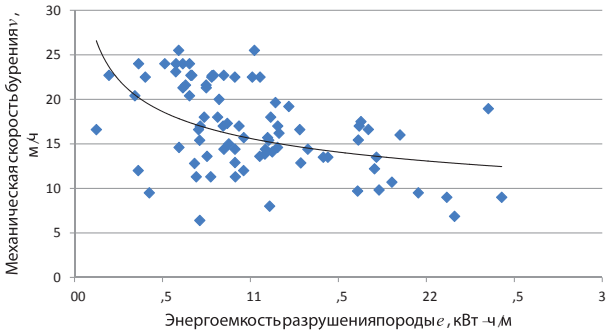


Рис. 2 – Блок № 1 после взрыва с неразрушенным участком из диорита

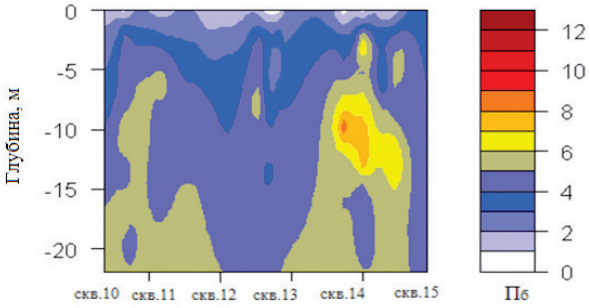


Рис. 3 – Модель распределения пород по глубине блока на основе показателя трудности бурения Пб по В.В Ржевскому

Работа подготовлена по конкурсным проектам фундаментальных исследований УрО РАН № 15-11-5-7.

Характеристика разработки комплекта аппаратуры состоит в следующем:

Принцип работы: в процессе бурения взрывных скважин долото проходит различные по прочности горные породы. Это вызывает определённые изменения потребления энергии при движении долота в скважине. Датчики фиксируют изменения рабочих параметров двигателей, и дистанционно передают информацию на внешний сервер. Преобразование информации в специальной программе позволяет получать модель геологического строения массива, данные о работе бурового станка, состоянии применяемого бурового инструмента в конкретный момент времени.

Виды получаемой информации: временные диаграммы или дискретные значения осевого усилия, крутящего момента и частоты вращения долота; энергоемкости и скорости бурения; контактной прочности и показателя трудности бурения (по акад. В.В. Ржевскому).

Степень готовности: изготовлен опытный образец программно-аппаратного комплекса для получения информации о прочностных свойствах пород в процессе бурения скважин, дорабатывается программное обеспечение.

Ожидаемые результаты: эффект от применения комплекса состоит в снижении затрат на буровзрывные работы, повышении производительности буровой техники и улучшении качества дробления горной массы.

Область применения разработки: горнодобывающие предприятия с открытым способом добычи полезных ископаемых; заводы-изготовители буровых станков и шарошечных долот; научно-исследовательские организации.

ВЫВОДЫ

1. Наличие оперативно уточняемых данных о прочностных свойствах горных пород обеспечивает возможность применения энергосберегающих режимов бурения и рациональных типоразмеров бурового инструмента при оптимальных параметрах технологии бурения.
2. Созданный программно-аппаратный комплекс оперативного определения изменяющихся в пространстве прочностных свойств горного массива позволяет на стадии проектирования оптимизировать параметры технологии взрывных работ, повысить качество дробления и снизить затраты на буровзрывные работы в 1,2–1,3 раза на 20–30 %.

УДК 622.235

ВОПРОСЫ ЭКСПЕРТИЗЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

С.В. Корнилков, В.Г. Шеменев, А.Н. Кравченко

В соответствии с Федеральным Законом «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» № 116 от 21.06.1997 г. экспертизе промышленной безопасности (ЭПБ) подлежат:

– документация на консервацию, ликвидацию опасного производственного объекта (далее ОПО);

– документация на техническое перевооружение ОПО, если она не входит в состав проектной документации, подлежащей экспертизе в соответствии с законодательством о градостроительной деятельности;

– технические устройства, применяемые на ОПО;

– здания и сооружения на ОПО, предназначенные для осуществления производственной деятельности;

– декларация промышленной безопасности, разрабатываемая в составе документации на техническое перевооружение;

– обоснование безопасности ОПО и изменения, вносимые в данные обоснования ЭПБ, проводит организация имеющая лицензию на ее проведение.

Экспертизу промышленной безопасности проводит организация, имеющая лицензию на проведение указанной экспертизы, за счет средств ее Заказчика.

Заключение ЭПБ подписывается руководителем экспертной организации экспертом (экспертами) в области промышленной безопасности, проводившими указанную экспертизу.

Заключение экспертизы представляется Заказчиком в федеральный или его территориальный орган исполнительной власти в области промбезопасности, который вносит ее в реестр заключений экспертиз.

Корнилков Сергей Викторович – доктор технических наук, профессор, директор ИГД УрО РАН, президент ассоциации «Взрывники Урала»;

Шеменев Валерий Геннадьевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией разрушения горных пород ИГД УрО РАН;

Кравченко Александр Николаевич – ведущий специалист лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН, Екатеринбург.

К категории ОПО в горнорудной промышленности и при обороте взрывчатых материалов относятся объекты, на которых ведутся горные работы (за исключением добычи без применения взрывных работ), а также работы по обогащению полезных ископаемых, связанные с обращением ВВ.

Согласно законодательству ОПО угольных и горнорудных производств подразделяются на классы:

а) I класс опасности – для шахт угольной промышленности и объектов подземных горных работ, где могут произойти взрывы газа и (или) пыли, внезапные выбросы породы, газа и (или) пыли, горные удары, прорывы воды в подземные горные выработки;

б) II класс опасности – объекты подземных горных работ, не указанные в подпункте (а); открытых горных работ объемом 1 и более миллиона кубических метров в год горной массы; объекты переработки угля (горючих сланцев);

в) III класс опасности – открытые горные работы, с объемом горной массы от 100 тысяч до 1 млн $м^3$ в год и объекты по обогащению полезных ископаемых (за исключением объектов переработки угля (горючих сланцев);

г) IV класс опасности – открытые горные работы с объемом горной массы менее чем 100 тысяч $м^3$/год.

Для объектов с получением, использованием, переработкой, изготовлением, хранением, транспортировкой и уничтожением взрывчатых материалов и изделий на их основе, класс опасности определяется количеством опасного вещества, находящегося на объекте.

Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила проведения экспертизы промышленной безопасности» устанавливают порядок проведения ЭПБ, требования к оформлению заключения экспертизы и требования к экспертам в области промышленной безопасности.

С 01.08.2016 г. вступили в силу, после согласования с министерством юстиции, приказы Ростехнадзора № 430 от 26.10.2015 г. «Об утверждении Административного регламента по предоставлению Ростехнадзором государственной услуги по аттестации экспертов в области промышленной безопасности» и приказ № 355 от 09.09.2015 г. «Об утверждении областей аттестации экспертов в области промышленной безопасности». В связи с вводом данных документов ранее действующие удостоверения экспертов утратили силу до окончания срока их действия.

Административный регламент устанавливает порядок, сроки и последовательность действий органов Ростехнадзора и порядок взаимодействия Ростехнадзора с заявителями ЭПБ.

Аттестация экспертов в настоящее время включает следующие этапы: **тестирование, решение ситуационных задач и собеседование**. За аттестацию по новым правилам оплата государственной пошлины – несравнимо меньше стоимости ранее существовавшей аттестации, но сейчас аттестация кандидатов в эксперты I и II классов практически **не возможна, без предварительного обучения**. Обучение одного вида экспертизы в Некоммерческой фирме «РИСКОМ» стоит

от 300 тыс. руб. 1 млн руб., в зависимости от области аттестации. Это соответственно отражается на цене заключения ЭПБ.

При аттестации эксперту присваивается одна из категорий эксперта в области промышленной безопасности:

первая – по проведению экспертиз ОПО первой категории, в отношении ОПО I, II, III и IV классов опасности;

вторая – на право проведения ЭПБ объектов по отношению ОПО II, III и IV классов опасности;

третья – на право проведения ЭПБ объектов по отношению ОПО III и IV классов опасности.

Для лицензионной деятельности предприятия по проведению экспертизы промышленной безопасности требуется наличие в штате организации трех экспертов, для одного из которых работа в организации является основной. В настоящее время подготовлен проект о внесении изменений в Положение о лицензионной деятельности, где предусматривается три эксперта в штате, для которых эта работа будет является основной.

Перечень основных НТД, которыми должны руководствоваться специалисты в области взрывного дела:

1. Градостроительный кодекс Российской Федерации от 29.12.2004 № 190-ФЗ.
2. Уголовный кодекс Российской Федерации от 13.06.1996 № 63-ФЗ (статья 217).
3. Кодекс Российской Федерации об административных правонарушениях от 30.12.2001 № 195-ФЗ (статьи 3, 9).
4. Федеральный закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».
5. Федеральный закон от 27.12.2002 № 184-ФЗ «О техническом регулировании».
6. Федеральный закон от 04.05.2011 № 99-ФЗ «О лицензировании отдельных видов деятельности».
7. Федеральный закон от 22.07.2008 № 123-ФЗ «Технический регламент о требованиях пожарной безопасности».
8. Постановление Правительства Российской Федерации от 04.07.2012 № 682 «О лицензировании деятельности по проведению экспертизы промышленной безопасности».
9. Постановление Правительства Российской Федерации от 21.11.2011 № 957 «Об организации лицензирования отдельных видов деятельности».
10. Приказ Ростехнадзора от 14.11.2013 № 538 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила проведения экспертизы промышленной безопасности».
11. Порядок проведения технического расследования причин аварий, инцидентов и случаев утраты взрывчатых материалов промышленного назначения на объектах, поднадзорных Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору, утвержденный приказом Ростехнадзора от 19.08.2011 № 480.

12. Положение об особенностях расследования несчастных случаев на производстве в отдельных отраслях и организациях, утвержденным Постановлением Министерства труда и социального развития № 73 от 24 октября 2002 года.

13. Приказ Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых».

14. Приказ Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах».

15. Технический регламент Таможенного союза «О безопасности машин и оборудования» (ТР ТС 010/2011), утвержденный решением комиссии Таможенного союза от 18.10.2011 № 823.

16. Технический регламент Таможенного союза «О безопасности взрывчатых веществ и изделий на их основе» (ТР ТС 028/2012), принятый решением Совета Евразийской экономической комиссии от 20.07.2012 № 57.

17. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ (ПБ 13-564-03), утвержденные постановлением Госгортехнадзора России от 05.06.2003 № 64.

18. Административный регламент Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору по предоставлению государственной услуги по выдаче разрешений на постоянное применение взрывчатых веществ и изделий на их основе, утвержденный приказом Ростехнадзора от 04.08.2014 № 345.

19. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации, утвержденный приказом Ростехнадзора от 15.09.2011 № 537.

20. Порядок проведения технического расследования причин аварий, инцидентов и случаев утраты взрывчатых материалов промышленного назначения на объектах, поднадзорных Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору, утвержденный приказом Ростехнадзора от 19.08.2011 № 480.

21. Положение о порядке выдачи разрешений на применение взрывчатых материалов промышленного назначения и проведение взрывных работ (РД 13-537-03), утвержденное постановлением Госгортехнадзора от 28.04.2003 № 28.

22. Административный регламент Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору по предоставлению государственной услуги по выдаче разрешений на постоянное применение взрывчатых веществ и изделий на их утвержден приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 4 августа 2014 года № 345.

23. Административный регламент Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору по предоставлению государственной услуги по выдаче разрешений на ведение работ со взрывчатыми материалами промышленного назначения, утв. Приказом Ростехнадзора от 16 апреля 2012 года № 254 (с изменениями на 25 апреля 2014 года.

УДК 622.233/235

ОПЫТ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРИМЕРЕ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ ОАО «БАШКИРСКАЯ МЕДЬ» «РАЗРАБОТКА ДЕРГАМЫШСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕДНО-КОБАЛЬТ-КОЛЧЕДАННЫХ РУД»

В.С. Примак

Раздел «Буровзрывные работы» – является одним их основных разделов при проектировании разработки месторождений полезных ископаемых.

В проектной документации на строительство, реконструкцию и техническое перевооружение в этом разделе обосновываются и рассчитываются основные технологические параметры буровзрывных работ и мероприятия по безопасности их проведения.

На примере выполненной институтом проектной документации: ООО «Башкирская медь» «Разработка Дергамышского месторождения медно-кобальт-колчеданных руд» рассматривается содержание раздела «Буровзрывные работы».

Месторождение расположено на Южном Урале, на западе Хайбуллинского района Республики Башкортостан, сложено первичными колчеданными и медно-цинково-кобальтовыми рудами и по инженерно-геологическим условиям разработки открытым способом относится к категории средней сложности.

Вскрышные и вмещающие горные породы и руды месторождения с коэффициентом крепости от 3,6 до 16,6 по шкале проф. М.М. Протодьяконова, относятся к полускальным и скальным породам, поэтому разработка месторождения предусмотрена с применением буровзрывных работ.

Для бурения технологических взрывных скважин на добычных и вскрышных работах проектом предусмотрен станок пневмоударного (шарошечного) типа DML производства фирмы AtlasCopco (диаметр скважины 216 мм),

Примак Владимир Степанович – главный инженер ОАО Институт «Уралгипроруда», Екатеринбург.

а заоткоска уступов на предельном контуре будет выполняться буровым станком шарошечного типа DM-45 с диаметром скважины 170 мм.

Технические характеристики применяемых буровых станков приведены в табл. 1.

Таблица 1

Технические характеристики буровых станков

Наименование показателей		Тип станка	
		DML	DM45
Тип бурения		Вращательное; пневмоударное	Вращательное шарошечное
Диаметр скважины, мм		190–270 – вращательное; 152–225 – пневмоударное	127–228
Глубина бурения, м – максимальная – одной штангой		 54,8 9,1	 54,9 9,1
Стандартный компрессор	Вращательное бурение, $м^3$/мин при давлении в кПа	34,0 / 758 45,3 / 758 53,8 / 758	25,5 / 758 29,7 / 758 34,0 / 758
	Ударно-вращательное бурение, $м^3$/мин при давлении в кПа	34,0 / 2413	
Дизельный привод	Вращательное бурение	CAT C15 525 л.с. / CAT C16 600 л.с. / 3412, 760 л.с. CumQSX15 525 л.с. / 600 л.с. / QSK 19C 760 л.с.	CAT C15 425 л.с. / 475 / 525 л.с. Cum QSX15 425 / 475 / 525 л.с.
	Ударно-вращательное бурение	Cum QSX-19C 760 л.с. CAT 3412E 760 л.с	
Скорость передвижения км/час		0–2,7	0–3,1
Наклонное бурение		0–30°	0–30°
Рабочий вес, кг		49 000	39 000

Организация и проведение технологических массовых взрывов в карьере предусмотрена на подрядных договорных условиях.

В качестве основных взрывчатых веществ предусмотрено применять промышленные ВВ (аммонит № 6 ЖВ и др.) и эмульсионные ВВ типа «Фортис», изготовляемые на местах применения в смесительно-зарядных машинах «MMU(s)-20». Максимальное количество ЭВВ, получаемое из доставляемых одной смесительно-зарядной машиной компонентов, составляет 21 т.

Для всех марок «Фортис» допустимое время нахождения в скважине до взрыва должно быть не более 1 месяца.

Взрывание – многорядное, короткозамедленное, с применением неэлектрических систем инициирования типа Коршун, Эдилин, возможно и других производителей.

Конструкция заряда (рис. 1) сплошная с донным (нижним) инициированием.

Удельный расход ЭВВ при производстве взрывных работ принят с учетом данных эксплуатации Дергамышского карьера: на руде – 0,91 кг/м^3 (для обеспечения кондиционного куска не более 500 мм) и на вскрыше 0,65 кг/м^3.

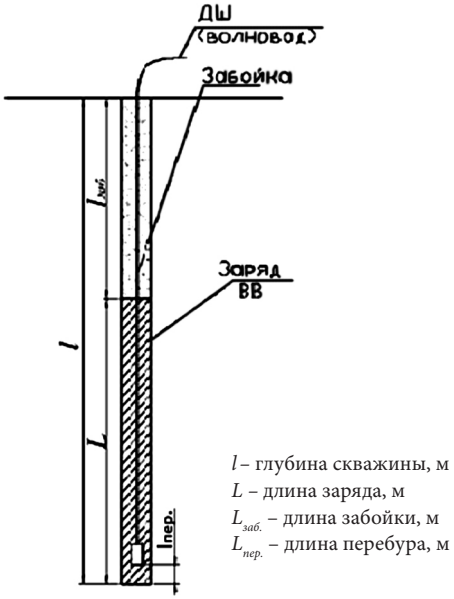


Рис. 1 – Конструкция скважинного заряда ВВ

Заряжание скважин – ручное при промышленных ВВ, при использовании эмульсионного ВВ – механизированное. Забойка скважин осуществляется специально приготавливаемой забоечной смесью из отсевов вскрышных пород.

Рекомендованы следующие схемы взрывания: встречная диагональная, трапециевидная, радиальная двухсекционная, порядная с опережающим взрыванием контурных скважин и диагональная.

Принятые схемы коммутации скважинных зарядов с различными интервалами замедлений позволяют регулировать степень дробления горных пород и руд, и параметры формирования развала горной массы применительно к месту размещения взрывного блока с конкретными горно-

геологическими условиями. Основные параметры буровзрывных работ (БВР), определенные с учетом физико-механических свойств горных пород и руд, приведены в табл. 2.

Таблица 2

Основные параметры взрывных работ

Наименование параметров	Условные обозначения	Расчетные формулы	Параметры БВР	
			на добыче	на вскрыше
Высота уступа, м	H_y		3,75	7,5
Диаметр скважины, м	d_c		216	216
Глубина скважины с учетом перебура, м	l	$l = Í_ó + (0{,}1...0{,}2) \times Í_ó$	4,5	9,0
Плотность заряжания ВВ, г/дм^2	Δ		1,2	1,2
Количество ВВ в 1 п.м скважины, кг/п.м	p	$p = 7{,}85 \times d_c^2 \times \Delta$	44	44
Удельный расход ВВ, кг/м^3	q		0,91	0,65
Линия сопротивления по подошве, м	W	$W = 0{,}9 \times \sqrt{\frac{p}{q}}$	6,3	7,4
Относительное расстояние между скважинами	m	$m = \frac{l}{w}$	0,95	0,95
Абсолютное расстояние: между скважинами, м между рядами, м	a $в$	$a = m \times W$ $Q = q \times a \times W \times H$	6,0 6,0	7,0 7,0
Масса заряда в скважине, кг	Q	$Q = q \times a \times W \times H$ $Q = q \times a \times b \times H$	129	253
Длина заряда в скважине, м	L	$L = Q/p$	2,9	5,8
Длина забойки, м	$l_{заб}$	$L_{çàá} = l - L$	1,6	3,2
Объем горной массы взрываемой одной скважиной, м^3	V	$V = a \times W \times H$ $V = a \times b \times H$	141,8	388,5
Выход горной массы с 1 п.м скважины, м^3	v	$v = V/l$	31,5	43,2

В проектной документации в соответствии с требованиями безопасности также приведены расчеты вспомогательных буровзрывных работ по заоткоске уступов на конечном контуре методом контурного взрывания.

Заоткоска уступов на предельном контуре предусматривается 30 метровыми уступами с углами 60 град. методом предварительного щелеобразования, с применением диагональных схем короткозамедленного взрывания, с числом рядов скважин не более трех.

Работы по заоткоске намечено вести поэтапно.

I этап – обуривание и взрывание скважин отрезной щели.

При приближении фронта работ рабочих уступов к предельному контуру на расстояние не ближе 25,5–30 м взрывные работы приостанавливаются до создания экранирующей щели. Экранирующая (отрезная) щель создается с целью формирования откоса погашаемого уступа и для защиты законтурного массива от разрушения взрывами в приконтурной зоне.

Скважины экранирующей щели бурятся по проектному контуру под углом наклона к горизонту 60 град. станком типа DM-45.

Скважины контурного ряда заряжаются гирляндами рассредоточенных зарядов патронированными ВВ – аммонитом 6ЖВ диаметром 60 мм.

Нормативный показатель зарядаВВ в одном метре скважины диаметром 170 мм принимается равным 0,6… 1,5 кг/м.

II этап – отработка приконтурной полосы.

Отработка приконтурной полосы при заоткоске уступов высотой 30 м предусматривается лентой – заходкой. Высота слоя соответствует высоте рабочего уступа – 7,5 м. Обуривание приконтурного массива предусматривается технологическим станком типа DML с диаметром скважины 216 мм.

После взрыва скважин контурной щели последовательно взрываются технологические скважины I очереди и приконтурные – II очереди, а взорванная горная масса отгружается. После уборки горной массы с верхнего уступа обуриваются скважины III-й и IV-й, V–VI и VII–VIII очередей нижнего подуступа и взрываются по той же схеме.

Одновременное взрывание технологических и приконтурных скважин, во избежание разрушения законтурного массива, не допускается.

На рис. 2 приведена схема заоткоски уступов.

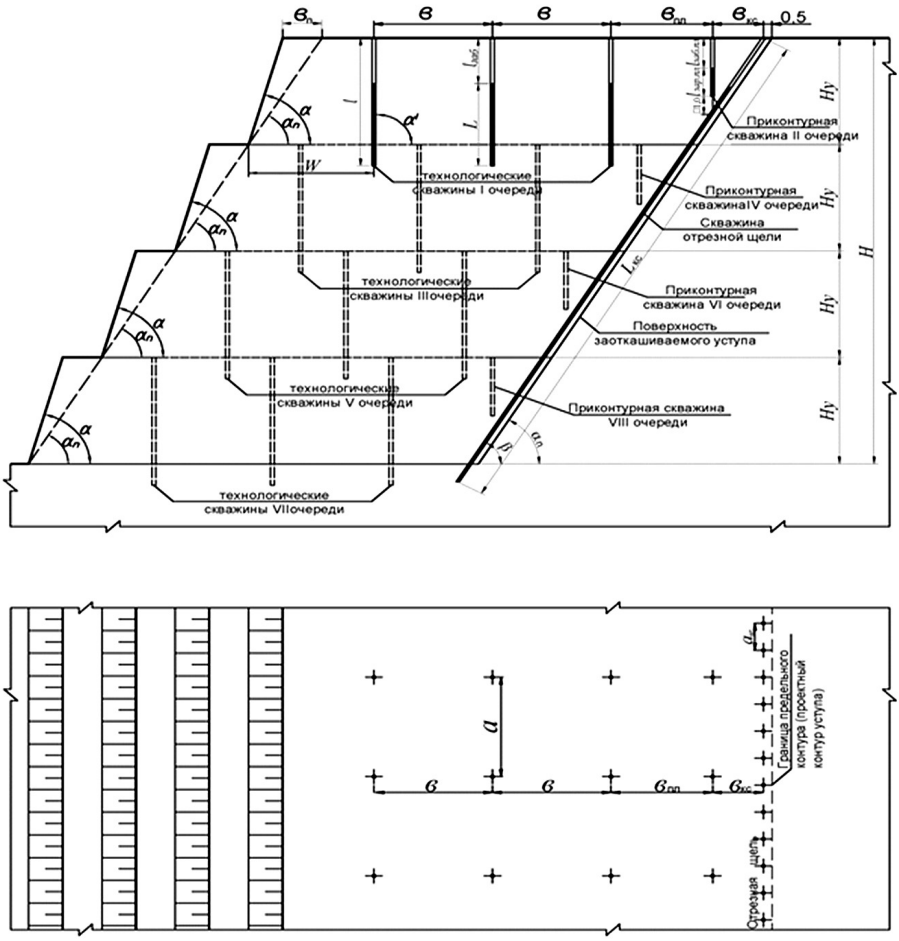


Рис. 2 – Схема заоткоски уступов

В табл. 3 приведен расчет параметров БВР для контурного взрывания

Бурение первого и последующих рядов в пределах приконтурной зоны осуществляется вертикальными скважинами, при этом бурение первого ряда, а в некоторых случаях 2-го ряда, производится не на полную глубину, не добуривается 1 м до места пересечения с предельным контуром. Расстояние между скважинами первого ряда от контура уменьшается на 10 %, а удельный расход ВВ в первом ряду также уменьшается на 20 % относительно расчетного. Расчет параметров БВР при отработке приконтурных лент методом вертикальных уменьшенных скважинных зарядов диаметром приведен в табл. 4.

Таблица 3

Параметры БВР для контурного взрывания

Параметры БВР	Условные обозначения	Показатели
Высота погашаемого участка борта, м	H	30
Высота рабочего уступа, м	H_y	7,5
Диаметр скважины отрезной щели, мм	$d_{кс}$	170
Угол наклона скважины к горизонту, град.	β	60
Глубина контурных скважин, м	$L_{кс}$	36,1
Диаметр заряда в контурной скважине, мм	$d_з$	60
Расстояние между контурными скважинами, м	$a_{кс}$	1,5
Удаление контурных скважин от скважин рыхления, м	$в_{кс}$	3,0
Длина заряда, м	$l_{зар.кс}$	32,1
Длина забойки, м	$l_{заб.\ кс}$	4,0
Плотность заряжания ВВ (аммонит 6ЖВ), кг/дм^3	$\Delta_{кс}$	0,95
Масса заряда в скважине, кг	$Q_{кс}$	86
Масса контурного заряда, приходящегося на 1 м длины скважины, кг/м	$q_{кс}$	2,3*

Примечание – Рассчитанный показатель $q_{кс}$ существенно больше, чем нормативный (от 0,6 до 1,5 кг/м), поэтому для применяемой конструкции заряда принимаем решение о размещении зарядов через скважину. Промежуточные «пустые» скважины будут выступать в качестве элементов, ослабляющих прочность массива в направлении откола. При этом величина заряда на 1 м длины скважины составит в среднем 1,15 кг/м.*

Взрывание блока приконтурной зоны производится после взрывания скважин заоткоски. Интервал замедления не менее 90 мс. Взрывание скважин заоткоски производится мгновенно.

Таблица 4

Параметры БВР при отработке приконтурных лент методом вертикальных уменьшенных скважинных

Наименование показателей	Условные обозначения	Показатели
Диаметр скважин, мм	d_c	216
Угол наклона скважин к горизонту, град.	α	90
Глубина скважины, м	$l_{пл}$	4,1
Расстояние между скважинами, м	a	7,0
Расстояние между рядами скважин, м	$в_{пл}$	6,0
Удельный расход ВВ, кг/дм^3	$q_{пл}$	0,52
Плотность заряжания ВВ, кг/дм^3	$\Delta_{пл}$	1,2
Вместимость 1 м скважины, кг/м	$p_{пл}$	44
Объем горной массы, взрываемой скважиной, м^3	$V_{пл}$	66,0
Масса заряда в скважине, кг	$Q_{пл}$	89,5
Длина заряда, м	$l_{зар.пл}$	2,0
Длина забойки, м	$l_{заб.пл}$	2,1
Выход горной массы с 1 п.м. скважины, м^3	$\vartheta_{пл}$	16,1

Безопасные расстояния при производстве взрывных работ определены в соответствии с Федеральными нормами и правилами. [1, 2]

а) ***Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы*** при взрывании скважинных зарядов $R_{раз}$, м, определяется по формуле1 (п. 831 раздела XII)

Расчетное значение опасного расстояния для людей по разлету отдельных кусков породы принято 300 м, для механизмов 150 м.

б) ***Сейсмически безопасное расстояние*** для зданий и сооружений промплощадки при неодновременном взывании N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q кг со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс определяется по формуле 8 (п. 843 раздела XII).

Расчетное сейсмически безопасное расстояние составило 50 м. В пределах опасной зоны по действию сейсмического воздействия охраняемых объектов нет.

в) ***Расстояния, безопасные по действию ударной воздушной волны*** (УВВ) на застекление при взрывании скважинных зарядов рыхления для пород

VI–VIII групп по классификации строительных норм $r_в$, м определяются по формуле 13 (п. 852 раздела XII).

С учетом интервала замедления от 20 до 30 мс, отрицательной температуры воздуха безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны составило:

$$r_в = 148 \times 1{,}2 \times 1{,}5 = 266 \text{ м}$$

Помимо основных расчетов БВР в проектной документации приведены сертификаты Ростехнадзора на применение оборудования импортного производства и эмульсионных взрывчатых веществ, а также копии договора с ВГСЧ.

Информация раздела «Буровзрывные работы» включена в том проектной документации «Охрана труда. Промышленная безопасность»

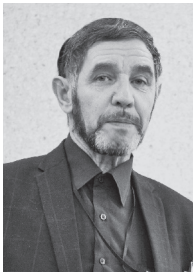
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (Приказ Ростехнадзора № 599 от 11 декабря 2013 г.).

2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (Утверждены Приказом Ростехнадзора № 605 от 16.12. 2013 г.).

УДК 622.862.1

О НАДЗОРЕ ЗА ВЗРЫВНЫМИ РАБОТАМИ



В.А. Чеглоков

Уральское управление Ростехнадзора осуществляет инспекторский надзор за комплексом взрывных работ и за изготовлением взрывчатых материалов на территориях Свердловской, Челябинской и Курганской областей Урала.

В 2016 году взрывные работы и работы со взрывчатыми веществами на данных территориях выполняли 86 из 382 предприятий, подконтрольных Уральскому управлению. Всего поднадзорных управлению объектов 732, из них 377 (более 51 %), подконтрольны межрегиональному горному отделу, в котором по штату 21 работник, из них только четыре инспектора конкретно специализированы на взрывных работах.

Из 86 поднадзорных организаций (юридических лиц), осуществляющих деятельность в области взрывчатых материалов промышленного назначения на Урале в 2016 году 15 организаций связаны с изготовлением ВМ, 43 организации выполняют взрывные работы хозяйственным способом, 40 специализированных организаций ведут взрывные работы подрядным способом, 11 организаций изготовляют ВВ на местах их применения. Из 377 поднадзорных объектов: 44 стационарные склады и другие оборудованные места хранения ВМ, 9 передвижных складов ВМ, 19 полигонов (испытательных площадок), 6 стационарных пунктов (цехов) по изготовлению компонентов для эмульсионных (гелевых) ВВ, 49 смесительно-зарядных машин для изготовления эмульсионных ВВ на местах ведения работ, 14 смесительно-зарядных машин для изготовления гранулированных ВВ на местах ведения работ, 73 устройства для пневматического транспортирования гранулированных взрывчатых веществ (пневмозарядчики) и заряжания скважин и шпуров в подземных выработках, 185 автомобилей и иных транспортных средств, предназначенных для транспортирования ВМ.

Количество объектов зарегистрированных как отдельный опасный производственный объект составляет 44.

Чеглоков Владимир Александрович – начальник межрегионального горного отдела Уральского управления Ростехнадзора, Екатеринбург.

Изготовление ВМ производят на площадках подготовки ВВ: ООО «Учалинский ГОК», ООО «Миньярский карьер», ООО «Промтехвзрыв» ОАО «Ураласбест», ООО «Уральский Сибирит», АО «ЮГК», АО «Р.В.С.», ООО «ЮУВП», НАО «НИПИГОРМАШ», ООО «АВТ-УралСервис», ООО «Уралвзрывпром».

Общее количество исполнителей взрывных работ 2 524, из них взрывников – 881 человек.

В 2016 году израсходовано ВВ – 133,3 тыс. т, электродетонаторов – 266,1 тыс. шт., детонирующего шнура – 6 149 тыс. м, неэлектрических систем инициирования – 5 217,7 тыс. шт.

В 2016 году Управлением выдано 287 разрешений на ведение работ со взрывчатыми материалами промышленного назначения, в 4 случаях приостанавливалось действие разрешений. Для устранения имеющихся недостатков в деятельности поднадзорных организаций в области взрывчатых материалов промышленного назначения, повышения безопасности взрывных работ и сохранности ВМ на подконтрольных предприятиях и дальнейшего совершенствования надзорной деятельности инспекторского состава в области взрывного дела необходимо:

1. Активизировать работу по внедрению современных, более безопасных технологий проведения взрывных работ, в том числе неэлектрических систем инициирования, изготовления взрывчатых веществ вблизи мест их применения.

2. Ужесточить требования к качеству разрабатываемой предприятиями технической документации на взрывные работы. Для этого рассмотреть предложения по изменениям и дополнениям в «Административный регламент Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору по предоставлению государственной услуги по выдаче разрешений на ведение работ со взрывчатыми материалами промышленного назначения»:

– форму заявления дополнить указанием владельца опасного производственного объекта, на котором планируется ведение взрывных работ;

– в п. 14.2 Регламента вписать требования к составу и оформлению документации и плана местности в соответствии с нормативными документами;

– указать представление следующих документов при ведении взрывных работ в населенных пунктах: согласование с администрацией населенного пункта, на территории которого предполагается ведение взрывных работ; согласование со всеми организациями, отвечающими за коммуникации (ЛЭП, газопроводы, нефтепроводы, телефонные линии и т.д.) попадающие в опасную зону при ведении взрывных работ на объекте; в случае попадания в опасную зону дорог общего пользования – согласование с органами Полиции (ГИБДД) о времени перекрытия дорог на момент производства взрывных работ.

3. Обеспечить эффективное функционирование служб производственного контроля в вопросах взрывного дела, установить нормативы проведения обследований работниками служб производственного контроля.

4. 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.

Сведения об осуществлении контроля (надзора) в Уральском управлении Ростехнадзора в 2016 году, в том числе за производством, хранением и применением взрывчатых материалов промышленного назначения представлены в табл. 1.

Таблица 1

№ п/п	Наименование показателей	Всего в Уральском управлении Ростехнадзора	В том числе в	
			Свердловской области	Челябинской области
1	Число поднадзорных организаций, в том числе осуществляющих производство, хранение и применение ВМ* всего, в том числе:	382/86	195/49	184/37
1.1	изготовителей ВМ	15	7	8
1.2	выполняющих взрывные работы хозяйственным способом	43	29	14
1.3	специализированных организаций по ведению взрывных работ подрядным способом	40	20	20
1.4	изготавливающих. ВВ на местах их применения	11	3	8
1.5	осуществляющих подготовку персонала для взрывных работ	10	5	5
2	Число поднадзорных объектов (технических единиц), в том числе:	732/377	362/113	367/264
2.1	стационарные склады ВМ и другие оборудованные места хранения ВМ	44	23	21
2.2	передвижные склады ВМ	9	4	5
2.3	стационарные пункты (цеха) по изготовлению компонентов для эмульсионных (гелевых) ВВ	6	3	3
2.4	смесительно-зарядные машины для изготовления эмульсионных ВВ на местах ведения работ	49	21	28
2.5	смесительно-зарядные машины для изготовления гранулированных ВВ на местах ведения работ	14	11	3

№ п/п	Наименование показателей	Всего в Уральском управлении Ростехнадзора	В том числе в	
			Свердловской области	Челябинской области
2.6	устройства для пневматического транспортирования гранулированных взрывчатых веществ (пневмозарядчики) и заряжания скважин и шпуров в подземных выработках	73	39	34
2.7	автомобили и иные транспортные средства, предназначенные для транспортирования взрывчатых материалов всего, в том числе:	185	44	141
2.7.1	в подземных выработках (доставщики, специально оборудованные вагонетки)	43	16	27
3	Количество ВВ, изготовленных на местах применения, всего, из них, тыс. т:	87,6	39,9	47,7
3.1	эмульсионные (гелевые) всего, в том числе:	78,5	37,9	40,6
4	Количество израсходованных ВМ всего, в том числе:			
4.1	ВВ, тыс. т	133,3	80,7	52,6
4.2	электродетонаторы, тыс. шт.	266,1	173	93,1
4.3	детонирующий шнур, тыс. м	6 149	3 221	2 928
4.4	неэлектрические системы инициирования (комплекты) всего, в том числе, тыс. шт.:	5 217,7	2 998,5	2 219,2
4.4.1	из них в подземных выработках	4 274,9	2 333,8	1 941,1
5	Взрывники	881	628	253
6	Выдано разрешений на ведение работ со взрывчатыми материалами	287	157	130
7	Количество инспекторов (специалистов УТЭН), в том числе осуществляющих надзор за производством, хранением и применением ВМ, чел.	21/4	13/3	8/1
8	Количество объектов, зарегистрированных как отдельный опасный производственный объект (ВМ)	44	13	31

УДК 622.862.1

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ЮЖУРАЛВЗРЫВПРОМЕ

В.А. Воробьев, А.В. Малакичев, А.А. Литвин

Общество с ограниченной ответственностью «ЮжУралВзрывпром» (ООО «ЮУВП»), занимающееся производством буровзрывных работ подрядным способом, ведет свою деятельность с 2010 года. За прошедший период им взорвано более 30 млн м^3 горных пород на нерудных карьерах и на строительных объектах Урала – Челябинской, Свердловской, Оренбургской областях и в Республике Башкортостан.

На основании имеющихся лицензий по маркшейдерским работам и по работам, связанным с обращением взрывчатых материалов (ВМ) промышленного назначения, общество осуществляет услуги: буровые и взрывные работы; производство ВМ промышленного назначения; маркшейдерские работы; обработку материалов энергией взрыва при испытании труб высокого давления, используемых в газовой промышленности; разделку негабарита как взрывным, так и механическим способом с применением навесных гидромолотов на гидравлические экскаваторы (КРАНЭКС ЕК 400, Komatsu)

Буровые работы ведутся станками ударно-вращательного бурения Atlas Copco ROC L8(L6), Inqersoll, УРБ-2Д и станками шарошечного бурения СБШ-250 МНА-32.

На вооружении предприятия имеется специальный и специализированный автотранспорт (ЕХ/II, ЕХ/III), оборудованный и сертифицированный МВД в установленном порядке, и осуществляющий перевозку ВМ по согласованным с Управлением государственного автодорожного надзора маршрутам. Автотранспорт оборудован современными системами «ГЛОНАСС» (тахограф).

Воробьев Василий Анатольевич – генеральный директор ООО «ЮжУрал-Взрывпром», г. Челябинск.

Малакичев Анатолий Владимирович – технический директор ООО «ЮжУралВзрывпром», г. Челябинск;

Литвин Алексей Анатольевич – инженер ООО «ЮжУралВзрывпром», г. Челябинск.

Взрывные работы производятся ВМ, допущенными Ростехнадзором. Для зарядки обводненных скважин широко применяются эмульсионные взрывчатые вещества (ВВ), основными поставщиками которых являются: НИПИГОРМАШ, Ураласбест и Уральский Сибирит.

Для монтажа взрывной сети используются неэлектрические системы инициирования изготовителей: НМЗ «Искра» (г. Новосибирск), завод «Муромец» (Владимирская область), ЗАО ВСИ (Высокотехнологичные системы инициирования) производства НСИ – RioNEL, MS, LP, X, DDX, г. Чапаевск, Самарской области) и новый чешский поставщик НСИ Аустин Паудер.

ООО «ЮжУралВзрывпром» занимается изготовлением простейших гранулированных ВВ – гранулита РП-1 на передвижной установке ПСУ и в смесительно-зарядной машине – при механизированной зарядке скважин.

При работе подрядным способом с каждой организацией заключается договор на производство буровзрывных (взрывных) работ. Согласно техническому заданию разрабатывается типовой проект производства буровзрывных работ на конкретный объект (карьер). После этого комплектуется пакет документов для получения разрешения производства взрывных работ на карьере, согласовываются и оформляются маршруты движения опасных грузов.

После получения разрешения с предприятием составляется регламент производства буровзрывных работ на карьере (объекте), в котором обуславливаются разграничения, ответственность и сроки предоставления необходимой документации.

С карьером согласовываются графики производства буровзрывных работ. На каждый месяц составляются акт-допуск с обозначением участков, где будут производиться буровзрывные работы, а также расписываются мероприятия по безопасному их проведению за подписью технических руководителей предприятий – Подрядчика и Заказчика.

Согласно регламента, за три рабочих дня предоставляется маркшейдерская съемка на производство взрывных работ, в которой указываются параметры взрываемого блока – высота уступа, глубина скважин, объем блока, уровень воды в скважинах.

После получения съемки руководитель взрывных работ (представитель) ООО «ЮжУралВзрывпром» («ЮУВП») непосредственно осуществляет замер пробуренных Заказчиком скважин на блоке. По результатам замера составляется акт приема-сдачи забуренного блока, в котором указывается наличие засыпанных скважин, уровень воды в скважинах, линия сопротивления по подошве и др. После устранения выявленных недостатков, на основании типового проекта, маркшейдерской съемки и замеров блока, составляется корректировочный проект производства взрывных работ на данном карьере. Корректировочный проект состоит из распорядка проведения массового взрыва, в котором указываются ответственные лица за производство взрывных работ; исходные данные для технического расчета с проставлением расчетных и фактических

данных и расчета безопасных расстояний; потребного количества ВМ. В проекте указываются конструкция заряда, схемы монтажа взрывной сети и расстановки постов охраны по границам взрывоопасной зоны.

Каждый проект БВР проверяется производственно-техническим отделом ООО «ЮУВП», согласовывается с техническим руководителем Заказчика (карьера). Руководитель взрывных работ знакомит исполнителей взрыва – взрывников с проектом БВР под роспись.

На каждый массовый взрыв в ЮУВП издается приказ на проведение взрывных работ с указанием ответственных лиц за производство взрывных работ и перевозку ВМ. На карьере Заказчик издает приказ, с указанием ответственных лиц за вывод людей и техники за пределы взрывоопасной зоны, отключение ЛЭП и других мероприятий по безопасному проведению взрывных работ.

Согласно утвержденному директором ЮУВП графика целевых и комплексных проверок на объектах работ в течение года осуществляется производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности при производстве взрывных работ.

По результатам этих проверок составляется Акт, в котором указываются выявленные нарушения требований промышленной безопасности, сроки их устранения и ответственные лица за устранение выявленных нарушений. Акты выдаются руководителям взрывных работ для исполнения. Акты проверок хранятся в техническом отделе предприятия.

В 2016 году на карьерах, обслуживаемых ООО «ЮУВП», в соответствии с Программой и методикой приемочных испытаний, проводились испытания неэлектрических систем инициирования INDETSHOCK/SHOCKSTAR производства компании Austin Detonator s.r.o. (Чешская республика) [1]. На территории Российской Федерации ее единственным представителем является ООО «Аустин Паудер Урал».

Приемочные испытания проводились с целью определения потребительских характеристик, безопасности ее применения в производственных условиях и возможности получения разрешения на промышленное применение в случае положительного экспертного заключения по результатам приемочных испытаний.

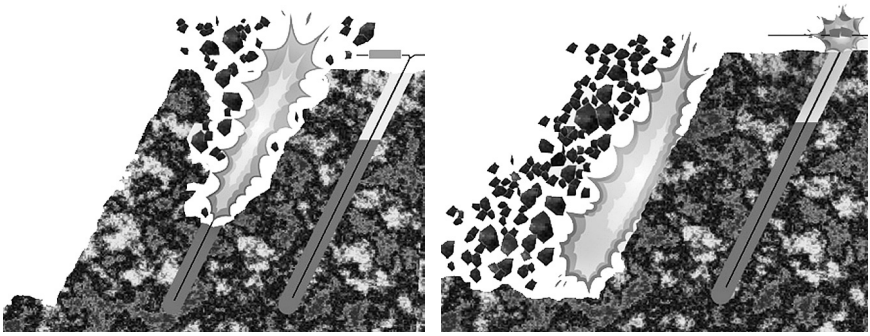
НСИ INETSHOCK/SHOKSTAR производства компании Austin Detonator s.r.o. [1] предназначены для инициирования скважинных зарядов промышленных ВВ при производстве взрывных работ на открытых горных работах по породам любой крепости при температуре окружающей среды от –30 °С до +60 °С; выполнении взрывных работ в подземных выработках, не опасных по газу и пыли, а также взрывных работ в строительстве.

В ходе приемочных испытаний по всем отработанным блокам, взорванным с помощью неэлектрической системы инициирования взрыва INETSHOCK/SHOKSTAR, не зафиксировано ни одного отказа, к тому же неэлектрическая система инициирования взрыва INETSHOCK/SHOKSTAR удобна в обращении, взрывобезопасна и отличается высоким качеством сборки.

INETSHOCK/SHOKSTAR – для наших предприятий на Урале новая неэлектрическая система инициирования взрыва, разработанная Чешской компанией Austin Detonator s.r.o. Эта система инициирования с повышенным уровнем безопасности обеспечивает улучшенные результаты взрывных работ. Измененная конструкция поверхностного соединителя стала более надежной, точной и безопасной для проведения взрывных работ и упростила подключение в холодную погоду при температуре –15 °С.

Преимуществом неэлектрической системы является повышенная безопасность взрывных работ, т.к. система защищена от инициирования внешними источниками электроэнергии (радиочастота, блуждающие токи). При инициировании взрыва с использованием детонирующего шнура, скважина открывается сверху, что приводит к избытку осколков породы из-за разрушения забойки после прохождения через нее детонации (рис. 1а). В результате энергия детонации используется менее эффективно. Кроме того, во время использования, для инициирования сравнительно интенсивных ВВ, таких как ANFO (взрывчатая смесь нитрита аммония и дизельного топлива) и некоторых эмульсионных ВВ, детонирующий шнур может вызвать пережатие взрывчатого вещества. Еще одним недостатком использования детонирующего шнура для инициирования является избыточный шум.

Использование неэлектрической системы позволяет инициировать скважину снизу (рис. 1б), что обеспечивает оптимальное использование энергии взрыва.



а) *б)*

Рис. 1

ЭЛЕМЕНТЫ НЕЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ВЗРЫВА И ИХ НАЗНАЧЕНИЕ

Инициирование трубки-волновода Austin Detonator, в которых применяется трубка-волновод Austin, можно осуществлять при помощи обычного электрического или неэлектрического детонатора, детонирующего шнура, пакетного соединителя SHOCKSTAR BUNCH CONNECTOR, поверхностного соединителя SHOCKSTAR SURFACE CONNECTOR и соответствующей взрывной машинки (только с открытой стороны трубки-волновода).

Состав системы:

1) *Поверхностный детонатор SHOCKSTAR SURFACE* (рис. 2)

Поверхностный детонатор SHOCKSTAR SURFACE с миллисекундным замедлением заключен в пластиковый блок с цветовой маркировкой. Этот детонатор с уменьшенным детонирующим зарядом предназначен только для инициирования трубки-волновода.

Рис. 2

2) *Детонатор INDETSHOCK MS 25/50 – INDETSHOCK TS* (рис. 3)

Это скважинные детонаторы с миллисекундным замедлением (интервал 25 мс и 50 мс) и детонаторы с долговременным замедлением используются для инициирования ВВ в скважине. Детонатор INDETSHOCK MS 25/50 используется для открытых работ, а детонатор INDETSHOCK TS – для подземных взрывных работ. Инициирование этих детонаторов можно проводить вышеуказанными средствами. Для инициирования детонирующим шнуром их необходимо снабдить Т-образным соединителем.

Рис. 3

3) *Пакетный соединитель SHOCKSTAR BUNCH CONNECTOR* (рис. 4)

Вторичный заряда этих детонаторов рассчитан на инициирование 5–6 г/м детонирующего шнура PETN, который присоединяется к нему. Детонатор заключен в пластиковый блок, а детонирующий шнур вставляется

в пластиковый блок. Детонатор используется для инициирования до 20 трубок-волноводов, связанных в пакет. Детонатор в основном используется во время подземных взрывных работ.

Рис. 4

Рис. 5

4) *Детонатор SHOCKSTAR DUAL DELAY* (рис. 5) состоит из поверхностного детонатора SHOCKSTAR и скважинного детонатора INDETSHOCK MS 25/50. Детонатор Dual Delay используется аналогичным способом, что и два детонатора, из которых он состоит. К преимуществам детонаторов Dual Delay относятся: простота соединения и меньшая длина трубки-волновода во время присоединения. Таким образом, упрощается соединение на месте взрывных работ.

Базовым принципом инициирования неэлектрической системы является передача инициирования от поверхностного соединителя – детонатору в скважине и к другому поверхностному соединителю.

На рис. 6 показана правильно рассчитанная по времени схема взрывания: инициирование скважин осуществляется намного раньше, чем начинается перемещение породы.

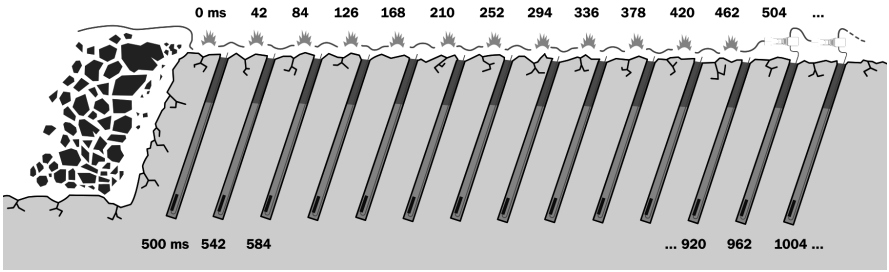


Рис. 6

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Неэлектрическая система инициирования взрыва. INDETSHOCK – SHOCKSTAR. Руководство пользователя. USED in 1833 AUSTIN & EVER SINCE. Чешская республика, 2012.

УДК 622.862.1

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УДАЧНОГО ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

М.С. Токманцев, А.В. Котенков

В настоящее время отработка Удачного месторождения производится открытым способом. Одновременно осуществляется строительство подземного рудника, который согласно принятым ранее проектным решениям должен быть введен в эксплуатацию сразу после окончания открытых работ на месторождении.

На этапе отработки прибортовых запасов подземным способом была проведена оценка влияния подземных взрывных работ на устойчивость бортов карьера, а так же эксплуатируемых карьерных транспортных съездов.

В практике ведения взрывных работ сейсмическое воздействие на охраняемые объекты является одним из основных факторов обеспечения сохранности различных сооружений (откосов бортов карьера, карьерных транспортных съездов и т.п.).

Степень воздействия зависит от целого ряда параметров и, в частности, от массы взрываемого заряда ВВ, способа взрывания, расстояния от места взрыва, геологических особенностей района, физико-механических свойств горных пород, конструктивных особенностей сооружений, частоты повторяемости взрывов и др.

Многочисленными исследованиями установлено, что основным параметром, характеризующим сейсмическую активность при взрывах, является скорость колебаний грунта.

Общим критерием обеспечения сейсмической безопасности охраняемых объектов является допустимая скорость сейсмических колебаний.

Токманцев Максим Сергеевич – заведующий сектором БВР отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр». E-mail: tokmancev-ms»umbr.ru, Екатеринбург;

Котенков Алексей Владимирович – заместитель начальника отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр». E-mail: kotenkov-av»umbr.ru, Екатеринбург.

При отработке прибортовых запасов на начальном этапе производится отбойка вееров скважин разбуренных из кольцевого штрека гор. –300 м, расположенных на контакте рудного тела вдоль борта карьера. На этих участках произойдет отделение большей части основного рудного массива от борта карьера, на следующем этапе будет производиться отбойка вееров разбуренных из кольцевого штрека гор. –320 метров.

Учитывая данный порядок ведения взрывных работ, сейсмическое воздействие будет направлено в сторону транспортного съезда в верхнем торцевом направлении 1 и борта карьера в боковом направлении 2 (рис. 1).

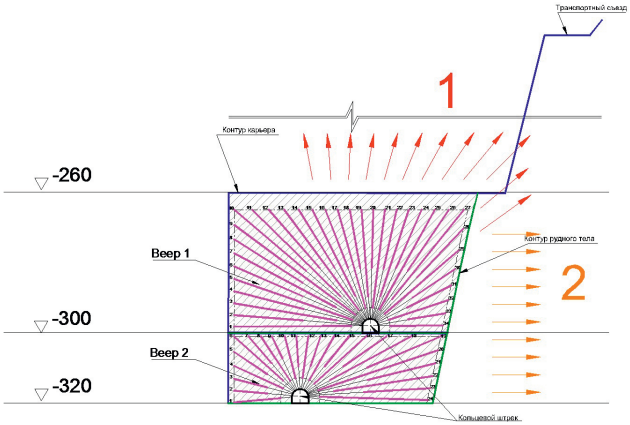


Рис. 1 – Верхнее торцевое направление № 1 и боковое направление № 2 действия взрыва на охраняемые объекты

Таким образом, охраняемыми объектами при отбойке веера № 1 гор. –300 м являются:

Борта карьера (в отметках -260÷-320 метров) расположенные на контакте с рудным телом и представленные известняками, доломитами, доломитами известковистыми.

Допустимая скорость сейсмических колебаний, согласно проведенным расчетам с учетом физико-механических свойств пород слагающих борт (абс. отм. –260 ÷ –320), составляет 18 см/с [1].

Карьерные транспортные съезды гор. –170 м, проходят по борту карьера на минимальном удалении от взрываемого веера № 1; породы борта (в отметках –160 ÷ –260 метров) представлены доломитами, известняками, доломитами известковистыми.

Допустимая скорость сейсмических колебаний, транспортных съездов составляет 15 см/с [1].

Взрывание веера № 1 осуществляется скважинными зарядами Ø 102 мм, максимальная масса заряда в скважине имеющей наибольшую длину составила 330 кг.

Расчетная скорость колебаний пород и руд для борта карьера в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления [2], а также удаления от взрыва с учетом направления действия взрыва представлена в табл. 1.

В боковом направлении взрыва, при массе заряда в группе – 4 450 кг, воздействие на борт карьера в ближней зоне до 18 метров приведет к существенному превышению скорости сейсмических колебаний от 158 см/с до 22 см/с. В таких условиях не обеспечивается сохранность участка борта, примыкающего к взрываемому вееру.

Таблица 1

Расчетная скорость колебания пород и руд для борта карьера

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Масса заряда в группе Q, кг	Удаление от взрыва r, м	Расчетная скорость колебаний, см/сек
Борт карьера (на контакте с рудным телом)	Боковое направление (2)	4 450	3	158
			6	73
			9	48
			12	35
			15	27
			18	22
		1 200	3	62
			6	29
			9	19
			12	14
			15	11
			18	9
		330	3	26
			6	12
			9	8
			12	6
			15	5
			18	4

При массе заряда в группе 1 200 кг допустимая скорость сейсмических колебаний 18 см/с, обеспечивается на удалении 10 метров от взрываемого веера. Однако на расстоянии менее 10 метров произойдет дробление и интенсивное трещинообразование массива борта. Сохранность прибортового массива не обеспечивается.

При массе заряда в группе 330 кг, соответствующей массе заряда скважины имеющей наибольшую длину показала, что дробление и интенсивное

трещинообразование произойдет на расстоянии до 4–5 метров от взрываемого веера [3].

Анализ результатов [4] приведенных в табл. 1 показал, что оптимальная масса заряда в группе на удалении от 0 до 10 метров до проектного контура карьера должна быть не более 330 кг, на расстоянии от борта более 10 метров масса заряда в группе не должна превышать 1 200 кг.

Расчетная скорость колебаний пород и руд для карьерного транспортного съезда в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления [2], а также удаления от взрыва с учетом направления действия взрыва представлена в табл. 2.

Анализ расчетов, приведенных в таблице 2 показал, что сохранность транспортного съезда будет обеспечена, а допустимая скорость сейсмических колебаний 15 см/с не будет превышена, при условии взрывания веера 1 с максимальной массой заряда в группе 330 кг на расстоянии до 10 метров от борта карьера и 1 200 кг на расстоянии более 10 метров от борта карьера.

По результатам проведенных исследований представленных в табл. 1 и 2 для снижения сейсмического воздействия на охраняемые объекты ограничение массы заряда в группе (ступени замедления) до 330 кг, необходимо при взрывании скважинных зарядов попадающих в 10-и метровую зону рудного тела по контуру борта карьера. Данная зона представлена желтым цветом (рис. 2).

Таблица 2

Расчетная скорость колебания карьерного транспортного съезда

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Масса заряда в группе Q, кг	Удаление от взрыва r, м	Расчетная скорость колебаний см/сек
Карьерный транспортный съезд (гор. –170 м)	Верхнее торцевое направление (1)	1200	10	20
			20	9
			30	6
			40	4
			50	2,8
			60	2,2
			70	1,7
			80	1,4
			90	1,2
		330	10	8
			20	4
			30	3
			40	1,8
			50	1,3
			60	1,0
			70	0,8
			80	0,7
			90	0,6

Для уточнения разрушающего воздействия взрыва заряда, массой 330 кг в группе на борт карьера, была проведена оценка распространения зон дробления и трещинообразования по массиву.

Радиус зоны дробления составил 1,4 метра, радиус зоны трещинообразования 4,4 м.

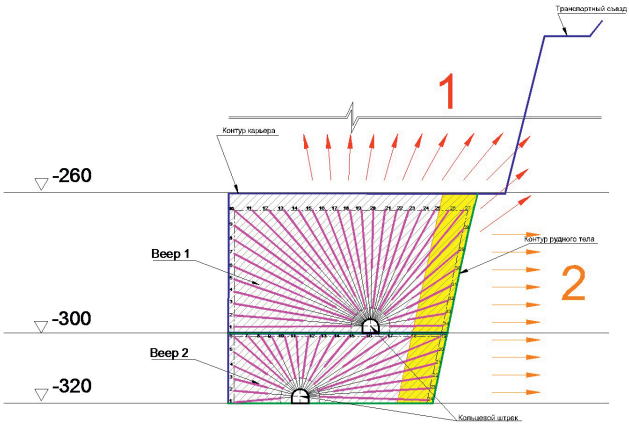


Рис. 2 – Зона ограничения массы заряда в группе не более 330 кг (выделена желтым цветом)

На основании проведенных исследований для обеспечения безопасной технологии ведения взрывных работ при отработке прибортовых запасов месторождения Удачного подземным способом были сделаны следующие выводы и рекомендации:

– максимальная сейсмическая нагрузка, вызванная взрыванием веера 1 отмечается в боковом направлении в сторону борта карьера;

– при мгновенном взрывании скважин (с массой заряда ВВ в группе равной 4 450 кг) разрушающее воздействие на борт карьера распространяется на расстояние до 18 метров, что приведет к локальной потере устойчивости массива борта и не обеспечит сохранение транспортного съезда;

– анализ расчетов приведенных в таблицах 1 и 2 показал, что сохранность транспортного съезда будет обеспечена при условии взрывания веера 1 с максимальной массой заряда в группе 330÷350 килограммов на расстоянии до 10 метров от контура борта карьера и 1 200 кг на расстоянии более 10 метров от борта карьера;

– для снижения сейсмического действия, отбойку руды следует вести с внутривеерными замедлениями, оптимальная масса заряда в группе (ступени замедления) на удалении от 0 до 10 метров до проектного контура карьера должна быть не более 330÷350 килограммов;

– на расстоянии от борта карьера более 10 метров масса заряда в группе не должна превышать 1 200 килограммов.

– для снижения воздействия взрывов на борт карьера и локализации зоны дробления и трещинообразования при подземной отработке прибортовых запасов рекомендуется разбуривание массива руды производить с недобуром скважин до проектного контура отбойки на величину не менее 1,5÷2 метров;

– ввиду многократного взрывного воздействия на массив руды и вмещающих пород, а так же наличия резонансных явлений в отдельных зонах внутри бортов карьера могут накапливаться остаточные деформации, эти остаточные деформации могут приводить к нежелательным деформациям в бортах связанных главным образом с отслоениями и вывалами из прибортовых участков.

– с целью своевременной корректировки (при необходимости) параметров БВР, на начальном этапе отработки прибортовых запасов, необходимо организовать сейсмометрический контроль.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., «Недра»,1976.
2. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988.
3. Б.Н. Кутузов «Безопасность взрывных работ в промышленности», – М.: Недра, 1992. 544 с.
4. Технологический регламент на отработку переходной зоны на руднике «Удачный», ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург 2014.

УДК 622.235

СЕЙСМОБЕЗОПАСНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ В ОБВОДНЕННОМ МАССИВЕ

Т.Т. Бахтигареев

Известняковый карьер отрабатывает сухую часть горы Шах-Тау и вынужден перейти на полностью обводненные массивы, находящиеся на берегу реки Селеук притока реки Белой. На основании технического задания ЗАО «Сырьевая компания» Институтом горного дела УрО РАН выполнена хоздоговорная работа «Разработка сейсмобезопасной технологии работ на известняковом карьере Шах-Тау в обводненных условиях с целью максимального извлечения полезного ископаемого» с глубины до 25 м сильно обводненного массива.

В развитие этой работы переработан типовой проект по БВР на данном карьере, с учетом рекомендаций по сейсмобезопасной технологии взрывных работ и сохранности производственных объектов промбазы предприятия и жилых домов пос. Шах-Тау и дер. Восток.

Буровые и взрывные работы в компании выполняются собственными силами. Бурение технологических скважин производится станками СБШ-250МН, диаметром 220 и 250 мм.

Основные взрывные работы выполняются методом скважинных зарядов – до 30–35 скважин на сухих известняках и до 12 скважин на обводненных известняках. Вторичные взрывные работы – отработка «гребней» в приконтурной части карьера производятся скважинными зарядами диаметром 220–250 мм. Вторичные взрывные работы по дроблению негабарита в настоящее время заменены на механическую разделку, которая производится экскаватором с гидромолотом.

ОАО «Сода», имевшая в своем составе производство по изготовлению цемента и соды и горного производства, обеспечивающего их сырьем, в 2008 году претерпела реорганизацию и из нее в 2008 году выделилось

Бахтигареев Тагир Тимербаевич – Главный горняк ЗАО «Сырьевая компания», г. Стерлитамак, Республика Башкортостан.

самостоятельное предприятие АО «Сырьевая компания», разрабатывающая месторождение известняков Шах-Тау.

Буровзрывные работы на карьере начаты в 50-х годах прошлого века. Известняки являются сырьем для производства кальцинированной соды и цемента.

Буровзрывные работы, проводимые в компании, постоянно совершенствуются. С этой целью АО «Сырьевая компания» проводит совместную работу с учеными и специалистами по взрывному делу профильных институтов и предприятий России (ИГД УрО РАН г. Екатеринбург, ФГБУ ГИ УрО РАН г. Пермь, ФКП «Авангард», ЗАО «Азот-Взрыв» г. Муром, АО «НМЗ "Искра"» г. Новосибирск).

По результатам исследований существующих условий карьера Шах-Тау, Институтом горного дела Уральского отделения Российской Академии Наук г. Екатеринбург в 2012 году были разработаны сейсмобезопасные технологии взрывных работ на карьере и в соответствии с рекомендациями ИГД УрО РАН и «Типовым БВР» ЗАО «Сырьевая компания» начала в 2015 году отработку обводненных запасов месторождения.

Так же, специалистами лаборатории природной и техногенной сейсмики Горного института Уральского отделения Российской академии наук (г. Пермь) разработаны «Рекомендации по оптимизации параметров БВР».

В «Рекомендациях…» рассмотрено влияние различных факторов от массовых и одиночных взрывов на сейсмический эффект в пунктах наблюдения сети стационарных сейсмических станций.

В Перечень рассматриваемых параметров включены: приведенное расстояние; интервал замедления; число ступеней замедления; спектральная характеристика реакции грунта на сейсмическое воздействие; зависимость затухания сейсмических волн от направления излучения; тип используемых взрывчатых веществ; уровни комфортных значений сейсмического эффекта.

По результатам изучения сейсмических характеристик местных условий и анализа сейсмического воздействия в пунктах наблюдений были определены:

– связь параметров буровзрывных работ со спектральным составом сейсмического сигнала в источнике;

– скоростная модель исследуемой территории;

– частотные и азимутные зависимые параметры уровней затухания сейсмических волн;

– частотные характеристики грунтов на территории;

– резонансные характеристики для отдельных охраняемых объектов.

– характеристика ошибок величин замедлений при короткозамедленных взрывах;

– характеристика влияния типа применяемых взрывчатых веществ.

Для примера замера фактических замедлений по трехкомпонентной сейсмической записи короткозамедленного взрыва приведены сейсмограммы (рис. 1).

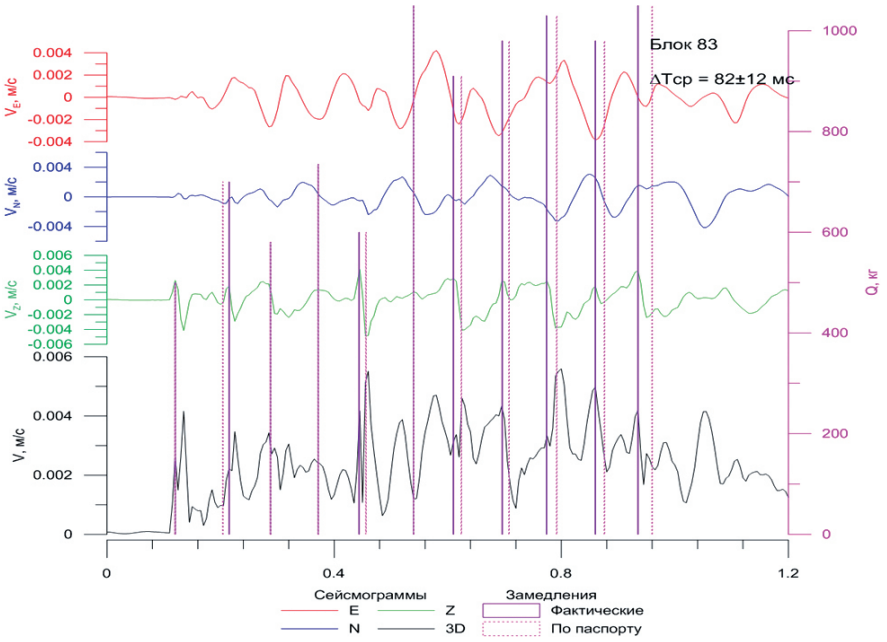


Рис. 1 – Сейсмограммы короткозамедленного взрыва

Полученные результаты измерений интервалов замедления приведены на рис. 2 Диаграмма слева представляет собой распределение отклонений измеренных интервалов замедления относительно проектных значений. Диаграмма справа дает более детальную картину распределений для каждого взрыва. Сплошной синей линией показаны проектные значения замедлений, красными кружками – фактические замедления. Положение кружка отражает среднее значение всех измеренных замедлений конкретного взрыва, а вертикальные усы показывают среднеквадратическое отклонение замедлений.

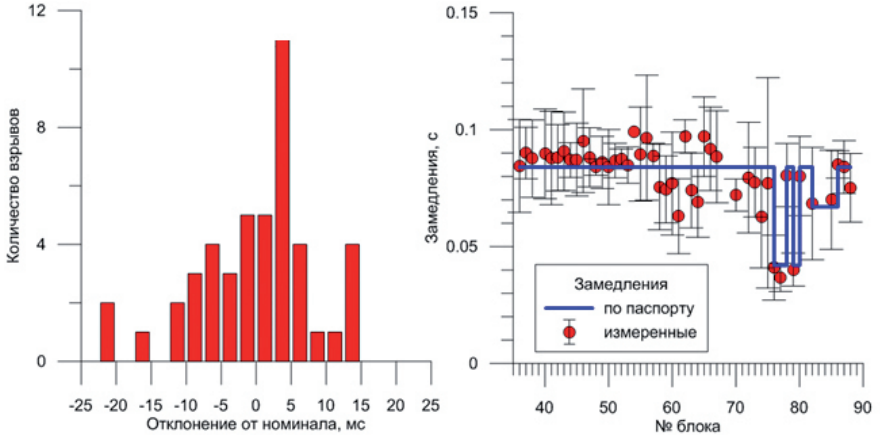


Рис. 2 – Измерение интервалов замедления

По результатам данных работ изучены особенности существующих грунтовых условий и охраняемых объектов разработаны методы прогноза сейсмического эффекта у охраняемых объектов от заданных параметров БВР.

С целью обеспечения сейсмического мониторинга на близлежащих жилых объектах, от производства массовых взрывов скважинными зарядами Ø = 200–250 мм глубиной до 20–25 м в полностью обводненном массиве АО «Сырьевая компания» систематически ведет инструментальный контроль сейсмических колебаний от технологических взрывов с использованием сети стационарных сейсмологических станций, расположенных у охраняемых объектов, находящихся вблизи взрывоопасной зоны известнякового карьера Шах-Тау.

УДК 622.235.6

СПОСОБ УМЕНЬШЕНИЯ ВЗРЫВООПАСНОЙ ЗОНЫ

А.В. Трясцин, К.А. Кочнев, Л.С. Морозов

В настоящее время усложняется ситуация с появлением незаконных строительств зданий и сооружений на бортах карьера. Эти объекты со временем попадают во взрывоопасную зону. Происходит поэтапное приближение к горным работам, сначала появляются огороды, затем на их местах возводятся жилые здания, которые через дачную амнистию оказываются во взрывоопасной зоне. Разработка месторождений процесс длительный. И через несколько лет карьер приблизится к этим объектам и возникнет проблема продолжения горных работ при нахождении зданий и сооружений во взрывоопасной зоне.

Безопасные расстояния при производстве взрывных работ устанавливаются проектом, с целью исключения несчастных случаев. Безопасные расстояния при взрывных работах рассчитывают по формулам, представленным в ФНП «Правила безопасности при взрывных работах № 605 от 16.12.2013 г.» и округляют в большую сторону до значения, кратного 50 м.

При этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в приложениях № 20 и № 21 к ФНП «ПБ при ВР».

Минимальный радиус опасной зоны для людей при массовых взрывах на карьерах – 300 м. Уменьшение безопасного расстояния до 200 м возможно достигнуть корректировкой параметров буровзрывных работ: массой зарядов ВВ; величиной и материалом забойки; длиной зарядов; сеткой скважин.

Если расчетное безопасное расстояние менее 200 м, то необходимо принимать специальные мероприятия по взрывным работам (укрытия), что ведет к удорожанию себестоимости горных работ.

Трясцин Андрей Васильевич – генеральный директор ООО «ГеоТехноген-Проект». Науч. сотр., Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, geotp96@mail.ru;

Кочнев Константин Анатольевич – главный инженер проектов ООО «ГеоТехноген-Проект», Екатеринбург;

Морозов Леонид Сергеевич – младший научный сотрудник, Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург.

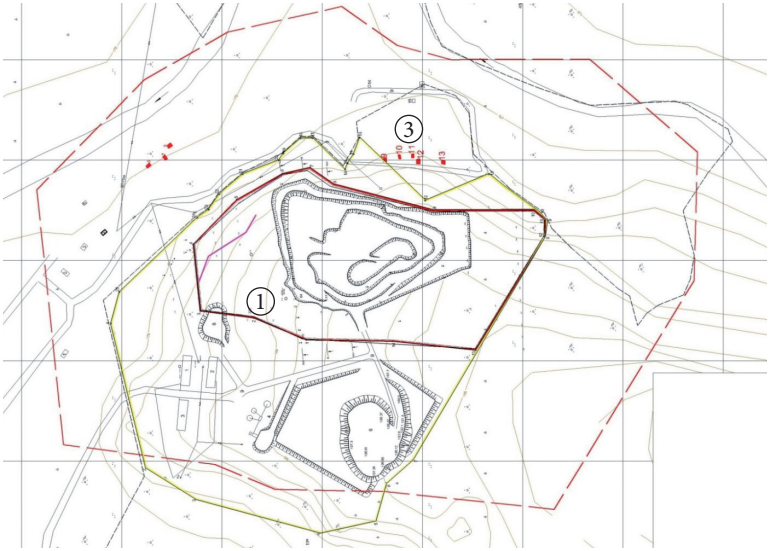


Рис. 1а – План месторождения

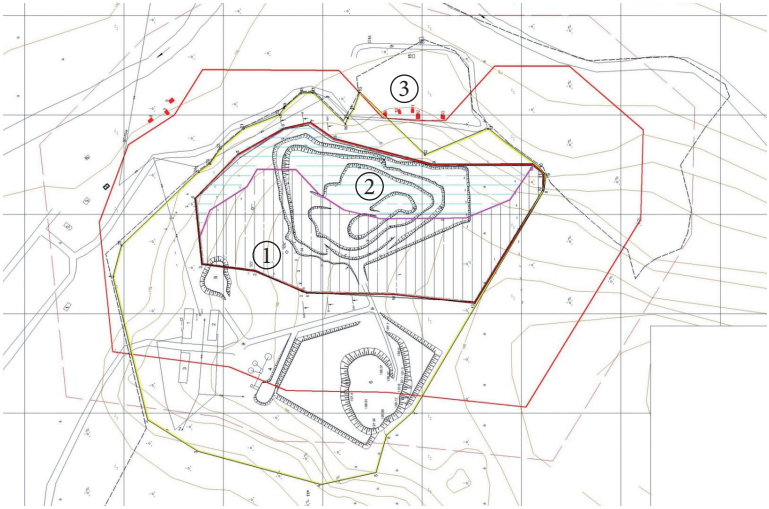
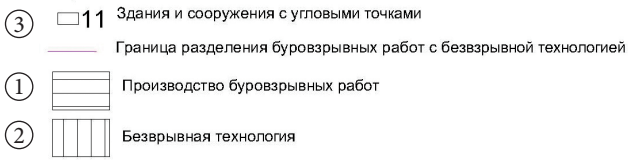


Рис. 1б – Корректировка границ опасной зоны с учетом предложенных мероприятий



В таких случаях неизбежен переход на безвзрывную технологию. Для примера, при открытой разработке мраморизованных известняков безопасное расстояние согласно «Рабочего проекта» составляло 300 м, а на конец отработки до ближайших охраняемых объектов горные работы должны приблизиться на 75 м (рис. 1).

Для уменьшения взрывоопасной зоны по максимальному параметру – разлету кусков взорванной породы предложено:

1. С помощью корректировки параметров БВР уменьшить безопасные расстояния с 300 до 200 м (для разлета кусков взорванной породы).

2. Для обеспечения сейсмической безопасности, а также уменьшения зоны влияния от взрывных работ по разлету осколков и от воздействия ударно-воздушной волны, восточный борт перевести на безвзрывную технологию и вывести объекты из опасной зоны. При этом предусматривается технология безвзрывной выемки известняков восточного борта карьера с применением высокопроизводительного оборудования – «бетонолома» Xcentric Ripper XR50 (массой 4,6 т), навешиваемого на экскаватор с дизельным приводом типа HITACHI ZAXIS 450. (рис. 2)

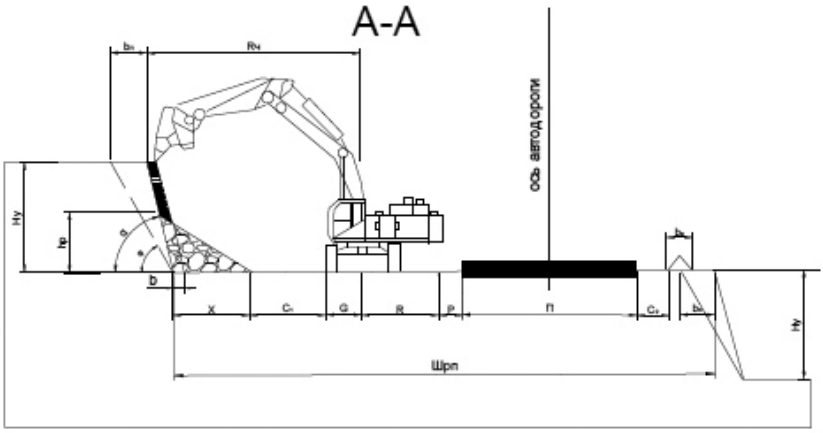
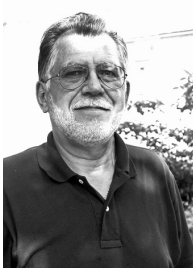


Рис. 2 – Технологическая схема выемочно-погрузочных работ при безвзрывной технологии

Таким образом, предложенные мероприятия позволили вывести из опасной зоны объекты, получить горноотводный акт и продолжить безопасно вести горные работы.

УДК 622.235.66

ОПРЕДЕЛЕНИЕ БЕЗОПАСНОГО РАССТОЯНИЯ ПРИ СВАРКЕ ВЗРЫВОМ НАРУЖНОГО ЗАРЯДА ВВ



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

Сварку взрывом (СВ) крупногабаритных листовых заготовок проводят, преимущественно, на открытых площадках с использованием наружного заряда массой от десятка килограмм, иногда, до одной тонны ВВ. Заряд ВВ имеет вид, как правило, формы прямоугольного параллелепипеда, своим основанием опирающегося на поверхность плакирующего листа. Высота этого параллелепипеда (толщина заряда ВВ) на один-два порядка меньше длины периметра основания (рис. 1).

Рис. 1 – Заряд ВВ при сварке листовых заготовок

Бесшапошников Юрий Петрович – кандидат технических наук, директор производства взрывной обработки НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов», ОАО «Уралхиммаш», Екатеринбург;

Чернухин Владимир Иванович – кандидат технических наук, начальник лаборатории, НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов», ОАО «Уралхиммаш», Екатеринбург;

Меньшиков Павел Владимирович – младший научный сотрудник ИГД УрО РАН, Екатеринбург.

Главным отрицательным фактором при взрыве такого заряда является избыточное давление в ударной воздушной волне (УВВ). Поэтому, для определения безопасного расстояния в соответствии с Правилами безопасности при взрывных работах (ПБВР) в качестве основного уравнения должна применяться формула 11 раздела XII ПБВР [1]:

$$R_{без} = k_в \sqrt{Q}\,, \qquad (1)$$

где $R_{без}$ – безопасное расстояние от заряда, м;

Q – масса заряда взрывчатых веществ (ВВ), кг;

$k_в$ – коэффициент пропорциональности, зависящий от условий расположения, массы заряда и степени допускаемых повреждений зданий или сооружений.

Поскольку технология сварки взрывом должна обеспечивать отсутствие каких-либо повреждений в ближайших зданиях и сооружениях, то коэффициент пропорциональности выбирается из диапазона значений, соответствующих первой степени, т.е. отсутствие повреждений и $k_в$ = 50÷150 (приложение № 22 к ПБВР).

Для более точного определения коэффициента пропорциональности $k_в$, в зависимости от условий взрывания, нами предложено применить следующую зависимость [2]:

$$R_{без} = \overline{R}_{без} \sqrt[3]{Q}\,, \text{ где } \overline{R}_{без} = \sqrt[3]{\left(1 + \frac{337}{P_{без}}\right)^2 - 1}, \qquad (2)$$

где $P_{без}$ – безопасное максимальное давление в УВВ, кПа.

С целью проверки предложенной зависимости (2) были взяты опытные данные [3] по замерам максимального давления (P) ударно-воздушной волны (УВВ) в пос. Шабровский (с 31.07. по 26.10.2012 г.) и на станции Седельниково (19.12.2012 г.), которые представлены в табл. 1.

В эту таблицу занесены расчетные значения $R_{без}$ и $k_в$ при условии, что для обеспечения отсутствия повреждений (остекления) принимали $P_{без}$ = 0,2 кПа [4]. Там же дополнительно указаны основные метеоданные на время проведения взрывных работ с точностью до 1 часа. Из табл. 1 видно, что значения максимального давления УВВ сильно разнятся между собой, чем можно объяснить изменения, связанные с направлением и скоростью ветра. При этом расчет $k_в$ с применением формулы (2) дает результаты близкие к минимальному значению (50) в диапазоне, соответствующему первой степени повреждений (приложение № 22 к ПБВР). Однако, расчет $k_в$ с помощью (2) сильно недооценивает влияние ветрового градиента.

Таблица 1

Опытные данные по замерам максимального давления УВВ в пос. Шабровский и станции Седельниково

Дата взрыва (время взрыва)	Атмосферное давление	Относительная влажность	Облачность	Температура воздуха	Ветер	Масса заряда (Q)	Давление (P)	Расстояние до объекта (R)	Безопасное расстояние ($R_{без}$)		Коэффициент пропорциональности $k_в$	
									(1)	(2)	Прил. № 22ПБ	С использ. (2)
чч.мм.гг (час:мин)	мм. рт. ст.	%	балл	град. °С	м/с, направление	кг	кПа	м	м		–	
31.07.12 (15:00)	734	67	10	+17	2, СЗ от объекта к МПВР	1 000	–	4 000	1 600 4 750	1 450	150 50	46
02.08.12 (15:00)	736	46	4	+28	1, С от объекта к МПВР	778	–	3 800	1 400 4 200	1 350		48
29.08.12 (15:21)	741	44	3	+19	2, ЮВ от МПВР к объекту	315	0,0768	3 120	900 2 700	1 000		56
29.08.12 (15:30)						675	0,0915	3 400	1 300 3 400	1 250		48
26.10.12 (14:42)	734	63	9	0	4, Ю от МПВР к объекту	470	0,1210	3 800	1 100 3 300	1 150		53
19.12.12 (15:00)	760	72	–	–17	4, З между МПВР и объектом	545	0,0410 0,0510	4 000	1 200 3 550	1 200		51

Примечания *Q – масса заряда ВВ для сварки взрывом крупногабаритных листовых заготовок; R – расстояние от заряда ВВ до объекта, где проводились замеры параметров УВВ. МПВР – место проведения взрывных работ, расположенное в 3,4 км на Юг от карьера«Новая линза».*

Для учета влияния ветра на выбор значения $k_в$, формулу (2) необходимо преобразовать в виде: $P_{без} \approx 0{,}67 \cdot 10^3 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R_{без}} \right)^{3/2}$. Тогда общая зависимость для давления будет представлена как:

$$P = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^n \cdot \tag{3}$$

Здесь K – коэффициент, зависящий от окружающих условий (погода, рельеф местности и т.д.) и расположения заряда (поверхностный, углубленный); n – степень, значение которой зависит, по-видимому, от формы заряда. Поэтому при сварке взрывом крупногабаритных листовых заготовок принимаем n = const. Для адекватного определения n взяты исходные данные из табл. 1 для случая, когда взрывы проводили при одних и тех же условиях (29.08.12 г.). Результаты расчета показали, что при n = 1 коэффициент K = 35.

Ниже представлены формулы, полученные из (3) (при n = 1, $P_{без}$ = 0,2 кПа) и (1), с помощью которых были получены новые значения для $k_в$ (табл. 2):

$$K = P \Big/ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}, \tag{4}$$

$$R_{без} = \frac{K}{0{,}2} \sqrt[3]{Q}, \tag{5}$$

$$k_в = R_{без} \Big/ \sqrt{Q} \cdot \tag{6}$$

На основе анализа данных табл. 2 и с учетом требований ПБВР (п. 855) были выведены формулы для оценки $k_в$ при положительных и отрицательных значениях температур воздуха:

$k_в = 17\ V_в + 30$, для положительных температур воздуха (7)
$k_в = 1{,}5\ (17\ V_в + 30)$, для отрицательных температур воздуха

В табл. 3 приведены результаты расчета по формулам (7). Из табл. 3 видно, что значения коэффициента пропорциональности $k_в$ в формуле (1) близки к своему максимуму (150) при скорости ветра в сторону МПВР, равной 7 м/с для положительной и 4 м/с для отрицательной температуры воздуха. Поэтому, если не применять мер по гашению УВВ, можно считать эти значения скоростей в качестве предельных при взрыве наружных зарядов, используемых для сварки взрывом.

Полученные результаты данной работы были использованы при разработке проекта взрывных работ по сварке металлов взрывом на Адуйском полигоне для выбора коэффициента пропорциональности в формуле (11) ПБВР.

Таблица 2

Значения $R_{без}$ и $k_в$ с поправкой на ветер

Дата взрыва (время взрыва)	Температура воздуха (t)	Проекция скорости ветра на направле-ние от МПВР к объекту ($V_в$)	Масса заряда ВВ (Q)	Давление (P)	Расстояние до объекта (R)	Коэффи-циент, зависящий от окружа-ющих условий (K)	Безопасное расстояние ($R_{без.}$)	Коэффи-циент пропор-циональ-ности ($k_в$)
						(4)	(5)	(6)
чч.мм.гг (час:мин)	град.°С	м/с	кг	кПа	м	–	м	–
29.08.12 (15:21)	+19	2	315	0,0768	3 120	35	1 200	68
29.08.12 (15:30)			675	0,0915	3 400	35	1 550	60
26.10.12 (14:42)	0	4	470	0,1210	3 800	59	2 300	106
19.12.12 (15:00)	-17	0	545	0,0410 0,0510	4 000	20 25	850 1 050	36 45

Примечание. *$V_в$ – проекция скорости ветра на направление от МПВР к объекту.*

Таблица 3

Значения $k_в$ при положительной и отрицательной температуре воздуха

Скорость ветра $V_в$, м/с	При положительной температуре воздуха $k_в = 17\,V_в + 30$	При отрицательной температуре воздуха $k_в = 1{,}5\,(17V_в + 30)$
0	30	45
1	47	71
2	64	96
3	81	122
4	98	147
5	115	–
6	132	–
7	149	–

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. «Правила безопасности при взрывных работах», Серия 13 Выпуск 14, Москва, 2013.

2. Болкисева Е.В., Родин В.Е. О применении методов подобия для оценки безопасного расстояния при взрывных работах // Технология и безопасность взрывных работ: Материалы научно-технических конференций, 2015 */г. ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: Издат. АМБ, 2016, с. 107–115.

3. Инструментальные замеры при ведении взрывных работ по сварке металлов / В.И. Чернухин, Ю.П. Бесшапошников, П.В. Меньшиков, В.Г. Шеменёв, В.А. Синицин // Технология и безопасность взрывных работ: Материалы научно-технических семинаров 2012 г. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2013, с. 170–174.

4. Богацкий В.Ф., Фридман А.Г. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. М., Недра, 1982. 162 с. (Безопасность взрывных работ).

УДК 622.235.43

ЭЛЕКТРОННОЕ ВЗРЫВАНИЕ И СЕЙСМОБЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

А.В. Симаков, С.Л. Мальберг

Оценка и снижение негативного влияния сейсмического воздействия взрывных работ (ВР) при открытой разработке месторождений, помимо защиты зданий и промышленных сооружений на поверхности, предусматриваемых правилами безопасности (ПБ) при ведении ВР [1], становятся актуальными в следующих случаях:

– при ведении ВР в приконтурной зоне с целью обеспечения устойчивости борта карьера в предельном положении;

– в местах возможных оползневых явлений;

– при использовании высоко производительной выемочно-погрузочной техники (Разрез «Тугнуйский», Bucyrus 495HD емкость ковша 41,3 м^3), когда необходимо взрывать большие блоки (до несколько сотен тыс. м^3 горной массы).

В последнем случае при проектировании ВР усложняется обеспечение требуемого (согласно ПБ при ВР) количества одновременно взрываемого ВВ в группе зарядов за счет регулирования времени замедления (t).

Уменьшение одновременно взрываемого ВВ в ступени замедления является основным способом снижения негативного сейсмического воздействия ВР при взрывании в приконтурной и оползневой зонах.

Применение неэлектрических систем инициирования (НСИ) практически исключает вероятность подбоя соседних скважин, однако существующий разброс времени срабатывания замедлений (при допустимом заводом-производителем разброса порядка 10 % от номинала) не гарантирует расчетное

Симаков Александр Викторович – горный инженер по БВР ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской области;

Мальберг Сергей Леонидович – генеральный директор ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской области.

количество одновременно взрываемого ВВ в группе, что значительно снижает возможность управления сейсмическим эффектом ВР. Для исключения негативного влияния неконтролируемого разброса времени срабатывания замедлителей НСИ возможно применение при короткозамедленном взрывании (КЗВ) систем электронного взрывания (СЭВ) «DaveytronicIII» с шагом программируемого времени замедления 1 мс. и точностью срабатывания ± 0,5 мс.

С целью определения эффективности электронного взрывания вблизи оползневого участка северо-западного борта Главного карьера Качканарского ГОКа, специалистами компании ООО «АВТ-Урал» выполняющей комплекс буро-взрывных работ на карьерах ГОКа было подготовлено и произведено три опытных взрыва: два с применением средств электронного взрывания (СЭВ) «DaveytronicIII» и один с использованием НСИ «Rionel»с поверхностным замедлением 25, 42, 67, 109 мс и внутрискважинным замедлением 500 мс. Параметры взрываемых блоков приведены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры взрываемых блоков

№ Блока	Масса заряда в группе, кг	Количество зарядов в группе, шт.	Единичный вес одного заряда, кг.	Время задержки между зарядами в группе, мс.	Глубина скважин в блоке, м.	Удельный расход ВВ, кг/м^3	Тип ВВ	Система инициирования
3 933+ 3 9431	2 070	3	690	7	17,3	1,64	ЭВВ – НитронитЭ70	ЭСИ «Daveytronic»
3 954	1 380	2	690	8	17,3	1,47	ЭВВ – НитронитЭ70	НСИ «Rionel»
3 961	1 380	2	690	13	17,3	1,49	ЭВВ – НитронитЭ70	ЭСИ «Daveytronic»

В качестве ВВ использовались эмульсионные ВВ «Нитронит Э-70», промежуточные боевики-шашки ПТ-П-500 (на 1 скважину 2 шт.), диаметр взрываемых скважин 230 мм, крепость пород f = 16 – 18 по М.М. Протодьяконову, конструкция скважинного заряда сплошная, колонковая с нижним инициированием, масса заряда 690 кг, сетка скважин 5,5 × 5,5 м.

Для оценки сейсмического воздействия производился фактический замер скорости колебания (скорости смещения частиц грунта) с использованием приборов (сейсморегистраторов) MiniSeis-8G 1Hz 1/2M согласно методике измерений скорости сейсмических колебаний и давления на фронте ударной волны ИГД СТО 01.01.001-2011 г. [5]

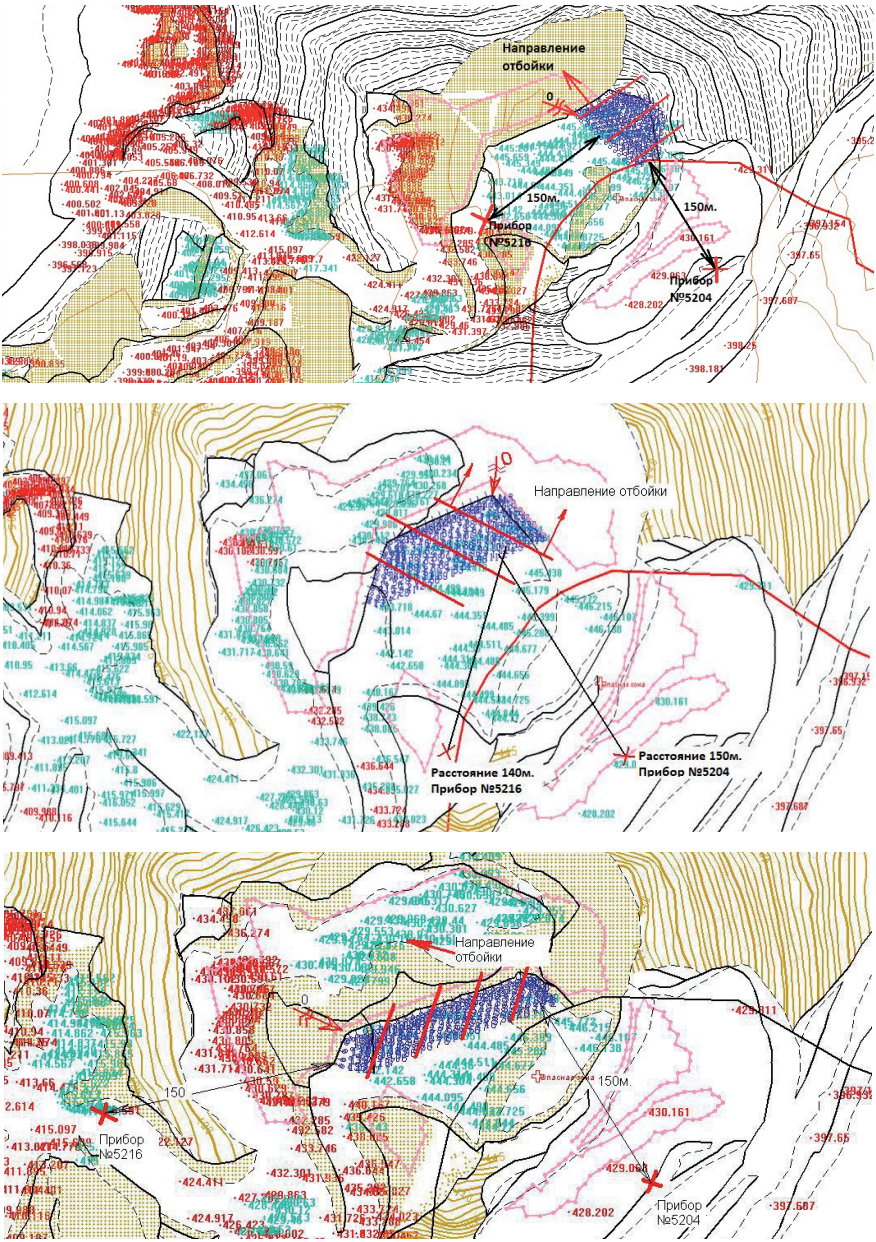


Рис. 1 – Ситуационный план места проведения взрывных работ, с нанесением места проведения замера и удаления от блока. Сверху вниз, Блок № 3933+39431, Бл. № 3954, Бл. № 3961

Места заложения приборов показаны на ситуационном плане (рис. 1). Замеры проводились в двух равноудаленных точках от блока с выдерживанием этого расстояния на следующих взрывных блоках для максимальной сходимости результатов и последующего их анализа. Расстояние, на котором проводились замеры равно 140÷150 м, что соответствует зоне упругопластических объемных волн. Один прибор устанавливался за блоком (в тылу), в обратном от направления диагонали движения отбойки горной массы (детонационного фронта), в направлении ожидаемой максимально высокой скорости смещения. Второй прибор устанавливался на соответствующем расстоянии за блоком (периферия) в месте, где ожидаемое сейсмическое воздействие должно быть минимально. Тем самым появлялась возможность зафиксировать и сопоставить результаты воздействия одного взрыва на равноудаленные объекты, но в то же время расположенные в разных зонах относительно последовательности инициирования скважин блока и детонационного фронта.

Расчет векторного значения максимальной результирующей скорости колебаний грунта (V^{max}, см/с) производился по формуле (1)

$$V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2} \qquad (1)$$

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

Результаты расчетов приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты замера сейсмоколебаний

№ блока	№ прибора	Скорости колебаний			Результирующее значение V^{max}, см/с.	Зона сейсмического воздействия
		V_x, см/с.	V_y, см/с.	V_z, см/с.		
3933+ 39431	5204	2,03	1,28	1,78	2,99	1
	5216	1,27	1,68	1,33	2,49	2
3954	5216	1,98	1,68	2,67	3,7	1
	5204	2,03	1,34	1,46	2,84	2
3961	5204	1,52	0,71	1,09	2,0	1
	5216	0,57	0,72	1,18	1,5	2

Зона 1 – показания прибора в тылу;

Зона 2 – показания прибора на периферии.

Анализ данных табл. 2 позволяет сделать следующие выводы.

1. Сейсмическое воздействие от взрыва блока на защищаемые объекты зависит не только от одновременно взрываемой массы заряда в группе, расстояния до объекта, горно-геологических особенностей пород и их физико-механических свойств, но и от направления детонационного фронта. Сопоставление максимальной результирующей скорости колебания грунта для

участка, находящегося в тылу зоны основного направления детонационного фронта (диагональ отбойки, зона 1) и участка, расположенного на периферии (зона 2), показывает, что зона 1, находящаяся в тылу детонационного фронта, подвержена более высокому сейсмическому воздействию. Это превышение, составляющее 17 %, 23 % и 25 %, характерно для всех блоков независимо от применяемой системы инициирования.

Учитывая, что все блоки взрывались в идентичных геологических условиях при одинаковых параметрах БВР, определяющим фактором влияния на максимальное сейсмическое воздействие (колебание грунта), является масса заряда в группе. Она прямо пропорциональна сейсмическому воздействию и, следовательно, можно предположить, что с увеличением максимального значения сейсмического воздействия относительно расчетного происходит пропорциональное увеличение количества одновременно работающих зарядов в группе (наложение), т.е. должно выполнятся следующее соотношение:

$$V_1/n_1 = V_2/n_2 = V_3/n_3 \quad (2)$$

где n_1, n_3 и n_2 – количество зарядов в группе, блоки № 3933+39541, № 3961 и № 3954, соответственно;

V_1, V_3 и V_2 – скорость колебаний в одинаковых зонах (в тылу и на периферии), блоки № 3933+39541, № 3961 и № 3954, соответственно.

$$n_2 = V_2*2/(V_1/n_1 + V_3/n_3) \quad (3)$$

Принимая во внимание, что на блоках № 3933+39541 и 3961, взорванных с применением СЭВ, обеспечивается точность срабатывания ±0,5 мс., исходя из приведенной пропорции, можно сделать оценку соответствия расчетного и фактического количества одновременно взрываемого ВВ (количество зарядов с замедлением между взрывами <20 мс.) на блоке № 3954 с НСИ. По данным приборов, фиксирующих колебания в тылу взрываемых блоков (зона 1), согласно пропорции (3) количество одновременно работающих скважин, составляет n_3 = 3,7 шт. (255 кг), для зоны 2 (на периферии) n_3 = 3,6 шт. (2 484 кг), что существенно отличается от принятого изначально расчетного количества скважин (2 шт) в группе.

Проверить это предположение можно через формулу скорости колебаний в функции приведенной величины заряда и приведенного расстояния [3].

$$V = K_z \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст}}}{R} \right)^v \quad (4)$$

где V – вектор максимальной результирующей скорости колебаний грунта, см/с;

$Q_{ст}$ – масса заряда ВВ в ступени замедления (группе), кг;

R – расстояние от места взрыва до охраняемого объекта (точки замера), м;

$K_г$ – коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, зависящий от геологического строения района и способов взрывания;

ν – показатель затухания колебаний, зависящий от приведенного расстояния, определяется из выражения

$$\nu = 2{,}21 \cdot (\overline{R})^{-0{,}055}, \quad (5)$$

где $\overline{R}$ – приведенное расстояние от точки замера до места взрыва, м/кг.

$$\overline{R} = \frac{R}{\sqrt[3]{Q_{ст}}}, \quad (6)$$

Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний $K_г$ определяется с учетом фактического вектора скорости колебаний V, расчетного показателя затухания колебаний ν, массы взрываемых зарядов в группе и расстояния от места взрыва до точки замера

$$K_г = V\left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст}}}{R}\right)^{-\nu}, \quad (7)$$

Для блоков с СЭВ расчетные показатели составляют:

Блок № 3933+39541 Зона 1 (в тылу): ν = 1,9 =11,8 м/кг, $K_г$ = 324; Зона 2 (на периферии): = 11,8 м/кг, $K_г$ = 270, ν = 1,9.

Блок № 3961: Зона 1 (в тылу) ν = 1,9, =13,5 м/кг, $K_г$ = 280; Зона 2 (на периферии) = 13,5 м/кг, $K_г$ = 210, ν = 1,9.

Коэффициент Кг варьируется в диапазоне 280÷324 в зоне 1 и 210÷270 в зоне 2, что объясняется способом взрывания (разное количество зарядов в группе и направление детонационного фронта относительно зон).

Таблица 3

Теоретическая связь коэффициента $K_г$ с характером пород

Грунты в основании сооружений	Коэффициент k	
	средний	максимальный
Скальные и полускальные плотные, необводненные, мощность до 15 м	200	300
Песчано-глинистые, мощность более 15 м, средней обводненности (глубина уровня грунтовых вод 5–10 м)	300	450
Рыхлые водонасыщенные	450	600

Согласно табл. 3 коэффициент $K_г$ рассчитанный для двух блоков с СЭВ сопоставим с породами скальными, обводненными, что соответствует фактическим показателям f (крепость по Протодьяконову от 16 до 18, обводненность до 5 м).

Таким образом, зная значения v, $K_г$, R, V – для условий взорванного блока № 3954 с применением НСИ, из уравнения (4) можно вывести расчетный показатель максимальной массы заряда группы, кг.

$$Q_{ст} = (\sqrt[v]{(R)^v} \cdot V / K_г)^3, \quad (8)$$

Таблица 4

Сравнение проектного веса заряда в ступени замедления с фактическим

№ Блока	Зона воздействия	V, см/с	R, м	$K_г$	v, м/кг	Масса заряда в группе, кг		
						По проекту	Рассчитанная по	
							по формуле 3	по формуле 8
3954	в тылу	3,7	150	300	1,9	1 380	2 553	2 645
	на периферии	2,8	150	260	1,9	1 380	2 484	2 697

НСИ зарекомендовали себя как весьма надежные и простые в применении в условиях, где не требуется применение высокоточного инициирования заряда и отвечают всем требованиям современного производства. В тех случаях, когда необходимо вести работы вблизи охраняемых объектов, обеспечивая эффективность буровзрывных работ и соответствие расчетного сейсмического воздействия фактическому, применение СЭВ являются оптимальным выбором системы электронного взрывания.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 16 декабря 2013 г. № 605. 116–122 с.
2. Меньшиков П.В. Методика оценки влияния сейсмической безопасности и воздействия ударной воздушной волны на карьерах Урала. Технология и безопасность взрывных работ: Материалы научно-технических семинаров 22–23 апреля, 18 ноября 2010 г. Институт горного дела УрО РАН – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 211–218 с.
3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах/ В.Н. Мосинец. – М.:Недра, 1976. 271 с.
4. Кутузов Б.Н., Эквист Б.В., Брагин П.А. Сейсмическое воздействие на окружающую среду короткозамедленного взрывания с использованием систем неэлектрического инициирования взрывов и электрических детонаторов с электронной задержкой. Горный информационно аналитический бюллетень: МГГУ, 2009, № 5. 135–137 с.
5. Методика измерений скорости сейсмических колебаний и давления на фронте ударной волны ИГД СТО 01.01.001-2011. Институт горного дела УрО РАН – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – 12 с.

УДК 622.235

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ИЗМЕРИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ DATATRAP II ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСНОВНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

В. А. Синицын, П. В. Меньшиков

Для проведения научно-исследовательских работ, по определению основных свойств и характеристик взрывчатых веществ, параметров взрыва и его воздействия на окружающую среду, в лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН нашел широкое применение прибор DATATRAP II, позволяющий определять скорость и длительность детонации, детонационное давление при испытании порошкообразных, гранулированных и эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ), как на испытательных полигонах, так и в технологических взрывных скважинах.

Прибор DATATRAP II, использующий реостатный метод измерения, предназначен для многофункциональной информации от любого датчика, на выходе у которого имеется постоянный ток (скорости смещения, ускорение, давления на фронте ударной воздушной волны, детонационного давления, температуры взрыва). Возможности и характеристики данного прибора приведены в материале статьи [1].В данной статье приводится опыт применения прибора в производственных условиях карьеров Качканарского ГОКа, карьера «Сафьяновский», Волковского рудника, Ново-Шемурского карьера, карьера «Осенний» Гайского ГОКа и карьеров ОАО «Ураласбест».

К примеру, на предприятии ООО «АВТ-Урал» (ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК») с помощью данного комплекта оборудования были определены фактические интервалы замедления между скважинами во взрываемом блоке и скорости детонации ВВ «Нитронит Э-70» в отдельных технологических скважинах [2].

Синицын Виктор Александрович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник ИГД УрО РАН, Екатеринбург;

Меньшиков Павел Владимирович – младший научный сотрудник ИГД УрО РАН, Екатеринбург.

Встречающиеся недостаточно проработанные массовым взрывом участки массива горных пород в верхней части забоя, в виде маслянистых пятен, являются явным признаком сработавших не в штатном режиме скважинных зарядов и из-за недостаточной точности по времени срабатывания капсюлей неэлектрических систем инициирования (НСИ). Используемый метод короткозамедленного взрывания при ведении взрывных работ на предприятии с применением НСИ имеет некоторые недостатки, одним из которых является отклонение фактического значения от номинального времени срабатывания, достигающего 12 % [3].

Сотрудниками ИГД УрО РАН совместно с работниками предприятия ООО «АВТ-Урал» при проведении массового взрыва 11.11.2015 г. на Северном карьере ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК» на взрываемом блоке № 2444, гор. +190 м были проведены инструментальные замеры фактических интервалов замедлений с целью определения их соответствия запрограммированным значениям для различных параметров сетки скважин. Монтаж взрываемого блока с использованием системы электронного взрывания (СЭВ) «DaveyTronic» и установка измерительного кабеля в исследуемые скважины проводились заранее. Для заряжания скважин применялось ЭВВ «Нитронит Э-70», а в качестве промежуточных детонаторов – шашки ПТ-П-750 [4].

На рис. 1 представлена схема расположения исследуемых скважин во взрываемом блоке и монтаж взрывной сети с использованием СЭВ «DaveyTronic» с программируемыми интервалами замедления.

В результате проведенных исследований определена большая задержка инициирующего импульса между скважинами первого и второго ряда, опережение инициирующего импульса по отношению к запрограммированному времени срабатывания между скважинами второго и третьего ряда, было выявлено нивелирование интервалов замедления между скважинами третьего, четвертого и пятого рядов.

Для более точной оценки запаздывания или опережения инициирующего импульса и правильной работы соседних зарядов необходимо продолжение дальнейших исследований фактических интервалов замедлений в смежных группах скважинных зарядов ВВ.

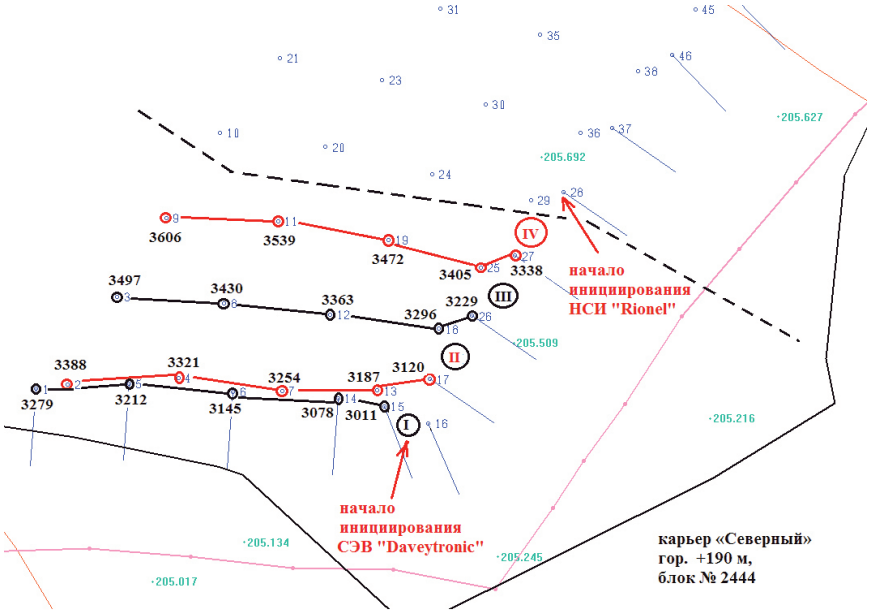


Рис. 1 – Схема расположения исследуемых скважин во взрываемом блоке и монтажа взрывной сети с использованием системы электронного взрывания "Daveytronic" с программируемыми интервалами замедления (I, II, III, IV – исследуемые группы скважин)

В результате экспериментальных исследований определены детонационные характеристики ЭВВ «Нитронит Э-70», изготовленного по ТУ 7276-003-58995878-2004.

Результаты проведенных измерений 11.11.2015 г. на Северном карьере ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК», гор. +190 м, блок № 2444 при использовании СЭВ «DaveyTronic»приведены в табл.1. В качестве промежуточных детонаторов применялись шашки ПТ-П-750 [4].

На полигоне испытаний ВМ ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК» в 2015–2016 годах и с использованием измерительного оборудования DATATRAP II проведены периодические испытания ЭВВ «Нитронит Э-70» с определением детонационных характеристик.

В 2015–2016 гг. проведены аналогичные периодические испытания ЭВВ «Фортис Эдвантедж» и «Фортис Эклипс», изготовленных по ТУ 7276-001-23308410-2006 на предприятии ООО «Орика-УГМК» с целью определения физико-химических и взрывчатых показателей ЭВВ «Фортис Эдвантедж» и «Фортис Эклипс» в условиях карьера «Осенний» ОАО «Гайский ГОК», карьера «Северо-Западный» Волковского рудника, карьера «Ново-Шемурский» Северного медно-цинкового рудника и карьера ОАО «Сафьяновская медь» в технологических скважинах.

Таблица 1

Результаты измерений фактических интервалов замедлений между скважинами и скорости детонации ЭВВ «Нитронит Э-70» в технологических скважинах

Диаметр скважины, d_c, мм		250									
Фактическая масса ВВ в скважине,Q кг		655	693	682	638	684	745	700	687	666	693
Плотность ВВ, рг/см^3		1,112				1,116	1,124		1,112		
Группы скважин		II					IV				
№№ скважин		17	13	7	4	2	27	25	19	11	9
Расстояние между скважинами, а, м			2,8	4,98	5,47	5,67		1,9	5	5,86	5,84
Сопротивление измерительного кабеля в скважине, Ом		66,5	125,7	131,8	133,4	134,1	61,5	122,7	132,5	134,7	134,7
Глубина скважины, R, м		17,5	17,2	17			18	17,2	17,1	17	
Длина заряда ВВ в скважине,$l_{зар.}$, м		12	12,7	12,5	11,7	12,5	13,5	12,7	12,6	12,2	12,7
Длина забойки в скважине, $l_{заб.}$,м		5,5	4,5		5,3	4,5				4,8	4,3
Скорость детонации ВВ, м/с		–	–	5 538	5 594	5 419	–	5 208	–	–	4218
Время детонации основного заряда ВВ в скважине, мс		–	–	2,35	2,2	2,25	–	0,35	–	–	0,75
Интервал замедления между скважинами, t, мс	программируемый	3 120	3 187	3 254	3 321	3 388	3 338	3 405	3 472	3 539	3 606
		67									
	фактический	3 120	3 228	3 250	3 314	3 378	3 338	3 525	3 560	3 654	3 721
			108,39	21,77	63,8	64,44		187,02	35,3	93,98	67,04
Отклонение,t ,мс			41,39	45,23	3,2	2,56		120,02	31,7	26,98	0,04

Таблица 2

Результаты замеров скорости детонации ЭВВ «Нитронит», «Фортис» и «Порэмит-1А» при разных диаметрах зарядов и плотности ВВ

Тип ВВ	Диаметр заряда, мм	Фактическая плотность ВВ, кг/м³	Плотность ВВ по ТУ, кг/м³	Фактическая скорость детонации, м/с	Скорость детонации по ТУ, м/с
Нитронит Э-70	80	1,16	1,05–1,25	3 484	4 800–5 000
	90	1,12–1,31		2 202–4 652	
	100	1,21		4 142	
	150	1,31		4 476	
	200	1,12–1,31		4 147–5 327	
	250			4 218–5 594	
«Фортис Эклипс 70»	170	1,05	1,00–1,35	5 156–5 486	3 000–6 000
«Фортис Эклипс 70» с карбамидом	244,5	1,18		4 292–5 524	
«Фортис Эклипс 80»	170	1,17		5 606	
«Фортис Эклипс 100»		1,13–1,16		5 031–5 173	
	194	1,15–1,17		5 356–5 865	
«ФортисЭдвантедж 100»	170	1,15		5 481–5 723	
«Порэмит-1А»	100	1,152–1,305	1,15–1,28	2 230–5 177	4 800–5 200
	244,5	1,136–1,174		4 578–5 793	
«Порэмит-1А» с микросферамиК-20	100	1,14–1,261		4 981–5 908	

С использованием измерительного оборудования DATATRAPII в 2015–2016 гг. проведены замеры скорости детонации ЭВВ «Порэмит-1А», изготовленного по ТУ 84-08628424-671-96 в г. Асбесте на предприятии ООО «Промтехвзрыв». Измерения скорости детонации были проведены на полигоне испытаний ВМ и в условиях карьеров ОАО «Ураласбест» в нескольких скважинах.

Результаты замеров скорости детонации ЭВВ «Нитронит», «Фортис» и «Порэмит-1А», полученные прибором DATATRAPII в 2015 и 2016 г. представлены в табл. 2.

ВЫВОД

Проведенные периодические испытания и замеры скорости детонации ЭВВ «Нитронит Э-70», «Фортис Эклипс», «Фортис Эдвантедж» и «Порэмит-1А» показывают, что кроме определения скорости детонации в трубчатых образцах при полигонных испытаниях прибором DATATRAP II можно измерять скорость детонации в нескольких технологических скважинах на взрываемых блоках при проведении массовых взрывов, а также определять фактические интервалы замедления между скважинами.

Применение прибора DATATRAP II DATA/VOD Recorder совместно с имеющейся аппаратной базой ИГД УрО РАН позволяет получать более точные стандартные и дополнительные измерения основных свойств взрывчатых веществ, параметров и воздействия взрыва на окружающую среду.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технология и безопасность взрывных работ: Материалы научно-технических конференций, ИГД УрО РАН, 2015 г. – Екатеринбург: Издательство АМБ, 2016. – 120 с.
2. Определение опытным путем максимально допустимых интервалов замедлений для различных параметров сетки скважин, (отчет), ИГД УрО РАН, Екатеринбург, 2015. – 49 стр.
3. Ежемесячный научно-технический и производственно-экономический журнал «Уголь». – 2013. – № 4. – С. 4–6.
4. Типовой проект производства буровзрывных работ в карьерах рудоуправления ОАО «Ванадий». – Качканар, 2011. – С.

УДК 622.252

К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ДОБЫЧЕ СУЛЬФИДСОДЕРЖАЩИХ ГОРНЫХ ПОРОД

С.А. Горинов, И.Ю. Маслов, В.Г. Шеменев

В настоящее время наиболее перспективными ВВ для взрывной подготовки горной массы к выемке и транспортированию являются эмульсионные (ЭВВ) и гранэмиты [1, 2], относящиеся к классу водонаполненных аммиачно-селитренных ВВ. Для данного класса ВВ известны случаи несанкционированных взрывов, обусловленных самопроизвольным экзотермическим разложением скважинных зарядов при их контакте с пиритосодержащими горными породами и (или) буровым шламом, содержащим пирит [3, 4].

Это связано с химическими реакциями данных ВВ с сульфидами, из них наибольшую опасность представляет пирит, обладающий наиболее химической активностью по сравнению с пирротином, халькопиритом, борнитом и др. [5]. При данных реакциях выделяется большое количество тепла [2], что в условиях ограниченного оттока тепла может привести к несанкционированному взрыву.

Опасность применения ЭВВ и гранэмитов, как и всех ВВ на основе аммиачной селитры (АС), в сульфидсодержащих породах предопределяет применение особых способов противодействия указанному явлению.

Для предотвращения этого:

– снижают температуру взрывчатой смеси;

– включают в рецептуру ЭВВ компоненты, вызывающие блокирование экзотермических химических реакций [2];

– формируют окислительную фазу эмульсии с нейтральной или слабощелочной средой [6–8];

Горинов Сергей Александрович – кандидат технических наук, главный научный консультант ООО «ГлобалМайнингЭксплозив – Раша», Москва;

Маслов Илья Юрьевич – кандидат технических наук, главный инженер ООО «Глобал Майнинг Эксплозив – Раша», Москва;

Шеменев Валерий Геннадьевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией разрушения горных пород, ИГД УрО РАН, Екатеринбург.

– отказываются от применения или снижают долю ANFO в составе гранэмитов [7–9].

Снижение температуры ЭВВ, как эффективный способ противодействия несанкционированным взрывам естественным образом вытекает из закона Аррениуса (снижение скорости реакций между сульфидсодержащими породами и АС) и экспериментальных данных, свидетельствующих о том, что при температуре сульфидсодержащих горных пород (исключая пирит) ниже 40°С опасность возникновения несанкционированного взрыва при применении аммиачно-селитренных ВВ отсутствует [10].

Поэтому для снижения опасности возникновения несанкционированного взрыва при взаимодействии ЭВВ с сульфидсодержащими породами в работе [2] предложено при изготовлении ЭВВ добавлять в состав их окислительной фазы вещества, связывающие серную кислоту. В качестве данных веществ рекомендуется использовать карбамид ($(NH_2)_2CO$) или уротропин ($(CH_2)_6N_4$). При этом указанные вещества добавляются при массовой доле до 3 %, т.к. при более высоких концентрациях ухудшаются детонационные способности ЭВВ и снижается их восприимчивость к детонации. Также отмечается, что окислительная фаза ЭВВ, применяемого в сульфидсодержащих горных породах, должна состоять из аммиачной или смеси аммиачной и натриевой селитр с добавлением ингибиторов (карбамида или уротропина). Применение кальциевой селитры недопустимо ввиду снижения стойкости ЭВВ из-за экзотермического взаимодействия этой селитры с сульфидсодержащими породами. Для взрывного разрушения сульфидсодержащих горных породах авторы [2] предлагают использовать ЭВВ Порэмит С, имеющий следующий химический состав: NH_4NO_3 – 65,25 %, $NaNO_3$ – 16,5 %, $(NH_2)_2CO$ – 2,35 %, H_2O – 9,25 %, масло – 4,75 %, эмульгатор – 1,9 %.

Авторы работ [7, 8] полагают, что главным фактором, определяющим опасность самопроизвольной деструкции аммиачной селитры при контакте с сульфидами, является степень кислотности системы (pH). Чем меньше значение pH, тем выше термодинамическая вероятность возникновения автокаталитического процесса разложения АС. Исходя из этого, авторы [7, 8] предлагают для обеспечения безопасности при разрушении сульфидсодержащих пород использовать ЭВВ, имеющих нейтральную или слабощелочную реакцию.

Указанный подход был реализован авторами [7, 8] с коллегами в ходе разработки ЭВВ Украинит ПП-2 (ТУ У 20.5-32613399-002:2012). Окислительная фаза данного ЭВВ представлена бинарным высококонцентрированным раствором кальциевой и аммиачной селитр. Для сенсибилизации ЭВВ применяется пероксид водорода. Согласно данным [7, 8] Украинит ПП-2 имеет слабощелочную реакцию (pH = 7,8–8,4) и характеризуется полным отсутствием разогрева при взаимодействии с сульфидсодержащими породами.*

* – необходимо отметить, что исследователи, независимо от представлений о механизме взаимодействия эмульсии ЭВВ с сульфидсодержащими породами, отмечают отрицательное влияние

Анализ показывает, что выводы относительно рекомендуемых к применению при разрушении сульфидсодержащих пород ЭВВ, предложенные в работах [2] и [7, 8], являются противоположными. Данное обстоятельство значительно затрудняет обоснованный выбор ЭВВ для разрушения сульфидсодержащих пород, поэтому любые дополнения и пояснения, облегчающие решение вопроса выбора ЭВВ для разрушения сульфидсодержащих пород являются важными и актуальными. При этом необходимо отметить, что согласно [11] pH эмульсии не рекомендуется повышать выше 8, т.к. в противном случае аммиачная селитра, содержащаяся в матричной эмульсии, начинает распадаться вследствие химического взаимодействия.

Проведенные нами опыты показали, что при отказе от опытов с мини дозами (около 1 г эмульсии) и переходе на большой объем реагентов фиксируется активное взаимодействие эмульсии с пиритом. В опытах смешивались 400 г эмульсии с 50 г мелкодробленого пирита и 9 г подкисленной воды. Эмульсия – хим. состав (в дальнейшем состав А): NH_4NO_3 – 45,0 %, $Ca(NO_3)_2$ – 30 %, H_2O – 17,4 %, ДТ – 6,6 %, эмульгатор – 1,0 %; крупность частиц эмульсии 3–4 мкм; начальная температура 70°С. Пирит: фракция – 0,5–1,0 мм; начальная температура 40°С. Подкисленная вода: pH = 2; начальная температура 40°С.

Таким образом, утверждение авторов работы [7, 8], о том, эмульсия Украинит ПП-2 характеризуется ***полным*** отсутствием разогрева при взаимодействии с сульфидсодержащими породами, не подтвердилось.

Более того, утверждение, что матричная эмульсия Украинита ПП-2 имеет нейтральную или слабо щелочную реакцию, будет верным только при условии дополнительного введения в окислительную фазу данной эмульсии вещества со щелочными свойствами (гидроокиси кальция; кармамида, уротропина и др.). Это обусловлено тем обстоятельством, что при гидролизе солей, образованных слабым (или средней силы) основанием и сильной кислотой, происходит образование кислой среды [12]:

Гидролиз кальциевой селитры:

$$Ca^{2+} + 2NO_3^- + 2HOH \leftrightarrow CaOH^+ + NO_3^- + H^+ + NO_3^- + HOH \leftrightarrow Ca(OH)_2 + 2NO_3^- + 2H^+$$

Т.к. в результате гидролиза образовались ионы водорода (H+), то раствор будет иметь кислую среду (pH < 7).

Следовательно, без дополнительного введения в окислительную фазу эмульсии Украинита ПП-2 вещества, имеющего щелочные свойства, pH этой эмульсии в принципе не может иметь значение 7,8–8,4, которые приведены в работах [7, 8].

Таким образом, окислительные фазы матричных эмульсий ЭВВ, предлагаемых для применения в сульфидсодержащих породах (Порэмит С, Фортис

гранул ANFO(или АС) на устойчивость гранэмитов по отношению к взаимодействию с сульфидсодержащими породами по сравнению с ЭВВ [7–9].

Эклипс и Украинит ПП-2), сформированы на основе одинакового принципа: в состав окислительной фазы вводится ингибитор, имеющий щелочные свойства.

Анализ механизмов взаимодействия аммиачно-селитренных систем с сульфидными рудами показывает, что авторы работы [2] для обеспечения устойчивости ВВ предлагают нейтрализовать в системе серную кислоту, а авторы работ [7, 8] не допускать появление в системе азотной кислоты.

Выполненные нами исследования показывают, что необходимо учитывать, как выделение серной кислоты, так и пополнение системы азотной кислотой. Следовательно, для повышения безопасности необходимо нейтрализовать в системе, как серную, так и азотную кислоты.

Оценим эффективность распространенных ингибирующих добавок.

а) Гидроокись кальция $Ca(OH)_2 + H_2SO_4 = CaSO_4 + 2H_2O$ (1)

/образуется труднорастворимый сернокислый кальций и вода/

$Ca(OH)_2 + 2HNO_3 = CaSO_4 + 2H_2O$ (2)

б) Карбамид $(NH_2)_2CO + H_2SO_4 + H_2O = (NH_4)_2SO_4 + CO_2$ (3)

/ образуется сернокислый аммоний и углекислый газ/

$(NH_2)_2CO + HNO_3 = (NH_2)_2CO \cdot HNO_3$ (4)

/образуется нитрат карбамида/

в) Уротропин $(CH_2)_6N_4 + 2H_2SO_4 + 6H_2O = 2(NH_4)_2SO_4 + 6CH_2O$ (5)

/образуется сернокислый аммоний и формальдегид/

$(CH_2)_6N_4 + 2HNO_3 = (CH_2)_6N_4 \cdot 2HNO_3$ (6)

/образуется динитрат уротропина/

В мольных уравнениях цикла участвуют 1 моль серной и 4 моля азотной кислот. Из уравнений (1)–(6), определяем, что для нейтрализации указанного количества кислот требуется: 3 моля гидроокиси кальция; 5 молей карбамида и 2,5 моля уротропина. Учитывая молекулярные массы гидроокиси кальция, карбамида и уротропина, определяем их относительные массовые эффективности блокировки цикла реакций АС взаимодействия с пиритом :

гидроокись кальция : *карбамид* : *уротропин* = 1: 0,74: 0,634. (7)

Таким образом, с феноменологической точки зрения, рассмотренные ингибирующие добавки в ЭВВ можно представить в виде следующего ряда массовой эффективности:

гидроокись кальция > карбамид > уротропин.* (8)

Однако окончательно вопрос о выборе ингибирующих добавок может быть сделан после учета диффузионного торможения реакций (1), (4), (5).

* Можно показать, что для блокировки цикла реакций (нейтрализация 1 моля серной и 4 молей азотной кислот) требуется 4,5 моля нитрата уротропина (т.е. массовая эффективность нитрата уротропина составит 0,243 по отношению к гидроокиси кальция).

А при учете такого торможения реакций возможны изменения в ряде эффективности ингибирующих добавок (8).**

Полученные результаты позволяют сравнить по буферной емкости наиболее распространенные ЭВВ для разрушения сульфидсодержащих горных пород: Фортис Эклипс 100 (карбамид – 3,67 % масс.), Порэмит С (карбамид – 2,35 % масс.), ЭВВ с химимическим составом (А) + (гидроокись кальция – 1,5 %).

Учитывая содержание ингибирующих добавок в ЭВВ, получаем следующие соотношения буферных емкостей для блокировки реакций взаимодействия аммиачной селитры ВВ с пиритом:

Фортис Эклипс 100 : Порэмит С : ВВ состава (А) + 1,5 % гидроокиси кальция = 1,81:1,16:1

Выводы

Окислительные фазы матричных эмульсий ЭВВ, предлагаемых для применения в сульфидсодержащих породах (Порэмит С, Фортис Эклипс, Украинит ПП-2), сформированы на основе одинакового принципа:

в состав окислительной фазы вводится ингибитор, имеющий щелочные свойства.

С феноменологической точки зрения (без учета кинетики процесса) ингибирующие добавки в ЭВВ, которые конструируются для применения в сульфидсодержащих породах, можно представить в виде ряда массовой эффективности:

гидроокись кальция > карбамид > уротропин.

При учете диффузионного торможения реакций в данном ряде возможны изменения, которые требует дополнительного рассмотрения, выходящего за рамки настоящей работы.

По ***буферной емкости*** имеем следующий ряд устойчивости ЭВВ в сульфидных горных породах:

Фортис Эклипс 100 > Порэмит С > ЭВВ состава (А) + 1,5 % гидроокиси кальция.

В виду отсутствия абсолютной химической защиты ЭВВ от взаимодействия с сульфидсодержащими горными породами важнейшее значение для повышения безопасности взрывных работ приобретает использование изолирующих рукавов при создании скважинных зарядов, что отмечено в исследовании [15].

** В случаях (1), (4) диффузионное препятствие возникает из-за появления в ходе взаимодействия нерастворимых осадков, затрудняющих доступ реагентов к активным участкам пирита. В случае (5) образуется формальдегид, который растворяясь в воде, образует формалин. Формалин имеет более высокую вязкость, чем вода [13]. Увеличение вязкости уменьшает значение коэффициента диффузии, что снижает скорость реакции [14] .

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ксюгуанг В. Эмульсионные взрывчатые вещества. М. – Красноармейск, 2002. – 380 с.
2. Колганов Е.В., Соснин В.А. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества. 1-я книга (Составы и свойства). Дзержинск Нижегородской области, издательство ГосНИИ «Кристалл», 2009. – 592 с.
3. Галкин В.В., Ветлужских, В.П., Павлютенков В.М. Причины разложения и отказов заряда акватола //Безопасность труда в промышленности. – 1988, № 10, С. 47–49.
4. Коваленко И.Л., Куприн В.П. Исследование причин самопроизвольного разложения аммиачно-селитренных горячельющихся ВВ на пиритсодержащих рудах// Матеріали І Всеукраїнської науково-практ. конф. «Україна наукова-2001» – Т.9. Дн-ськ, 2001, С. 43–50.
5. Воган Д., Крейг Дж. Химия сульфидных минералов. – М.: Мир, 1981 – 575 с.
6. Коваленко И.Л. Разработка и исследование гетерогенных систем на основе нитратов кальция и аммония //Автореферат дисс. на соиск. уч.ст. канд.тех.наук, Днепропетровск: УГХТУ, 2002. – 20 с.
7. Коваленко И.Л., Куприн В.П. Взаимодействие эмульсионных взрывчатых веществ и их компонетнов с сульфидными минералами // Взрывное дело. Вып. 103/70. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2010, С. 154–170.
8. Коваленко И.Л., Куприн В.П. Ингибирование взаимодействия пирита с аммиачно-селитренными взрывчатыми веществами // Сучасніресурсоенергозберігаючі технології гірничоговиробництва, вип. 1/2013 (11), С. 84–90.
9. Столяров П.Н., Феодоритов М.И., Шеменев В.Г., Лохни Х. Исследование термической стойкости эмульсионных взрывчатых веществ Фортис Эклипс в контакте с сульфидсодержащими породами и рудами // 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. 133–142.
10. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные тех¬нологии в промышленности). Ч. II. Учебник для вузов. 3-е издание, переработанное и дополненное. М.: Издательство МГГУ, 1994. – 448 с.
11. Bluhm H.F. Ammonium nitrate emulsion blasting agent and method of preparing same // US Patent No 3447978. Publ. 03.06.1969.
12. Глинка Н.Л. Общая химия. – Л.: Химия, 1985. – 702 с.
13. Огородников С.К. Формальдегид – Л.: Химия, 1984. – 280 с.
14. Панченков Г.М., Лебедев В.П. Химическая кинетика и катализ. – М.: Химия, 1985. – 592 с.
15. Теоретическая оценка детонационной способности эмульсионных ВВ, предназначенных для разрушения сульфидных руд // Отчет о НИР. Екатеринбург, ИГД УрО РАН, 2010. – 104 с.

УДК 622.235.41

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ДЕТОНАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ДЕТОНАТОРОВ

А.А. Котяшев, П.В. Меньшиков, В.Г. Шеменёв, А.П. Русских, Б.В. Пахряев

Исследование методов управления энергией имеет первостепенное значение для интенсификации процессов дезинтеграции скальных массивов на открытых горных разработках действием внешнего нагружения. Определяющим фактором при дезинтеграции локальных массивов на карьерах является начальный импульс напряжений, возникающий при взрыве скважинного заряда. Его величина зависит от множества факторов, характеризующих свойства взрывчатых веществ, конструкцию заряда, условия взрывания, а также физико-механические свойства горных пород. Один из методов управления параметрами импульса связан с изменением скорости детонации заряда, поскольку она сопровождается сложными физическими явлениями и характеризуется высоким давлением на фронте волны.

На крупных горных предприятиях страны в настоящее время применяются в основном эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) сравнительно малой чувствительности к механическим воздействиям и возбуждению детонации начальным инициирующим импульсом.

В связи с этим, основное внимание при подготовке массовых взрывов на карьерах уделяется проблемам обеспечения надежного инициирования скважинных зарядов, контролю замкнутости продуктов детонации и выбору диаметра скважин, обеспечивающих в комплексе полное завершение реакций взрывчатого превращения.

Котяшев Альберт Александрович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН, Екатеринбург;

Меньшиков Павел Владимирович – младший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН, Екатеринбург;

Шеменев Валерий Геннадьевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией разрушения горных пород, ИГД УрО РАН, Екатеринбург;

Русских Александр Петрович – директор предприятия ООО «Промтехвзрыв», ОАО «Ураласбест», г. Асбест, Свердловской обл.;

Пахряев Борис Васильевич – главный инженер предприятия ООО «Промтехвзрыв», ОАО «Ураласбест», г. Асбест, Свердловской обл.

Известен целый ряд шашек-детонаторов, применяемых или рекомендованных к применению в качестве промежуточных детонаторов (ПД) в горнодобывающих отраслях. К ним относятся шашки ТГ-500, ТГФ-850Э, ПДП-300, -400, -600, ТГ-500 КД, ТГ-П600, ТГ-П850. Все они изготавливаются из взрывчатых веществ, представляющих собой плавкие смеси тротила с гексогеном и тэном.

Аналогичные шашки – детонаторы производятся и за рубежом, в частности: «Нитро – Нобель» (Швеция), «Троян Корпорейшен» (США) и рядом других фирм.

Практикой и исследованиями установлено, что отдельные виды стандартных шашек-детонаторов – Т-400Г, ТС-500Л, 1000Л и ряд других не могут обеспечить надежное инициирование скважинных зарядов, поскольку имеют отдельные недостатки, такие как низкую надежность срабатывания от ДШ после длительного пребывания в воде или водных растворах солей и несовместимость с неэлектрическими системами инициирования (НСИ).

В последние годы отечественная промышленность освоила производство новых шашек-детонаторов, таких как Т-900Г, ДПУ, ТГФ, которые по основным показателям находятся на уровне зарубежных аналогов и позволяют применять все известные средства инициирования (электродетонаторы, детонирующий шнур и неэлектрические системы инициирования). Испытания шашек – детонаторов ДПУ и модификаций шашек-детонаторов ТГФ показали их надежную восприимчивость к детонации как от ДШ, так и от НСИ («Эдилин», «Нонель», СИНВ, «Коршун», «Искра») в скважинах различной обводнённости. Низкая чувствительность современных СИ к механическим воздействиям и возможность «донного» инициирования, позволяют при возникновении одиночных и даже групповых отказов скважинных зарядов осуществлять механизированную разборку забоев с обеспечением необходимой степени безопасности от несанкционированного взрыва заряда.

Однако, в связи с широкомасштабным внедрением в технологию буровзрывных работ ЭВВ и НСИ, а также из-за изменений структуры потребления взрывчатых материалов на горнодобывающих предприятиях возникла необходимость в разработке и испытаниях новых, более совершенных, промежуточных детонаторов. Наряду с этим, следует отметить, что результаты маркетинговых исследований свидетельствуют о том, что предприятия-потребители отдают явное предпочтение более дешевым шашкам, несмотря на то, что их доля в общем объеме используемых промышленных взрывчатых веществ сравнительно невелика.

Основываясь на гидродинамической теории детонации и результатах экспериментальных исследований Ф.А. Баум, К.П. Станюкович и Б.И. Шехтер [1] пришли к заключению, что первым необходимым условием возбуждения детонации является требование, чтобы скорость инициирующей ударной волны превосходила некоторую критическую скорость, зависящую от свойств

ВВ основного заряда и условий взрывания. Второе условие, необходимое для возникновения детонации, заключается в том, чтобы давление на фронте инициирующей ударной волны поддерживалось на необходимом уровне за счёт энергии, выделяющейся при химической реакции. Этим условиям должен удовлетворять оптимальный боевик, начальный импульс которого обладает достаточной интенсивностью и продолжительностью действия. При этом будут созданы наиболее благоприятные условия высвобождения потенциальной энергии и перехода её в энергию ударной волны. Оптимальные параметры инициирующего импульса существенно зависят от геометрических размеров промежуточного детонатора (длины и диаметра). С увеличением диаметра инициатора растёт площадь контакта с основным зарядом, что приводит к увеличению первоначального очага взрыва. Максимальная инициирующая способность промежуточного детонатора при прочих равных условиях достигается, когда диаметр его равен диаметру основного заряда. Увеличение длины инициатора при заданном его диаметре до определённого предела также способствует увеличению скорости детонации основного заряда. Продолжительность действия начального импульса является важным фактором для дальнейшего стационарного распространения процесса детонации по всей длине скважинного заряда.

Применение ПД промежуточного веса между его минимальной и оптимальной величиной обуславливает получение неустойчивого режима детонации с пониженными скоростями. Результаты ранее выполненных исследований, при использовании тротила для скважинных зарядов, подтверждают правильность данной гипотезы (рис. 1).

Появление неустойчивых режимов с пониженными скоростями детонации объясняется недостаточностью начального импульса и структурой заряда, что существенно затрудняет течение быстрой реакции и поддержания высокого давления, необходимого для распространения детонации с высокой скоростью. С увеличением размеров инициатора более продолжительная инициирующая ударная волна сразу возбуждает детонацию с номинальной скоростью распространения, поскольку создаются условия развития быстрой детонационной реакции во многих точках, и вещество к тому же оказывается предварительно сжатым на большем отрезке заряда. Выполненные ранее исследования сотрудниками Института геотехнической механики (ИГТМ) свидетельствуют о том, что:

– характер распространения поля напряжений зависит от места расположения инициатора в колонке скважинного заряда;

– наиболее эффективными с точки зрения равномерности и интенсивности дробления по всей высоте уступа является расположение инициатора в нижней части колонки заряда, так как при инициировании заряда снизу поле напряжений более равномерное по высоте уступа по сравнению с другими вариантами расположения инициатора.

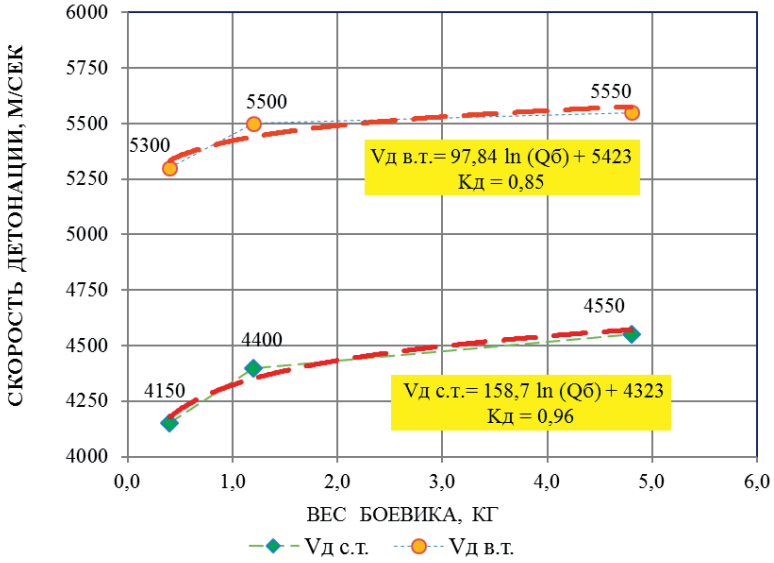


Рис. 1 – Зависимость скорости детонации от веса боевика

1 – V д в.т – тротил гранулированный (водонаполненный)
2 – V д с.т. – тротил гранулированный (сухой);

Поэтому, для повышения эффективности взрывных работ на карьерах нужны ПД, параметры которых (диаметр, длина, скорость детонации, мощность) удовлетворяли бы условиям возбуждения детонации основного заряда с номинальной скоростью.

Таким образом, для более полного использования энергии заряда ЭВВ необходимо, чтобы ПД, изготавливаемые из шашек имели диаметр, близкий к диаметру заряда и длину не менее, чем два диаметра.

При взрывании скважин в обводнённых массивах наиболее целесообразно нижнее расположение ПД для более интенсивного дробления пород в нижней части уступа. Такой подход инициирования скважинных зарядов имеет немаловажное значение при больших величинах сопротивления по линии подошвы уступа.

При применении на карьерах рассредоточенных скважинных зарядов в обводнённых массивах в нижней части заряда целесообразно располагать более мощный ПД, особенно при завышенных величинах ЛСПП.

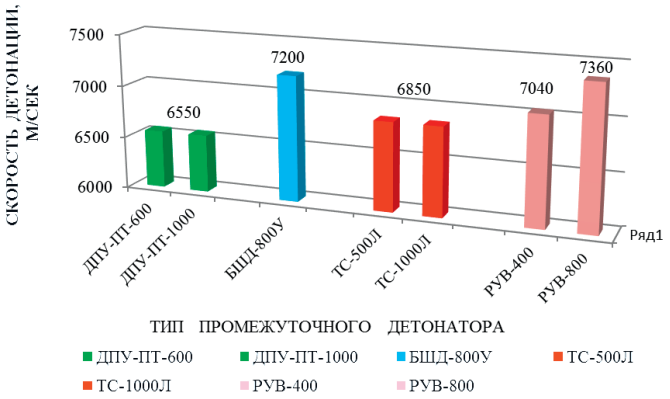


Рис. 2 – Детонационные характеристики промежуточных детонаторов

На карьерах ОАО «Ураласбест» в разные периоды разработки месторождения для инициирования скважинных зарядов при подготовке горной массы к выемке использовались различные типы взрывчатых веществ и промежуточных детонаторов, а именно: ВВ – гранулотол, граммонит, игданит, порэмит, гранэмит и другие, а также промежуточные детонаторы (боевики) на основе шашек БШД-800У, Т-400Г, ДПУ-ПТ 600, ДПУ-ПТ 800 и ДПУ-ПТ 1000, ПТ-П 500, ПТ-П 750, ТС-500Л и ТС-1000Л, РУВ и другие с различными параметрами и характеристиками.

На рис. 2 и 3 приведены параметры некоторых промежуточных шашек-детонаторов.

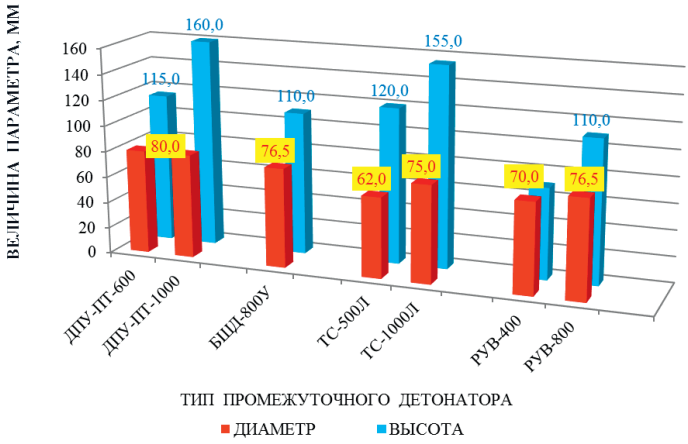


Рис. 3 – Геометрические параметры промежуточных детонаторов

В летне-осенний период на карьерах ОАО «Ураласбест» проведены опытно-промышленные испытания промежуточных детонаторов (зарядов) ДБУ 3-630/1.4. На рис. 4 показаны заряды ДБУ натуральном виде.

Заряд ДБУ по своему составу менее чувствителен к удару, чем штатные инициаторы, имеет бронировку из негорючих полимерных и синтетических материалов, т.е. более безопасен в обращении. За счёт большей массы и длины заряда ДБУ должна осуществляться более качественная проработка уступа в донной части.

Рис. 4 – Заряды промышленных взрывчатых веществ ДБУ-3-630/1.4

В июне 2016 года на полигоне ОАО «Ураласбест». были проведены замеры скорости детонации промежуточных детонаторов ДБУ-3-630/1,4 и ДПУ-ПТ-600 с использованием прибора Data Trap II DATA/VOD Recorder (фирма MREL, Канада), методом ионизационных датчиков по ГОСТ 3250-75.

На фото 1 и рис. 5 и 6 показан процесс подготовки промежуточных детонаторов для испытаний и графическая интерпретация записи скорости детонации прибором Data Trap II DATA/VOD Recorder (фирма MREL, Канада).

Фото 1 – Подготовка ДБУ-3-630/1.4 для замера скорости детонации

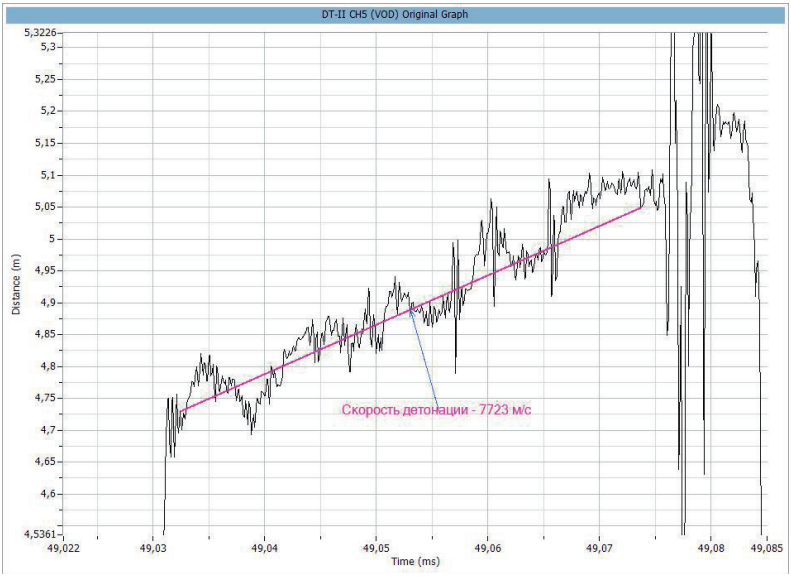


Рис. 5 – Скорость детонации заряда ДБУ-3-630/1,4: 7723 м/с

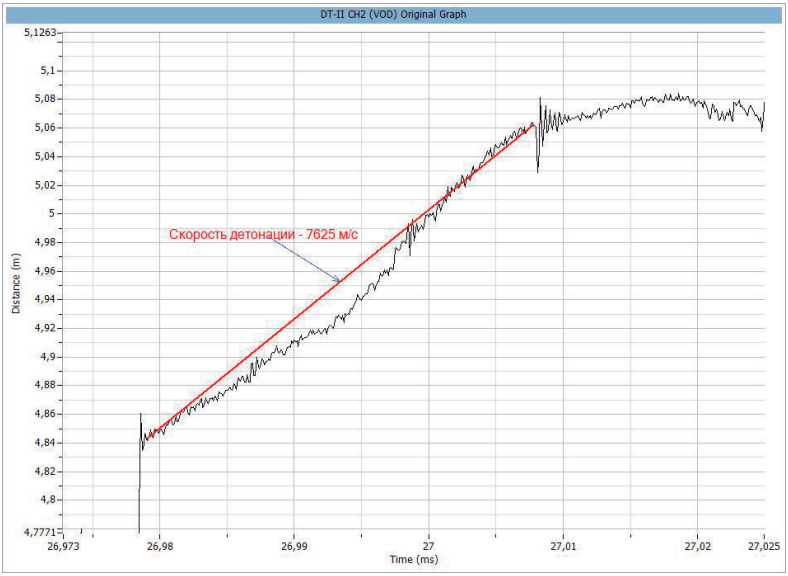


Рис. 6 – Скорость детонации шашки-детонатора ДПУ-ПТ-600: 7625 м/с

Таким образом, скорость детонации промежуточного детонатора ДБУ-3-630/1,4 составила 7723 м/с., а ДПУ-ПТ-600 соответственно 7625 м.

В октябре 2016 года на полигоне были проведены замеры скорости детонации промежуточных детонаторов ДБУ-3-630/1,4 и БШД-800У с использованием прибора Data Trap II DATA/VOD Recorder (фирма MREL, Канада).

Количество испытаний – 4 (в горизонтальном расположении в гирлянде по 2 шашки). Инициирование проводилось от электродетонатора с использованием СИНВ-С-500-18. Результаты замеров скорости детонации приведены в табл. 3 и на рис. 7 и 8.

Таблица 3

Результаты замеров характеристик детонаторов

Наименование показателей	Количество замеров							
Номер замера	1		2		3		4	
Тип промежуточного детонатора	БШД-800У				ДБУ-3-630/1,4			
Расположение при испытании	На полигоне в горизонтальном расположении							
Внешний вид	Шашки-детонаторы длиной 11 см светло-коричневого цвета				Детонаторы промышленных ВВ длиной 64 см желтого цвета			
Полнота детонации	Полная							
Скорость детонации по ГОСТ 3250-75 (м/с)	7806	7312	7593	7362	7360	7331	8154	7388
	Средняя – 7518				Средняя – 7558			

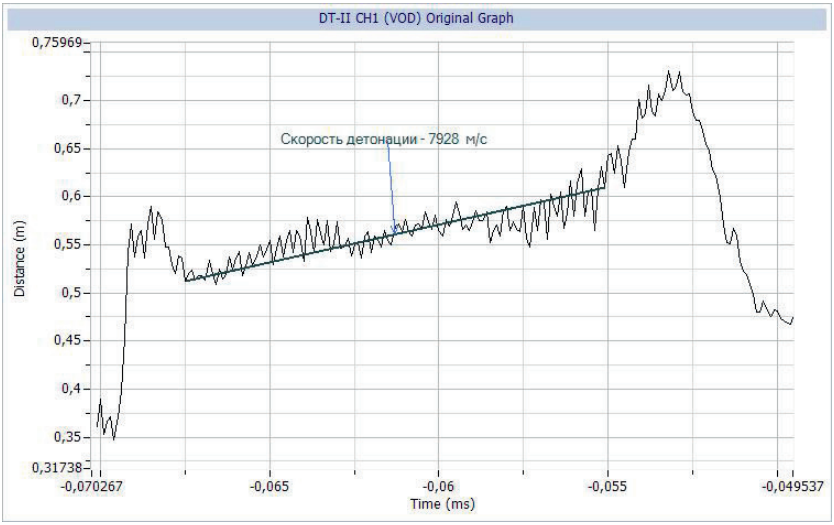


Рис. 7 – Скорость детонации шашки-детонатора БШД-800У: 7928 м/с

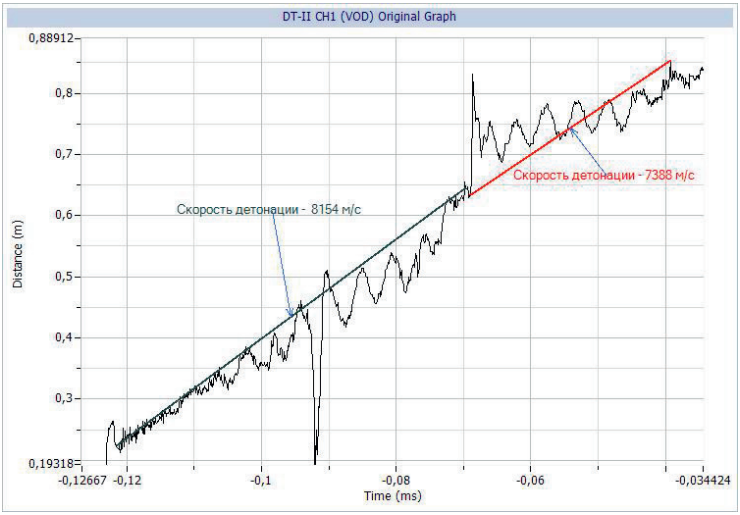


Рис. 8 – Скорость детонации ДБУ-3-630/1,4: 8154, 7388 м/с

Скорость детонации ДБУ-3-630/1,4 варьирует в пределах от 7331 до 8154 м/с., а БШД-800У соответственно от 7312 до 7806 м/с.

Таким образом, экспериментальным путём в условиях полигона ОАО «Ураласбест» определены фактические детонационные характеристики промежуточных детонаторов трёх типов, которые несколько отличаются от приведенных в технической документации.

Результаты исследований позволяют уточнять расчётные параметры БВР при проектировании технологических взрывов на карьерах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баум Ф.А. Физика взрыва./ Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер/ М. – «Физматгиз», 1959. 251 с.
2. Механика и разрушение горных пород. Выпуск 1. Под редакцией М.Ф. Друкованого. – М: Недра, 1969. 295 с.
3. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. / А.Н. Ханукаев/ – М., «Недра», 1974. 224 с.
4. Открытые горные работы. Сокращённый перевод с английского. – М. «Недра», 1971. 285 с.
5. Котяшев А.А. Экспресс методы определения свойств и характеристик эмульсионных взрывчатых веществ/ А.А. Котяшев, В.Г. Шеменев, А.П. Русских, Б.В. Пахряев //Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. трудов XIII Междунар. научно-техн. конф. Чтения памяти В.Р. Кубачека / УГГУ. – Екатеринбург, 2015. – С. 74–80.

УДК 622.235:622.268

ГАЗООПАСНОСТЬ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

Е.В. Болкисева

Традиционные промышленные ВВ представлены в основном смесью аммиачной селитры (АС – окислитель) и тротила (ТНТ – горючее) с различными добавками, которые необходимы для придания ВВ нужных свойств и качеств. Химическая система включает четыре газовых элемента: C_a, H_b, N_c, O_d (где нижний индекс – количество газа в химической системе), т.е. горючее в системе представлено водородом и углеродом, а окислитель – кислородом. Взрывчатое разложение этой системы представляет собой необратимую реакцию окисления горючих элементов кислородом самой химической системы. В результате образуются различные комбинации химических элементов и газообразных соединений. Возможность образования тех или иных соединений зависит от соотношения в системе кислорода и горючих элементов. Это соотношение называют кислородным балансом (КБ) и выражают в процентах. Когда в системе кислорода достаточно для полного окисления горючих элементов (нулевой КБ), то образуются нетоксичные высшие окислы и устойчивые двухатомные молекулы водорода и азота. Окись углерода будет образовываться при недостатке кислорода (отрицательный КБ), а окислы азота – при его избытке (положительный КБ). CO и NO_x составляют основную часть (до 90 %) токсинов. Доля остальных вредных компонентов редко превышает 10 %.

Наличие ядовитых газов определяется решением стехиометрических уравнений реакций взрывчатого разложения ВВ, которые составляются через определение очередности расхода ограниченного количества кислорода. В учебной технической литературе, очередность принято определять, учитывая наибольшее тепловыделение реакций (принцип Бертло), когда кислород в порядке очередности расходуется на окисление H до H_2O и C до CO_2, а остающаяся часть на – образование O2 и N2. Этот принцип соответствует ВВ с положительным КБ. Однако, когда кислорода становится недостаточно, т.е.

Болкисева Елена Владиславовна – заместитель начальника отдела НИИ охраны труда, Екатеринбург.

для ВВ с нулевым или близким к нему КБ, необходимо учитывать специфику окисления углерода: кислород сначала окисляет С до СО, после чего его остаток поровну делится между H_2 и СО, окисляя их до H_2O и CO_2 (принцип Малляра-Ле-Шателье). При дефиците кислорода, т.е. для ВВ с отрицательным КБ, весь водород следует сначала окислить до воды, а затем остаток кислорода последовательно расходовать сначала на окисление углерода до СО и только затем – на превращение этой молекулы в типичный бирадикал CO_2 (принцип Бринкли-Вильсона).

Поскольку реакции взрывчатого превращения при различии принципов их составления будут существенно различаться, то руководствоваться каким-либо одним принципом нецелесообразно. Таким образом, принцип составления реакций должен соответствовать значению КБ ВВ, который в зависимости от содержания АС (%) достаточно просто определяется по предлагаемой формуле:

$$КБ = 0{,}94АС - 74, \% \qquad (1)$$

В целом результаты решения стехиометрических реакций приведены на рис. 1.

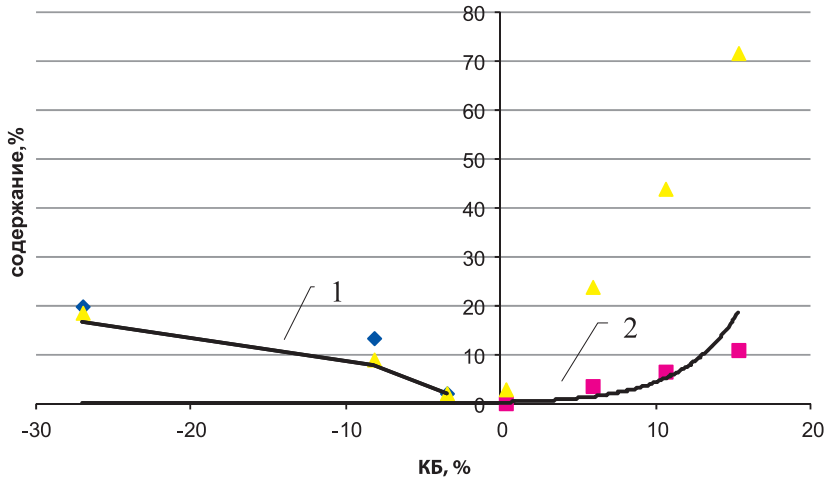


Рис. 1 – Взаимосвязь между КБ и количеством образующихся ядовитых газов
1 – концентрация СО в продуктах взрыва; 2 – то же NOx

Из рис. 1 видно, что связь КБ и количества образующихся вредных газов имеет экстремальный характер. Ее экстремум соответствует составу с нулевым КБ. Поэтому при использовании этих ВВ у взрывперсонала сложилось мнение, что ВВ с хорошо подобранной рецептурой, не образуя ядовитых газов, не представляют и существенной опасности. Это ошибочное мнение может привести к отравлению людей взрывными газами именно таких ВВ.

Для бестротиловых ВВ (ВВ типа ANFO или эмульсионные ВВ) вопросы газообразования ещё недостаточно изучены из-за неприемлемости традиционных методов испытаний. В качестве ВВ они фактически образуются только в процессе зарядки. Между тем, окислительной фазой этих ВВ также является АС, а горючими элементами – водород и углерод (дизтопливо, мазут, индустриальные масла, эмульсии порэмита и сенсибилизатора). Поэтому механизм взрывчатого по сравнению со с смесью АС+ТНТ принципиально не изменяется. Следовательно, для всех типов промышленных ВВ с любым типом горючего (кроме алюминия) остается экстремальный характер взаимосвязей, представленный на рис. 1.

Однако стехиометрический прогноз (используемый не только в РФ, но и в других странах СНГ) не соответствует реальной картине газообразования. Взрывчатое превращение – это сложная совокупность фазовых метастабильных состояний, обусловленных термохимией процесса. Такая совокупность не может быть выражена только балансовым стехиометрическим уравнением. Газообразные продукты, имеющие высокую температуру, после прохождения точки Чемпена-Жуге, быстро расширяются и охлаждаются, начиная взаимодействовать между собой по вторичным обратимым реакциям [1]. Изменение температуры и давления вызывает сдвиг каждой реакции в соответствии с общими закономерностями химической термодинамики. Скорость реакций снижается, не позволяя им завершиться до образования нетоксичных высших окислов. (Даже для высокодисперсных эмульсионных ВВ завершенность реакций не превышает 97 %). Возникает ложное равновесие («закалка» состава продуктов взрыва). Образование продуктов реакций приобретает вероятностный характер. На этой стадии из-за не успевшей прореагировать аммиачной селитры и образуются оксиды азота.

Таким механизмом газообразования обусловлено то, что взрыв любого промышленного неизбежно сопровождается образованием ядовитых газов – тех газовых соединений, которые не успели прореагировать до высших окислов. Практика взрывных работ и экспериментальные исследования подтверждают, что даже для ВВ, идеально сбалансированных по КБ, количество ядовитых газов будет составлять 5–10 % общего объема образовавшейся газовой смеси. Причем, при содержании в составе ВВ менее 50 % АС (КБ = -27 %) обязательно образуется свободный углерод, выделяющийся в атмосферу в виде сажи. Поэтому, например, предположение [2], что при взрыве некоторых эмульсионных ВВ с нулевым КБ нет токсичных газов, нельзя считать достаточно обоснованным.

Большой разброс данных промышленных экспериментов по количеству ядовитых газов даже для однотипных ВВ (от 3 до 220 л/кг) и стохастический характер реакций крайне осложняет теоретическое определение состава продуктов взрыва и не позволяет выявить каких-либо общих закономерностей. Для этой цели более целесообразно использование результатов специальных испытаний (табл. 1) [3].

Таблица 1

Состав взрывных газов в зависимости от кислородного баланса ВВ

Состав ВВ, %		КБ, %	Содержание газов в продуктах взрыва, %						
Аммиачная селитра	тротил		CO_2	CO	NO	CH_4	N_2	O_2	H_2
95	5	18	16,6	4,55	н.св.	1,2	76,1	1	0,55
88	12	8,7	27,95	4,9	3,25	1,55	61,85	–	0,5
83	17	4	32,05	5,35	2,75	1,6	56,95	–	1,7
79	21	0,3	32,3	5,65	2,35	1,85	55,6	–	1,85
70	30	-8,2	26,6	13,85	0,7	2,15	54,4	–	2,3

Данные табл. 1 можно представить в виде графиков (рис. 1)

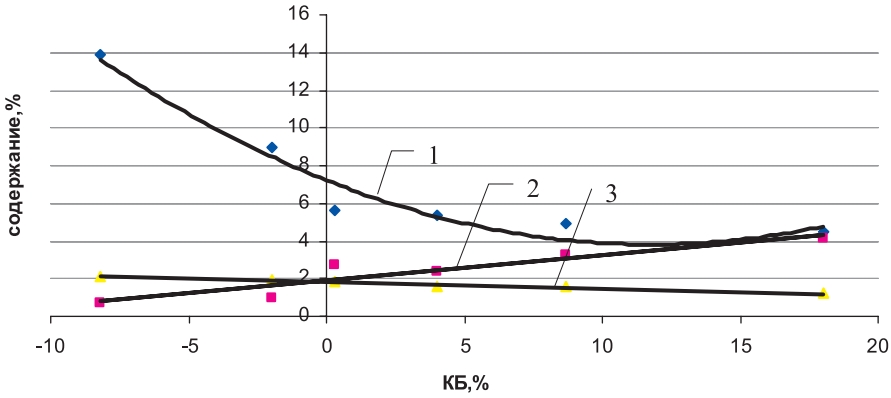


Рис. 2 – Взаимосвязь концентрации газов и кислородного баланса ВВ
1 – CO; 2 – NO_x; 3 – CH_4

Графики рис. 2 (за исключением предохранительных ВВ) можно аппроксимировать регрессиями:

$CO = 0{,}247\ КБ^2 - 0{,}58\ КБ + 7{,}21$, %; $NO_x = 1{,}85 - 0{,}04\ КБ$, %;

$CH_4 = 0{,}14\ КБ + 1{,}9$, % (2)

Формулы (2) пригодны только для оценки газоопасности химической композиции аммиачно-селитренных ВВ. Они не учитывают ни горно-геологических условий, ни термодинамики процесса, ни параметров выполнении взрывных работ.

Поскольку ядовитые газы могут быть разных видов, то количества каждого газа условно приводят к значению одного из них и затем суммированием определяют общую газоопасность ВВ. Общепринятым для приведения является оксид углерода. Приведение осуществляют с помощью переводного коэффициента. Для оксидов азота он равен 6,5. То есть считается, что 1 $дм^3$

оксидов азота по опасности эквивалентен 6,5 дм^3 окиси углерода. Тогда смесь: 1 дм^3 CO + 1 дм^3 NO_x = 7,5 дм^3 условной CO, а смесь, например, 1 дм^3 CO и 1 дм^3 SO_2 – это 3,5 дм^3 условной CO.

По данным табл. 1 можно вычислить концентрацию условной окиси углерода и интерпретировать ее графиком рис. 3, удовлетворительно удовлетворяющим линейной зависимости условной окиси углерода от КБ ВВ:

$$CO_{усл.} = 0{,}47\ КБ + 26{,}3,\ \% \qquad (3)$$

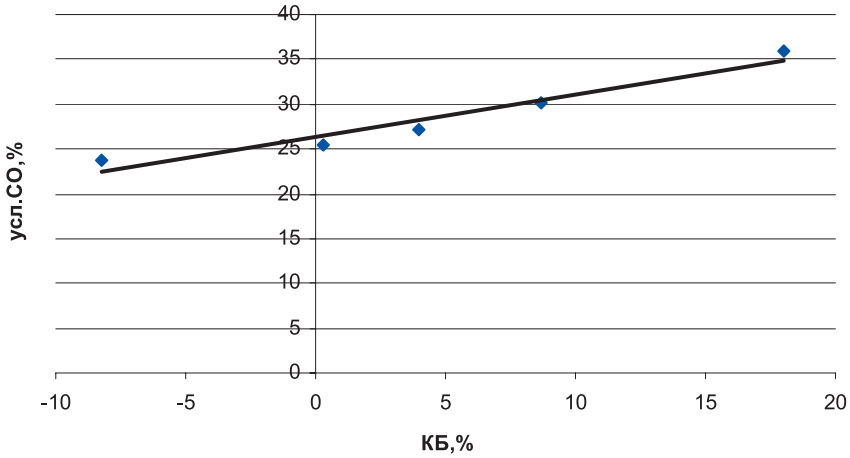


Рис. 3 – Концентрация условной окиси углерода в зависимости от КБ ВВ:

В горнотехнической литературе условную окись углерода отождествляют с понятием «газовая вредность ВВ». Такая интерпретация газовой вредности связана с определенными недостатками.

Во-первых, переводные коэффициенты не достаточно теоретически обоснованы. Их значение может колебаться, например, для NH_3 – от 2 до 9,75, а для C – от 40 до 400. Европейской комиссией для C предложен коэффициент 60 (для NO_x = 40) [4]. Хотя углерод имеет стандартный код индивидуального вредного вещества, но неопределенность коэффициента его приведения к условной CO может вызвать серьезную ошибку в оценке газовой вредности ВВ. Например, использование авторами [5] коэффициента 400 для эмульсионного ВВ с нулевым КБ (порэмит) можно объяснить только попыткой уравнять его газовую вредность к традиционным ВВ.

Во-вторых, условная CO не позволяет идентифицировать ее вредности или опасности, что не отвечает требованиям законодательством по охране труда. Хотя вредный и опасный факторы взаимосвязаны, но для идентификации требуется дополнительный критерий. Таким критерием служит сумма концентраций ($c_{пр}$), условно приведенная к CO:

$$c_{\text{пр}} = c_1 + c_2(ПДК_1/ПДК_2) + ... + c_n(ПДК_1/ПДК_{2n}), \text{ мг/м}^3 \quad (4)$$

где c_1 и $ПДК_1$ – расчетная концентрация оксида углерода и его ПДК (предельно допустимая концентрация), мг/м^3; c_n и $ПДК_n$ – концентрация и ПДК n-го ядовитого газа.

Для применения формулы (4) необходимо знать симптомы вредного воздействия определенной концентрации газа или установленную для него ПДК (табл. 2).

Таблица 2

ПДК для взрывных газов

Газ	Концентрация				ПДК	
	max, мг/л		min, мг/л		мг/л	%
	Слабые симптомы при длительном воздействии	Опасно при вдыхании в течение 1 часа	Опасно при действии 0,5–1 ч	смер-тельно		
CO	0,1–0,2	0,6–1,5	1,6–2,3	5	0,02	0,0016
NO_x	0,007–0,2	0,2–0,4	0,2–1	0,5	0,005	0,00025
SO_2	0,015–0,025	0,16–0,26	1–1,25	–	0,02	0,00035
H_2S	0,01–0,2	0,25–0,4	0,5–1	1,2	0,016	0,00066

Формула (4) использует принцип аддитивности, что позволяет установить вклад каждого газа в общую опасность газовой смеси. Например, если расчетный вклад NO_x в токсичность смеси составляет 0,5 мг/м^3, то по приведенной концентрации этот вклад будет составлять 1,9 мг/м^3. Опасность такого вклада можно охарактеризовать условным показателем опасности:

$$X_{опасн.i} = c_{пр}/ЛК_{50} \quad (5)$$

где $ЛК_{50}$ – гибель 50 % животных при экспозиции 5–10 мин, мг/м^3

Показатель $X_{опасн.i}$ называют индексом токсичности. Расчет его для индивидуального газа очень прост. Например, 1 % CO_2 в 1 м^3 воздуха составляет 19 640 мг/м^3. $ЛК_{50}$ для CO_2: = 162 000 мг/м^3. Тогда: $X_{опасн.CO2}$ = 19 640/162 000 = 0,12. Значение $X_{опасн.i}$ для основных компонентов смеси взрывных газов приведено в табл. 3 [6].

Суммарный индекс токсичности смеси газов

$$X_{опасн.сумм} = C_{со}/ЛК_{50\ CO} + C_{CO2}/ЛК_{50\ CO2} + \ldots + C_i/ЛК_{50i} \quad (6)$$

Использование критериев формул (4, 6) позволяет идентифицировать вредность или опасность газовой смеси. Например, в Национальном обществе железных дорог Франции идентификация выполняется через условный показатель вредности ($X_{вред.}$) и условный показатель опасности (токсичности – $X_{опасн.}$):

$$X_{вред} = 100/m_0 \bullet \sum_{1}^{n} m_i / c_{i8}; \quad X_{опасн} = 100/m_0 \bullet \sum_{1}^{n} m_i / c_{i30} \Sigma i = 1^{n} m_i / c_{i30} \qquad (7)$$

где m_0 – масса реагента, г; m_i – масса образующегося i–го газа, мг; c_{i8} – допустимая концентрация i-го газа в воздухе рабочей зоны в течение 8 ч/сут, г/м^3; c_{i30} – критическая концентрация i-го газа для пребывания персонала в течение 30 мин., мг/м^3.

Таблица 3

Индекс токсичности взрывных газов

Газ	$ЛК_{50}$, мг/м^3	ПДК		
		мг/м^3	%	
Оксиды азота NO_x	1 000	5	0,00026	48,2
Хлор Cl	700	1		45,3
Сернистый газ SO_2	6 000	10	0,00038	13,8
Аммиак NH_3	3 500	20		2,16
Окись углерода CO	6 000	20	0,0017	2,08
Углекислый газ CO_2	162 000	27 000		0,12

Построение формулы (4) соответствует однонаправленности действия веществ. Но взрывные газы могут действовать независимо. Так, CO имеет общетоксическое действие (связанное с карбоксигемоглобином и развитием злокачественных опухолей), а NO_x – удушающее (метгемоглобинемия и заболевание бактериальной пневмонией). Причем, если связь CO с гемоглобином обратима и может быстро идти элиминация, то воздействие NO_x имеет индукционный период, от которого предотвращающих средств нет. Кроме того, смесь NO_x + CO обладает эффектом синергизма, когда их объединенное действие оказывается более токсичным, чем сумма действия каждого из газов. Этот эффект можно учесть коэффициентом потенцирования за счет увеличения концентрации CO в 1, 5 раза, а NO_x – в 3 раза в формулу (4). Подстановка этих коэффициентов и формул (2) в выражение (4) позволяет в зависимости от КБ ранжировать все промышленные ВВ по степени газоопасности (табл. 4 [7]).

Таблица 4

Степень газоопасности промышленных ВВ*

Группа газоопасности (тип ВВ)	Степень токсичности	$ЛК_{50}$, мг/л	ПДК, мг/м^3
I (Гранулотол)*	Чрезвычайно токсичные	менее 1	менее 1
II (Граммониты 50/50, 30/70; граммоналы А-45, А-50)*	Высокотоксичные	1–10	менее 10
III (Гранулит АС-8В)	Умеренно токсичные	11–40	менее 100

IV (Игданит; ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80; граммонит 79/21; аммонит № 6ЖВ; гранулит АС-4В)	Малотоксичные	более 40	более 100

**Если принять однозначную доказанность СО как канцерогена, то ВВ с отрицательным КБ будут соответствовать I–II группе газоопасности.*

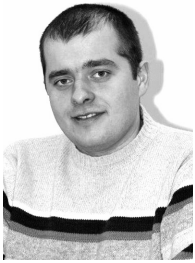
В целом изложенная методика расчета газоопасности позволяет только по величине КБ оценить уже на стадии проектирования как целесообразность использования того или иного типа ВВ, так и необходимость технологических и технических мероприятий, обеспечивающих требования охраны труда и безопасности окружающей среды.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Федоров А.В. Определение параметров зоны химической реакции, параметров пика Неймана и состояния в плоскости Чепмена-Жуге в гомогенных и гетерогенных взрывчатых веществах / А.В. Федоров, А.Л. Михайлов, Л.К. Антонюк, Д.В. Назаров, С.А. Финюшин// Физика горения и взрыва, 2012, № 3, с. 62–68
2. Устименко Е.Б. К вопросу о факторах экологического влияния эмульсионных ВВ, в т.ч. с продуктами переработки твердых ракетных топлив, на окружающую среду при взрывных работах./Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман, Т.Ф. Холоденко//Украинский союз инженеров-взрывников. Информационный бюллетень, № 1, 2010, с. 2–7.
3. Дубнов Л.Е. Промышленные взрывчатые вещества./ Л.Е. Дубнов, Н.С. Бахаревич, А.И. Романов. – М.: Недра. – 1973. – С. 320
4. Проект «Голубой коридор». Итоговый доклад Целевой группы Европейской экономической комиссии. Нью-Йорк, Женева: Изд-во ООН, 2003. 25 с.
5. Синицын В.А. Экологическая безопасность применения эмульсионных взрывчатых смесей. / В.А. Синицын, А.С. Маторин, А.А. Котяшев //Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле. – Екатеринбург: изд-во УрО РАН. – 2011. – С. 221–231.
6. Уварова В.А. Методологические основы контроля пожароопасных и токсических свойств шахтных полимерных материалов. Спец. 05.20.03 – Пожарная и промышленная безопасность (в горной промышленности). Дисс. докт. техн. наук. АО «НЦ ВостНИИ». М., 2016, 300 с.
7. СанПиН 4286-87. Временный классификатор токсичности промышленных отходов.

УДК 622.235.62

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА ВОСТОЧНЫЙ ОЛИМПИАДИНСКОГО ГОКа



С.Н. Жариков, И.Н. Тимофеев, В.К. Бушков, Э.В. Гуленков

Олимпиадинское месторождение расположено в Красноярском крае. Климат района резко континентальный с суровой продолжительной холодной зимой и коротким жарким летом, что отрицательно сказывается на условиях ведения взрывных работ.

Разработка месторождения ведется с высокой интенсивностью со скоростью углубки по дну карьера 30–50 м/год, скоростью разноса временно нерабочего борта 60–100 м/год и временем отработки горизонта 1–2 мес. Высота рабочего уступа – 10 м, нерабочего в предельном положении – 20 и 30 м, углы откосов рабочих уступов – 80–75°, нерабочих строенных – 60–75°. Минимальная ширина рабочих площадок меняется от 30 м до 80–100 м.

Горные работы на карьере «Восточный» ведутся 10-и кубовыми экскаваторами ЭКГ-10, РС-2000 и 15-и кубовыми экскаваторами РС-3000. Выемка взорванного объема горной массы производится в течение суток после взрывных работ.

Условия залегания месторождения определили способ вскрытия и систему разработки. Применение промежуточных контуров карьера позволило поддерживать как высокую интенсивность, так и эффективную разработку. Это связано с выделением промежуточного контура с последующей его разноской через небольшой промежуток времени (5 лет), что позволяет уменьшить коэффициент запаса устойчивости и кратковременно увеличить угол борта. При подходе к конечным контурам карьера необходимо обеспечить долговре-

Жариков Сергей Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института горного дела УрО РАН, Екатеринбург;

Тимофеев Иван Николаевич – заместитель Операционного директора по БВР ЗАО «Полюс», г. Красноярск;

Бушков Владимир Кириллович – зам. заведующего лабораторией геомеханики и инженерных исследований, кандидат технических наук ЗАО «Полюс», г. Красноярск;

Гуленков Эдуард Викторович – начальник Буровзрывного цеха Рудоуправления Олимпиадинского ГОК ЗАО «Полюс», г. Красноярск.

менную устойчивость. В этом случае необходимо уделять особое внимание буровзрывным работам в приконтурной зоне, иначе, как показала авария 2016 года, технологические решения без учета динамики распространения волновых процессов, смогут привести к катастрофическим последствиям.

В 2013–2014 гг. ИГД УрО РАН при взаимодействии с исследовательским центром АО «Полюс» проведена научно-исследовательская работа по совершенствованию БВР на предельном контуре карьера «Восточный». Данная работа преследовала две цели. Во-первых, для условий Олимпиадинского месторождения необходимо было разработать параметры отработки приконтурных блоков, обеспечивающие снижение динамической нагрузки от взрывных работ на законтурный массив. Во-вторых, отработать и внедрить методику контроля заявленных производителем характеристик ВВ, применяемых при ведении взрывных работ. В этих исследованиях и их организации принимали участие руководители и специалисты от ИГД УрО РАН: Шеменёв В.Г., Жариков С.Н. и Флягин А.С.; от АО «Полюс» Сартаков Н.И., Бушков В.К., Рычков А.А., Тимофеев И.Н., Гуленков Э.В. и др. При плодотворном взаимодействии сотрудников этих предприятий обе цели были достигнуты. Результаты основных исследований приведены ниже.

На первом этапе была установлена теоретическая сейсмоустойчивость горных пород карьера по методике [1]. На втором этапе проведены инструментальные измерения сейсмического действия взрывов с использованием аппаратуры фирмы Instantel (Канада), включающей 8-канальные цифровые сейсморегистраторы «MinimatePlus» (серия III), стандартные трехкомпонентные сейсмоприёмники (ISEE версия, рабочий диапазон частот 2–250 Гц), микрофоны, соединительные кабели. Всего было проведено 24 измерения. На рис. 1 показано сопоставление расчетной скорости сейсмических колебаний для соответствующих участков массива с фактической измеренной.

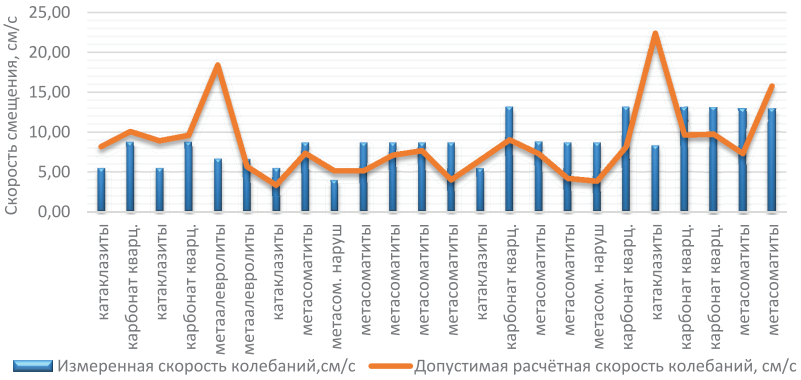


Рис. 1 – Сравнение измеренной скорости колебаний с допустимой по сейсмоустойчивости на карьере «Восточный» ОГОК

Согласно рис. 1 превышения скоростей наблюдаются в 15-ти из 24-х пунктов измерений. Несмотря на это, разрушения откосных сооружений вблизи точек измерений не происходило. Однако, спустя некоторое время со стороны откосов местами наблюдались вывалы породы, что на первый взгляд вероятно связано с производством взрывов. Так как прохождение волн в массиве горных пород и влияние колебаний на межблочные подвижки пока не достаточно изучено [2], то было принято решение скорректировать методику расчета с учетом полученных результатов экспериментальных исследований.

На третьем этапе по результатам измерений устанавливалась скорость прохождения продольных волн и уточнялся коэффициент структурного ослабления, а также зоны распространения деформационных процессов согласно [3]. Основные расчетные формулы по определению скорости продольных волн (*C*р), радиусов упругой зоны ($R_{уп}$), сдвиговых деформаций ($R_{сд}$) и зоны трещинообразования ($R_{тр}$) проведены по методике, изложенной в работе В.Н. Мосинца [3].

На четвертом этапе работы по результатам проведенных исследований сейсмического действия технологических взрывов устанавливались и обосновывались для условий карьера «Восточный» параметры отработки приконтурных блоков, обеспечивающие снижение динамической нагрузки от взрывных работ на законтурный массив, а также параметры контурного взрывания в зависимости от прочностных характеристик горных пород. В результатте исследований был разработан технологический регламент производства БВР на предельном контуре карьера «Восточный» в соответствии с [4–5], являющийся логическим завершением этой части работы. В рамках программы опытно-промышленных испытаний были опробованы различные параметры БВР, среди которых дальнейшее использование получили такие как: заоткоска скважинами переменной глубины; заоткоска с применением контурных лент на строенный уступ и двух рядов наклонных скважин на высоту уступа с уменьшеннным зарядом, взрываемых рядом с контурной лентой, которая представляет буфер из взорванной горной массы, способствующий осушению горизонта и создающий вместе со взорванной контурной лентой хороший экран, препятствующий тыльному воздействию взрыва на законтурный массив; компенсационные скважины в контурной ленте, количество которых и расположение определяется прочностными свойствами горных пород.

На пятом этапе работы исследовались детонационные характеристики эмульсионного ВВ Эмулит ВЭТ-700 [6–8]. Измерения проводились реостатным методом в соответствии с положениями, изложенными в [9–10].

Проведенные в октябре 2013 года и в июне 2014 года замеры скоростей детонации и плотности ВВ – Эмулита ВЭТ-700 на карьере «Восточный» показали пределы от 4 550 до 5 150 м/с и от 1,09 до 1,155 г/см^3, соответственно. На их основаниях построен график (рис. 2) зависимости изменения скорости детонации и плотности заряжаемого ВВ.

По результатам измерений в 2013 и 2014 годах построена зависимость изменения скорости детонации от плотности заряда ВВ (рис. 2). Учитывая, что шаг значений плотности в диапазоне полученных данных не одинаковый, путем интерполяции получены дополнительные значения, используемые для получения более наглядного графика.

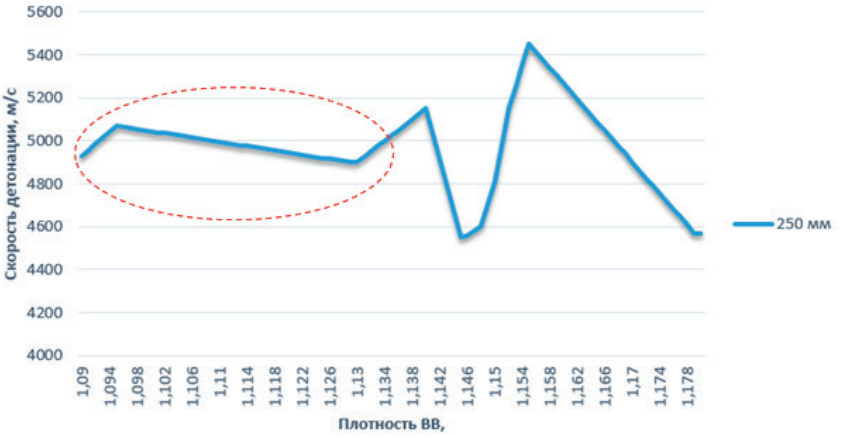


Рис. 2 – Зависимость скорости детонации от плотности ЭВВ скважинных зарядов Эмулита ВЭТ-700

Из рис. 2 можно сделать предварительный вывод, что наиболее стабильные значения детонации достигаются при плотностях 1,090–1,138 (обозначено на графике пунктирной зоной). Соответственно при заряжании скважин целесообразно выдерживать такую плотность ВВ.

Следует отметить, что существенное влияние на эффективность БВР в целом, и на предельном контуре карьера в частности, оказывают детонационные характеристики ВВ и технические характеристики средств инициирования. От скорости детонации и плотности ВВ существенным образом зависит давление, создаваемое во взрывной полости в момент взрыва и, соответственно, параметры нагружения горного массива. Взаимодействие ударных волн соседних зарядов определяет краткосрочное распространение волновых процессов в массиве и соответствующий сейсмический эффект. Средства инициирования имеют определённую погрешность по замедлению срабатывания и, чем больше установленное производителем время внутрискважинного замедления при фиксированной норме погрешности, тем больше и сама погрешность. В результате погрешность может превышать по времени поверхностное замедление между зарядами. Вследствие чего количество сработавших в ступени замедления зарядов может не соответствовать расчётному значению и сейсмический эффект усилится.

В целом выполненная работа представляет собой комплекс исследований сейсмической устойчивости горного массива, направленный на снижение динамического воздействия технологических взрывов на устойчивость откосных сооружений карьера. По результатам исследований разработана специальная технология производства БВР на предельном контуре карьера, элементы которой проходили промышленные испытания в рамках программы, утвержденной руководством горного предприятия. После реализации программы и анализе опытно-промышленных испытаний составлен внутренний нормативный документ предприятия по производству БВР на предельном контуре карьера (технологический регламент).

ВЫВОДЫ

В результате работы осуществлено внедрение специальной технологии БВР на предельном контуре карьера, которая обеспечивает минимальное влияние взрывных работ на устойчивость бортов карьера; повышение безопасности при производстве работ под высокими уступами; снижение себестоимости производства товарной продукции. Основным конкурентным преимуществом реализованной технологии является ее эффективность при увеличении интенсивности горных работ, а также повышение безопасности работ на предельных контурах карьера.

Авария 2016 года подтвердила сильное деструктивное воздействие технологических взрывов на устойчивое состояние массива. К сожалению, сильно запоздавшее внедрение специальной технологии БВР на предельном контуре началось лишь в 2015 году, когда глубина карьера приблизилась уже к 400 м. Возможно, если бы данная работа была выполнена ранее, и были реализованы соответствующие рекомендации, то обрушения борта в 2016 году могло и не произойти.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Жариков С.Н. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров/ С. Н. Жариков, В. Г. Шеменев //Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 80–83.

2. Князев Д.Ю. Изучение сейсмического действия взрывов в подземных горных выработках/ Д.Ю. Князев, С. Н. Жариков//Теория и практика взрывного дела: научно-техн. сб.. – М.: ИПКОН. – 2014. – С. С. 251–261. – (Взрывное дело. – № 112/69)

3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. – 271 с.

4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 16.02.2013 г. № 605, 2014. – 332 с.

5. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных

ископаемых». Серия 03. Выпуск 78. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.

6. Тимофеев И.Н. Практика применения эмульсионных взрывчатых веществ на Олимпиадинском ГОКе// И.Н. Тимофеев, Э.В. Гуленков/ Взрывное дело. Выпуск № 107/64. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2012. – С. 191–198.

7. Эмулиты марок «ВЭТ». Технические условия ТУ-7276-016-17131060-2001.

8. Регламент технологического процесса изготовления промышленных взрывчатых веществ эмулитов марок «ВЭТ» по техническим условиям ТУ-7276-016-17131060-2001 в смесительно-зарядных машинах «FLEXI-TRUCK».

9. Меньшиков П.В. Определение детонационных характеристик гранулитов и эмульсионных ВВ, изготавливаемых в условиях горных предприятий/ П. В. Меньшиков, В. А. Синицын , А. С. Маторин , А. А. Котяшев, В. Г. Шеменев //Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 7. – С. 298–301.

10. Шеменев В. Г. Методика экспериментального определения основных характеристик взрывчатых веществ/ В. Г. Шеменев, В. А. Синицын, П. В. Меньшиков //Горный журнал Казахстана. – 2014. – № 2. – С. 44–46.

УДК 622.235

ВЗРЫВНАЯ ОТБОЙКА ВЫСОКОЦЕННОГО КВАРЦА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

А.А. Смирнов, А.А. Рожков, И.В. Качалов

При добыче высокоценного гранулированного кварца актуальной научно-технической задачей является определение оптимальных параметров буровзрывных работ (БВР), позволяющих снизить выход некондиционной фракции -20 мм (≤ 14 %) и получить удовлетворительный выход негабарита +700 мм (≤ 10 %). Для решения этой задачи выполнены комплексные исследования взрывной отбойки и проведены экспериментальные взрывы в натурных условиях Кыштымского подземного рудника.

В работах [1, 2] на основе анализа теории и практики взрывных работ установлены принципиальные основы определения параметров расположения скважин при массовой отбойке кварца и метода взрывания зарядов в веере. Выдвинута гипотеза о том, что при одновременном взрывании всех зарядов веера, они действуют как плоская система зарядов (ПСЗ), что позволяет избежать возникновения области мелкого дробления в ближней зоне взрыва [3, 4].

До настоящего времени отбойка кварца в камерах осуществлялась послойно вертикальными веерами скважинных зарядов длиной до 8–10 м и диаметром 105 мм (рис. 1а). Величина линии наименьшего сопротивления (ЛНС) и расстояние между концами скважин – 2,5 м. Для снижения выхода переизмельченной фракции использовались рассредоточенные заряды – патроны аммонита 6ЖВ перемежались глиняной забойкой. Зарядка скважин производилась вручную. Удельный расход ВВ составлял около 1,0 кг/м^3 руды в массиве. Каждый скважинный заряд взрывался с замедлением на ЛНС

Смирнов Алексеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии ИГД УрО РАН. Тел./факс: 8 (343)350-71-28, E-mail: geotech@igduran.ru, г. Екатеринбург;

Рожков Артем Андреевич – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург;

Качалов Игорь Владимирович – главный инженер ОАО «Кыштымский ГОК», г. Кыштым Челябинской области.

и образованную взрывом предыдущего заряда воронку, т.е. практически отбойка осуществляется взрывами одиночных зарядов. Выход некондиционной фракции кварца при этом составлял 18–20 %.

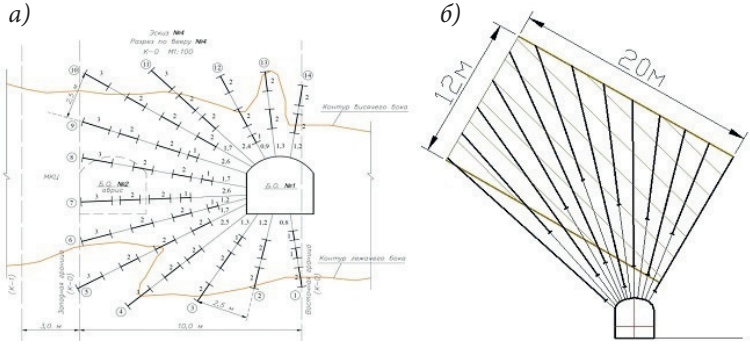


Рис. 1 – Схема расположения скважин в камере при традиционной и новой проектируемой технологии добычи кварца

При новой проектируемой технологии отработки Кыштымского месторождения предусматривается массовая отбойка кварца вертикальными веерами скважин (рис. 1б). Так как размеры камер в высоту и ширину увеличиваются до 20–26 м, соответственно и длина скважин в веере достигает 22–24 м, то ручная зарядка скважин при этом трудно осуществима. Вследствие этого предусматривается механизированная зарядка скважин гранулированным ВВ.

При взрыве плоской системы зарядов происходит пробой массива по плоскости расположения скважин и образование общей щелевидной полости взрыва. Давление продуктов детонации в этой полости определяется детонационными свойствами ВВ, расстоянием между зарядами и диаметром скважин. По методике [5] рассчитаны зависимости давления от расстояния между зарядами гранулита АС-8 и диаметра скважин для зоны в средней части веера скважин и зоны забоев скважин (рис. 2).

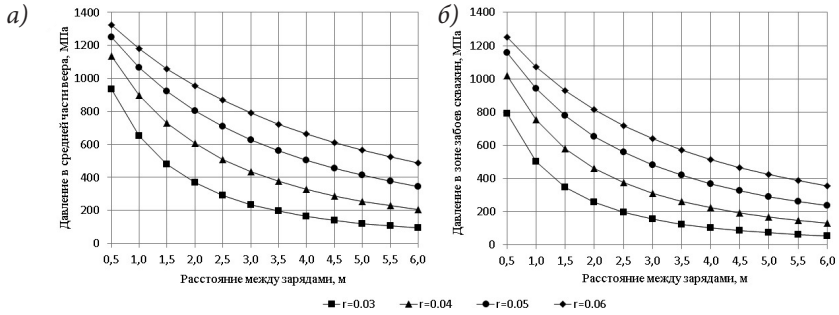


Рис. 2 – Зависимость давления на стенки щелевидной полости при взрыве веерных зарядов от радиуса скважин и расстояния между ними: а) в средней части веера; б) в зоне забоев

Минимально необходимое для отрыва отбиваемого слоя от массива давление на стенки образующейся щелевидной полости определяется из выражения

$$P_{min} = | \sigma_{сж} | M_{сж}[(2\pi(1 - \alpha^2) \rho_{вв} W)((1 - \alpha^2) \rho_{зар} \mathrm{BF}(t))^{-1}]^{0,5} \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность кварца на сжатие, МПа (для кварца Кыштымского месторождения изменяется в пределах 113–178 МПа);

$M_{сж}$ – коэффициент, учитывающий напряжения в точках, лежащих на проектных зонах разрушения;

α – коэффициент бокового распора;

$\rho_{зар}$ – плотность заряжания, кг/м^3;

W – ЛНС, м;

A – высота веера, м;

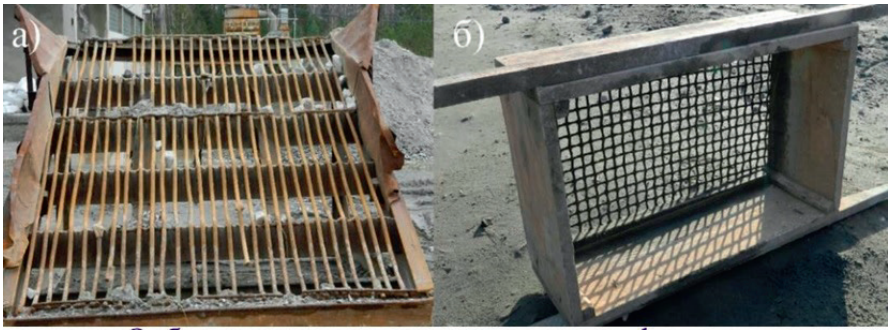
$F(t)$ – функция от соотношения высоты и ширины веера;

k – коэффициент, характеризующий наибольшую степень расхождения энергии взрыва в краевой части отбиваемого слоя в зависимости от параметров W и B, 0,71–0,9;

η – коэффициент, равный $\eta = (1 + \sin\varphi)(1 - \sin\varphi)^{-1}$;

φ – коэффициент внутреннего трения кварца.

Для обеспечения надежности отрыва в расчетах принимались максимальная прочность кварца на сжатие – 178 МПа.



Отбитая руда после разделения на фракции

+65 мм –65 + 20 мм –20 мм

Рис. 3 – Оборудование для ситового анализа а) колосниковый грохот; б) сито 20 мм

На основе сравнения графиков рис. 2 и расчетов по (1) для опытно-промышленных испытаний рекомендованы следующие параметры: ЛНС 1,8–3,5 м, расстояние между концами скважин 2,2–3,2 м, диаметр скважин 65 мм.

Первый экспериментальный взрыв производился с параметрами: ЛНС – 1,6 м, расстояние между концами скважин – 2,2 м, сплошной конструкцией заряда, объемом отбиваемой жильной массы – 354 м^3 и удельным расход ВВ 1,5 кг/м^3.

Для оценки гранулометрического состава отбиваемой руды применен метод ситового анализа [6]. Выборка проб (ковш ПДМ) от генеральной совокупности отвечала требованиям математической статистики в горном деле [7] и составляла 5–15 %. При помощи колосникового грохота отделялась фракция +65 мм (рис. 3а), затем весь подрешетный материал просеивался через сито с ячейкой 20 мм (рис. 3б). Таким образом, производилось разделение на фракции +20–65 мм и –20 мм. Далее производился замер объемов по каждой фракции (рис. 3).

Ситовой анализ руды первого взрыва показал, что выход некондиционной фракции –20 мм составил 25,3 %, вследствие чего возникла необходимость в снижении удельного расхода ВВ. Для этого была применена конструкция зарядов с воздушными промежутками. При механизированном заряжании формирование заряда в скважине осуществлялось следующим образом: в забое скважины размещался патрон-боевик из аммонита 6ЖВ с присоединенным детонирующим шнуром и зарядчиком подавался первый заряд граммонита 21ТМЗ заданной длины. Зарядный шланг извлекался из скважины и в нее этим же шлангом вводилась влажная глиняная пробка на расстояние, обеспечивающее образование воздушного промежутка после первого заряда.

Контроль необходимых расстояний осуществлялся по маркированному зарядному шлангу. Глиняная пробка расклинивалась в скважине легкими ударами шланга. После этого производилось заряжание следующего заряда, и цикл повторялся до полной зарядки скважины. Практика показала, что при пневмозарядке гранулированным ВВ установленная глиняная пробка надежно удерживается на своем месте и тем самым достигается рассредоточение заряда с образованием воздушных промежутков. Принципиальная схема заряжания веера и конструкция заряда показаны на рис. 4.

Всего было проведено 7 экспериментальных взрывов с различным удельным расходом ВВ, по каждому из которых был выполнен ситовой анализ отбитой руды.

В результате опытно-промышленных взрывов установлено:

1. Соотношение между фракциями –20 мм и +20–65 во всех случаях закономерно уменьшается с улучшением качества дробления и может быть достаточно точно апроксимировано графиком, показанным на рис. 5.

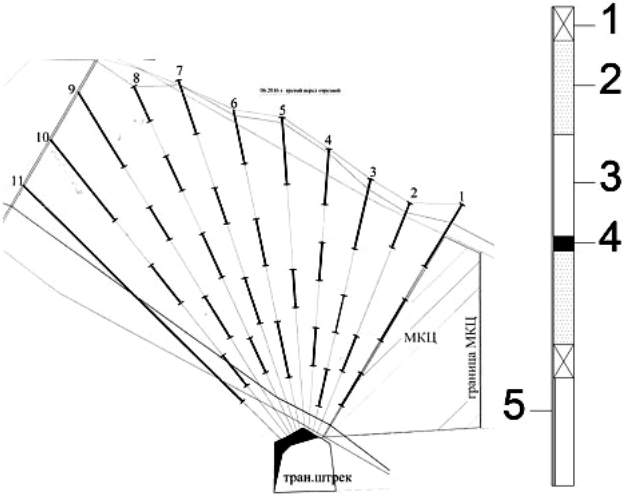


Рис. 4 – Принципиальные схема заряжания веера и конструкция заряда в скважине, где 1 – патрон-боевик; 2 – гранулированное ВВ; 3 – воздушный промежуток; 4 – глиняная пробка; 5 – детонирующий шнур

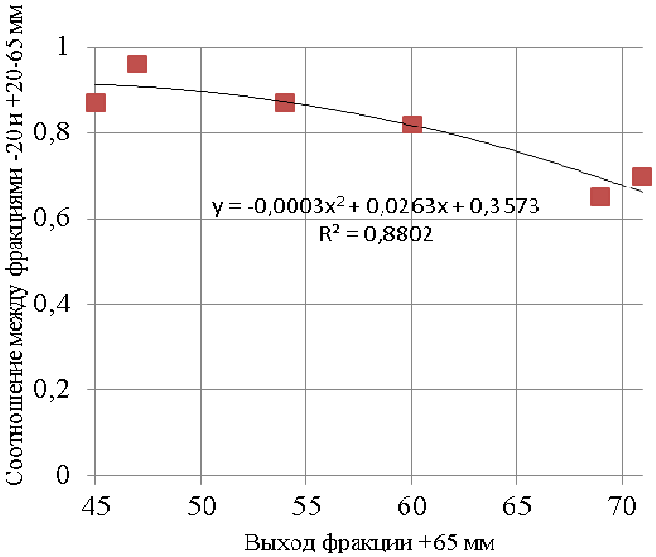


Рис. 5 – Соотношение между фракциями –20 мм и +20–65 мм в зависимости от выхода фр. +65 мм

2. Установлена экспериментальная зависимость выхода фракций кварца от удельного расхода ВВ на отбойку, при этом, также учитывался взрыв при разделке отрезной щели перед основными взрывами (рис. 6).

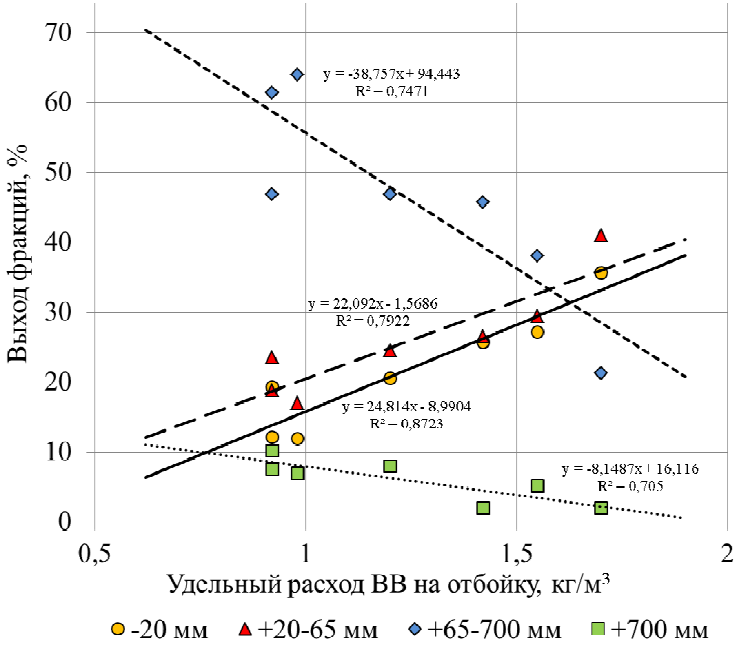


Рис. 6 – Зависимости выхода фракций от удельного расхода ВВ на отбойку

3. Требуемый выход фракции –20 мм в размере ~12 % достигается при удельном расходе ВВ на отбойку ~0,9 кг/м^3.

4. Отсутствие зон мелкого дробления вблизи зарядов подтверждает гипотезу о том, что ответственным за выход мелких фракций кварца является удар отбитого слоя руды о стенки камеры и соударение кусков между собой. Степень этого воздействия взрыва прямо пропорциональна мощности взрыва, т.е. удельному расходу ВВ на отбойку.

5. Отбойка гранулированного кварца веерными зарядами, рассредоточенными воздушными промежутками, взрываемыми единовременно и действующими как плоская система зарядов позволяет, при аналогичном в традиционной технологии удельном расходе ВВ добиться снижения выхода некондиционной фракции на 25–30 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов И.В. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин и др. // ФТПРПИ. 2015. № 6. С. 133–145.

2. Соколов И.В. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин и др. // ФТПРПИ. 2016. № 6. С. 124–133.

3. Горинов С.А. Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горн.журн. – 1985. – № 7. – С. 68–73.

4. Горинов С.А., Смирнов А.А. Действие взрыва плоской системы зарядов ВВ при отбойке горного массива // ГИАБ. – 2001. – № 4. – С. 42–50.

5. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. – 2016. –№ 7. – С. 337–350.

6. Барон Л. И. Кусковатость и методы ее измерения. – М.: ИГД АН СССР, 1960. – 124 с.

7. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. – М.: Высшая школа, 1973. – 287 с.

УДК 622.261.2.01625

ТРУДОЕМКОСТЬ ЗАТРАТ НА БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

И.С. Крапивина, Г.П. Берсенёв

Трудоемкость затрат на буровзрывные работы при проведении строительных горных выработок (СГВ) траншей и котлованов зависит от многих факторов, главными из которых являются:

– категория крепости вмещающих горных пород (с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f \geq 4$) и грунтов (талых с $f < 4$ и мерзлых с крепостью $f \leq 6$);

– типы заложения талых и мерзлых грунтов и горных пород в контурах строительных горных выработок (6 типов);

– параметры траншей: по глубине (мелкая до 2,0 м и глубокая – свыше 2,0 м) и по ширине по дну (узкая $B_д = 1{,}0 \div 1{,}5$ м и широкая – $B_д > 1{,}5$ м);

– объемы буровзрывных работ;

– методы разработки вмещающих горных пород и грунтов (ручные, механические, взрывные – шпуровые или скважинные);

– применяемое буровое оборудование;

– наличие или отсутствие стесненных условий взрывания.

Учитывая стоимость цикла буровзрывных работ при проведении СГВ (траншей) по крепким горным породам и мерзлым грунтам, составляющую до 35–50 % от всех затрат на проведение траншей, снижение трудоемкости затрат на БВР является *основной экономической целью*.

Для этой цели авторами статьи предложена и детально разработана методика определения эффективных, рациональных параметров БВР при разработке траншей с позиции взрывного интенсивного дробления горных пород в ближней зоне взрывных скважин на основе использования энергии взрывчатых ве-

Крапивина Ирина Станиславовна – аспирант Уральского государственного горного университета, г. Екатеринбург;

Берсенёв Геннадий Порфирьевич – кандидат технических наук, генеральный директор Ассоциации «Взрывники Урала», г. Екатеринбург.

ществ (плотности и энергоемкости), учета характеристик горных пород (пределов их на сжатие и на скалывание), условий взрывания – «зажима» пород ($K_з$) , фактора «глубины» ($K_г$) и совместного взаимодействия ($K_{вз}$) зарядов ВВ [1, 2, 3].

В зависимости от характеристик взрывчатых веществ и горных пород, диаметра взрывных выработок (скважин) и условий взрывания определены радиусы (R_i) и зоны (B_i) интенсивного дробления для эталонного (110 мм) диаметра и смежных (93, 130 и 150 мм) диаметров скважин, а с учетом коэффициентов зажима ($K_з$), глубины ($K_г$) и совместного взаимодействия (Квз) зарядов определены параметры буровзрывных работ при одно-, двух и трехрядном продольном расположении в траншее скважинных зарядов эталонного (110 мм) и смежных диаметров [3].

Такие параметры БВР обеспечивают рациональную, с наименьшей трудоемкостью, разработку траншеи любой глубины (от 1 до 5 м) по любым крепким горным породам и мерзлым грунтам при различных способах проведения траншей – раздельном или совместном.

Для нахождения минимальной трудоемкости при проведении СГВ (траншей) сравнивались варианты:

– по технологии разработки талых и мерзлых грунтов, мерзлых грунтов и горных пород;

– по послойной разработке или на всю глубину траншеи;

– по разработке узких и широких траншей;

– по однорядному и двух- и более рядному продольному расположению скважинных зарядов ВВ;

– по применению различных типов предохранительных укрытий;

– по использованию различных мер по снижению или локализации негативных действий взрыва.

При определении экономической эффективности рассматриваемых сравниваемых вариантов решения инженерных и экономических задач в первую очередь исходили из определения экономии эксплуатационных затрат, расчет которой велся по формуле:

$$Э = (C_1 - C_2) \times Q \qquad (1)$$

где C_1 и C_2 – себестоимости – существующая и вновь предлагаемая;

Q – объем производства.

Исходя из типов заложения талых и мерзлых грунтов и горных пород выбраны рациональные схемы проведения траншей [3].

При заложении только мягких пород (грунтов) разработка производится без буровзрывных работ, и трудоемкость ограничивается только экскавацией горной массы.

При разработке одних мерзлых грунтов принимается однослойная схема, в виду ограниченной (до 2÷3 м) глубины промерзания грунтов и чем меньше толщина мерзлого грунта, тем выше затраты на 1 м^3 горной массы.

Раздельная (послойная) разработка мягких (талых) или мерзлых грунтов и крепких горных пород всегда являлась для проектантов и производственников классической схемой.

Но наиболее приемлема совместная, на всю глубину траншеи, разработка всех вмещающих пород, которая по сравнению с раздельной дает сравнительно больший экономический эффект, и с меньшей трудоемкостью на 1 м^3 горной массы, за счет упрощения технологического процесса проведения траншей и значительного уменьшения объема извлекаемой из траншеи горной массы.

Следует учесть, что при наличии в траншее в верхней ее части мягких (талых) грунтов затраты при совместной разработке дополнительно уменьшаются за счет частичного или полного использования мягких грунтов в качестве предохранительных укрытий для снижения разлета взорванных крепких горных пород нижнего слоя вместо применения специальных дорогостоящих предохранительных укрытий. Подобную, но менее эффективную работу взрыва частично можно рассматривать при разработке вмещающих горных пород (комбинации мерзлых грунтов и крепких горных пород).

Исходя из приведенных условий экономическая эффективность для наиболее широко распространенного варианта заложения пород: мягкие грунты и крепкие горные породы, выразится следующей зависимостью:

$$Э = З_{разд.} - З_{совм.} \qquad (2)$$

где $З_{разд.}$ и $З_{совм.}$ – общие затраты при раздельной и совместной разработке вмещающих грунтов и крепких горных пород

или $Э = (C_1V_{ТГ} + C_2V_{ГП} + C_3N_1 + З_{укр} + C_{ВВ}Q_1) - (C_4V_{ТР} + C_3N_2 + C_{ВВ}Q_2)$, руб. (3)

где C_1, C_2 и C_4 – затраты на экскавацию талых, крепких горных пород и их комбинации, руб.;

C_3 – затраты на бурение 1 пог. м по крепким горным породам, руб.;

$C_{ВВ}$ – стоимость взрывания 1 кг ВВ, руб.;

Q_1 и Q_2 – расход ВВ при раздельной и совместной разработке;

$V_{ТГ}$, $V_{ГП}$ и $V_{ТР}$ – объем талых грунтов, крепких горных пород и их комбинации, м^3;

N_1 и N_2 – объем бурения при раздельной и совместной разработке, пог. м;

$З_{укр}$ – затраты на применение предохранительных укрытий, руб.

При раздельной разработке увеличивается объем земляных работ за счет расширения траншеи, с целью размещения на дне верхнего слоя оборудования для обуривания нижнего слоя, что противоречит основной цели проведения СГВ – снижения объемов проводимых траншей при обязательном сохранении проектируемых их параметров.

Приведенная зависимость (2) справедлива и для мерзлых грунтов и крепких горных пород.

В холодный период года при разработке мерзлых грунтов над слоем талых грунтов выбрана рациональная глубина бурения взрывных скважин, до контакта промерзания.

Используемые в соответствии с Техническими правилами ведения взрывных работ (бывший трест «Союзвзрывпром») недобур мерзлых грунтов, а с опытом бывшего Челябинского управления буровзрывных работ треста «Южуралспецстрой» – размещение взрывчатых веществ в талом нижнем слое грунтов, возникают негативные факторы:

– неполная проработка мерзлого слоя, что приводит к дополнительному применению механического способа и увеличению общих затрат в первом случае, и значительному увеличению расхода дорогостоящих взрывчатых материалов, увеличению затрат на взрывные работы и на предотвращение увеличенного разлета взорванного мерзлого грунта, особенно нежелательного последнего в стесненных условиях, во втором случае.

Поэтому в принятом варианте бурения до контакта промерзания, за счет дальнейшего замерзания дна скважины, создаются условия эффективного действия взрыва, нормального разрыхления мерзлого грунта при оптимальном расходе взрывчатых материалов и, особенно ценным является минимизация объема рыхления мерзлых грунтов.

Таким образом, экономическая эффективность складывается из экономии ВВ, уменьшения объема взорванной горной массы и ликвидации малопроизводительных работ по зачистке остатков мерзлых грунтов.

$$\Delta З = З_2 - З_1, \text{ руб.} \quad (4)$$

где ΔЗ – экономия затрат на разработку мерзлого грунта, руб.;

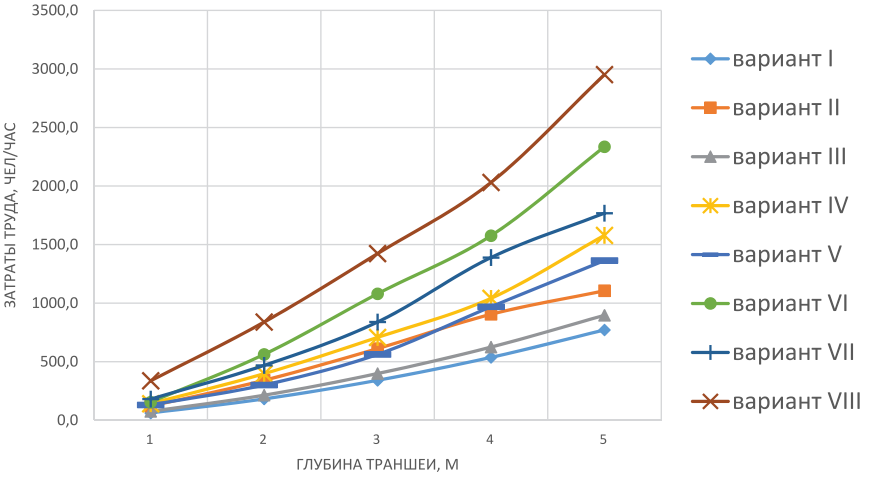
$З_1$, $З_2$ – затраты эталонного ($l_{скв} = H_{мг}$) и других вариантов, руб. ($H_{мг} < L_{скв} > H_{мг}$), руб.

Для расчета экономической эффективности того или иного метода проведения строительных горных выработок-траншей использованы нормативные материалы Госстроя России «Государственные элементные сметные нормы на строительные работы ГЭСН-2001-03. Сборник № 3 «Буровзрывные работы», в которых приведены экономические показатели по затратам рабочей силы (чел/час), оборудования (машино/час) и материалы на 100 м^3 горных пород взорванных скважинными зарядами в траншеях шириной по дну $B_д$ = 1÷1,5 м и $B_д$ = 1,5–3,0 м (таблицы ГЭСН 03-02-001 и ГЭСН 03-02-002, соответственно). Но для этого нами сделан с учетом рекомендуемых параметров буровзрывных работ ($d_{скв}$ = 110 и 130 мм) и указанных таблиц сборника № 3 БВР [4] перерасчет по трудоемкости со 100 м^3 горной массы на 100 п.м длины траншеи, т.к. указанный в расценках измеритель в кубических метрах не характерен для траншей с различными глубинами (H) и откосами (α), ввиду равнозначности объемов горных пород при различных длинах траншеи.

Для сравниваемых вариантов:

– однорядного и двухрядного продольного расположения взрывных скважин эталонного (110 мм) и смежного (130 мм) диаметра с нулевым ($l_{пер}$ = 0) или максимальным ($l_{пер}$ = max) перебуром расчеты выполнены в табличном и графическом вариантах, для траншей глубиной от 1 до 5 м в горных породах 5 категорий (от весьма крепких – габбро и диориты, до менее крепких – песчаников и сланцев).

Для примера на рис. 1 приведены трудоемкости трудозатрат при разработке вмещающих горных пород III категории – известняков и доломитов при различных сравниваемых вариантах.



$y_{вариант\ I} = 177{,}29x - 153{,}57$, $R^2 = 0{,}9842$

$y_{вариант\ II} = 253{,}52x - 143{,}8$, $R^2 = 0{,}9967$

$y_{вариант\ III} = 205{,}05x - 173{,}33$, $R^2 = 0{,}9842$

$y_{вариант\ IV} = 351{,}97x - 282{,}99$, $R^2 = 0{,}9782$

$y_{вариант\ V} = 313{,}56x - 275{,}34$, $R^2 = 0{,}9732$

$y_{вариант\ VI} = 537{,}61x - 471{,}29$, $R^2 = 0{,}987$

$y_{вариант\ VII} = 409{,}59x - 299{,}57$, $R^2 = 0{,}9889$

$y_{вариант\ VIII} = 642{,}24x - 410{,}24$, $R^2 = 0{,}9857$

Рис. 1 – Затраты труда для горных пород III категории крепости

ВЫВОД

При анализе трудоемкости по взрывным работам при проведении траншей глубиной от 1,0 до 5,0 м в различных горных породах, в зависимости от заданных проектных параметров траншей по глубине и ширине по дну, на основе графических зависимостей определяется рациональная величина трудоемкости по затратам труда при бурении и взрывании, по расходу взрывчатых материалов и по объемам взрываемой горной массы.

Наименьшие трудоемкости по указанным факторам выявляются при однорядных продольных расположениях скважинных зарядов диаметрами: эталонных 110 мм и смежных 130 мм, без перебуров или с минимальными перебурами, соответственно, варианты: I, III и II (рис. 1).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Крапивина И.С. Методическое обоснование выбора эффективных рациональных параметров буровзрывных работ при проведении строительных горных выработок. Материалы научно-практической конференции УГГУ 04 – 13.04.2016 в сборнике докладов XIV Международной научно-практической конференции «Уральская горная школа региона». – Екатеринбург. – 2016. – С. 594–595.

2. Крапивина И.С. Методика определения рациональных параметров буровзрывных работ при проведении траншей. Горный журнал. Известия ВУЗов. – 2015. – г. Екатеринбург. – С. 102–108.

3. Крапивина И.С., Берсенёв Г.П. Методика выбора эффективных параметров буровзрывных работ при проведении строительных горных выработок. Материалы научно-технической конференции 2015 г., Сборник. «Технология и безопасность взрывных работ». ИГД УрО РАН. – г. Екатеринбург. – Издательство АМБ, 2016. – С. 66–73.

4. «Государственные элементные сметные нормы на строительные работы ГЭСН-2001-03. Сборник № 3 «Буровзрывные работы». Госстрой России. (М. 2001 г.).

УДК 622.27:622.235

ВЗРЫВНОЙ И АЛЬТЕРНАТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ НА КАРЬЕРАХ БЛОЧНОГО КАМНЯ

Д.В. Доможиров, Н.Г. Караулов, И.И. Носов, В.И. Носов

По разнообразию и объемам добычи природного и облицовочного камня Россия занимает ведущую роль. Балансовые запасы по категориям А, В и С1 на настоящий момент составляют около 5 млрд м^3 [1]. Данная сырьевая база представлена более 500 разведанными месторождениями, слагающие следующие типы полезного ископаемого, отличающиеся по происхождению и прочностным характеристикам (табл. 1).

Из таблицы видно, что около 40 % объема балансовых запасов представлены крепкими породами, к которым предъявляются особые требования при подготовке их к выемке.

При добыче блочного камня из крепких пород одним из главных технологических процессов, обеспечивающих максимальный выход товарного блока и как следствие требуемое качество товарной продукции, является процесс подготовки к выемке. Так коэффициент выхода колеблется в пределах 0,05–0,8, составляя в большинстве случаев 0,2–0,5.

Поэтому выбор оптимального способа подготовки к выемке блочного камня, обеспечивающего максимальный коэффициент выхода, является весьма актуальной задачей.

Доможиров Дмитрий Викторович – кандидат технических наук, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет», г. Магнитогорск;

Караулов Николай Геннадьевич – кандидат технических наук, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет», г. Магнитогорск;

Носов Игорь Иванович – директор ООО «Уральский Сибирит», г. Магнитогорск;

Носов Владислав Игоревич – начальник производства ООО «Уральский Сибирит», г. Магнитогорск.

Таблица 1

Генезис и распределение прочности в объеме балансовых запасов полезного ископаемого (природного камня)

Генезис месторождения	Прочность пород	Доля балансовых запасов, %	Наименование полезного ископаемого	Наименование месторождения в уральском регионе
Изверженные	прочные	40	граниты, диориты, габбро, базальты и т.п.	Мансуровское, Малышевское, Сибирское, Нижне-Санарское, Южно-Султаевское, Воскресенское
	средней прочности	40	мраморы, мраморовидные известняки, мраморные брекчии и т.п.	Полоцкое, Коелгинское, Уфалейское, Походиловское
Осадочные	низкой прочности	20	известняки, травертины, гипсовые камни и т.п	–

Все способы подготовки блочного камня к выемке заключаются в создании магистральной трещины в породном массиве. В настоящее время при добыче блочного камня из прочных пород используют следующие способы подготовки к выемке (рис. 1), условно которые можно разделить на три группы:

- взрывной;
- механический;
- с помощью невзрывчатых разрушающих составов (НРС);

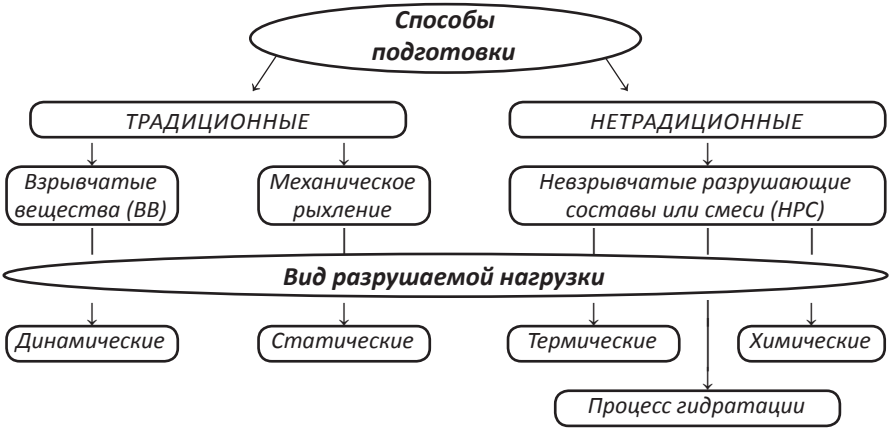


Рис. 1 – Классификация способов подготовки блочного камня к выемке из прочных пород в зависимости от вида разрушаемой нагрузки

Рассмотрим способы подготовки блоков к выемке из прочных пород и проанализируем с точки зрения технологичности, производительности и безопасности их применения на карьерах блочного камня.

Буровзрывной способ подготовки камня к выемке (рис. 2). Преимуществом его является относительно высокая производительность.

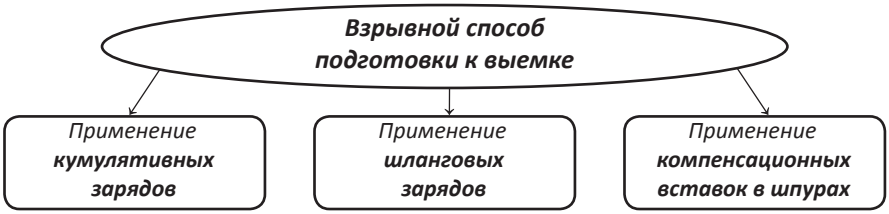


Рис. 2 – Способы взрывной подготовки блочного камня к выемке

Технологический процесс взрывной подготовки блочного камня к выемке выглядит следующим образом:

Бурение шпуров → *Зарядка ВВ и монтирование сети (ЭД и ДШ)* → *Детонация (взрывание)* → *Образование магистральной щели*

Данный способ подготовки к выемке блочного камня основан на принципе динамического воздействия низкобризантных (кумулятивные, шланговые и эластичные трубчатые) ВВ и для него присущ общеизвестный недостаток – разрушение в околошпуровой области (5–15 см вглубь), что снижает выход товарных блоков на месторождениях с средней и выше средней прочностью пород.

Разрушение в околошпуровой зоне выражается также в:

– развитие естественных и образованию новых микро – и макротрещин в массиве (увеличение плотности микротрещин), увеличении длины которых приводит к накоплению дефектов в кристаллической структуре пород;

– снижение прочности и интенсификации смещений пород.

На практике при взрывном способе часто наблюдается отклонение плоскости отрыва от намеченной контурной плоскости, что также увеличивает технологические потери блочной продукции.

Даже при использовании в качестве ВВ дымного взрывного пороха (ДВП) от электродетонатора (ЭД) или детонирующего шнура (ДШ) скорость распространения реакции разложения составляет 2 000 м/с, что уже вызывает бризантность и возникновение техногенной трещиноватости и пожогов камня. Следует отметить, что в обводненных шпурах зона микротрещиноватости вокруг шпуров превышает 0,3 м [2]. Еще один существенный недостаток взрывного способа: образующаяся магистральная трещина между блоком и массивом имеет малую ширину, что не позволяет или весьма затрудняет

использование имеющихся выемочных средств [3]. Применяемые различного типа заряды (шланговые ЗША-14, ЗША-25, эластичные трубчатые ЗЭТ «Гранилен»), инициируемые с помощью ДШ, не избавлены в полной мере от его недостатков (микротрещиноватость, пожоги).

Одной из главных особенностей при разработке месторождений облицовочного камня, как было уже отмечено, является требование сохранения монолитности добываемых блоков и их декоративных качеств, обеспечение правильной геометрической формы блоков и сохранности разрабатываемого массива. Этим требованиям удовлетворяют механические способы отделения блоков (рис. 3) и их разделка с помощью клиньев (гидроклиньев, гидрораскалывающих устройств ГРУ), сплошное обуривание массива, а также в последнее время при подготовке прочных пород к выемке в России и за рубежом применяется алмазно-канатное пиление [4, 5].

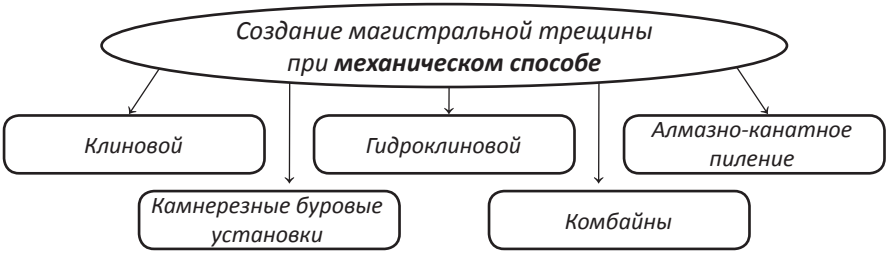


Рис. 3 – Механические способы подготовки блочного камня к выемке

Как показала практика эксплуатации Мансуровского месторождения, использование гидроклиновых установок на тонких слоях мощностью 0,2–0,6 м не эффективно. Поэтому тонкие слои разрабатываются вручную с использованием механических клиньев. На слоях мощностью более 0,6 м возможно использование гидроклиновых установок. В России установки СМР-075 оборудованы 5-тью клиньями, что крайне неудобно при отделении монолитов больших размеров, поэтому этот способ не получил распространения.

При отделении блоков механическими клиньями с учетом различий прочностных характеристик выход увеличился во всех случаях на 2–4 $м^2/м^3$.

К механическим способам образования искусственных площадей обнажения при добыче камня относится также сплошное выбуривание блоков из массива. Использование этого способа позволяет сохранить монолитность массива, однако его применение на карьерах сдерживается относительно большой трудоемкостью.

Наибольший выход продукции с 1 $м^3$ блока достигается в случае применения АКМ при добыче камня.

В последние годы в практику внедряются новые безвзрывные способы добычи камня и как следствие, невзрывные способы щадящего разрушения при подготовке блочного камня (рис. 4).

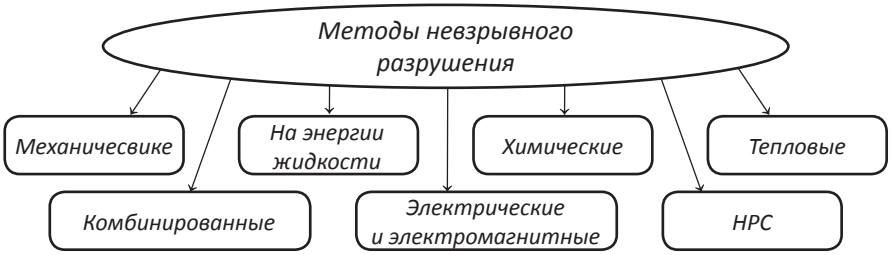


Рис. 4 – Способы невзрывной подготовки блочного камня к выемке

Так для откалывания монолитов камня на практике применяют химические генераторы давления, одним из которых является газогенератор хлоратный патронированный (ГХП) [6]. Закладывание газогенераторных патронов производится по предварительно подготовленной линии сухих или обводненных шпуров, диаметром не менее 28 мм, длиной более 80 мм, при темпере от –30 – +50°С, без использования энергии взрыва.

При инициировании происходит скоростное сгорание (дефлаграция) газогенерирующей смеси с выделением большого количества газов, которые создают необходимые для откола монолита усилия по линиям концентрации напряжений (по линии шпуров). Такие патроны безопасны в обращении, при транспортировании и хранении. Последние приготовления производятся непосредственно на местах проведения работ перед самым использованием.

В России получили широкое применение газогенераторы давления шпуровые (ГДШ). ГДШ состоит из пластмассового цилиндрического пенала диаметром 18–30 мм и длиной 100–600 мм, порошкообразного окислителя с технологическими добавками; электропускового устройства и дизельного топлива, вводимого в окислитель непосредственно на месте проведения добычных работ. Основным недостатком является сильное нарушение целостности камня для подготовки блока к выемке.

Так по данным ООО «Техногранит» (г. Челябинск) при производстве пиленой брусчатки из Нижне-Санарского гранодиорита, добытого с применением ГДШ, выход составил 6–7 $м^2/м^3$, из габбро-норита Шрау-Тау – 12–13 $м^2/м^3$, из Мансуровского гранита – 13–14 $м^2/м^3$.

Метод направленного гидроразрыва (НГР) осуществляется путем создания на стенках скважин специальным инструментом (щелеобразователем) инициирующих щелей необходимой формы и размеров, полной их изоляции и последующим нагнетанием в них рабочей жидкости под давлением для создания протяженных трещин, обеспечивающих направленное и управляемое расслоение кровли. Для усиления направленности разрыва породы используют твердосплавные вставки на инструменте, нарезающие на стенках шпура концентраторы напряжений (борозды) при ударном внедрении [7].

Одним из перспективных способов, обеспечивающих снижение энергоемкости, материальных затрат и сохранение физико-технических характеристик разрабатываемых пород, является способ с применением невзрывчатых расширяющих смесей типа НРС-1, РТМ-100, «Тихий взрыв» (аналог – смесь известковая для горных и буровых работ (СИГБ), MaxDinamitCement; Bristar, Demeks). Основным ограничением, сдерживающим использование НРС в промышленности, является недостаточно надежная его работа при низких температурах [8].

Технологический процесс невзрывной подготовки блочного камня к выемке с применением НРС аналогичен взрывной подготовки и выглядит следующим образом:

Для отделения монолита от массива с помощью НРС бурят шпуры, диаметр и глубина которых, а также расстояние между ними определяются в зависимости от физико-механических свойств пород. С увеличением диаметра шпуров возрастает разрушающее усилие и вероятность холостого выстрела шпура вверх без достижения требуемого эффекта. Для высокопрочных пород при отделении монолитов от массива с помощью НРС рациональный диаметр шпуров, по данным практики, находится в интервале 36–60 мм, расстояние между шпурами 20–50 см. Глубина шпуров должна составлять не менее 70 % высоты отделяемого монолита. Шпуры заполняются рабочей смесью НРС на всю глубину.

Выбор способа подготовки блочного камня к выемке зависит: во-первых, от прочностных свойств, ценности камня и систем вертикальных (горизонтальных) продольных и поперечных трещин массива и, во-вторых, от технологии добычи в целом. При этом принятый проектом способ подготовки блоков к выемке может оказаться, не достаточно эффективен в изменившихся экономических условиях. Примером корректировки способа подготовки к выемке может являться Нижне-Санарское месторождение гранодиорита. Первоначально проектом на данном месторождении была принята высокоуступная двухстадийная схема отработки массива. В данной схеме на первой стадии от массива отделяется монолит с помощью алмазно-канатных пил, а на второй – опрокинутый на рабочую площадку монолит разделывается на товарные блоки с использованием станков строчечного бурения и механических клиньев.

Нижне-Санарское месторождение характеризуется сложным горно-геологическим залеганием полезного ископаемого. В качестве основного критерия экономической целесообразности разработки таких месторождений принимается выход из массива блоков заданного объема при минимальной их себестоимости.

Результаты анализа [9] и опыт ведущих отечественных и зарубежных предприятий свидетельствуют о том, что на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями залегания наименьшая себестоимость подготовки камня к выемке и максимально возможный выход товарных блоков достигается за счет использования высокоуступной двухстадийной схемы отработки массива.

При этом начиная с 2015 года существенное повышение стоимости импортного оборудования и особенно алмазного каната привело к значительному увеличению затрат на подготовку блоков к выемке. Учитывая очень высокий расход алмазного каната на данных породах 1 погонный метр на 7 м^2 пропила, на предприятии занялись поиском снижения затрат на отделение блоков камня от массива. Было принято решение применить комбинированный способ отделения монолитов от массива. Данный метод заключается в том, что горизонтальный пропил выполняется алмазно-канатной пилой а вертикальные плоскости выполняются с применением газогенераторов хлоратных патронированных (ГХП).

В результате на предприятии была внедрена комбинированная схема отделения монолитов от массива (рис. 5.).

Рис. 5 – Применение ГХП для отделения монолита от массива на центральном участке Нижне-Санарского месторождения гранодиоритов

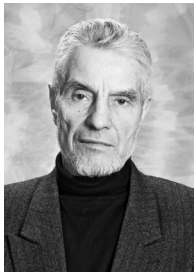
Была проведена оценка эффективности данных двух схем высокоуступной двухстадийной и комбинированной с применением ГХП. Установлено, что сокращаются расходы на отделение монолита на 47 % и это составляет 3,3 млн руб. в год. Рассмотренный пример подтверждает необходимость выбора рационального способа подготовки блоков к выемке при проектировании разработки месторождений блочного камня из прочных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Першин Г.Д., Голяк С.А., Доможиров Д.В., Караулов Н.Г., Пшеничная Е.Г., Уляков М.С. Современные способы подготовки гранитных блоков к выемке. Успехи современного естествознания // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования – 2015. – с. 655–658.
2. Моисеев Е.Б. и др. Новые разработки: взрывные генераторы давления для «щадящего» направленного раскола горных пород // Империя камня. – 2007, март. – С. 18–23.
3. Бычков Г.В. Направления повышения эффективности технологий добычи и обработки природного камня на Урале: дис. ... д-ра техн. наук. – Екатеринбург, 2003. – 385 с.
4. Букато И.В., Бибиков Б.И. Впервые в России: алмазно-канатная добыча блоков прочного камня // Империя камня. – 2005, июнь. – С. 36–44.
5. Савельев Г.П. Опыт применения технологии добычи гранитных блоков алмазно-канатными пилами (карьер Восточно-Варламовского месторождения гранитов) // Камень вокруг нас. – 2007. – С. 8–9.
6. Караулов Н.Г., Пыталев И.А., Ахременко Е.С., Овсянников М.П., Зинуров А.В. Снижение затрат на подготовку блоков к выемке при разработке центрального участка нижне-санарского месторождения гранодиоритов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2015. Т. 1. № 1. С. 52–55.
7. Вагин В.С., Гуров М.Ю., Исмагилов К.В. Гидродинамический способ разделки монолитов природного камня на блоки // Горные машины и автоматика. – 2006. – № 3. – С. 15–16.
8. Пшеничная Е. Г., Першина Н. Г. Экспресс-метод оценки работоспособности НРС в лабораторных условиях // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. трудов. – Магнитогорск, 2008. – С. 106–113.
9. Першин Г.Д., Караулов Н.Г., Уляков М.С. The research of high-strength dimension stone mining technological schemes in russia and abroad //Сборник научных трудов Sworld. 2013. Т. 11. № 2. С. 64–73.

УДК 666.9.015, 622.063.23

НЕВЗРЫВНЫЕ СРЕДСТВА ДЛЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД



В.А. Ворсин, А.С. Флягин, В.М. Уфимцев

Одним из способов снижения затрат при добыче нерудных строительных материалов и дроблении негабарита, сохранения целостности блоков облицовочных горных пород, и обеспечения безопасности при разрушении строительных объектов в стесненных условиях является использование невзрывных разрушающих средств (НРС), изготовление которых впервые начато японскими фирмами в 1979 году под маркой «Бристар».

Известны два типа НРС, отличающихся по химической природе расширяющей основы смеси: сульфатные на основе сульфоалюминатов кальция и известковые. Известковые отличаются кратким сроком проявления эффекта расширения, доступной и дешевой сырьевой базой в виде известняковых отсевов от производства строительной и металлургической извести.

НРС выпускается в виде порошков серого цвета тонкого помола, образующих при гидратации твердые соединения гидроксида кальция, объем которого, как минимум, вдвое превышает объем исходной твердой фазы оксида кальция.

Энергетический потенциал гидратации оксида кальция, или извести – около 1 170 кДж на кг. Процесс гидратации сопровождается самодиспергацией кусков извести в порошок, что исключает возможность получения прочных продуктов реакции. Поэтому продукты реакции обычной извести неспособны совершать работу по разрушению и образующаяся дисперсия (известь-пушонка), при достижении определенного давления в скважине «фонтанирует» наружу.

Принципиальное отличие гидратации НРС от гашения строительной извести в «пушонку» состоит в многократном замедлении гидратации CaO,

Ворсин Валерий Андреевич – инженер ФГАОУ ВПО «УрФУ», г. Екатеринбург;

Флягин Александр Сергеевич – младший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург;

Уфимцев Владислав Михайлович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник кафедры ТВМиСИИММТ ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н.Ельцина», г. Екатеринбург.

что достигается повышенной температурой обжига и введением в обжигаемый известняк стабилизирующих присадок, например, щелочей. При этом оксид кальция образует кристаллы размером до 1 000 мкм, не способные к быстрой гидратации, что обеспечивает постепенное уплотнение ее продуктов внутри скважины и, конечном счете, реализацию разрушающего потенциала известкового НРС [1].

Для получения НРС зарубежные и отечественные производители используют вращающиеся печи, уровень температуры обжига в которых лимитируется возможностями огнеупорной футеровки барабана печи – не выше 1 400 °С. В отличие от них на кафедре УРФУ (ТВМиСИИММт) для получения НРС использован агломерационный обжиг[1] с уровнем температур свыше 1 600 °С, что гарантирует высокий уровень термической стабилизации извести (рис. 1). С повышением температуры и длительности обжига объем пор в извести снижается, а плотность увеличивается, что связано с увеличением размеров кристаллов оксида кальция и их срастанием между собой в крупные агрегаты [2], что дает высокое квазистатическое давление (рис. 2). Известно, что интенсивность теплообмена слоевого агломерационного процесса многократно превосходит теплообмен во вращающейся печи. Примерно в такой же пропорции соотносятся

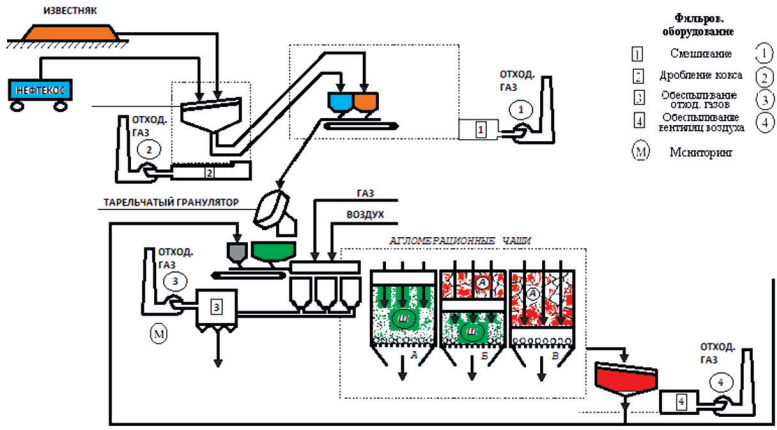


Рис. 1 – Технологическая схема получения агломерационного НРС на аглочащах их теплорегенеративные возможности, определяющие уровень энергозатрат на обжиг. На технологию агломерационного НРС получен патент [3].

Нами произведена классификация сортов агломерационного НРС по квазистатическому давлению на стенки шпура: до 50 МПа – сорт, до 100 МПа – сорт, до 150 МПа – сорт и свыше 150 МПа – сорт. Применение того или иного

[1] Агломерационный обжиг (АО) – термический процесс, осуществляемый в плотном зернистом слое материала, содержащем твердое топливо, посредством просасывания сквозь зернистый слой воздуха согласно гравитации т.е. сверху вниз.

сорта зависит от крепости горной породы: III сорт – для категории IV (довольно крепкие), сорт – для категории III (крепкие), сорт – для категории II (очень крепкие) и сорт – для категории I (в высшей степени крепкие).

Агломерационные НРС испытывали на блоках гранита в ООО «Сибирский гранитный карьер (г. Екатеринбург).

Рис. 2 – Агломерационный НРС после высокотермической обработки

Рис. 3 – Разрушенный НРС гранитный негабарит.

При испытании гранитного «негабарита» с размерами 1,2×1,2×1,8 м, разбуренного тремя шпурами диаметром 32 мм, глубиной по 0,5–0,6 м с расстоянием между шпурами – 0,12–0,15 м. Разрушение его произошло по истечению 50 часов с момента заливки суспензии (рис. 3).

Разрушающее усилие, рассчитанное по площади разрыва гранита 5 760 см^2. составило 187,5 МПа/см^2. Этот показатель, примерно в полтора раза, лучше зарубежных аналогов (НРС). Ускорение разрушающего эффекта возможно путем введения в смесь добавок, форсирующих гидратации извести. Однако,

при этом возможно снижение разрушающего усилия.

Кроме того, технология размещения приготовленной рабочей смеси НРС в шпурах имеет существенные недостатки:

– перерасход и потери (до 10÷20 %) рабочей смеси НРС в процессе работ;

– загрязнение окружающей среды при приготовлении рабочей смеси и размещении ее в шпурах.

Избежать этих недостатков можно при использовании патронированного НРС «КЛИНБРЕЙ» (CLEANbreak), разработанного научно-инженерным центром «Мысль» (г. Москва).

Для решения задачи использования НРС при добычных подземных работах (в шахтах) нами были представлены патроны со специальной водопроницаемой оболочкой, содержащие гидратно-расширяющийся состав. Для разрушения монолитного объекта патрон НРС достаточно погрузить в воду на 5–10 мин, а затем поместить в шпур, пробуренный в плоскости заданного раскола. Для лучшего контакта НРС со стенками шпуров патроны рекомендуется слегка утрамбовывать. Материал оболочки патрона обеспечивает их механическую прочность, исключает пыление порошкообразного НРС и обеспечивает его необходимое водонасыщение для образования рабочей смеси.

Патроны НРС позволяют произвести раскол монолитных объектов в любой плоскости путем возможного их размещения в вертикальных, горизонтальных и наклонных шпурах. Они высокотехнологичны из-за отсутствия трудоемких операций взвешивания и размешивания рабочей смеси НРС, исключения потерь и перерасхода. Отсутствие пыления порошкообразного НРС и попадания рабочей смеси в окружающую среду определяют экологическую чистоту и безопасность применения, патронированного НРС [4].

Применение НРС целесообразно там, где нельзя использовать промышленные ВВ. Достоинством НРС является отсутствие ударной воздушной волны и сейсмического эффекта и вредных газообразных продуктов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Капустин Ф.Л., Семериков И.С. Химия минеральных вяжущих материалов. – 2-е изд., перераб. и доп. – Екатеринбург: Ред.-изд. отдел ИПЦУрФУ, 2013. – 123 с.

2. Уфимцев В.М., Ворсин В.А. Агломерационный обжиг клинкера: новые возможности.

3. Способ получения невзрывного разрушающего средства : пат. 2251619 Рос. Федерация: Белоногов С.С., Боровков В.Ф., Уфимцев В.М., Берсенев Г.П., заявитель и патентообладатель Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный технический университет-УПИ» (RU) 16.12.2003 г.

4. Левинтант Р.Г, Агеев С.Г., Заметта Б.В. Патронированное невзрывчатое разрушающее средство, / Строительные материалы, 1991, № 9, с. 16–17.

Приложение
к статье Р.И. Сухова, В.С. Болкисева
«К вопросу изучения прочностных свойств горных пород при бурении взрывных скважин»

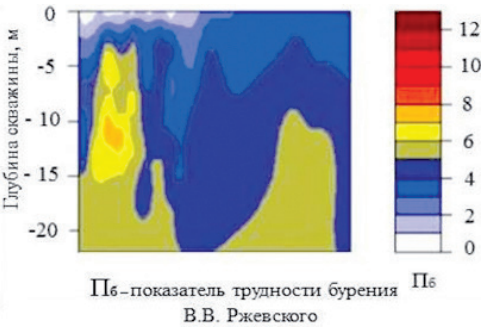
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА УрО РАН

Инструментальный контроль параметров процесса бурения скважин для уточнения прочностных свойств горных пород

Бурение скважин → Изменение параметров режима бурения → Преобразование параметров в оригинальной программе → Модели распределения пород по прочности

Информация с датчиков

Распределение пород по прочности в локальном массиве горных пород



ЛАБОРАТОРИЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПРОД ИГД УрО РАН
620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка д. 58, оф. 506
Тел. (343) 3506025, факс. (343) 3550951
Сот.: +7(912)207 53 34, +7(922)144 89 77

Институт горного дела УрО РАН,
флагману горной науки на Урале — 55 лет!

Президиум семинара БВР (октябрь, 2016 г.) Чеглоков В.А., Корнилков С.В., Берсенёв Г.П.

Яковлев В.Л. — член-корреспондент Российской Академии наук, профессор, доктор технических наук, и Сухов Р.И. — кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник ИГД УроРАН

Активные участники семинара – 2016. На переднем плане –
Кантор В.Х. – генеральный директор НТФ «Взрывтехнология» (г. Москва).
Смирнов А.А. – старший научный сотрудник ИГД УроРАН,
к. т. н. (г. Екатеринбург)

Участники семинара БВР. На первом ряду слева у окна–
Мальберг С.Л. – генеральный директор ООО «АВТ-Урал»
(г. Качканар, Свердловской области)
Справа – Степанов Б.Е. – руководитель взрывных работ ОАО «Донгеофизика»
(г. Геленджик Краснодарского края)

Участники семинара:
Азанов М.А. – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства Уральского горного университета и Реготунов А.С. – к. т. н., научный сотрудник ИГД УроРАН

Массовый взрыв на карьере

Выставочный центр музея «Боевая слава Урала»
(г. Верхняя Пышма Свердловской области)

Экспонаты выставки музея
«Боевая слава Урала»

Научное издание

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Материалы научно-производственного семинара по взрывным работам 2016 г.

Институт горного дела УрО РАН
620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Научный редактор В.С. Болкисев

Компьютерный набор текста Т.Н. Инякиной, В.В. Ягнышевой,

Издательство АМБ
620142, г. Екатеринбург, ул. Щорса, 7
Тел.: (343) 311-30-91

Президент АМБ Владимир Лобок

Верстка, обработка изображений Е.В. Снегирева

Подписано в печать ___.04.2017. Формат 60×90/16
Усл. печ. л. _____. Тираж 100 экз. Заказ № _____.

Отпечатано в типографии АМБ
620142, г. Екатеринбург, ул. Цвиллинга, 7
Тел.: (343) 220-82-55